

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERIA Y METALURGICA



**CONTROL DE CALIDAD Y ALTERNATIVA EN EL
ANALISIS DE ORO Y PLATA EN MINERALES Y
PRODUCTOS METALURGICOS PERUANOS**

INFORME DE INGENIERIA

**PARA OPTAR EL TITULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO METALURGISTA**

PRESENTADO POR

MARLENA AMPARO JIMENEZ GOMEZ

PROMOCION 89-I

Lima - Perú

**CONTROL DE CALIDAD Y ALTERNATIVAS EN EL
ANALISIS DE ORO Y PLATA EN MINERALES
Y PRODUCTOS METALURGICOS PERUANOS**

	Pag.
1. PRESENTACION	01
2. DEFINICION	02
3. DESCRIPCION GENERAL	02
4. PREPARACION DE LA MUESTRA	03
4.1 Consideraciones en el muestreo	03
4.1.1 Minerales	03
4.1.2 Bullion	03
4.2 Fundentes	04
4.3 Elección del Fundente según el carácter del mineral	05
4.4 Preparación de la carga	07
5. FUNDICION	08
5.1 Productos de Fusión	11
6. ESCORIFICACION	13
7. INCUARTACION	13
8. COPELACION	15
8.1 Consideraciones en la copelación	17
9. PARTICION	19
10. ANALISIS DE ORO EN PRECIPITADOS EN CIANURACION ...	21
11. ANALISIS DE ORO EN BULLION	26
12. ANALISIS DE PLATA EN BULLION	29
13. ANALISIS DE ORO EN CARBON ACTIVADO	31
14. ANALISIS DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURACION	33
15. RECUPERACIONES DE PLATA DE LAS SOLUCIONES DE NITRATO DE PLATA	36

16.	OPTIMIZACION DEL ANALISIS DE ORO EN BULLION	39
17.	IMPACTO AMBIENTAL	43
18.	BIBLIOGRAFIA	44

**EFFECTOS DE LA CONCENTRACION DE CIANURO EN SOLUCION
EN LA ADSORCION DE COBRE SOBRE CARBON ACTIVADO**

e

1.	RESUMEN	45
2.	INTRODUCCION	46
3.	PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL	46
4.	RESULTADOS Y DISCUSION ISOTERMAS DE ADSORCION	47
5.	DISCUSION	49
6.	CONCLUSIONES	50
7.	AGRADECIMIENTO	50

PRESENTACION

El presente trabajo tiene la finalidad de dar a conocer los logros obtenidos durante mi experiencia de trabajo en el laboratorio de la Cía. Minera Santa Kame y Laboratorio de Control de Calidad de Cía. Minera MARSA, en la que se desarrollan trabajos de análisis de oro y plata a minerales y productos metalúrgicos.

La cuantificación exacta y precisa en el oro y los minerales en los productos metalúrgico es de suma importancia tanto para un eficiente control durante el proceso de operación en la concentración del oro, como para la comercialización del producto final Bullión, exigiendo este último un control mas exacto y preciso pues de el depende ingente sumas de dinero.

Se presenta en este informe el método optimizado para resolver el problema de cuantificación que se da en la determinación del oro en el Bullión el cual ha sido experimentado y probado en el laboratorio de control de calidad.

2. DEFINICION. El análisis de Oro y Plata por el método de vía seca o fundición a minerales y productos metalúrgicos, incluyen la consideración de parámetros como temperatura de fusión, el uso de reductores, oxidantes y flux, similares a la metalurgia de fundición.

La ventaja del ensayo de Au y Ag a minerales por vía seca sobre otros métodos de análisis, depende principalmente de la rápida eliminación de prácticamente todas las sustancias minerológicas asociadas por una simple fusión en crisol requiriendo menos que 1 hora, y usando una pequeña cantidad de nuestra; sin embargo este método no es recomendado para minerales y productos metalúrgicos de baja ley, excepto como un medio de concentración.

3. DESCRIPCION GENERAL.- Con minerales y productos metalúrgicos que presentan valores (Au, Ag) el proceso consi te brevemente en la producción de dos líquidos, uno que contiene los metales valiosos, siendo el plomo metálico el colector de ellos, y el otro, los no valiosos (Cu, Fe, Zn, etc) asociados a la escoria. Los dos líquidos se separan el uno del otro por la gran diferencia en gravedad específica e insolubilidad.

Los metales valiosos son separados del plomo y del uno al otro explotando sus diferencias en propiedades químicas. La efectividad del ensayo para separar Au y Ag de minerales y productos metalúrgicos depende de dos propiedades de estos metales:

- 1ro.** Su débil afinidad por elementos no metálicos especialmente a alta temperatura.
- 2do.** Su afinidad muy grande para plomo fundido

4. PREPARACION DE LA MUESTRA

4.1 CONSIDERACIONES EN EL MUESTREO

4.1.1 MINERALES.- Buenos resultados en el análisis suponen un muestreo adecuado del mineral considerando por ello conveniente conocer las técnicas del muestreo, la que nos permite obtener buenas muestras representativas. Es esencial una alta fineza en la muestra para una óptima fusión.

En general es recomendable preparar una muestra a -200m, siendo necesario para ello, pasar el mineral por varias etapas de división fina, en las que se emplea equipos de reducción de tamaño como chancadoras, molinos de rodillo pulverizadora, etc.

Esta consideración de tamaño de partícula es necesario para conseguir un contacto íntimo y completa reacción entre cada partícula de mineral con cada partícula de flux.

Luego las muestras a un secado a T 100°C hasta obtener un peso constante.

4.1.2 BULLION.- El muestreo envuelve algunas dificultades que no se encuentran en el muestreo de minerales.

Es muy común muestrear el lingote del Bullión taladrando diferentes zonas y formando un compósito representativo, pero la dificultad de muestrear en esta forma estriba en la distribución irregular de los constituyentes del

Bullión producido por la segregación de ellos durante el enfriamiento, por ello cuando sea posible las muestras deben ser tomadas de la aleación fundida y luego enfriadas rápidamente vaciándolas en agua o en pequeños moldes con lados y fondos metálicos delgados.

4.2 FUNDENTES . -

DEFINICION. Un fundente es una sustancia que al contacto con algún compuesto de difícil fundición o se combina con él o lo toma en solución en cada caso produce un compuesto o mezcla que es fundida fácilmente a temperaturas ordinarias del horno.

PRINCIPALES FUNDENTES

LITARGIRIO PbO, P.F. 883°C. Al ser reducido por la harina u otro reductor proporciona el plomo metálico que colectará a los metales preciosos (Au, Ag) También actúa como un agente oxidante de las impurezas, metálicas, y el exceso va a formar parte de la escoria como silicatos de plomo.

SILICE.- SiO₂, P.F. = 1,755°C. Es un buen flujo para óxidos de fierro y manganeso produciendo silicatos fusibles. No puede usarse en exceso debido a su punto de fusión alto.

CARBONATO DE SODIO ANHIDRO Na₂CO₃ P.F. 852°C. La función principal es combinarse con la sílice produciendo silicatos fusibles a temperaturas ordinarias del horno.

La reacción es la siguiente:



BORAX. $\text{Na}_2\text{O} \cdot 2\text{B}_2\text{O}_3$ P.F. = 878°C . Disuelve a los óxidos metálicos formando boratos complejos fácilmente fundibles también la sílice se disuelve en alguna extensión en Borax fundido.

NITRATO DE POTASIO KNO_3 P.F. 334°C Es un agente oxidante poderoso. Se usa para neutralizar el efecto de un exceso de sustancias reductoras en el mineral a analizarse.

HARINA.- Es el agente reductor del litargirio.



4.3 ELECCION DEL FUNDENTE SEGUN EL CARACTER DEL MINERAL

Es de importancia determinar la naturaleza de los constituyentes del material a ensayar.

La correcta carga del crisol para la fusión puede ser hecho en base al conocimiento de la composición del mineral. De la apariencia general del mineral se puede decidir la mezcla aproximada que es necesaria para la fusión y extracción del Au y Ag.

El mineral previamente es inspeccionado sin destruir a aparente característica del mineral.

Es imposible dar una carga satisfactoria para cada mineral a ensayar; modificaciones en la cantidad y calidad de reactivos debe hacerse para adecuar el carácter del material a analizar.

Sin embargo las variaciones no son tan grandes y en muchos laboratorios se usan flujos standard para una gran variedad de minerales y productos metalúrgicos

haciendo cambios solo cuando las condiciones lo requiere. La tabla siguiente muestra la cantidad aproximada de los diferentes reactivos usados en una fundición ordinaria:

Mineral:	20 g.
Carbonato de Sodio	25 a 30 g
Borax	10 a 15 g
Litargirio	60 a 75 g
Sílice	8 a 10 g
Harina	2 a 3 g
Nitrato de Potasio	4 a 5 (según el mineral)

Para el caso de minerales con un contenido mayoritario de óxidos se emplea la harina como un agente reductor de plomo, y las escorias producidas son silicatos y boratos de los óxidos metálicos disueltos unos en otros y en litargirio.

La cantidad de harina usualmente empleada es de 2 a 3 g.

Para minerales con alta presencia de sulfuros u otros agentes reductores capaces de reducir el óxido de plomo produciendo grandes botones de plomo el análisis se realiza por dos métodos.

