

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA  
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y TEXTIL**



**“ALTERNATIVA DE PROCESAMIENTO DE  
LADOS ANÓDICOS DE COBRE CON ALTO  
CONTENIDO DE PLOMO ”**

**TESIS**

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

**PRESENTADO POR:  
BACH. CARLOS DAVID HUAROTO MELGAR**

**LIMA – PERÚ**

**2006**

**Con todo cariño:**

A mis Padres y Hermanos  
quienes me brindaron  
su apoyo constante.

## **AGRADECIMIENTOS**

De manera muy especial a la Compañía Minera Southern Perú que me brindo la oportunidad de desarrollar este proyecto de alternativa tecnológica en sus instalaciones.

A los Ingenieros Rafael Chero y Pedro Pizarro por su invaluable apoyo y disposición para la elaboración del presente trabajo.

## RESUMEN

La modernización de la fundición de Southern Peru, con procesos más compatibles con la conservación del medio ambiente, como la tecnología Flash, basados en la minimización de las emisiones de polvos y gases, traerá consigo que algunas impurezas del ánodo de cobre se incrementen notoriamente entre ellas el plomo, con una composición actual de 30 a 80 ppm en el ánodo, se espera un incremento entre 600 y 1200 ppm, originando dos consecuencias trascendentales sobre la refinería de cobre, primero el aumento del riesgo de contaminación catódica en Planta Electrolítica por el aumento de impurezas en el electrolito y segundo, problemas de procesamiento del lodo anódico en Planta de Metales Preciosos (PMP), debido a la mayor cantidad de lodo generado 1,6 ton secas/día originado por un mayor porcentaje de plomo en su composición.

Para evaluar y eliminar los posibles efectos de contaminación catódica, se realizaron pruebas electrolíticas con ánodos de alto porcentaje de plomo, obteniéndose resultados muy alentadores. Sin embargo, el procesamiento en la PMP de: 1,6 ton secas/día de lodos anódicos con un elevado porcentaje de plomo (26-35%Pb), presentaría serias dificultades comparado con el procesamiento de lodo bajo las condiciones actuales: 0,9 ton secas/día de lodo convencional (5-6%Pb). El alto porcentaje de plomo en el ánodo, aumenta la cantidad de lodo producido durante el proceso de refinación electrolítica, sobrepasando la capacidad de procesamiento de la PMP (1,2 ton secas/día), además de reducir la capacidad de producción de selenio, plata y oro, productos obtenidos en dicha planta, debido al mayor contenido de plomo que se presenta como impureza.

En el presente trabajo, como alternativa de solución se plantea ejecutar una extracción del plomo en el lodo anódico, previo a su ingreso a la PMP. Para lo cual se empleará un proceso hidrometalúrgico de extracción de plomo, basado en precipitación y disolución selectiva, obteniéndose un lodo anódico con un menor porcentaje de plomo. El proceso consiste en la precipitación del plomo en forma de carbonato, seguida por la disolución selectiva de éste con ácido nítrico, lográndose extraer el plomo del lodo inicial. El plomo extraído que se encuentra contenido en una solución de nitrato, es recuperado haciéndolo precipitar con ácido sulfúrico para formar sulfato de plomo, que se puede comercializar.

De pruebas experimentales realizadas con lodos que poseen una composición de plomo entre 26 y 35%, se concluyó que el proceso de extracción de plomo es técnicamente factible, lográndose extraer entre 89 y 93% del plomo contenido en el lodo inicial, obteniéndose un lodo con un porcentaje de plomo entre 4 y 6%, similar a las condiciones actuales.

A escala industrial según un estimado, al someter todo el lodo producido al proceso de extracción: 1,6 ton secas/día de "Lodo decoperizado con alto porcentaje de plomo (26-35%Pb)", se reduce considerablemente el peso y volumen del lodo inicial, en un 56 y 45% respectivamente, obteniéndose 0,7 ton lodo seco/día, el cual puede ser procesado sin dificultad en la PMP, cuya capacidad actual es de 1,2 ton lodo seco/día. De este modo se mantiene las condiciones de operación y productividad en dicha planta, no habiendo variación en los procesos siguientes. La inversión requerida es de M\$100 y se estima un costo operativo de \$444, el cual puede disminuir al comercializar el sulfato de plomo, obtenido como subproducto del proceso de extracción. La Planta de Extracción de Plomo, puede ser ubicada dentro de la Planta de Purificación, en el área libre (400 m<sup>2</sup>) ubicada al costado de la zona de decoperizado, para aprovechar las instalaciones y facilitar las operaciones.

## ÍNDICE

	Página
I.- INTRODUCCIÓN.	10
II.- GENERALIDADES SOBRE LOS COMPLEJOS DE FUNDICIÓN Y REFINACIÓN.	
2.1 Fundición de Ilo.	13
2.2 Modernización de la Fundición de Ilo.	16
2.3 Refinería de Cobre de Ilo.	17
2.4 Efectos de la Modernización de la Fundición sobre la Refinería.	24
III.- GENERALIDADES SOBRE EL LODO ANÓDICO GENERADO EN LA ELECTRO-REFINACIÓN.	
3.1 Generación y Caracterización del Lodo Anódico.	
3.1.1 Formación del Lodo Anódico.	27
3.1.2 Caracterización del Lodo Anódico con bajo %plomo.	30
3.1.3 Caracterización del Lodo Anódico con alto %plomo.	31
3.2 Procesamiento Convencional del Lodo Anódico.	
3.2.1 Remoción de Cobre.	35
3.2.2 Recuperación de Selenio.	35

	Página
3.2.3 Fusión y Refinación del Doré.	37
3.2.4 Recuperación de Plata.	38
3.2.5 Recuperación de Oro.	38
IV.- ALTERNATIVAS DE PROCESAMIENTO DEL LODO ANÓDICO.	
4.1 Desventajas del Procesamiento Convencional del Lodo Anódico con Alto %Plomo.	39
4.2 Alternativas de Procesamiento.	41
4.3 Selección de la Alternativa de Procesamiento.	42
4.4 Extracción de Plomo en el Lodo Anódico.	43
V.- EXTRACCIÓN DE PLOMO EN EL LODO ANÓDICO POR PRECIPITACIÓN Y DISOLUCIÓN SELECTIVA A NIVEL DE LABORATORIO.	
5.1 Proceso de Extracción de Plomo a Nivel de Laboratorio.	
5.1.1 Descripción del Proceso de Extracción.	45
5.1.2 Etapas del Proceso de Extracción.	47
5.1.3 Secuencia de las Operaciones para la Extracción.	51
5.1.4 Establecimiento del Número de Pruebas y Condiciones de Operación.	54
5.1.5 Preparación de las Muestras para las Pruebas.	55
5.1.6 Actividades Realizadas durante y después de las Pruebas.	56

	Página
5.2 Realización de las Pruebas Experimentales.	57
5.3 Cálculos Realizados en las Pruebas.	63
5.4 Resultados de las Pruebas Experimentales.	
5.4.1 Resumen de las Pruebas.	77
5.4.2 Datos de Operaciones y Determinación de Factores para Diseño.	81
5.4.3 Análisis químico en las Corrientes del Proceso de Extracción.	89
5.4.4 Balances de Materia de las Pruebas.	89
5.4.5 Seguimiento a la Composición y Distribución del Plomo en las corrientes del Proceso.	97
5.4.6 Seguimiento al Peso y Volumen del Lodo Tratado.	100
5.4.7 Conclusiones y Recomendaciones de las Pruebas a Nivel Laboratorio.	101
VI.- IMPLEMENTACIÓN DE LA EXTRACCIÓN DE PLOMO A NIVEL INDUSTRIAL. PROCESAMIENTO DE UN BATCH DE 1,6 TON DE LODO ANÓDICO CON ALTO PORCENTAJE DE PLOMO.	
6.1 Etapa de Precipitación del Plomo con Carbonato de Sodio y Separación de Sólidos.	104
6.2 Etapa de Disolución del Carbonato de Plomo con Ácido Nítrico y Separación de Sólidos.	120



	Página
6.3 Etapa de Precipitación del Plomo con Ácido Sulfúrico y Separación del Sulfato de Plomo.	133
6.4 Consumo de Reactivos.	147
6.5 Equipos Necesarios para el Proceso de Extracción.	148
6.6 Ubicación de la Planta y Distribución de Equipos Tentativo.	150
VII.- EVALUACIÓN ECONÓMICA.	
7.1 Determinación de la Inversión Fija.	152
7.2 Determinación del Costo Operativo.	153
7.3 Factibilidad Económica del Proyecto.	155
VIII.- CONCLUSIONES.	156
IX.- RECOMENDACIONES.	158
X.- BIBLIOGRAFÍA.	159
XI.- APÉNDICE.	161

## **I.- INTRODUCCIÓN.**

En el Perú país minero metalúrgico se encuentra una de las 8 compañías mineras de cobre más grandes del mundo Southern Peru, la cual comprende: dos grandes unidades mineras a tajo abierto ubicadas en Toquepala y Cuajone; así como complejos de fundición y refinación localizados en el puerto de Ilo.

En Southern Peru, las reservas descubiertas en las minas Toquepala y Cuajone incrementará significativamente la producción de concentrados propios, por lo que es necesario contar con una fundición capaz de procesar el total de su producción, o mejor aún, que cuente con una mayor capacidad de procesamiento al tiempo que cumpla los requerimientos actuales de los estándares ambientales peruanos e internacionales para fundiciones.

En concordancia con lo expuesto, Southern Peru viene ejecutando un ambicioso plan de desarrollo que permitirá incrementar gradualmente su producción y continuar cumpliendo con los compromisos pactados en los Programas de Adecuación y Manejo Ambiental PAMA, suscritos con el estado peruano.

Entre los proyectos más importantes que llevará a cabo Southern Peru es la modernización de la fundición, para lo cual se empleará la tecnología probada más eficiente que provea un atractivo retorno económico así como procesos que superen las regulaciones ambientales vigentes.

Dentro del programa de modernización, se decidió en una oportunidad, adoptar la tecnología flash donde la eliminación de polvos y gases al ambiente debe minimizarse, ocasionando que algunas impurezas aumenten considerablemente su concentración en el ánodo producido.

Por ejemplo, para el plomo con una composición actual entre 30 y 80 ppm en el ánodo, se esperaría un incremento entre 600 y 1200 ppm, causando una serie de efectos negativos sobre las operaciones en la refinería.

Uno de los mayores efectos a presentarse, es el incremento sustancial de la cantidad de lodo anódico producido en las celdas electrolíticas, debido principalmente al aumento del porcentaje de plomo en el lodo anódico.

Actualmente, la Planta de Metales Preciosos (PMP) encargada del procesamiento del lodo anódico, esta procesando 0,9 ton secas/día siendo su máxima capacidad de 1,2 ton secas/día, es decir esta operando al 75% de su capacidad máxima, sin embargo al efectuarse la modernización de la fundición, se espera un aumento en la producción de lodo anódico entre 1,2 y 1,6 ton secas/día, que superaría la capacidad de procesamiento de la PMP. Por otro lado, procesar lodos con un mayor contenido de plomo disminuiría la capacidad de producción de selenio, plata y oro por tonelada de lodo tratado y traería por consiguiente desventajas económicas a la refinería.

En base a todo lo anterior, se evaluó la técnica de procesamiento del lodo anódico, para superar los inconvenientes citados anteriormente. El presente trabajo expone una alternativa de solución para el procesamiento de lodos anódicos con alto porcentaje de plomo, basándose en la extracción de plomo del lodo anódico, por precipitación y disolución selectiva, hasta niveles aceptables que permitan sobrellevar las dificultades antes mencionadas.

## **II.- GENERALIDADES SOBRE LOS COMPLEJOS DE FUNDICIÓN Y REFINACIÓN.**

El cobre ocupa el lugar 25 en abundancia entre los elementos de la corteza terrestre y está presente principalmente en forma de minerales sulfurados como la calcopirita ( $\text{CuFeS}_2$ ), bornita ( $\text{Cu}_5\text{FeS}_4$ ) y calcocita ( $\text{Cu}_2\text{S}$ ). La ley o concentración de estos minerales es baja, las menas más comunes contienen de 0,5 a 2 %Cobre.

El tratamiento de estos minerales es principalmente mediante técnicas pirometalúrgicas y el proceso de extracción de cobre consta de la siguiente secuencia de etapas:

a) Concentración por flotación de espuma, b)Tostación, c)Fundición de matas d) Conversión de cobre blister. En la actualidad existen varias combinaciones de etapas que han alcanzado su aplicación a nivel industrial.

El producto final de esta sucesión de etapas, es el cobre blister o cobre ampoloso el cual debe ser sometido a procesos de altas temperaturas y electrorefinación antes de ser comercializado.

En el sur del Perú, se ubica el complejo metalúrgico de la compañía minera Southern Peru, la cual cuenta con todas las etapas de la extracción del cobre mencionadas anteriormente, sus instalaciones comprenden: dos grandes unidades mineras ubicadas en Toquepala y Cuajone; así como complejos de fundición y refinación localizados en el puerto de Ilo.

## 2.1 Fundición de Ilo.

La fundición de Southern Peru, opera una planta convencional que consiste de dos hornos reverbero, un convertidor modificado Teniente y siete convertidores Peirce Smith, dos ruedas de moldeo de blister, una planta de ácido sulfúrico y una planta de oxígeno. La capacidad nominal de la fundición es de 1 180 000 ton de concentrado por año y una producción anual de 300 000 ton de cobre blister.

Los concentrados producidos en las concentradoras de Toquepala y Cuajone son enviados a la fundición de Ilo, para ser fundidos en los hornos reverberos y convertidor teniente.

Cuadro 2.1.1 Análisis Químico y Mineralógico de los concentrados de Cuajone y Toquepala.

Elemento	Cuajone %	Toquepala %
Cu	29,0	26,9
Fe	26,7	28,6
S	30,1	33,0
Pb	0,16	0,03
SiO <sub>2</sub>	7,6	5,1
CaO	0,4	0,6
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,1	2,7
Humedad	7,9	8,2

Compuesto	Cuajone %	Toquepala %
CuFeS <sub>2</sub>	79,4	73,9
Cu <sub>5</sub> FeS <sub>4</sub>	0,8	0,4
Cu <sub>2</sub> S	0,6	0,9
CuS	0,8	0,6
FeS <sub>2</sub>	0,2	11,2
FeS	3,7	1,3
PbS	0,19	0,04
SiO <sub>2</sub>	7,6	5,1
CaO	0,4	0,6
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	3,1	2,7

### Hornos Reverberos.

En estos hornos se realiza la fusión de concentrados entre 1150-1200°C, para producir dos fases líquidas inmiscibles: la mata (sulfuro) rica en cobre 35-37%Cu y la escoria (óxido) con 0,6-0,7%Cu que se dispone en botaderos. Se cuenta con 2 hornos, cada uno con una capacidad de 1150 ton secas de concentrado por día.

El producto principal es la mata de Cu-S-FeS (conformada por: cobre, azufre, hierro sin oxidar), así como pequeñas cantidades de otros sulfuros (por ejemplo  $Ni_3S_2$  y PbS) y metales preciosos (Au, Ag y metales del grupo del platino) que ingresan a la mata junto con el As, Sb, Se, Te. Esta mata es posteriormente dirigida al proceso de conversión para la producción de cobre blister.

### **Convertidor Modificado Teniente (CMT).**

Es un reactor de fusión y conversión, que se basa en el aprovechamiento de la energía liberada por la sucesión de las reacciones exotérmicas de oxidación del FeS en la fase metálica y del S en la fase gaseosa, para descomponer y fundir los concentrados en forma continua. Su capacidad de fusión actual es de 900 ton secas de concentrado por día, la carga está formada por concentrado y adición periódica de mata de reverberos. Se emplea aire enriquecido con oxígeno (31%) que es inyectado a través de toberas y se utiliza como fundente sílica.

Sus productos son: Metal blanco 74-75 %Cu, que es tratado en los convertidores Peirce Smith, escoria 4-5 %Cu, que retorna a los hornos reverberos y los gases de proceso que son enviados a la planta de ácido sulfúrico.

### **Convertidores Peirce Smith.**

Son reactores de conversión, donde la mata producida en los reverberos y el metal blanco producido en el CMT, se convierten en cobre blister (99,2-99,3 %Cu), mediante etapas sucesivas de soplado de aire con o sin oxígeno y la adición de sílica para la formación de escoria (2-3 %Cu), la cual es retornada a los hornos reverberos. Este proceso es autógeno y no necesita de energía adicional.

Los elementos principales eliminados de la mata durante la conversión son el hierro y el azufre, pero muchas otras impurezas se eliminan ya sea como vapor o en la escoria. El As, Bi, Cd, Pb, y Sb se eliminan como vapor, mientras que la mayor parte del zinc se elimina junto con el hierro en la escoria. Los metales preciosos y níquel acompañan al cobre blister.

Durante la conversión se producen volúmenes grandes de gases calientes que contienen  $\text{SO}_2$ , los cuales son aprovechados para la producción de ácido sulfúrico.

El cobre producido en los convertidores Peirce Smith es transportado a los hornos de retención, para la realización de la colada en las ruedas de moldeo, que producen barras de cobre blister de 800 Kg, moldeándose diariamente alrededor de 850 ton. Estas barras de blister son transportados a la refinería para su posterior tratamiento.

La composición del Cobre Blister producido por la fundición es la siguiente:

Cuadro 2.1.2 Composición Química del Cobre Blister.

BLISTER	Cu %	O <sub>2</sub> ppm	S ppm	Ag ppm	Au ppm	Pb ppm	Fe ppm	Sb ppm	As ppm	Bi ppm	Se ppm	Ni ppm	Te ppm
Inferior	99,2	3500	150	250	0,5	<b>10</b>	5	50	150	10	100	70	10
Superior	99,3	5000	350	450	1,4	<b>50</b>	25	90	350	35	160	130	30



Fig. 2.1 Barras de Blister.

## **2.2 Modernización de la Fundición de Ilo.**

La Compañía Minera Southern Peru viene ejecutando un ambicioso plan de desarrollo que permitirá incrementar gradualmente su producción y al mismo tiempo continuar cumpliendo con los compromisos pactados en los Programas de Adecuación y Manejo Ambiental (PAMA), suscritos con el estado peruano.

El Programa de Adecuación y Manejo Ambiental fue aprobado por el gobierno peruano el 31 de enero de 1997 en donde se recomienda como una de las medidas de mitigación de la emisiones gaseosas: la modernización de la fundición en dos etapas, incrementándose la captura de SO<sub>2</sub> en 67% y 92 % en cada una de ellas. Este programa tiene una duración de 10 años, teniendo la oportunidad de cumplirse hasta el 2007.

De este modo para la selección de la tecnología aplicable a la fundición, que permita cumplir con el PAMA y adecuarse a las Normas Internacionales de Calidad de Aire y Medio Ambiente, se realizaron numerosos estudios de simulación, bajo diferentes opciones tecnológicas de fusión.

A mediados del 2003, Southern Peru hizo pública una de las alternativas, la cual era muy probable a adoptar, la tecnología flash, la cual permitiría una recuperación de los gases sulfurosos cercana al 95%, más alta que la exigida por el estado. La nueva fundición tendría una capacidad de procesamiento de 1 200 000 ton de concentrado fundido al año, lo cual representaba una producción de 320 000 ton métricas de ánodos de cobre anual; es decir la moderna fundición produciría ánodos en vez de barras de blister.



Los hornos de fusión flash son excelentes desde el punto de vista ambiental, porque producen gases efluentes ricos en  $\text{SO}_2$  el cual se puede eliminar en forma eficiente como ácido sulfúrico. Además estos procesos dan velocidades de producción más altas y sus costos de energía son considerablemente más bajos comparados con los del horno reverbero.

Una consecuencia trascendental de este tipo de procesos, es la elevación del contenido de impurezas en el ánodo de cobre, comparado con el ánodo producido por el proceso convencional. Impurezas como antimonio, arsénico, bismuto y plomo se incrementan considerablemente en el ánodo, afectando directamente a las operaciones realizadas en la refinería, principalmente: en el cuidado del proceso electrolítico y en el procesamiento de mayor cantidad de lodos anódicos cuyo porcentaje de plomo es más elevado.

### **2.3 Refinería de Cobre de Ilo.**

La refinería de Cobre de Ilo, consta principalmente de tres plantas: planta de ánodos, planta electrolítica y planta de metales preciosos.

La Planta de Ánodos es la encargada de recepcionar el cobre blister (99,2-99,3 %Cu) proveniente de la fundición y por medio de un proceso de refinación ígnea aumenta la calidad química y superficial de este, adquiriendo las condiciones necesarias para la siguiente etapa de refinación electrolítica, de este modo el cobre blister refinado adquiere la denominación de ánodo de cobre (99,7 %Cu).

En Planta Electrolítica se tiene como materia prima los ánodos de cobre, que son refinados electrolíticamente para obtener cobre catódico de alta

pureza ( $>99,99\% \text{Cu}$ ), el cual es apropiado para diversos usos, entre ellos el eléctrico.

Como subproductos del proceso de electrorefinación, se tienen a los lodos anódicos, constituidos principalmente por compuestos de Pb, Se, Au y Ag. Estos son tratados en la Planta de Metales Preciosos (PMP), para la recuperación de los metales valiosos, obteniéndose oro, plata y selenio de nivel comercial. A continuación en el diagrama siguiente se observan las principales plantas de la refinería.

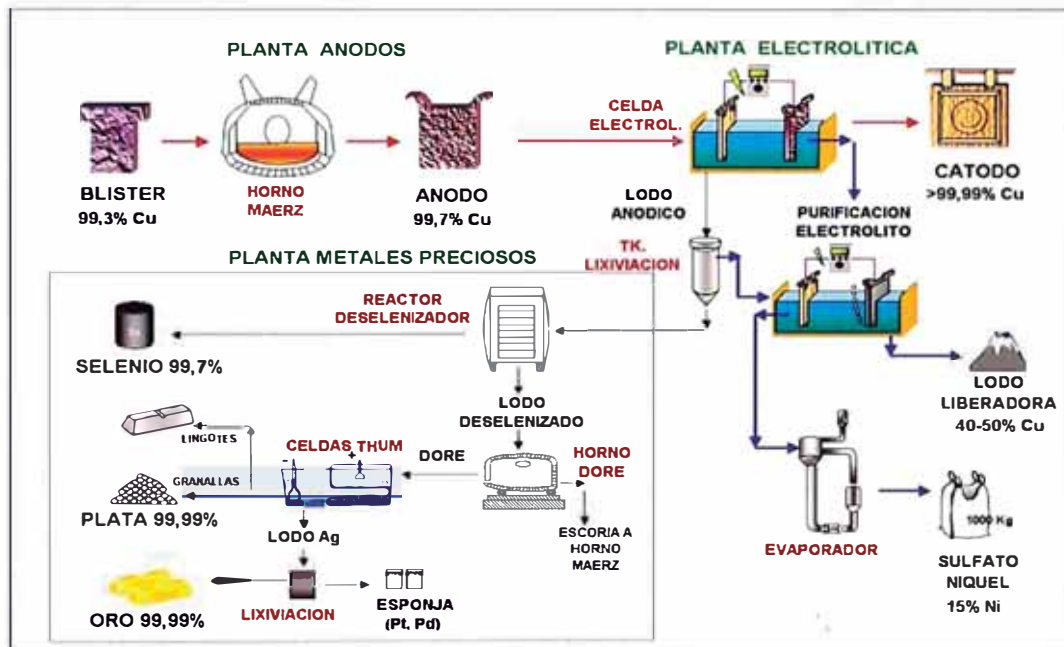


Fig. 2.3.1 Diagrama de las Plantas en la Refinería de Cobre.

### Planta de Ánodos.

En Planta de Ánodos, son llevados a cabo procesos de alta temperatura con la finalidad de convertir el cobre blister en ánodos de cobre, caracterizado este último por un menor contenido principalmente de oxígeno y azufre, requisito indispensable para el proceso de electrorefinación. El azufre es eliminado al inyectar aire en el interior del

cobre blister fundido y el oxígeno es reducido al inyectar gas de hidrocarburos.

Las planchas de blister, tienen la superficie ampollosa debido al alto contenido de oxígeno y azufre presente, además contiene otras impurezas como: antimonio, arsénico, silicio, plomo, estaño, bismuto, selenio, telurio, zinc, plata, oro y otros.

Esta planta cuenta con 2 hornos basculantes, con una capacidad de 410 ton cada uno y una rueda de moldeo, cada ánodo producido tiene un peso promedio de 420 Kg. Actualmente la producción anual de ánodos es de 300 000 ton.

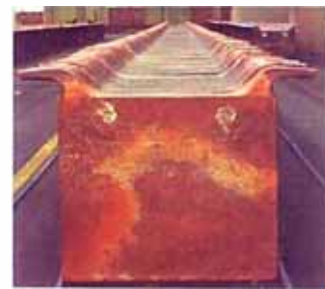


Fig. 2.3.2 Zona de Colada en Pta. de Ánodos. Fig. 2.3.3 Ánodos de Cobre.

El proceso de refinación ígnea dura aproximadamente 18,5 horas, después del cual se obtienen los ánodos con una composición final de 99,6-99,7 %Cu. Estos ánodos son retirados de los moldes, para luego ser enfriados y finalmente ser compactados. Después de todas estas operaciones, los ánodos son trasladados a planta electrolítica para su posterior refinación.

Cuadro 2.3.1 Composición Química del Ánodo de Cobre.

ÁNODO	Cu %	O <sub>2</sub> ppm	S ppm	Ag ppm	Au ppm	Pb ppm	Fe ppm	Sb ppm	As ppm	Bi ppm	Se ppm	Ni ppm	Te ppm
Inferior	99,6	1450	20	350	0,7	30	5	40	400	5	130	80	10
Superior	99,7	1850	35	550	1,6	80	25	60	600	20	190	150	40

### **Planta Electrolítica.**

En Planta Electrolítica se lleva a cabo el proceso de electrorefinación que viene a ser la última etapa de purificación del cobre para su utilización industrial.

La refinación del cobre se realiza en celdas electrolíticas dentro de una sección denominada "Comercial", utilizando como electrolito una solución acuosa de sulfato de cobre (38 g/l) y ácido sulfúrico(170 g/l), con pequeña cantidad de cloruro. Se emplea corriente continua, utilizándose como electrodos positivos ánodos (99,7% Cu) y como electrodos negativos cátodos iniciales (99,99% Cu) de 7 Kg.

En las celdas comerciales el cobre de los ánodos se disuelve y pasa a formar parte del electrolito, para luego depositarse sobre los cátodos iniciales. Este proceso se mantiene por un período de 12 días al final de los cuales los cátodos ya engrosados con un peso entre 180-185 Kg son retirados de las celdas para ser lavados, pesados y empaquetados para su comercialización.

Actualmente la producción anual de cobre catódico es de: 280 000 ton, con una producción diaria máxima de 900 ton.



Fig. 2.3.4 Vista Planta Electrolítica.



Fig. 2.3.5 Cosecha de Cátodos.

Cuadro 2.3.2 Composición Química del Cátodo de Cobre.

CÁTODO	Cu %	S ppm	Ag ppm	Pb Ppm	Fe ppm	Sb ppm	As ppm	Bi ppm	Se ppm	Ni ppm	Te ppm
	>99,99	<10	<15	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1	<1

Por otro lado, los ánodos permanecen en las celdas por un período de 24 días, tiempo necesario para obtener dos cosechas de cátodos. Después de ese período, los ánodos gastados (corroídos) se sacan mediante una grúa, para ser transportados a la planta de ánodos, donde serán refundidos.

A medida que los ánodos se van gastando al disolverse en el electrolito, algunas impurezas se disuelven parcial o totalmente, mientras que otras totalmente insolubles como: Pb, Se, Te, Bi, Au, Ag y metales del grupo del platino, se van asentando en el fondo formando un lodo, denominándose "Lodo Anódico". Este lodo es lixiviado con ácido sulfúrico diluido para extraer el cobre soluble, seguidamente es lavado y centrifugado, denominándose "Lodo anódico decoperizado", el cual es trasladado a la PMP para su posterior tratamiento.



Fig. 2.3.6 Ánodos Corroídos.

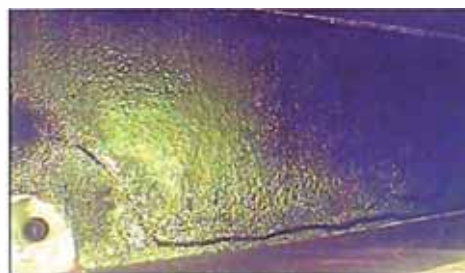


Fig. 2.3.7 Lodo Anódico en Celda.

La producción de lodo anódico decoperizado, depende directamente de la producción de cátodos, así es sabido que 1Kg de lodo anódico decoperizado seco se obtiene por tonelada de cátodo producido. De este modo, para 900 ton de cátodos diarios, se obtiene una producción de 900 Kg de lodo anódico decoperizado seco.

Los niveles de impurezas solubles en el electrolito (As, Sb, Bi, Fe, Ni), son importantes en la determinación de la pureza del cátodo. Una parte del electrolito con sus impurezas siempre es absorbido y atrapado durante la deposición. Por esta razón es necesario mantener el nivel de impurezas en el electrolito hasta un nivel aceptable, sangrando continuamente una porción del electrolito de la sección comercial y conduciéndolo hacia un circuito de purificación.

El circuito de purificación comprende tres etapas sucesivas:

- Primera Liberadora.- Se realiza la recuperación parcial del cobre proveniente del electrolito de la sección comercial, lográndose reducir la concentración a 20-24g/l Cu. El electrolito de salida, es destinado una parte a la sección comercial (retorno) y la otra sirve como alimento a la segunda liberadora.
  
- Segunda Liberadora.- Su función es realizada en dos partes: primero recuperar todo el cobre remanente del electrolito de primera liberadora, y segundo reducir la concentración de arsénico, antimonio y bismuto. A la solución obtenida de esta etapa se le denomina ácido decoperizado, el cual es derivado una parte a la sección comercial y la otra es dirigida al evaporador.

En primera y segunda liberadora, la separación del cobre y las impurezas se realiza por electrolisis, empleando ánodos inertes de plomo-antimonio.

- Evaporador.- Se realiza la concentración de la solución proveniente de segunda liberadora originando la precipitación del níquel en forma de sulfato.

A continuación véase el siguiente diagrama del Proceso Electrolítico.

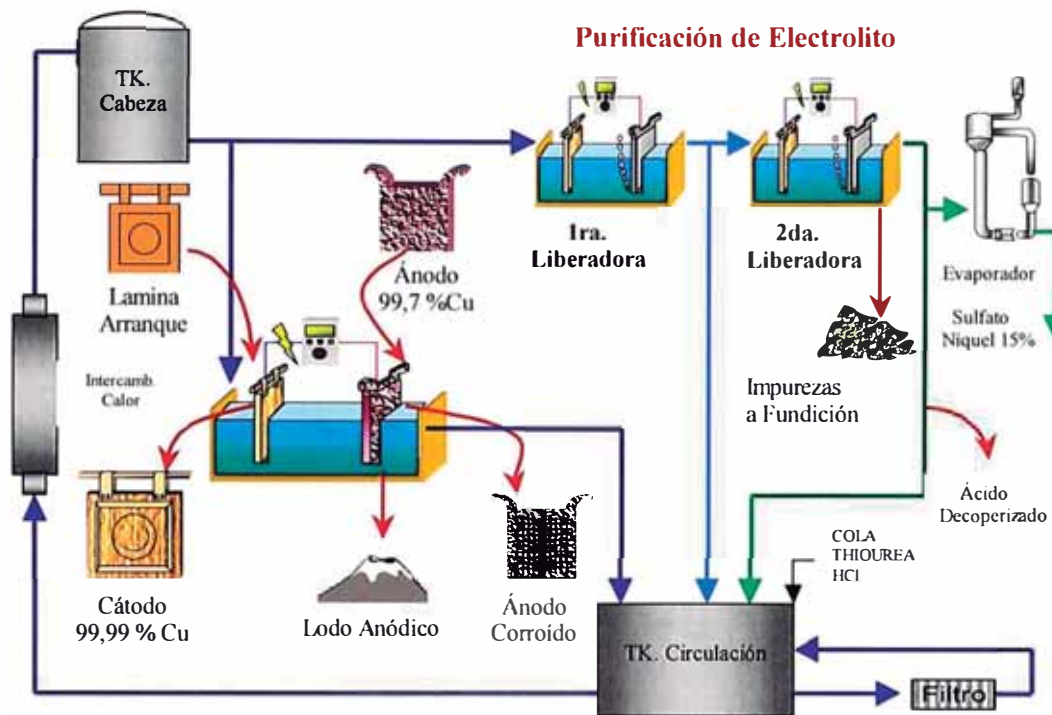


Fig. 2.3.8 Diagrama del Proceso Electrolítico.

### Planta de Metales Preciosos (PMP).

Del proceso de refinación electrolítica, se obtiene como residuo el denominado lodo anódico de cobre, el mismo que está constituido por metales de elevado valor comercial, como: plata (30-40%), Oro (0,05-0,09%) y Selenio (12-20%), así como otros elementos de menor importancia económica.

El lodo anódico es primero lixiviado en planta electrolítica para la remoción del cobre obteniéndose el "Lodo decoperizado", luego es conducido a la PMP para realizar un tratamiento integral del lodo, con el objetivo de recuperar estos metales valiosos.

El proceso de recuperación de metales valiosos consta de las siguientes etapas:

- Recuperación de Selenio.
- Fusión de Lodo y Refinación de Doré.
- Refinación electrolítica de plata.
- Obtención de oro.

La capacidad de procesamiento de la Planta de Metales Preciosos, está limitada por la capacidad del reactor deselenizador, donde se realiza la primera etapa en el tratamiento del lodo anódico. La capacidad del reactor es de 1,2 ton de lodo decoperizado seco por día y actualmente se trabaja a 0,9 ton/día.

## 2.4 Efectos de la Modernización de la Fundición sobre la Refinería.

La próxima modernización de la fundición de Southern Peru, con procesos más amigables al ambiente, basados en la minimización de las emisiones de polvos y gases, traerá consigo que algunas impurezas del ánodo de cobre se incrementen notoriamente. El ánodo de cobre producido por los procesos que emplean la tecnología flash, tiende a contener una mayor cantidad de impurezas: antimonio, arsénico, bismuto y plomo, comparado con el ánodo de cobre producido por los procesos de fusión-conversión convencionales. Como se puede apreciar en el siguiente cuadro proporcionado por los consultores internacionales.

Cuadro 2.4.1 Composición Química del Ánodo de Cobre:  
Convencional vs Tecnología Flash

ÁNODO	Cu %	O <sub>2</sub> ppm	S ppm	Pb ppm	Sb ppm	As ppm	Bi ppm
Convencional	99,6	1450	20	30	40	400	5
	99,7	1850	35	80	60	600	20
Tecnología Flash	99,4	1000	30	600	20	700	20
	99,6	2000	50	1200	100	1200	200



Las impurezas de los ánodos de cobre se presentan, en solución sólida en la matriz del cobre metálico o en discretas inclusiones en los límites de grano. Durante la electrorefinación todas las impurezas sufren extensos cambios químicos y/o morfológicos. Estos cambios impactan significativamente sobre la pasivación del ánodo, calidad del cátodo, purificación del electrolito y la subsecuente recuperación de los subproductos de los lodos anódicos.

A porcentajes más altos de impurezas en el ánodo de cobre, se presentan mayores inconvenientes en las operaciones realizadas en la refinería, siendo los siguientes dos aspectos los de mayor interés:

- Garantizar la calidad química y física del cátodo de cobre durante el proceso de electrorefinación y
- El procesamiento de un lodo anódico especial caracterizado por un elevado porcentaje de plomo, que dificulta la recuperación de metales preciosos.

Según los estudios realizados por consultores, el contenido de plomo en el ánodo se incrementaría de 30-80 ppm a 600-1200 ppm, causando un aumento considerable del porcentaje de plomo en el lodo de 5-6% a 26-35%, y por consiguiente un aumento en la cantidad de lodo anódico producido durante el proceso de electrorefinación, incrementándose la cantidad de lodo anódico decoperizado de: 0,9 ton secas/día a 1,6 ton secas/día como valor máximo.

Actualmente la Planta de Metales Preciosos, encargada de procesar el lodo decoperizado, tiene la capacidad de 1,2 ton secas/día, un incremento en la cantidad de lodo producido de esas magnitudes, dejaría en

inventario una cantidad considerable de lodo anódico decoperizado sin procesar.

Por otra parte, el mayor porcentaje de plomo en el lodo, disminuye la capacidad de producción de selenio, plata y oro por tonelada de lodo procesado, incrementándose los costos operativos incurridos para la producción de estos metales valiosos.

Con la finalidad de ir buscando soluciones o alternativas adecuadas, para evitar los futuros inconvenientes, se llevó a cabo un programa de pruebas que permitan conocer el verdadero efecto de la electrorefinación de ánodos con mayores contenidos de impurezas, concluyéndose lo siguiente:

- Respecto al primer aspecto, realizar una electrorefinación más cuidadosa con una purificación de electrolito más extensa.
  
