

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y
METALÚRGICA



**“REFINACIÓN DE UN PRECIPITADO AURIFERO MEDIANTE
EL PROCESO DE ATAQUE QUÍMICO”**

INFORME DE INGENIERIA

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

PRESENTADO POR:

ALICIA MARREROS GALLARDO

LIMA – PERU

2002

CUADRO V: BALANCE METALURGICO DE UNA PRUEBA DE ATAQUE

ANEXOS

INDICE

Resumen	Pag. 01
Introducción	02
Objetivos	02

CAPITULO – I

1- REFINACIÓN DE ORO Y PLATA	03
1.1 Objetivos	03
1.2 Instalaciones	03
1.3 Equipos	03
• Refinación electrolítica de Plata	03
• Refinación química de Plata	04
• Refinación electrolítica de oro	04
• Refinación química de oro	04
1.4 Refinación de Plata.	04
1.4.1 Refinación química de Plata.	05
• Granallado	05
• Ataque químico.	05
• Diagrama de Flujo	07
1.4.2 Refinación electrolítica de Plata	08
• Fundición	08
• Celdas electrolíticas	08
• Lavado – Fundición	11
• Diagrama de flujo.	12
1.5 Refinación de Oro	13
1.5.1 Refinación química del Oro.	13
• Refinación química del Oro desde un bullon.	13
• Refinación química desde el precipitado	16
1.5.2 Refinación electrolítica del Oro.	18
1.5.3 Celda electrodisolución	20

CAPITULO – II

2.- ATAQUE QUIMICO A PRECIPITADOS AURIFEROS	31
2.1 Preparación del cemento	31
2.2 Ataque con agua regia	31
2.3 Filtración	32
2.4 Precipitación	32
2.5 Residuo sólido del ataque con agua regia	33
2.6 Diagrama de Flujo	34
2.7 Resultados de pruebas de ataque químico	35
2.8 Recuperación de la plata del residuo del ataque	36

CAPITULO – III

3.- ETAPAS DE NEUTRALIZACION PARA ELIMINAR CONTAMINANTES	39
3.1 Neutralización de soluciones	39
3.2 Neutralización de gases	39
3.3 Torre de lavado y captación de polvos	39

CAPITULO – IV

4.- CONTAMINACIÓN AMBIENTAL	40
------------------------------------	-----------

CAPITULO – V

5.1 Observaciones	45
5.2 Conclusiones	48
5.3 Bibliografía	49
Anexo	50

AGRADECIMIENTO

A mis padres Eladio y Susana por su invaluable sacrificio y amor que me permitieron cumplir con mis objetivos.

A mi hija Alicia Isabel por el amor, que me brinda y el cual me motiva a seguir superándome

Por el apoyo invaluable, para la realización de mi trabajo, a una persona muy especial.

A las compañías: SO.MI.NU.R S.A del Ecuador y a la CIA MINERA PODEROSA S.A. del Perú. Por el apoyo y facilidades brindadas para realizar el presente trabajo.

**MI MAS SINCERO AGRADECIMIENTO PARA MI
ALMA MATER Y MIS PROFESORES QUE ME
BRINDARON LOS CONOCIMIENTOS SUFICIENTES
PARA DESEMPEÑARME EN MI VIDA
PROFESIONAL**

RESUMEN

El presente informe de ingeniería trata sobre la experiencia en refinación de metales preciosos tales como el oro y la plata. Se menciona la cronología del avance y algunos métodos de refinación.

El trabajo en sí consiste en la refinación de un precipitado aurífero mediante el proceso de ataque químico, para lo cual se realizaron diferentes pruebas para lograr el objetivo trazado.

En el cuadro-1 se muestra la preparación, ataque del precipitado y filtración, en el cuadro-II se muestra las condiciones de precipitación luego del ataque químico con agua regia, el cuadro-III muestra el balance metalúrgico parcial luego del ataque químico del cemento con agua regia seguido de la precipitación, donde se puede observar que la cabeza calculada a superado ligeramente a la cabeza.

La recuperación de la plata del residuo del ataque se inicia fundiéndolo, la relación de peso utilizado esta referido al peso de precipitado, y los fundentes utilizados son el bórax y el carbonato de sodio.

En el cuadro-IV nos muestra el balance metalúrgico de la recuperación de la plata, y por último el cuadro-V ES EL BALANCE METALÚRGICO GENERAL de la técnica del ataque químico referente al oro y la plata.

También se detalla algunas consideraciones para el escalamiento hacia una operación industrial.

Por último se acompaña las observaciones, conclusiones y bibliografía

INTRODUCCIÓN

Actualmente en la industria minera aurífera en nuestro país no existe un método de refinación química directa que se este utilizando, salvo el de la CIA MINERA PODEROSA S.A. que se encuentra en su etapa de implementación.

El método que se presenta puede ser una buena alternativa para lograr un producto mejor terminado hacia el mercado nacional e internacional, porque estamos hablando de bullones con leyes superiores al 99% de pureza y con bajos contaminantes.

La técnica empleada es factible su implementación, pero teniendo mucho cuidado en el manipuleo de los reactivos químicos y evitando la contaminación del medio ambiente.

OBJETIVOS

1. Encontrar una técnica de refinación de oro mediante el ataque químico de precipitados auríferos.
2. Llegar a obtener como mínimo una pureza de 99% en las barras dore
3. Recuperar la plata luego del ataque químico
4. No contaminar el medio ambiente

CAPITULO I

1. REFINACIÓN DE ORO Y PLATA

1.1. Objetivos.-

- Obtención del Oro y la Plata con una pureza superior al 99.9% para esto se debe contar con las instalaciones apropiadas, los equipos necesarios y la gente bien capacitada para este fin. Los procesos que se siguen ya sea químicos o electrolíticos, son bastantes difundidos, estando el secreto de obtener los resultados deseados en el cuidado con que se lleva la marcha, evitando además las mermas que pueden ser considerables.

1.2. Instalaciones.-

Las principales características que deben tener son:

- Ambientes amplios de trabajo donde los operadores pueden moverse sin dificultad.
- Ventilación apropiada con una buena instalación de extractores de gases que eviten que las zonas de ataque se carguen con gases nocivos.
- Líneas de insumos y agua muy cercanas a las zonas donde van a ser utilizadas y de preferencia con alimentación por gravedad o bombeo evitando el manipuleo de bidones o frascos.
- Revestimiento de mesas y paredes con material resistente a los ácidos o álcalis y de color claro, donde es notorio cualquier mancha extraña, la limpieza es muy importante.
- Canaletas y pozos de recuperación para evitar pérdidas irreparables, cualquier accidente que pueda ocurrir no va a ser irremediable si se tiene las precauciones del caso.
- Sistemas de video y control para la seguridad.

1.3. Equipos.-

Estos varían de acuerdo al proceso que se quiere seguir pero los más importantes son:

- Refinación Electrolítica de Plata
 - Rectificadores de voltaje con inversión de polaridad.

- Celdas electrolíticas para la refinación dicha.
 - Equipo de titulación para medir las concentraciones.
 - Horno de fundición para los ánodos y cristales obtenidos.
 - Lingoteras
 - Calentadores de inmersión.
- Refinación química de Plata.
 - Agitador de baja velocidad de acero inoxidable para realizar la precipitación de la plata y el metalizado.
 - Filtro que puede ser de vacío o prensa, todo en cerámica, PVC o similar.
 - Medidor de pH portátil o estacionario
 - Horno de Fundición
 - Lingoteras
- Refinación electrolítica de Oro

Similar a lo de refinación electrolítica de plata, salvo las diferencias en los cátodos empleados para el oro deben ser mucho más resistentes, y se están usando de oro de 24 kilates.
- Refinación química de Oro
 - Equipo de granallado.
 - Reactor para ataque de granallas.
 - Filtros
 - Bombas de trasvase de soluciones
 - Vasos de ataque químico (Bea Kers)
 - Hot plates. Con agitación magnética.
 - Boiling flask para la precipitación del oro.
 - Medidor de P.H.
 - Bandejas para secado.
 - Hornos de fundición
 - Lingoteras.

1.4. Refinación de la Plata

El proceso consiste en la obtención de la Plata metálica a partir de una solución de nitrato de plata, la diferencia entre los procesos existentes esta en la precipitación, mejor dicho en la forma como se obtienen esos cristales.

Los procesos mas difundidos son el químico que utiliza el cloruro de sodio como precipitante y el electrolítico, hacemos notar que con el proceso químico se obtiene purezas del orden del 99% para llegar a los 99.99% es necesario recurrir al electrolítico.

La refinación directa se realiza a partir de bullones o doré que contiene como mínimo el 80% de la plata recuperándose el oro

presente como sólido no disuelto o lodo anódico, según sea el caso.

1.4.1 Refinación química de la Plata

El proceso a partir del bullon o dore empieza con la fundición y granallado del mismo.

- Granallado.-

Proceso por el cual se transforma el bullon o dore en pequeños botones o estrías cuya finalidad es dar mayor área de exposición al ácido y disminuir tiempos de ataque.

Para realizarlo se necesita un cilindro granallador el mismo que debe tener el ingreso de agua por la parte inferior y la descarga por la parte superior en forma tangencial. Interiormente lleva una malla que atrapa todas las granallas y facilitara además su recuperación.

El diámetro y la altura varían de acuerdo a las necesidades pero la mayoría de ellas tienen 50cm de diámetro y 90 cm a 1 metro de altura.

El proceso consiste en ir adicionando el bullon fundido sobre el agua lo que genera un choque térmico y enfriamiento rápido, formándose las granallas la adición tiene que ser en forma lenta y con un chorro bastante delgado para evitar explosiones bruscas que podrían generar pérdidas y para obtener también granallas de buena calidad.

Concluido el proceso se recuperan las granalladas que ya están listas para el ataque químico.

- Ataque químico.-

Se distribuyen las granalladas en recipientes de acero inoxidable y se le adiciona ácido nítrico produciéndose las siguientes reacciones:



Es importante el contar con un buen extractor de gases porque la información de estos gases nítricos es bastante fuerte, siendo sus características la coloración marrón.

La reacción se puede llevar a cabo a temperatura ambiente pero para acelerar la simetría es bueno trabajar entre 50 y 70° C.

Una vez concluido el ataque se filtra obteniéndose un lodo que va a ser en su mayoría oro y una solución que debe ser colocada en un tanque de agitación lenta para la recuperación de la plata.

La solución de nitrato de plata se adiciona cloruro de sodio (NaCl) para producir la precipitación de la plata como cloruro.



El precipitado obtenido es de color blanco, el mismo que debe ser filtrado y lavado con agua destilada hasta obtener un PH neutro.

Alcanzada la neutralización se le adiciona ácido H₂SO₄ al 10% hasta alcanzar un PH de 4 aproximadamente en este punto se empieza la adición del zinc en polvo produciendo el metalizado de la plata.



La adición de zinc se realiza con Agitación continua y se detiene cuando ya no quede blancas en el precipitado, el mismo que toma una coloración gris.

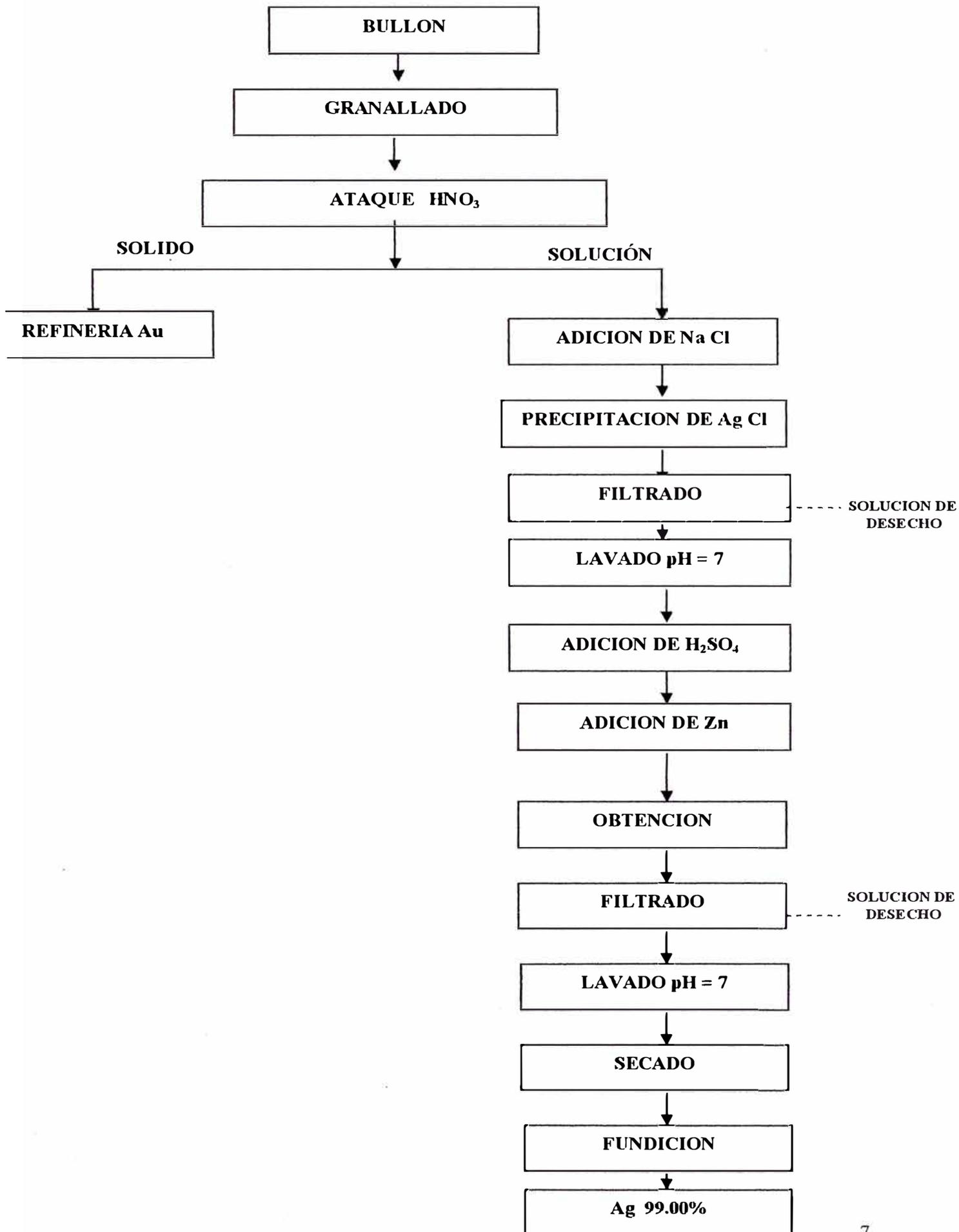
El precipitado nuevamente filtrado y lavado hasta la obtención de un pH neutro, luego es colocado en bandejas para su secado.

El precipitado seco es mezclado con sus fundentes respectivos, (Bórax, Carbonato de Sodio) y fundido para la obtención de los lingotes de plata de aproximadamente 99% de pureza, si se desea obtener mejor ley se funde en ánodos para su posterior refinación electrolítica.

Cuando la metalización de la Plata no se ha realizado en forma debida los cloruros de plata que hayan quedado presentes serán volatizados en el proceso de fundición, generándose pérdidas no deseadas.

Según se muestra en el Diagrama de Flujo N° 1.

DIAGRAMA DE FLUJO N° 1



1.4.2 Refinación Electrolítica de la Plata

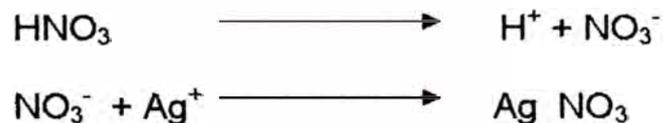
Generalmente se emplea cuando los ánodos de plata están con una ley superior al 98% y la finalidad es obtener lingotes de 99.99% de pureza.