- a) METODO DE CALCINACION.- El mineral calcinado oxidándose al azufre de los sulfuros y los metales pasan al estado de óxidos, luego es analizado como un mineral con contenido de óxidos.
- b) METODO DEL NITRO Y LITARGIRIO.- Si el mineral no ha sido calcinado se adiciona en el flux nitrato de potasio y se disminuye la cantidad de harina usualmente empleada. El nitrato de potasio oxida parte del azufre del mineral evitando de este modo la reducción de gran cantidad de plomo.
Los sulfuros son descompuestos en parte por el

litargirio y en parte por el nitro.

Un moderado exceso de litargirio es conveniente en este método porque proporciona oxidación de los sulfuros y tiende a conservar fuera del botón de plomo todas las impurezas metálicas. No debe sin embargo usarse mucho litargirio 1ero.) por el aumento de costo 2do) Destrucción rápida del crisol 3ro) Cuando el crisol se agujera la escoria corrosiva cae al piso de la mufla y la corroe, por estas razones no debe usarse mas litargirio que el necesario para asegurar un botón de plomo conveniente y la descomposición completa de los sulfuros.

4.4 PREPARACION DE LA CARGA. - La cantidad de muestra a analizar está en relación al contenido de Au en la muestra, así para minerales pobres en Au se emplea 30 g y para concentrados o minerales ricos 10 a 15g.

Los crisoles refractarios más empleados en el análisis son los que pueden contener 20 y 30g de mineral más los reactivos necesarios.

La carga total llenará las $3/4$ partes del crisol. Es más conveniente mezclar la carga dentro del crisol. Los flujos se ponen primero. Debe medirse en lugar de pesarse para ahorrar tiempo. Solo la harina y el nitrato de potasio debe medirse con precisión. El mineral es cuidadosamente pesado en una balanza y colocado encima de los flujos. La mezcla se hace mejor con una espátula de acero, una buena mezcla se nota por la apariencia uniforme de la carga. Los flujos deben ser libres de terrones. Finalmente se cubre con aproximadamente 5g de Borax. La cubierta de borax es ventajosa porque retiene y hunde las partículas finas del mineral que son proyectadas al hervir la carga.

5. **FUNDICION.**- Este proceso es el de mayor importancia. La fusión puede dividirse en tres estados. Primero el calentamiento preliminar acompañado por alguna reducción de plomo del litargirio, fusión parcial y descomposición del nitro si está presente, reducción parcial de altos óxidos y una ligera fluidez de la sílice por carbonato de sodio y litargirio.

En el segundo estado la mayor parte de las reacciones químicas toman lugar y la carga entera parece estar en una completa agitación. El plomo se reduce del litargirio por la harina u otro agente reductor produciendo una multitud de pequeños disparos de plomo que recogen las partículas adyacentes de oro y plata.

El carbonato de sodio y borax reaccionan con los constituyentes ácidos y básicos produciendo escoria. Alúminas y otros óxidos metálicos se combinan o disuelven con los fundentes. Se presenta una evolución de gases como dióxido de carbono, dióxido de azufre y nitrógeno.

El tercer estado es conocido con el nombre de período de fusión quieta en esta etapa se completan las reacciones que forman la escoria produciendo una mayor fluidez. Esto posibilita que todas las pequeñas partículas de plomo caigan a través de la escoria recolectando las trazas remanentes de oro y plata; además esta alta fluidez de la escoria asegura una separación perfecta del plomo.

Los crisoles conteniendo la carga deben ser colocados en la mufla cuando el calor muestre un color rojo brillante ($T \approx 850^{\circ}\text{C.}$), Luego la temperatura es gradualmente

elevada hasta $\approx 1,050^{\circ}\text{C}$ se continúa la fusión a esta temperatura por 10 a 15 minutos para después los crisoles ser retirados de la mufla observándose una fundición cuya superficie es brillante y homogénea procediéndose luego a vacear en una lingotera con huecos cónicos.

Debe evitarse las altas temperaturas porque aumenta la posibilidad de ebullición y con ella la volatilización de compuestos de metales preciosos.

El tiempo necesario para la fundición es de 45 a 55 minutos una larga fusión continuada a baja temperatura significa un pequeño botón de plomo y una colección imperfecta de Au y Ag debido a que una parte del plomo reducido permanece diseminado en la escoria.

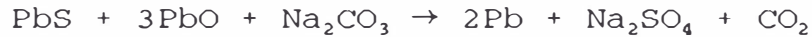
Las reacciones que se efectúan en la fundición de los minerales a los que se les ha agregado el flujo correspondiente son:

- a) REACCION DE REDUCCION.- La reducción del plomo por harina se muestra en la siguiente reacción



En el caso de minerales que contienen sulfuros habrá una reducción de plomo por el azufre, la cantidad de plomo reducido variará de acuerdo al flux empleado.

Las siguientes reacciones muestran el efecto de algunos minerales sulfurosos cuando se funde en contacto con litargirio y carbonato de sodio.



El carbonato de sodio induce a la oxidación completa del sulfuro con la formación de un compuesto muy estable el sulfato de sodio. En la ausencia de un carbonato alcalino la mayor parte del sulfuro es oxidado a SO_2 y la cantidad de plomo precipitado decrece lo que puede observarse en la siguiente reacción.



- b) REACCIONES DE OXIDACION.- Es indispensable la oxidación de las impurezas para que forme la escoria con los reactivos de la fundición y no pasen al botón de plomo. En los minerales sulfurosos para prevenir la reducción de una cantidad excesiva de plomo se agrega nitrato de potasio.

Las siguientes reacciones muestran el poder oxidante de este reactivo:



Otra alternativa para oxidar las impurezas metálicas presentes como sulfuros en el mineral, es el método de calcinación. La muestra a analizar es colocada en un escorificador y llevada a calentar en la mufla a una temperatura aproximadamente de 750°C por media hora. Por efecto de esta

calcinación no solamente se oxidan las impurezas metálicas sino que al mismo tiempo se eliminan las impurezas volátiles como S, As, Sb al estado de SO_2 , As_2O_3 , Sb_2O_3 .

5.1 PRODUCTOS DE FUSION. -

El botón de plomo acero - argentífero debe ser brillante, blando y maleable y debe separarse fácilmente de la escoria.

Según sea las impurezas metálicas varían algunas propiedades físicas del botón que puedan ser reconocidas de inmediato como son dureza, maleabilidad.

Al cubicar el botón de plomo se puede observar:

BOTON DURO.- Usualmente indica cantidad apreciable de cobre en el botón por lo que se recomienda escorificar el botón obtenido con más plomo o repetir la fusión con una pequeña cantidad de muestra, y adicionar más litargirio en el flux.

BOTON QUEBRADIZO.- Ocasionalmente minerales que contienen Cu, As, Sb, Bi como sulfuros producen botones de plomo que son quebradizos y pueden tener adherido una capa de mata o speiss la que al momento de cubicar el botón se desmorona. La mata de estar presente siempre contendrá una porción de Au y Ag del mineral dando por ello resultados bajos en los análisis, en tal caso será conveniente reducir la cantidad de muestra o analizar y si continua obteniéndose botones insatisfactorios se recomienda un ensayo de escorificación al botón.

El tamaño del botón de plomo ha sido muy discutido pero Miller y Fulton después de experimentar concluyen que el poder colector del plomo aumenta con el del botón hasta un máximo de 28 g.

Las escoriae producidas en la fusión son compuestos fusibles, generalmente silicatos, boratos de los óxidos metálicos contenidos en el mineral y flujos usados; la escoria fría debe ser homogénea y libre de partículas de mineral sin descomponer. Una buena escoria es generalmente vítrea y frágil aunque las vítreas son preferibles no son esenciales en todos los minerales. Cuando se vacía la escoria esta debe ser clara y fluida libre de trozos de plomo además el crisol debe quedar con un delgada y vítrea de escoria.

6. ESCORIFICACION.- Es un método de oxidación y eliminación de impurezas metálicas.

Esta operación se efectúa de haber fundido el mineral sobre el botón del plomo auro argentífero muy impurificado por cobre.

Se coloca el botón de plomo en un escorificador de arcilla y se adiciona a unos 8 g de Borax, luego se lleva al horno que debe estar a unos 850°C y se mantiene cerrada la puerta por unos instantes hasta que el contenido se funda completamente, para luego abrirla y permitir que se inicie el proceso de oxidación del plomo.

Este proceso se basa en la propiedad que tiene el borax y el litargirio producido en la oxidación del botón de plomo, de combinarse con los óxidos metálicos para formar escorias fusibles.

La operación ha terminado cuando se observa un círculo brillante y la masa líquida se muestra tranquila. Se retira los escorificadores y se vacía en una lingotera. El botón obtenido debe estar y apto para pasar a la etapa de copelación.

7. INCUARTACION.- Esta operación consiste en agregarle plata químicamente puro a los análisis de oro, porque las aleaciones de oro - plata son insolubles en HNO₃, concentrado o diluido cuando la proporción de oro y plata es inferior a 1:2.5 (1 de oro por 2.5 de plata).

