

433116

12 FEB. 1975

P.- 59.347

Clase: C22B 13/00, C01G 21/00

MEMORIA DESCRIPTIVA

para solicitar PATENTE DE INVENCION por 20 años

a nombre de BOLIDEN AKTIEBOLAG

entidad sueca

establecida en Sturegatan 22, 114 05 Estocolmo, Suecia

por: "METODO DE RECUPERAR PLOMO BRUTO DE MATERIALES QUE  
CONTIENEN PLOMO SUSTANCIALMENTE EN FORMA DE OXIDOS  
Y/O SULFATOS" (Clase Internacional C22b)

La invención se refiere a un método de producción de plomo bruto partiendo de un material que contiene plomo, sustancialmente en forma de óxidos y sulfatos, obtenido en el tratamiento metalúrgico de plomo, zinc y/o concentrados de cobre complejos. El método es adecuado también para el trabajo de chatarra de acumuladores y materiales semejantes. Los productos intermedios, óxidados y sulfatados, de este tipo, son en gran parte productos en polvo fino que se recogen en filtros de polvo de diversos tipos, por ejemplo, filtros tubulares, filtros de bolsa o precipitadores electrostáticos. Tales productos intermedios son, en general, muy complejos y habitualmente consisten, en gran proporción, en óxidos y/o sulfatos de Pb, Cu, Ni, Bi, Cd, Sn, As, Zn y Sb. En ciertos casos pueden encontrarse presentes también, metales preciosos en cantidades valiosas. Los halógenos tales como cloro y flúor, también se encuentran presentes habitualmente. La composición varía por lo general dentro de límites amplios y, por consiguiente, no es posible establecer la composición de un material típico, pero el contenido de plomo es necesario que sea superior al 20% si el material ha de ser usado para la producción económica de plomo. Hasta qué punto el contenido de plomo puede ser bajo y hacer todavía económico el tratamiento, depende, naturalmente, del valor de otros metales presentes, sobre todo el estaño y los metales preciosos. Se forman en grandes cantidades productos

intermedios del tipo mencionado en la metalurgia no ferrosa y son, invariablemente, de valor metálico considerable.

5 Sin embargo, en la práctica, se ha puesto de manifiesto que es muy difícil extraer los metales valiosos partiendo del material mencionado, de un modo eficiente y económico. Han sido ensayados cierto número de procedimientos, pero hasta la fecha no ha surgido ningún procedimiento económicamente interesante.

10 Se han llevado a cabo intentos para fundir y reducir los metales existentes en los productos complejos anteriormente citados en los hornos de cuba usados habitualmente para la producción de plomo, mezclándoles con otras cargas de horno constituidas por concentrados de plomo sintetizados, un material para la formación de escoria y coque. Dado que los productos intermedios contienen casi siempre cantidades considerables de halógenos, tales como cloro y flúor, se forman halogenuros fácilmente fusibles que bloquean la cuba y conducen a la parada del horno.

15 Por consiguiente, han sido intentados otros modos de resolución del problema de mejoramiento de los productos antes citados que contienen plomo. Durante un periodo de tiempo largo, los productos intermedios han sido tratados en hornos de reverbero, lo que constituyó un adelanto sobre el tratamiento de los mismos en hornos de cuba. Los hornos  
20 de reverbero constan de una gran cámara de fusión donde se  
25

funde la carga del horno con ayuda de una llama de combustible-aire dirigida contra la superficie del baño, con lo que los metales son reducidos por el coque mezclado con la carga del horno. Los hornos de reverbero no son económicos, debido principalmente a que tiene lugar una reducción relativamente lenta, y por el hecho de que la transmisión de calor es mala. Además hay grandes pérdidas de polvo.

Para mejorar estas condiciones y rectificar las irregularidades de los procedimientos anteriores, han sido ensayados varios tipos de hornos giratorios. Los hornos giratorios, son bien conocidos y han sido descritos en la bibliografía, por ejemplo, "Metall und Erz", volumen 32, páginas 38 y 40 (1935). Al principio fueron usados hornos que poseían una longitud grande con respecto al diámetro, pero esto puso de manifiesto seguidamente que era una causa de dificultad. Por consiguiente, fueron desarrollados nuevos tipos de horno considerablemente más cortos con respecto al diámetro. Hornos de este tipo se describen en "Metall und Erz", volumen 32, p. 511 ff (1935) y donde se adopta, en general el nombre alemán "Kurtrommelofen" ("horno de tambor corto"). Tales hornos se caracterizan por el hecho de que el diámetro es aproximadamente igual a la longitud y se usan, por ejemplo, para fundir y reducir chatarra de acumuladores. Una ventaja de los hornos giratorios es que no es necesario mezclar anticipadamente la carga, ya que el

mezclado tiene lugar al girar el horno, habitualmente a la velocidad de 1 rpm. El calentamiento y la fusión tienen lugar de modo semejante al usado en los hornos de reverbero, por medio de un quemador incorporado a la pared final del