- **Fundición**

Es la parte inicial del proceso y se emplea para la obtención de los ánodos, el tamaño en estos dependen del tamaño y tipo de la celda electrolítica.

- **Celda Electrolítica.**

Consiste de un ánodo y un cátodo entre los cuales se produce todo el proceso, en el ánodo la plata se disuelve por acción del ácido nítrico pasando del estado metálico al de solución.



En el cátodo ocurre lo contrario, es decir el Nitrato de plata por acción del potencial existente en la celda suelta a la plata generando el NO_3^-



El potencial empleado debe ser lo suficiente para mantener el equilibrio existente entre el H, NO_3^- , Ag, un sobre voltaje puede generar evacuación de H_2 que desestabilizara el sistema.

Concluido el proceso quedan como residuo un lado anodico, que va a refinación por oro, las cabezas o residuos de ánodos son recirculados.

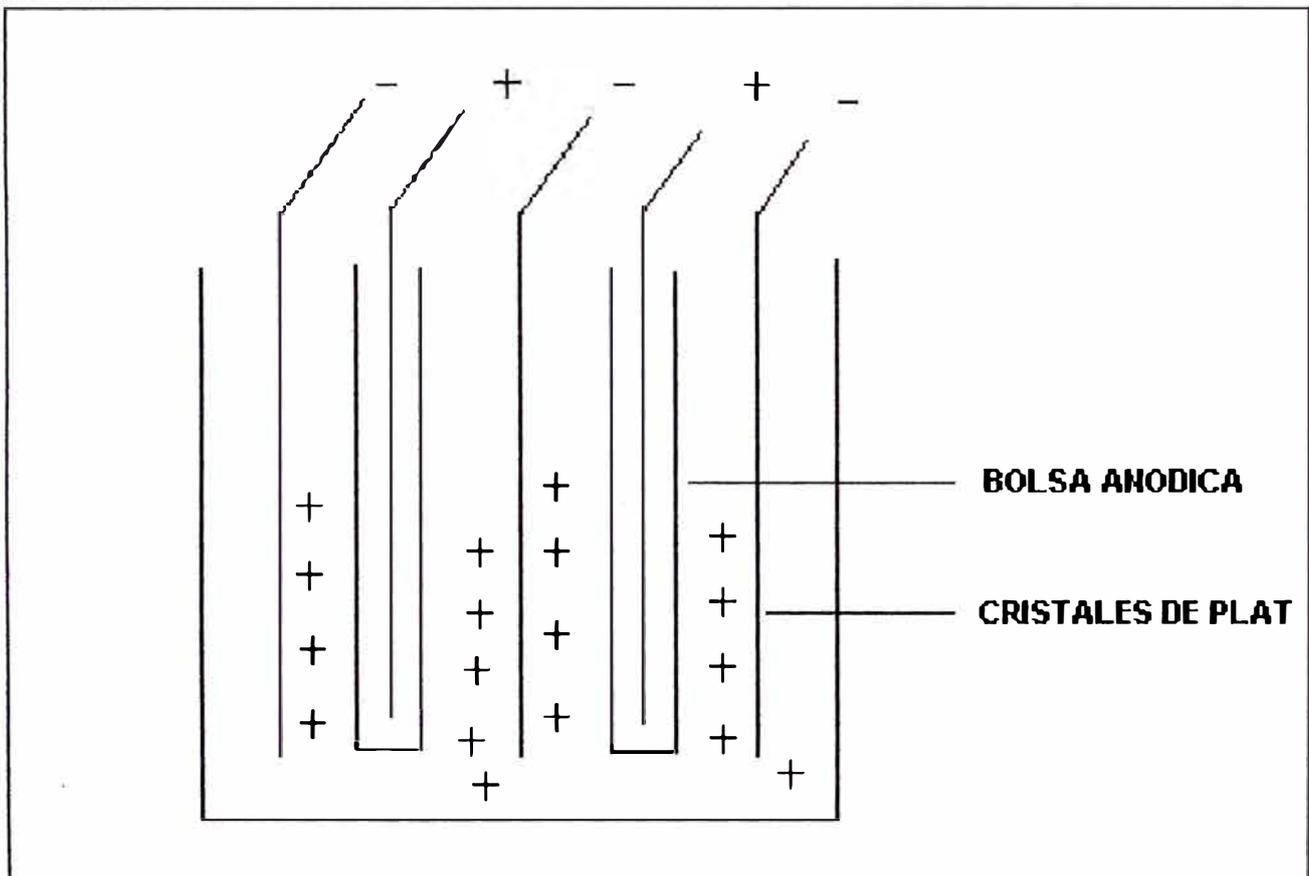
Existen dos tipos de celdas que pasaremos a describir a continuación.

Celda Moebius

Estas celdas se caracterizan por tener en forma paralela los ánodos con los cátodos en forma intercalada. Los cátodos van dentro de una bolsa que retienen el lodo anódico o lo insoluble. Trabajan con un electrolito que contienen aproximadamente 60 gr. Por litro de Ag y 30 gr / lt de Cu; la densidad de corriente debe ser aproximadamente 50 Amp/ft² y el voltaje de 2.7 voltios.

Los cátodos empleados son de acero inoxidable y la celda puede estar construida en cerámica o PVC.

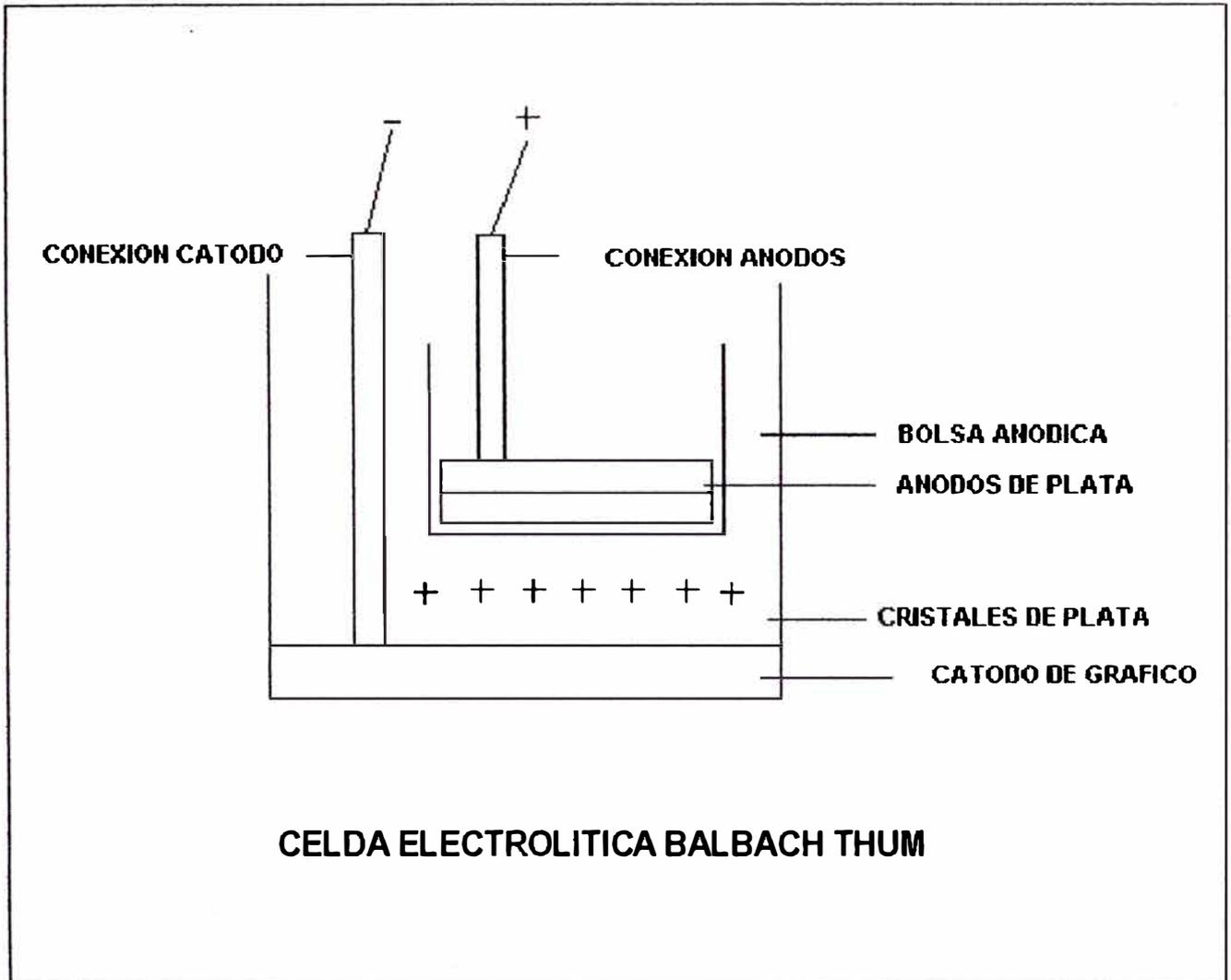
El pH es de 1.0 o 1.5 y la temperatura entre 30 y 35° C.



CELDA ELECTROLITICA MOEBIUS

Celda Balbach – Thum

La diferencia con la anterior es que lleva el cátodo de grafito en la parte inferior de la celda y los ánodos en la parte superior, las demás características son similares al igual que los parámetros de operación.



Determinación Volumétrica de la Plata

Es importante conocer la concentración de la plata para la buena marcha del proceso, este se determina con la titulación de la solución con tiocianato de potasio.

$$\text{Grs / lt Ag} = \frac{\text{mlt (KSCN) titulante} \times \text{factor} \times 1000}{\text{mlt de muestra}}$$

El indicador es el sulfato ferroso saturado y la adición concluye cuando toma la solución una coloración marrón.

El tiocianato se obtiene disolviendo 9.2 gr de KCNS en 1000cc. de agua destilada. Para obtención del factor se disuelve 500mlgr de Ag en 5 cc HNO₃ y se diluye en 1000 cc con agua destilada.

$$\text{Factor} = \frac{\text{WC Ag pura}}{\text{cc titulante}}$$

Consideraciones

Es muy importante tener en cuenta lo siguiente:

Mantener el voltaje apropiado de operación para evitar el desbalanceo del sistema acuoso que podrían permitir la electro deposición del cobro.

Mantener los contactos en muy buenas condiciones para evitar el consumo excesivo de energía a la pasivación completa del sistema.

Hacer la limpieza mecánicamente de los cristales de plata depositados en el cátodo, un crecimiento excesivo de los cristales pueden crear un puente entre el ánodo y el cátodo generando un corto circuito. Por eso es necesario contar con el rectificador de voltaje de polaridad cambiabile automáticamente.

LAVADO - FUNDICION

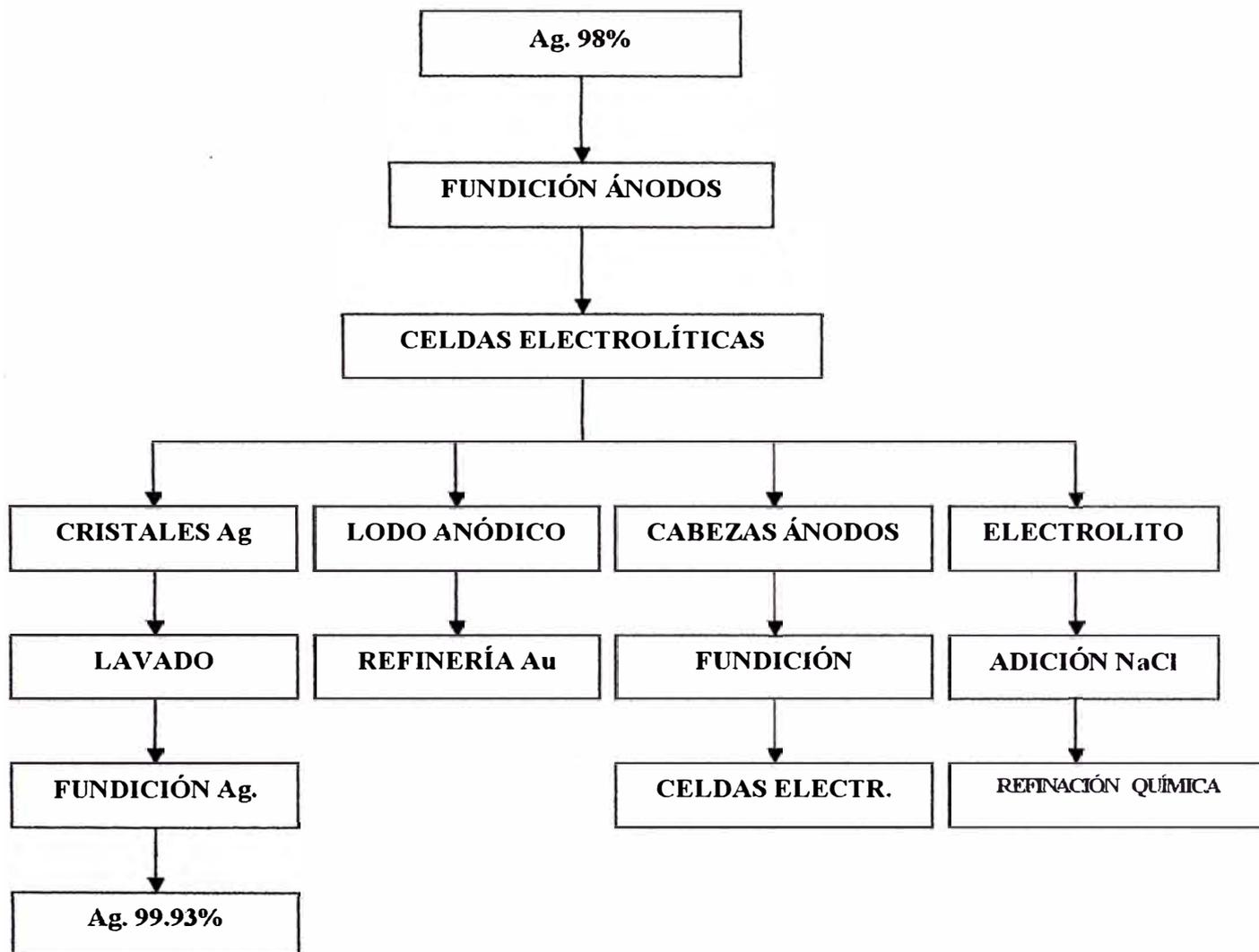
Terminada la disolución de los ánodos se precede a la extracción de los lodos anódicos que pasan a la refinería por oro y de los cristales de plata que deben ser bien lavados con agua caliente, los cristales son secados y fundidos con algo de fundente obteniéndose de esta manera los lingotes de plata, con una pureza del 99.99%.

El electrolito gastado así como el agua de lavado se pueden recircular en caso contrario se recupera la plata con el cloruro de sodio siguiendo el proceso de refinación química.

Los ánodos o cabezas de ellos sobrantes vuelven a fundición para recirculación

Según se muestra en el Diagrama de Flujo N° 2.

DIAGRAMA DE FLUJO N° 2



1.5. REFINACION DE ORO

La refinación del oro se hace a partir del bullon o del precipitado mismo, consiste en llevar el oro presente a estado de solución formando el cloruro aurico y de allí obtenerlo en forma selectiva como cristales. El método más usado es el conocido como refinación química llegando a una pureza de 99.8% aproximadamente.