En cambio si la plata se encuentra en una proporción mayor que la indicada, se disuelve muy fácilmente en HNO₃ diluido. Esta adición de plata es indispensable pues el oro en los minerales va siempre acompañado de plata, con lo que haría. La incurtación puede hacerse en: a) al agregar el flujo o bien puede hacerse antes de copelar, adhiriendo con un fuerte golpe de martillo el pedazito de plata pura laminada al botón de plomo. La cantidad de plata es variable, y depende de la riqueza de oro del mineral. Generalmente se acostumbra agregar más o menos 0.1 g de plata.

8. COPELACION. - Consiste en una fusión oxidante de una aleación de plomo, oro y plata en un vaso poroso conocido como copela.

En este proceso el Au y la Ag son separados del plomo. Si la temperatura es apropiada el plomo se oxida a óxido de plomo (PbO) siendo el 98.5% absorbido por la copela y el 1.5% volatilizado.

Para copelar la mufla se calienta a 900°C y se colocan las copelas dejándolas calentar por unos 10 minutos con el objeto de expulsar la humedad y materia orgánica. Cuando las copelas están bien calientes se colocan con una pinza los botones de plomo y se cierra la puerta. Los botones de plomo se funden inmediatamente y se cubren con una película oscura de óxidos el cual desaparece después de 1 o 2 minutos y la superficie del plomo fundido se hace brillante, entonces se dice que los botones se han "ABIERTO" esto significa que el plomo ha principiado a oxidarse, cuando esto sucede que es al cabo de aproximadamente 5 minutos, se abre la puerta de la mufla para admitir un pleno abastecimiento de aire que promueva la oxidación del plomo a litargirio el cual es llevado a los poros de la copela por atracción capilar. Esto sucede debido a que el litargirio es fusionado a la temperatura de operación. la mayor parte de los otros metales bases son infusibles a esta temperatura, luego la temperatura de la mufla se baja al punto más bajo posible donde la operación pueda continuar esto debe hacerse debido a que la oxidación del plomo genera una cantidad considerable de calor y los botones están mas calientes que el horno y la copela, de manera que una temperatura mas alta que la necesaria, aumenta la perdida de oro y plata que puede

ser por absorción y volatilización, por el contrario si la temperatura desciende mucho los botones se "CONGELAN" esto es el litargirio que funde a 883°C solidifica en la parte superior del plomo líquido el cual funde a 327°C y la operación se detiene.

Los botones "CONGELADOS" deben rechazarse porque sus resultados aunque se aumente nuevamente la temperatura son generalmente bajos.

Un buen indicador de temperatura apropiada es la formación de cristales de litargirio conocido como "PLUMILLAS" en la orilla interna de la copela. El litargirio colatizado choca con la ceniza de hueso de las copelas y se sublima como cristales escamosos.

La superficie de plomo en la copela es convexo debido a la alta tensión superficial dentro del metal. Conforme la aleación se hace más en plata se hace más y más redondeado en forma y hacia el final de proceso de copelación la temperatura debe elevarse para expulsar los últimos restos de plomo y demás porque la aleación se hace más difícilmente fusible conforme la proporción de plata aumenta.

En el momento de solidificación los botones Au Ag emiten un relámpago debido a la liberación del calor latente de fusión.

Si los botones son grandes y consisten principalmente de plata pueden proyectar al retirarselos rápidamente, esto es debido al oxígeno disuelto que escapan al solidificarse los botones.

La proyección puede ser prevenida cubriendo el botón de plata con una copela caliente invertida tan pronto como se termina la copelación y permitiendo que la copela cubierta permanezca en el horno y varios minutos. Esto asegura un enfriamiento lento del botón de plata.

Al enfriarse los botones son retirados de la copela mediante pinzas, para luego limpiar la ceniza de hueso adheridas a su base mediante un cepillado con una brocha de pelo duro.

El botón de plata debe aparecer terso y brillante en su superficie superior y deberá ser de color blanco de plata de esférico y semisférico en forma según su tamaño, y debe adherirse ligeramente a la copela.

8.1 CONSIDERACIONES EN LA COPELACION

La presencia de impurezas en el botón de plomo generalmente aumenta las pérdidas de Au y Ag, y hace dificultosa la operación de copelación, especialmente el Cu, Bi, Sb los cuales se oxidan más lentamente que el plomo y tienden a permanecer hasta que se haya ido la mayor parte del plomo.

El plomo de estar presente en mayor cantidad puede ocasionar el congelamiento de los botones durante la copelación debido a que el cobre es oxidado a óxido cuproso el cual después en contacto con el plomo fundido se reduce a cobre metálico.

El antimonio causa la formación de una cresta dura e infusible de antimonio de plomo el que retiene plomo y que a menudo produce rotura de la copela.

Si las impurezas están presentes en pequeñas cantidades una parte son absorbidas por la copela y otra son volatizados.

Para evitar dificultades en la copelación por las impurezas metálicas presentes en el botón de plomo las cuales al estar en cantidades apreciables son reconocibles por las propiedades físicas del botón, se recomienda escorificar el botón antes de copelar.

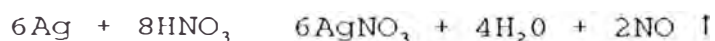
El incremento de pérdidas de plata debido a temperaturas altas en la copelación parece que se debe principalmente a un incremento en la plata y por consecuencia gran pérdida por absorción.

Las pérdidas por volatización incrementa también con la temperatura.

La pérdida de oro en copelación es mas pequeña que la plata por la mayor resistencia del oro a la oxidación. La pérdida de oro por incremento de temperatura puede ser debido a la disminución de la tensión superficial del oro lo que hace que salte fuera de la copela pequeñas partículas. También conforme disminuye la cantidad de plata en el encuarte aumenta la pérdida de oro.

9. PARTICION. -

Es la separación del oro de la plata en una aleación que contenga a estos metales y es efectuado por medio de ácido nítrico diluido y a temperatura moderado (90 100°C) Este ácido convierte la plata en nitrato de plata soluble pero no tiene acción sobre el oro. La reacción de disolución de la plata es:



Para que la partición sea rápida se recomienda que la aleación tenga una proporción Au/Ag cuando menos de 8 o 10 a 1.

El botón de Au Ag es colocado en un crisol de porcelana o vaso pirex de 100 cc, se adiciona 15 cc de HNO₃ al 20% y se lleva a la planta de calentamiento. La solución debe mantenerse caliente más no en ebullición, se continua calentando hasta que el desprendimiento de vapores nitrosos ceze, luego se decanta la solución y se repite el ataque con ácido nítrico al 20% por dos veces más para asegurar de disolver toda la plata, luego lavar al oro 3 veces con agua destilada caliente libre de cloro. Si el agua tuviera presencia de cloro se forma el precipitado insoluble de AgCl que recubriria al oro, por ello se recomienda controlar el agua destilada antes de la operación.

Si este accidente sucediera se puede corregir añadiendo gotas de NH₄OH el cual formará cloruro de armonio soluble.



Terminado el lavado el crisol conteniendo el botón de oro se seca en la plancha eléctrica y luego se lleva al horno que se encuentra a 800°C, calentándolo por 2 minutos; el calor hace que el oro obtenido de la partición que es de aspecto esponjoso o fibroso y de color castaño cambie a una escama densa o botón, con el amarillo característico del oro.

10. ANALISIS DE ORO EN PRECIPITADOS DE CIANURACION

Los precipitados de cianuración contienen, oro, plata, cobre, zinc y otras impurezas metálicas, tienen un aspecto pulverulento de granulaciones muy fina y de color marrón oscuro.

Después de ser secado el precipitado en la estufa, se pesa en una balanza analítica una muestra de alrededor 200 mg y se coloca en un crisol al cual previamente se le ha adicionado 90 g de flux, cuya composición es la siguiente:

Litargirio	60.1%
Carbonato de Sodio Anhidro	23.3%
Borax .	7.5%
Sílice	9.1%

Harina 1.5 g.

Se realiza la mezcla del precipitado con el flux empleando una bagueta de vidrio, la que al finalizar la operación se limpia con un pedazito de papel de seda que se adiciona a la carga. Se cubre con 20 g de flux y una ligera capa de borax. La figura 1 muestra la preparación de la carga.

El crisol conteniendo la carga es llevado al horno eléctrico que debe tener un reostato para un mejor control de temperatura y la cual debe estar a 1,050°C. Se eleva la temperatura y después de 45 minutos alcanza los 1,050°C a esta temperatura se continua la fusión por 10 minutos mas. El crisol es retirado y el contenido se vacía en una lingotera.

La escoria producida es fluida y homogénea la cual a los pocos minutos de enfriamiento se desgrega completamente y para evitar que se proyecte durante el enfriamiento se coloca una plancha metálica sobre la lingotera.

La escoria con mucho cuidado y ayudado por una espátula se traslada al crisol original para fundirla y así poder recuperar la pequeña cantidad de oro que ha quedado en ella. Se adiciona al crisol 1.2 g de harina, 20 g de flux y una cucharita de borax y es llevada inmediatamente al horno.

A fundir a $1,000^{\circ}\text{C}$, luego se retira el crisol vaciando el contenido en una lingotera.

El botón de plomo de la fundición de la muestra se encuarta con 5g de plata metálica el cual se le adhiere al botón y envuelve con una lámina de plomo.