- Respecto al segundo aspecto, disminuir el contenido de plomo presente en el lodo anódico, mediante un proceso de extracción selectiva, con la finalidad de reducir la cantidad de lodo producido y de esta forma sobrellevar los inconvenientes de falta de capacidad de procesamiento y disminución de la productividad en la planta de metales preciosos.

### **III.- GENERALIDADES SOBRE EL LODO ANÓDICO GENERADO EN LA REFINACIÓN.**

El Lodo Anódico es el material residual colectado de las bases de las celdas electrolíticas durante la electrorefinación de los ánodos de cobre. Una vez colectado, el lodo es procesado para la recuperación de los metales valiosos que contiene, entre ellos: Plata, Oro y Selenio.

#### **3.1 Generación y Caracterización del Lodo Anódico.**

En la Refinería se obtiene del proceso de electrorefinación actual entre 700 a 900 Kg de lodo anódico decoperizado seco por día y una producción mensual cercana a 25 ton.

##### **3.1.1 Formación del Lodo Anódico.**

Durante el proceso de electrorefinación, a medida que los ánodos se van gastando al disolverse en el electrolito, algunas impurezas contenidas en éstos, se van asentando en el fondo, formando el denominado lodo anódico, conteniendo significantes cantidades de Au y Ag, así como cantidades variables de Ni, Pb , As, Sb, Bi, Se y Te.

El Lodo anódico esta conformado por:

- Pequeños fragmentos del ánodo generado por la corrosión intergranular,
- Componentes intermetálicos creados en el horno de fabricación o durante la electrolisis,

- Componentes generados por las reacciones de los productos de corrosión del ánodo con los constituyentes del electrolito y
- Metales presentes en el ánodo que no se ven afectados por el proceso de refinación electrolítica.

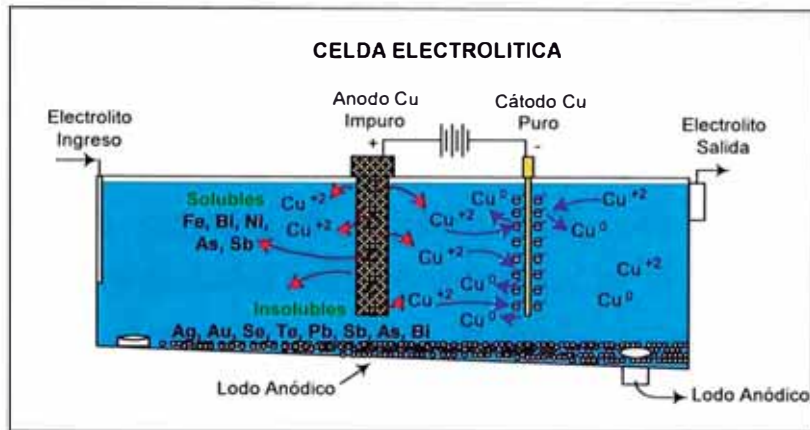


Fig. 3.1.1 Diagrama Esquemático - Formación Lodo Anódico de Cobre.

En el ánodo, cada impureza tiene su patrón de comportamiento durante la electrorefinación, presentando una manera particular para formar parte del electrolito, del lodo anódico o ambos, como se puede apreciar a continuación:

**El oro y los metales del grupo del platino** no se disuelven en el electrolito y tienden a constituir parte fundamental de lodo anódico.

**La plata** se disuelve hasta un cierto grado en el electrolito, pero ante la presencia de cloruros, precipita como  $\text{AgCl}$ , constituyendo parte del lodo.

**El azufre, selenio y telurio** están presentes en los ánodos como compuestos con cobre, plata o ambos, en formas como  $\text{Ag}_2\text{Se}$ ,  $\text{Cu}_2\text{Se}$ ,  $\text{Ag}_2\text{Te}_4$  o  $\text{Cu}_2\text{S}$ , y no se disuelven electroquímicamente en el electrolito, por tanto estos compuestos, pasan principalmente a formar parte de los lodos.

**El plomo** forma sulfatos que son insolubles en el electrolito ( $\text{PbSO}_4$ ) y por consiguiente también forma parte de los lodos.

**El arsénico, bismuto, fierro, níquel y antimonio**, son menos nobles que el cobre y se disuelven electroquímicamente en el electrolito hasta cierto grado.

**Arsénico y antimonio** aparecen también en los lodos en cantidades significativas, la mayor parte probablemente como resultado de la formación de compuestos con el cobre en el ánodo. Además se considera, que el arsénico, bismuto y antimonio se combinan en cierto grado para formar precipitados de arseniato, los cuales también se presentan en los lodos anódicos.

En el siguiente cuadro se muestra la distribución de impurezas del ánodo de cobre, entre el electrolito y el lodo anódico.

Cuadro 3.1.1 Proporción de Impurezas que pasan a los lodos anódicos y electrolito, según la estimación de Eichrodt y Schloen.

Metal	% en Lodos Anódicos	% en Electrolito
Au	99	< 1
Ag	98	2
Se y Te	98	2
Pb	98	2
Sb	60	40
As	25	75
Ni	5	95
Bi	0	≈ 100
Fe	0	≈ 100

### 3.1.2 Caracterización del Lodo Anódico con Bajo Porcentaje de Plomo.

Los resultados de las investigaciones realizadas referentes a la caracterización de los compuestos que constituyen los lodos, indican que éstos están constituidos básicamente por compuestos de Ag, Se, Cu, Pb y Au en forma de seleniuros (Ag, Cu), sulfatos (Pb, Cu, Ag), arseniatos (Sb, Bi, Cu) y cloruros (Ag, Cu).

Los compuestos detectados fueron:  $\text{Cu}_2\text{Se}$ ,  $\text{AgCuSe}$ ,  $\text{Ag}_2\text{Se}$ ,  $\text{PbSO}_4$ ,  $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{NiO}$ ,  $\text{SbAsO}_4$ ,  $\text{BiAsO}_4$ , óxidos de Sb-Bi-As-Pb,  $\text{CuSeO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ,  $\text{AgCl}$ ,  $\text{Ag}_2\text{SO}_4$ , plata metálica, junto con trazas de  $\text{Cu}_2\text{O}$ ,  $\text{CuCl}$ , cobre metálico, oro y otros metales preciosos. Además de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y  $\text{BaSO}_4$  que provienen del desmoldante usado en el proceso de afino pirometalúrgico.

El Selenio se encuentra principalmente como seleniuro de plata  $\text{Ag}_2\text{Se}$  (Naumanita), además de selenio elemental y seleniuro de cobre  $\text{Cu}_2\text{Se}$  (Bellidota).

Principalmente el plomo se encuentra en el lodo como un compuesto insoluble de sulfato de plomo.

Rangos típicos para los elementos constituyentes de los lodos son mostrados a continuación:

Cuadro 3.1.2 Composición Química del Lodo Anódico Decoperizado con Bajo %Plomo.

Cu %	Ag %	Au %	Se %	Pb %	Ni %	Bi %	As %	Sb %	Te %	S %	Ba %	$\text{SiO}_2$ %	$\text{Al}_2\text{O}_3$ %
<2	30-35	0,05-0,09	13-20	5-6	<0,2	<2	<1	<2	<2	6-13	<2	8-12	2-4

La cantidad de lodo anódico obtenido de las celdas de electrorefinación depende principalmente del porcentaje de plomo que presenta el ánodo de cobre refinado, es así que para un ánodo con 30-80 ppm de plomo, se obtiene un lodo con un porcentaje de plomo entre 5-6%.

La producción diaria de lodo anódico decoperizado seco, con esta composición es de 700 a 900 Kg. La densidad aparente del lodo es de 1,6 g/cm<sup>3</sup> y la densidad real es de 2,2 g/cm<sup>3</sup>. La humedad del lodo, depende de la operación de centrifugado y esta oscila entre 12 -16%.

### 3.1.3 Caracterización del Lodo Anódico con Alto Porcentaje de Plomo.

Los ánodos de cobre provenientes de la tecnología flash, caracterizados por un elevado contenido de impurezas, generan durante la electrorefinación, un lodo anódico con alto porcentaje de plomo. Este lodo, posee los mismos compuestos constituyentes del lodo anódico con bajo porcentaje de plomo, la diferencia estriba en el mayor porcentaje de plomo (sulfato) y por consiguiente menores porcentajes de plata, oro y selenio, ver en el cuadro.

Cuadro 3.1.3 Composición Química del Lodo Anódico Decoperizado con Alto %Plomo.

Cu %	Ag %	Au %	Se %	Pb %	Ni %	Bi %	As %	Sb %	Te %	S %	Ba %	SiO <sub>2</sub> %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
<2	15-20	0,01-0,04	5-12	<b>26-35</b>	<0,1	<2	<1	<2	<2	3-7	<2	3-5	<1

Las ppm de plomo presente en el ánodo, establecen directamente el porcentaje de plomo en el lodo anódico, como se puede apreciar en la gráfica siguiente.

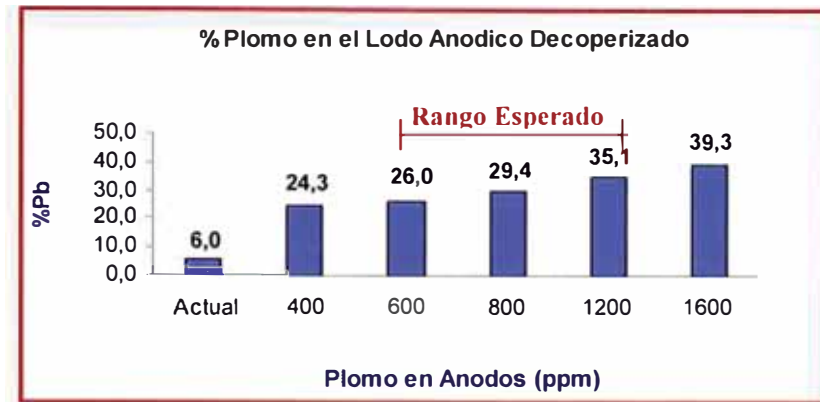


Fig. 3.1.3.1 %Plomo del Lodo Anódico vs Plomo en Ánodos (ppm).

Según las proyecciones realizadas basándose en la tecnología flash, se espera un ánodo con una composición de plomo entre 600 y 1200 ppm. Lo que generaría un lodo anódico decoperizado con un porcentaje de plomo entre 26 a 35%, con una densidad aproximada de  $2,7 \text{ g/cm}^3$  para un lodo con 35 %Pb.

Del mismo modo, existe un considerable aumento de la cantidad de lodo anódico producido, debido básicamente al mayor porcentaje de plomo presente en el lodo, como se puede ver en la siguiente grafica, existe un aumento en la relación: (Kg Lodo/ton Cátodo), a medida que aumenta el contenido de plomo en el ánodo.

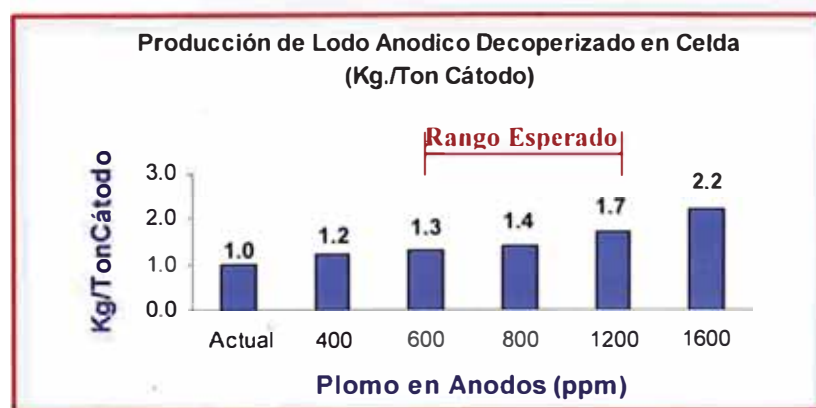


Fig. 3.1.3.2 Relación: (Kg. Lodo Decoperizado Seco/ Ton Cátodo Producido).



- Actualmente la producción diaria máxima de cátodos de cobre es de 900 ton, lo que produce 900 Kg de lodo anódico decoperizado seco.

$900 \text{ ton cátodo} * (1,0 \text{ Kg} / \text{ton cátodo}) = 900 \text{ Kg Lodo decoperizado seco.}$

- En el futuro próximo, al producirse ánodos entre 600-1200 ppm de plomo, se espera una producción diaria entre 1170-1530 Kg de lodo anódico decoperizado seco. Manteniendo la misma producción de cátodos 900 ton/día.

$900 \text{ ton cátodo} * (1,3 \text{ Kg} / \text{ton cátodo}) = 1170 \text{ Kg Lodo decoperizado seco.}$

$900 \text{ ton cátodo} * (1,7 \text{ Kg} / \text{ton cátodo}) = 1530 \text{ Kg Lodo decoperizado seco.}$

### **3.2 Procesamiento Convencional del Lodo Anódico.**

En el diagrama siguiente figura 3.2, se puede observar las distintas etapas del procesamiento de lodos anódicos, para la recuperación de metales valiosos.

La primera etapa para el tratamiento de los lodos anódicos es la remoción del cobre por lixiviación oxidante en solución ácida, seguido por la recuperación del selenio empleando la técnica de tostación oxido-sulfatizante, donde se obtiene un lodo deselenizado que es fundido y refinado para producir ánodos doré que serán sometidos a un proceso de electrorefinación para la recuperación de plata. Finalmente con los residuos o lodos obtenidos de la electrorefinación de la plata, se podrá recuperar el oro, mediante lixivaciones y precipitaciones sucesivas.

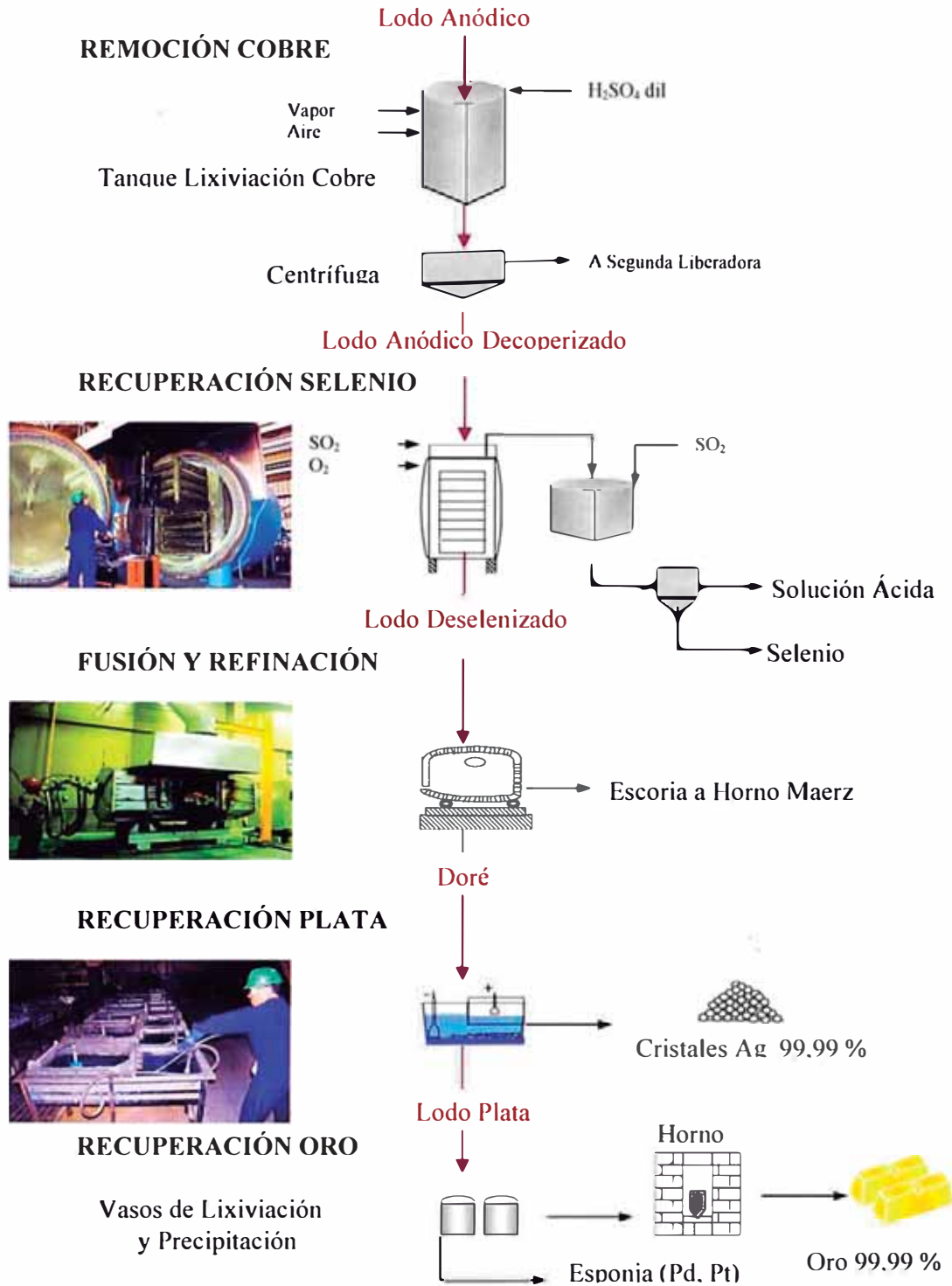


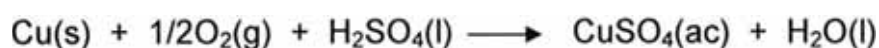
Fig. 3.2 Procesamiento del Lodo Anódico de Cobre en la Refinería de Southern Perú.

### 3.2.1 Remoción de Cobre.

El cobre esta presente en el lodo, usualmente como cobre metálico desalojado de los ánodos, además como sulfuros, seleniuros y telururos de cobre. El lodo puede contener entre 30 a 35% de cobre.

La primera etapa en el tratamiento del lodo anódico, es la remoción del cobre por una operación de lixiviación oxidante. En la cual la lixiviación es realizada con ácido decoperizado ( $\text{H}_2\text{SO}_4$  180g/l) proveniente de segunda liberadora, a una temperatura entre 85 y 90°C; empleando como medio oxidante aire.

La lixiviación permite extraer el cobre del lodo, como sulfato soluble el cual es retornado a las celdas de segunda liberadora, esta etapa finaliza cuando el contenido de cobre en el lodo es menor a 2%. La reacción es la siguiente:

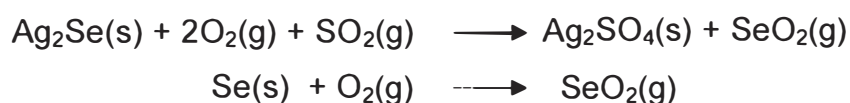


Al lodo lixiviado en esta etapa se le denomina " Lodo Decoperizado " el cual es sedimentado y centrifugado antes de continuar con la etapa de recuperación de selenio. La humedad del lodo decoperizado centrifugado varia entre 12 a 16%.

### 3.2.2 Recuperación de Selenio.

Luego que el lodo anódico ha sido decoperizado mediante la lixiviación oxidante, es trasladado a la PMP, para someterlo a la etapa de deselenizado.

Esta etapa es llevada a cabo en un reactor que tiene una capacidad de 1,5 ton de lodo/día y una temperatura de operación entre 420-600 °C. Aquí el lodo que contiene selenio principalmente en la forma de  $\text{Ag}_2\text{Se}$ , es sometido a una tostación oxido-sulfatizante con  $\text{O}_2$  y  $\text{SO}_2$  como indican las siguientes reacciones:



Los gases calientes de  $\text{SeO}_2$ , son evacuados a un tanque que contiene una solución acuosa, para la formación del ácido selenoso. Dentro del tanque, el selenio es reducido a selenio elemental por medio del  $\text{SO}_2$  que es inyectado. El selenio elemental obtenido, es lavado y secado en una centrífuga.

Al finalizar el proceso, se obtiene selenio comercial con una pureza mayor a 99,6% y una calcina con un contenido de selenio menor a 3%, que está formada por sulfatos y óxidos que luego son descompuestos a su forma elemental en la etapa de fusión y refinación del doré.

Cuadro 3.2.2 Composición Química del Lodo Anódico Decoperizado y Deselenizado.

Cu %	Ag %	Au %	Se %	Pb %	Ni %	Fe %	Te %	S %	$\text{SiO}_2$ %	$\text{Al}_2\text{O}_3$ %
<2	34-40	0,06-0,10	<3	<b>6-8</b>	<0,2	<0,2	<2	6-10	9-14	3-5

### 3.2.3 Fusión y Refinación del Doré.

El propósito de la fusión es separar los metales preciosos así llamado doré, de el lodo deselenizado. Para esto el lodo deselenizado es fundido con bórax , calcita y carbonato de sodio en el horno copela formando dos capas separadas. En la parte superior se presenta una capa de escoria que contiene la mayoría de las impurezas y en la capa inferior se encuentra el metal doré impuro, principalmente consistente de plata y oro. Una vez retirada la escoria, se procede a la refinación del doré. La temperatura de operación es alrededor de 1250°C.

En la refinación del doré impuro o etapa de copelación, la temperatura en el horno se disminuye hasta 1100 °C aproximadamente, y es llevada a cabo inyectando aire y oxígeno tanto en la superficie como dentro del baño. Las bases metálicas son oxidadas en el orden siguiente: Zn, Fe, Sb, As, Pb, Bi, Ni, Te, Cu.

Durante la fusión y copelación algunos elementos se volatilizan totalmente (Se, S) y otros en forma parcial (As, Sb, Pb, Ag, Cl, etc ). La escoria formada está compuesta básicamente por SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Ca, Na, Pb, Te, As y Sb.

En la etapa de moldeo, el doré fundido se hace fluir del horno y cae sobre unos moldes, obteniéndose los ánodos doré de aproximadamente 13 Kg que serán usados en las celdas Thum para la recuperación de la plata.

Cuadro 3.2.3 Composición Química Típica del Doré y la Escoria de Fusión.

Material	Ag %	Au ppm	Cu %	Se %	Pb %	Ni %	Fe %	Te %	SiO <sub>2</sub> %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %
Doré	98,8-99,3	0,15 - 0,30	<0,8	<0,01	<b>&lt;0,01</b>	<0,01	<0,01	<0,01	----	----
Escoria	3-6	10-50	2-6	<0,3	<b>5-10</b>	<0,2	2-4	<2	10-20	3-8

### **3.2.4 Recuperación de Plata.**

La recuperación de la plata, es realizada mediante la refinación electrolítica del doré, el cual es usado como ánodo en las celdas del tipo Thum, donde la plata es recuperada en forma de cristales. Estos son cosechados cada 24 horas y una vez obtenidos son lavados y secados para luego ser fundidos en un horno de inducción, inmediatamente la plata fundida es granulada con agua, para obtener granallas de plata o moldeada para obtener los lingotes de plata de 99,99% pureza.

Los lodos anódicos obtenidos de este proceso, están constituidos por metales más electropositivos que la plata, como: oro, platino y paladio que no se disuelven en el electrolito. Estos lodos son colectados para su posterior tratamiento.

### **3.2.5 Recuperación de Oro.**

El lodo anódico obtenido del proceso de refinación electrolítica de la plata es sometido a un proceso de lixiviaciones sucesivas con la finalidad de eliminar las impurezas (Cu, Ag, Pt, Pd, etc.) y disolver el oro contenido en él, posteriormente el oro es precipitado selectivamente y luego fundido para conseguir lingotes de oro con una pureza >99,99%.

## **IV.- ALTERNATIVAS DE PROCESAMIENTO DEL LODO ANÓDICO.**

### **4.1 Desventajas del Procesamiento Convencional del Lodo Anódico con Alto Porcentaje de plomo.**

Procesar el lodo anódico caracterizado por un alto porcentaje de plomo (26-35%), mediante el procedimiento actual o convencional traería consigo una serie de desventajas en las que podemos citar:

- Futura carencia de capacidad, en la Planta de Metales Preciosos (PMP), para tratar todo el lodo generado durante el proceso de refinación electrolítica, debido al incremento considerable de la cantidad de lodo producido.

Producción de Lodo anódico decoperizado:

Actual: 0,9 ton secas/día      Futuro: 1,6 ton secas/día

Capacidad de la PMP: 1,2 ton secas/día

Para poder procesar todo el lodo anódico producido, de acuerdo con la metodología actual sería necesario la adquisición de equipos con mayores capacidades como: nuevo reactor deselenizador y horno copela los cuales demandarían una elevada inversión.

Capacidad del Reactor Deselenizador: 1,2 ton secas/día

Capacidad del Horno Copela: 1,5 ton secas/día

- Incremento continuo del stock de lodos anódicos (0,4 ton/día), al no resolver el problema de carencia de capacidad en la PMP, al procesar solamente la cantidad de lodo admisible por la planta.
- Disminución de la producción de selenio, plata y oro, por tonelada de lodo procesado al reducirse el porcentaje de estos metales, debido al incremento en la concentración de plomo en el lodo.

#### Composición del Lodo Anódico Decoperizado

	ACTUAL	FUTURO
% Pb	5-6	26-35
% Se	13-20	5-12
% Ag	30-35	15-20
% Au	0,05-0,09	0,01-0,04

El plomo en porcentajes mayores al 6% se presenta como una impureza que dificulta la recuperación de los metales valiosos. Ocupando un volumen considerable como parte de la materia prima, dentro de el reactor deselenizador y el horno copela.

- Generación de mayores costos operativos para la recuperación de metales valiosos, debido a la relevante mayor concentración de plomo en el lodo anódico a tratar.
- Disminución de la calidad del lodo deselenizado debido al incremento de plomo en su composición.
- Mayores tiempos de proceso y consumo de reactivos en la etapa de fusión y copelación dentro del horno copela, debido al incremento de plomo en el lodo.



Para poder disolver mayor cantidad de plomo en la escoria es necesario adicionar mayor cantidad de reactivos para convertir el sulfato de plomo en biplumbito de sodio.

- Mayor eliminación del plomo como impureza en la forma de escoria y gases en el proceso de fusión y copelación, ocasionando mayor arrastre de plata.
- Emisiones de gases con un mayor contenido de plomo, que pone en riesgo la salud de los trabajadores.

## 4.2 Alternativas de Procesamiento.

Para seleccionar el procesamiento adecuado del lodo anódico caracterizado por un elevado porcentaje de plomo (26-35%), se plantearon las siguientes alternativas:

1. Proceso Actual o Convencional.
2. Extracción de Plomo previo al Proceso Actual.
3. Proceso Hidrometalúrgico Completo.

**La primera alternativa** involucra la adquisición de nuevos equipos como: un reactor deselenizador y un horno copela de mayores capacidades, para poder asimilar todo el lodo a generarse (1,6 ton/día). Estos equipos demandarían una elevada inversión.

Por otro lado, el tratamiento del lodo anódico por el proceso actual, trae consigo una serie de desventajas como: Disminución de la producción de selenio, plata y oro por tonelada de lodo procesado, Mayores costos de producción, Disminución de la calidad del lodo deselenizado, Emisiones de gases con mayores contenidos de plomo, entre otros.

**La segunda alternativa** plantea ejecutar una Extracción de Plomo antes de realizar el procesamiento convencional. La extracción de plomo en el lodo, servirá para adaptarlo a las condiciones actuales, es decir se tendrá una menor cantidad de lodo caracterizado por un menor porcentaje de plomo (<6%Pb), que permitirá el procesamiento convencional del lodo en la Planta de Metales Preciosos, sin incurrir en grandes inversiones como se plantea en la primera alternativa.

**La tercera alternativa** propone cambiar todo el modelo de procesamiento actual (piro-electrometalúrgico), por un procesamiento hidrometalúrgico completo, que demandaría un rediseño total de la Planta de Metales Preciosos, requiriéndose una fuerte inversión y dejando en desuso los equipos actuales. Además, el cambio implicaría afrontar cuantiosas pérdidas ocasionadas por paradas de planta, así como los inconvenientes de poner en práctica el nuevo esquema de tratamiento. Por todas estas razones, esta alternativa de procesamiento se encuentra alejada de la realidad.

### **4.3 Selección de la Alternativa de Procesamiento.**

De las tres alternativas planteadas, la que propone resolver los inconvenientes del procesamiento del "Lodo Anódico con alto %Pb" sin incurrir en grandes inversiones y pérdidas, es la segunda alternativa.

Por medio de la extracción de plomo en el lodo, antes de su ingreso a Planta de Metales Preciosos, se mantendrá las mismas condiciones de operación en dicha planta. De esta manera se sugiere realizar la extracción del plomo, después de la etapa de decoperizado.

A continuación se presenta el esquema alternativo para el procesamiento del "Lodo Anódico con alto %Pb".

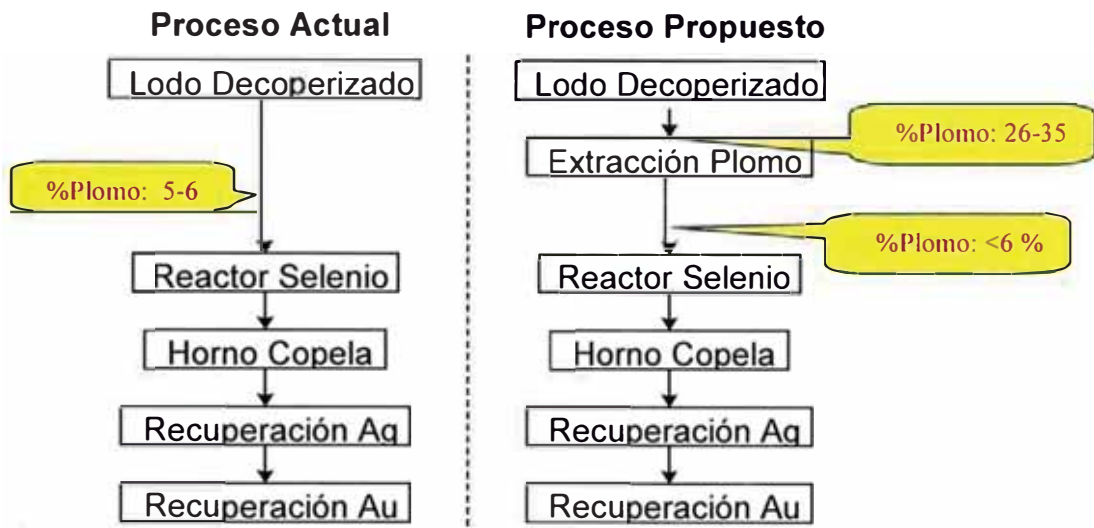


Fig. 4.3 Procesamiento del Lodo Anódico: Proceso Actual vs. Proceso Alternativo.

#### 4.4 Extracción de Plomo en el Lodo Anódico.

Información referente a la extracción de plomo del lodo anódico en la actualidad es muy escasa, sin embargo se puede mencionar los siguientes tres métodos de extracción:

- Por Flotación del Lodo.

Mediante el cual, se logra obtener un concentrado de plomo en las colas, sin embargo este método presenta serios inconvenientes en el acondicionamiento del lodo.

- Por Lixiviación con Solución de Acetato.

Este procedimiento al parecer ofrece buenas posibilidades para el proceso de extracción, sin embargo requiere un consumo de energía, ya que la reacción es endotérmica y se ve favorecida con el aumento de la temperatura. Al finalizar la lixiviación, se logra disolver cerca del 95% del plomo contenido en el lodo inicial junto con una pequeña cantidad de cobre, el cual debe separarse por una operación de extracción líquido – líquido.

- Por Precipitación y Disolución Selectiva.

En este método, el plomo contenido en el lodo anódico decoperizado, precipita como carbonato de plomo, al reaccionar con una solución de carbonato de sodio. Luego, el carbonato de plomo contenido en el lodo se disolverá selectivamente con una solución de ácido nítrico, evitándose la disolución del oro y los metales del grupo del platino. Este procedimiento de extracción es rápido y a la vez sencillo, pudiéndose realizar a temperatura ambiente.

De los tres métodos propuestos, es recomendable aplicar el tercero de **Precipitación y Disolución Selectiva**, por la sencillez del proceso, así como el empleo de reactivos menos costosos y requerir un menor consumo de energía. Por tanto, este método es el que se evaluará en el presente proyecto de ingeniería.

## **V.- EXTRACCIÓN DE PLOMO EN EL LODO ANÓDICO POR PRECIPITACIÓN Y DISOLUCIÓN SELECTIVA A NIVEL DE LABORATORIO.**

### **5.1 Proceso de Extracción a Nivel de Laboratorio.**

#### **5.1.1 Descripción del Proceso de Extracción.**

El proceso consiste en la extracción del plomo presente en el lodo anódico, por precipitación y disolución selectiva, obteniéndose un lodo anódico con un menor contenido de plomo.

De la caracterización del lodo anódico, se pudo determinar la presencia del plomo en el lodo anódico en la forma de sulfato, debido a que en el ánodo todo el plomo contenido en solución sólida en la matriz del cobre, así como el contenido en los óxidos de Cu-Pb, Cu-Pb-As y Cu-Pb-As-Sb-Bi, reaccionan rápidamente con el ácido sulfúrico para formar  $\text{PbSO}_4$  durante el proceso de electrorefinación.

El primer paso en el proceso de extracción del plomo, es la reacción del lodo anódico con una solución de carbonato de sodio, con la finalidad de convertir todo el sulfato de plomo en carbonato de plomo. Para asegurar la completa formación del carbonato, es necesario llevar la mezcla a un  $\text{pH} = 9,2$  debido a que en este  $\text{pH}$  se encuentra la zona de equilibrio entre las especies  $\text{HCO}_3^-$  y  $\text{CO}_3^{2-}$  de  $\text{pH}$ : 8,4-9,6 (ver figura 5.2). Al elegir un  $\text{pH}=9,2$  ligeramente más básico que el promedio ( $\text{pH}=9,0$ ) el carbonato se encontrará más libre en solución debido a ser el anión más básico en comparación con el anión bicarbonato. Por otro lado, no es recomendable escoger un  $\text{pH}$  mucho mayor ( $\text{pH}>9,2$ ) debido al aumento en la presencia

de aniones  $\text{OH}^-$ , los cuales podrían reaccionar con el catión  $\text{Pb}^{+2}$ , produciendo óxidos insolubles de plomo que serían más difíciles de extraer. Además del carbonato de plomo, se pueden formar otros carbonatos, como los carbonatos de cobre, pero al haberse extraído este metal en una etapa anterior, la formación de este carbonato será en pequeñas cantidades.

El segundo paso es la disolución selectiva del carbonato de plomo empleando ácido nítrico y llevando la mezcla a un  $\text{pH} = 2$ . Con este  $\text{pH}$  se logra descomponer los carbonatos. En la Fig. 5.2 observamos que a este  $\text{pH}$  todos los carbonatos han pasado a formar  $\text{CO}_{2(g)}$  liberándose del lodo y quedando el  $\text{Pb}^{2+}$  en solución acuosa rica en nitratos. Finalmente la solución rica en plomo y el lodo remanente se logran separar por filtración. De esta forma se consigue extraer el plomo del lodo anódico.

El tercer paso es la precipitación del plomo contenido en la solución de nitratos, haciéndolo reaccionar con ácido sulfúrico, para formar el sulfato de plomo, en esta operación se recupera una solución diluida de ácido nítrico.

Durante el proceso de extracción se están formando pulpas del lodo, las cuales se debe procurar tenerlas en la forma más homogénea posible con una buena agitación. Además es fundamental llegar al  $\text{pH}$  establecido durante la precipitación y disolución. El proceso de extracción es factible a temperatura ambiente (Ver apéndice A).

Con la finalidad de hacer más óptimo el proceso de extracción de plomo en el lodo anódico, es conveniente realizar el procesamiento con el lodo anódico decoperizado, al cual se le realizó previamente una remoción del cobre, así como el posterior lavado para reducir la acidez.

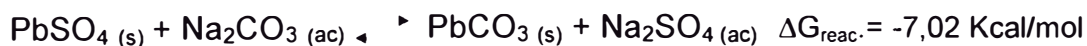
### 5.1.2 Etapas del Proceso de Extracción.

El proceso de extracción se sustenta en las siguientes etapas principales:

#### I. Precipitación del Plomo con Carbonato de Sodio.

El Lodo anódico decoperizado con alto contenido de plomo está constituido principalmente por plomo (26-35%), plata (15-20%) y selenio (5-12%). El plomo se encuentra en la forma de sulfato de plomo, mientras que la plata y selenio están en su mayoría formando el seleniuro de plata.

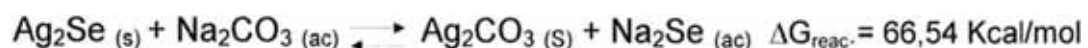
La primera etapa consiste en la conversión del sulfato de plomo en carbonato de plomo, mediante la reacción del lodo anódico decoperizado con una solución saturada de carbonato de sodio.



Esta reacción es termodinámicamente favorable considerando el valor negativo de la energía libre de reacción, lo cual indica una mayor tendencia hacia la formación de los productos. Entre los aspectos cinéticos tenemos el aumento de la solubilidad del  $\text{PbSO}_4$  en un medio básico provocado por la adición de una solución concentrada de carbonato de sodio y la insolubilidad en el medio acuoso del  $\text{PbCO}_3$  formado. Además para asegurar la precipitación total del carbonato es necesario llevar la pulpa formada a un  $\text{pH} = 9,2$  lo cual nos permite tener un medio lo suficientemente básico como para tener el carbonato libre en solución acuosa y evitar la formación de óxidos insolubles de plomo debido a un medio excesivamente básico.