Para obtener mayores leyes se recurre a la refinación electrolítica.

1.5.1 REFINACION QUIMICA DEL ORO.

Este proceso se puede hacer a partir del bullon o del precipitado, dependiendo mucho de las características de este último, para ver su factibilidad.

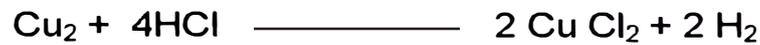
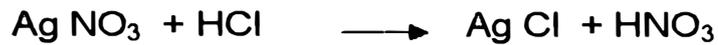
- **REFINACION QUIMICA DEL ORO DESDE UN BULLON**

Para que el agua regia disuelva el oro este debe estar con leyes superiores al 80%, si el bullon origen no lo tuviera es necesario hacer un inquarte para bajar la ley al menos del 20%, este inquarte se hace dentro del crisol de fundición, una vez obtenida la mezcla fundida se procede al granallado.

Las granallas obtenidas son colocadas en un recipiente de acero inoxidable y se le adiciona ácido nítrico para disolver todo el cobre y la plata presente, una vez concluido el ataque se procede a la filtración quedando retenido el papel de filtro o barro marrón que es la coloración que tiene el oro se procede a lavarlo hasta que el agua resultante tenga un pH neutro, si se llegara a fundir este lodo resultante se obtendría aproximadamente 98.5% de oro.

El lodo obtenido luego del lavado es distribuido en los vasos de ataque donde se le adiciona el agua regia en forma paulatina para resolver el oro presente, primero se agrega ácido nítrico (53%), generándose un ataque de los remanentes de plata, cobre, plomo que pudieran haber quedado presentes; luego se le adiciona ácido clorhídrico en cuatro partes cada una de ellas equivalente al ácido nítrico usado produciéndose de esta forma una disolución del oro y la precipitación de los nitratos como cloruros. Se procede de igual forma hasta completar la adición total del ácido clorhídrico (32%)

$$\text{cc. HCl} = \text{c.c. HNO}_3 \times 37/32 \times 4$$



Las reacciones antes descritas son algunas que ocurren en el proceso de disolución del oro. El ataque se realiza a una temperatura aproximada de 70°C.

Concluida la disolución total del oro se procede a la filtración y lavado separando el sólido de color blanco, de la solución amarilla naranja que contiene cloruro aurico. El sólido para a refinación por oro y la solución es trasvasada a los boiling Flash para la recuperación del oro presente.

A la solución se le agrega urea, esta al entrar en contacto con la superficie del líquido efervese, se debe tener cuidado con este efecto una adición brusca puede generar el rebose del recipiente además del rompimiento (la reacción es exotérmica). La adición concluye cuando desaparece la efervescencia en el momento de adicionar más urea.

Para la precipitación del oro, hay varios métodos, los más usados son el de bisulfito de sodio (NaSO_3) o con ácido oxálico.

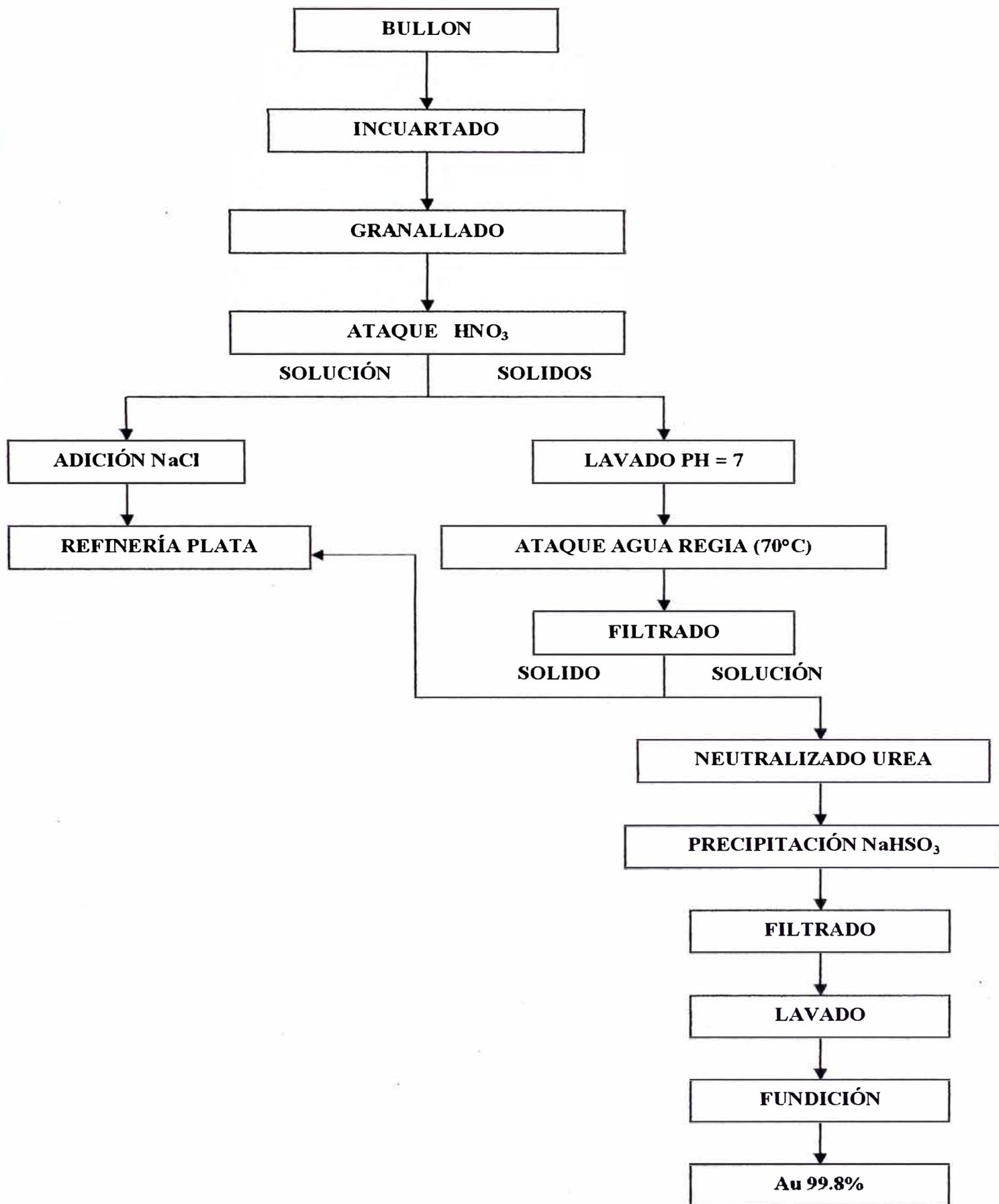
En el caso del bisulfito de sodio este se disuelve en agua a una concentración aproximada del 25% y se adiciona en forma paulatina a la solución formándose una nube de sólido y perdiendo su tonalidad amarillo naranja, aproximadamente si se utiliza con su exceso del 10%.

Para probar la existencia de oro en la solución se emplea cloruro estañoso en solución saturada, el mismo que se adiciona en gotas, si forma una nube gris oscura indica la existencia de oro la adición del bisulfito concluye cuando se produce ninguna reacción ante la adición del Sn Cl_2 .

Concluido la precipitación se filtra lavándose el sólido con agua caliente inicialmente, luego con HNO_3 al 10% nuevamente agua, hidróxido de amonio y finalmente agua caliente, el precipitado es sacado y fundido con NH_4Cl (Cloruro de amonio), como fundente en muy pequeña cantidad (1%) además del Bórax y nitrato de sodio.

Según se muestra en el Diagrama de Flujo N° 3.

DIAGRAMA DE FLUJO N° 3



- **REFINACION QUIMICA DESDE EL PRECIPITADO.**

Considerado que el mejor ataque químico se realiza cuanto mayor es el área expuesta, se realizó esta modificación que dio buenos resultados.

El precipitado luego de secado, pesado y muestreado es colocado en un reactor donde se adiciona el ácido nítrico para la eliminación del Zn, Cu, Pb, Ag, siendo casi total en el caso del Zn, mas no así de los otros elementos que llegan al orden del 70 a 80% de eliminación y el precipitado es filtrado, lavado y colocado en vasos de ataque donde se adiciona Agua Regia en forma similar al caso de los gramallados, obteniéndose de esta forma el cloruro aurico que sigue el proceso anteriormente descrito. El sólido resultante luego de lavado es metalizado para la recuperación de oro y una vez secado es fundido para obtener los ánodos y pasar a una refinación electrolítica por plata.

La ventaja de esta variación es que se reduce el tiempo total en la obtención del oro refinado al no entrar ya en el proceso de fundición, además que disminuye las perdidas por manipuleo, siempre y cuando este se haga con sumo cuidado. La dificultad radica en la filtración para lo cual se ha implementado centrifugas en lugar de filtros por lo menos en la primera parte, (luego del ataque con HNO_3 , para la filtración del AuCl_3 , si se emplea filtro Buchiner de 24 "por ser de mucho mas fácil control y facilita el cuidado que se debe tener.

Según se muestra en el Diagrama de Flujo N° 4.

DIAGRAMA DE FLUJO N° 4

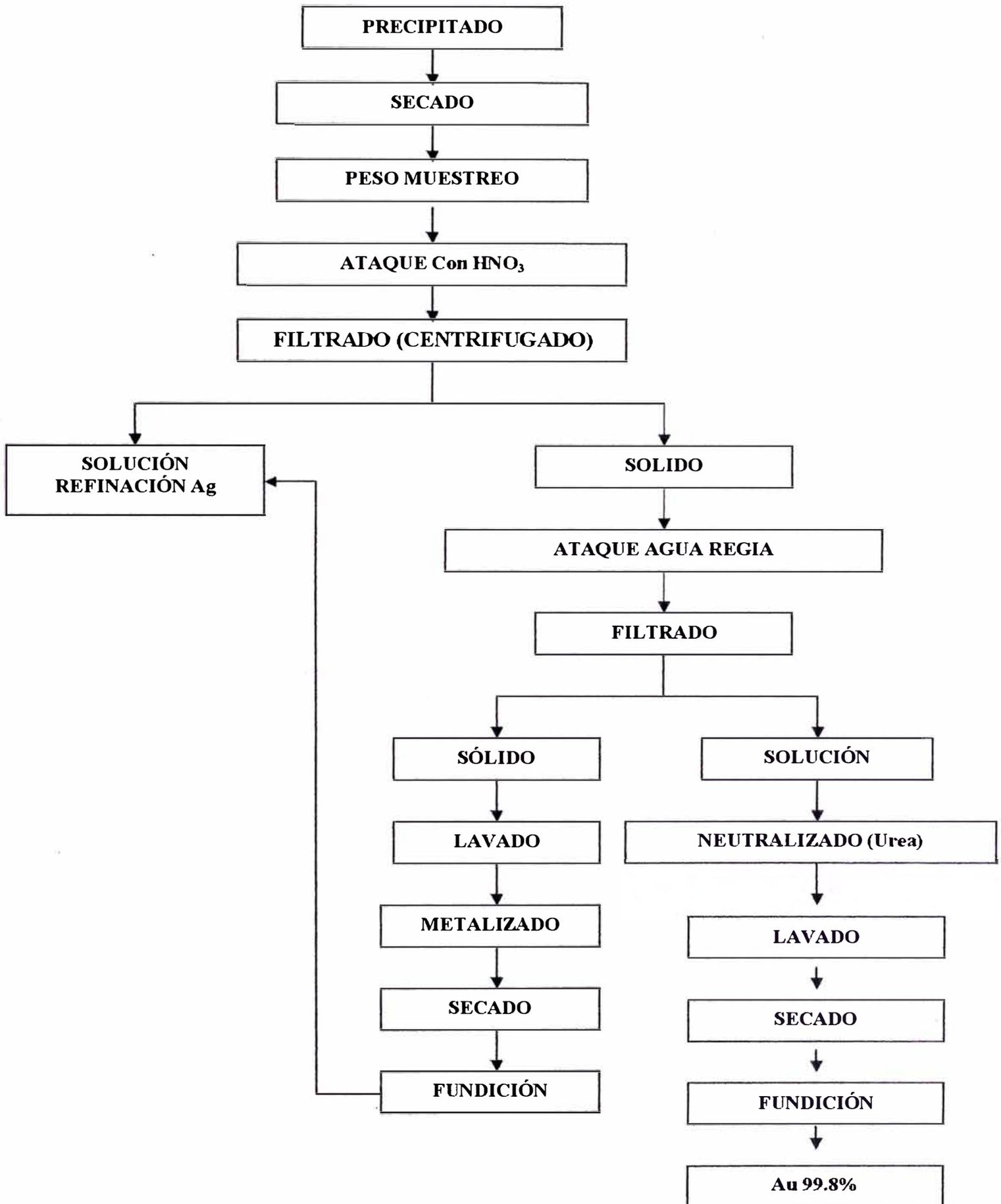
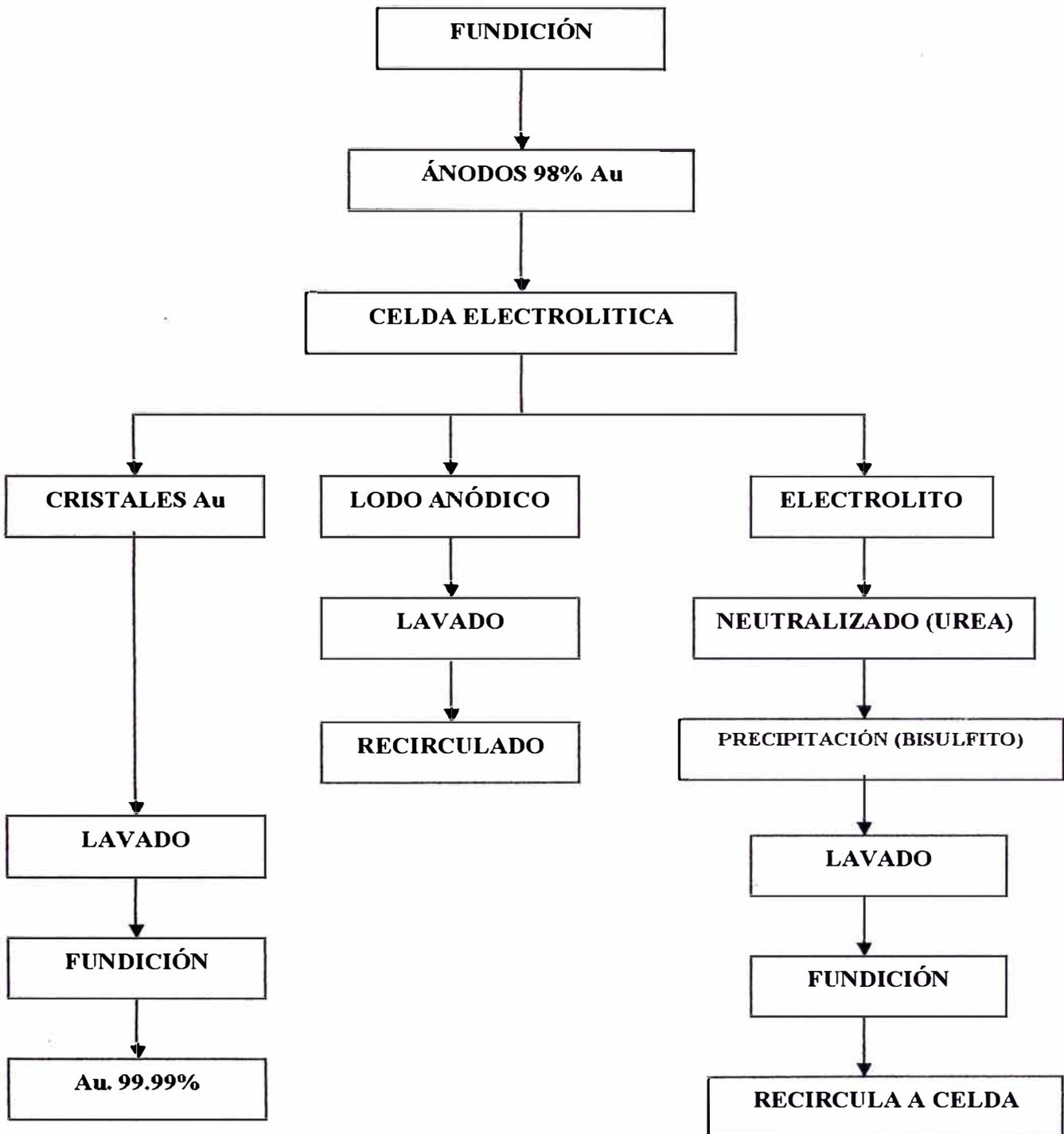