El botón de plomo obtenido de la fundición de escoria se encuarta con 0.5 g de plata y se envuelve con una lámina de plomo.

La plata metálica para el encuarte debe ser pura exenta de oro.

Se calienta las copelas a 850°C por 15 minutos, estando bien caliente las copelas se colocan los régulos de plomo, después de 5 minutos se abre ligeramente la puerta para proveer el oxígeno para la copelación y se baja la temperatura del horno a 800°C , se observa la superficie brillante de plomo y el desprendimiento de los vapores de litargirio el cual son evacuados por un extractor.

Al finalizar el proceso se observa una superficie brillante y quieta que es el doré Au - Ag.

Esta operación de copelación dura de 30 a 40 minutos. Al retirar las copelas conteniendo el doré de Au - Ag son cubiertas con copelas invertidas para que el enfriamiento del doré sea lento y no se produzca el escupido de la plata ocasionando perdidas.

El doré es retirado de las copelas y la parte inferior que estaba adherido se limpia con una brocha de cerda dura.

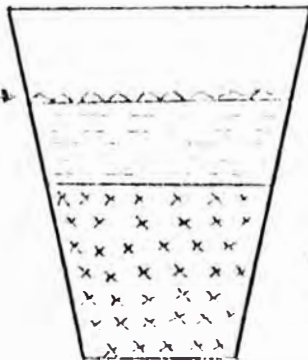
Los dos botones obtenidos de la copelación son colocados en un vaso pirex de 150 cc, se adiciona 50 c de HNO₃ al 20% y se lleva a la plancha eléctrica, cuando ha cesado el desprendimiento de burbujas ocasionado por la disolución de la plata se decanta la solución y se repite el ataque con HNO₃ al 20% por 3 veces más para asegurar la disolución completa de la plata. El oro se lava por 3 veces con agua destilada caliente y luego con mucho cuidado se traslada el oro con ayuda de una pisceta a un crisol de porcelana, se decanta el agua empleada en el traslado y se seca en la plancha eléctrica para luego ser llevado a secar al horno a 800°C por 2 minutos, obteniéndose el botón de oro fino.

En la gráfica N° 2 se muestra un diagrama de flujo en la sesión de precipitación con polvo de zinc y en la que se obtienen los precipitados.

Preparación de la carga para análisis de Au en precipitados de Zn



← 200mg de precipitado de Zn
 { 90g de Flux
 1.5g de Harina



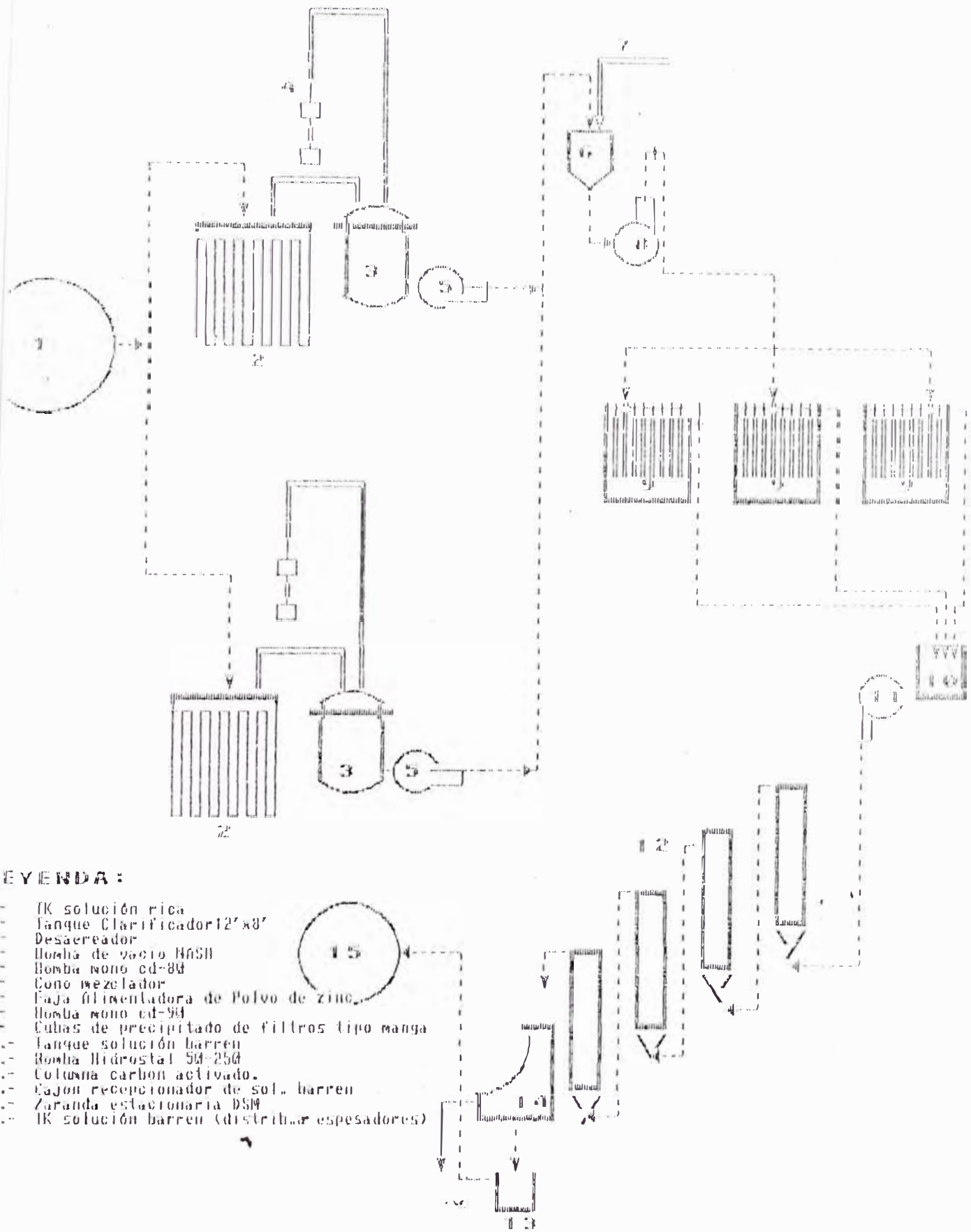
copa de Boro →

CUBIERTA { 20g de Flux

MEZCLA { 90g de Flux
 1.5g de Harina
 200mg de precipitado de Zn

Fig 1

DIAGRAMA DE FLUJO EN LA SECCION DE PRECIPITACION CON POLVO DE ZINC



EYENDA :

- 15.- TK solución rica
- 1.- Tanque Clarificador 12'x8'
- Desaerador
- Bomba de vacío H&H
- Bomba mono cd-80
- Cono mezclador
- Faja alimentadora de Polvo de zinc
- Bomba mono cd-90
- Cubas de precipitado de filtros tipo manga
- 6.- Tanque solución barren
- 7.- Bomba Hidrostat 50-250
- 2.- Columna carbon activado.
- 3.- Cajon receptor de sol. barren
- 4.- Zaranda estacionaria DSM
- 5.- TK solución barren (distribuir espesadores)

11. ANALISIS DE ORO EN BULLION

Se pesa en una balanza de alta precisión alrededor de 100 mg de bullión en forma de viruetas provenientes del muestreo de los lingotes del bullión. La muestra se coloca en un crisol de 20g, al cual previamente se le ha preparado de la siguiente manera. Primero al crisol se le adiciona 90g de flux cuya composición es la siguiente:

Litargirio	60.1%
Carbonato de Sodio	23.3%
Borax	7.5%
Sílice	9.1%

Harina 1.5 g.

Se mezcla el flux con la harina y en la parte superior de la carga se ponen 0.2g de azufre coloidal y en el se coloca la muestra de bullión que ha sido pesada, se cubre con 20g de flux y una ligera cubierta de borax.

La figura 2 muestra la preparación de la carga.

El azufre coloidal ayuda a que las impurezas metálicas no se colecten en el plomo.

El crisol conteniendo la carga es colocada en el horno que se encuentra a 800°C y luego es llevada a 1,050°C, lo que dura aproximadamente 45 a 50 minutos y se continua la fundición a esta temperatura por 10 minutos mas.

Al extraer el crisol se observa una fundición que presenta una superficie anaranjado brillante y se

procede a realizar la colada en una lingotera cónica, observándose una alta fluidez de la escoria, inmediatamente se cubre la lingotera con una plancha metálica y se deja enfriar por unos minutos.

La escoria es separada del régulo y regresada al crisol donde se le agrega 1.5 g de harina, 20g de flux y una cucharadita de borax, luego es llevada a fundir para recuperar la pequeña cantidad de oro retenida en la escoria.

Obtenido los dos régulos, el de la muestra y el de la escoria se procede a la encuartación, copelación y partición en forma similar al análisis de oro precipitados de cianuración.