Caso contrario, el seleniuro de plata, principal compuesto constituyente del lodo anódico, no reacciona con el carbonato de sodio y por tanto no

forma carbonato de plata. Situación que puede ser explicada considerando el valor positivo de la energía libre de Gibbs, que refleja la no espontaneidad de la reacción.



Otra forma sencilla de explicar la no formación de  $\text{Ag}_2\text{CO}_3$  en esta reacción, es considerando la regla de Pearson, para predecir la estabilidad de las especies formadas: “Los ácidos duros prefieren unirse a las bases duras, en tanto que los ácidos blandos a las bases blandas”, por lo que el catión  $\text{Ag}^+$  que es un ácido blando (poca carga positiva y gran tamaño) preferirá enlazarse y mantenerse unido a una base blanda como el anión  $\text{Se}^{2-}$  (gran carga negativa y gran tamaño) que a una base dura como el anión carbonato (poca carga negativa, que es distribuida en toda la molécula y menor tamaño en comparación con el  $\text{Se}^{2-}$ ), es decir según la regla de Pearson, el  $\text{Ag}_2\text{Se}$  es más estable que el  $\text{Ag}_2\text{CO}_3$  por lo cual, dicha reacción no procedería de derecha a izquierda.

Al adicionar el carbonato de sodio en la pulpa, se producirán reacciones alcalinas en virtud de la hidrólisis que experimenta el anión carbonato:



A medida que se adiciona más carbonato, el pH en la pulpa va aumentando y el  $\text{CO}_3^{-2}$  se hace más estable, de acuerdo al siguiente diagrama de equilibrio:



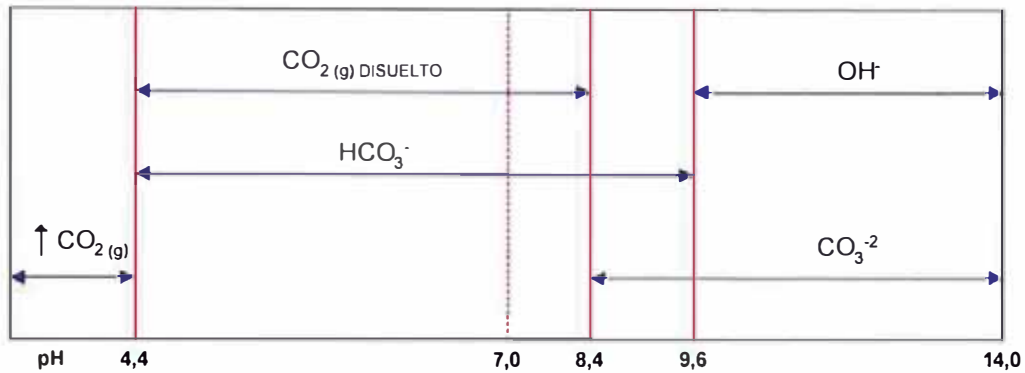
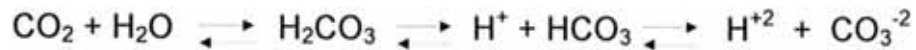


Fig. 5.1.2 Diagrama de Equilibrio del Carbonato.

## II. Disolución del Carbonato de Plomo, empleando Ácido Nítrico.

En esta etapa se produce la disolución selectiva del carbonato de plomo, precipitado en la etapa anterior, empleando una solución de ácido nítrico. Como se aprecia en la siguiente reacción:



A medida que se agrega la solución de ácido nítrico al lodo con carbonato de plomo, se forma una pulpa con valores de pH que disminuyen, propiciando la transformación del carbonato, primero en anión bicarbonato  $\text{HCO}_3^-$  anfótero y posteriormente en ácido carbónico que rápidamente se descompone en  $\text{CO}_2$  y agua. El desprendimiento de  $\text{CO}_2$  se puede apreciar en la formación de burbujas.

Aunque esta reacción se lleva a cabo en etapas, es muy rápida, debido a la adición progresiva de la solución de  $\text{HNO}_3$  y a la formación de  $\text{CO}_2(\text{g})$  como producto de la descomposición del carbonato disuelto, que aumenta la solubilidad del  $\text{PbCO}_3(\text{s})$ , como se puede apreciar en el siguiente cuadro.

Cuadro 5.1.2 Solubilidad del PbCO<sub>3</sub> en solución acuosa con CO<sub>2</sub> disuelto a 18°C

CO <sub>2</sub> (mg/l)	0	2,8	14,4	43,5	106
Solubilidad PbCO <sub>3</sub> (mg/l)	1,7	6,0	8,2	10,9	15,4

Fuente: Solubilities Organic Inorganic and Metal – Compounds, Fourth Edition, Volume II; American Chemical Society, 1965.

La adición de solución de ácido nítrico es realizada hasta llegar a un pH de 2, con la finalidad de asegurar la disolución total del carbonato de plomo. El plomo al finalizar esta etapa se encuentra en solución en la forma de nitrato de plomo y se puede separar con facilidad del lodo remanente, mediante una operación de filtración.

### III. Precipitación del Plomo, como Sulfato de Plomo.

El plomo contenido en la solución con nitratos, es recuperado haciéndolo reaccionar con ácido sulfúrico concentrado, formándose un precipitado de sulfato de plomo de color blanco. De acuerdo a la reacción siguiente :



La sal de sulfato de plomo precipitada es separada de la solución madre por filtración y debe ser sometida a lavados sucesivos, para eliminar las impurezas.

La adición de ácido sulfúrico se debe realizar hasta asegurar la completa precipitación del plomo contenido en la solución de nitratos, sin embargo un exceso de ácido en la solución puede disolver las sales de sulfato de plomo ya precipitadas.

### **5.1.3 Secuencia de las Operaciones para la Extracción de Plomo.**

El proceso de extracción de plomo realizado a nivel laboratorio consta de las siguientes operaciones:

1.- Acondicionamiento o preparación del lodo.

Involucra principalmente la reducción de la acidez y del contenido de cobre que se encuentra presente en el lodo; para esto se realiza lavados sucesivos con agua caliente. Posteriormente el lodo es secado y pulverizado con un rodillo para deshacer los grumos.

2.- Preparación de la solución de carbonato de sodio.

La sal de carbonato de sodio es disuelta con agua destilada hasta la formación de una pulpa. La relación aproximada es 10 g por 27 ml de agua.

3.- Adición de la solución de carbonato de sodio y ajuste del pH.

La solución de carbonato debe ser adicionada cuidadosamente a la pulpa de lodo, hasta llegar a un pH de 9,2. La adición debe ir acompañada de una constante agitación, para lograr una homogeneidad total dentro del vaso.

4.- Filtración y Lavado de la torta.

Es realizada a vacío con filtro whatman #40. Así en esta etapa se logra separar el lodo con el precipitado formado debido al carbonato y una solución efluente que contiene las sales solubles.

#### 5.- Determinación de la humedad del lodo con carbonato de plomo.

Con fines de determinar la humedad del lodo con carbonato se toma una muestra representativa, la cual es secada en una estufa. Luego la muestra seca es reunida con el resto del lodo con carbonato para continuar con el tratamiento.

#### 6.- Disolución con $\text{HNO}_3$ al 20% v/v y ajuste del pH.

La torta obtenida de la filtración es atacada con una solución de  $\text{HNO}_3$  al 20% volumen/volumen, hasta obtener una pulpa con un  $\text{pH}=2$ , provocando la disolución del carbonato de plomo.

#### 7.- Filtración y lavado de la torta..

La filtración es realizada a vacío con filtro whatman # 40. Se obtiene una torta que vendría a ser el lodo con bajo porcentaje de plomo y una solución rica en plomo.

El lavado es muy importante, porque permite extraer todo el plomo soluble que se encuentra todavía en la torta después de la filtración. Esta operación debe hacerse repetidas veces y de preferencia en caliente.

#### 8.- Secado de la torta.

La torta obtenida de la etapa de filtración después del lavado sucesivo, debe ser secada en una estufa para la determinación del peso seco, humedad y posterior muestreo y análisis en el laboratorio.

#### 9.- Adición de $\text{H}_2\text{SO}_4$ conc. a la solución rica en plomo.

Debe realizarse hasta precipitar todo el plomo contenido en la solución, con el cuidado de no excederse. La adición debe ir acompañada de agitación constante para luego dejar en reposo la solución, para la formación del precipitado.

#### 10.- Filtración y Lavado de la torta.

Separación del sulfato de plomo precipitado de la solución que contiene ácido nítrico regenerado. Es realizada a vacío con filtro whatman # 40.

El lavado debe realizarse para eliminar las impurezas presentes en la sal de sulfato de plomo.

#### 11.- Secado del sulfato de plomo.

Se realiza en la estufa a  $110^\circ\text{C}$ , durante 24 horas, para su posterior análisis en laboratorio.

A continuación se presenta el diagrama con la secuencia de operaciones:

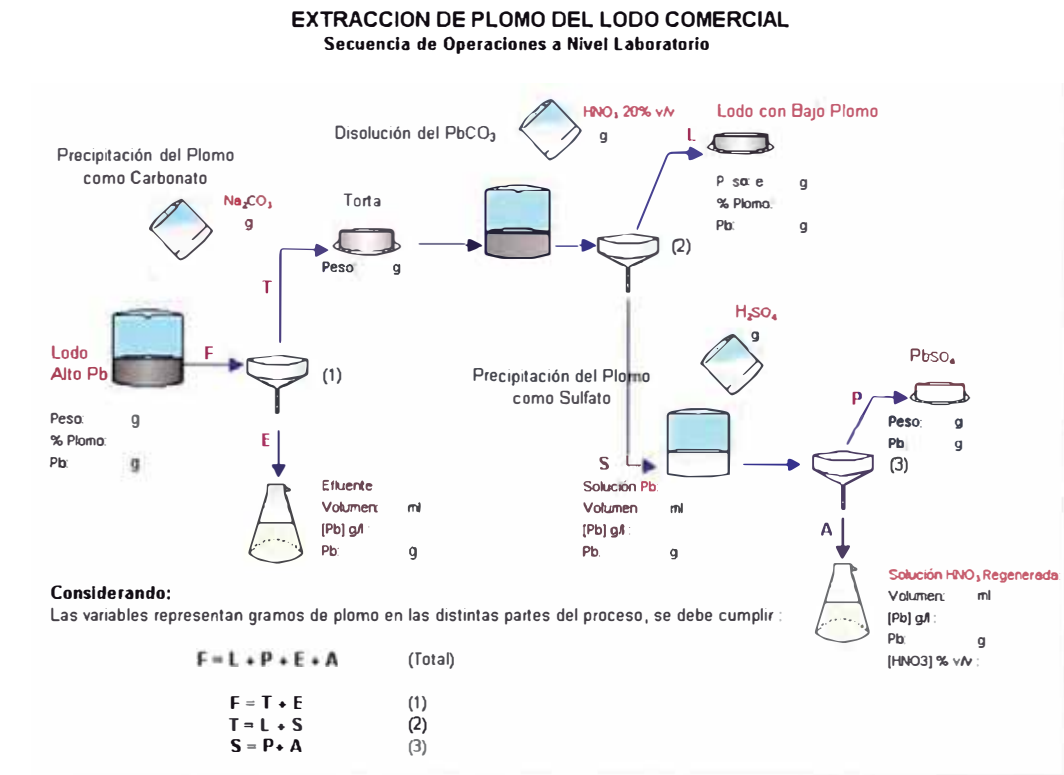


Fig. 5.1.3 Extracción del Plomo del Lodo Anódico – Secuencia de Operaciones.

### 5.1.4 Establecimiento del Número de Pruebas y Condiciones de Operación.

Se debe plantear una batería de pruebas que nos permita evaluar la aplicación del proceso de extracción de plomo, bajo las condiciones presentadas previamente.

Para esto, consideramos conveniente realizar un grupo de 7 pruebas, tomando como base varias muestras de lodo, donde la variable principal es el porcentaje de plomo; así se logra evaluar el proceso de extracción para cuatro composiciones diferentes de lodo: 26,13; 31,87; 33,80 y 35,71%Pb. Este rango de porcentajes (26-35%) está de acuerdo con las expectativas del %Pb en el lodo anódico generado por la refinación electrolítica de ánodos producidos por la tecnología flash.

Además, estas pruebas se realizaron, tomando cantidades diferentes de lodo para las muestras. De los siete ensayos, cuatro fueron con muestras de 500 g, dos con 1500 g y una con 3000 g.

No se considera como variables del proceso: el pH, concentración del carbonato, temperatura, debido a que estas ya están establecidas. Las pruebas serán realizadas a temperatura ambiente (18°C) y se proporcionara la agitación y pH requeridos por este proceso.

#### **5.1.5 Preparación de las Muestras para las Pruebas.**

Para la ejecución de las pruebas se produjeron ánodos especiales con alto contenido de plomo, estos ánodos tenían entre 600-1200 ppm de plomo, los cuales durante el proceso de refinación electrolítica generaron lodos con altos porcentajes de plomo. Estos lodos fueron sometidos a:

- Decoperizado o Remoción del Cobre.
- Lavado con agua caliente.
- Filtrado en la centrifuga.

Posteriormente, este lodo acondicionado fue muestreado para obtener una muestra representativa, la cual será secada para la determinación de la humedad y análisis químico respectivo.

Las muestras obtenidas denominadas "Lodo anódico decoperizado" tienen un porcentaje de plomo entre 26 y 35%. Estas muestras fueron secadas y pesadas para luego ser sometidas al proceso de extracción.

Tres de estas muestras fueron pesadas por duplicado para evaluar la repetitividad, además los pesos de las muestras van en aumento para

evaluar el efecto del peso sobre la extracción. Como se observa en el siguiente cuadro.

Cuadro 5.1.5 Identificación de las Pruebas.

Muestra	Peso Muestra g	% Plomo	Prueba
1	500	35.711	P-1
2	500	35.711	P-2
3	500	33.802	P-3
4	500	33.802	P-4
5	1500	26.132	P-5
6	1500	26.132	P-6
7	3000	31.874	P-7

Las siete muestras obtenidas, fueron sometidas al proceso de extracción, bajo las mismas condiciones, siendo cuidadoso en darle el mismo tratamiento a todas ellas.

#### 5.1.6 Actividades Realizadas durante y después de las Pruebas.

En el transcurso de las pruebas, se realizaron anotaciones principalmente de peso y volumen, para los productos obtenidos y reactivos consumidos; así como referente a las observaciones presentadas durante el proceso de extracción.

Se procedió a realizar análisis químicos de muestras sólidas y líquidas presentadas en diferentes corrientes del proceso.

Las muestras sólidas de lodo con alto porcentaje de plomo, bajo porcentaje de plomo y sulfato de plomo, fueron preparadas y enviadas a laboratorio para su análisis químico respectivo. Lo mismo para las muestras líquidas de efluente y solución con ácido nítrico regenerado.

Al finalizar las pruebas, con los resultados de laboratorio se procedió a realizar los balances de masa respectivos y con estos un análisis completo del proceso de extracción.



## 5.2 Realización de las Pruebas Experimentales.

Como se mencionó anteriormente se realizaron 6 pruebas empleando muestras de lodo con pesos de 500 y 1500 g, cuyos resultados se presentarán posteriormente. Adicionalmente se efectuó una prueba final con una muestra de lodo de 3000 g cuya secuencia de tratamiento se presenta a manera de ilustración, para explicar las operaciones y los cálculos realizados.

### **Materia Prima:**

Como materia prima se tiene a un lodo anódico con alto porcentaje de plomo, el cual ha sido sometido a la etapa de decoperizado para reducir su contenido de cobre y acidez.

Esta materia prima es sometida a la siguiente secuencia de operaciones:

#### **1.- Acondicionamiento o preparación del lodo.**

El lodo decoperizado es sometido a lavados sucesivos con agua caliente con la finalidad de reducir la acidez que se encuentra presente en el lodo. Posteriormente el lodo es secado y pulverizado con un rodillo para deshacer los grumos.

El lodo seco es pesado y depositado en un vaso para iniciar el proceso de desplomado y una muestra representativa es tomada para ser analizada en el laboratorio.

<b>LODO A TRATAR</b>	
Peso seco g	3000
Plomo %	31,874
Plomo g	956,2

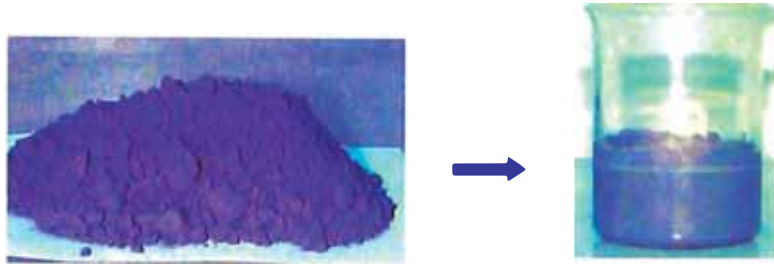


Fig. 5.2.1 Lodo Anódico Decoperizado con alto porcentaje de Plomo.

## 2.- Preparación de la solución de carbonato de sodio.

La solución de carbonato de sodio es preparada disolviendo la sal en agua destilada, hasta la formación de una pulpa en la relación aproximada de 2,7 ml agua por 1g sal.

## 3.- Adición de la solución de carbonato y ajuste del pH.

La solución de carbonato se adicionada cuidadosamente al lodo contenido en el vaso, hasta obtener una pulpa con un pH cercano a 9,2. Una agitación constante es requerida, para lograr una homogeneidad total dentro del vaso.

<b>Solución Carbonato adicionado</b>	
Carbonato Sodio g	900
Agua disolución ml	2430
Relación: ml/g	2,7

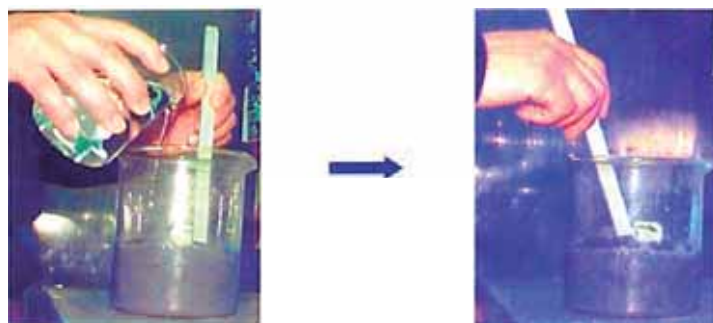


Fig. 5.2.2 Adición de la solución de Carbonato de Sodio y Agitación.

#### 4.- Filtración y Lavado de la torta.

La filtración es realizada para separar la torta de lodo con carbonato y una solución efluente que contiene las sales solubles como el sulfato de sodio. Es realizada a vacío, usando como medio filtrante filtro whatman #40.

Para asegurar la eliminación de las sales solubles, se realiza lavados sucesivos a la torta con agua fría, las soluciones de lavado junto con la solución filtrada son mezcladas para obtener una única solución efluente.

Torta: Lodo con Carbonato			Solución: Efluente		
Peso húmedo	g	4839	Volumen	l	6,0
Volumen aprox.	cm <sup>3</sup>	2550	Plomo	ppm	63,573
Humedad	%	31,35	Plomo	g	0,38
Peso seco	g	3322			
Plomo	%	28,77			
Plomo	g	955,8			

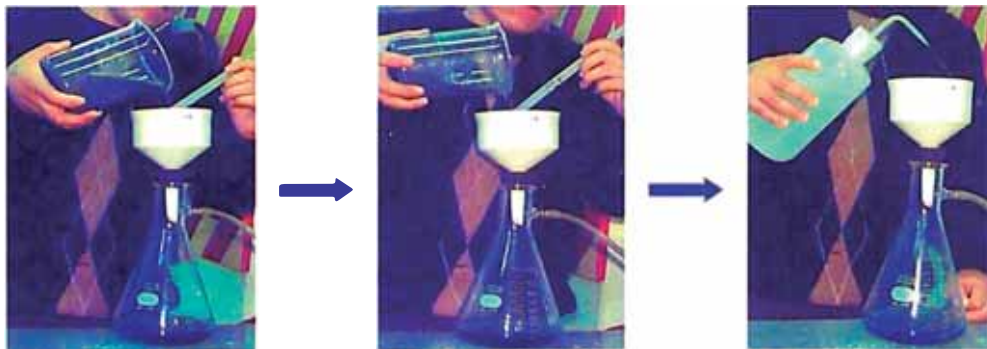


Fig. 5.2.3 Filtración de la Pulpa y Obtención del Lodo con carbonato de Plomo.

#### 5.- Determinación de la Humedad del Lodo con Carbonato de Plomo.

Se toma una muestra representativa del lodo con carbonato de plomo, la cual es secada en una estufa para la determinación de la humedad. Luego la muestra seca es reunida con el resto del lodo para continuar con el tratamiento. La humedad calculada fue de 31,35 %.

### 6.- Disolución con HNO<sub>3</sub> al 20 % v/v y Ajuste de pH.

El lodo con carbonato, filtrado y lavado se hace reaccionar con una solución de ácido nítrico hasta formar una pulpa con pH =2, con la finalidad de disolver el carbonato de plomo. Cuidado es requerido en no exceder en la adición de ácido.

HNO <sub>3</sub> 20% v/v adicionado		
Peso	g	4355
Volumen	ml	3959
Densidad	g/ml	1,10

### 7.- Filtración y Lavado de la torta.

Se realiza a vacío con filtro whatman #40, obteniéndose como torta al lodo con bajo porcentaje de plomo, así como una solución que contiene el plomo disuelto en la etapa anterior, denominada solución rica en plomo.

El lavado es llevado a cabo con agua caliente con la finalidad de extraer todo el plomo soluble que se encuentra presente en la torta después de la filtración.



Torta: Lodo con bajo %Plomo		
Peso húmedo	g	2006
Volumen aprox.	cm <sup>3</sup>	960
Humedad	%	28,96
Peso seco	g	1425
Plomo	%	5,087
Plomo	g	72,49



Solución rica en Plomo		
Volumen	l	8,0
Plomo	g/l	110,41
Plomo	g	883,3

### 8.- Secado del Lodo con bajo porcentaje de Plomo.

El lodo con bajo porcentaje de plomo, es secado en la estufa a una temperatura de 110°C, para la obtención del peso seco y determinación

de la humedad, enseguida se realiza el muestreo y análisis químico respectivo.

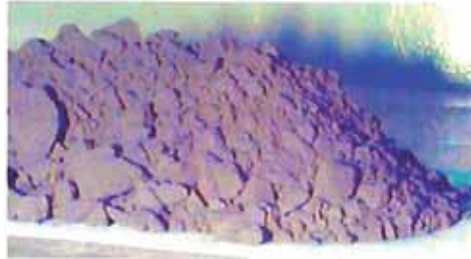


Fig. 5.2.4 Lodo Anódico Decoperizado con bajo % Plomo.

### 9.- Adición de $H_2SO_4$ conc. a la solución rica en plomo.

Debe realizarse cuidadosamente hasta precipitar todo el plomo contenido en la solución, con el cuidado de no exceder, pues un exceso puede disolver la sal formada. La adición debe ir acompañada de agitación constante para luego dejar en reposo la solución, para la formación del precipitado blanco.

En esta etapa, se regenera ácido nítrico, debido a la hidratación de los aniones nitratos, que formaban el nitrato de plomo.

<b><math>H_2SO_4</math> conc. 98% adicionado</b>		
Peso	g	436
Volumen	ml	237
Densidad	g/ml	1,84

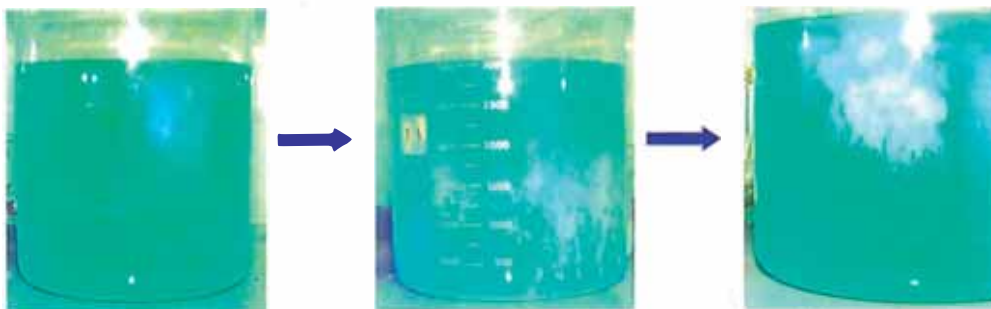


Fig. 5.2.5 Formación del Sulfato de Plomo luego de la adición de  $H_2SO_4$ .

### 10.- Filtración y Lavado de la torta.

Por medio de la filtración, se logra separar las sales de sulfato de plomo y la solución que contiene ácido nítrico regenerado. Es realizada a vacío con filtro whatman # 40.

El lavado se realiza con agua fría y es para eliminar las impurezas presentes en la sal de sulfato de plomo.



Torta: Sulfato de Plomo		
Peso húmedo	g	1625
Volumen aprox.	cm <sup>3</sup>	450
Humedad	%	19,20
Peso seco	g	1313
Plomo	%	67,255
Plomo	g	883,0



Solución: HNO <sub>3</sub> regenerado		
Volumen	l	10,0
HNO <sub>3</sub>	g/l	57,9
HNO <sub>3</sub>	g	579
Plomo	ppm	29,112
Plomo	g	0,291

### 11.- Secado del Sulfato de Plomo.

El secado del sulfato de plomo, es llevado a cabo en una estufa a 110°C, durante 24 horas, para la determinación del peso seco, humedad y ensayo químico respectivo.

La humedad calculada para el sulfato de plomo fue de 19,20%.

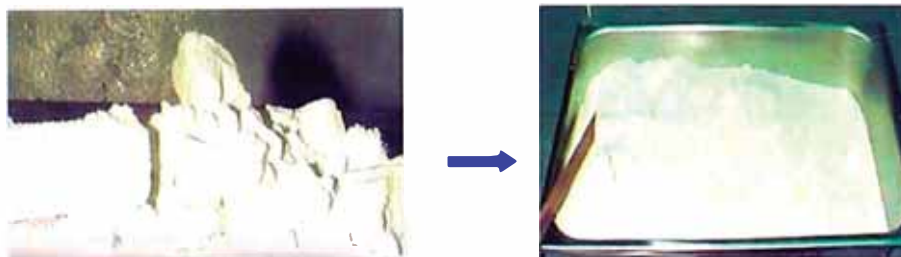


Fig. 5.2.6 Sulfato de Plomo obtenido del Proceso de Extracción.

### 5.3 Cálculos Realizados en las Pruebas.

Los cálculos efectuados para la obtención de resultados que serán analizados posteriormente, son presentados a continuación, y a manera de ilustración se detallaran los correspondientes para la prueba N° 7.

#### 1) Materia Prima.

La materia prima es el lodo anódico decoperizado con alto %plomo.

- **Contenido de Plomo en el Lodo a tratar:**

$$Pb \text{ en "Lodo con alto \%Pb" (g) = Peso Lodo (g) * \%Pb/100}$$

Para los 3000 g de lodo con 31,874 %Pb, se tiene:

$$Pb \text{ en "Lodo con alto \%Pb" (g) = (3000 g) * (31,874)/100}$$

$$Pb \text{ en "Lodo con alto \%Pb" (g) = 956,2 g}$$

- **Cantidad de Sulfato de Plomo en el Lodo a tratar:**

Considerando que prácticamente todo el plomo presente en el lodo, se encuentra en la forma de sulfato de plomo, se puede establecer:

$$PbSO_4 \text{ en Lodo (g) = Pb en Lodo (g) * (303/207)}$$

Donde:

Peso Molecular del  $PbSO_4$  = 303 g

Peso Atómico del Plomo = 207 g

$$PbSO_4 \text{ en Lodo (g) = (956,2 g) * (303/207)}$$

$$PbSO_4 \text{ en Lodo (g) = 1400 g}$$

## 2) Precipitación del Plomo con Carbonato de Sodio.

La reacción es la siguiente:



Relación

de Masa : 303 g                      106 g                      267 g                      142 g

- **Consumo Estequiométrico de Carbonato de Sodio:**

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ estequiom. (g)} = \text{PbSO}_4 \text{ en Lodo (g)} * (106/303)$$

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ estequiom. (g)} = (1400 \text{ g}) * (106/303)$$

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ estequiom. (g)} = 490 \text{ g}$$

- **Relación de Consumo de Carbonato de Sodio:**

La cantidad de carbonato de sodio consumido para cumplir los requerimientos de pH establecidos, superan grandemente a la cantidades estequiométricas necesarias para la precipitación del plomo como carbonato. De este modo se calcula la siguiente relación práctica:

$$\text{(Na}_2\text{CO}_3 \text{ Real)} / \text{(Na}_2\text{CO}_3 \text{ Estequiom.)}$$

El consumo de carbonato de sodio fue de 900 g.

$$\text{(Na}_2\text{CO}_3 \text{ Real)} / \text{(Na}_2\text{CO}_3 \text{ Estequiom.)} = (900 \text{ g}) / (490 \text{ g})$$

$$\text{(Na}_2\text{CO}_3 \text{ Real)} / \text{(Na}_2\text{CO}_3 \text{ Estequiom.)} = 1,84$$



### 3) Efluente.

- **Contenido de Plomo en el Efluente:**

$$Pb \text{ en Efluente (g)} = \frac{\text{Volumen Efluente (l)} * ppm Pb}{1000}$$

Para los 6,0 l de efluente generado, con 63,6 ppm de plomo, se tiene:

$$Pb \text{ en Efluente (g)} = (6,0) * (63,6) / 1000$$

$$Pb \text{ en Efluente (g)} = 0,38 \text{ g}$$

### 4) Lodo con Carbonato de Plomo.

- **Contenido de Plomo en el Lodo con Carbonato:**

El contenido de plomo en el lodo con carbonato se calcula simplemente, como la diferencia entre el contenido de plomo en el lodo inicial y el efluente.

$$Pb \text{ en Lodo con Carbonato (g)} = Pb \text{ en Lodo (g)} - Pb \text{ en Efluente (g)}$$

$$Pb \text{ en Lodo con Carbonato (g)} = 956,2 \text{ g} - 0,38 \text{ g}$$

$$Pb \text{ en Lodo con Carbonato (g)} = 955,8 \text{ g}$$

- **Cantidad de Carbonato de Plomo en el Lodo con Carbonato:**

Si consideramos que en el lodo con carbonato, todo el plomo presente se encuentra como carbonato de plomo. Se puede establecer:

$$PbCO_3 \text{ en Lodo con Carbonato (g)} = Pb \text{ en Lodo con Carb. (g)} * (267/207)$$

$$PbCO_3 \text{ en Lodo con Carbonato (g)} = 955,8 \text{ g} * (267/207)$$

$$PbCO_3 \text{ en Lodo con Carbonato (g)} = 1233 \text{ g}$$

- **Determinación de la Humedad del Lodo con Carbonato:**

Para la determinación de la humedad, se toma una muestra representativa del lodo húmedo, el cual es secado en una estufa.

$$\%Humedad = \frac{(\text{Peso Húmedo} - \text{Peso Seco}) * 100 \%}{\text{Peso Húmedo}}$$

Para una muestra representativa de 305,3 g de lodo húmedo, se obtuvo 209,6 g de lodo seco.

$$\%Humedad = \frac{(305,3 - 209,6) * 100 \%}{305,3}$$

$$\%Humedad = 31,35 \%$$

- **Determinación del Peso Seco del Lodo con Carbonato:**

Con la humedad de la muestra representativa se calcula el peso seco de lodo con carbonato.

$$\text{Peso Seco (g)} = \text{Peso Húmedo(g)} * \frac{(100 - \%Humedad)}{100}$$

$$\text{Peso Seco Lodo con Carb. (g)} = 4839 \text{ g} * (100 - 31,35)/100$$

$$\text{Peso Seco Lodo con Carb. (g)} = 3322 \text{ g}$$

- **Porcentaje de Plomo en el Lodo con Carbonato:**

$$\%Pb = \frac{\text{Pb en Lodo con Carbonato (g)} * 100}{\text{Peso Seco Lodo con Carbonato (g)}}$$

$$\%Pb \text{ en Lodo con Carb. (g)} = (955,8 \text{ g}) * 100 / (3322 \text{ g})$$

$$\%Pb \text{ en Lodo con Carb. (g)} = 28,77 \%$$

5) Disolución del Carbonato de Plomo, empleando Ácido Nítrico.

La reacción es la siguiente:



Relación

de Masa :    267 g            126 g                    331 g                    62 g

- **Consumo Estequiométrico de Ácido Nítrico:**

$$\text{HNO}_3 \text{ estequiom. (g)} = \text{PbCO}_3 \text{ en Lodo (g)} * (126/267)$$

$$\text{HNO}_3 \text{ estequiom. (g)} = (1233 \text{ g}) * (126/267)$$

$$\text{HNO}_3 \text{ estequiom. (g)} = 582 \text{ g}$$

- **Consumo en Volumen de Solución de HNO<sub>3</sub> al 20% v/v:**

$$\text{Volumen Sol. HNO}_3 (20\% \text{ v/v}) (\text{ml}) = \frac{\text{Peso Sol. (g)}}{\text{Densidad Sol. (g/ml)}}$$

El consumo de la solución de HNO<sub>3</sub> (20% v/v) fue de 4355 g y la densidad de la solución es de 1,10 g/cm<sup>3</sup>.

$$\text{Volumen Sol. HNO}_3 (20\% \text{ v/v}) (\text{ml}) = (4355 \text{ g}) / (1,10 \text{ g/ml})$$

$$\text{Volumen Sol. HNO}_3 (20\% \text{ v/v}) (\text{ml}) = 3959 \text{ ml}$$

- **Consumo en Volumen de HNO<sub>3</sub> al 67%, para preparar Sol. HNO<sub>3</sub> (20% v/v):**

El volumen consumido de HNO<sub>3</sub> al 67%, para preparar la solución de HNO<sub>3</sub> (20% v/v), se calcula del siguiente modo:

$$\text{Volumen HNO}_3 \text{ 67\% (ml)} = 20\% \text{ Volumen Sol. HNO}_3 \text{ (20\% v/v)ml}$$

$$\text{Volumen HNO}_3 \text{ al 67\% (ml)} = (20\%) * (3959 \text{ ml})$$

$$\text{Volumen HNO}_3 \text{ al 67\% (ml)} = 792 \text{ ml}$$

- **Consumo en Peso de HNO<sub>3</sub> al 67%, para preparar Sol. HNO<sub>3</sub> (20% v/v):**

El peso correspondiente para el volumen consumido de HNO<sub>3</sub> al 67% es:

$$\text{Peso HNO}_3 \text{ 67\% (g)} = \text{Volumen HNO}_3 \text{ 67\% (ml)} \cdot \text{Densidad HNO}_3 \text{ 67\% (g/ml)}$$

$$\text{Peso HNO}_3 \text{ 67\% (g)} = (792 \text{ ml}) * (1,41 \text{ g/ml})$$

$$\text{Peso HNO}_3 \text{ 67\% (g)} = 1117 \text{ g}$$

- **Consumo en Peso de HNO<sub>3</sub> Puro, para preparar Sol. HNO<sub>3</sub> (20% v/v):**

El consumo de HNO<sub>3</sub> puro, se obtiene de:

$$\text{Peso HNO}_3 \text{ Puro (g)} = 67\% \cdot \text{Peso HNO}_3 \text{ 67\% (g)}$$

$$\text{Peso HNO}_3 \text{ Puro (g)} = (67\%) * (1117 \text{ g})$$

$$\text{Peso HNO}_3 \text{ Puro (g)} = 748 \text{ g}$$

- **Relación de Consumo de Ácido Nítrico:**

$$(\text{HNO}_3 \text{ Real}) / (\text{HNO}_3 \text{ Estequiom.})$$

La cantidad consumida real de ácido nítrico es superior a la cantidad requerida estequiométricamente, de este modo es conveniente estimar el factor que relacione estas cantidades.

$$(\text{HNO}_3 \text{ Real})/(\text{HNO}_3 \text{ Estequiom.}) = (748 \text{ g})/(582 \text{ g})$$

$$(\text{HNO}_3 \text{ Real})/(\text{HNO}_3 \text{ Estequiom.}) = 1,28 \text{ g}$$

#### 6) Lodo con bajo %Plomo.

- **Determinación de la Humedad del Lodo con bajo %Pb:**

Para la determinación de la humedad, se seca todo el lodo húmedo con bajo %Pb y se calcula:

$$\% \text{Humedad} = \frac{(\text{Peso Húmedo} - \text{Peso Seco}) * 100 \%}{\text{Peso Húmedo}}$$

Después del secado de los 2006 g de lodo húmedo, se obtuvo 1425 g de lodo seco.

$$\% \text{Humedad} = \frac{(2006 - 1425) * 100 \%}{2006}$$

$$\% \text{Humedad} = 29,0 \%$$

- **Contenido de Plomo en el Lodo con bajo %Pb:**

$$\text{Pb en Lodo con bajo \%Pb (g)} = \frac{\text{Peso Lodo con bajo \%Pb (g)} * \% \text{Pb}}{100}$$

El lodo con bajo %Pb presentó 5,087% de Plomo.

$$\text{Pb en Lodo con bajo \% Pb (g)} = (1425 \text{ g}) * (5,087)/100$$

$$\text{Pb en Lodo con bajo \% Pb (g)} = 72,49 \text{ g}$$

## 7) Solución Rica en Plomo.

- **Contenido de Plomo en la Solución Rica en Pb:**

La cantidad de plomo presente en la solución rica en plomo, se obtiene como la diferencia entre el contenido de plomo en el lodo con carbonato y en el lodo con bajo %Pb.

$$**Pb Sol. Rica Pb(g) = Pb Lodo con Carbonato(g) - Pb Lodo bajo%Pb(g)**$$

$$Pb \text{ en Sol. Rica en Pb(g)} = 955,8 \text{ g} - 72,49 \text{ g}$$

$$Pb \text{ en Sol. Rica en Pb(g)} = 883,3 \text{ g}$$

- **Concentración de Plomo en la Solución Rica en Pb:**

$$**Pb [g/l] = \frac{Pb \text{ Solución Rica (g)}}{Volumen \text{ Solución (l)}}**$$

La solución rica en plomo ocupó un volumen de 8,0 l.

$$Pb [g/l] = (883,3 \text{ g}) / (8,0 \text{ l})$$

$$Pb [g/l] = 110 \text{ g/l}$$

- **Cantidad de Nitrato Plomo en la Solución Rica en Pb:**

Se considera que todo el plomo presente en la solución rica en plomo, se encuentra formando nitrato de plomo. Entonces:

$$**Pb(NO_3)_2 \text{ en Sol. Rica en Pb (g)} = Pb \text{ en Sol. Rica en Pb(g)} * (331/207)**$$

$$Pb(NO_3)_2 \text{ en Sol. Rica en Pb (g)} = 883,3 \text{ g} * (331/207)$$

$$Pb(NO_3)_2 \text{ en Sol. Rica en Pb (g)} = 1412 \text{ g}$$

### 8) Precipitación del Plomo, empleando Ácido Sulfúrico.

La reacción es la siguiente:



Relación

de Masa :      331 g                      98 g                      303 g                      126 g

- Consumo Estequiométrico de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  Puro:

$$\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ estequiom. (g)} = \text{Pb(NO}_3)_2 \text{ en Lodo (g)} * (98/331)$$

$$\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ estequiom. (g)} = (1412 \text{ g}) * (98/331)$$

$$\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ estequiom. (g)} = 418 \text{ g}$$

- Consumo en Peso de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  Puro:

$$\text{Peso H}_2\text{SO}_4 \text{ Puro (g)} = 98\% * \text{Peso H}_2\text{SO}_4 \text{ 98\% (g)}$$

El consumo de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  98%, fue de 436g.

$$\text{Peso H}_2\text{SO}_4 \text{ Puro (g)} = (98\%) * (436 \text{ g})$$

$$\text{Peso H}_2\text{SO}_4 \text{ Puro (g)} = 427 \text{ g}$$

- Relación de Consumo de Ácido Sulfúrico:

La cantidad de ácido sulfúrico consumido es ligeramente superior a la cantidad requerida estequiométricamente. Definiendo el factor de relación, se tiene:

$$(\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ Real}) / (\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ Estequiom.})$$

$$(\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ Real})/(\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ Estequiom.}) = (427 \text{ g})/(418 \text{ g})$$

$$(\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ Real})/(\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ Estequiom.}) = 1,02$$

### 9) Sulfato de Plomo.

- **Determinación de la Humedad de la sal de Sulfato de Plomo:**

Para la determinación de la humedad, se seca toda la sal húmeda de sulfato de plomo obtenida y se calcula:

$$\% \text{Humedad} = \frac{(\text{Peso Húmedo} - \text{Peso Seco}) * 100 \%}{\text{Peso Húmedo}}$$

Se produjeron 1625 g de sulfato de plomo húmedo, que al ser secados se obtienen 1313 g.

$$\% \text{Humedad} = \frac{(1625 - 1313) * 100 \%}{1625}$$

$$\% \text{Humedad} = 19,2 \%$$

- **Contenido de Plomo en la sal de Sulfato de Plomo:**

$$\text{Pb en PbSO}_4 \text{ (g)} = \frac{\text{Peso PbSO}_4 \text{ (g)} * \% \text{Pb}}{100}$$

La sal de sulfato de plomo obtenida tiene un 67,255 %Pb.

$$\text{Pb en la sal (g)} = (1313 \text{ g}) * (67,255)/100$$

$$\text{Pb en la sal (g)} = 883,0 \text{ g}$$



10) Solución con Ácido Nítrico regenerado.