DIAGRAMA DE FLUJO N° 5



1.5.3 Celdas de Electro disolución

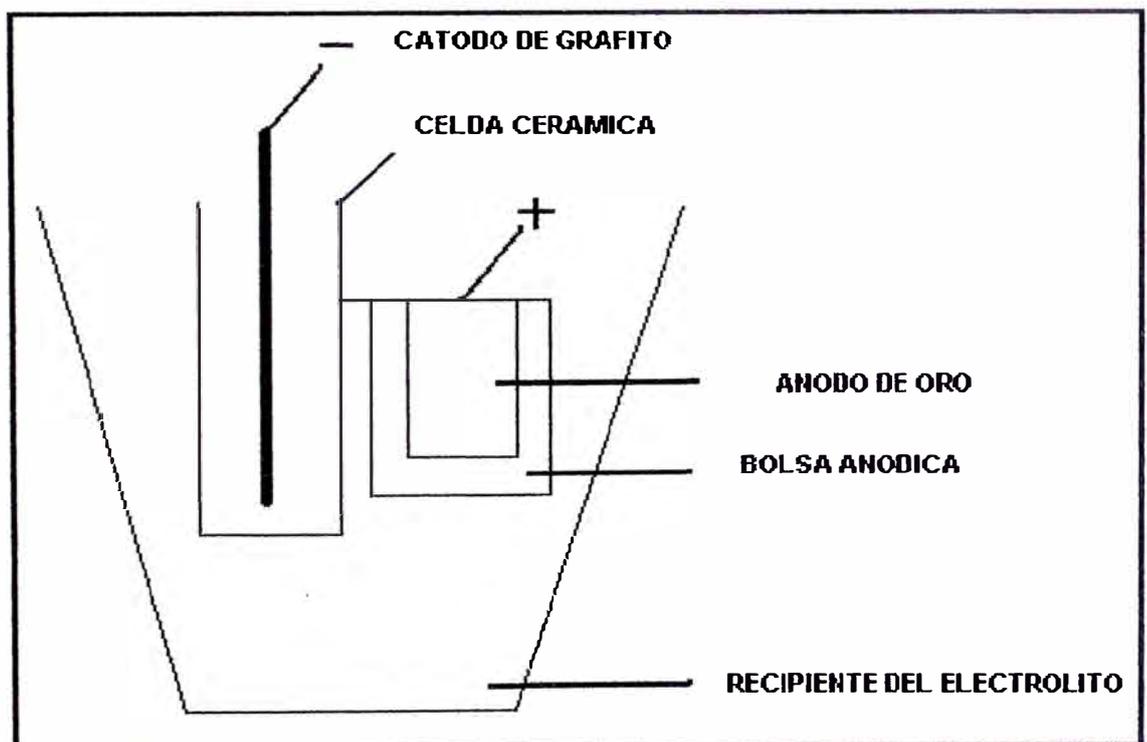
En los últimos años se esta popularizando el uso de las celdas de electro disolución de oro, estos consisten en una celda cerámica en cuyo interior va un cátodo de grafito y en el exterior va el ánodo que viene a ser de oro con una pureza mayor al 80%, obteniéndose un producto final de 99.99%.

La celda cerámica tiene una porosidad determinada que solamente permite el paso de los catiiones au, evitando el paso de otros posibles contaminantes de esta manera permite obtener cristales de oro de alta pureza.

Una vez obtenido el ánodo de oro, se coloca dentro de la bolsa anódica y se sumerge en el recipiente que contiene a la celda cerámica mas agua destilada, agregándose luego cloruro de amonio que al disociarse dejara libre el cloro, formándose de esa manera el cloruro aurico.



CELDAS DE ELECTRODISOLUCION



En el cátodo de grafito ocurre la disociación del cloruro aurico formándose nuevamente el Au metálico..



Para realizar esta electro disolución y precipitación se necesita a parte de celda un rectificador de voltaje o un cargador de batería de 25 amp y 12 voltaje.

El amperaje de trabajo debe estar entre los 10 y 20 amperios.

Cuando el bullon tiene leyes superiores al 95 % la velocidad de disolución esta

En una onza/hora trabajándose a 12.6 amperios, a ley menor se hace mas lento, como catalizador para acelerar la disolución se emplea peroxido de sodio.

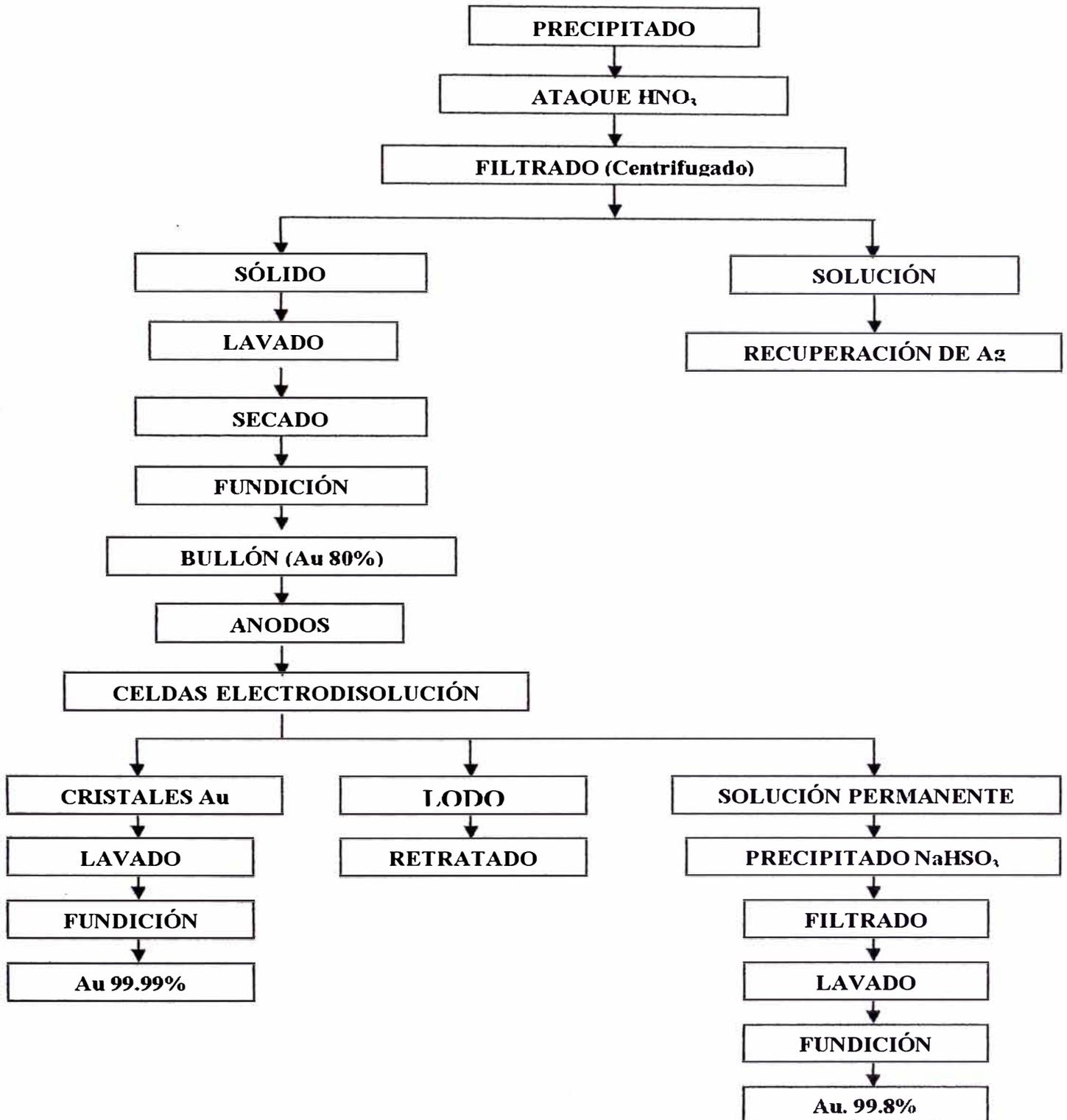
Estas celdas son una buena opción para tratar los bullones obtenidos luego de la fundición del precipitado atacado con HNO_3 .

Los cristales obtenidos dentro de la celda son lavados como ta se explico en los procesos anteriores y luego fundidos.

La solución remanente es recuperada con bisulfito de sodio.

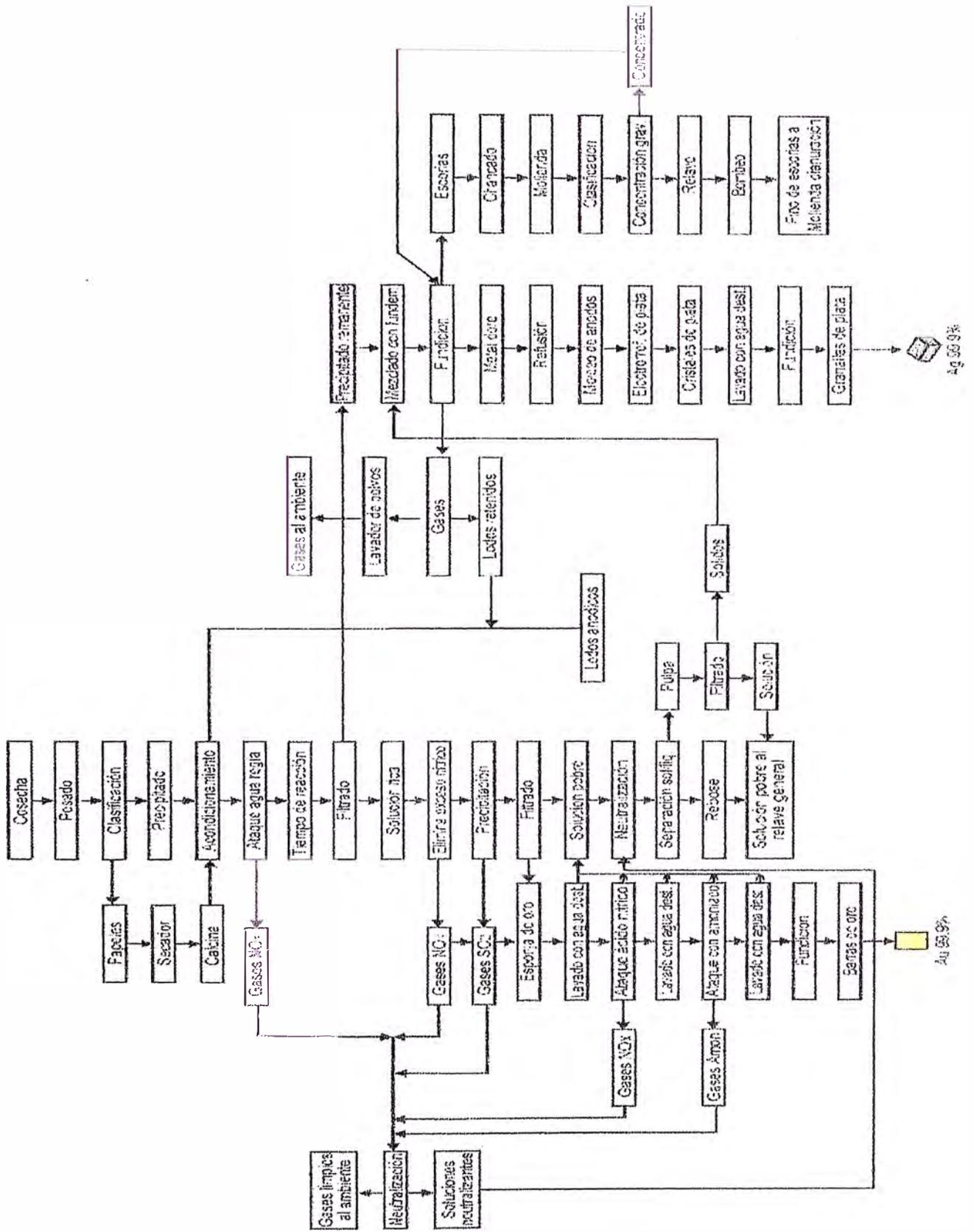
Según el Diagrama de Flujo N° 6 : Proceso de Refinería de Oro y Plata.

DIAGRAMA DE FLUJO N° 6



A continuación se muestra un Diagrama de Flujo N° 7, general de refinación de Oro y Plata.