Preparación de la canga para análisis de Au en Bullion

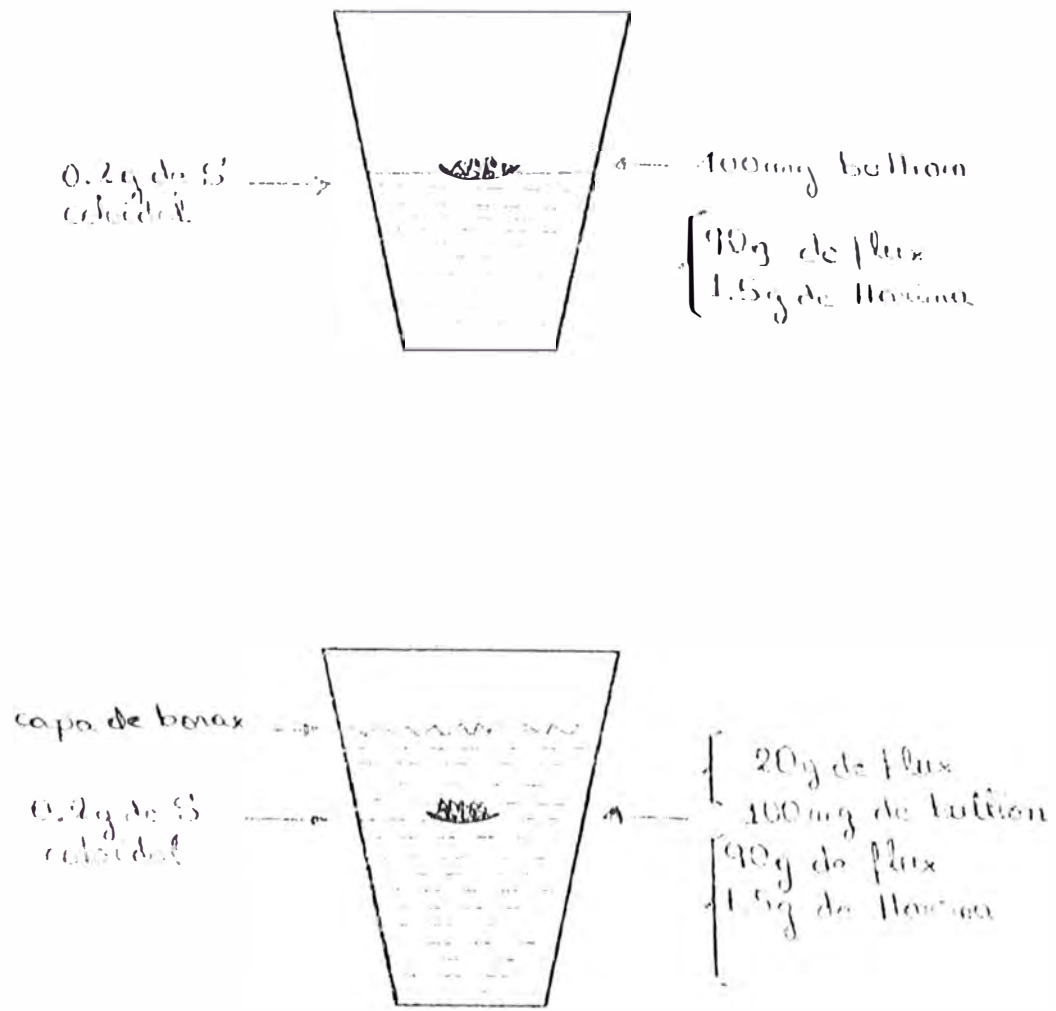


fig 3

12. ANALISIS DE PLATA EN BULLION

Se pesa en una balanza de precisión alrededor de 100 mg de virutas provenientes del muestreo de lingotes de bullión y se coloca en un crisol que ha sido preparado con la siguiente carga.

90 gr. de flux para composición es la siguiente:

Litargirio	60.1%
Carbonato de Sodio	23.3%
Borax	7.5%
Sílice	9.1%
Harina 1.5 g	

Se adiciona 1.5g de harina y se mezcla. En la parte superior central de la carga se coloca 0.2g de azufre coloidal para luego acomodar sobre el los 100 mg de viruta de Bullión, se cubre con 20g de flux y una ligera capa de borax.

El crisol conteniendo la carga se lleva a fundir a la mufla, cuando la temperatura alcanza los 1050°C se continua la fundición por 10 minutos más, luego se retiran los crisoles y se vacía en una lingotera cónica, se deja enfriar la escorea para después retirarla cuidadosamente y regresarla al crisol original, al cual se añade 1.0g de harina 20g de flux y una cucharadita de borax. Luego se lleva a fundir la escorea.

Los dos botones de Pb - Au - Ag obtenidos de la muestra y de la escorea son colocados en un escorificador de arcilla, se adiciona 8g de borax y se lleva a la mufla a escorificar con finalidad de obtener un botón de plomo de tamaño apropiado para la copelación.

El botón de plomo - auro - argentífero obtenido se copela cuidando de que la temperatura no sea demasiado alta para evitar pérdidas por volatilización de la plata. Cuando la operación ha terminado el pequeño botón de Au - Ag se saca de la copela, se limpia la parte que ha estado adherida y se pesa directamente en una balanza de precisión registrándose como P1.

El botón se incuarta adhiriéndose 5g de plata pura y envolviéndolos en una lámina de plomo, al cual con ayuda del martillo se le da una forma cúbica para la facilidad de manipulación, luego se lleva a copelar para finalmente realizar la partición como en el caso de los análisis de oro en bullión, obteniéndose un botón de oro fino que se pesa directamente en la balanza de precisión y se registra como P2.

Cálculo del contenido de Ag en Bullión expresado en porcentaje:

$$\frac{P1 - P2}{\text{Peso de muestra}} \times 100$$

13. ANALISIS DE ORO EN CARBON ACTIVADO

El carbón activado se emplea para recuperar el oro de soluciones cianuradas.

El carbón se seca en la estufa a 105°C hasta obtener un peso constante. Se pesan 5 g y se coloca en un escorificador de arcilla, cuyo fondo previamente se ha rayado completamente con tiza para evitar que el carbón se adhiera, luego se lleva al horno a calcinar a una temperatura de aproximadamente 700°C . La puerta del horno debe estar ligeramente abierta para permitir el ingreso de oxígeno que oxida al carbón a CO_2 .

Cuando se observa que todo el carbón se ha calcinado y ha quedado un residuo de ceniza color beige, se retiran el escorificador dejándolo enfriar un poco para luego adicionar a la ceniza 12 g de litargirio, 6h de borax, 6g de carbonato y 1g de harina, se mezcla con todos estos reactivos con mucho cuidado. Se encuarta adicionando 0.1g de plata pura y finalmente se cubre con una ligera capa de borax.

El escorificador conteniendo la carga se lleva a la mufla la que se encuentra a 850°C , se cierra la puerta y se eleva la temperatura a 900°C . Cuando la fundición ha terminado se observa un círculo brillante y masa se encuentra tranquila.

El tiempo que demora la fundición es de aproximadamente de 20 a 25 minutos. Se retira lentamente el escorificador usando tenazas largas y se vacía obre una lingotera. Una vez fría se rompe la escorea y se retira el botón de plomo.

La superficie del escorificador debe quedar tersa y vitresa.

El botón de plomo se procede a copelar y luego se realiza la partición con HNO_3 al 20%. La operación de partición es similar a la de los análisis de Au en Bullión.

El oro fino obtenido es pesado en una balanza de alta precisión.

14. ANALISIS DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURACION

Se basa en la precipitación del oro y la de las soluciones de cianuración por medio del zinc en polvo en presencia de acetato de plomo.

A una muestra de 300 cc se ajusta la fuerza de cianuro a 0.1%. Se calienta ligeramente por unos 5 minutos con el objeto de reducir el oxígeno presente en la solución, luego se agrega 10 a 20 ml de una solución de acetato de plomo al 10%, y 1g de polvo de zinc, se agita fuertemente y se calienta la solución pero sin hervirlo por 20 a 25 minutos.

El oro y la plata precipitan debido al galvánico Pb/Zn y el plomo reducido sirve de colector del oro y plata.

El acetato de plomo reacciona con el zinc según la ecuación.



Según DÖRR



El plomo forma una masa esponjosa negruzca que contiene el Au y ag.

El exceso de zinc se disuelve añadiendo lentamente 20ml de H l 2:1. El calentamiento continua por unos minutos más hasta que cesa la efervescencia, luego la solución es decantada y la esponja de plomo lavada con agua 2 o 3 veces. El exceso de agua es exprimido de la esponja la que luego se seca sobre papel de filtro.

Una vez seca la esponja es enrollado con 10g de lámina de plomo junto con la plata necesario para la partición y se lleva a copelar, debe dejarse una pequeña abertura en la lámina de plomo para que escape el vapor.

El doré obtenido de la copelación es llevado a un crisol de porcelana en donde se realiza la partición con HNO₃ al 20%.

El oro fino obtenido se pesa y la ley de oro se expresa en gr de Au/lt de solución. Según la siguiente fórmula

$$\frac{\text{Peso del botón Au fino}}{\text{cc. de solución}} \times 1000$$

En la gráfica N° 4 se muestra una planta de cianuración por agitación de, cuyos tanques se toman las muestras para analizar oro y otros elementos.