- **Contenido de Plomo en la Solución con Ácido Nítrico regenerado:**

$$Pb \text{ Solución } HNO_3 \text{ reg. (g)} = \frac{\text{Volumen Solución (l)} * ppm Pb}{1000}$$

Se generaron 10,0 l de solución con ácido nítrico regenerado, con una composición de 29,112 ppm de plomo.

$$Pb \text{ en Solución } HNO_3 \text{ reg. (g)} = (10,0) * (29,1) / 1000$$

$$Pb \text{ en Solución } HNO_3 \text{ reg. (g)} = 0,291 \text{ g}$$

- **Cantidad de HNO<sub>3</sub> en la Solución con Ácido Nítrico regenerado:**

$$Peso HNO_3 \text{ (g)} = \text{Volumen Solución (l)} * HNO_3 \text{ [g/l]}$$

La concentración de HNO<sub>3</sub> en la solución con ácido nítrico regenerado fue de 57,9 g/l.

$$Peso HNO_3 \text{ (g)} = (10,0) * (57,9)$$

$$Peso HNO_3 \text{ (g)} = 579 \text{ g}$$

### 11) Balance de Materia.

Habiendo calculado las cantidades de plomo en las distintas corrientes del proceso de extracción, se debe verificar lo siguiente:

$$\text{Pb en Lodo alto \%Pb (g)} = \text{Pb en Lodo con Carbonato (g)} + \text{Pb en Efluente (g)}$$

$$956,2 \text{ g} = 955,8 \text{ g} + 0,38 \text{ g} \quad \text{Verifica } \checkmark$$

$$\text{Pb en Lodo con Carbonato(g)} = \text{Pb en Lodo bajo \%Pb(g)} + \text{Pb Sol. Rica Pb(g)}$$

$$955,8 \text{ g} = 72,49 \text{ g} + 883,3 \text{ g} \quad \text{Verifica } \checkmark$$

$$\text{Pb en Sol. Rica Pb(g)} = \text{Pb en PbSO}_4 \text{ (g)} + \text{Pb Solución HNO}_3 \text{ reg. (g)}$$

$$883,3 \text{ g} = 883,0 \text{ g} + 0,291 \text{ g} \quad \text{Verifica } \checkmark$$

Concluyendo satisfactoriamente con el balance para el plomo, se realiza de la misma forma los cálculos y balances para los otros metales. (Ver Fig. 7.1).

### 12) %Extracción de Plomo en el Lodo.

$$\% \text{ Extracción Pb} = \frac{(\text{Pb en Lodo alto \%Pb} - \text{Pb en Lodo bajo \%Pb}) * 100}{\text{Pb en Lodo alto \%Pb}}$$

$$\% \text{ Extracción Pb} = \frac{(956,2 \text{ g} - 72,49 \text{ g}) * 100}{956,2 \text{ g}}$$

$$\% \text{ Extracción Pb} = 92,42$$

**13) %Recuperación de Plomo.**

$$\% \text{ Recuperación Pb} = \frac{\text{Pb en PbSO}_4 \text{ (g)} * 100}{\text{Pb en Lodo con Alto \%Pb (g)}}$$

$$\% \text{ Recuperación Pb} = (883,0 \text{ g}) * 100 / (956,2 \text{ g})$$

$$\% \text{ Recuperación Pb} = 92,34$$

**14) %Recuperación de Ácido Nítrico.**

$$\% \text{ Recuperación HNO}_3 = \frac{\text{HNO}_3 \text{ en "Sol. con HNO}_3 \text{ regenerado" (g). } * 100}{\text{HNO}_3 \text{ Consumido en disolución de carbonato (g)}}$$

$$\% \text{ Recuperación HNO}_3 = (579 \text{ g}) * 100 / (748 \text{ g})$$

$$\% \text{ Recuperación HNO}_3 = 77,4$$

PROCESO DE EXTRACCIÓN DE PLOMO: BALANCE DE MATERIA - PRUEBA P-7

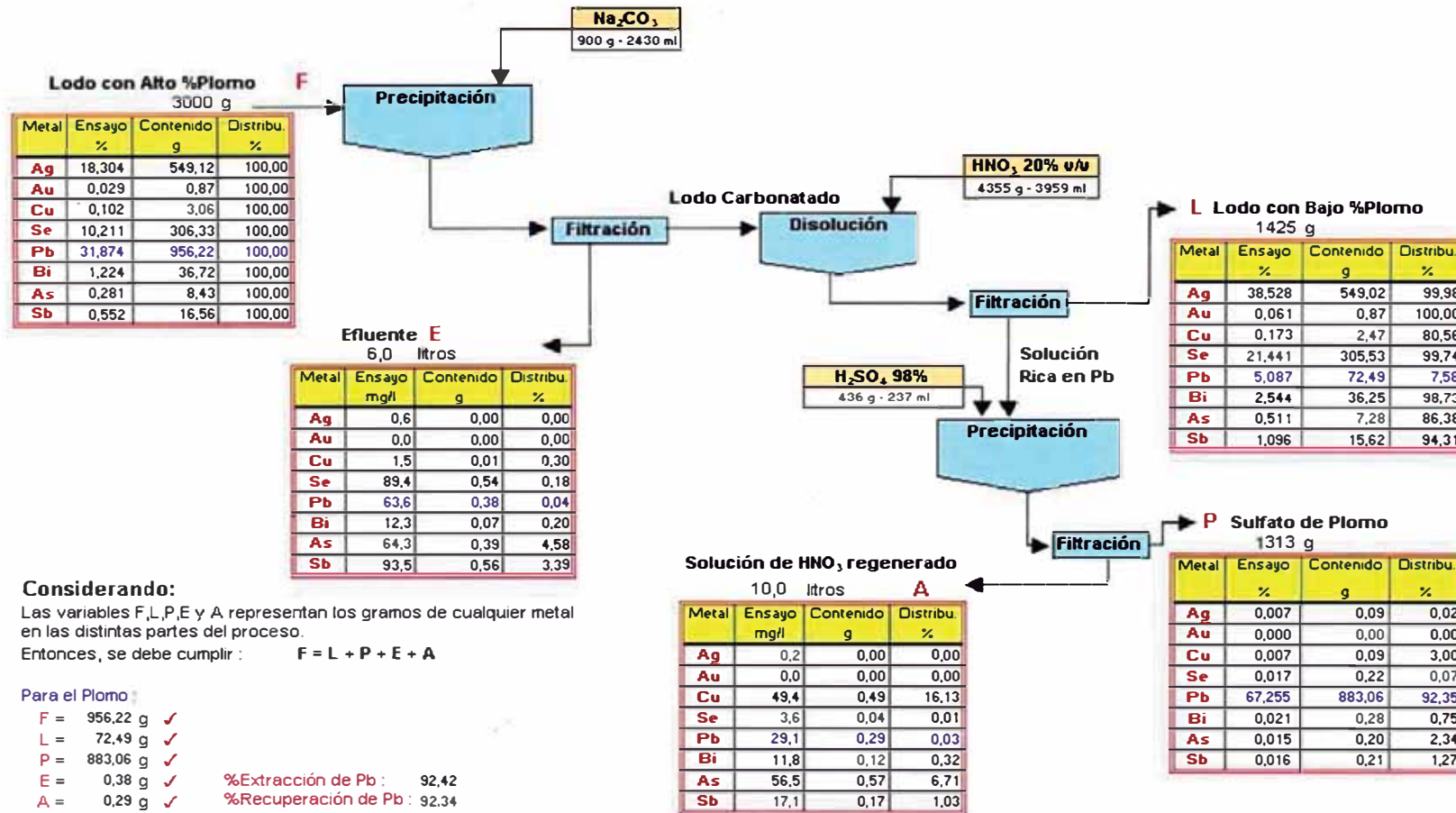


Fig. 5.3 Proceso de Extracción - Balance de Materia: Prueba 7.

## 5.4 Resultados de las Pruebas Experimentales.

Los resultados, conclusiones y recomendaciones de las pruebas realizadas son presentadas a continuación.

### 5.4.1 Resumen de las Pruebas.

Como primer cuadro se muestra el resumen de las pruebas donde se indica los datos más importantes de cada etapa del proceso de extracción, como se puede describir a continuación:

**Materia Prima:** El lodo inicial a tratar se caracteriza por un alto porcentaje de plomo entre 26,1 y 35,7 %Pb.

**Precipitación con Carbonato de Sodio:** Se observó una dependencia directa del consumo de carbonato con respecto al porcentaje de plomo en el lodo, a mayor porcentaje de plomo mayor consumo de carbonato de sodio.

**Lodo con Carbonato de Plomo:** Debido a la adición de carbonato de sodio para precipitar el carbonato de plomo, el lodo sufre un incremento de peso, el cual depende de la cantidad de carbonato adicionado y por consiguiente del porcentaje de plomo en el lodo inicial.

A mayor peso del lodo, disminuye el porcentaje de plomo, siendo éste en las pruebas entre 23,9 y 31,5 %Pb.

**Efluente:** El contenido de plomo en el efluente es despreciable, debido a la baja concentración de este metal en la solución de 27 a 64 ppm.

**Disolución del Carbonato de Plomo con Ácido Nítrico:** El consumo de ácido nítrico está influenciado por la cantidad de carbonato de plomo presente en el lodo, un mayor contenido de carbonato demanda un mayor consumo de ácido.

**Lodo con Bajo Porcentaje de Plomo:** El peso del lodo con bajo porcentaje de plomo es menor que su correspondiente en el lodo con carbonato de plomo, esta reducción de peso se debe a la disolución del carbonato de plomo contenido en el lodo, obteniéndose un lodo con un porcentaje de plomo entre 4,6 y 6,4%.

**Solución Rica en Plomo:** Esta solución contiene prácticamente todo el plomo extraído, bajo la forma de nitrato de plomo. En las pruebas la concentración de plomo en la solución varía entre 100 y 110 g/l.

**Precipitación de Plomo en la Solución rica en Plomo:** Las cantidades requeridas de ácido sulfúrico dependen únicamente del contenido de plomo en la solución. El consumo de ácido en las pruebas es muy cercano al consumo teórico estequiométrico

**Sulfato de Plomo:** La sal de sulfato de plomo obtenida tiene una pureza de 98%, con un porcentaje de plomo aproximada de 67%Pb. Esta sal contiene prácticamente todo el plomo extraído del lodo inicial.

**Solución con Ácido Nítrico Regenerado:** El contenido de plomo en esta solución es despreciable, la concentración es de 29-43 ppm de Pb.

La concentración de ácido nítrico en la solución fue de 50-58 g/l  $\text{HNO}_3$ .

**Extracción de Plomo en el Lodo:** El plomo se logra extraer del lodo entre un 89,5 y 92,7%.

**Recuperación de Plomo:** El plomo extraído es recuperado prácticamente en su totalidad como sulfato de plomo, presentándose una recuperación entre 89,4 y 92,6%.

**Recuperación de Ácido Nítrico:** El  $\text{HNO}_3$  consumido durante la disolución del carbonato de plomo es recuperado en la solución obtenida de la filtración del sulfato de plomo. Esta recuperación se presenta entre 74,7 y 79,6%.

RESUMEN DE LAS PRUEBAS							
PRUEBAS	P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7
<b>MATERIA PRIMA: LODO CON ALTO PORCENTAJE DE PLOMO</b>							
Peso Seco g	500	500	500	500	1500	1500	3000
Volumen aparente aprox. ml	300	300	300	300	900	900	1800
% Plomo	35,711	35,711	33,802	33,802	26,132	26,132	31,874
Plomo g	178,56	178,56	169,01	169,01	391,98	391,98	956,22
<b>PRECIPITACION DEL CARBONATO DE PLOMO EN EL LODO</b>							
Carbonato de Sodio consumido g	173	167	159	154	379	370	900
Agua de disolución de Carb. ml	467	451	429	416	1023	999	2430
pH	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2
<b>FILTRACION Y OBTENCION DEL LODO CON CARBONATO DE PLOMO</b>							
<b>LODO CON CARBONATO DE PLOMO</b>							
Peso húmedo g	807	796	789	784	2345	2322	4839
Volumen aprox. cm <sup>3</sup>	380	380	360	360	1170	1170	2400
Humedad %	29,24	28,89	28,77	29,08	30,02	29,76	31,35
Peso seco g	571	566	562	556	1641	1631	3322
% Plomo	31,26	31,54	30,07	30,39	23,88	24,02	28,77
Plomo g	178,53	178,54	168,98	168,99	391,87	391,84	955,83
<b>EFLUENTE</b>							
Volumen l	1,0	1,0	1,0	1,0	3,0	3,0	6,0
[Plomo] ppm	35,4	29,8	30,5	27,4	39,6	46,2	63,6
Plomo g	0,04	0,03	0,03	0,03	0,12	0,14	0,38
<b>DISOLUCION SELECTIVA DEL CARBONATO DE PLOMO EN EL LODO</b>							
HNO <sub>3</sub> 20%v/v consumido g	813	799	758	746	1798	1766	4355
HNO <sub>3</sub> 20%v/v consumido ml	739	726	689	678	1635	1605	3959
HNO <sub>3</sub> puro consumido g	140	137	130	128	309	303	748
pH	2,0	2,0	2,0	2,0	1,9	2,0	2,0
<b>FILTRACION Y OBTENCION DEL LODO CON BAJO PORCENTAJE DE PLOMO</b>							
<b>LODO CON BAJO PORCENTAJE DE PLOMO</b>							
Peso húmedo g	316	303	329	318	1159	1192	2006
Volumen aprox. cm <sup>3</sup>	200	200	205	200	690	740	1220
Humedad %	31,3	29,4	31,3	28,6	28,6	30,0	29,0
Peso seco g	217	214	226	227	828	835	1425
% Plomo	6,370	6,055	5,916	5,632	4,960	4,552	5,087
Plomo g	13,82	12,96	13,37	12,78	41,07	38,01	72,49
<b>SOLUCION RICA EN PLOMO</b>							
Volumen l	1,5	1,5	1,5	1,5	3,5	3,5	8,0
Plomo g/l	109,8	110,4	103,7	104,1	100,2	101,1	110,4
Plomo g	164,70	165,57	155,61	156,20	350,79	353,83	883,35
<b>PRECIPITACION DEL PLOMO EN LA SOLUCION RICA EN PLOMO</b>							
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> conc 98% consumido g	82	83	77	77	173	176	436
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> conc 98% consumido ml	45	45	42	42	94	96	237
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> puro consumido g	80	81	75	75	170	172	427
<b>FILTRACION</b>							
<b>SULFATO DE PLOMO</b>							
Peso húmedo g	309	314	295	298	652	665	1625
Volumen aprox. cm <sup>3</sup>	95	95	90	90	190	190	450
Humedad %	20,7	21,3	21,7	22,1	20,1	20,9	19,2
Peso seco g	245	247	231	232	521	526	1313
% Plomo	67,188	67,003	67,331	67,292	67,304	67,236	67,255
Plomo g	164,61	165,50	155,53	156,12	350,65	353,66	883,06
<b>SOLUCION CON HNO<sub>3</sub> REGENERADO</b>							
Volumen l	2,0	2,0	2,0	2,0	4,5	4,5	10,0
[HNO <sub>3</sub> ] g/l	53,9	54,6	49,9	50,8	51,3	52,4	57,9
[HNO <sub>3</sub> ] g	108	109	100	102	231	236	579
[Plomo] ppm	43,3	35,1	37,4	40,3	30,6	37,9	29,1
Plomo g	0,09	0,07	0,07	0,08	0,14	0,17	0,29
<b>CALCULOS</b>							
% EXTRACCION Pb en el Lodo :	92,26	92,74	92,09	92,44	89,52	90,30	92,42
% RECUPERACION Pb (PbSO <sub>4</sub> )	92,19	92,69	92,03	92,37	89,46	90,22	92,35
% RECUPERACION HNO <sub>3</sub> :	77,2	79,6	76,7	79,3	74,7	77,7	77,4

Cuadro 5.4.1 Resumen de las Pruebas de Extracción de Plomo.



### 5.4.2 Datos de Operaciones y Determinación de Factores para Diseño.

Información referente a las operaciones así como los parámetros y factores más importantes son presentados por etapas.

#### A. Precipitación del Plomo con Carbonato de Sodio.

Las muestras de lodo que son sometidas a la precipitación con carbonato, presentan un porcentaje de plomo que varía entre 26,1 y 35,7 %Pb. Este plomo se encuentra prácticamente en su totalidad formando sulfatos. El contenido de plomo en las muestras oscila entre 169 y 956 g, equivalente a 247 y 1400 g de sulfato de plomo respectivamente.

El consumo de carbonato de sodio necesario para llegar a un pH=9,2 depende directamente del contenido del plomo en el lodo. Es decir a mayor cantidad de plomo en el lodo, mayor consumo de carbonato. En base a las pruebas realizadas se pudo obtener el siguiente factor que relaciona los gramos de carbonato consumido por gramo de sulfato de plomo presente en el lodo.

$$\text{Factor : } \frac{\text{g Na}_2\text{CO}_3 \text{ consumido}}{\text{g PbSO}_4 \text{ en el lodo}} = 0,62 - 0,66$$

Además, de las pruebas se determinó, que el consumo de carbonato de sodio es entre 1,8 y 1,9 veces el consumo de carbonato de sodio requerido estequiométricamente. Por otro lado, la densidad de la pulpa formada, oscila entre 1,6 y 1,8 g/cm<sup>3</sup>.

	PRUEBAS						
	P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7
<b>PRECIPITACION DEL CARBONATO DE PLOMO EN EL LODO</b>							
Lodo Alto Plomo g	500	500	500	500	1500	1500	3000
% Plomo Lodo Alto Plomo	35,711	35,711	33,802	33,802	26,132	26,132	31,874
Plomo en Lodo Alto Plomo g	178,6	178,6	169,0	169,0	392,0	392,0	956,2
Sulfato Plomo en Lodo Alto Plomo g	261	261	247	247	574	574	1400
Carbonato de Sodio Estequiométrico g	91	91	87	87	201	201	490
Carbonato de Sodio Consumido g	173	167	159	154	379	370	900
Agua de disolución del Carbonato Consumido ml	467	451	429	416	1023	999	2430
pH	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2	9,2
Peso pulpa1 g	1140	1118	1088	1070	2902	2869	6330
Volumen pulpa1 aproximado l	0,65	0,65	0,65	0,65	1,6	1,6	3,7
Densidad pulpa1 aproximado g/ml	1,8	1,7	1,7	1,6	1,8	1,8	1,7
f1 : (g Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> Consumido)/(g Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> Estequiom.)	1,9	1,8	1,8	1,8	1,9	1,8	1,8
f2 : (g NaCO <sub>3</sub> Consumido)/(g PbSO <sub>4</sub> Lodo)	0,66	0,64	0,64	0,62	0,66	0,64	0,64

Cuadro 5.4.2.1 Precipitación del Plomo con Carbonato de Sodio.

## B. Filtración de la Pulpa y Obtención del Lodo con Carbonato de Plomo y Efluente.

Después de realizar la filtración de la pulpa anterior, se obtiene un lodo húmedo constituido por carbonato de plomo, el cual tiene una densidad aparente aproximada de 2,1 g/cm<sup>3</sup>.

De los resultados de las pruebas se pudo establecer que el incremento de masa en el lodo, es función directa del porcentaje de plomo en el lodo inicial. En la figura 5.4.2.1 se puede observar la ecuación que relaciona estas variables.

	PRUEBAS						
	P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7
<b>FILTRACION Y OBTENCION DEL LODO CON CARBONATO DE PLOMO</b>							
<b>LODO CON CARBONATO DE PLOMO</b>							
Peso húmedo Lodo con Carbonato g	807	796	789	784	2345	2322	4839
Volumen aprox. Lodo con Carbonato cm <sup>3</sup>	380	380	360	360	1170	1170	2400
Densidad aparente aprox. Lodo con Carbonato g/cm <sup>3</sup>	2.12	2.09	2.19	2.18	2.00	1.98	2.02
% Humedad	29.24	28.89	28.77	29.08	30.02	29.76	31.35
Peso seco Lodo con Carbonato g	571	566	562	556	1641	1631	3322
% Plomo en Lodo con Carbonato	31.26	31.54	30.07	30.39	23.88	24.02	28.77
Plomo en Lodo con Carbonato g	178.5	178.5	169.0	169.0	391.9	391.8	955.8
Peso Lodo con Carbonato/ Peso Lodo Alto Plomo	1.14	1.13	1.12	1.11	1.09	1.09	1.11
% Incremento de Peso en el Lodo	14.2	13.2	12.4	11.2	9.40	8.73	10.7
% Incremento de Peso en el Lodo (Promedio)	13.7		11.8		9.07		10.7
<b>EFLUENTE</b>							
Volumen Efluente l	1.0	1.0	1.0	1.0	3.0	3.0	6.0
[Plomo] ppm	35.4	29.8	30.5	27.4	39.6	46.2	63.6
Plomo g	0.04	0.03	0.03	0.03	0.12	0.14	0.38

Cuadro 5.4.2.2 Filtración de la Pulpa y Obtención del Lodo con Carbonato.

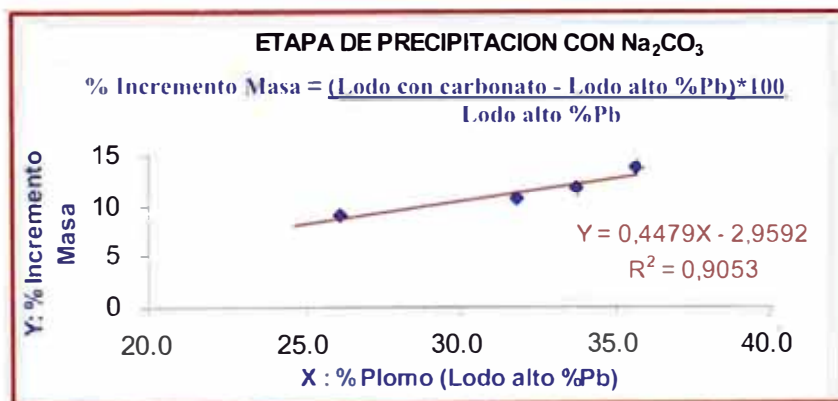


Fig. 5.4.2.1 Influencia del %Pb del Lodo inicial sobre la masa del Lodo con Carbonato.

### C. Disolución del Carbonato de Plomo, empleando Ácido Nítrico.

Al finalizar la etapa anterior, se obtiene un lodo que contiene carbonato de plomo insoluble ( $\text{PbCO}_3$ ), este lodo debe reaccionar con una solución de ácido nítrico para liberar el plomo, formándose una solución de nitrato de plomo.

La concentración de la solución de ácido nítrico empleada en las pruebas, fue de 20%v/v y la adición se realiza hasta obtener una pulpa con un pH igual a 2. Las cantidades de solución de  $\text{HNO}_3$  consumido durante las pruebas, indican una relación directa con la cantidad de carbonato de plomo presente en el lodo, del siguiente modo:

$$\text{Factor : } \frac{\text{g HNO}_3 \text{ 20\%v/v consumido}}{\text{g PbCO}_3 \text{ en el lodo}} \cong 3,42 - 3,56$$

Realizando la equivalencia del consumo de la solución nítrica como ácido nítrico puro, se pudo determinar que el consumo de ácido nítrico es 1,2 a 1,3 veces el consumo requerido estequiométricamente para disolver todo el carbonato de plomo presente en el lodo.

Al finalizar esta etapa, las pulpas obtenidas presentan densidades entre 1,5 y 1,7  $\text{g/cm}^3$ .

	PRUEBAS						
	P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7
<b>DISOLUCION SELECTIVA DEL CARBONATO DE PLOMO EN EL LODO</b>							
Lodo con Carbonato húmedo g	807	796	789	784	2345	2322	4839
Lodo con Carbonato seco g	571	566	562	556	1641	1631	3322
% Plomo en Lodo con Carbonato	31,26	31,54	30,07	30,39	23,88	24,02	28,77
Plomo en Lodo con Carbonato g	178,5	178,5	169,0	169,0	391,9	391,8	955,8
Carbonato de Plomo en Lodo con Carbonato g	230	230	218	218	505	505	1233
HNO <sub>3</sub> puro Estequiométrico necesario g	109	109	103	103	239	239	582
HNO <sub>3</sub> 20%w/v consumido g	813	799	758	746	1798	1766	4355
HNO <sub>3</sub> 20%w/v consumido ml	739	726	689	678	1635	1605	3959
HNO <sub>3</sub> 67% consumido g	208	205	194	191	461	453	1117
HNO <sub>3</sub> 67% consumido ml	148	145	138	136	327	321	792
HNO <sub>3</sub> puro consumido g	140	137	130	128	309	303	748
pH	2,0	2,0	2,0	2,0	1,9	2,0	2,0
Peso pulpa2 g	1620	1595	1547	1530	4143	4088	9194
Volumen pulpa2 aproximado l	1,1	1,1	1,0	1,0	2,5	2,5	5,8
Densidad pulpa2 aproximado g/ml	1,5	1,5	1,5	1,5	1,7	1,6	1,6
f3 : (g HNO <sub>3</sub> puro consumido)/(g HNO <sub>3</sub> puro estequiom)	1,29	1,26	1,27	1,25	1,29	1,27	1,28
f4 : (g HNO <sub>3</sub> 20% w/v Consumido)/(g PbCO <sub>3</sub> Lodo)	3,53	3,47	3,48	3,42	3,56	3,49	3,53

Cuadro 5.4.2.3 Disolución del Carbonato de Plomo empleando Sol. HNO<sub>3</sub>.

#### D. Filtración de la Pulpa y Obtención del Lodo con Bajo Porcentaje de Plomo y Solución Rica en Contenido de Plomo.

En esta etapa se logra separar el “Lodo con bajo porcentaje de plomo” y una solución que contiene todo el plomo extraído denominada “solución rica en plomo”. En las pruebas el “Lodo con bajo porcentaje de plomo” contiene entre 4,6 y 6,4 %Pb y la densidad aparente promedio del lodo es de 1,6 g/cm<sup>3</sup>.

De los resultados obtenidos se logró establecer una correspondencia directa entre el %reducción de masa en el lodo con carbonato (Disolución con HNO<sub>3</sub>) y el %plomo en el lodo inicial (alto %plomo), concluyéndose que a mayor porcentaje de plomo en el lodo a tratar, se producirá un

mayor %reducción en la masa del lodo con carbonato. La figura 5.4.2.2 presenta la ecuación de esta correspondencia.

	PRUEBAS						
	P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7
<b>FILTRACION Y OBTENCION DEL LODO CON BAJO PORCENTAJE DE PLOMO</b>							
<b>LODO CON BAJO PORCENTAJE DE PLOMO</b>							
Peso húmedo Lodo con bajo % Pb g	316	303	329	318	1159	1192	2006
Volumen aprox. Lodo con bajo %Pb cm <sup>3</sup>	200	200	205	200	690	740	1220
Densidad aparente aprox. Lodo con bajo %Pb g/cm <sup>3</sup>	1,58	1,52	1,60	1,59	1,68	1,61	1,64
% Humedad	31,3	29,4	31,3	28,6	28,6	30,0	29,0
Peso seco Lodo con bajo %Pb g	217	214	226	227	828	835	1425
% Plomo en Lodo con bajo %Pb	6,370	6,055	5,916	5,632	4,960	4,552	5,087
Plomo en Lodo con bajo %Pb g	13,8	13,0	13,4	12,8	41,1	38,0	72,5
Reducción de Peso en el Lodo con Carbonato g	354	352	336	329	813	796	1897
Peso Lodo Desplomado/Peso Lodo con Carbonato	0,380	0,378	0,402	0,408	0,505	0,512	0,429
% Reducción Peso del Lodo con Carbonato	62,0	62,2	59,8	59,2	49,5	48,8	57,1
% Reducción Peso del Lodo con Carbonato (promedio)	62,1		59,5		49,2		57,1
<b>SOLUCION RICA EN PLOMO</b>							
Volumen solución rica en Pb l	1,5	1,5	1,5	1,5	3,5	3,5	8,0
Plomo g/l	109,8	110,4	103,7	104,1	100,2	101,1	110,4
Plomo g	164,7	165,6	155,6	156,2	350,8	353,8	883,3

Cuadro 5.4.2.4 Filtración de la Pulpa y Obtención del Lodo con bajo %Plomo.

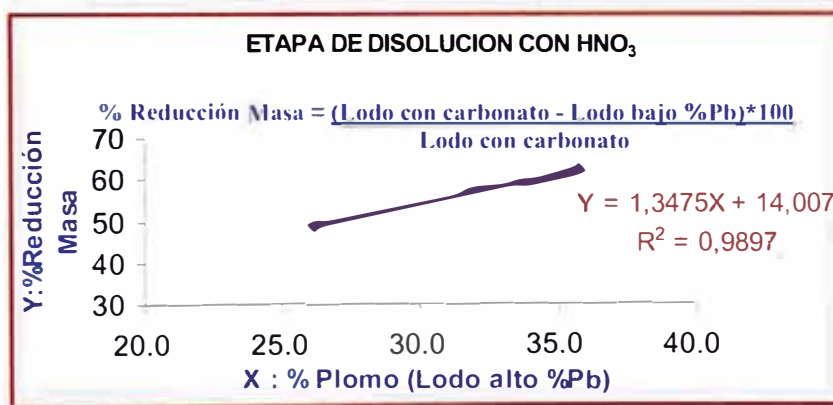


Fig. 5.4.2.2 Influencia del %Pb del Lodo inicial sobre la masa del Lodo con bajo %Plomo.

**E. Precipitación del Plomo, empleando Ácido Sulfúrico.**

En la solución que contiene todo el plomo extraído en la etapa de disolución, se adiciona ácido sulfúrico para precipitar el plomo como

sulfato. Así el plomo inicialmente en la forma de nitrato soluble, precipita como sulfato de plomo.

Se emplea ácido sulfúrico 98% y la adición es hasta asegurar la precipitación de todo el plomo contenido en la solución.

Basados en los consumos experimentales de ácido, se pudo establecer el siguiente factor:

$$\text{Factor : } \frac{\text{g H}_2\text{SO}_4 \text{ 98\% consumido}}{\text{g Pb en la Solución}} = 0,49 - 0,50$$

Los consumos equivalentes como ácido sulfúrico puro, obtenido de las pruebas, son prácticamente iguales que los consumos teóricos estequiométricos, como se puede apreciar en la siguiente relación:

$$\text{Factor : } \frac{\text{g H}_2\text{SO}_4 \text{ puro consumido}}{\text{g H}_2\text{SO}_4 \text{ puro estequiométrico}} = 1,02 - 1,04$$

	PRUEBAS						
	P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7
<b>PRECIPITACION DEL PLOMO CON H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> EN LA SOLUCION RICA EN PLOMO</b>							
Volumen solución rica en Pb l	1,5	1,5	1,5	1,5	3,5	3,5	8,0
Plomo g/l	109,8	110,4	103,7	104,1	100,2	101,1	110,4
Plomo en la solución g	164,7	165,6	155,6	156,2	350,8	353,8	883,3
Nitrato de Plomo en la solución	263	265	249	250	561	566	1412
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> puro Estequiométrico necesario g	78	78	74	74	166	168	418
PbSO <sub>4</sub> Estequiométrico se debería producir g	241	242	228	229	513	518	1293
HNO <sub>3</sub> puro Estequiométrico se debería generar g	100	101	95	95	214	215	538
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> conc 98% consumido g	82	83	77	77	173	176	436
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> conc 98% consumido ml	45	45	42	42	94	96	237
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> puro consumido g	80	81	75	75	170	172	427
Volumen pulpa <sub>3</sub> aproximado l	1,5	1,5	1,5	1,5	3,6	3,6	8,2
f5 : (g H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> conc 98%)/(g Pb en soluc.)	0,50	0,50	0,49	0,49	0,49	0,50	0,49
f6 : (H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> puro Consumido)/(H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> puro Estequiom.)	1,03	1,04	1,02	1,02	1,02	1,03	1,02

Cuadro 5.4.2.5 Precipitación del Plomo empleando H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

## F. Filtración de la Pulpa y Obtención del Sulfato de Plomo y Solución con Ácido Nítrico regenerado.

En esta última etapa se logra separar el sulfato de plomo precipitado en la etapa anterior, esta sal es la que contiene prácticamente todo el plomo extraído durante el proceso de extracción.

La cantidad de sulfato de plomo producido en esta etapa es muy cercana a la cantidad que se debería obtener estequiométricamente basándose en el contenido de plomo de la solución rica en plomo. En las pruebas se pudo observar:

$$\text{factor} : \frac{\text{g PbSO}_4 \text{ producido real}}{\text{g PbSO}_4 \text{ estequiométrico}} = 1,01 - 1,02$$

La densidad aparente de la sal tiene un valor promedio de 3,4 g/cm<sup>3</sup>. Por otro lado, la solución que se obtiene de la filtración, se caracteriza por contener una cantidad apreciable de ácido nítrico el cual se regeneró a partir de la reacción de los nitratos libres con los protones del ácido sulfúrico.