DIAGRAMA DE FLUJO N° 7 : PROCESO DE REFINERIA DE ORO Y PLATA

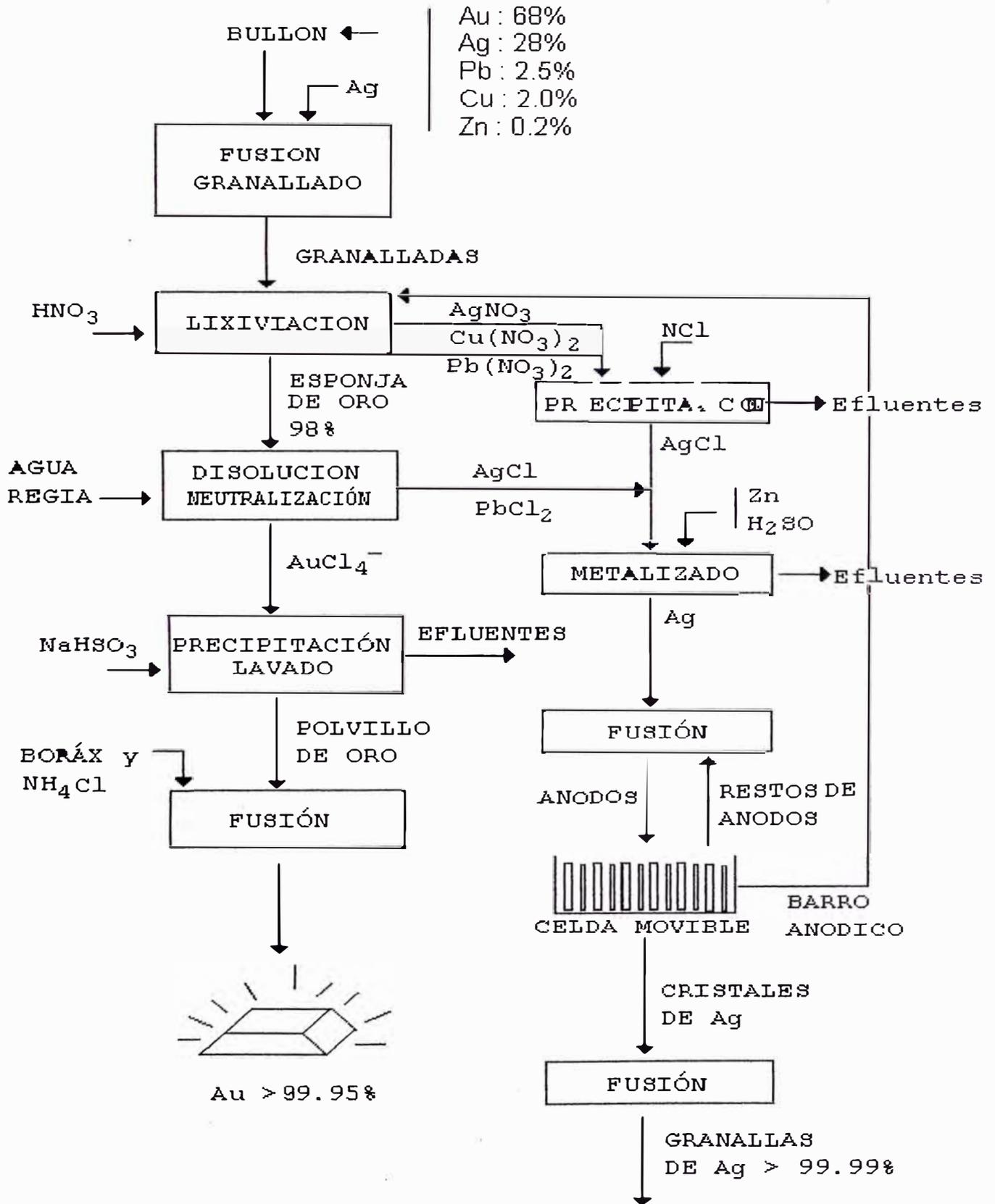


CRONOGRAMA DE LOS PROCESOS DE REFINACIÓN

AÑO	REFERENCIA	PROCESO
20 D.C.	STRABO	Separación por cementación de la plata con sal
1150 – 1200	THIOPHILUS	Separación por formación de sulfuro de plata con azufre
1390	GEDER	Separación por lixiviación de la plata con ácido nítrico y fabricación del agua regia.
1500	V. VALENTIN	Separación por sulfato de antimonio
1554	G. AGRÍCOLA	Separación por cementación con nitrato de potasio
1802	D' ARCET	Separación de la plata por lixiviación con ácido sulfúrico
1867	F.B. MILLER	Separación de la plata por inyección de gas cloro
1872	BALBACHJ – THUM	Refinación electrolítica de la plata
1878	WOHLWILL	Refinación electrolítica de oro

ETAPAS DEL PROCESO DE REFINACION QUÍMICA DE ORO Y PLATA

DIAGRAMA DE FLUJO N° 7



ETAPAS DEL PROCESO

Según se observa en el Diagrama de Flujo N° 7 las siguientes etapas:

- Fusión y granallado
- Lixiviación
- Disolución
- Neutralización
- Precipitación
- Lavado

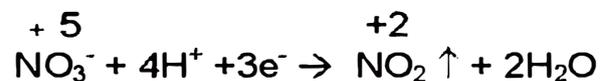
LIXIVIACIÓN

Reducción del nitrógeno en:

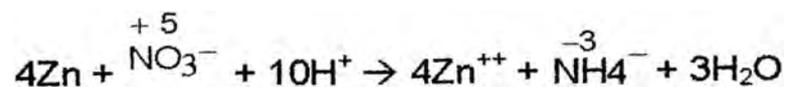
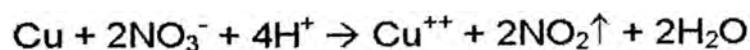
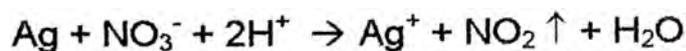
Ácido nítrico concentrado



Ácido nítrico diluido



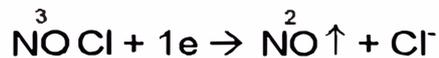
Entonces



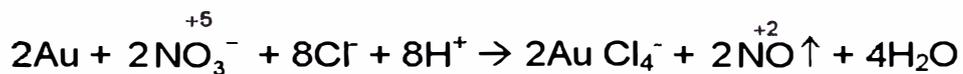
DISOLUCIÓN



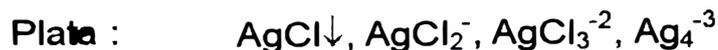
Ocurren las siguientes reacciones



Generando la ecuación global, con 1 volumen adicional de HCl



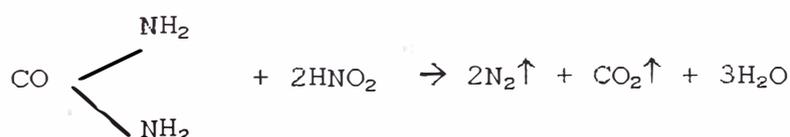
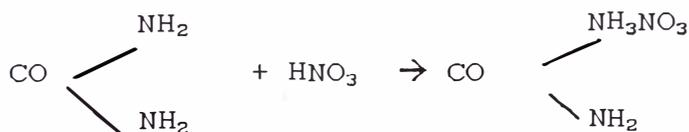
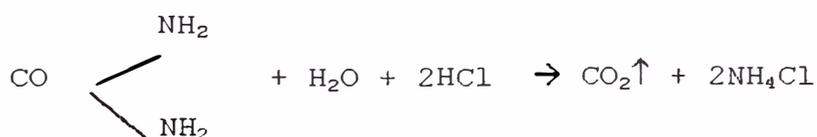
En esta etapa también

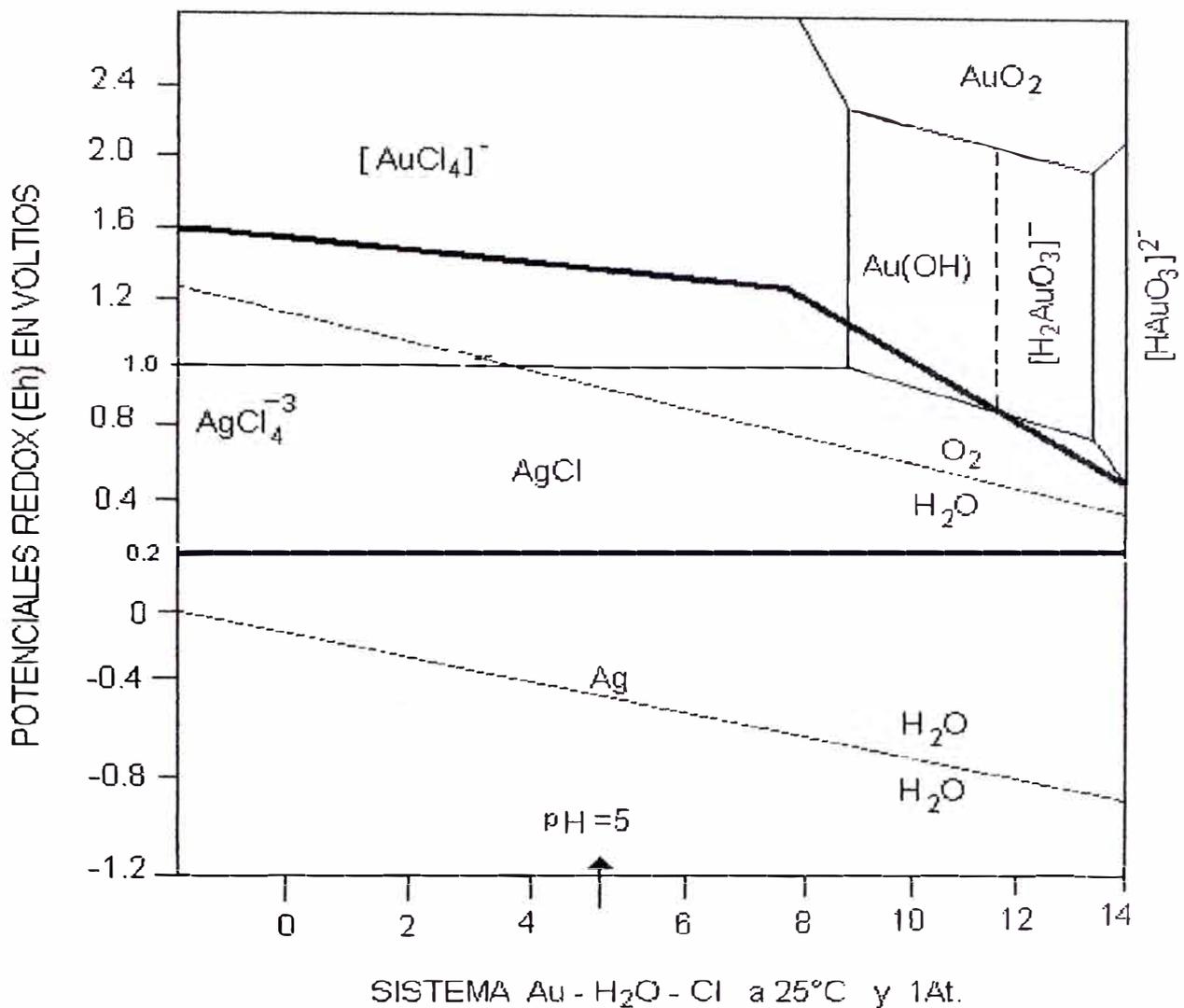


NEUTRALIZACIÓN

Se realiza con la siguiente finalidad

- Disminuir la población de ácido clorhídrico
- Precipitar los complejos soluble de $\text{AgCl}_2^-, \text{AgCl}_3^{-2}, \text{AgCl}_4^{-3}$
 $\text{PbCl}_4^=$
- Eliminar el ácido nítrico remanente
- Lograr un pH = 5, para que el reductor actúe eficientemente.





Según el Diagrama : Sistema Au-Ag-H₂O-Cl a 25 ° y a 1 Atm se observa lo siguiente:

- En un medio acuoso el AgCl_4^{-3} es estable a pH. menores a 2 y un potencial positivo entre 0.2 a 1.6 voltios.
- A pH mayor a 2 se comienza a formarse el AgCl.
- La estabilidad del $(\text{AuCl}_4)^{-1}$ es entre $\text{pH} = 2$ y $\text{pH} = 8$ a un tiempo largo y con potenciales mayor que 1.6
- A pH mayores que 7 y a potenciales mayor que 0.8 se comienza a formar los óxidos e hidróxidos de oro.
- La solubilidad de la plata en un medio ácido fuerte de cloro es estable en un rango de potencial: 0.2 voltios constante en la parte inferior, en la parte superior decrece desde 1.6 ligeramente hasta un potencial 1.5 y luego sigue decreciendo drásticamente hasta un potencial de 0.5. En todos los casos el pH va en aumento de 0 hasta $\text{pH} = 5$.

POTENCIALES STANDARD DE REDUCCIÓN TEÓRICOS

	<u>REACCIONES</u>	<u>E⁰h (voltios)</u>
Más Reductor ↑	Li → Li ⁺ + 1e	+ 3.045
	Zn → Zn ⁺⁺ + 2e	+ 0.763
	Fe → Fe ⁺⁺ + 2e	± 0.44
	Pb + 2Cl ⁻ → PbCl ₂ ↓ + 2e	± 0.268
	H ₁ → 2H ⁺ + 2e	0.0
	Sn ⁺⁺ → Sn ⁺⁺ + 2e	+ 0.15
	SO ₃ ⁼ + H ₂ O → SO ₄ ⁼ + 2H ⁺ + 2e	+ 0.17
	Ag + Cl ⁻ → AgCl↓ + e	+ 0.222
	2Hg + 2Cl → Hg ₂ Cl ₂ ↓ + 2e	+ 0.267
	Cu → Cu ⁺⁺ + 2e	+ 0.337
	Pt + 4Cl ⁻ → PtCl ₄ ⁻ + 2e	+ 0.73
	Fe ⁺⁺ → Fe ⁺⁺⁺ + 1e	+ 0.77
	NO ₂ ↑ + H ₂ O → NO ₃ ⁻ + 2H ⁺ + 1e	+ 0.80
	Au + 4Cl ⁻ → AuCl ₄ ⁻ + 3e	+ 1.0
	2H ₂ O → O ₂ + 4H ⁺ + 4e	+ 1.29
	2Cl ⁻ → Cl ₂ + 2e	+ 1.36
	2HF → F ₂ + 2H ⁺ + 2e	+ 3.06

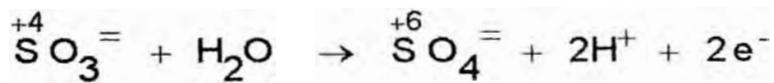
Más oxidante
↓

PRECIPITACIÓN

Reductores

Sulfato Ferroso	FeSO ₄
Dióxido de azufre	SO ₂
Ácido sulfuroso	H ₂ SO ₃
Bisulfato de sodio	NaHSO ₃
Ácido oxálico	H ₂ C ₂ O ₄
Nitrito de sodio	NaNO ₂
Láminas de zinc	

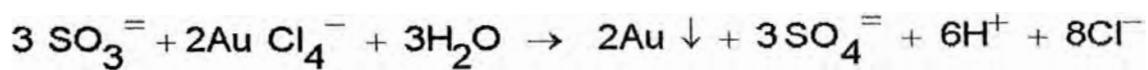
Reacción de oxidación



Reducción



La reacción global sería:



CAPITULO – II

2.- ATAQUE QUIMICO A PRECIPITADOS AURIFEROS

La marcha

La dosificación de los reactivos empleados tanto para sólidos como para líquidos, se gradúan en kilos, por kilo de precipitado a ser tratado. Se considera el peso de precipitado a ser tratado. Se considera el peso de precipitado sacado, sin realizar ningún descuento por la humedad remanente.

2.1 Preparación del Cemento

El precipitado se cosecha del filtro prensa, se pesa y seca en estufas eléctricas. Ya seco, se pesa, homogeneiza, y se hace un muestreo, para la determinación de la humedad, ensaye, y de esta porción de muestra, se toma el peso determinado para realizar la prueba de ataque con agua regia.

2.2 Ataque con Agua Regia

Un detalle muy importante es el empleo de sal común, en una cantidad similar al peso de precipitado atacado, cubriéndolo luego de que este haya sido depositado en el envase en donde se va a realizar el ataque químico. Este envase debe ser exageradamente grande, en la consideración de que se puede llegar a emplearse hasta 18 partes de agua por 1 parte de precipitado.

Seguidamente se agrega agua hervida caliente no necesariamente destilada, basta que sea potable, dos veces el peso de precipitado en proceso, agitando para formar una pulpa; agregándose seguidamente el ácido clorhídrico en frío, en un peso semejante al del material atacado.

Enseguida agregamos de forma lenta pero continua el ácido nítrico comercial caliente, en la cantidad necesaria para guardar la relación del agua regia. Durante la adición del ácido se produce el gas del óxido nitroso por reacción química con el medio; y es por ello que este proceso debe llevarse a cabo bajo una campana extractora para la captación y evacuación de los vapores pardos rojizos del óxido nitroso.

Terminada la adición del ácido nítrico, se procede a calentar toda la mezcla con el fin de eliminar el exceso de ácido nítrico, observado por la desaparición de los gases pardos del óxido nitroso de la mezcla calentada.

Seguidamente, se agrega un total de siete volúmenes de agua, por una de ácido clorhídrico empleado durante el ataque.

2.3 Filtración

En caso de que se tenga una alta presencia de plomo, se consideró teóricamente interesante la posibilidad de enfriar la pulpa atacada, para precipitar el cloruro de plomo formado, además de acelerar la operación de asentamiento; ya que se observó cómo el cloruro de plomo se cristalizaba cuando en un erlenmeyer la solución de ataque se enfriaba bajo un chorro de agua fría.