Planta de Clarificación

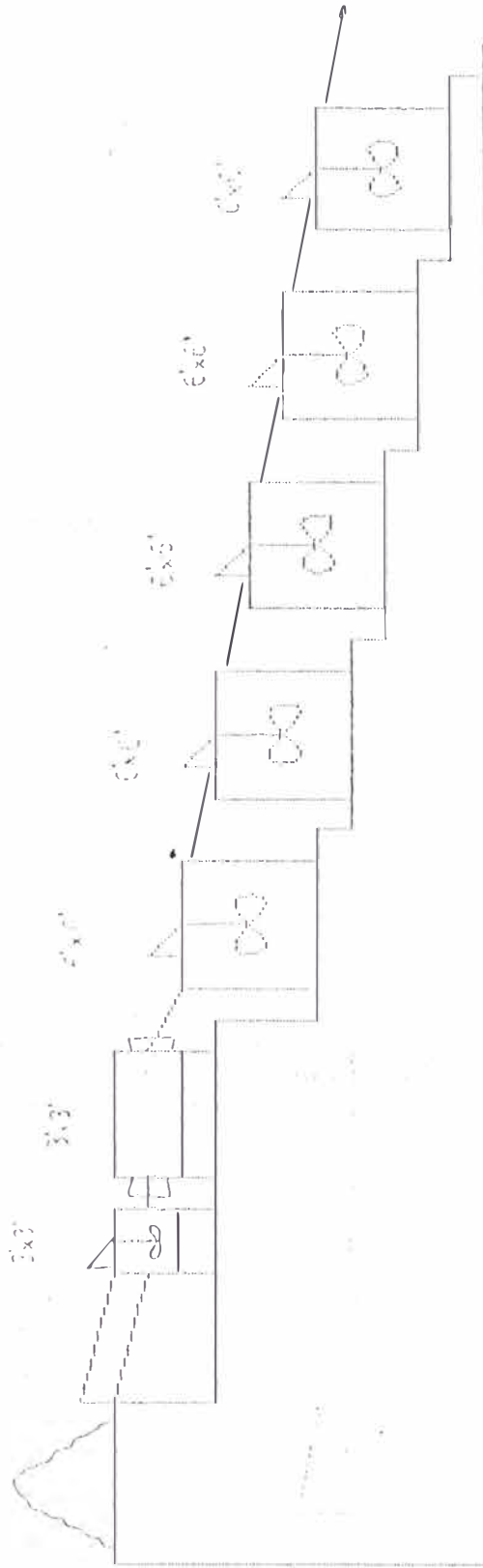
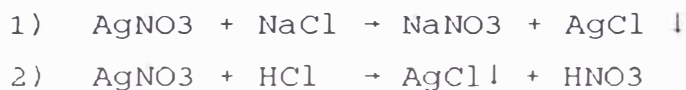


FIG 4

15. RECUPERACION DE PLATA DE LAS SOLUCIONES DE NITRATO DE PLATA

En la etapa de partición la plata es separada del oro aprovechando su solubilidad con ácido nítrico, estas soluciones son colectadas para luego recuperar la plata, siendo el primer paso, precipitar la plata de solución como cloruro de plata para lo cual se emplea NaCl o HCl. Las reacciones son las siguientes:



La precipitación de la plata con HCl es rápida y completa pero por su alto costo no es muy recomendable para grandes cantidades de plata.

El cloruro de plata obtenido se lava con abundante agua corriente hasta que el agua de lavado de un PH neutro, a partir de entonces la plata puede ser recuperada de las siguientes formas:

- 1º Puede fundirse directamente el AgCl previo secado. El AgCl es colocado en una fuente de fierro aporcelanado y llevado a secar a una plancha eléctrica, una vez seco se disgrega lo mayor posible y se mezcla con el siguiente fundente:

Carbonato de Sodio	69.5%
Borax	8.3%
Sílice	11.1%
Harina	11.1%

La cantidad de fundente a emplear guarda la siguiente relación:

Peso de AgCl seco / Peso de fundente 1

Luego de preparado la carga es llevado a fundir a $1,050^{\circ}\text{C}$, obteniéndose de esta forma una plata metálica de gran pureza.

Método de Cementación.- El AgCl después de lavado con abundante agua es llevado a un vaso pirex, y según un previo estimado de plata a obtener se adiciona la cantidad de reactivos según el siguiente consumo:

$\text{H}_2\text{SO}_4 = 0.3\text{g de H}_2\text{SO}_4 / 1\text{g de Ag}$

Polvo de zinc = 0.4 de polvo de zinc / 1 g de Ag

Los reactivos se adicionan de a poco y agitación constante.

Las reacciones desarrolladas en este método son las siguientes:



Estas reacciones explican que mientras que el zinc reacciona lentamente con el AgCl en presencia de agua solamente, la reacción es aligerada por la adición del ácido libre, por el cual el zinc es atacado y liberado el H_2 .

El H_2 naciente es un poderoso agente reductor y descompone el cloruro de plata mucho más rápidamente que el zinc y también produce el ácido clorhídrico el cual pasa a producir más hidrógeno. El resultado de esto es que la acción, que al comienzo es lento se convierte en mas rápido tanto que HCl se acumula en la solución.

El H_2SO_4 es necesario para comenzar la reacción pero a más adición, más rápidamente será la reacción y si se agrega mucho la acción química será más violenta.

El Cloruro de plata durante el proceso va cambiando de color a un beige a medida que la plata se reduce. Cuando la reducción es completa la plata tiene un aspecto granulado y un color homogéneo beige, se agrega un poco de ácido sulfúrico para disolver cualquier residuo de zinc que puede quedar. Se decanta la solución y la plata se lava con abundante agua corriente finalmente se pasa un filtro y de allí se lleva a secar y luego a fundir con borax obteniéndose la plata metálica.

Una sugerencia para este método es que el proceso se realice en un medio de alta densidad de pulpa.

16.- OPTIMIZACION DEL ANALISIS DE ORO EN BULLION

Se presenta aquí el método utilizado para resolver el problema de cuantificación que se da en la determinación del oro en bullión.

El Bullión es una barra metálica obtenida luego del proceso de fundición a los precipitados de zinc. Estando compuesta en su mayor parte por oro y plata.

Siendo el Bullión un producto final del proceso de concentración del oro a partir de minerales, su análisis requiere de la mayor precisión y exactitud por las siguientes razones:

- 1º El contenido de Au en el bullión permitirá determinar la eficiencia del proceso de concentración.
- 2º Es necesario controlar el oro que será procesado en la refinería.

En el Laboratorio de Control de Calidad en un principio se realizaron los ensayos de oro en Bullión siguiendo los métodos indicados por los tratados de análisis, los cuales se basaban en la copelación directa del Bullión cuyo proceso en forma resumida es el siguiente:

- Pesar 100 mg. de Bullión, encuartar con 1 g de plata pura, envolver en una lámina de plomo y copelar, luego realizar la partición con HNO_3 .

Los resultados obtenidos al reportar eran rechazados porque no daban resultados satisfactorios en el Balance Precipitado - Bullión por lo que nos pedían volver a ensayar

al repetir el análisis siguiendo el mismo método los resultados daban los mismos.

Esta inquietud nos llevó a analizar con Absorción Atómica el oro fino obtenido del análisis dando como resultado cerca de 1% en contenido de impurezas que comprendía Cu, Fe, As, Zn. Ello llegó a la conclusión de que las impurezas del Bullión no eran totalmente separadas del oro en la copelación directa del Bullión, aliándose de tal manera al oro y plata que ni en la separación con ácido nítrico cedían aumentando de esta manera el contenido de oro y dando así resultados erróneos.

Para solucionar este problema se estudió el fundente adecuado siendo el siguiente:

Litargirio -----	60.1%
Carbonato de Sodio -----	23.3%
Borax -----	7.5%
Silice -----	9.1%

Harina = 1.5 gr.

Azufre coloidal = 0.2 mg.

El azufre coloidal convierte las impurezas metálicas del Bullión, Cu, Fe, Zn, Pb a sulfuros y debido a que estas se hallan en pequeñas cantidades son oxidadas por el litargirio pasando a la escoria.

Después de fundir el Bullión, se prosiguió a copelar y luego a realizar la partición.

Los resultados obtenidos fueron diferentes al método anterior (más bajo).

El oro fino obtenido por este segundo método se analizó por absorción atómica dando en su totalidad oro.

Al reportar estos resultados fueron aceptados y de allí en adelante se prosiguió los ensayos con la nueva metodología.

El cuadro N° 1 presenta una comparación de los resultados obtenidos de los análisis de oro en Bullión por los métodos.

Este error de 1.31% en contenido de Au en el Bullión conllevarían a discusiones de allí la importancia de realizar el análisis lo mas preciso posible.

Los ensayos por seguridad se hacen por triplicado.

CUADRO N° 01

METODO DE ANALISIS	PESO BULLION mg.	ORO FINO mg.	% Au Bullión	PROMEDIO
COPELACION DIRECTA BULLION	100.035	69.034	69.01	69.01
	100.020	69.043	69.03	
	100.025	68.967	68.95	
FUNDICION BULLION	100.068	68.196	68.15	68.12
	100.045	68.130	68.10	
	100.056	68.158	68.12	

Error : $\frac{69.01 - 68.12}{68.12} \times 100 = 1.31 \%$

debido a impurezas en ORO FINO

14.-

IMPACTO AMBIENTAL

La mayor parte de producción de gases en el ensaye se produce en la etapa de copelación en la que el plomo se separa del oro y la plata por oxidación a óxido de plomo PbO , siendo el 95% absorbido por la copela y 5% volatilizado.