	PRUEBAS						
	P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7
<b>FILTRACION Y OBTENCION DEL SULFATO DE PLOMO</b>							
<b>SULFATO DE PLOMO</b>							
Peso húmedo del Sulfato de Plomo g	309	314	295	298	652	665	1625
Volumen aprox. del Sulfato de Plomo cm <sup>3</sup>	95	95	90	90	190	190	450
Densidad aparente aprox. del Sulfato de Plomo g/cm <sup>3</sup>	3,3	3,3	3,3	3,3	3,4	3,5	3,6
% Humedad	20,7	21,3	21,7	22,1	20,1	20,9	19,2
Peso seco del Sulfato de Plomo g	245	247	231	232	521	526	1313
% Plomo en Sulfato de Plomo	67,188	67,003	67,331	67,292	67,304	67,236	67,255
Plomo en Sulfato de Plomo g	164,6	165,5	155,5	156,1	350,7	353,7	883,0
f7 : (PbSO <sub>4</sub> Producido Real)/(PbSO <sub>4</sub> Produci Estequiom.)	1,02	1,02	1,01	1,01	1,01	1,02	1,02
<b>SOLUCION CON HNO<sub>3</sub> REGENERADO</b>							
Volumen solución HNO <sub>3</sub> regenerado l	2,0	2,0	2,0	2,0	4,5	4,5	10,0
[HNO <sub>3</sub> ] g/l	53,9	54,6	49,9	50,8	51,3	52,4	57,9
HNO <sub>3</sub> g	108	109	100	102	231	236	579
[Plomo] ppm	43,3	35,1	37,4	40,3	30,6	37,9	29,1
Plomo g	0,09	0,07	0,07	0,08	0,14	0,17	0,29

Cuadro 5.4.2.6 Filtración de la Pulpa y Obtención del Sulfato de Plomo.



### 5.4.3 Análisis Químico en las Corrientes del Proceso de Extracción.

Los resultados de laboratorio para las distintas corrientes del proceso de extracción de plomo, son presentadas a continuación:

RESULTADOS DE LABORATORIO									
Análisis de Sólidos									
DESCRIPCION MUESTRA	PRUEBA	Ag %	Au %	Cu %	Se %	Pb %	Bi %	As %	Sb %
LODO DECOPERIZADO ALTO Pb	P1,P2	16,721	0,035	0,165	5,082	35,711	1,031	0,308	0,852
LODO DECOPERIZADO ALTO Pb	P3,P4	17,601	0,031	0,118	7,453	33,802	1,459	0,262	0,671
LODO DECOPERIZADO ALTO Pb	P5,P6	19,335	0,017	0,179	11,447	26,132	1,602	0,234	0,909
LODO DECOPERIZADO ALTO Pb	P7	18,304	0,029	0,102	10,211	31,874	1,224	0,281	0,552
LODO DECOPERIZADO BAJO Pb	P1	38,521	0,081	0,273	11,679	6,370	2,342	0,643	1,908
LODO DECOPERIZADO BAJO Pb	P2	39,062	0,082	0,291	11,837	6,055	2,381	0,638	1,925
LODO DECOPERIZADO BAJO Pb	P3	38,932	0,069	0,186	16,450	5,916	3,199	0,518	1,431
LODO DECOPERIZADO BAJO Pb	P4	38,764	0,068	0,198	16,377	5,632	3,186	0,533	1,425
LODO DECOPERIZADO BAJO Pb	P5	35,023	0,031	0,245	20,696	4,960	2,877	0,375	1,595
LODO DECOPERIZADO BAJO Pb	P6	34,728	0,031	0,239	20,524	4,552	2,855	0,369	1,582
LODO DECOPERIZADO BAJO Pb	P7	38,528	0,061	0,173	21,441	5,087	2,544	0,511	1,096
SULFATO DE PLOMO	P1	0,005	0,000	0,006	0,013	67,188	0,018	0,014	0,013
SULFATO DE PLOMO	P2	0,004	0,000	0,005	0,014	67,003	0,013	0,019	0,015
SULFATO DE PLOMO	P3	0,007	0,000	0,007	0,016	67,331	0,016	0,010	0,015
SULFATO DE PLOMO	P4	0,004	0,000	0,005	0,014	67,292	0,014	0,006	0,018
SULFATO DE PLOMO	P5	0,006	0,000	0,008	0,015	67,304	0,020	0,012	0,011
SULFATO DE PLOMO	P6	0,008	0,000	0,005	0,015	67,236	0,017	0,017	0,014
SULFATO DE PLOMO	P7	0,007	0,000	0,007	0,017	67,255	0,021	0,015	0,016
Análisis de Líquidos									
DESCRIPCION MUESTRA	PRUEBA	Ag mg/L	Au mg/L	Cu mg/L	Se mg/L	Pb mg/L	Bi mg/L	As mg/L	Sb mg/L
EFLUENTE	P1	0,3	0,0	2,0	30,6	35,4	7,6	50,2	67,3
EFLUENTE	P2	0,4	0,0	1,9	39,5	29,8	5,8	48,2	75,4
EFLUENTE	P3	0,3	0,0	1,0	41,2	30,5	11,1	41,9	61,4
EFLUENTE	P4	0,4	0,0	1,4	48,7	27,4	10,1	37,3	57,2
EFLUENTE	P5	0,5	0,0	2,1	81,0	39,6	18,3	43,0	96,5
EFLUENTE	P6	0,5	0,0	2,5	75,5	46,2	14,2	36,4	83,2
EFLUENTE	P7	0,6	0,0	1,5	89,4	63,6	12,3	64,3	93,5
SOLUCION NITRICA	P1	0,7	0,0	107,9	2,0	43,3	10,6	30,1	10,2
SOLUCION NITRICA	P2	0,9	0,0	94,0	2,4	35,1	10,9	39,8	14,0
SOLUCION NITRICA	P3	0,9	0,0	76,2	4,9	37,4	8,6	37,1	12,5
SOLUCION NITRICA	P4	0,3	0,0	63,8	4,0	40,3	10,1	24,4	10,6
SOLUCION NITRICA	P5	0,4	0,0	135,2	4,7	30,6	10,9	47,4	18,1
SOLUCION NITRICA	P6	0,5	0,0	145,7	5,5	37,9	13,1	51,2	22,7
SOLUCION NITRICA	P7	0,2	0,0	49,4	3,6	29,1	11,8	56,5	17,1

Cuadro 5.4.3 Resultados de Laboratorio: Corrientes del Proceso.

### 5.4.4 Balances de Materia de las Pruebas.

A continuación se presentan los cuadros conteniendo los balances de materia para las siete pruebas efectuadas.

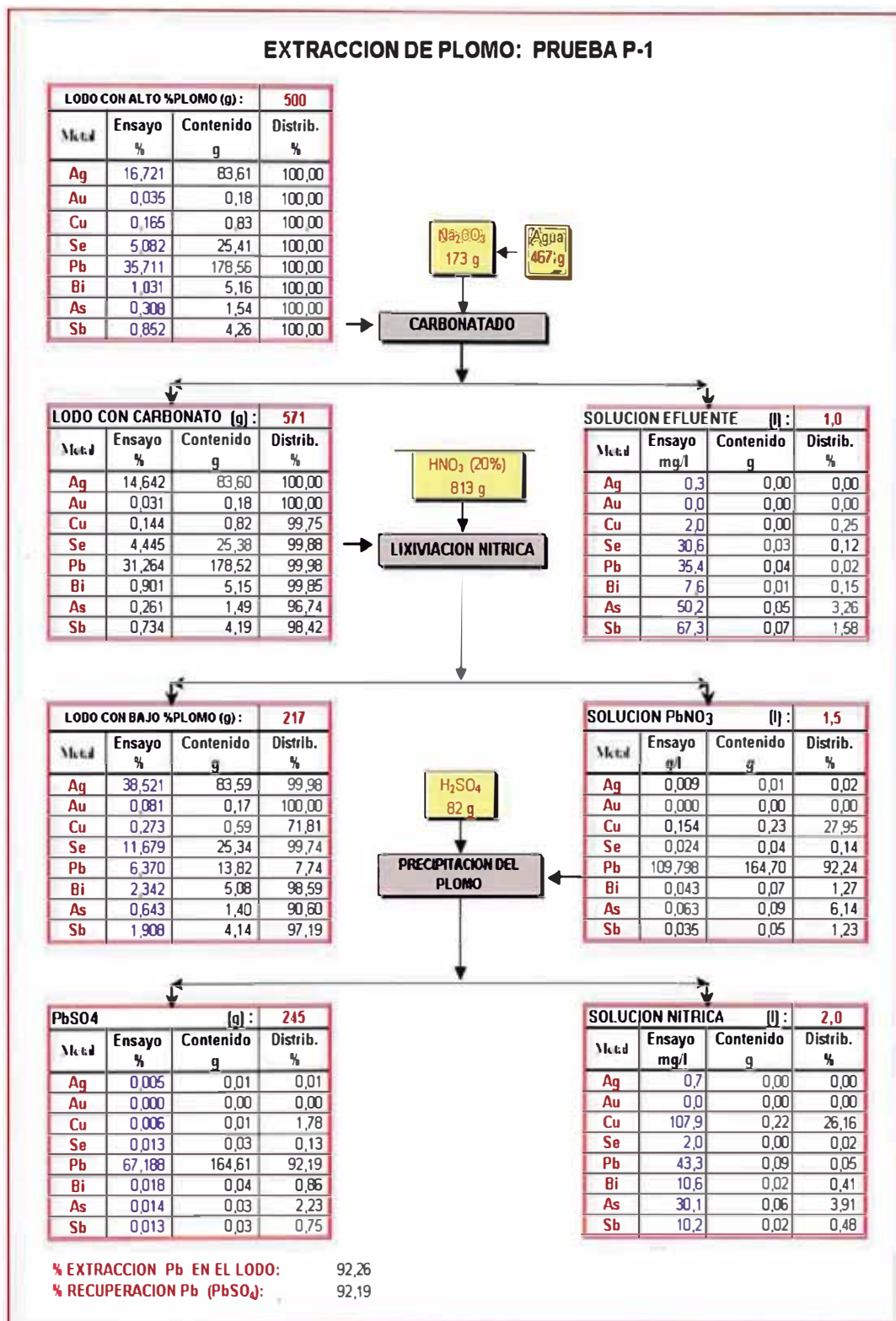


Fig. 5.4.4.1 Balance de Materia: Prueba P-1.

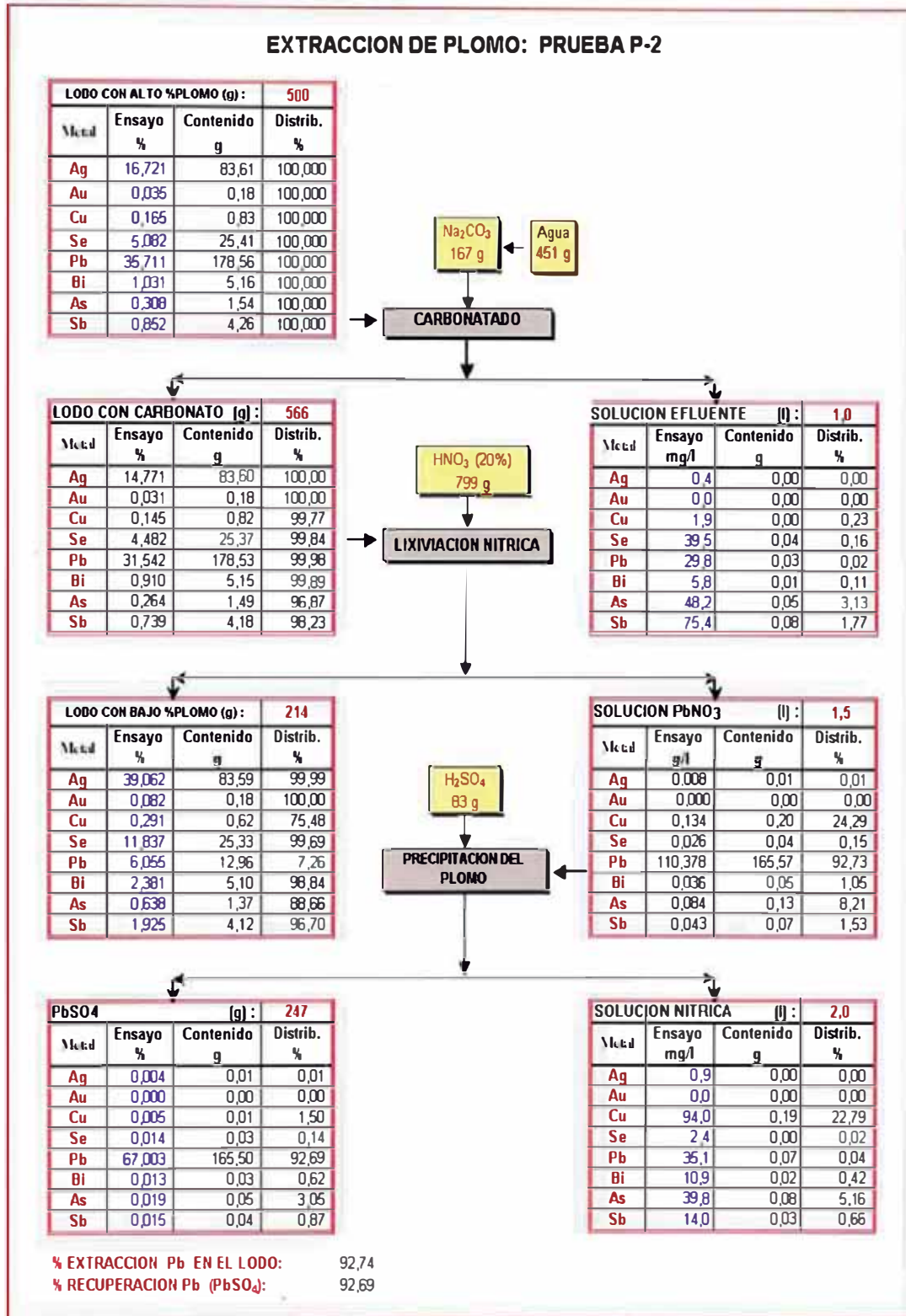


Fig. 5.4.4.2 Balance de Masa: Prueba P-2.

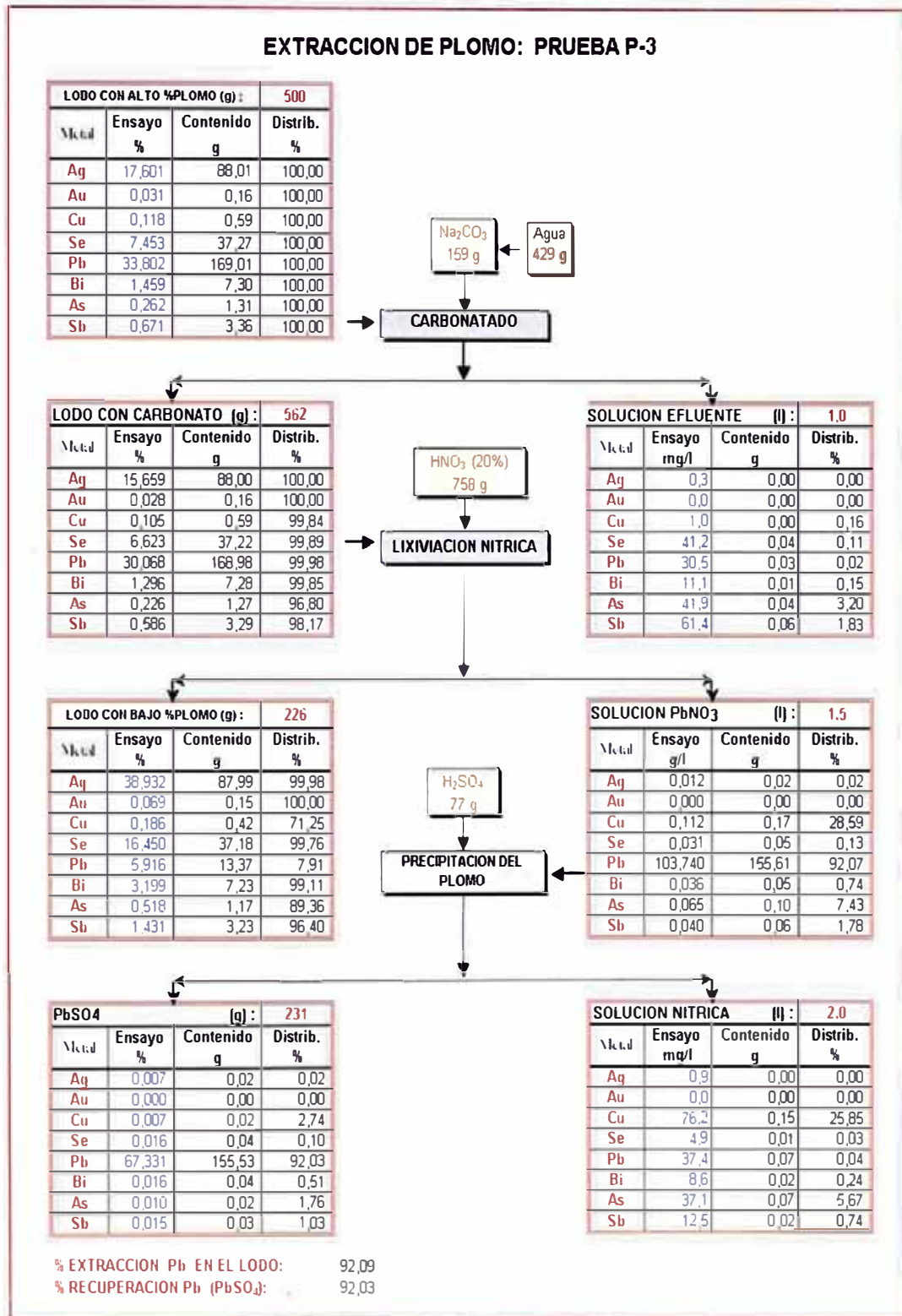


Fig. 5.4.4.3 Balance de Masa: Prueba P-3.

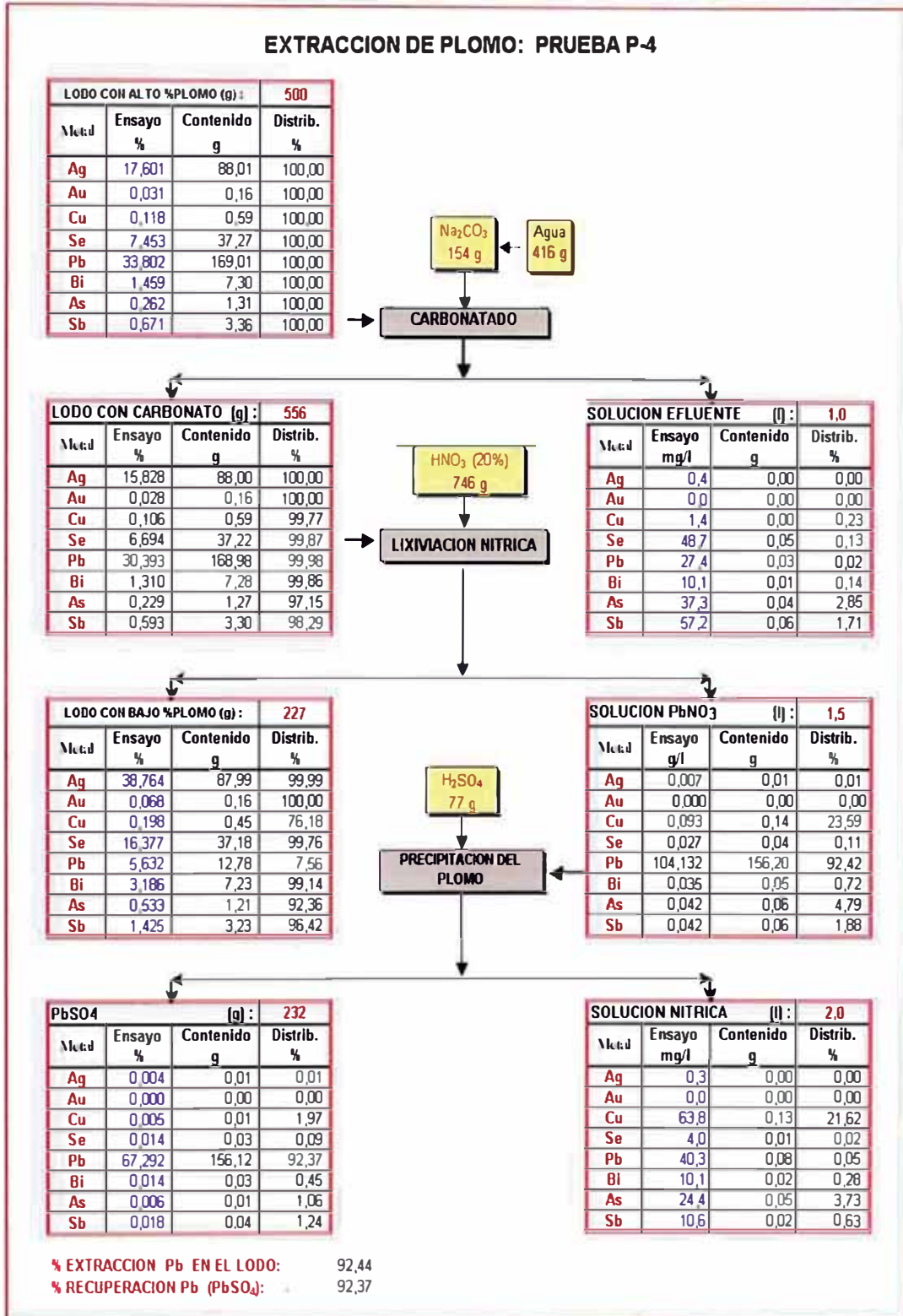


Fig. 5.4.4.4 Balance de Masa: Prueba P-4.

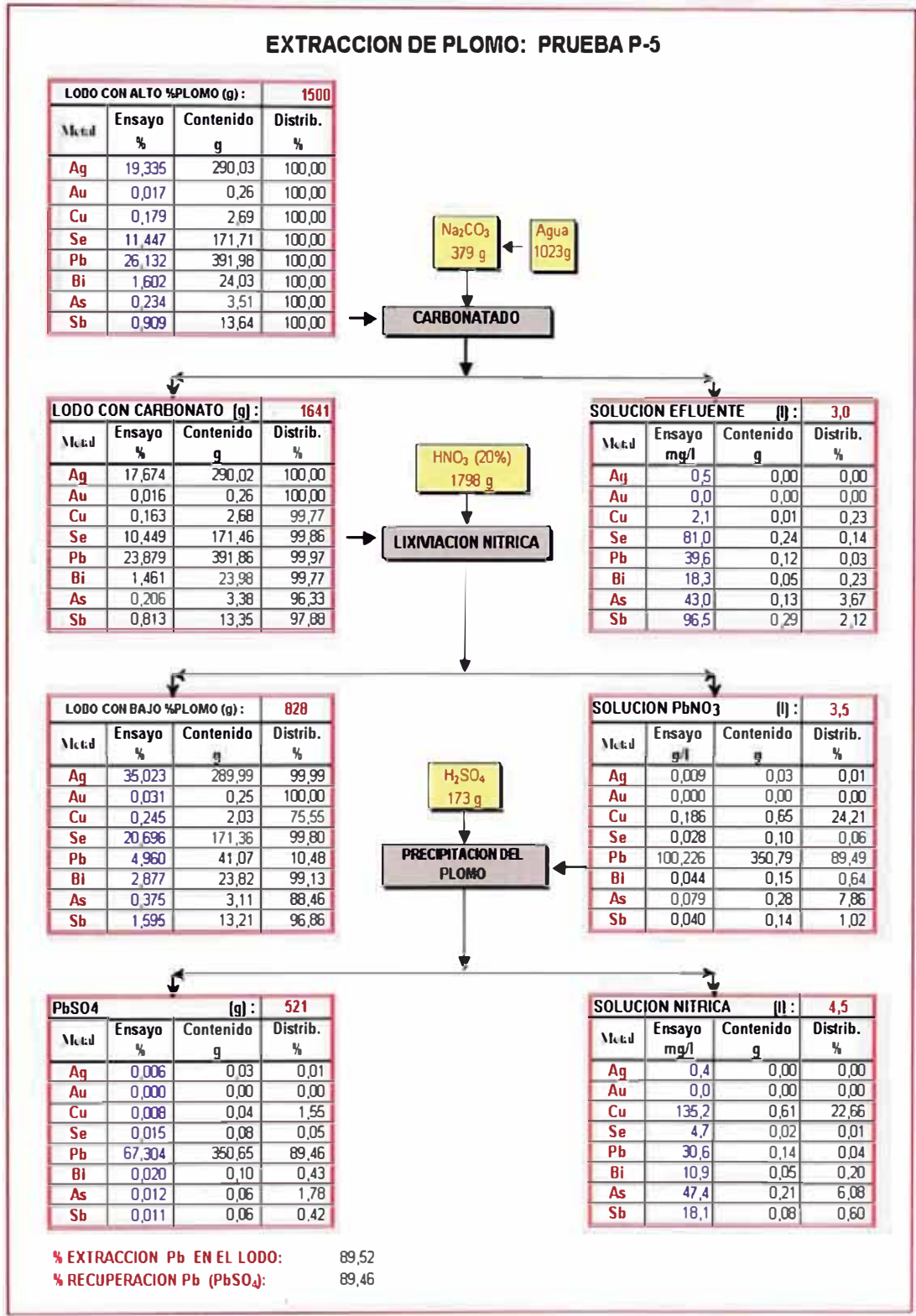


Fig. 5.4.4.5 Balance de Masa: Prueba P-5.

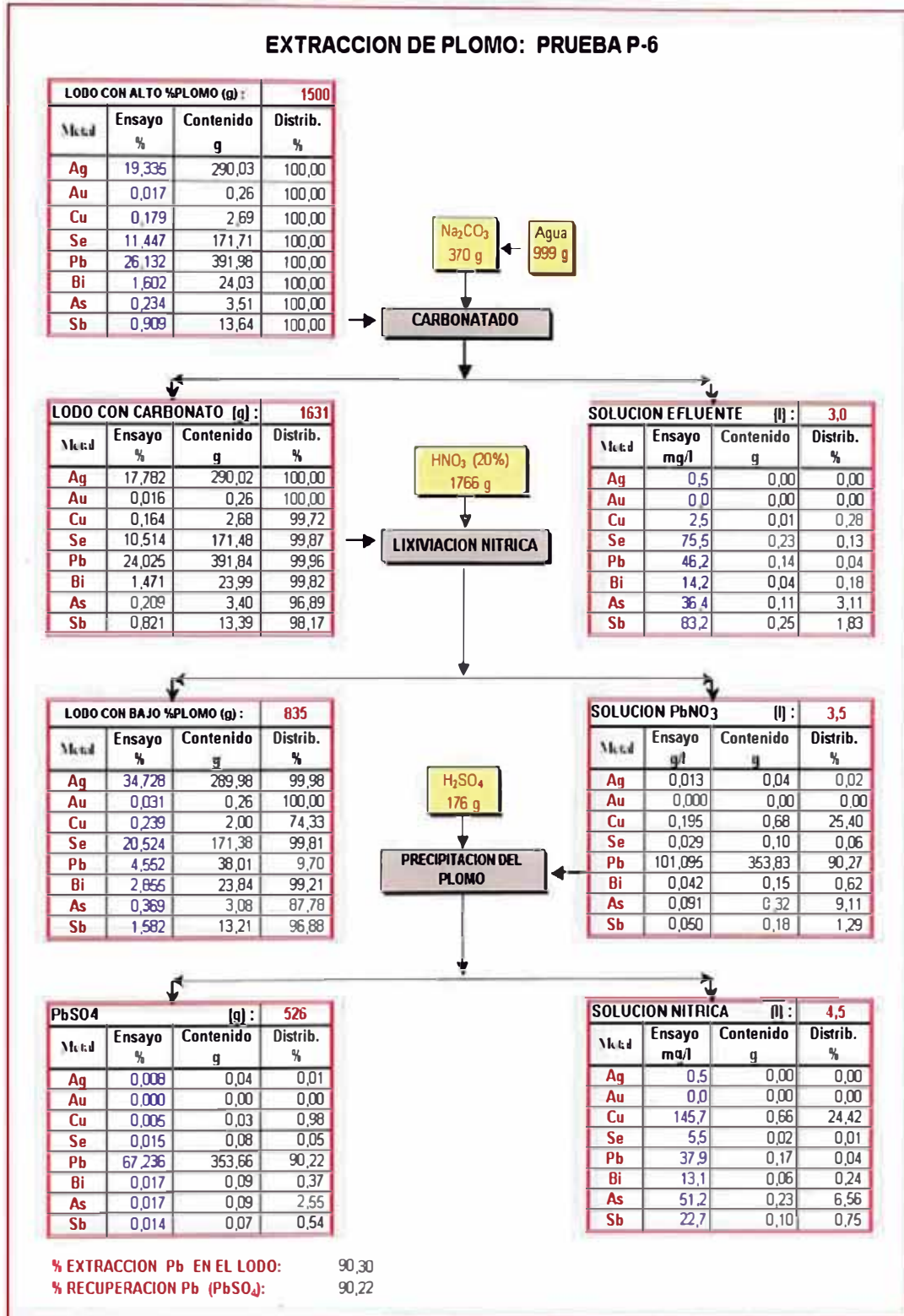


Fig. 5.4.4.6 Balance de Masa: Prueba P-6.

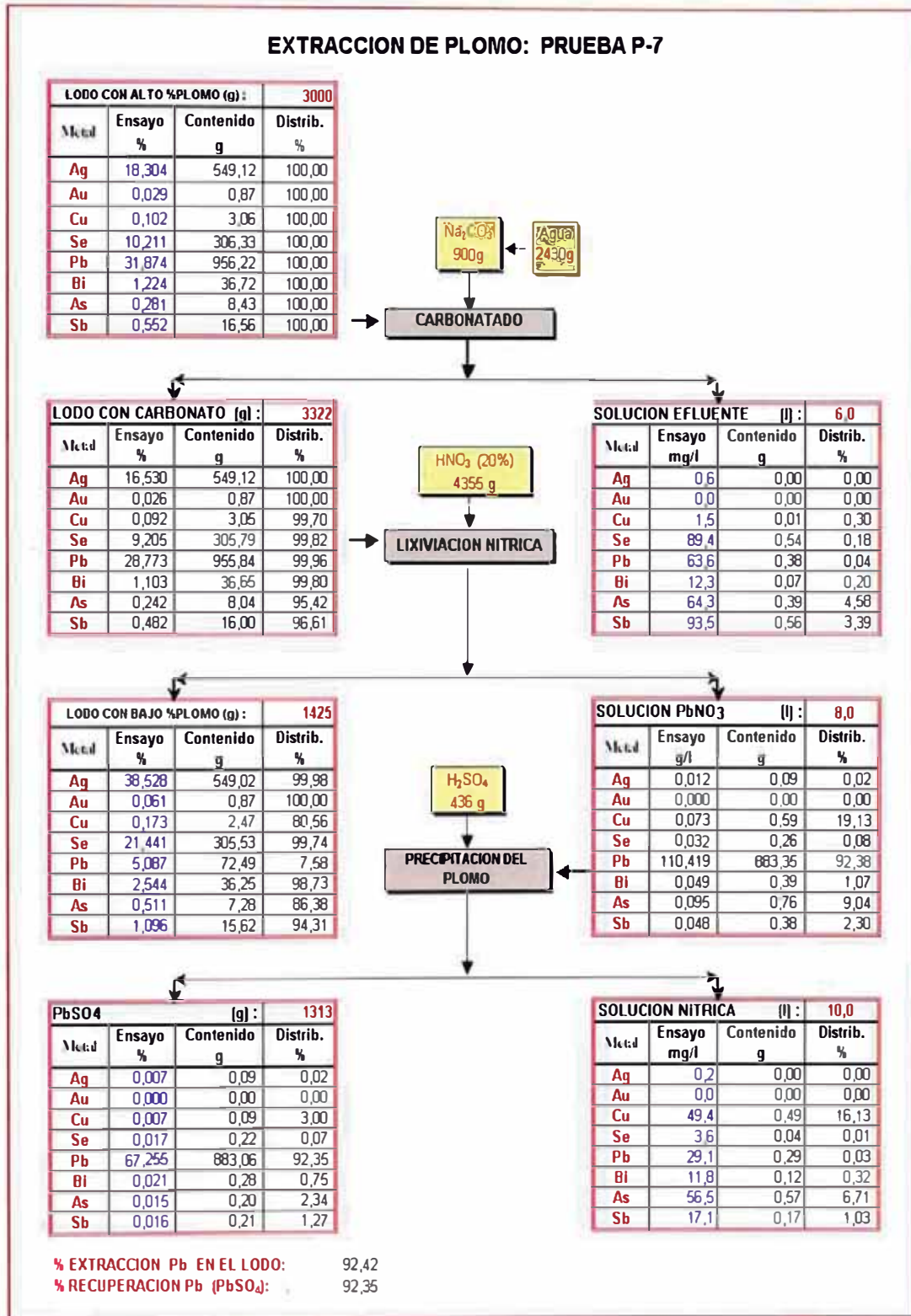


Fig. 5.4.4.7 Balance de Masa: Prueba P-7.



#### **5.4.5 Seguimiento a la Composición y Distribución del Plomo en las Corrientes del Proceso.**

En el cuadro 5.4.5 presentado a continuación, se puede apreciar lo siguiente:

**Materia prima.-** El lodo a tratar contiene un alto porcentaje de plomo entre 26,1 y 35,7 %Pb. Por ser el lodo inicial, su contenido de plomo representa una distribución de 100%.

**Etapas de Precipitación con Carbonato.-** El lodo con carbonato formado en esta etapa tiene una concentración de plomo entre 23,9 y 31,5%, menor a la composición del lodo inicial debido al aumento de la masa del lodo ocasionado por la adición de carbonato.

Prácticamente todo el plomo se distribuye en el lodo con carbonato (%Distribución: 99,96-99,98), mientras que el efluente contiene pequeñas concentraciones de plomo entre 27-64ppm (%Distribución: 0,02-0,04).

**Disolución del Carbonato de Plomo con Ácido Nítrico.-** En esta etapa se logra extraer gran parte del plomo contenido en el lodo con carbonato, obteniéndose un lodo con bajo porcentaje de plomo entre 4,6 y 6,4%. La cantidad de plomo presente en este lodo, representa una distribución entre 7,3 y 10,5% de la cantidad de plomo del lodo inicial, resultando en una extracción muy significativa del plomo contenido en el lodo inicial, en el orden de 89,5 a 92,7%.

Todo el plomo extraído del lodo con carbonato en esta etapa, pasa a formar parte de una solución de nitratos. En las pruebas efectuadas la concentración de plomo en la solución varía entre 100 y 110 g/l y presenta

una distribución de plomo correspondiente de 89,5 a 92,7% equivalente al porcentaje de extracción mencionado anteriormente.

**Precipitación de Plomo en la Solución rica en Plomo.-** El plomo en solución se logra recuperar precipitándolo con ácido sulfúrico para formar el sulfato de plomo, el cual tiene un porcentaje de plomo entre 67,0 y 67,3 %Pb. Esta sal de sulfato presenta una distribución de plomo muy cercana a la "solución rica en plomo" entre 89,5 y 92,7%, debido a que prácticamente todo el plomo contenido en la solución es precipitado como sulfato.

El contenido de plomo presente en la "Solución con HNO<sub>3</sub> regenerado" es muy pequeño debido a la baja concentración de este metal en la solución, entre 29 - 43 ppm Pb. Por consiguiente la distribución del plomo en esta corriente es despreciable, entre 0,03 y 0,05% respecto al plomo contenido en el lodo inicial.