Los cristales de cloruro plúmbico son blancos, alargados y semitransparentes a diferencia de los del cloruro de plata que son grumosa y opaco. Estos cloruros son solubles en agua caliente, mas el de plomo que el de plata, y por ello la conveniencia y necesidad de enfriar la mezcla.

Inicialmente dejábamos decantar de un día para otro, hecho que obviamente enfriaba a la solución.

Hasta este punto, el volumen total obtenido es considerable, observándose claramente luego del asentamiento, la capa de sólidos en el fondo, contra todo el volumen de solución en el envase, faltando todavía el filtrado, y lavado de los sólidos del cloruro aurífero que contiene.

Se procede seguidamente a recuperar la solución de cloruro aurífero, y para ello se trasvasa por sifón y filtra la solución, en nuestro caso hallamos que el elemento filtrante GF/A de Whatman, con una porosidad de 1.6 micrones, nos brindó un excelente resultado, pero requiriendo un papel normal de base; filtraba rápido y reteniendo a los sólidos en este caso a los cloruros y a la diatomea.

En nuestro caso el material retenido en el papel filtro se lavaba con el fin de recuperar todo el cloruro aurífero, por lo que la solución de ataque. Obviamente, el agua de lavado debe estar bastante fría, acidificada con ácido clorhídrico, y ser destilada.

2.4 Precipitación

Seguidamente la solución de cloruro aurífero pasa a un recipiente y se calienta a 50° C, tras lo cual se agrega una solución saturada de urea, 100 gr. En 400 ml de agua; hasta observar la ausencia de reacción química, ya que la urea va ir reaccionando, neutralizando el exceso de ácido clorhídrico presente en la solución.

Llegado a ese punto, se eleva la temperatura de la solución a 65°C, iniciándose la adición de una solución de bisulfito de sodio, 400 gr. En 1,360 ml; de manera lenta, controlada y con la solución en agitación de modo de observar la precipitación del oro en la misma, hasta el punto en que ésta cesa.

Una forma más sencilla de precipitar, pero que no logramos emplear, fue la de utilizar SO_2 , que puede ser empleada en forma de solución saturada de anhídrido sulfuroso, una forma soluble del SO_2 ; o algo mejor emplear directamente el SO_2 gaseoso. Este reactivo es menos celoso con respecto a la cantidad empleado y produce un mejor producto final precipitado que el bisulfito de sodio.

En este punto la reacción ya culminó, y el resto es enfriar, dejar decantar y filtrar, se lava el oro precipitado con agua destilada acidificada con ácido nítrico; y; la solución de lavado debe ensayarse para determinar el oro remanente, para luego ver que hacer con ella, en todo caso debe neutralizarse para reciclar o descartarse. El oro precipitado se seca, pesa, se agrega bórax, y finalmente se funde.

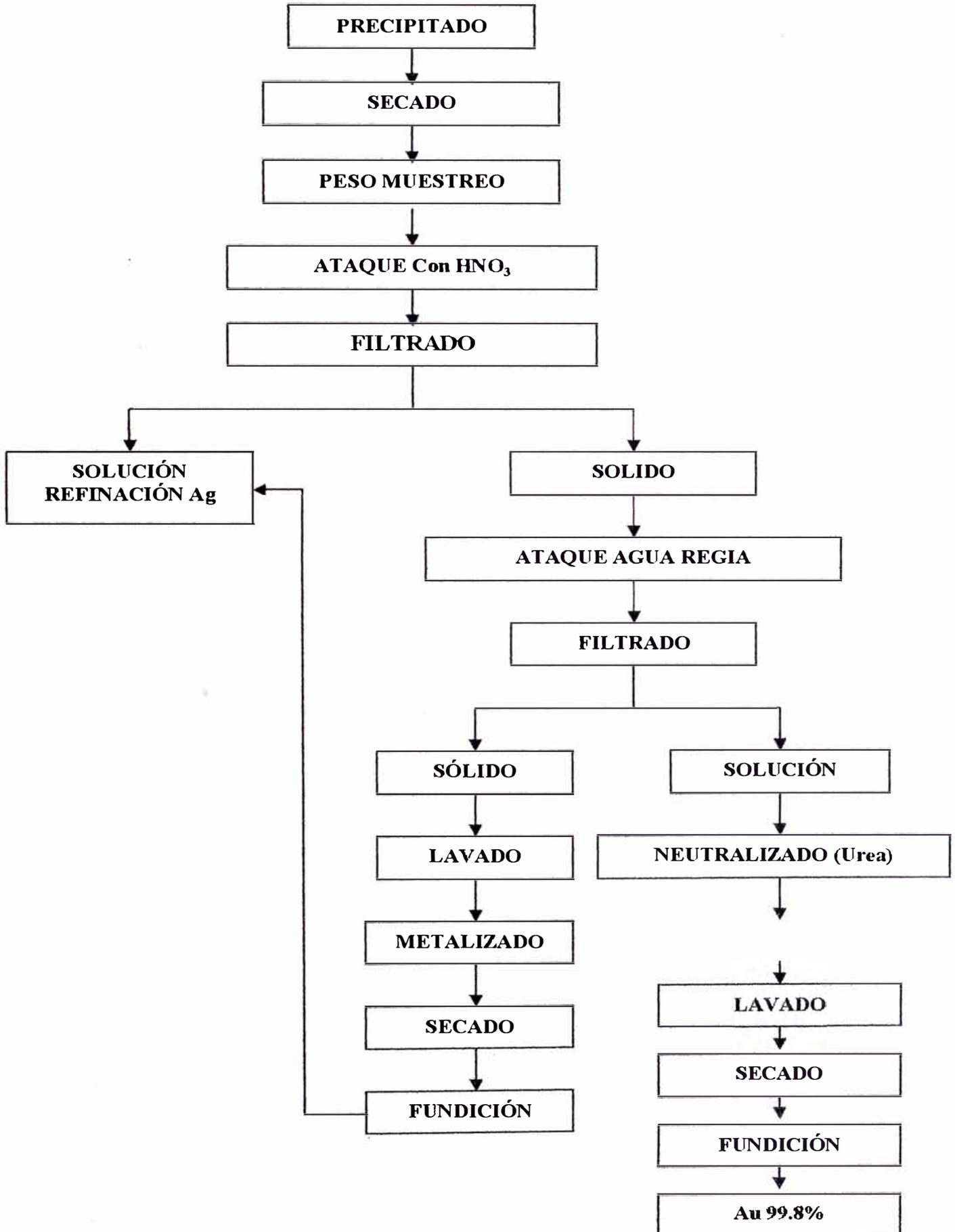
2.5 Residuo sólido del ataque con agua regia

El residuo sólido del ataque químico con agua regia se lava posteriormente con agua caliente para eliminar el plomo que contiene, y prepararla para el proceso de recuperación de plata.

De las opciones presentadas para recuperar la plata, la forma más directa y eficaz hasta ahora ha probado ser la fundición directa de la misma. Aunque ella no resulte en una alta recuperación, se estima que ello se debe a que en la práctica se está fundiendo pura diatomea, o sea sílice, la que es bastante refractaria amén de retener mucho metal en su seno por sus características físico-químicas que hacen de ella una buena ayuda en la filtración por su alta capacidad de atraer y retener materia sólida en su estructura.

En este caso, se agrega bórax y carbonato de sodio, para fundir dicho residuo, una vez lavada y secada.

2.6 Diagrama de Flujo



2.7 Resultados de pruebas de ataque químico

Vamos a presentar enseguida el caso de una prueba de ataque con agua regia, de las once realizadas, y que ha obtenido un resultado muy bueno para oro, y regular para la plata.

Las condiciones de trabajo se muestran en el Cuadro 1.

CUADRO I: PREPARACION, ATAQUE, Y FILTRACION

Sal	Agua	HCl	HNO ₃	Agitación n	Temperatura °C	Decantación n	Filtración Hr	Papel Tipo	Filtro #
Kg/Kg	Kg/Kg	Kg/Kg	Kg/Kg	Hr	°C	Hr	Hr		
1	18.31	1	0.3	4	95	24	1	909	6

La filtración se hace con un filtro Buchner, y vacío, el papel mide 15 cm. De diámetro. Este papel se emplea en el filtro prensa, y equivale a un Whatman 3.

Este proceso, se realizó en un envase grande, un erlenmeyer de 5 litros, para los casi 300 gramos de muestra. Luego del ataque, se diluye la pulpa y se deja reposar durante el tiempo indicado.

La filtración se hace con ayuda de vacío, y luego que se tupe el filtro se procede al lavado del queque, con agua fría, la capacidad de filtración del elemento empleado es limitada por lo que hubo que utilizar varios papeles.

Para la operación de precipitación del oro de la solución del cloruro aúrico, los parámetros operativos registrados se muestran en el Cuadro II.

CUADRO II: CONDICIONES DE PRECIPITACION

Urea	Bisulfito	Temperatura	Agitación	Decantación	Papel	Filtro
Kg/Kg	Kg/Kg	°C	Horas	Horas	Tipo	#
0.085	0.123	65	1	1	909	1

Luego de realizar estos dos primeros procesos, se obtiene el siguiente balance de los productos obtenidos hasta ahora. (Cuadro III).

CUADRO III: BALANCE METALURGICO PARA EL ATAQUE DEL CEMENTO CON AGUA REGIA

PRODUCTO	Peso Gramos	Leyes		Distribución	
		Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	237.790	8.923	1.970	98.200	92.600
Bullón de oro	21.736	99.255	0.400	99.900	1.700
Solución precipitada m ³ , gr/m ³	0.00655	1.169	9.000	0.000	0.010
Residuo de ataque	127.500	0.022	3.900	0.130	98.300
Cabeza Calculada	237.790	9.085	2.130	100.000	100.000

Como se observa en este resultado, tanto la calidad del bullón de oro obtenido, así como su recuperación son impresionantes. Obsérvese también las perceptibles diferencias entre la cabeza, y la calculada, en este caso a favor de la cabeza calculada.

El alto contenido de plata en el bullón de oro, 0.4%; lo atribuyo al tipo de papel utilizado en esa oportunidad; y al hecho de que sea una de las primeras pruebas realizadas, que permitiendo el paso de algo de cloruro de plata al bullón de oro.

Con respecto al relativo alto contenido de oro en la solución remanente, resulta algo difícil de explicar, salvo de que la técnica de emplear bisulfito en vez de SO₂ sea la causa de este resultado. Es algo que no ha podido ser evaluado.

Resultados como este para oro se obtuvieron en tres pruebas mas, la VI, VII y X, de las once realizadas; en el resto no se dio por una serie de razones, principalmente por la necesidad de probar diferentes técnicas, variantes, y reactivos de ataque química principalmente.

2.8 Recuperación de la plata del residuo del ataque

El residuo de plata fue fundido para la recuperación de la plata que se encontraba en forma de cloruro. La relación de peso utilizada esta referida al peso de precipitado, y los fundentes utilizados son los siguientes:

Fundente	Kg./Kg.
1 Bórax	0.50
2 Carbonato de sodio	0.16

No se puede precisar el consumo de crisol, así como de combustible utilizado.

Cabe indicar de que la fundición de cloruro de plata en nuestro caso, se ha presentado como una operación que desgasta muy rápidamente a los crisoles,

hecho que en este caso afecta negativamente en la evaluación económica de la plata.

El resultado metalúrgico de la fundición de la plata se presenta en el Cuadro IV.

CUADRO IV: BALANCE METALURGICO PARA LA FUNDICION DEL RESIDUO DEL ATAQUE CON AGUA REGIA.

PRODUCTO	Peso Gramos	Leyes		Distribución	
		Au	Ag	Au	Ag
Residuo de ataque	127.500	0.022	3.9	100.0	100.0
Botón de Plata	3.022	0.468	97.060	50.4	59.0
Escorias de fundición	275.211	0.003	0.32	29.4	17.7
Cabeza Calculada	127.500	0.018	2.99	79.9	76.7

Lo más resaltante en este resultado es la fuente, ahora sí, diferencia entre la cabeza y la calculada, cuya magnitud final se observa en la diferencia entre el valor porcentual de la cabeza y el de la cabeza calculada.

El hecho más notable es la ley de plata registrada en el botón recuperado, que resulta estimulante.

Cuando se ha trabajado con este material es donde se siente la necesidad de trabajar con mayor profundidad en dos puntos: el ensaye de plata, y en elevar la recuperación de la misma como bullón de plata.

Al reunir los dos balances presentados arriba, se obtiene el siguiente balance final de la operación el cual "acomoda", o ajusta algunas diferencias entre la cabeza y la cabeza calculada según el resultado del Cuadro V.

Este resultado es estimulante por el excelente resultado logrado para el oro; y por el reto que significa mejorar el resultado final por plata. Las leyes de metales en la solución remanente resulta algo llamativa, y quizá el uso del SO₂ la reduzca para el oro; pero contablemente no afecta, el balance y el resultado obtenido, es otro hecho que acicatea la necesidad de profundizar mas en sus detalles.

Las escorias de fundición, también presentan resultados estimulantes, dado que se le puede tratar gravimétricamente, permitiendo una mejor recuperación, sobre todo de plata de la misma, las que elevan la recuperación sobre los 80% cifra obtenida en otras pruebas.

CUADRO V: BALANCE METALURGICO DE UNA PRUEBA DE ATAQUE QUIMICO CON AGUA REGIA

PRODUCTO	Peso Gramos	Leyes		Distribución	
		Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	237.790	8.923	1.97	98.2	100.0
Bullón de oro	21.736	99.255	0.400	99.9	1.9
Bullón de plata	3.022	0.468	97.06	0.1	62.6
Solución precipitada m ³ , gr/m ³	0.00655	1.169	9.00	0.00	0.01
Escoñas de fundición	275.211	0.003	0.32	0.04	18.8
Cabeza Calculada	237.790	9.082	1.64	100.0	83.3

Este balance muestra un resultado de una prueba realizada si con cierto cuidado, pero sin ser una prueba complicadísima, pesada y especial; mostrando todo el potencial de esta técnica.

CAPITULO – III

3.- ETAPAS DE NEUTRALIZACIÓN PARA ELIMINAR CONTAMINANTES

3.1 NEUTRALIZACION DE SOLUCIONES.-

La solución pobre luego de la precipitación de oro, pasa a un tanque de neutralización donde se agrega solución de hidróxido de sodio al 25%, hasta llevar a un pH 9, y con la ayuda de una bomba esta solución se evacua al relave general de planta..

3.2 NEUTRALIZACION DE GASES.-

Los gases de las reacciones en las distintas etapas del proceso son, colectadas los reactores cerrados para ser lavados primeramente en la torre de neutralización con hidróxido de sodio y el siguiente paso es por la torre de oxidación con peróxido de hidrógeno, para finalmente pasar por una torre de filtrado con carbón vegetal, con la ayuda de un extractor los gases serán evacuados al medio ambiente lo mas limpio posible.

3.3 TORRE DE LAVADOS CAPTACION DE POLVOS.-

Los polvos que se producen al momento de cargar y por las reacciones que ocurren dentro del crisol, son captados por medio de campanas y con la ayuda del extractor son llevados a la torre de lavados, donde una contracorriente de agua que humedecerán a los polvos y serán llevadas al fondo del tanque las partículas sólidas. Los lodos de esta etapa son conducidos cada cierto tiempo mediante un ducto al tanque de ataque con agua regia.