Considerando que el botón de Pb-Au-Ag tiene un peso promedio de 20 g., el 5% corresponde a 1g. de plomo como vapor de óxido de plomo volatilizado, cantidad que aumenta progresivamente de acuerdo al número de muestras que se analiza y que guarda una relación directa al grado de contaminación del medio ambiente.

Considerando que el medio ambiente en este caso específico el aire es un dominio público las empresas que llevan a intensidad este tipo de trabajo sugiero que deberían dar facilidades a sus Ingenieros para realizar estudios de tratamiento de estos gases, señalando que una captación de estos gases por agua u otro medio líquido no es una solución final al problema, ya que la contaminación ambiental por estos elementos metálicos en demasía pasarían de un medio (aire) a otro (líquido).

La breve explicación descrita es materia de un amplio estudio de tratamiento de estos gases que en cantidades apreciables contaminan el aire necesario para supervivencia.

18. BIBLIOGRAFIA

A Text book of Fire Assaying

Metalurgia del Oro y Plata

Ernesto Diez Canseco

Metalurgía del Oro

Fidel Misari

Technical Methods of Ore Analysis

Arthur J. Weining.

**EFFECTO DE LA CONCENTRACION DE
CIANURO EN SOLUCION EN LA ADSORCION
DE COBRE SOBRE CARBON ACTIVADO**

1. **RESUMEN**

En este trabajo son presentados algunos de los resultados obtenidos en una investigación destinada a determinar la influencia de la concentración de cianuro libre en la adsorción de cobre sobre carbón activado. Luego de una breve reseña de los resultados y sus implicancias, estos son discutidos, de las que surgen las siguientes conclusiones:

La adsorción de cobre en el carbón activado, se limita controlando la concentración de cianuro libre a un nivel más alto que el normal, ya que a concentraciones de cianuro bajas ($\text{CN}^-/\text{Cu} < 2$) existe como especie predominante el $\text{Cu}(\text{CN})_2$, el cual se absorbe fácilmente sobre el carbón activado; para concentraciones altas ($\text{CN}^-/\text{Cu} > 2$) comienza a predominar el $\text{Cu}(\text{CN})^{-3}$, el cual prácticamente no se absorbe sobre el carbón activado.

INTRODUCCION

El uso del carbón activado, en la recuperación de metales preciosos, específicamente en el caso del oro a partir de soluciones básicas de cianuro es conocido ya por largo tiempo.

Los metales bases que usualmente son lixiviados con el oro, son el Cu, Fe, Ni, Co, Zn y Hg; de ellos el cobre, mercurio y en menor extensión el níquel son adsorbidos sobre el carbón Activado.

En el caso de nuestro País, existen muchos yacimientos de Cu-Au, en la que el cobre se encuentra como óxido o como cobres secundarios, las que son fácilmente disueltos como se puede observar en el cuadro N°1 por tal razón si aplicamos la adsorción en carbón activado para estos casos, el contenido de cobre va a afectar la adsorción de oro, ya que el complejo $Cu(CN)_2^-$ además de competir con el $Au(CN)_2^-$, ocasiona problemas en las etapas posteriores de desorción y refinación.

PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

El carbón activado usado es de Calgon Corporation (Mercantil S.A.), el cual previamente se pulverizó a -400 m (100%), secándose por 12 horas a 105°C.

La solución de complejos de cianuro cuproso, se preparó a partir de Sulfato de Cobre pentahidratado Q.P. y cianuro de sodio Q.P., ajustándose el pH a 10.5 con la adición de Hidróxido de Sodio.

Las pruebas se realizaron en un agitador magnético con un volumen de 100 ml y una cantidad conocida de carbón y cianuro de sodio a velocidad constante por 2 horas.

La temperatura de trabajo fue la del ambiente (20°C).

La suspensión fue filtrada, usando papel Whatman N° 541, la concentración residual de cobre fue determinado en cada caso en la solución filtrada empleando el equipo Spectronic 21. Y el cianuro libre se determinó por argentometría.

4 RESULTADOS Y DISCUSION

ISOTERMAS DE ADSORCION

Las isotermas de adsorción son determinadas usando soluciones conteniendo 100, 300 y 500 ppm de Cu de concentración inicial y con los niveles de $[CN]/[Cu]$ de 2,4 y 10.

Los datos obtenidos son ploteados, utilizando primeramente la ecuación de Freundlich.

$$Q = bC^n \quad [1]$$

donde:

- Q : es la cantidad de Cu adsorbido, sobre el carbón en el equilibrio (mgr Cu/gr C)
- C : es la concentración de Cu en solución (mgr/lt)
- b : medida de la capacidad de adsorción.
- n : Medida del cambio en la velocidad de adsorción.

Un ploteo de los datos es mostrado en la Fig N°1, se puede observar que hay una excelente correlación de la ecuación de Freundlich con los datos experimentales.

Los valores de las constantes b y n de la ecuación [1] se determinaron mediante una análisis de regresión de potencia y se dan en la tabla I.

Tabla I.-Valores de constantes en la ecuación de Freundlich.			
[CN]/[Cu]	b (mgrs Cu/gr C)	n	r
2	5.4100	0.393	0.994
4	0.0897	0.690	0.940
10	0.0148	0.810	0.840

La isoterma de adsorción de Laugmuir puede ser expresada como:

$$\theta = \frac{KC}{1+KC} \quad [2]$$

Donde θ : es la fracción de superficie cubierta (Q/Q_m)
 K : es la máxima cantidad de Cu que puede ser adsorbida a una temperatura dada (mgrs Cu/gr C)
 Q y C : es lo mismo que la ecuación [1]

La ecuación [2], puede ser reordenada de la forma siguiente:

$$\frac{1}{Q} = \frac{1}{Q_m} + \frac{1}{Q_m K C} \quad [3]$$

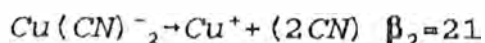
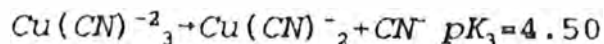
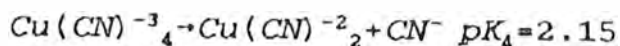
El ploteo de $1/Q$ Vs $1/C$, nos da una línea recta, tal como se muestra en la Fig N°2.

De acuerdo a este ploteo, mediante análisis de regresión lineal, se determinó la carga máxima de Cu en el carbón activado y la constante de proporcionalidad promedio, estos datos son presentados en la Tabla II.

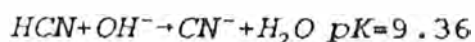
Tabla II.-Carga máxima y constante de equilibrio promedio en la ecuación de laugmuir			
[CN]/[Cu]	Q_m (mgrs Cu/gr C)	K (1/mgrs)	r
2	52.38	0.0240	0.98
4	10.21	0.0027	0.94
10	28.99	0.0002	0.72

DISCUSION

Tres complejos cianocupratos, son conocidos que existen en equilibrio con cada uno de ellos y con el CN^- :



Otra ecuación que necesitamos considerar y que describe la dependencia del pH entre el HCN y CN^- es :



De acuerdo a estas reacciones DEGUSSA desarrolló un programa computacional que predice las concentraciones de equilibrio de los tres complejos para una concentración total de cianuro y cobre y para un valor de pH dado. Un resultado típico se da en la Fig. N° 3.

En esta gráfica se observa, como a medida que se eleva la concentración de cianuro, el primer complejo $\text{Cu}(\text{CN})^{-2}_2$ se va convirtiendo al segundo complejo $\text{Cu}(\text{CN})^{-2}_3$, de preferencia si comparamos la constante b de la tabla I (ecuación de Freundlich) vemos que esta va decreciendo a medida que incrementamos la relación $[\text{CN}^-]/[\text{Cu}]$, sucediendo lo mismo con la carga máxima de la tabla II (Ecuación de Laugmuir).

Se extrae como conclusión de esta comparación que el primer complejo $\text{Cu}(\text{CN})^{-2}_2$ se adsorbe muy bien sobre el carbón activado, sucediendo lo contrario con el segundo complejo $\text{Cu}(\text{CN})^{-2}_3$.

Corrobora esta conclusión Robert Treyball el que de acuerdo a su experiencia plantea lo siguiente:

$0.1 < n < 0.5$ el carácter de adsorción es muy bueno.

$0.5 < n < 1.0$ el carácter de adsorción es difícil

$n > 1.0$ el carácter de adsorción es muy mala.

en función de esto, si comparamos con los datos de la tabla I, se extrae la siguiente conclusión:

$[\text{CN}^-]/[\text{Cu}]$	Q_m (mgrs Cu/gr C)	Adsorción de cobre
2	0.393	Regular
4	0.690	Difícil
10	0.810	Difícil

6 CONCLUSIONES

Se observa una excelente correlación entre los datos experimentales y la ecuación de Freundlich y Laugmuir, las que nos permite calcular los valores de las constantes de equilibrio y la carga máxima.