COMPOSICION Y DISTRIBUCION DE PLOMO EN LAS CORRIENTES DE PROCESO									
		PRUEBAS							
		P-1	P-2	P-3	P-4	P-5	P-6	P-7	PROM
<b>LODO CON ALTO % Pb</b>	Peso Lodo g	500	500	500	500	1500	1500	3000	
	Composición Pb %	35,711	35,711	33,802	33,802	26,132	26,132	31,874	
	Peso Plomo g	178,56	178,56	169,01	169,01	391,98	391,98	956,22	
	Distribución Pb %	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00
<b>LODO CON CARBONATO DE PLOMO</b>	Peso Lodo g	571	566	562	556	1641	1631	3322	
	Composición Pb %	31,3	31,5	30,1	30,4	23,88	24,02	28,77	
	Peso Plomo g	178,52	178,53	168,98	168,98	391,86	391,84	955,84	
	Distribución Pb %	99,98	99,98	99,98	99,98	99,97	99,96	99,96	99,97
<b>EFLUENTE</b>	Volumen l	1,0	1,0	1,0	1,0	3,0	3,0	6,0	
	Composición mg/l	35,4	29,8	30,5	27,4	39,6	46,2	63,6	
	Peso Plomo g	0,04	0,03	0,03	0,03	0,12	0,14	0,38	
	Distribución Pb %	0,02	0,02	0,02	0,02	0,03	0,04	0,04	0,03
<b>LODO CON BAJO % Pb</b>	Peso Lodo g	217	214	226	227	828	835	1425	
	Composición Pb %	6,370	6,055	5,916	5,632	4,960	4,552	5,087	
	Peso Plomo g	13,82	12,96	13,37	12,78	41,07	38,01	72,49	
	Distribución Pb %	7,74	7,26	7,91	7,56	10,48	9,70	7,58	8,32
<b>SOLUCION RICA EN Pb</b>	Volumen l	1,5	1,5	1,5	1,5	3,5	3,5	8,0	
	Composición Pb g/l	109,8	110,4	103,7	104,1	100,2	101,1	110,4	
	Peso Plomo g	164,70	165,57	155,61	156,20	350,79	353,83	883,35	
	Distribución Pb %	92,24	92,73	92,07	92,42	89,49	90,27	92,38	91,66
<b>SULFATO DE Pb</b>	Peso Lodo g	245	247	231	232	521	526	1313	
	Composición Pb %	67,188	67,003	67,331	67,292	67,304	67,236	67,255	
	Peso Plomo g	164,61	165,50	155,53	156,12	350,65	353,66	883,06	
	Distribución Pb %	92,19	92,69	92,03	92,37	89,46	90,22	92,35	91,62
<b>SOLUCION HNO<sub>3</sub> Regen.</b>	Volumen l	2,0	2,0	2,0	2,0	4,5	4,5	10,0	
	Composición mg/l	43,3	35,1	37,4	40,3	30,6	37,9	29,1	
	Peso Plomo g	0,09	0,07	0,07	0,08	0,14	0,17	0,29	
	Distribución Pb %	0,05	0,04	0,04	0,05	0,04	0,04	0,03	0,04

Cuadro 5.4.5 Composición y Distribución del Plomo en las Corrientes del Proceso.

### 5.4.6 Seguimiento al Peso y Volumen del Lodo Tratado.

Al extraer el plomo del lodo inicial, se logra obtener un lodo con un menor porcentaje de plomo entre 4,6 y 6,4%, el cual se caracteriza por presentar un menor peso y volumen comparado con el lodo inicial tratado. Es decir una reducción en el porcentaje de plomo conlleva a una reducción de peso y volumen.

En las pruebas efectuadas, al finalizar el proceso de extracción de plomo, se logra una reducción de peso en el lodo de 44 a 57% y una reducción de volumen entre 18 y 33%.

También se pudo observar que los lodos iniciales con mayor porcentaje de plomo presentaron mayor porcentaje de reducción en peso y volumen.

		LODO TRATADO: REDUCCION DE PESO Y VOLUMEN													
		PRUEBAS													
		P-1		P-2		P-3		P-4		P-5		P-6		P-7	
		Valor	%	Valor	%	Valor	%	Valor	%	Valor	%	Valor	%	Valor	%
<b>LODO CON ALTO %Pb</b>	Peso seco g	500	100	500	100	500	100	500	100	1500	100	1500	100	3000	100
	Volumen aprox. cm <sup>3</sup>	300	100	300	100	300	100	300	100	900	100	900	100	1800	100
<b>LODO CON CARBONATO</b>	Peso seco g	571	114	566	113	562	112	556	111	1641	109	1631	109	3322	111
	Volumen aprox. cm <sup>3</sup>	380	127	380	127	360	120	360	120	1170	130	1170	130	2400	133
<b>LODO CON BAJO %Pb</b>	Peso seco g	217	43	214	43	226	45	227	45	828	55	835	56	1425	48
	Volumen aprox. cm <sup>3</sup>	200	67	200	67	205	68	200	67	690	77	740	82	1220	68
<b>RESUMEN</b>															
Plomo en Lodo antes tratam. g		179	100	179	100	169	100	169	100	392	100	392	100	956	100
Plomo en Lodo después tratam. g		14	7,7	13	7,3	13	7,9	13	7,6	41	10,5	38	9,7	72	7,6
Reducción de Plomo en el Lodo g		165	92,3	166	92,7	156	92,1	156	92,4	351	89,5	354	90,3	884	92,4
Reducción de Peso en el Lodo g		283	56,6	286	57,2	274	54,8	273	54,6	672	44,8	665	44,3	1575	52,5
Reducción de Volumen en el Lodo cm <sup>3</sup>		100	33,3	100	33,3	95	31,7	100	33,3	210	23,3	160	17,8	580	32,2

Cuadro 5.4.6 Seguimiento al Peso y Volumen del Lodo Tratado.

#### **5.4.7 Conclusiones y Recomendaciones de las Pruebas a Nivel Laboratorio.**

De las pruebas llevadas a cabo se puede concluir y recomendar lo siguiente:

- El lodo decoperizado debe encontrarse apropiadamente lavado para eliminar el cobre soluble y disminuir la acidez, que ocasiona un consumo adicional de carbonato. Mientras mejor sea el lavado, el consumo de carbonato será menor.
- La adición de carbonato debe ser en forma de solución saturada para favorecer la precipitación.
- Se debe formar una pulpa con el lodo, que le de fluidez y le permita mejorar el contacto con el carbonato, por esto una buena agitación es importante.
- Una buena agitación permitiría acortar el tiempo de reacción durante la precipitación con carbonato.
- La adición de la solución de carbonato debe realizarse hasta tener una pulpa con pH = 9,2, con este pH se asegura la precipitación total del carbonato de plomo.
- El consumo de reactivos ( $\text{Na}_2\text{CO}_3$ ,  $\text{HNO}_3$  y  $\text{H}_2\text{SO}_4$ ), varía en forma proporcional al porcentaje de plomo en el lodo anódico decoperizado.
- El lavado del "lodo con carbonato" durante el filtrado, es esencial para eliminar las sales solubles de sulfato, que serán conducidas con la solución efluente.

- La solución efluente generada, la cual es ligeramente alcalina y contiene sales solubles como sulfato de sodio, además de metales en pequeñas concentraciones: Pb (27-64 ppm), Cu (1-2 ppm), Se (30-90 ppm), As (37-64 ppm), Sb (57-97ppm) y Bi (6-18 ppm), puede ser conducida a la plata de efluentes de la fundición para su tratamiento.
- Es muy importante el control del pH durante la adición de la solución de  $\text{HNO}_3$  a la pulpa de lodo, valores de pH muy bajos pueden ocasionar la disolución de metales preciosos, los cuales se pretenden recuperar.
- El lavado del “lodo con bajo %plomo”, debe realizarse empleando agua caliente, con la finalidad de extraer todo el plomo soluble que se encuentra presente en el lodo después de la filtración.
- La adición de  $\text{H}_2\text{SO}_4$  conc. a la solución rica en plomo, se debe realizar hasta precipitar todo el plomo contenido en la solución. Un exceso en la adición de ácido sulfúrico, disolvería el precipitado formado.
- Al finalizar las pruebas se obtienen resultados muy alentadores, concluyéndose que el proceso es técnicamente factible lográndose extraer entre 89,5 y 92,7% del plomo contenido en el lodo. La máxima extracción se produjo para el lodo inicial con mayor porcentaje de plomo 35,71%.
- Para un “Lodo con alto %Plomo” con una composición inicial de plomo entre 26,1 y 35,7% la extracción nos permite reducir este porcentaje entre 4,6 y 6,4% para el “Lodo con bajo %Plomo”, rango conveniente para colectar el oro y la plata en una etapa posterior, realizada dentro del horno copela de la planta de metales preciosos.

- Por otro lado la reducción del peso y volumen del lodo inicial al finalizar el proceso de extracción es muy significativo.

%Reducción de Peso: 44-57%

%Reducción de Volumen: 18-33%

- Como subproducto de este proceso de extracción, se obtienen sales de sulfato de plomo que de acuerdo a análisis químicos se considera con una pureza mayor a 98% y pueden ser comercializadas.
- La solución con  $\text{HNO}_3$  regenerado, rica en contenido de este ácido, puede ser enviada a la fundición para su disposición.

## **VI.- IMPLEMENTACIÓN DE LA EXTRACCIÓN DE PLOMO A NIVEL INDUSTRIAL - PROCESAMIENTO DE UN BATCH DE 1,6 TON DE LODO ANÓDICO CON ALTO PORCENTAJE DE PLOMO.**

En base a los resultados experimentales, se procedió a realizar un diseño preliminar de una planta a escala industrial, para el procesamiento de 1,6 ton de lodo anódico seco con alto %Pb. El requerimiento de reactivos y los equipos necesarios para el proceso, se detalla por etapas, para luego ser resumidos en forma general.

### **6.1 Etapa de Precipitación del Plomo con Carbonato de Sodio y Separación de Sólidos.**

#### **6.1.1 Material de Entrada: Lodo Anódico con Alto Porcentaje de Plomo.**

El material de ingreso al proceso de extracción, es el lodo anódico con alto porcentaje de plomo, el cual ha sido acondicionado previamente con una etapa de decoperizado y lavados sucesivos, para poder reducir el contenido de cobre y acidez en el lodo.

Este lodo decoperizado, lavado y centrifugado con una humedad entre 12 y 16%, será sometido al proceso de extracción de plomo propuesto.

Según estimaciones, se espera una producción diaria de lodo anódico seco entre 1170 y 1530 Kg, con un porcentaje de plomo entre 26 y 35%.



En el siguiente cuadro se muestran algunos datos del material a tratar, así como su posible rango de variación.

<b>Material de Ingreso:</b>	<b>Lodo con Alto Porcentaje de Plomo</b>
Descripción:	Lodo anódico decoperizado, lavado y centrifugado
Peso seco:	1170 – 1530 Kg
% Humedad:	12 – 16
% Plomo:	26 – 35
Densidad Max:	2,7 g/cm <sup>3</sup>

Cuadro 6.1.1 Etapa de Precipitación del PbCO<sub>3</sub> : Material de Entrada.

Por consideraciones de diseño, asumimos las condiciones más críticas para el lodo que se desea procesar, es decir: a mayor cantidad de lodo producido 1530 Kg, con el mayor porcentaje de plomo (35%Pb).

El diseño se realizará para procesar 1600 Kg de lodo seco, con un porcentaje de plomo de 35%.

La cantidad máxima correspondiente de lodo húmedo a tratar, se puede calcular considerando la humedad máxima en el lodo de 16%.

$$\text{Masa Lodo húmedo} = 1600 / (1 - 16\%)$$

$$\text{Masa Lodo húmedo} = 1905 \text{ Kg}$$

El volumen que ocupa el lodo, se puede estimar empleando la densidad aparente del lodo de 2,0 g/cm<sup>3</sup>.

$$\text{Volumen Lodo} = 1905 \text{ Kg} / (2,0 \text{ Kg/l})$$

$$\text{Volumen Lodo} = 952 \text{ l}$$

El contenido de plomo en el lodo a tratar, se puede estimar de la siguiente manera:

$$\text{Contenido de Plomo} = \% \text{Plomo} * \text{Masa Lodo seco}$$

$$\text{Contenido de Plomo} = 35\% * 1600 \text{ Kg}$$

$$\text{Contenido de Plomo} = 560 \text{ Kg}$$

El plomo presente en nuestro lodo se encuentra prácticamente en su totalidad en la forma de sulfato, de este modo considerando todo el plomo en la forma de sulfato de plomo, podemos estimar :

$$\text{PbSO}_4 \text{ en Lodo (g)} = \text{Pb en Lodo (g)} * (303/207)$$

Donde:

$$\text{Peso Molecular del PbSO}_4 = 303 \text{ g}$$

$$\text{Peso Atómico del Plomo} = 207 \text{ g}$$

$$\text{PbSO}_4 \text{ en Lodo (g)} = (560 \text{ Kg}) * (303/207)$$

$$\text{PbSO}_4 \text{ en Lodo (g)} = 820 \text{ Kg}$$

#### 6.1.1.1 Recepción del Lodo Inicial.

La materia prima es recepcionada temporalmente en unas bandejas, por medio de las cuales se transporta el lodo para ser alimentado al tanque de precipitación. Las bandejas deben tener un orificio de evacuación en la parte inferior y puede ser construidas de fierro fundido. La capacidad de las bandejas para una fácil movilidad puede ser de  $0,25 \text{ m}^3$ , bajo las siguientes dimensiones:

$$\text{Largo} = 1,25 \text{ m} \quad \text{Ancho} = 1,0 \text{ m}$$

$$\text{Altura} = 0,20 \text{ m}$$



La cantidad de bandejas necesarias va depender del volumen del lodo que se desea recepcionar, en este caso:

$$\text{N}^\circ \text{Bandejas} = (\text{Volumen lodo})/(\text{Volumen bandeja})$$

$$\text{N}^\circ \text{Bandejas} = 0,952 \text{ m}^3/0,25 \text{ m}^3 = 3,8 \approx 4$$

### 6.1.2 Requerimiento de Solución de Carbonato de Sodio.

La precipitación del plomo en forma de carbonato se efectúa con la adición de una solución de carbonato de sodio, hasta lograr una pulpa con un pH = 9,2.

De acuerdo a las pruebas realizadas a nivel laboratorio se llego a establecer un factor que relaciona la cantidad de carbonato de sodio (sal) consumido, con la cantidad de sulfato de plomo presente en el lodo (ver cuadro 5.4.2.1). Este factor tiene como valor mínimo 0,62 y como valor máximo 0,66.

$$\frac{\text{Kg Na}_2\text{CO}_3 \text{ sal consumida}}{\text{Kg PbSO}_4} = 0,62 - 0,66$$

Empleamos el mayor valor del factor para que nos reproduzca la adición máxima de carbonato de sodio que se podría presentar:

$$\text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ consumido} = (0,66) \cdot (820 \text{ Kg}) = 541 \text{ Kg}$$

Para formar la solución de carbonato de sodio requerida se disuelve la sal con agua, en la siguiente proporción: 2,7 litros de agua por 1Kg de carbonato de sodio. Entonces el volumen de agua necesario es de:

$$\text{Agua de disolución} = (2,7) \cdot (541 \text{ Kg}) = 1461 \text{ l}$$

### 6.1.2.1 Tanque Preparación de la Solución de Carbonato de Sodio.

La capacidad de este tanque se basa en el volumen de solución de carbonato de sodio a consumir por batch y adicionando un 30% por consideraciones de diseño tenemos:

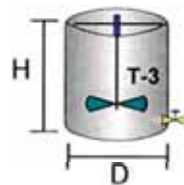
$$\text{Volumen Tanque Preparación Sol. Na}_2\text{CO}_3 = 1,3 * (\text{Volumen Requerido Solución Na}_2\text{CO}_3)$$

$$\text{Volumen Tanque Preparación Sol. Na}_2\text{CO}_3 = 1,3 * (1461 \text{ l}) = 1899 \text{ l} \approx 2 \text{ m}^3$$

Las dimensiones propuestas son:

$$\text{Diámetro (D)} = 1,3 \text{ m}$$

$$\text{Altura (H)} = 1,5 \text{ m}$$



El material para el tanque puede ser de polietileno. El tanque debe contar con un agitador para proporcionar la homogeneidad a la solución que se desea preparar. El agitador empleado puede ser de acero inoxidable con un diámetro de impulsor de 0,43 m y un motor de 0,5 KW.

Por otro lado, la alimentación de la solución de este tanque al tanque de precipitación, es por gravedad, no siendo necesario bomba alguna.

### 6.1.3 Precipitación del Carbonato de Plomo.

Con la adición de la solución de carbonato de sodio al lodo se origina la precipitación del plomo como carbonato. Por medio de una agitación adecuada se logra homogeneizar la pulpa formada y se llega a controlar

el pH requerido, se obtiene una pulpa cuya masa se puede calcular, sumando la masa del lodo y los reactivos consumidos.

Masa Pulpa = masa lodo húmedo + masa  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  + masa agua

Masa Pulpa = 1905 Kg + 541 Kg + 1461 Kg = 3907 Kg

El volumen de la pulpa formada puede estimarse considerando la densidad de la pulpa formada, de las pruebas experimentales tenemos:

Volumen Pulpa = Masa Pulpa/Densidad Pulpa

Volumen Pulpa = 3907Kg / 1,6 Kg/l = 2442 l

#### 6.1.3.1 Tanque de Precipitación del Carbonato de Plomo.

En este tanque se hace reaccionar el lodo inicial con la solución de carbonato de sodio para obtener una pulpa cuyo volumen máximo esperado es 2442 l. Considerando un 50% de volumen adicional para establecer la capacidad del tanque, tenemos:

Volumen Tanque de Precipitación = 1,5 \* (Volumen Pulpa obtenido)

Volumen Tanque de Precipitación = 1,5 \* (2442 l) = 3663 l  $\approx$  3,7 m<sup>3</sup>

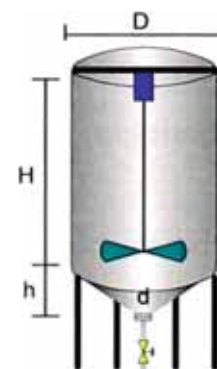
Las dimensiones propuestas son:

Diámetro del cilindro (D) = 1,6 m

Altura del cilindro (H) = 1,6 m

Diámetro menor del tronco de cono (d) = 0,3 m

Altura del tronco de cono (h) = 0,5 m



Desde este tanque se alimenta la pulpa por gravedad, a la poza de recepción para centrifugado. El material para el tanque puede ser de Acero inoxidable 316, con 1/8 pulgada de espesor. El tanque debe contar con un agitador, para proporcionar la homogeneidad a la solución que se desea preparar con un diámetro de 0,53 m. El agitador puede ser de tipo turbina de 6 palas inclinadas 45°, el material empleado debe ser de acero inoxidable con un motor de 1,5 KW, para mayor detalle ver Anexo C.

### 6.1.3.2 Poza de Recepción de Pulpa para centrifugado.

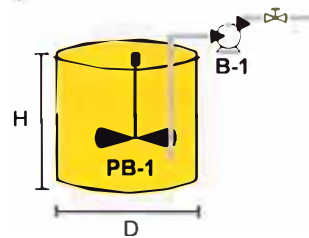
Del tanque de precipitación, la pulpa obtenida es vertida por gravedad a la poza de recepción, desde donde se alimenta a la centrífuga para la separación del sólido y la solución efluente. La poza se diseña para tener una capacidad de 2,5 m<sup>3</sup>, es construida de concreto armado revestida con polietileno de alta densidad HDPE y además debe contar con un agitador de para dar la fluidez necesaria a la pulpa, evitando el asentamiento de los sólidos, con un diámetro de 0,47 m y 1KW de potencia. Para la evacuación se requiere una bomba centrífuga de 1KW, ver Anexo B y C.

Volumen Poza de Recepción de la Pulpa = 2,5 m<sup>3</sup>

Las dimensiones propuestas serían:

Diámetro (D) = 1,4 m

Altura (H) = 1,6 m



### 6.1.4 Cuantificación del Lodo con Carbonato de Plomo precipitado.

La cantidad o masa de lodo con carbonato de plomo obtenido es función del porcentaje de plomo en la materia prima, como se indica en la gráfica de la figura 5.4.2.1, donde se observa que se presenta un mayor incremento en la masa del lodo con carbonato, debido al mayor

porcentaje de plomo en el lodo a tratar. De las pruebas se obtuvo la siguiente relación lineal con un coeficiente de correlación  $R^2 = 0,9053$ .

$$Y = 0,4479 X - 2,9592$$

Donde:

Y : %Incremento de Masa del Lodo (debido a la precipitación con  $\text{Na}_2\text{CO}_3$ )

X : %Plomo en el lodo inicial

Así que reemplazando en la ecuación que representa una tendencia aproximada basada en las pruebas experimentales, se tiene:

Para: X = 35 %Pb en el lodo inicial, resulta un valor de Y = 12,7% de incremento en la masa del lodo. Lo que conduce a calcular:

Masa Lodo seco con  $\text{PbCO}_3 = 112,7\%$  (Masa de lodo seco inicial)

Masa Lodo seco con  $\text{PbCO}_3 = 112,7\%$  (1600 Kg) = 1803 Kg

Para estimar la cantidad de lodo húmedo con carbonato de plomo obtenido después de la filtración se debe considerar la humedad del material, que dependerá de la operación de filtración. En nuestro caso es realizada en un filtro centrífugo donde se espera una humedad entre 12-16%, entonces tomando la humedad máxima por criterio de diseño, la masa del lodo húmedo con carbonato se calcula:

Masa Lodo húmedo con  $\text{PbCO}_3 = 1803 \text{ Kg}/(1-16\%) = 2146 \text{ Kg}$

Haciendo uso de la densidad aparente del lodo húmedo con carbonato de plomo, cuyo valor consideramos 2,0 Kg/l (valor obtenido de las pruebas), se puede calcular el volumen ocupado por este lodo.

Volumen Lodo húmedo con  $\text{PbCO}_3 = 2146 \text{ Kg}/(2,0 \text{ Kg/l}) = 1073 \text{ l}$

El contenido de plomo en el "Lodo con carbonato de plomo", se puede estimar empleando el %distribución del plomo en el lodo, cuyo valor obtenido de las pruebas fue de 99,98% (basándose en el contenido de plomo en el lodo inicial de 560 Kg como 100%).

Pb en "Lodo con carbonato de plomo" = (%Distribución)(Pb en lodo inicial)

Pb en "Lodo con carbonato de plomo" = (99,98%)(560 Kg) = 559,9 Kg

#### **6.1.4.1 Recepción del Lodo con Carbonato de Plomo precipitado.**

Del mismo modo que con el lodo inicial, la recepción temporal de este lodo, es en bandejas de 0,25 m<sup>3</sup>. Por medio de las cuales se alimenta al tanque de disolución.

La cantidad de bandejas necesarias:

N° Bandejas = (Volumen lodo)/(0,25 m<sup>3</sup>)

N° Bandejas = 1,073 m<sup>3</sup>/0,25 m<sup>3</sup> = 4,3 ≈ 5

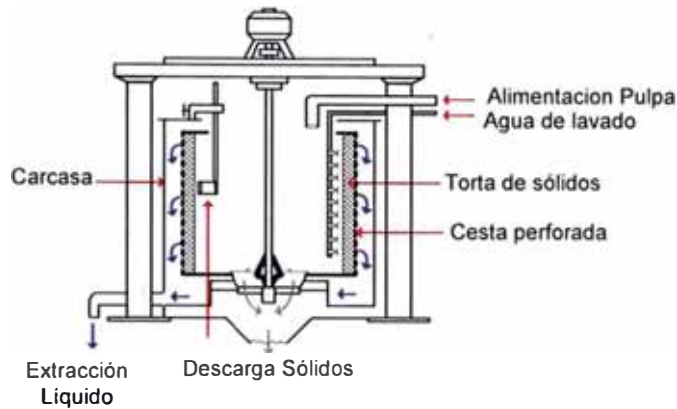
#### **6.1.5 Separación de Productos.**

Después de completar la etapa de precipitación con la solución de carbonato de sodio, se procede a realizar la separación del lodo con carbonato de plomo y la solución efluente, esta operación debe llevarse a cabo en un filtro centrífugo que es el más apropiado para este tipo de material, obteniéndose una humedad final del lodo entre 12-16%.

La pulpa es alimentada desde la poza de recepción a la centrífuga, la cual está constituida por una cesta rotatoria provista de paredes perforadas en su interior, en la pared se coloca una lona como un medio de filtración. La



presión producida por la acción centrífuga obliga al líquido a pasar a través del lodo poroso y el medio filtrante, dejando detrás los sólidos formando una torta.



El trabajo en la centrífuga es por ciclos, comprendiendo etapas de cargado, deshidratado, lavado, secado y descarga. Después de alimentar la pulpa a la cesta y dejar girar durante poco tiempo, escurre gran parte del líquido residual contenido en la torta.

En la etapa de lavado se utiliza agua que se rocea sobre la torta formada para eliminar el material soluble. Luego se hace girar la torta hasta que se seque lo más posible.

Para la etapa descarga se reduce la velocidad de la cesta, casi hasta detenerla, por medio de un freno, entonces se descargan los sólidos mediante una cuchilla rascadora, que desprende la torta del medio filtrante y la deja caer a través de una abertura situada en el fondo de la cesta. Se lava el medio filtrante y se repite el ciclo.

La cuantificación de la pulpa que se desea filtrar es como sigue:

Masa Total de Pulpa	3907 Kg
Volumen Total de Pulpa	2442 l

El %Lodo seco con  $\text{PbCO}_3$  en la pulpa se estima:

$$\% \text{Lodo seco con PbCO}_3 = \frac{\text{Masa Lodo seco con PbCO}_3}{\text{Masa de la Pulpa}}$$

Masa de la Pulpa

$$\% \text{Lodo seco con PbCO}_3 = \frac{1803 \text{ Kg}}{3907 \text{ Kg}} = 46,2 \%$$

3907 Kg

La cantidad de lodo (con 16 %H<sub>2</sub>O), que se debería obtener después de filtrar es:

Masa Lodo con PbCO <sub>3</sub>	2146 Kg
Volumen Lodo con PbCO <sub>3</sub>	1073 l

#### 6.1.5.1 Filtro Centrifugo.

La Planta dispone de dos centrifugas marca SHARPLES 60"x30", 60 pulgadas de diámetro y 30 pulgadas de altura, construido de acero inoxidable 316.

Consiste en una cesta perforada, la cual esta suspendida en la parte inferior de un eje vertical giratorio que es accionado desde arriba y puede girar libremente, hasta 1000 rpm. Un medio filtrante recubre la pared perforada de la cesta.

La suspensión de alimentación entra en la cesta rotatoria a través de un tubo de entrada. El líquido sale a través del medio filtrante hasta la carcasa y luego pasa a la conducción de descarga. Los sólidos forman una torta entre 5 a 15 cm de espesor dentro de la cesta.

### 6.1.5.2 Capacidad del Filtro Centrífugo y Número de Ciclos de Filtración.

Considerando las dimensiones de la centrífuga SHARPLES de 60 pulgadas de diámetro y 30 pulgadas de altura, además estimando un espesor de la torta formada en el interior de la cesta de 12 cm, tenemos:

Capacidad de la centrífuga = 403 l

Por lo tanto, la cantidad de torta obtenida (con 16 %H<sub>2</sub>O) después de un ciclo de filtración será:

Masa Lodo con PbCO <sub>3</sub> 1 ciclo	806 Kg
Volumen Lodo con PbCO <sub>3</sub> 1 ciclo	403 l

La cantidad de lodo con PbCO<sub>3</sub> seco contenido en la torta húmeda para un ciclo de filtración:

$$\text{Masa Lodo PbCO}_3 \text{ seco} = \frac{(100 - \% \text{ humedad}) * \text{Masa Lodo PbCO}_3 \text{ húmedo}}{100}$$

$$\text{Masa Lodo PbCO}_3 \text{ seco} = \frac{(100 - 16) * (806 \text{ Kg})}{100}$$

$$\text{Masa Lodo PbCO}_3 \text{ seco} = 677 \text{ Kg} \quad \text{por 1 ciclo}$$

La cantidad de pulpa que se debe alimentar para realizar 1 ciclo de filtración, se calcula empleando el porcentaje en peso del lodo seco en la pulpa.

$$\text{Masa de la Pulpa para 1 ciclo} = \frac{\text{Masa Lodo seco con PbCO}_3}{\% \text{ Lodo seco con PbCO}_3}$$

$$\text{Masa de la Pulpa para 1 ciclo} = \frac{677 \text{ Kg}}{46,2\%}$$

Masa de la Pulpa para 1 ciclo = 1465 Kg

Empleando la densidad de la pulpa:

Volumen de la Pulpa para 1 ciclo =  $\frac{\text{Masa Pulpa}}{\text{Densidad pulpa}}$

Volumen de la Pulpa para 1 ciclo =  $\frac{1465 \text{ Kg}}{1,6 \text{ Kg/l}}$

Volumen de la Pulpa para 1 ciclo = 916 l

El número de ciclos necesarios para poder separar todo el lodo con  $\text{PbCO}_3$ , se calcula:

$\text{N}^\circ \text{ Ciclos} = \frac{\text{Volumen Lodo con PbCO}_3 \text{ total}}{\text{Volumen Lodo con PbCO}_3 \text{ 1 ciclo}} = \frac{1073 \text{ l}}{403 \text{ l}}$

$\text{N}^\circ \text{ Ciclos} = 2,7 \approx 3$

### 6.1.5.3 Tiempo estimado de la Filtración Centrífuga.

A continuación se muestra los tiempos estimados para las etapas presentadas durante un ciclo de filtración, los cuales pueden modificarse con la experimentación. El tiempo total para un ciclo de filtración sería de 84 minutos.

Etapa	Carga	Deshidratado	Lavado	Secado	Descarga
<b>Minutos</b>	11	6	10	50	7

#### 6.1.5.4 Lavado de la Torta.

El lavado de la torta se efectúa haciendo pasar agua por el mismo recorrido que siguió el filtrado a través del lecho, en estas circunstancias se tiene lavado por desplazamiento. Donde el líquido lavador empuja al líquido madre retenido por la torta y lo desaloja. La cantidad de agua de lavado mínima es igual a la del líquido madre retenido por la torta al terminar el período de filtración.

El volumen de agua de lavado necesario para realizar un adecuado lavado de la torta depositada en el filtro, se conocerá mediante experimentación. Sin embargo el volumen mínimo de agua de lavado puede ser considerado como el volumen de solución contenida en los espacios vacíos presentes en la torta. De esta manera:

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = e * \text{Volumen de torta}$$

Donde: e: La porosidad del lecho o fracción de espacios vacíos dentro de la torta.

$$e = \frac{\text{volumen huecos en torta}}{\text{volumen torta}} = 1 - \frac{(\text{Densidad aparente})_{\text{Torta}}}{\text{Densidad}}$$

$$e = 1 - (2,0/2,7) = 0,26$$

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = 0,26 * 403 \text{ l} = 104 \text{ l}$$

Para efectos de diseño, consideramos el consumo de agua de lavado como dos veces el volumen de agua para un lavado mínimo.

$$\text{Volumen de agua lavado} = 208 \text{ l} \quad \text{Para 1 ciclo en la centrífuga}$$

$$\text{Volumen de agua lavado total} = 624 \text{ l} \quad \text{Para 3 ciclos en la centrífuga}$$

### 6.1.6 Efluente.

La solución acuosa obtenida del proceso de filtración la denominamos efluente, la cual es ligeramente alcalina y contiene sales solubles como sulfato de sodio, además de metales en pequeñas concentraciones, como plomo, cobre, selenio, arsénico, antimonio y bismuto las cuales deben ser sometidas a un tratamiento, antes de ser vertidos directamente en cursos de aguas naturales.

El contenido de plomo en la solución efluente, se puede estimar empleando el %distribución del plomo en esta solución, cuyo valor obtenido de las pruebas experimentales fue de 0,02% (basándose en el contenido de plomo en el lodo inicial de 560 Kg como 100%).

Pb en "Lodo con carbonato de plomo" = (%Distribución)(Pb en lodo inicial)

Pb en "Lodo con carbonato de plomo" = (0,02%) \* (560 Kg)

Pb en "Lodo con carbonato de plomo" = 0,1 Kg

El volumen de la solución efluente generado va depender del volumen de la solución de carbonato de sodio adicionado durante la etapa de precipitación y de la cantidad de agua adicionada para el lavado de la torta durante la filtración. Una estimación puede ser:

Volumen efluente = volumen solución  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  + volumen agua de lavado  
de la torta

Entonces:

Volumen del efluente = 1461 l + 624 l = 2085 l

Para una estimación de la concentración del plomo en la solución efluente, tenemos:

$$\text{Concentración Pb en mg/l} = 1000000 * \frac{(\text{Contenido de Pb en Kg})_{\text{efluente}}}{\text{Volumen en l}}$$

$$\text{Concentración Pb en mg/l} = 1000000 * \frac{0,1 \text{ Kg}}{2085 \text{ l}}$$

$$\text{Concentración Pb en mg/l} = 48$$

### 6.1.6.1 Recepción Temporal de Efluente.

El efluente generado es acumulado temporalmente en una poza para posteriormente ser trasladado por una cisterna a la planta de tratamiento, ubicada en la fundición.

$$\text{Volumen del efluente} = 2085 \text{ l} \quad 1 \text{ Batch} - 1 \text{ día}$$

Por efectos de diseño, 15% adicional:

$$\text{Volumen del efluente} = 1,15 * 2085 \text{ l} = 2398 \text{ l} \quad 1 \text{ Batch} - 1 \text{ día}$$

La poza de recepción de la solución efluente debe tener una capacidad para 4 días de operación normal, después de los cuales, debe ser evacuada por medio de una bomba centrífuga de 1KW hacia la cisterna. La poza debe ser construida de concreto armado y revestida con polietileno de alta densidad HDPE.

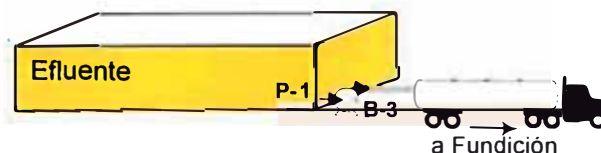
$$\text{Volumen de la Poza} = 4 * (2398 \text{ l}) = 9592 \text{ l} \approx 9,6 \text{ m}^3 \quad 4 \text{ Batch} - 4 \text{ días}$$

Las dimensiones para esta poza se consideran como sigue:

Largo = 4,0 m

Ancho = 2,0 m

Altura = 1,2 m



## RESUMEN

ETAPA I : PRECIPITACION DEL PbCO <sub>3</sub>	PROCESO : 1 BATCH			
	Cantidades		Capacidad Litros	
	Masa Kg	Volumen l	Requerido	Diseño
<b>Material de Ingreso</b>				
Lodo Húmedo con Alto %Pb	1905	952		
Bandejas de Recepción de 0,25 m <sup>3</sup> c/u – 4 unidades			952	1000
<b>Solución de Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub></b>				
Carbonato de Sodio (sal)	541	----		
Agua Disolución	1461	1461		
Tanque de Solución del Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>			1461	1900
<b>Pulpa Formada</b>				
Pulpa	3907	2442		
Tanque de Precipitación del PbCO <sub>3</sub>			2442	3700
Poza de recepción de la pulpa				2500
<b>Filtración Centrífuga</b>				
Lodo Húmedo con PbCO <sub>3</sub>	2146	1073		
Bandejas de Recepción de 0,25 m <sup>3</sup> c/u – 5 unidades			1073	1250
Efluente	2085	----		
Poza de Efluente para 4 batch			8340	9600

Cuadro 6.1.2 Etapa de Precipitación del Carbonato de Plomo y Separación.

## 6.2 Etapa de Disolución del Carbonato de Plomo con Sol. Ácido Nítrico 20% v/v y Separación de Sólidos.

### 6.2.1 Lodo con Carbonato de Plomo a tratar.

El material de ingreso a esta etapa es el lodo con carbonato de plomo obtenido de la etapa anterior. Este lodo se hace reaccionar con una solución de ácido nítrico 20% volumen/volumen, para extraer el plomo contenido en él.

Según estimaciones, la cantidad de lodo húmedo con carbonato de plomo a tratar es de 2146 Kg, con una humedad de 16%. En el siguiente cuadro se muestran algunos datos del material que ingresa a esta etapa.



<b>Material de Ingreso:</b>	<b>Lodo con Carbonato de Plomo</b>
Peso húmedo:	2146 Kg
Densidad:	2,0 g/cm <sup>3</sup> (Pruebas)
Volumen:	1073 l
% Humedad:	16
Peso seco:	1803 Kg

Cuadro 6.2.1 Etapa de Disolución del PbCO<sub>3</sub> : Material de Entrada.

El contenido de plomo en el “Lodo con carbonato de plomo”, se estimó previamente basándose en el %distribución del plomo en el lodo, cuyo valor obtenido de las pruebas fue de 99,98% (basándose en el contenido de plomo en el lodo inicial de 560 Kg como 100%).