5                   horno. Una dificultad existente con los hornos giratorios es que no pueden ser cargados con un material que esté finamente dividido, ya que tienen lugar grandes pérdidas de polvo al girar el horno. Esto depende del hecho de que en

10                   el horno tiene lugar una reacción y una fusión del material cargado tan lentas, que el material de grano fino sin fundir es arrastrado por el gas. En el libro "Erzmetall" 1, páginas 21-28 (1948) se describe un método de fusión y reducción de productos intermedios. La reducción de materiales oxidados y sulfatados se efectúa en un horno de tambor

15                   de giro lento, por medio de coque mezclado normalmente con el material que está siendo introducido.

Una desventaja existente con el tambor de giro lento, conocido, es que no es posible purificar económicamente el plomo reducido en lo que respecta a As, Sb y Sn, por ejemplo. El plomo producido en los hornos de giro lento, hornos de cuba y hornos de reverbero, contendrá por tanto estas impurezas si es que se encuentran presentes en la materia prima. En la producción de plomo afinado de este modo, estos metales, por consiguiente, deben ser oxidados para

20                   que puedan ser eliminados en forma de escoria. Esto se hace

25

habitualmente en un aparato separado, del modo convencional, en el que el afinado del plomo crudo se efectúa dejando que el Sn, el Sb y el As reaccionen con oxígeno atmosférico formando óxidos que flotan sobre la superficie del baño y que pueden ser desescoriados. El afinado de este tipo puede ser llevado a cabo debido al hecho de que el Sn, el Sb y el As tienen una afinidad para el oxígeno mayor de la que tiene el plomo.

En el método del horno de giro lento antes citado, la desescoriación mencionada puede ser llevada a cabo usando un exceso de aire en el quemador a una temperatura de 600-900°C aproximadamente. No obstante esto consume un tiempo muy largo. El factor que determina la velocidad y selectividad del afinado es la difusión de las impurezas hacia la superficie del baño metálico donde, en este caso, tiene lugar la oxidación. La superficie de reacción entre el metal y el gas de reacción en el horno de giro lento es muy pequeña. Ha sido ensayado el uso de oxígeno gaseoso en la oxidación en hornos de giro lento, pero esto conduce a la oxidación de grandes cantidades de plomo, con independencia de si el oxígeno se insufla a la superficie o al propio baño.

Un desarrollo del principio del horno giratorio es el convertidor giratorio con soplado por la parte superior (CGSS) denominado también convertidor "Kaldo", que

se caracteriza por su rápida velocidad de giro hasta de 40 rpm, y por el hecho de que está montado sobre cojinetes para que durante el funcionamiento pueda hacerse girar en torno a un eje inclinado hacia el plano de la horizontal. Esta inclinación debe ser, de preferencia, de 15-30°. Han sido usados convertidores de este tipo en la industria del acero durante mucho tiempo. Véase, por ejemplo, las patentes Suecas 137.382 y 162.036. Estas patentes describen métodos de descarburar y afinar arrabio haciendo pasar por la superficie oxígeno o aire enriquecido con oxígeno a través de una lanza refrigerada con agua, a la vez que se hace girar el convertidor.

Recientemente, han sido puestos en uso convertidores de giro rápido para la reducción de materiales sulfurados, por ejemplo, para la producción de cobre y níquel. En este caso el método implica fundir y reducir cobre y níquel, respectivamente, y usar oxígeno o aire enriquecido con oxígeno, quemando el azufre mediante soplado superficial con una lanza. Véase, por ejemplo, la 101ª Reunión Anual AIME en la que Daniel y Jaquay describen métodos de este tipo. La patente Sueca 369.734 indica el tratamiento de escoria de convertidor con sulfuros para purificar la escoria y extraer, con ello, el contenido de cobre. Véase también la patente Sueca 355.603 que muestra un método de producción de cobre por tratamiento de sulfuro de cobre que

contiene níquel.