CAPITULO – IV

CONTAMINACIÓN AMBIENTAL

4.1 ANTECEDENTES

En el PAMA (1996) aprobado por RD. 129 – 97- EM – DGM, modificado por R. D. 041 – 2001 – EM-DGAA, se ha propuesto el Proyecto “Control de emisiones gaseosa” para mejorar el sistema de colección y recirculación de las partículas en los humos de la fundición con una capacidad de 160 Kg / mes.

Actualmente la Planta de Fundición y Refinería viene operando con una capacidad promedio de 215 Kg./mes, por la cual las condiciones del sistema de colección y evacuación de las emisiones han variado con la relación al nivel de operación establecido durante la concepción del proyecto en el PAMA.

4.2 OBJETIVOS

Ampliar el sistema de colección, tratamiento y evacuación de las emisiones en la fundición y refinería, mediante la instalación de equipos y accesorios de mayor capacidad: extractores, duchas de lavados con aspersores, torres de tratamiento y filtrados de gases, con la finalidad de mitigar la contaminación al medio ambiente y prever los riesgos para la salud de los trabajadores y la población.

Instalar y mejorar el sistema de tratamiento de los gases en la Refinería, mediante el lavado neutralizante de los gases.

Establecer el programa de control para la operación del sistema de extracción, tratamiento y evacuación de las emisiones de los hornos de fundición y refinería para reducir la cantidad de las partículas y gases del medio ambiente en un 25 % de la situación actual.

Cumplir con la Legislación Ambiental vigente.

4.3 CONSIDERACIONES TÉCNICAS

4.3.1 SECCION DE FUNDICIÓN

El sistema comprenderá captar todas las partículas y gases salientes de los hornos mediante las campanas de extracción, para conducirlos por una tubería de 6 m con 16 pulgadas de diámetro esto hacer pasar por una cámara lavadora para neutralización de los gases ácidos, para suprimir las

partículas, mediante chisquetes de agua y lavado de los gases en contracorriente con solución alcalina utilizando spray con solución cáustica al 25% con la finalidad de reducir la concentración de NO_x . Las emisiones excedentes saldrán al medio ambiente conteniendo partículas y gases dentro de los límites permisibles. Los sólidos deprimidos serán llevados a la refinería para recuperar los valores. Los líquidos serán retornados al circuito después de una decantación.

El modo de operación del sistema será durante las horas de operación de los hornos, los lodos serán recuperados y llevados a refinería para la recuperación de productos valiosos.

En la fundición con la producción actual se genera 7.8 kilos / semana de partículas que se evacua al ambiente recuperaremos el 5.85 kilos / semana lo que significa que el 75% de partículas serán retenidas en las duchas en forma de lodos.

4.3.2 SECCION REFINERÍA

Los gases NO_x que se evacuan al medio ambiente en la refinería actualmente de acuerdo a los cálculos realizados por reacciones químicas están en el orden de 238 ppm. Con el sistema propuesto de la ampliación lograremos reducir mediante el lavado alcalino (neutralizado en las torres) y bajaremos a un 79 ppm, lo que equivale a un 75%. en el proceso de tratamiento, se formaran ácidos débiles y nitratos.

El sistema comprenderá captar los gases NO_x , mediante las campanas de extracción, para conducirlos por una tubería de 12m con 16 pulgadas de diámetro para hacer pasar por una torre de lavadora de polvos con chisquetes de agua, los gases saldrán al medio ambiente con un mínimo cantidad de polvo. Los sólidos obtenidos serán llevados a la refinería para recuperar los valores. El agua será utilizada en cantidades requeridas para ser recirculadas en el circuito, previa decantación.

5- ESTUDIO DE IMPACTO AMBIENTAL

Los términos de referencia del estudio de Impacto Ambiental considerara:

- a. Diagnostico y evaluación de las condiciones ambientales actuales base del Proyecto:
- b. Descripción y evaluación de los proceso del Proyecto Fundición y Refinería.

- c. Identificación y evaluación de los impactos previsibles y medidas de mitigación asociadas a la construcción, operación y cierre del proyecto.
- d. Elaboración del plan de Manejo programa de monitoreo, plan de contingencia, cierre y rehabilitación.
- e. Análisis costo – beneficio ambiental del proyecto.

6- SUSTENTO LEGAL

El proyecto "Control de Emisiones Gaseosas", por motivos de continuas ampliaciones de la planta y cambios de las condiciones ambientales desde que se formuló el proyecto, presenta un porcentaje pendiente. La empresa, al amparo del D.S. 041 – 2001 – EM, hemos solicitado acogernos al Programa Especial de Manejo Ambiental con un plazo de ejecución hasta marzo del 2003 para lo cual, presentamos a la Dirección General de Minería la solicitud para la autorización de presentar el PAMA.

Art. 20º del D.S. 016 – 93 – EM, establece que el solicitante de una ampliación de producción en sus operaciones o tamaño de planta de beneficio superiores al 50%, tendrán en cuenta lo dispuesto por el artículo 30 del Reglamento de Procedimientos Mineros aprobado por D.S. 018 – 92 – EM, presentando el Estudio de Impacto Ambiental.

Art. 1º del D.S. 029 – 99 – EM, Modificación del Reglamento para la Protección Ambiental en la Actividad Minero – Metalúrgica, establece:

Para los efectos de la aplicación del porcentaje de ampliación de producción en las operaciones o tamaños de la planta de beneficios, se medirá sobre la capacidad de producción para la que se aprobó su último Estudio de Impacto ambiental o Programa de adecuación y Manejo Ambiental – PAMA.

7- SUSTENTO TÉCNICO

El proyecto "Control de Emisiones Gaseosas" fue aprobada en el PAMA por R.D. 129 – 97 – EM /DGM, modificado por R.D. 41 – 2001 – EM / DGAA para mitigar la contaminación en la Planta de Fundición y Refinería con una capacidad de 160 Kg. / mes.

En el PAMA (1996) aprobado por R.D. 129 – 97 – EM – DGM, modificado por R.D. 041 – 2001 – EM – DGAA, se ha propuesto el Proyecto "Control de Emisiones Gaseosas" para mejorar el sistema de colección y recirculación de las partículas en los humos de la fundición con una capacidad de 160 / Kg. / mes.

Actualmente la Planta de Fundición y Refinería viene operando con una capacidad promedio de 215 kg. / mes por consiguiente, las condiciones del sistema de colección y evacuación de las emisiones han variado con relación al nivel de operación establecido durante la concepción del proyecto en el PAMA.

8- EL SUSTENTO ECONOMICO

En la ejecución del PAMA, en 2000 US \$246,634, en 2001 US \$222,365 y a Mayo 2002 US \$33,956.

En el Proyecto se ha invertido US \$27,567 de un presupuesto de US \$48,000. Los gastos corresponden a inversiones al nivel del Proyecto conceptuado en el PAMA sin considerar los gastos que se viene incurriendo en el programa de monitoreo trimestral de emisiones y calidad de aire.

9- SUSTENTO AMBIENTAL

La empresa ha implementado el proyecto en la medida de las condiciones ambientales de acuerdo a las ampliaciones de operación de 160 a 215 Kg/mes (actual), para lo cual se han previsto las instalaciones y equipos para la colección, tratamiento y evacuación de las emisiones.

El control ambiental, se viene evaluando mediante las mediciones trimestrales de las emisiones y calidad de aire en el programa de evaluaciones de las empresas fiscalizadoras. Los informes son presentados al Ministerio de Energía y Minas. Consideramos un manejo adecuado ver reportes.

Por las condiciones ambientales establecidas en el PAMA y las condiciones actuales y proyectadas, para implementar medidas necesarias, consideramos que para asegurar un manejo adecuado de las emisiones debe ejecutarse nuevas evaluaciones y compromisos ambientales vía un Estudio de Impacto Ambiental.

10-CONCLUSIONES

El proyecto "Control de Emisiones Gaseosas" fue aprobado en el PAMA por R.D. 129 – 97 – EM / DGM, modificado por R.D. 41 – 2001 – EM /DGAA para mitigar la contaminación en la Planta de Fundición y Refinería con una capacidad de 160 KG / mes.

En el PAMA aprobado por R.D. 129 – 97 – EM – DGM, modificado por R.D. 041 – 2001- EM- DGAA, se ha propuesto el Proyecto "Control de Emisiones Gaseosas" para mejorar el sistema de colección y recirculación de las partículas en los humos de la fundición con una capacidad de 160 Kg/mes.

Actualmente la Planta de Fundición y Refinería viene operando con una capacidad promedio de 215 kg/mes, por consiguiente, las condiciones del sistema de colección y evacuación de las emisiones han variado con relación al nivel de operación establecido durante la concepción del proyecto en el PAMA.

Con las acciones ejecutadas en el Proyecto PAMA, para la capacidad actual de la fundición (215 Kg/mes), se tiene una inversión a Mayo 2002 de US \$28,077 y un avance de 85% (Para la capacidad de 160 Kg/mes considerados en el PAMA, se tendría un avance del 100%) por lo que no estaría asegurado el control de las emisiones gaseosas para mayores capacidades de la fundición. Por consiguiente es necesario evaluar y re-diseñar las instalaciones y sistema de recolección y evacuación de partículas y gases en la fundición y refinería para ampliaciones futuras.

La empresa, por conveniencia técnica y gestión ambiental, viene ejecutando el rediseño de la infraestructura e instalaciones de la Planta de Fundición y Refinería, en le marco del proyecto "Ampliación de capacidad de 160 a 500 Kg de la Planta de Fundición y Refinería" y elaborando el Estudio de Impacto Ambiental correspondiente, por incremento de capacidad de producción en mas del 50%, por aplicación del Art. 20º del D.S. 016 – 93 – EM.

CAPITULO V

5.1 OBSERVACIONES RESPECTO A LAS PRUEBAS

Una de las grandes dificultades observadas en nuestro caso ha sido la altísima presencia de sílice, que agregamos durante la precipitación como diatomea; > de 60%. Esta presencia se debe a que se la emplea como ayuda filtrante durante la precipitación, para evitar un colapso muy rápido de los filtros.

Esta ayuda filtrante eleva el peso de material a procesar; queda luego como residuo no atacado con el agua regia; y posteriormente hay que recuperar a la plata de la misma, que se probó hacer por fundición, dando resultados mediocres, afectando los resultados de la plata.

En nuestro caso, no se puede superar esta limitación debido a la necesidad implícita de utilizar la diatomea.

Finalmente, se ha empleado esta técnica en otros tipos de materiales que no son propios en nuestra operación; dando los mismos excelentes resultados por oro obtenidos con el precipitado.

Si observamos y comparamos los balances de los cuadros III, y V. por plata, veremos que de tener una cabeza calculada por plata de 2.37%, en III, al final nos resulta un valor de 1.64% en V.

Se observa que en cuadro III, la diferencia es favorable a la calculada, debido a que considera solo al residuo del ataque; mientras que en el cuadro V se tiene a los productos de la recuperación de este residuo, en donde se presentan dos ensayos mas por plata, el del botón, y el de la escoria.

Este elevado número de ensayos requeridos, es lo que nos lleva a afirmar que se tiene un problema doble, el del muestreo, y el del ensaye por plata de los productos que se obtienen, que son los que finalmente alteran el buen balance del proceso.

Respecto al muestreo, esto no representa un gran problema debido a que los materiales tienen pesos manejables, quedando el problema del ensaye, en el cual se entra a otro campo totalmente aparte.

CONSIDERACIONES PARA EL ESCALAMIENTO HACIA UNA OPERACIÓN INDUSTRIAL.

Habiendo avanzado en las pruebas, estas permitieron configurar un esquema básico de equipamiento tipo industrial, que obviamente necesitaba la confirmación de un pilotaje, que se apreció como complejo, muy sofisticado, exquisito, y por ende costoso.

Para empezar, estaba el sistema captador de gases, algo que desde hace muchos años se ha pedido, pero que hasta la fecha no se ha logrado definir, siquiera.

En segundo lugar está el envase para realizar el ataque químico con agua regia del precipitado. Las pruebas batch se realizaron hasta con un máximo de 1 kilo de precipitado, ya que contábamos con envases para esta capacidad de precipitado, pero es difícil visualizar la capacidad operativa óptima del sistema de ataque, esto debe ser ajustado con pruebas piloto. En todo caso el envase adecuado para realizar el ataque químico del precipitado debe, presentar las siguientes características surgidas luego de haber realizado las pruebas:

Capacidad operativa real, el mayor posible, pero mayor de 2 m³.

Que soporte una temperatura de trabajo del medio que contiene de hasta 100 °C.

Que posea un sistema calentador regulable del medio líquido en proceso, y que además sea capaz de calentar el medio rápidamente, por ejemplo 1 hora hasta los 95° C.

Que posea también un sistema para poder enfriar la solución que contiene tan pronto como se de por terminada la reacción de ataque; la temperatura fría debe ser de unos 1°C.

Que posea un sistema de agitación para facilitar la reacción química.

Que posea facilidades de descarga de la solución, y del residuo sólido, independientes, de modo de poder recuperar la solución clarificada.

Que sea resistente a impactos de objetos de acero, vidrio, y otros, que podrían romper el envase si fuese de vidrio.

Que tenga un precio accesible al proyecto de refinación.

Muchas de las características están sustentadas en las descripciones hechas anteriormente, y lo de la resistencia a los impactos, hay que tenerlo en consideración debido a que un derrame de cloruro aúrico, puede significar una merma bastante fuerte de oro; y lo del precio accesible, debido a que si su precio es demasiado elevado, hace inviable económicamente la refinación en nuestro caso.

El sistema de filtración, requiere también cumplir con ciertas características por las observaciones aprendidas durante las pruebas de ataque. Por ejemplo, el hecho de que la solución sea sumamente valiosa, obliga a cuidarla celosamente de modo que no podemos correr el riesgo de que salpique, gotee, derrame, etc., lo que implica que no podemos utilizar equipos altamente dinámicos en la filtración o manipuleo de esta solución.

El elemento filtrante GF/A, de un buen resultado, pero comercialmente hablando el tamaño máximo comercial es de 15 cm. Además de que es muy costoso, por lo que debe ser muy bien utilizado.

Por estas razones entramos a cualesquiera de las siguientes opciones: o compramos lo que hay y lo adaptamos, y nos adaptamos; o hacemos un pedido especial de equipos y materiales en lista, pero no de línea a precios algo altos; o diseñamos nuestros equipos y encargamos su manufactura al especialista.

El sistema del envase para realizar el ataque químico con agua regia esta dentro del esquema de la tercera opción cuando se está en un proyecto, punto al cual no trascendió estas pruebas. Estas circunstancias, y en esa oportunidad la ocasión colmaron la coyuntura y las condiciones, de las propuestas a la luz de las pruebas que prácticamente cortaron cualquier posterior avance.

La presunción simplista de que el escalamiento de prueba batch a piloto-industrial se tenía por hecho no se dio, y al final hubo cierta incomodidad por lo realmente complejo que se presentó en el papel a escala industrial.

Dentro de un esquema de trabajo limitado, hablando de hasta 60 kilos mensuales de oro en forma de cemento, con un precipitado de relativa alta ley, + de 15%, con bajos contenidos de plata y de plomo, la aplicación de este proceso se puede dar debido a que es posible trabajar con equipos químicos normales de vidrio, en los tamaños mayores y cuya oferta y existencia esta asegurada, es amplia y variada.

5.2 CONCLUSIONES

El proceso se ha mostrado apto para tratar los siguientes materiales: cemento de oro; bullones; otros materiales afines, como son recuperaciones de conductos, y bullones de baja ley. Para otro tipo de materiales, tales como amalgamas, oro precipitado en lana de acero; es recomendable realizar pruebas.

Este proceso logra recuperaciones y leyes de oro sobre 99%.

La recuperación de la plata no muestra buenos resultados, comparado con fundición. Pero la ley del bullón obtenido si es superior.