Pb en “Lodo con carbonato de plomo” = 559,9 Kg

El plomo en este lodo se encuentra casi en su totalidad en la forma de carbonato, cuya cantidad se puede estimar:

$$\text{PbCO}_3 \text{ en Lodo (g)} = \text{Pb en Lodo (g)} * (267/207)$$

Donde:

Peso Molecular del PbCO<sub>3</sub> = 267 g

Peso Atómico del Plomo = 207 g

$$\text{PbCO}_3 \text{ en Lodo (g)} = (559,9 \text{ Kg}) * (267/207)$$

$$\text{PbCO}_3 \text{ en Lodo (g)} = 722 \text{ Kg}$$

### 6.2.2 Requerimiento de Solución de Acido Nítrico 20%v/v.

En esta etapa se emplea una solución de HNO<sub>3</sub> 20% volumen/volumen para disolver el carbonato de plomo presente en el lodo. La adición de la solución de ácido nítrico 20% v/v debe realizarse hasta lograr una pulpa

con un pH = 2. Sobre la base de las pruebas realizadas se llegó a establecer un factor que relaciona la cantidad de solución HNO<sub>3</sub> 20% v/v consumida y la cantidad de carbonato de plomo presente en el lodo (ver cuadro 5.4.2.3).

$$\frac{\text{Kg Solución HNO}_3 \text{ 20\% v/v consumido}}{\text{Kg PbCO}_3} = 3,42 - 3,56$$

Este factor varía entre 3,42 y 3,56. Por criterio de diseño empleamos el mayor valor para estimar el consumo máximo de solución HNO<sub>3</sub> 20% v/v que se podría presentar:

$$\text{Masa Solución HNO}_3 \text{ 20\% v/v consumido} = (3,56) * (722 \text{ Kg}) = 2570 \text{ Kg}$$

El volumen de solución de HNO<sub>3</sub> 20% v/v consumido, puede calcularse haciendo uso de la densidad de la solución, cuyo valor determinado en las pruebas es de 1,1 Kg/l.

$$\text{Volumen Solución HNO}_3 \text{ 20\% v/v consumido} = (2570 \text{ Kg}) / (1,1 \text{ Kg/l}) = 2336 \text{ l}$$

Para preparar la solución de HNO<sub>3</sub> 20% v/v se emplea ácido nítrico comercial al 67% y agua, el volumen de HNO<sub>3</sub> 67% utilizado para preparar la solución anterior es el 20% del volumen de la solución de HNO<sub>3</sub> 20% volumen/volumen(v/v) consumido.

$$\text{Volumen HNO}_3 \text{ 67\%} = 20\% \text{ Volumen Solución HNO}_3 \text{ 20\%v/v consumido}$$

$$\text{Volumen HNO}_3 \text{ 67\%} = 20\% * (2336 \text{ l}) = 467 \text{ l}$$

Empleando la densidad del HNO<sub>3</sub> 67% cuyo valor es de 1,41 Kg/l se calcula el consumo del HNO<sub>3</sub> 67% en Kg.

$$\text{Masa HNO}_3 \text{ 67\% v/v} = 467 \text{ l} * (1,41 \text{ Kg/l}) = 658 \text{ Kg}$$

Para formar la solución de HNO<sub>3</sub> 20% volumen/volumen (v/v), se adiciona 20% de HNO<sub>3</sub> al 67% y 80% de agua. Entonces el consumo de agua es:

Volumen agua = 80%.Volumen Solución HNO<sub>3</sub> 20% v/v consumido

Volumen agua = 80% \* (2336 l) = 1869 l

### 6.2.2.1 Tanque Preparación de la Solución de Acido Nítrico 20% volumen /volumen.

La capacidad de este tanque depende del volumen de solución de HNO<sub>3</sub> 20% v/v a consumir por batch, que es de 2336 l. Considerando un 30% adicional, para el diseño tenemos :

Volumen Tanque = 1,3 \* (Volumen Requerido Solución HNO<sub>3</sub> 20%v/v )  
Preparación Sol. HNO<sub>3</sub> 20% v/v

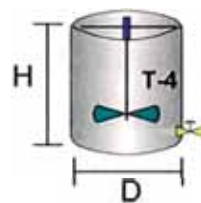
Volumen Tanque = 1,3 \* (2336 l) = 3037 l ≈ 3 m<sup>3</sup>

Preparación Sol. HNO<sub>3</sub> 20% v/v

Las dimensiones propuestas son:

Diámetro (D) = 1,5 m

Altura (H) = 1,7 m



El tanque puede ser de polietileno y debe contar con un agitador de acero inoxidable con un diámetro de impulsor de 0,5 m y un motor de 0,5 KW aproximadamente. La evacuación de este tanque se realiza por gravedad hacia el tanque de disolución.

### 6.2.3 Disolución del Carbonato de Plomo contenido en el Lodo.

La adición de la solución de ácido nítrico 20% v/v sobre el lodo para llegar a disolver el carbonato de plomo, finaliza cuando la pulpa formada llega a un pH=2, la masa de la pulpa se calcula, sumando la masa del lodo con la masa de la solución de ácido nítrico consumida.

$$\begin{aligned} \text{Masa Pulpa} &= \text{masa lodo húmedo con PbCO}_3 + \text{masa Sol. HNO}_3 \text{ 20\% v/v} \\ \text{Masa Pulpa} &= 2146 \text{ Kg} + 2570 \text{ Kg} = 4716 \text{ Kg.} \end{aligned}$$

Considerando la densidad de la pulpa obtenido de los valores experimentales, estimamos el volumen aproximado.

$$\begin{aligned} \text{Volumen Pulpa} &= \text{Masa Pulpa/Densidad Pulpa} \\ \text{Volumen Pulpa} &= 4716 \text{ Kg} / 1,5 \text{ Kg/l} = 3144 \text{ l} \end{aligned}$$

#### 6.2.3.1 Tanque de Disolución del Carbonato de Plomo.

El tanque se diseña para tener una capacidad con un 50% adicional al requerido o al volumen de la pulpa formada. El material de construcción puede ser de acero inoxidable 316, con 1/8 pulgada de espesor. Un agitador tipo turbina con un diámetro de 0,53 m es requerido, con una potencia aproximada de 1,5 KW. Al finalizar la disolución del carbonato, la evacuación de la pulpa se realiza por gravedad hacia la poza de retención.

$$\begin{aligned} \text{Volumen Tanque} &= 1,5 * (\text{Volumen Pulpa obtenido}) \\ \text{de Disolución} & \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Volumen Tanque} &= 1,5 * (3144 \text{ l}) = 4716 \text{ l} \approx 4,7 \text{ m}^3 \\ \text{de Disolución} & \end{aligned}$$

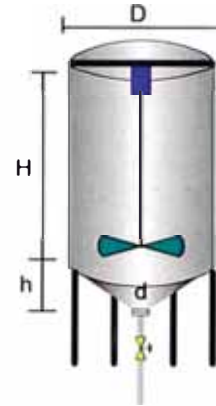
Las dimensiones propuestas serían:

Diámetro del cilindro (D) = 1,6 m

Altura del cilindro (H) = 2,1 m

Diámetro menor del tronco de cono (d) = 0,3 m

Altura del tronco de cono (h) = 0,5 m



### 6.2.3.2 Poza de Recepción de Pulpa para centrifugado.

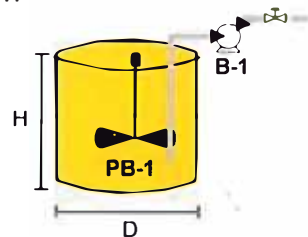
La alimentación de la pulpa hacia la centrifuga es desde la poza de recepción, diseñada para una capacidad de 2,5 m<sup>3</sup>. Esta poza es construida de concreto y es revestida con polietileno de alta densidad HDPE, debe contar con un agitador de 1,0 KW y de una bomba para evacuación de 1,0 KW, para mayor detalle ver Anexo B y C.

Volumen Poza de Recepción de la Pulpa = 2,5 m<sup>3</sup>

Las dimensiones propuestas serían:

Diámetro (D) = 1,4 m

Altura (H) = 1,6 m



### 6.2.4 Cuantificación del Lodo con bajo porcentaje de Plomo.

Producto de la disolución del carbonato de plomo en el lodo, empleando la solución de ácido nítrico, el lodo llega a reducir el contenido de plomo y por lo tanto su masa. En resultados obtenidos de las pruebas realizadas a nivel laboratorio, se observó una correspondencia directa entre el %reducción de masa en el lodo con carbonato (disolución con HNO<sub>3</sub>) y el %plomo en el lodo inicial (alto %plomo), estableciéndose que a mayor porcentaje de plomo en el lodo a tratar se producirá un mayor %reducción

de masa del lodo con carbonato. La figura 5.4.2.2 presenta una gráfica y la ecuación de esta correspondencia cuyo coeficiente de correlación es de  $R^2 = 0,9897$ . Dicha ecuación es:

$$Y = 1,3475 X + 14,007$$

Donde:

Y : % Reducción de Masa del Lodo (debido a la disolución con  $\text{HNO}_3$ )

X : % Plomo en el lodo inicial (alto %plomo)

Haciendo el reemplazo para: X = 35% Plomo en el lodo inicial, resulta un valor de Y = 61,17% de reducción en la masa del lodo. Lo que conduce a calcular:

Masa Lodo seco =  $(100 - \% \text{Reducción}) * (\text{Masa Lodo seco con } \text{PbCO}_3)$   
con bajo %Pb

Masa Lodo seco =  $(100 - 61,17) * (1803 \text{ Kg}) = 700 \text{ Kg}$   
con bajo %Pb

La cantidad de lodo húmedo con bajo %Pb se puede estimar considerando una humedad de 16% después de realizar una filtración centrífuga. De esta manera se obtiene:

Masa Lodo húmedo con bajo %Pb =  $700 \text{ Kg} / (1 - 16\%) = 833 \text{ Kg}$

El volumen ocupado por este lodo se puede calcular empleando su densidad aparente de 1,6 Kg/l (valor obtenido de las pruebas), resultando:

Volumen de Lodo húmedo con bajo %Pb =  $833 \text{ Kg} / (1,6 \text{ Kg/l}) = 521 \text{ l}$

El contenido de plomo en el lodo ya procesado, se puede estimar de dos maneras: considerando la concentración de plomo en el lodo igual a 6%, o empleando el %distribución del plomo en el lodo, cuyo valor es de 7,48% (basándose en el contenido de plomo en el lodo inicial de 560 Kg como 100%), aplicando la distribución tenemos:

Pb en "Lodo con bajo %plomo" = (%Distribución) \* (Pb en lodo inicial)

Pb en "Lodo con bajo %plomo" = (7,48%)\*(560 Kg)

Pb en "Lodo con bajo %plomo" = 41,9 Kg

#### **6.2.4.1 Recepción del Lodo con Bajo %Plomo.**

La recepción se realiza en las bandejas de 0,25 m<sup>3</sup>, empleadas previamente, la cantidad de bandejas necesarias, se calcula:

N° Bandejas = (Volumen lodo)/(0,25 m<sup>3</sup>)

N° Bandejas = 0,521 m<sup>3</sup>/0,25 m<sup>3</sup> = 2,1 ≈ 2

Este lodo con bajo porcentaje de plomo es trasladado finalmente a la planta de metales preciosos, para su tratamiento.

#### **6.2.5 Separación de Productos.**

Al finalizar la etapa de disolución del carbonato de plomo con la solución HNO<sub>3</sub> 20% v/v, se procede a separar finalmente el lodo con bajo %Plomo requerido, de una solución acuosa rica en plomo. Esta operación es llevada a cabo en un filtro centrífugo el cual es alimentado por medio de una bomba desde la poza de recepción. Como se mencionó anteriormente la operación en la centrífuga es por ciclos y comprende etapas de cargado, deshidratado, lavado, secado y descarga. El lavado es muy importante, porque permite extraer todo el plomo soluble que se

encuentra todavía en la torta después de la filtración. Esta operación debe hacerse repetidas veces y de preferencia en caliente.

La cantidad de pulpa a filtrar es:

Masa Total de Pulpa	4716 Kg
Volumen Total de Pulpa	3144 l

El %Lodo seco con bajo %plomo en la pulpa se estima:

$$\% \text{Lodo seco con Bajo \%Pb} = \frac{\text{Masa Lodo seco con Bajo \%Pb}}{\text{Masa de la Pulpa}}$$

$$\% \text{Lodo seco con Bajo \%Pb} = \frac{700 \text{ Kg}}{4716 \text{ Kg}} = 14,8 \%$$

La cantidad de lodo con bajo %Plomo (con 16 %H<sub>2</sub>O), que se debería obtener después de filtrar es:

Masa Lodo con bajo %Plomo	833 Kg
Volumen Lodo con bajo %Plomo	521 l

#### 6.2.5.1 Filtro Centrífugo.

Se puede emplear una de las dos centrifugas disponibles por la planta marca SHARPLES 60"x30", la cual posee una capacidad de 403 l, considerando un espesor para la torta formada de 12cm.

#### 6.2.5.2 Capacidad del Filtro Centrífugo y Número de Ciclos de Filtración.

Basándose en la capacidad de la centrifuga de 403 l, la cantidad de torta (con 16% H<sub>2</sub>O) después de un ciclo de filtración sería:



Masa Lodo con bajo %Plomo 1 ciclo	645 Kg
Volumen Lodo con bajo %Plomo 1 ciclo	403 l

La cantidad de lodo seco con bajo %Pb contenido en la torta húmeda para un ciclo de filtración:

$$\text{Masa Lodo bajo \%Pb seco} = \frac{(100 - \%H_2O)}{100} * \text{Masa Lodo bajo \%Pb húmedo}$$

$$\text{Masa Lodo bajo \%Pb seco} = \frac{(100 - 16)}{100} * (645 \text{ Kg})$$

$$\text{Masa Lodo bajo \%Pb seco} = 542 \text{ Kg} \quad \text{por 1 ciclo}$$

La cantidad de pulpa que se debe alimentar para realizar 1 ciclo de filtración, se calcula empleando el porcentaje en peso del lodo seco en la pulpa.

$$\text{Masa de la Pulpa para 1 ciclo} = \frac{\text{Masa Lodo seco con bajo \%Pb}}{\%Lodo seco con bajo \%Pb}$$

$$\text{Masa de la Pulpa para 1 ciclo} = \frac{542 \text{ Kg}}{14,8\%}$$

$$\text{Masa de la Pulpa para 1 ciclo} = 3662 \text{ Kg}$$

Empleando la densidad de la pulpa:

$$\text{Volumen de la Pulpa para 1 ciclo} = \frac{\text{Masa Pulpa}}{\text{Densidad pulpa}}$$

$$\text{Volumen de la Pulpa para 1 ciclo} = \frac{3662 \text{ Kg}}{1,5 \text{ Kg/l}}$$

$$\text{Volumen de la Pulpa para 1 ciclo} = 2441 \text{ l}$$

El número de ciclos necesarios para poder separar todo el lodo con bajo %Pb, se estima:

$$\text{N}^\circ \text{ Ciclos} = \frac{\text{Volumen Lodo con bajo \%Pb total}}{\text{Volumen Lodo con PbCO}_3 \text{ 1 ciclo}} = \frac{521\text{l}}{403\text{l}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Ciclos} = 1,29 \approx 2$$

### 6.2.5.3 Lavado de la Torta.

El volumen mínimo de agua de lavado puede ser considerado como el volumen de solución contenida en los espacios vacíos presentes en la torta.

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = e * \text{Volumen de torta}$$

Donde:

e: La porosidad del lecho o fracción de espacios vacíos dentro de la torta.

$$e = \frac{\text{volumen huecos en torta}}{\text{volumen torta}} = 1 - \left( \frac{\text{Densidad aparente}}{\text{Densidad}} \right)_{\text{Torta}}$$

$$e = 1 - (1,6/2,2) = 0,27$$

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = 0,27 * 403\text{l}$$

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = 109\text{l}$$

Para efectos de diseño, consideramos el consumo de agua de lavado como dos veces el volumen de agua para un lavado mínimo.

$$\text{Volumen de agua lavado} = 218\text{l} \quad \text{Para 1 ciclo en la centrífuga}$$

$$\text{Volumen de agua lavado total} = 436\text{l} \quad \text{Para 2 ciclos en la centrífuga}$$

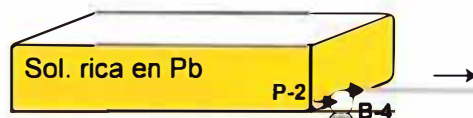


Las dimensiones para esta poza se consideran como sigue:

Largo = 4,0 m

Ancho = 2,0 m

Altura = 1,2 m



La poza debe ser construida de concreto y revestida con polietileno de alta densidad HDPE. Para el transporte de esta solución al tanque de precipitación es necesario una bomba centrífuga de 1,0 KW.

### RESUMEN

ETAPA 2 : DISOLUCION DEL PbCO <sub>3</sub>	PROCESO : 1 BATCH			
	Cantidades		Capacidad Litros	
	Masa Kg	Volumen l	Requerido	Diseño
<b>Material de Ingreso</b>				
Lodo Húmedo con PbCO <sub>3</sub>	2146	1073		
Bandejas de Recepción de 0,25 m <sup>3</sup> c/u – 5 unidades			1073	1250
<b>Solución de HNO<sub>3</sub> 20% v/v</b>	2570	2336		
HNO <sub>3</sub> 67%	658	467		
Agua	1869	1869		
Tanque de Solución de HNO <sub>3</sub> 20% v/v			2336	3000
<b>Pulpa Formada</b>				
Pulpa	4716	3144		
Tanque de Disolución del PbCO <sub>3</sub>			3144	4700
Poza de recepción de la pulpa				2500
<b>Filtración Centrífuga</b>				
Lodo Húmedo Bajo %Plomo	833	521		
Bandejas de Recepción de 0,25 m <sup>3</sup> c/u – 2 unidades			521	500
Solución Rica en Plomo	----	2772		
Poza de Solución Rica en Plomo para 3 batch			8316	9600

Cuadro 6.2.2 Etapa de Disolución del Carbonato de Plomo.

### 6.3 Etapa de Precipitación del Plomo con Ácido Sulfúrico y Separación del Sulfato de Plomo.

#### 6.3.1 Solución rica en Plomo a tratar.

El material que ingresa a esta etapa es la "Solución rica en plomo" que contiene todo el plomo extraído del lodo con carbonato. Según los cálculos anteriores, se espera un volumen de solución rica en plomo de 2772 l.

El contenido de plomo en la solución, se puede estimar empleando el %distribución del plomo en la solución, cuyo valor obtenido de las pruebas fue de 92,5% (basándose en el contenido de plomo en el lodo inicial de 560 Kg como 100%).

Plomo en "Solución rica en plomo" = (%Distribución)(Plomo en lodo inicial)

Plomo en "Solución rica en plomo" = (92,5 %) \* (560 Kg) = 518 Kg

<b>Material de Ingreso:</b>	<b>Solución rica en Contenido de Plomo</b>
Volumen:	2772 l
% Distribución de Pb :	92,5 (De pruebas: para 35%Pb inicial)
Plomo:	518 Kg

Cuadro 6.3.1 Etapa de Precipitación del Pb con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> : Solución inicial.

El plomo presente en la solución se encuentra en su totalidad en la forma de nitrato, de este modo podemos estimar:

$PbNO_3$  en Lodo (g) = Pb en Lodo (g) \* (331/207)

Donde:

Peso Molecular del PbNO<sub>3</sub> = 331 g

Peso Atómico del Plomo = 207 g

$$\text{PbNO}_3 \text{ en Lodo (g)} = (518 \text{ Kg}) * (331/207)$$

$$\text{PbNO}_3 \text{ en Lodo (g)} = 828 \text{ Kg}$$

La cantidad de Sulfato de Plomo estequiométrico que se debería obtener se calcula así:

$$\text{PbSO}_4 \text{ estequiométrico(Kg)} = \text{Pb(NO}_3)_2 \text{ en Sol. rica en Pb (Kg)} * (303/331)$$

Donde:

$$\text{Peso Molecular del PbSO}_4 = 303 \text{ g}$$

$$\text{Peso Molecular del Pb(NO}_3)_2 = 331 \text{ g}$$

$$\text{PbSO}_4 \text{ estequiométrico(Kg)} = \text{Pb(NO}_3)_2 \text{ en Sol. rica en Pb (Kg)} * (303/331)$$

$$\text{PbSO}_4 \text{ estequiométrico(Kg)} = (828 \text{ Kg}) * (303/331) = 758 \text{ Kg.}$$

### **6.3.2 Requerimiento de Acido Sulfúrico para Precipitar el Plomo.**

El reactivo usado en esta etapa es el  $\text{H}_2\text{SO}_4$  concentrado a 98%. El consumo de ácido para precipitar el plomo, se puede estimar empleando un factor que relaciona la cantidad de ácido sulfúrico 98% consumido y la cantidad de plomo presente en la solución. De las pruebas realizadas a nivel laboratorio se llega a establecer el siguiente factor: (ver cuadro 5.4.2.5).

$$\frac{\text{g H}_2\text{SO}_4 \text{ 98\% consumido}}{\text{g Pb en la Solución}} = 0,49 - 0,50$$

Por criterio de diseño empleamos el mayor valor para estimar la adición máxima de ácido sulfúrico 98% que se podría presentar:

$$\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ 98\% consumido} = (0,50) * (518 \text{ Kg}) = 259 \text{ Kg}$$

El volumen del  $\text{H}_2\text{SO}_4$  98% consumido se puede calcular empleando la densidad del ácido de 1,84 Kg/l.

$$\text{H}_2\text{SO}_4 \text{ 98\% consumido} = (259 \text{ Kg}) / (1,84 \text{ Kg/l}) = 141 \text{ l}$$

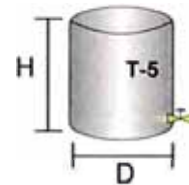
### 6.3.2.1 Tanque de Recepción del Acido Sulfúrico 98%.

La cantidad de ácido sulfúrico 98% consumido por batch es de 141 l, el tanque de recepción tendrá una capacidad para 500 l, con las siguientes dimensiones:

$$\text{Volumen Tanque Acido Sulfúrico 98\%} = 500 \text{ l}$$

$$\text{Diámetro (D)} = 0,7 \text{ m}$$

$$\text{Altura (H)} = 1,3 \text{ m}$$



El tanque puede ser construido de polietileno y debe contar con una tubería de evacuación para alimentar al tanque de precipitación por gravedad.

### 6.3.3 Precipitación del Plomo con Acido Sulfúrico.

Con la adición de ácido sulfúrico 98% a la "solución rica en plomo", se va precipitando el plomo bajo la forma de sulfato, una adecuada agitación es requerida para dispersar el ácido sulfúrico sobre la solución. El volumen de la pulpa formada se estima por adición:

$$\text{Volumen Pulpa} = \text{volumen "Sol. Rica en Pb"} + \text{volumen de } \text{H}_2\text{SO}_4 \text{ 98\%}$$

$$\text{Volumen Pulpa} = 2772 \text{ l} + 141 \text{ l} = 2913 \text{ l}$$

### 6.3.3.1 Tanque de Precipitación del Sulfato de Plomo.

El tanque donde se realiza la precipitación del sulfato de plomo puede ser construido de acero inoxidable 316 con 1/8 pulgada de espesor, y debe contener un agitador tipo turbina de 6 palas inclinadas de acero inoxidable con un diámetro de 0,53 m y un motor de aproximadamente 1,5 KW, para homogeneizar la pulpa. La capacidad del tanque se estima considerando un 50% adicional del volumen requerido.

Volumen Tanque = 1,5 \* (Volumen Pulpa obtenido)  
de Precipitación

Volumen Tanque = 1,5 \* (2913 l) = 4370 l  $\approx$  4,4 m<sup>3</sup>  
de Precipitación

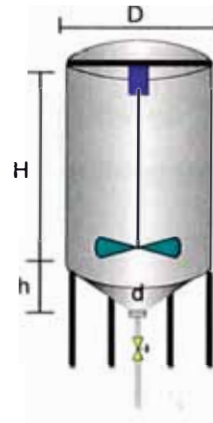
Las dimensiones propuestas serían:

Diámetro del cilindro (D) = 1,6 m

Altura del cilindro (H) = 2,0 m

Diámetro menor del tronco de cono (d) = 0,3 m

Altura del tronco de cono (h) = 0,5 m



### 6.3.3.2 Poza de Recepción de Pulpa para centrifugado.

Del tanque de precipitación, la pulpa es evacuada por gravedad hacia la poza de recepción, desde donde se alimenta a la centrífuga para la separación del sulfato de plomo precipitado y la solución nítrica. La poza se diseña para tener una capacidad de 2,5 m<sup>3</sup>, es construida de concreto armado revestida con polietileno de alta densidad HDPE y además debe tener un agitador para dar la fluidez necesaria a la pulpa, evitando el asentamiento de los sólidos, con un diámetro de impulsor de 0,47 m y



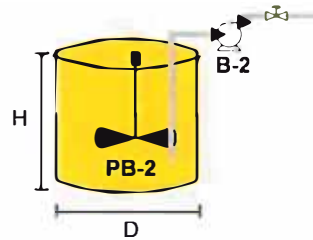
1KW de potencia. Para la evacuación se requiere una bomba centrífuga de 1,0 KW, ver Anexo B y C para mayor detalle.

Volumen Poza de Recepción de la Pulpa = 2,5 m<sup>3</sup>

Las dimensiones propuestas serían:

Diámetro (D) = 1,4 m

Altura (H) = 1,6 m



#### 6.3.4 Cantidad de Sulfato de Plomo precipitado.

La cantidad o masa de sulfato de plomo obtenido se puede estimar basándose en un factor que relaciona la cantidad de sulfato de plomo producido real y la cantidad que se debería obtener estequiométricamente basándose en el contenido de plomo de la solución rica en plomo. El factor obtenido de las pruebas presenta valores muy cercanos (ver cuadro 5.4.2.6).

$$\frac{\text{g PbSO}_4 \text{ producido real}}{\text{g PbSO}_4 \text{ estequiométrico}} = 1,01 - 1,02$$

Considerando el mayor valor del factor, tenemos:

Masa de PbSO<sub>4</sub> obtenido = 1,02 \* (PbSO<sub>4</sub> estequiométrico)

Masa de PbSO<sub>4</sub> obtenido = 1,02 \* (758 Kg) = 773 Kg

Para obtener el peso húmedo del sulfato de plomo obtenido después de la filtración se debe considerar la humedad del material, considerando una humedad de 12%, tenemos:

Masa de PbSO<sub>4</sub> húmedo = 773 Kg/(1-12%) = 878 Kg

Haciendo uso de la densidad aparente del sulfato de plomo húmedo, cuyo valor aproximado es de 3,4 Kg/l, (valor promedio obtenido de la pruebas), se puede calcular el volumen ocupado por este lodo.

$$\text{Volumen de PbSO}_4 \text{ húmedo} = 878 \text{ Kg} / (3,4 \text{ Kg/l}) = 258 \text{ l}$$

El contenido de plomo en el sulfato de plomo, se puede estimar: considerando la concentración de plomo en la sal aproximadamente 67%, o empleando el %distribución del plomo en la sal, cuyo valor es de 92,44% (basándose en el contenido de plomo en el lodo inicial de 560 Kg como 100%), aplicando la distribución tenemos:

$$\text{Pb en el Sulfato de Plomo} = (\% \text{Distribución}) * (\text{Pb en lodo inicial})$$

$$\text{Pb en el Sulfato de Plomo} = (92,44\%) * (560 \text{ Kg})$$

$$\text{Pb en el Sulfato de Plomo} = 517,7$$

#### **6.3.4.1 Recepción del Sulfato de Plomo precipitado.**

El sulfato de plomo precipitado se recepciona temporalmente en unas bandejas de 0,25 m<sup>3</sup>, para posteriormente ser almacenadas en bolsas y ser comercializadas.

La cantidad de bandejas necesarias:

$$\text{N}^\circ \text{Bandejas} = (\text{Volumen PbSO}_4) / (0,25 \text{ m}^3)$$

$$\text{N}^\circ \text{Bandejas} = 0,258 \text{ m}^3 / 0,25 \text{ m}^3 = 1,03 \approx 1$$

### 6.3.5 Separación de Productos.

Al finalizar la etapa de precipitación mediante la adición de ácido sulfúrico 98%, se procede a realizar la separación del sulfato de plomo y una solución que contiene ácido nítrico regenerado. Esta operación es llevada a cabo en un filtro centrífugo similar al de etapas anteriores pero de menor capacidad, deseándose obtener una humedad para la sal entre 10-12%.

La alimentación de la pulpa a separar, hacia la centrífuga se realiza por medio de una bomba, desde la poza de recepción.

El volumen de la pulpa que se desea filtrar es:

Volumen Total de Pulpa	2913 l
------------------------	--------

La concentración del sulfato de plomo precipitado en la pulpa, se puede estimar:

$$\text{Concentración Sulfato de Plomo} = \frac{\text{Masa Sulfato de Plomo}}{\text{Volumen de la Pulpa}}$$

$$\text{Concentración Sulfato de Plomo} = \frac{773 \text{ Kg}}{2913 \text{ l}} = 0,26 \text{ Kg/l}$$

La cantidad de sulfato de plomo húmedo (con 12 %H<sub>2</sub>O), que se debería obtener después de filtrar es:

Masa sal PbSO <sub>4</sub>	878 Kg
Volumen sal PbSO <sub>4</sub>	258 l

### 6.3.5.1 Filtro Centrifugo.

Para esta etapa, la planta dispone también de un filtro centrífugo de menor capacidad que los anteriores, SHARPLES 40"x20", 40 pulgadas de diámetro y 20 pulgadas de altura, construido de acero inoxidable 316.

### 6.3.5.2 Capacidad del Filtro Centrifugo y Número de Ciclos de Filtración.

Basándose en las dimensiones de la centrífuga SHARPLES de 40 pulgadas de diámetro, 20 pulgadas de altura, y además estableciendo un espesor de la torta formada en el interior de la cesta de 10 cm, tenemos:

Capacidad de la centrífuga = 146 l

Por lo tanto, la cantidad de torta obtenida (con 12 %H<sub>2</sub>O) después de un ciclo de filtración será:

Masa sal PbSO <sub>4</sub> 1 ciclo	496 Kg
Volumen sal PbSO <sub>4</sub> 1 ciclo	146 l

La cantidad de sulfato de plomo seco contenido en la torta húmeda para un ciclo de filtración:

$$\text{Masa Sulfato Plomo Seco} = \frac{(100 - \% \text{humedad})}{100} * \text{Masa Sulfato Plomo húmedo}$$

$$\text{Masa Sulfato Plomo Seco} = \frac{(100 - 12)}{100} * (496 \text{ Kg})$$

$$\text{Masa Sulfato Plomo Seco} = 436 \text{ Kg} \quad \text{por 1 ciclo}$$

El volumen de pulpa que se debe alimentar para realizar 1 ciclo de filtración, se calcula empleando la concentración del sulfato de plomo en la pulpa.

$$\text{Volumen de Pulpa para 1 ciclo} = \frac{\text{Masa Sulfato de Plomo seco}}{\text{Concentración Sulfato de Plomo}}$$

$$\text{Volumen de Pulpa para 1 ciclo} = \frac{436 \text{ Kg}}{0,26 \text{ Kg/l}}$$

$$\text{Volumen de Pulpa para 1 ciclo} = 1679 \text{ l}$$

El número de ciclos necesarios para poder separar todo el sulfato de plomo precipitado, se calcula:

$$\text{N}^\circ \text{ Ciclos} = \frac{\text{Volumen sal PbSO}_4 \text{ total}}{\text{Volumen sal PbSO}_4 \text{ 1 ciclo}} = \frac{258 \text{ l}}{146 \text{ l}}$$

$$\text{N}^\circ \text{ Ciclos} = 1,8 \approx 2$$

### 6.3.5.3 Lavado de la Torta.

Una vez formada la torta de sulfato de plomo, se realiza su lavado como una de las etapas del proceso de filtración, haciendo pasar agua por el mismo recorrido que siguió el filtrado a través del lecho. Donde el agua empuja al líquido madre retenido por la torta y lo desaloja. La cantidad de agua de lavado mínima es igual a la del líquido madre retenido por la torta al terminar el período de filtración.

El volumen de agua de lavado necesario para realizar un adecuado lavado de la torta depositada en el filtro, se conocerá mediante experimentación. Sin embargo el volumen mínimo de agua de lavado

puede ser considerado como el volumen de solución contenida en los espacios vacíos presentes en la torta. De esta manera:

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = e * \text{Volumen de torta}$$

Donde:

e: La porosidad del lecho o fracción de espacios vacíos dentro de la torta.

$$e = \frac{\text{volumen huecos en torta}}{\text{volumen torta}} = 1 - \frac{(\text{Densidad aparente})_{\text{Torta}}}{\text{Densidad}}$$

$$e = 1 - (3,4/6,3) = 0,46$$

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = 0,46 * 146 \text{ l}$$

$$\text{Volumen de agua para lavado mínimo} = 67 \text{ l}$$

Para efectos de diseño, consideramos el consumo de agua de lavado como dos veces el volumen de agua para un lavado mínimo.

$$\text{Volumen de agua lavado} = 134 \text{ l} \quad \text{Para 1 ciclo en la centrífuga}$$

$$\text{Volumen de agua lavado total} = 268 \text{ l} \quad \text{Para 2 ciclos en la centrífuga}$$

### 6.3.6 Solución con Acido Nítrico Regenerado.

Del proceso de filtración se va a obtener una solución acuosa que contiene ácido nítrico que se ha regenerado con la adición del ácido sulfúrico.

El contenido de plomo en la solución, se puede estimar empleando el %distribución del plomo en esta solución, cuyo valor es de 0,06% (basándose en el contenido de plomo en el lodo inicial de 560 Kg como 100%).

$$\text{Pb en "Solución con HNO}_3 \text{ regenerado"} = (\% \text{Distribución}) * (\text{Pb en lodo inicial})$$

$$\text{Pb en "Solución con HNO}_3 \text{ regenerado"} = (0,06\%) * (560 \text{ Kg})$$

$$\text{Pb en "Solución con HNO}_3 \text{ regenerado"} = 0,3 \text{ Kg}$$

El volumen de la solución va depender del volumen de la pulpa formada en la etapa de precipitación y de la cantidad de agua adicionada para realizar los lavados del sulfato de plomo obtenido como torta de filtración, así tenemos:

$$\text{Volumen solución} = \text{volumen pulpa} + \text{volumen agua de lavado}$$

con HNO<sub>3</sub> regenerado

$$\text{Volumen solución} = 2913 \text{ l} + 268 \text{ l} = 3181 \text{ l}$$

con HNO<sub>3</sub> regenerado

Para una estimación de la concentración del plomo en la solución con HNO<sub>3</sub> regenerado, tenemos:

$$\text{Concentración Pb en mg/l} = 1000000 * \frac{(\text{Contenido de Pb en Kg})_{\text{Solución}}}{\text{Volumen en l}}$$

$$\text{Concentración Pb en mg/l} = 1000000 * \frac{0,3 \text{ Kg}}{3181 \text{ l}}$$

$$\text{Concentración Pb en mg/l} = 94$$

### 6.3.6.1 Recepción Temporal de la Solución con Acido Nítrico Regenerado.

La solución con ácido nítrico regenerado se recepciona temporalmente en una poza para posteriormente ser trasladado por una cisterna a la fundición, para su utilización en la planta de tratamiento de efluentes.

Volumen solución = 3181 l 1 Batch – 1 día  
con HNO<sub>3</sub> regenerado

Por efectos de diseño, 15% adicional:

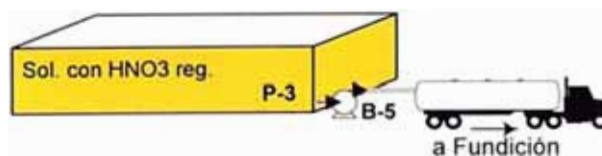
Volumen solución = 1,15 \* 3181 l = 3658 l 1 Batch – 1 día  
con HNO<sub>3</sub> regenerado

La poza de recepción de la solución debe tener una capacidad para 3 días de operación normal, después de los cuales, debe ser evacuada, por una cisterna que traslada el efluente a la planta de tratamiento. La poza debe ser construida de concreto armado y revestida con polietileno de alta densidad HDPE. La bomba centrífuga requerida es de 1KW de potencia.

Volumen de la Poza = 3 \*(3658 l) = 10 974 l ≈ 11 m<sup>3</sup> 3 Batch – 3 días

Las dimensiones para esta poza se consideran:

Largo = 4,6 m  
Ancho = 2,0 m  
Altura = 1,2 m





## RESUMEN

ETAPA I : PRECIPITACION DEL PbSO <sub>4</sub>	PROCESO : 1 BATCH			
	Cantidades		Capacidad Litros	
	Masa Kg	Volumen l	Requerido	Diseño
<b>Material de Ingreso</b>				
Solución rica en Plomo	----	2772		
<b>Adición de H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> 98%</b>				
H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> CONC a 98%	259	141		
Tanque de recepción de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>			141	500
<b>Pulpa Formada</b>				
Pulpa	----	2913		
Tanque de Precipitación del PbSO <sub>4</sub>			2913	4400
Poza de recepción de la pulpa				2500
<b>Filtración Centrífuga</b>				
PbSO <sub>4</sub> húmedo	878	258		
Bandejas de Recepción de 0,25 m <sup>3</sup> c/u -- 1 unidad			258	250
Solución con HNO <sub>3</sub> regenerado		----	3181	
Poza de Solución con HNO <sub>3</sub> regenerado para 3 batch			9543	11000

Cuadro 6.3.2 Etapa de Precipitación del Plomo con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub>.