La adsorción de cobre en el carbón activado, elevando la concentración de cianuro libre a un nivel mas alto de los normal, ya que a concentraciones bajas predomina el $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ que es adsorbido fácilmente sobre el carbón activado y a concentraciones altas predomina el $\text{Cu}(\text{CN})_3^-$ que es difícil su adsorción en carbón activado.

7 AGRADECIMIENTO

Los autores agradecen a la Dirección de la Escuela de Metalurgia de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería por habernos permitido usar su laboratorio de Metalurgia Extractiva.

Cuadro N° 1
Solubilidad de Minerales de cobre en
soluciones de cianuro.

Mineral	fórmula	% Disolución (24 hrs)
Azurita	$2\text{Cu CO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$	94.5
Malaquita	$\text{Cu CO}_3 \cdot \text{Cu(OH)}_2$	90.2
Chalcocita	Cu_2S	90.2
Cuprita	Cu_2O	85.5
Bornita	$\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70.0
Enargita	$3\text{CuS} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	65.8
Tetrahedrita	$4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21.9
Crisocola	$\text{CuO} \cdot \text{SiO}_2$	11.8
Chalcopirita	$\text{CuS} \cdot \text{FeS}$	5.8

Referencia: Leaver y Woolf (1931)

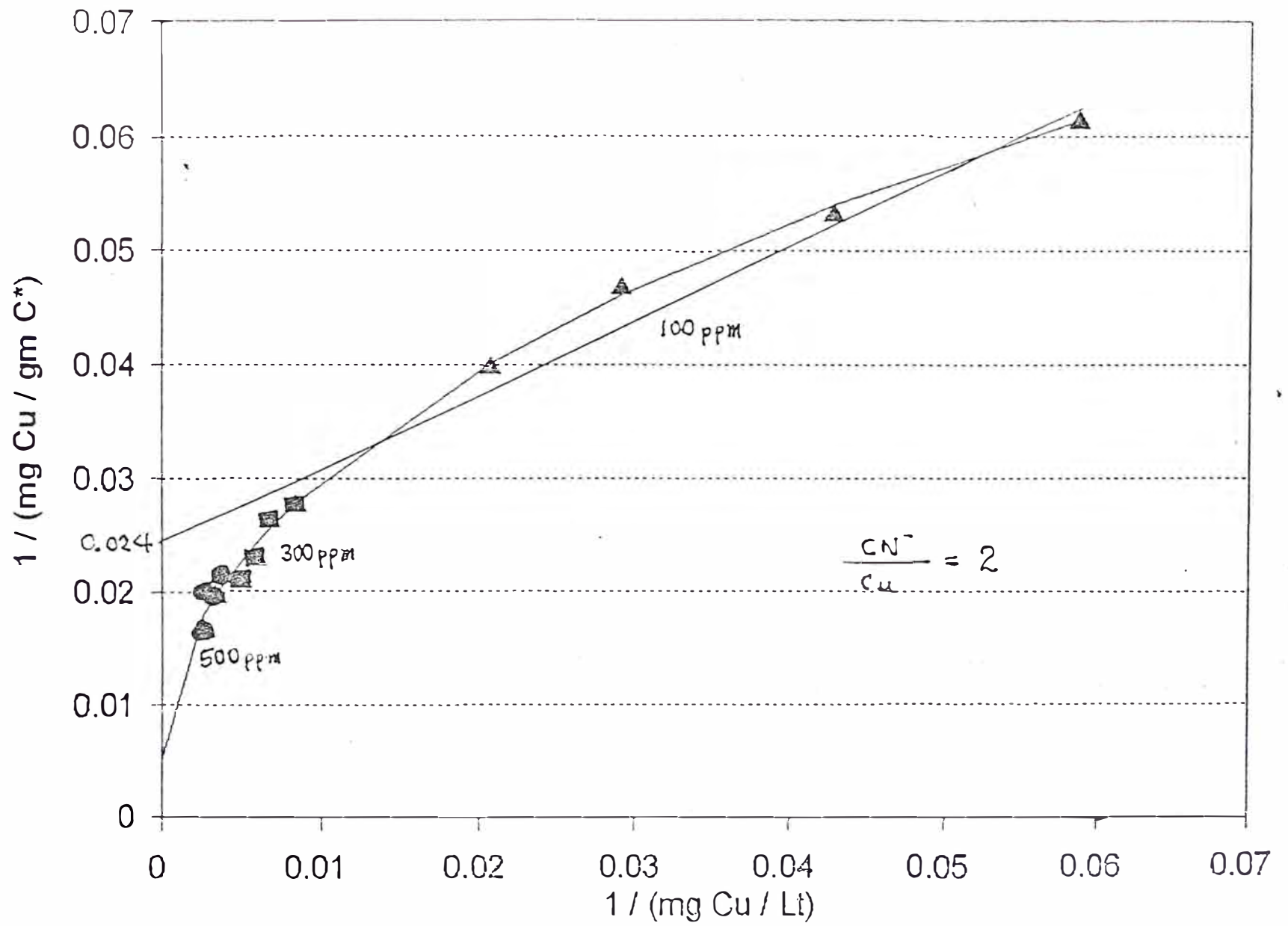


FIG. N°2 ISOTERMA DE ADSORCION DE LAUGMOIR

Total Copper = 1mMol/l (63.5ppm)

pH-Value = 10

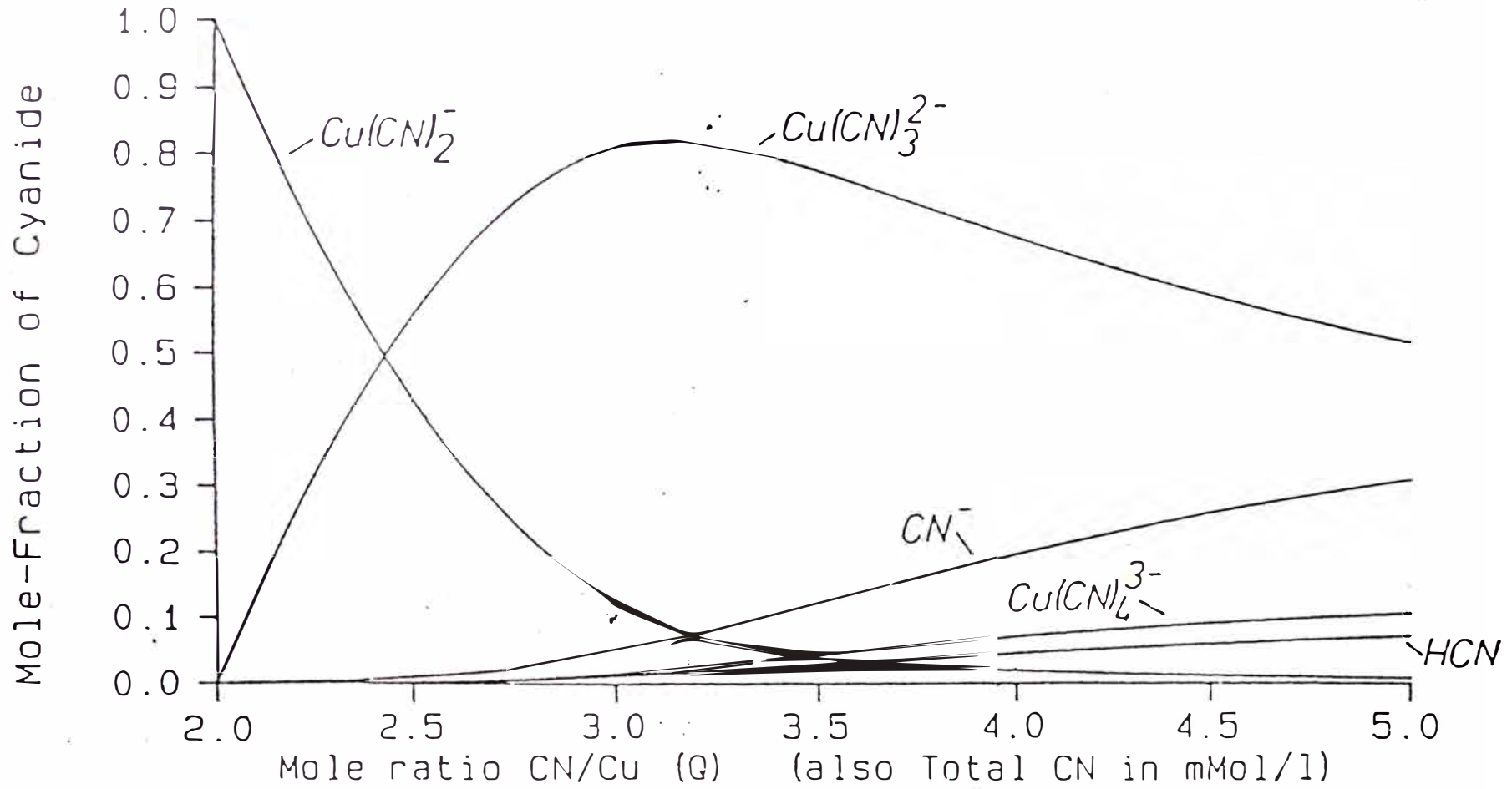


FIG. N°3 DISTRIBUCION DE COMPLEJOS DE CIANURO DE COBRE EN FUNCION DE LA RELACION MOLAR $\frac{\text{CN}^-}{\text{Cu}}$