En general, ha ocurrido frecuentemente que las ventajas proporcionadas por los hornos giratorios inclinados o convertidores, a saber, reacción más rápida y mayor producción con respecto al volumen del horno, son contrarrestadas con frecuencia por los elevados costos de inversión y funcionamiento.

Sorprendentemente se ha puesto de manifiesto ahora que los hornos giratorios inclinados son sumamente adecuados para la producción de plomo crudo mediante reducción de un material que contiene plomo en forma de óxidos y/o sulfatos, posiblemente contaminado con uno o más de los elementos zinc, antimonio, estaño y arsénico. El material de plomo se funde en este caso mediante una llama de combustible-oxígeno en un horno giratorio inclinado, después de lo cual se reduce la masa fundida a plomo metálico, con un agente reductor. Al mismo tiempo el estaño, el arsénico y el antimonio presentes en el material se reducen también al estado elemental. En el proceso de fusión y reducción antes descrito, se obtienen ventajas considerables en comparación con los procedimientos anteriores conocidos. En virtud del hecho de que el horno está inclinado hacia el plano de la vertical y de que el número de revoluciones puede variar, la fuerza de fricción inducida eleva la masa fundida a lo largo de la pared interior del horno hasta un

nivel en el que la masa fundida cae en forma de gotas de líquido, finamente divididas. En la pendiente máxima el horno tendrá una inclinación de 15-30° con respecto al plano de la horizontal y una velocidad de giro de 10-60 rpm, según el diámetro del horno. El diámetro del horno puede variar entre 0,5 y 10 m y es, de preferencia, de 2 a 4,5 m. El horno debe hacerse funcionar durante la reducción y el afino antes citados a una velocidad de 0,5-7 m/seg, medida en la circunferencia interior de la parte cilíndrica del horno. La velocidad preferida es de 2 a 5 m/seg. Esto corresponderá a 13-32 rpm para un horno con un diámetro de 3 m. La rotación antes definida proporciona un mezclado muy a fondo de la carga, de modo que la masa fundida es homogénea en lo que respecta a su composición química y a su temperatura. Dispersando la masa fundida en el estado gaseoso de este modo, tienen lugar reacciones químicas muy rápidas y se alcanza el equilibrio rápidamente. Se obtiene de este modo una buena medida de control para las diferentes variables en la reducción, y es fácil mantener la temperatura dentro del intervalo requerido de 900 - 1250°C. Ya que algunos de los compuestos metálicos de la carga son relativamente volátiles, es muy importante que las reacciones químicas sean rápidas y, en particular, que se ejerza un control estricto sobre la temperatura. La temperatura puede ser mantenida con faci-

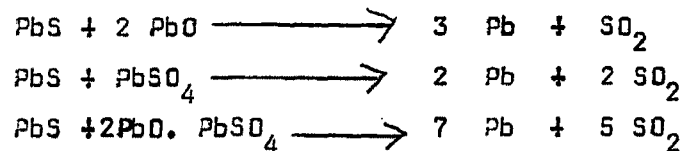
lidad dentro del intervalo deseado por medio de un quemador que utilice combustible líquido, gas o carbón.

Siempre surgen problemas de polvo en los procesos metalúrgicos cuando se introducen en hornos con quemadores materiales en partículas, y sobre todo en aquellos casos en que los materiales están muy finamente divididos. Las gotas de la masa fundida, líquida, anteriormente citadas, que se forman durante la rotación del horno, contribuyen eficazmente a humedecer los materiales cargados, de modo que la proporción de polvo arrastrado en los gases residuales es muy pequeña. Al contrario de los procedimientos convencionales, ésto hace posible ahora el cargado continuo de materiales constituidos total o parcialmente por fracciones muy finas. Esto, a su vez, permite un ahorro económico considerable en la preparación de la carga. Habitualmente se obtienen productos intermedios que contienen plomo en forma de polvo muy finamente dividido. Este polvo puede fundirse y reducirse directamente mediante el método presente sin que sea necesario tipo alguno de modulización y/o sinterización anticipada para obtener aglomerados mayores.

Durante la reducción, se suministra calor principalmente por medio de un quemador de combustible líquido, por ejemplo. La reducción real de la masa fundida puede ser llevada a cabo con el mismo quemador con una llama reductora y/o un agente reductor sólido. Son ejemplos de agentes

reductores sólidos que pueden ser usados, hierro o carbón e incluso sulfuros, por ejemplo, puede ser usado un concentrado de plomo (PbS). El sulfuro de plomo reacciona con el óxido de plomo (II) y el sulfato de plomo del siguiente modo:

5



10

Pueden usarse los concentrados de plomo tanto en forma aglomerada como sin aglomerar.