En nuestro caso, se presenta problemas con el ensaye de la plata que requieren ser corregidos en el laboratorio químico.

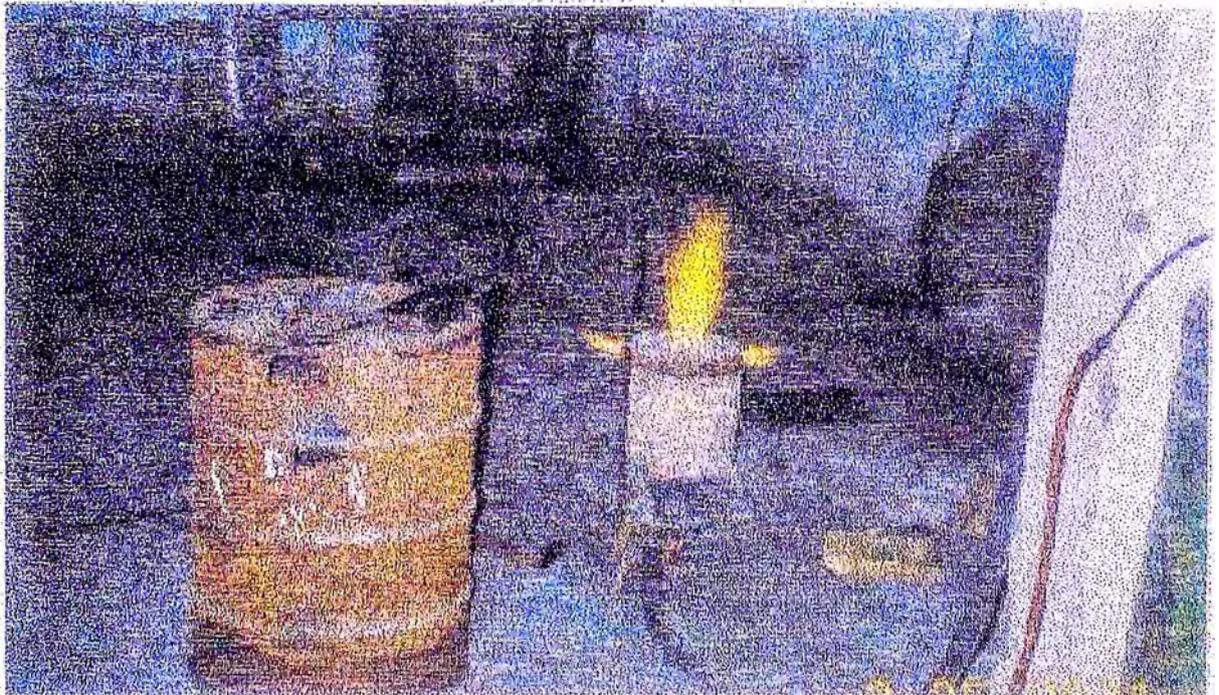
Para procesos que impliquen cantidades pequeñas de hasta unos 2 kilos/día, en precipitado con zinc; el proceso puede resultar viable esencialmente por la facilidad del equipamiento, y precio bajo de los reactivos necesario. Pero se recomienda comprobarse.

La filtración constituye una de las etapas más delicadas en el proceso.

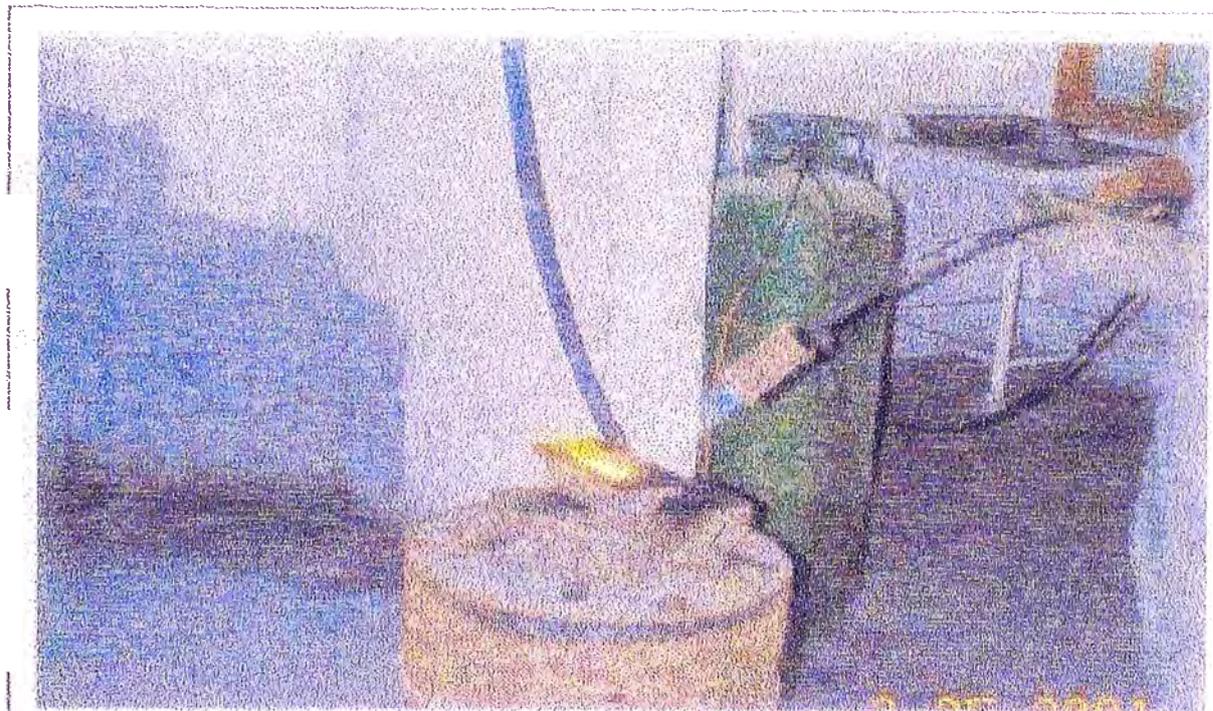
BIBLIOGRAFIA

- Recovery and Refining of precious Metals
C.W.Ammen
- Gold Refining
George Gajda
- Metalurgia del Oro y la Plata
Juan Vargas Gallardo
- Tecnología de Refinación del Oro y la Plata
Taller de Metalurgia Extractiva de Minerales Auríferos
T.E.C.S.U.P
- Technical Methods of Ore Analysis
Arthur J. Weining
- Metalurgia del Oro y la Plata
Ernesto Diez Canseco.

ANEXOS



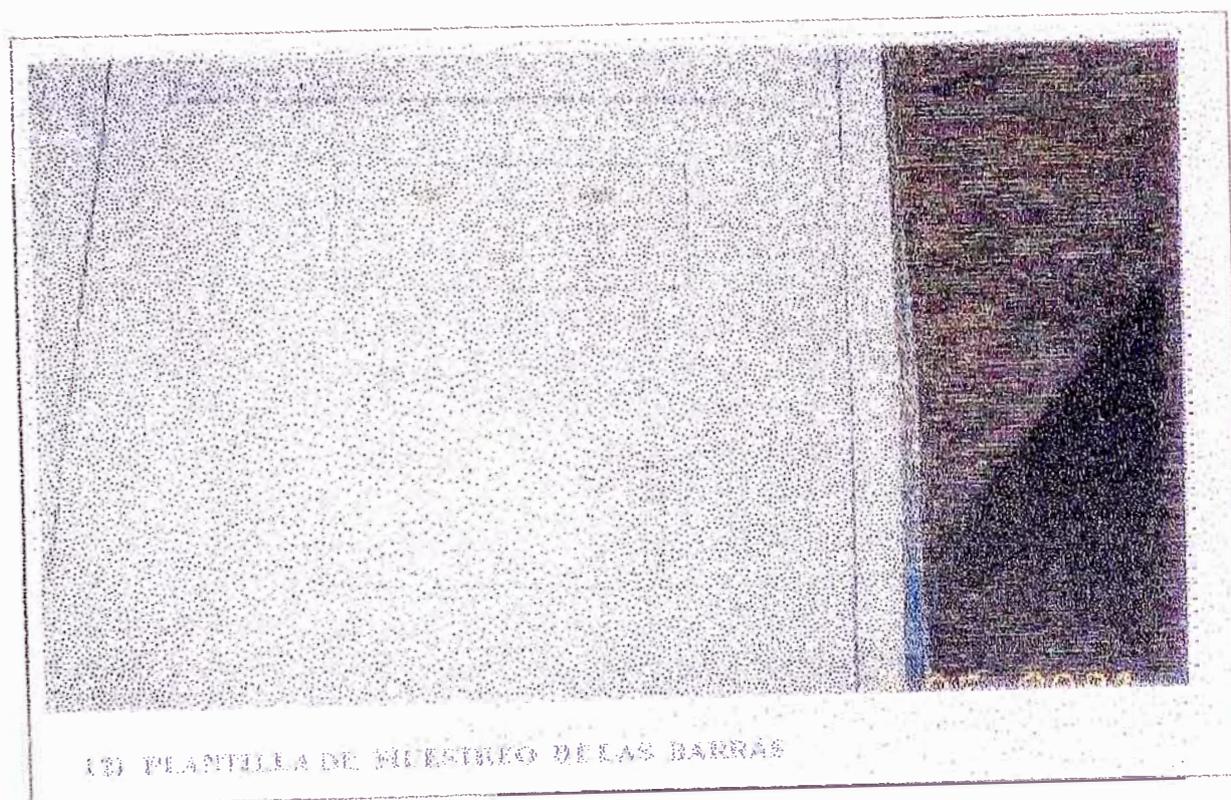
2) FUNDICION DEL ORO



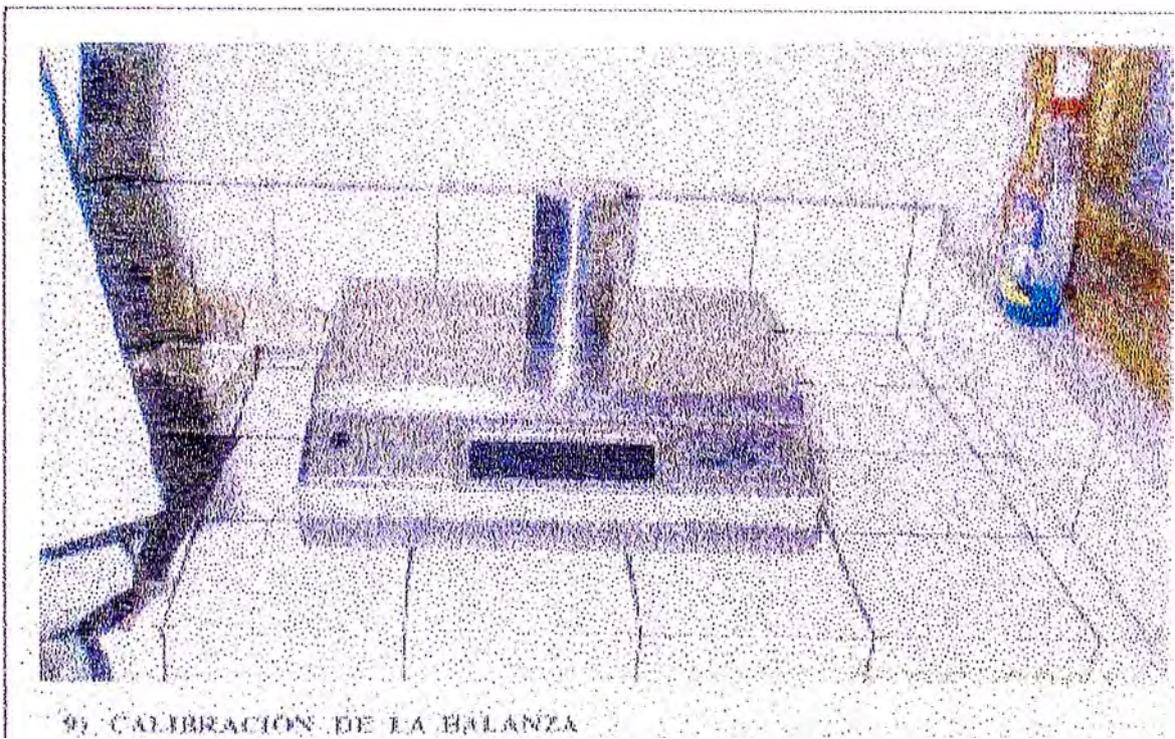
4) OBTENCION DE LOS LINGOTES



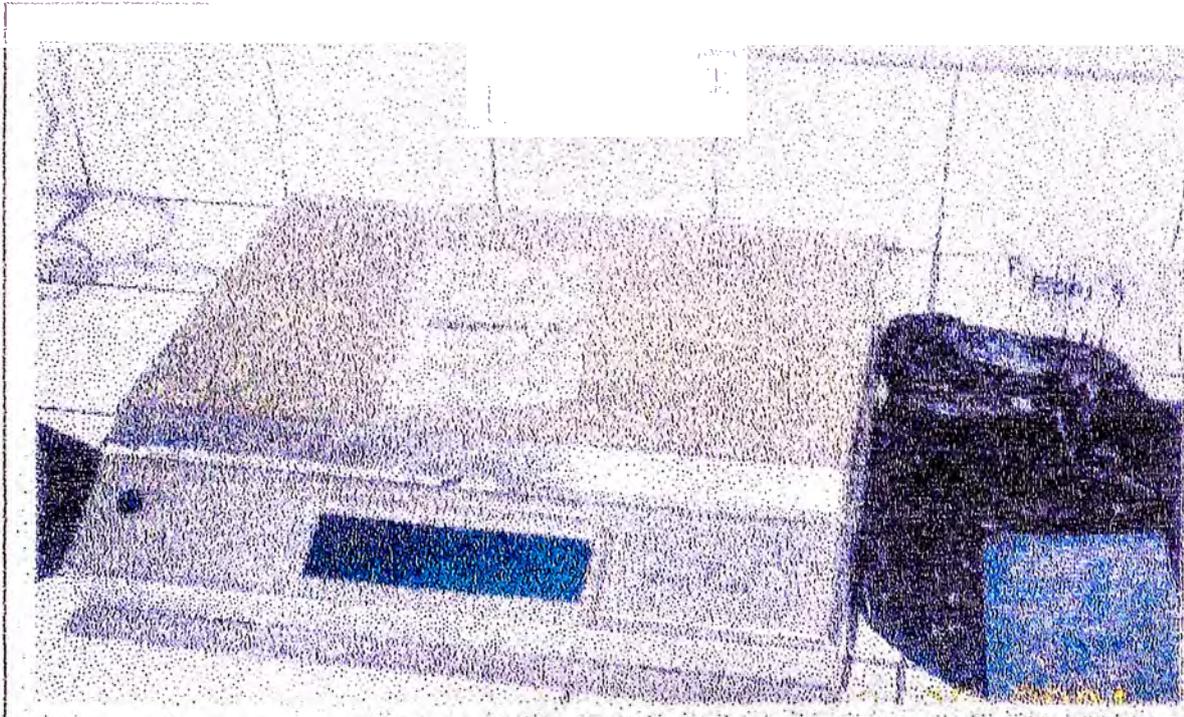
J.M.W. TURNER, RAIN, STEAM, AND GREAT CENTRAL RAILWAY, 1844.



13) PLANTILLA DE MUESTREO DE LAS BARRAS



99. CALIBRACION DE LA BALANZA



10 BALANZA MEYTLER 100 G



14 PESADO DE LAS BARRAS



6) BARRAS LISTAS PARA EL DESPACHO