**PROCESO DE EXTRACCION DE PLOMO  
APLICACION A NIVEL INDUSTRIAL**

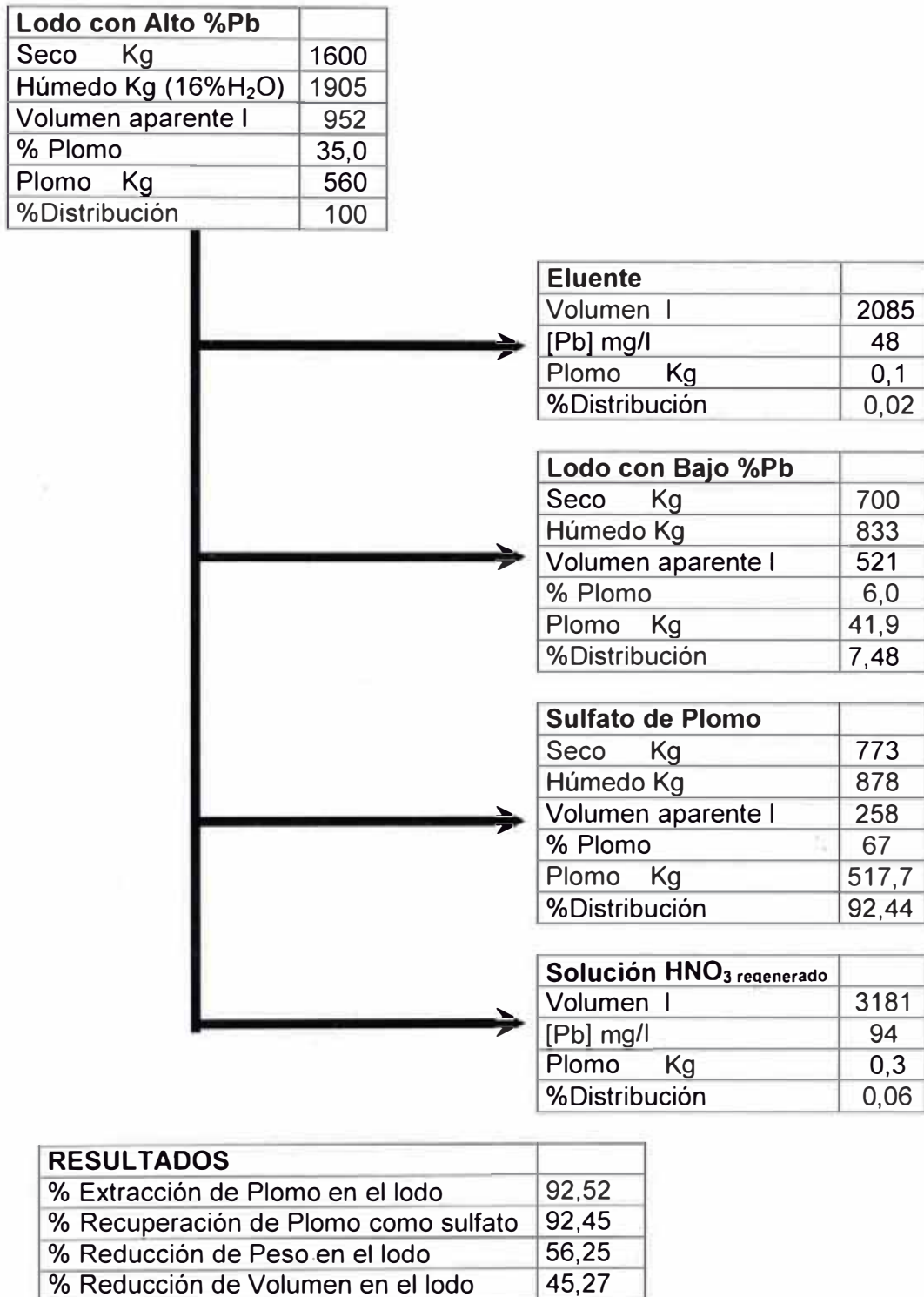


Figura 6.0 Resumen del Proceso de Extracción de Plomo a Nivel Industrial.

## 6.4 Consumo de Reactivos y Servicios del Proceso.

Requerimiento de reactivos y servicios, estimados para el procesamiento de un batch de 1,6 ton de lodo anódico seco con alto %Pb, se muestran en el cuadro siguiente:

ITEM	CONSUMO
Carbonato de Sodio	541 Kg
Ácido Nítrico 67%	658 Kg
Ácido Sulfúrico 98%	259 Kg
Agua	7,5 m <sup>3</sup>
Electricidad	360 Kwh.

Cuadro 6.4 Consumo de Reactivos y Servicios del Proceso.

## **6.5 Equipos Necesarios para el Proceso de Extracción.**

Los equipos necesarios para el proceso de extracción se detallaron por etapas anteriormente, ahora haciendo un análisis general del proceso y con el objetivo de disminuir la inversión, se ha considerado realizar las etapas sucesivas de precipitación del carbonato de plomo y disolución de éste, en un solo tanque y poza de recepción.

Entre los equipos tenemos: los filtros centrífugos, los tanques de precipitación/disolución y preparación de insumos, con sus accesorios, bombas centrífugas y agitadores, adicionalmente se requiere de pozas de recepción.

Los filtros centrífugos, para la separación del lodo anódico procesado y para la separación del sulfato de plomo, son los que elevarían considerablemente la inversión, sin embargo la disposición de estos equipos por la planta, hace más factible económicamente la aplicación del proceso de extracción, no siendo necesarios adquirir nuevos equipos.

A continuación un resumen con los equipos necesarios para realización del proceso de extracción de plomo en el ámbito industrial.

COD	TIPO	CAPACIDAD	DIMENSIONES * (m)	MATERIAL	USO
T-1	Tanque	4,7 m <sup>3</sup>	D= 1,6 H= 2,6	Acero Inox. 316	Precipitación con Sol. Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> –Disolución HNO <sub>3</sub>
T-2	Tanque	4,4 m <sup>3</sup>	D= 1,6 H= 2,5	Acero Inox. 316	Precipitación con H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
T-3	Tanque	2,0 m <sup>3</sup>	D= 1,3 H= 1,5	Polietileno	Preparación de Sol. Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>
T-4	Tanque	3,0 m <sup>3</sup>	D= 1,5 H= 1,7	Polietileno	Preparación de Sol. HNO <sub>3</sub>
T-5	Tanque	0,5 m <sup>3</sup>	D= 0,7 H= 1,3	Polietileno	Recepción de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>
F-1	Filtro Centrifugo	403 l	D= 60 pulg H= 30 pulg	Acero Inox. 316	Separación de Lodo: precipitación y disolución
F-2	Filtro Centrifugo	146 l	D= 40 pulg H= 20 pulg	Acero Inox. 316	Separación de PbSO <sub>4</sub>
A-1	Agitador	1,5 Kw	D= 2 pulg H= 9 pies	Acero Inox. 316	Tanque T-1
A-2	Agitador	1,5 Kw	D= 2 pulg H= 9 pies	Acero Inox. 316	Tanque T-2
A-3	Agitador	0,5 Kw	D= 1 pulg H= 6 pies	Acero Inox. 316	Tanque T-3
A-4	Agitador	0,5 Kw	D= 1 pulg H= 6 pies	Acero Inox. 316	Tanque T-4
A-5	Agitador	1,0 Kw	D= 2 pulg H= 6 pies	Acero Inox. 316	Poza P-1
A-6	Agitador	1,0 Kw	D= 2 pulg H= 6 pies	Acero Inox. 316	Poza P-2
B-1	Bomba centrífuga	1,0 Kw		Acero Inox. 316	Pulpa de lodo: Poza PB-1 a Centrifuga F-1
B-2	Bomba centrífuga	1,0 Kw		Acero Inox. 316	Pulpa PbSO <sub>4</sub> : Poza PB-2 a Centrifuga F-2
B-3	Bomba centrífuga	1,0 Kw		Acero Inox. 316	Evacuación de efluente
B-4	Bomba centrífuga	1,0 Kw		Acero Inox. 316	Solución rica en plomo: Poza P-2 a T-2
B-5	Bomba centrífuga	1,0 Kw		Acero Inox. 316	Evacuación de Sol. con HNO <sub>3</sub> regenerado
PB-1	Poza bombeo	2,5 m <sup>3</sup>	D= 1,4 H=1,6	Concreto	Recepción de pulpa de lodo
PB-2	Poza bombeo	2,5 m <sup>3</sup>	D= 1,4 H=1,6	Revestido HDPE	Recepción de pulpa de PbSO <sub>4</sub>
P-1	Poza	9,6 m <sup>3</sup>	L= 4,0 A= 2,0 H=1,2	Concreto Revestido HDPE	Recepción de Efluente
P-2	Poza	9,6 m <sup>3</sup>	L= 4,0 A= 2,0 H=1,2		Recepción de Solución rica en Pb
P-3	Poza	11,0 m <sup>3</sup>	L= 4,6 A= 2,0 H=1,2		Recepción de Solución con HNO <sub>3</sub> regenerado
	10 Bandejas	0,25 m <sup>3</sup>	L= 1,25 A= 1,0 H=0,20	Fierro fundido	Recepción de lodo y sulfato de plomo

\* D: Diámetro, A: Ancho, H: altura, L: largo

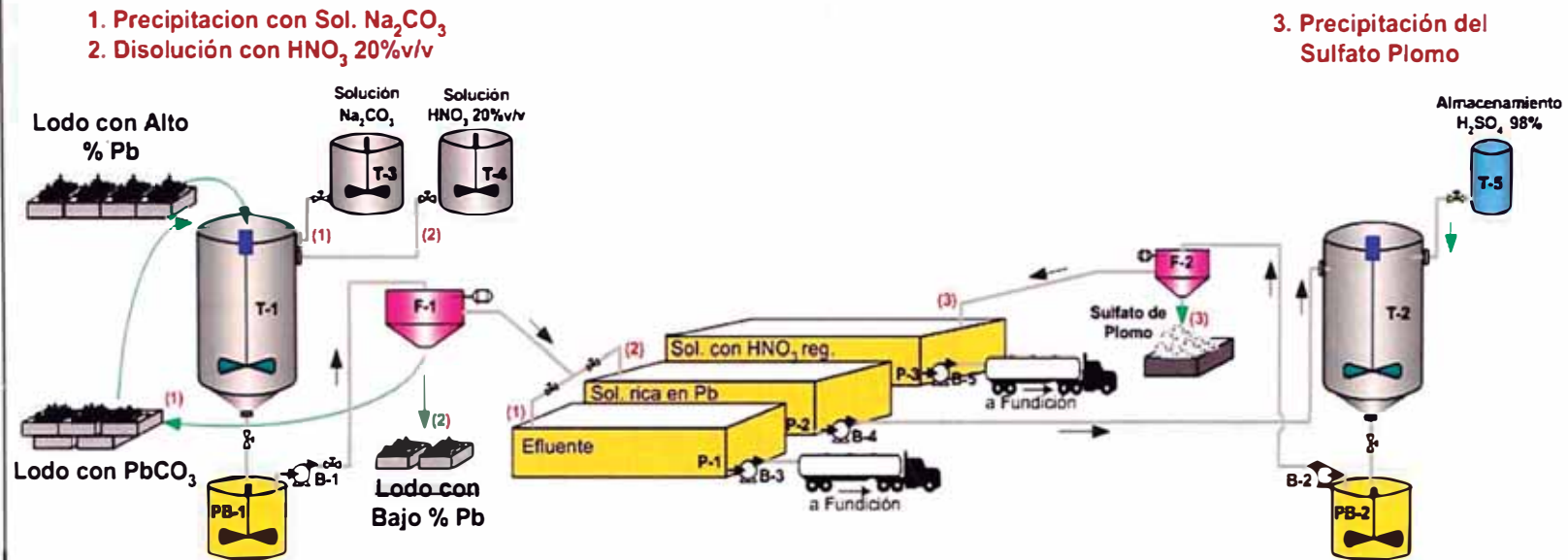
Cuadro 6.5 Listado de Equipos necesarios para el Proceso de Extracción de Plomo.

## **6.6 Ubicación de la Planta y Distribución Tentativa de Equipos.**

Para la realización del presente proyecto a nivel industrial se sugiere ubicar la “Planta de Extracción de Plomo” en el área libre (400 m<sup>2</sup>) ubicada al costado de la zona de Decoperizado. Esta ubicación proporciona ciertos beneficios, como: mayor facilidad en las operaciones por la cercanía entre las zonas de decoperizado y extracción, así como el aprovechamiento de sus instalaciones y de las dos centrifugas empleadas en la etapa de decoperizado, para su utilización en la obtención de “Lodo con carbonato de plomo” y “Lodo con bajo porcentaje de plomo”.

Una distribución tentativa de Equipos correspondiente a la “Planta de Extracción de Plomo” es presentado a continuación:

## Proceso de Extracción de Plomo del Lodo Anódico



### Etapas Principales:

1. Precipitación con Sol.  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  (T-1)
2. Disolución con  $\text{HNO}_3$  20% v/v (T-1)
3. Precipitación con  $\text{H}_2\text{SO}_4$  conc. (T-2)

Fig. 6.6 Distribución Tentativa de Equipos.

## 7.- EVALUACIÓN ECONÓMICA.

A continuación se determina la inversión fija y el costo operativo necesario para el procesamiento de 1,6 ton de lodo anódico seco con alto %Pb (1Batch), que origina 0,7 ton de lodo anódico con bajo %Pb.

### 7.1 Determinación de la Inversión Fija.

La inversión fija estimada para esta planta es de M\$100. A continuación en el cuadro 7.1, se muestra la forma de calculo de la inversión:

EQUIPO	COD	Capacidad	Material	Costo M\$
Tanque Precipitación/Disolución Lodo	T-1	4,7 m <sup>3</sup>	Acero Inox. 316	6,9
Tanque de Precipitación PbSO <sub>4</sub>	T-2	4,4 m <sup>3</sup>	Acero Inox. 316	6,6
Tanque Preparación de Sol. Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	T-3	2,0 m <sup>3</sup>	Polietileno	0,8
Tanque Preparación de Sol. HNO <sub>3</sub>	T-4	3,0 m <sup>3</sup>	Polietileno	1,2
Tanque Recepción de H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub>	T-5	0,5 m <sup>3</sup>	Polietileno	0,3
Agitador para T-1	A-1	1,5 KW	Acero Inox. 316	4,0
Agitador para T-2	A-2	1,5 KW	Acero Inox. 316	4,0
Agitador para T-3	A-3	0,5 KW	Acero Inox. 316	3,0
Agitador para T-4	A-4	0,5 KW	Acero Inox. 316	3,0
Agitador para PB-1	A-5	1,0 KW	Acero Inox. 316	3,5
Agitador para PB-2	A-6	1,0 KW	Acero Inox. 316	3,5
Bomba centrífuga	B-1	1,0 KW	Acero Inox. 316	3,0
Bomba centrífuga	B-2	1,0 KW	Acero Inox. 316	3,0
Bomba centrífuga	B-3	1,0 KW	Fundición gris	1,0
Bomba centrífuga	B-4	1,0 KW	Acero Inox. 316	3,3
Bomba centrífuga	B-5	1,0 KW	Acero Inox. 316	3,7
Poza Bombeo 1	PB-1	2,5 m <sup>3</sup>	Concret. Revest	2,2
Poza Bombeo 2	PB-2	2,5 m <sup>3</sup>	Concret. Revest	2,2
Poza Recepción de Efluente	P-1	9,6 m <sup>3</sup>	Concret. Revest	3,5
Poza Recepción de Sol. rica en Pb	P-2	9,6 m <sup>3</sup>	Concret. Revest	3,5
Poza Recepción de Sol. HNO <sub>3</sub> regene	P-3	11,0 m <sup>3</sup>	Concret. Revest	3,9
10 Bandejas para Lodos y PbSO <sub>4</sub>		c/u 0,25 m <sup>3</sup>	Hierro fundido	0,5
				<b>67</b>
Accesorios e Instalaciones			50%	33
<b>TOTAL INVERSIÓN FIJA</b>				<b>100</b>

Cuadro 7.1 Determinación de la Inversión Fija.



## 7.2 Determinación del Costo Operativo.

A continuación se detalla en los cuadros siguientes, el costo operativo para el procesamiento de un Batch equivalente a 1,6 ton de Lodo Anódico seco con alto %Plomo. Esta descripción es realizada en las siguientes etapas:

### I. Etapa de Precipitación del Plomo con Carbonato de Sodio y Separación de Sólidos.

ITEM	Consumo	Costo Unitario \$	Costo \$
Carbonato de Sodio	541 Kg	0,280 \$/Kg	151,5
Agua	3,0 m <sup>3</sup>	0,002 \$/m <sup>3</sup>	0,006
Electricidad	150 Kwh	0,078 \$/Kwh	11,7
<b>Costo Total Etapa \$:</b>			163,2

Cuadro 7.2.1 Costo Operativo - Precipitación con Na<sub>2</sub>CO<sub>3</sub> y Separación.

### II. Etapa de Disolución del Carbonato de Plomo con Ácido Nítrico y Separación de Sólidos.

ITEM	Consumo	Costo Unitario \$	Costo \$
Ácido Nítrico 67%	658 Kg	0,390 \$/Kg	256,6
Agua	3,0 m <sup>3</sup>	0,002 \$/m <sup>3</sup>	0,006
Electricidad	120 Kwh	0,078 \$/Kwh	9,4
<b>Costo Total Etapa \$:</b>			266,0

Cuadro 7.2.2 Costo Operativo - Disolución del PbCO<sub>3</sub> y Separación.

### III. Etapa de Precipitación del Plomo con Ácido Sulfúrico y Separación del Sulfato de Plomo.

ITEM	Consumo	Costo Unitario \$	Costo \$
Ácido Sulfúrico	259 Kg	0,03 \$/Kg	8,3
Agua	1,5 m <sup>3</sup>	0,002 \$/m <sup>3</sup>	0,003
Electricidad	90 Kwh	0,078 \$/Kwh	7,0
<b>Costo Total Etapa \$:</b>			15,3

Cuadro 7.2.3 Costo Operativo - Precipitación del Pb con H<sub>2</sub>SO<sub>4</sub> y Separación.

El costo operativo total resultado de las 3 etapas es de \$444 por el procesamiento de un batch de 1,6 Toneladas de Lodo seco con Alto %Plomo.

ITEM	Consumo	Costo Unitario \$	Costo Total \$
Carbonato de Sodio	541 Kg	0,280 \$/Kg	151,50
Ácido Nítrico 67%	658 Kg	0,390 \$/Kg	256,60
Ácido Sulfúrico	259 Kg	0,030 \$/Kg	8,3
Agua	7,5 m <sup>3</sup>	0,002 \$/m <sup>3</sup>	0,015
Electricidad	360 Kwh	0,078 \$/Kwh	28,1
<b>Costo Operativo Total (\$/Batch):</b>			444,5
<b>Costo Operativo Total (\$/TM Lodo producido):</b>			635,0

Cuadro 7.2.4 Costo Operativo Total – Procesamiento de 1,6Toneladas de Lodo seco con Alto %Plomo.

### 7.3 Factibilidad Económica del Proyecto.

De acuerdo a los cálculos anteriores, para poder realizar el procesamiento de lodos anódicos incluyendo una extracción de plomo, se requiere una inversión de 100 M\$, y el costo operativo por día es de 444\$/Batch.

La modernización de la Fundición tiene un impacto muy significativo sobre los costos de producción en la Refinería, debido a que elimina el proceso de fusión en la planta de ánodos, disminuyendo significativamente los costos de producción.

- Costo Producción antes Modernización Fundición = 75,0 \$/ton cátodo
- Costo Producción después Modernización Fundición = 45,0 \$/ton cátodo (Incluyendo costos por nuevo procesamiento de lodo anódico)

Generando un ahorro de 30,0 \$/ton cátodo, lo que representa una disminución del costo de producción del 40%.

La producción anual de cátodos es de 280 000 toneladas, lo que implica un ahorro anual de 8 400 M\$, que mensualmente equivale a 700 M\$ mensuales, la cual supera ampliamente la inversión inicial que requiere el proyecto.

## **VIII.- CONCLUSIONES.**

- El proceso de reducción del contenido de plomo en el lodo anódico por precipitación y disolución selectiva, es técnicamente factible, como se ha podido comprobar en las pruebas realizadas con lodos iniciales que poseen una composición de plomo entre 26,1 y 35,7%.
- En las pruebas, se ha podido extraer entre 89,5 y 92,7% del plomo contenido en el lodo inicial, obteniéndose un lodo con un porcentaje de plomo entre 4,6 y 6,4%.
- El porcentaje de plomo final en el lodo procesado es entre 4,6 y 6,4%, representando un rango conveniente para coleccionar el oro y la plata en una etapa posterior, realizada dentro del horno copela de la planta de metales preciosos. Por tanto, no es recomendable retirar todo el plomo del lodo procesado.
- La principal ventaja de retirar el exceso de plomo del lodo anódico antes de su ingreso a la planta de metales preciosos, es la reducción considerable del peso y volumen en el lodo, generándose una menor cantidad de lodo, que puede ser procesado sin dificultad por la planta de metales preciosos, cuya capacidad actual es de 1,2 ton lodo seco/día. De este modo se mantiene las condiciones de operación y productividad en dicha planta, no habiendo variación sustancial en los procesos.

- La aplicación del proceso de extracción de plomo a nivel industrial nos permitirá los siguientes porcentajes de reducción peso/volumen para el lodo inicial:

<b>Lodo Decoperizado (35% Pb)</b>	<b>Extracción de Plomo</b>	<b>Lodo Decoperizado y Desplomado (5-6% Pb)</b>
(Kg Secos/día)	%Reducción Peso	(Kg Secos/día)
1600	56,3%	700
(m <sup>3</sup> /día)	%Reducción Volumen	(m <sup>3</sup> /día)
0,952	45,3%	0,521

- Otra ventaja muy importante de reducir el porcentaje de plomo en el lodo, antes de su ingreso a la planta de metales preciosos, es de minimizar los efectos de contaminación por plomo en esta planta, especialmente en el horno copela donde se generan emisiones de gases.
- Un estimado económico para una planta que procesa 1,6 toneladas secas de "Lodo decoperizado con alto %Plomo (26-35%Pb)", nos indica una inversión aproximada de M\$100 y un costo operativo \$444 por batch de lodo procesado.

## **IX.- RECOMENDACIONES.**

- De adoptarse para la Nueva Fundición de Southern Peru, una tecnología que incremente sustancialmente el nivel de impurezas en el ánodo de cobre, como la Tecnología Flash, se recomienda la instalación de la Planta de Extracción de Plomo en la refinería, para evitar dificultades de procesamiento en sus instalaciones..
- La ubicación de la Planta de Extracción de Plomo, se sugiere dentro de la Planta de Purificación, en el área libre (400 m<sup>2</sup>) ubicada al costado de la zona de decoperizado. Esta ubicación proporciona ciertos beneficios, como: mayor facilidad en las operaciones por la cercanía entre las zonas de decoperizado y extracción, así como el aprovechamiento de sus instalaciones y de las dos centrifugas SHARPLES 60"x30" empleadas en la etapa de decoperizado, para su utilización en la obtención de "Lodo con carbonato de plomo" y "Lodo con bajo porcentaje de plomo", así como la centrifuga SHARPLES 40"x20" para la separación del sulfato de plomo.
- La realización y supervisión de las operaciones para el proceso de extracción de plomo, puede ser ejecutado por el personal de la planta de purificación, no requiriéndose personal adicional.
- El Sulfato de Plomo, subproducto del proceso de extracción, con una pureza mayor 98%, puede comercializarse para reducir los costos operativos.
- Las soluciones efluente generadas del proceso de extracción, pueden ser enviadas a la fundición, para su disposición o tratamiento.

## **X.- BIBLIOGRAFÍA.**

1. Biswas A.K., Davenport W.G.; Extractive Metallurgy of Copper, Second Edition; Pergamon Press Ltd; 1980.
2. Twidwell L.G., O'Keefe T.J.; Unit Processes in Extractive Metallurgy - Electrometallurgy; Montana College of Mineral Science and Technology; 1998.
3. Mantell C.L. Ph.D; Ingeniería Electroquímica, Second Edition; Editorial Reverté S.A; 1980.
4. Chen T.T, Dutrizac J.E; The Mineralogy of Copper Electrorefining; JOM; August 1990.
5. Braun T.B, Rawling J.L, Richards K.; Impurities in Copper Electrorefining; August 1985.
6. Cooper C.W.; The Treatment of Copper Refinery Anode Slimes; JOM; August 1990.
7. Hoffmann J.E.; Processing Slimes: The Base Case and Opportunities for Improvement; August 1987.
8. Dr. Foo G.; Recovery of Precious Metals from Tank House Slimes; 1985.

9. Hyvarinen O., Rosenberg E., Lindroos L.; Selenium and Precious Metals Recovery from Copper Anode Slimes at Outokumpu Pori Refinery; 1988.
10. Hoffmann J.E; Recovery of Selenium from Electrolytic Copper Refinery Slimes; Exxon Minerals Company; 1985.
11. Bayraktar I.; Hydrometallurgical Processing of Copper Anode Slimes for Metals Recovery; 1985.
12. Ying-Chu Hoh, Chih-Chien Chang, Wen-Shou Chuang, Bao Dien Lee; INER Process for Recovering Precious Metals from Copper Refinery Anode Slime; June 1982.
13. Hoffmann J.E; The Wet Chlorination of Electrolytic Refinery Slimes; JOM; August 1990.
14. Operaciones y Procesos en la Planta de Residuos Anódicos y Antimonio; Fundición y Refinería de la Oroya; 1997.
15. Huheey J.E., Heiter E.A.; Química Inorgánica - Principios de Estructura y Reactividad, Cuarta Edición; Oxford University Press; 1997.
16. Linke W. Ph.D; Solubilities Organic Inorganic and Metal – Compounds, Fourth Edition, Volume II; American Chemical Society, 1965.
17. Whitten K.W., Gailey K.D., Davis R.E.; Química General; McGraw -Hill; 1992.



## XI.- APENDICE.

### A

#### ESTUDIO TERMODINÁMICO DE: PRECIPITACIÓN DEL PLOMO CON CARBONATO DE SODIO

Para la siguiente reacción:



Evaluaremos el efecto de la espontaneidad haciendo el cálculo del  $\Delta G_{\text{reacción}}$ .

$$\Delta G_{\text{reacción}} = \Delta G_f \text{Na}_2\text{SO}_4(\text{ac}) + \Delta G_f \text{PbCO}_3(\text{s}) - (\Delta G_f \text{PbSO}_4(\text{s}) + \Delta G_f \text{Na}_2\text{CO}_3(\text{ac}))$$

$$\Delta G_f \text{PbSO}_4 (\text{s}) = -192,90 \text{ Kcal/mol}$$

$$\Delta G_f \text{Na}_2\text{CO}_3 (\text{ac}) = -251,36 \text{ Kcal/mol}$$

$$\Delta G_f \text{Na}_2\text{SO}_4 (\text{ac}) = -301,28 \text{ Kcal/mol}$$

$$\Delta G_f \text{PbCO}_3 (\text{s}) = -150,00 \text{ Kcal/mol}$$

$$\Delta G_{\text{reacción}} = -7,02 \text{ Kcal/mol} \quad (\text{Para } 25^\circ\text{C})$$

El signo negativo de  $\Delta G$  nos indica que la reacción es espontánea.

Además, sabemos que en el equilibrio se tendrá:

$$\Delta G_{\text{reacción}} = -RT \cdot \text{LN}(K) \quad \rightleftharpoons \quad \text{LN}(K) = - \Delta G_{\text{reacción}} / RT$$

$$\text{Donde:} \quad R = 1,987 \text{ cal/mol.K} \quad T = 298,15 \text{ K}$$

$$\text{Reemplazando:} \quad K = 140084$$

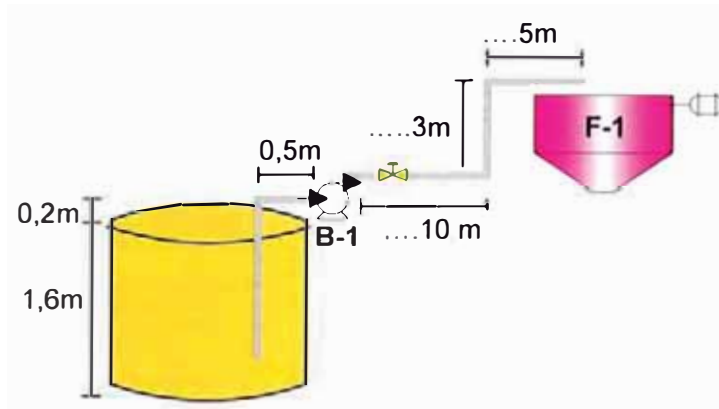
Este valor grande de K nos indica que el equilibrio esta desplazado hacia la derecha.

## B

### BOMBAS REQUERIDAS PARA EL PROCESO DE EXTRACCION DEL PLOMO

#### BOMBA B-1 :

Bombea las pulpas de lodo, obtenidas de proceso de precipitación con carbonato de sodio y disolución con solución de ácido nítrico. Desde la poza de recepción PB-1 hacia el filtro centrifugo F-1.



Caudal (Q) = 10 m<sup>3</sup>/h - 0,167 m<sup>3</sup>/min - 2,8 l/s

Densidad Pulpa = 1600 Kg/m<sup>3</sup>

Viscosidad Pulpa = 15 cp

Diámetro Tubería Nominal = 2,5 pulg Tubería de PVC, clase 10

Diámetro interno Tubería (d) = 2,6 pulg

Rugosidad tubería = 0,0014 pulg

Velocidad = 32,89 \* Q/d<sup>2</sup>

Velocidad = 32,89 \* 0,167 / (2,6)<sup>2</sup>

Velocidad = 0,811 m/s

Nre = 835,7 \* Q \* ρ / (d \* μ)

$$Nre = 835,7 * 0,167 * 1600 / (2,6 * 15)$$

$$Nre = 5714 > 4000 \implies \text{Turbulento}$$

$$e/d = 0,0014/2,6 = 0,00054$$

$$\text{Del Diagrama de Moody : } f = 0,037$$

Perdida de Carga por 100 m de Tubería (  $\Delta P_{100}$  ):

$$\Delta P_{100} = 21,74 * f * Q^2 * \rho / d^5$$

$$\Delta P_{100} = 21,74 * 0,037 * 0,167^2 * 1600 / (2,6)^5$$

$$\Delta P_{100} = 0,301 \text{ kg/cm}^2$$

$$hf_{100} = \Delta P_{100} * 10000 / \rho$$

$$hf_{100} = 0,301 * 10000 / 1600$$

$$hf_{100} = 1,88 \text{ m}$$

Longitud Total Succión hf		Longitud Total Descarga hf	
Longitud Propia	2,3	Longitud Propia	18,0
Longitud Equivalente	2,7	Longitud Equivalente	16,7
1 válvula de compuerta	0	1 válvula de compuerta	13,7
1 Codo de 90° radio largo	1,5	1 Codo de 90° radio largo	3,0
1 Entrada forma de corneta	1,2		
<b>Longitud Total</b>	<b>5,0</b>	<b>Longitud Total</b>	<b>34,7</b>

$$hf_{\text{succión}} = hf_{100} * \text{Longitud total} / 100$$

$$hf_{\text{descarga}} = hf_{100} * \text{Longitud total} / 100$$

$$hf_{\text{succión}} = 1,88 * 5,0 / 100$$

$$hf_{\text{descarga}} = 1,88 * 34,7 / 100$$

$$hf_{\text{succión}} = 0,09 \text{ m}$$

$$hf_{\text{descarga}} = 0,65 \text{ m}$$

CONDICIONES DE PUNTO :		SUCCION	DESCARGA
Z	m	-1,8	5,0
Presión relativa	kg/cm <sup>2</sup>	0	0
Presión atmosférica	kg/cm <sup>2</sup>	1,033	1,033
Presión absoluta	kg/cm <sup>2</sup>	1,033	1,033
<b>Presión absoluta</b>	<b>m</b>	<b>6,5</b>	<b>6,5</b>
Velocidad	m/s	0,6	0,811
<b>Velocidad <sup>2</sup>/2g</b>	<b>m</b>	<b>0,018</b>	<b>0,034</b>
hf	m	0,09	0,65
<b>hs y hd</b>	<b>m</b>	<b>4,58</b>	<b>12,14</b>

$$h_s = z + \text{presión} + \text{velocidad}^2 / (2g) - h_{fs}$$

$$h_d = z + \text{presión} + \text{velocidad}^2 / (2g) + h_{fd}$$

$$\text{HEAD (H)} = h_d - h_s = 12,14 \text{ m} - 4,58 \text{ m}$$

$$\text{HEAD (H)} = 7,56 \text{ m}$$

### POTENCIA DE LA BOMBA

CONSIDERANDO: EFICIENCIA = 40%

$$\text{POTENCIA KW} = P_e \cdot Q \cdot H / (6120 \cdot \text{EFICIENCIA})$$

$$\text{POTENCIA KW} = 1600 \cdot 0,167 \cdot 7,56 / (6120 \cdot 0,4)$$

$$\text{POTENCIA KW} = 0,82$$

$$\text{POTENCIA HP} = 1,10$$

<b>NSPH Disponible:</b>		
Z1		-1,8
Presión atmosférica	kg/cm <sup>2</sup>	1,033
Presión succión relativa	kg/cm <sup>2</sup>	0
Presión vapor líquido	kg/cm <sup>2</sup>	0,022
h <sub>fs</sub>	m	0,09
<b>NSPH disponible</b>	<b>m</b>	<b>4,42</b>

$$\text{NSPH} = \frac{(P_{\text{atm}} + P_{\text{succión}} - P_{\text{vapor líq.}}) \cdot 10000}{\text{Peso equivalente}} + z_1 - h_{fs}$$

### CUADRO RESUMEN REQUERIMIENTO DE BOMBAS

BOMBA N°	FLUJO		HEAD	NSPH	POTENCIA	
	m <sup>3</sup> /h	l/seg			KW	HP
1	10	2,8	7,56	4,42	0,82	1,1
2	10	2,8	7,50	4,85	0,77	1,0
3	20	5,6	7,15	9,06	0,86	1,2
4	15	4,2	6,26	7,70	0,83	1,2
5	20	5,6	7,15	9,06	0,86	1,2

## C

### AGITADORES REQUERIDOS PARA EL PROCESO DE EXTRACCION DEL PLOMO

**AGITADOR A-1** : Ubicado en Tanque T-1, cuyas dimensiones son:

Diámetro (D) = 1,6 m    Altura del Tanque (H) = 2,1 m

Condiciones geométricas:

$Da/D = 1/3$                        $Da = 0,53 \text{ m} = 21 \text{ pulg}$

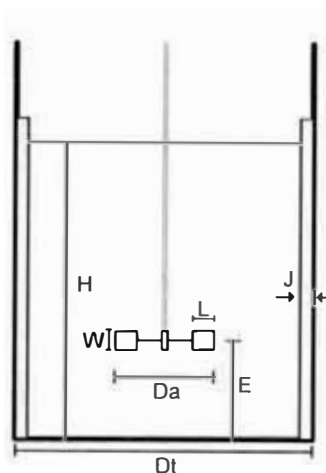
$H/D = 1/1$                           $H = 1,60 \text{ m}$

$E/D = 1/3$                           $E = 0,53 \text{ m}$

$J/D = 1/12$                          $J = 0,13 \text{ m}$

$W/Da = 1/5 \text{ (S4)}$                  $W = 0,11 \text{ m}$

$L/Da = 1/4$                           $L = 0,13 \text{ m}$



$n = 125 \text{ rpm} = 2,1 \text{ rps}$

$Da = 0,53 \text{ m}$

$\rho = 1600 \text{ Kg/m}^3$

$\mu = 15 \text{ cp} = 0,015 \text{ Kg/ms}$

$g = 9,81 \text{ m/s}^2$

$Nre = Da^2 n \rho / \mu = 62422$  Turbulencia completamente desarrollada  $> 10\ 000$

$P = Kt n^3 Da^5 \rho$

$Kt = 1,63$  Para turbina de 6 palas inclinadas  $45^\circ$   $S4 = 0,2$

$P = 986,196 \text{ W} = 0,99 \text{ KW}$

$P = 1,32 \text{ HP}$

Para: Volumen =  $2,5 \text{ m}^3 \Rightarrow$  Relación =  $0,39 \text{ KW/m}^3$

$0,03 - 0,2 \text{ KW/m}^3$     Agitación ligera

$0,2 - 0,5 \text{ KW/m}^3$     **Agitación vigorosa**

$0,5 - 2,0 \text{ KW/m}^3$     Agitación intensa

### CUADRO RESUMEN REQUERIMIENTO DE AGITADORES

Agitador #	Da m	V m <sup>3</sup>	$\mu$ cp	$\rho$ Kg/m <sup>3</sup>	rpm	Nre	KW	HP	KW/m <sup>3</sup>
AG1-T1	0,53	2,5	15	1600	125	62422	0,99	1,32	<b>0,39</b>
AG1-T1	0,53	3,2	10	1500	125	87781	0,92	1,24	<b>0,29</b>
AG2-T2	0,53	3,0	10	1500	125	87781	0,92	1,24	<b>0,31</b>
AG3-T3	0,43	2,0	5	1200	100	73960	0,13	0,18	<b>0,07</b>
AG4-T4	0,50	2,4	5	1100	100	91667	0,26	0,35	<b>0,11</b>
AG5-PB1	0,47	2,5	15	1600	125	49089	0,54	0,73	<b>0,22</b>
AG5-PB1	0,47	2,5	10	1500	125	69031	0,51	0,68	<b>0,20</b>
AG6-PB2	0,47	2,5	10	1500	125	69031	0,51	0,68	<b>0,20</b>

## D

### ESTUDIO DE TIEMPOS DEL PROCESO DE EXTRACCION DE PLOMO

En el diagrama siguiente se muestra un estudio de tiempos para estimar la duración del proceso de extracción de plomo.

EXTRACCION DE PLOMO EN EL LODO ANODICO - ESTUDIO DE TIEMPOS