15

De la reducción se obtiene un plomo crudo que contiene las impurezas de la materia prima en forma de estaño, arsénico, antimonio, bismuto y cadmio. A partir del óxido de zinc en la carga, por otra parte, se forma una escoria, ya que el zinc es reducido a un nivel muy bajo de actividad de oxígeno en la escoria oxidada que cubre el baño de plomo. Si la reducción se lleva a cabo hasta el punto de que el contenido de óxido de plomo en la escoria llega a un valor inferior a 5% aproximadamente, el zinc también comienza a ser reducido y es expulsado habida cuenta de su volatilidad.

20

El óxido de zinc que se forma y que flota sobre el baño de plomo, no es fundido a las temperaturas que prevalecen, lo que es la causa de que se obtenga una escoria líquida que contiene zinc cuando se añade un material que

25

5 forma escoria tal como fayalita y/o arena cuarcífera. Esta  
escoria puede ser golpeada y contendrá aproximadamente 5%  
de PbO, con lo que se evita el desprendimiento de vapores  
de zinc. La escoria puede ser tratada después en un horno  
especial de desprendimiento de humos de la escoria para la  
recuperación del zinc. El método permite por tanto diferen-  
tes modos de recuperación del zinc, según las condiciones  
reales. En los métodos de reducción convencionales que usan  
hornos de reverbero u hornos de giro lento de modo horizon-  
tal, por ejemplo el "Kurztrommelofen", la reducción se efectúa  
muy lentamente. Esto depende en parte del hecho de que  
el contacto entre el agente reductor y la masa fundida es  
mala.

15 Otro modo de resolver este problema es continuar  
la reducción del óxido de plomo hasta un contenido de 1 - 2%  
de PbO en la escoria, con lo que se producirán y volatiliza-  
rán cantidades considerables de zinc. El zinc volatiliza-  
do puede ser recuperado, después de oxidación a óxido de  
zinc, en una instalación de purificación de gases construi-  
da con filtros tubulares o precipitadores electrostáticos.

20 Asimismo se ha puesto de manifiesto que los hor-  
nos de CGSS son muy adecuados para la separación total de  
antimonio, estaño, y arsénico del plomo producido mediante  
oxígeno, separando en primer lugar una escoria oxidada que  
25 contiene estaño y después escorias oxidadas que contienen

arsénico y antimonio.

Después de la fusión y reducción antes citadas en donde la escoria que contiene zinc es sangrada o expulsada, el afino del plomo crudo se lleva a cabo insuflando oxígeno o aire enriquecido con oxígeno en el horno giratorio por medio de una lanza dirigida 10-50 cm por encima de la superficie del baño. Las impurezas de Sn, As y Sb existentes en la masa fundida de plomo reaccionan con el oxígeno formando óxidos que flotan en la superficie del baño desde donde pueden ser escorificadas. Se ha puesto de manifiesto sorprendentemente que esta purificación del plomo puede ser llevada a cabo con excelente selectividad en lo que respecta a  $\text{SnO}_2$  de una parte y a As y Sb de otra. La explicación de esto reside no sólo en el hecho de que los metales citados tienen diferentes afinidades para el oxígeno, sino también a que el procedimiento del horno descrito crea condiciones tales que se alcanza la citada selectividad de purificación.

La presente invención proporciona una capacidad de producción que es de 8 a 10 veces mayor que la de los procedimientos anteriormente conocidos. En el procedimiento puede ser usado oxígeno si se desea y ello tiene la gran ventaja de reducir la cantidad de gases de escape facilitando con ello la purificación gaseosa y reduciendo la cantidad de polvo arrastrada por los gases. Además el plomo reducido puede ser purificado selectivamente en la misma unidad de horno rá-

pida y económicamente, operación que no es posible en hornos de reverbero o que giran horizontalmente, por ejemplo el "Kurztrommelofen".

5 Un procedimiento según la presente invención es imposible de llevar a cabo, por ejemplo en hornos de reverbero o en hornos de giro lento, horizontales,

#### Ejemplo 1

10 En la ejecución del método según la presente invención se usa un CGSS con un diámetro de 3,6 m y un volumen eficaz de 10 m<sup>3</sup>. El horno estaba provisto de equipo auxiliar entre el que puede citarse un aparato transportador de la alimentación, y depósitos de carga por encima del horno, para módulos, coque y arena, y un depósito de carga intermedio para materiales mixtos.

15 El horno se cargó con 21 toneladas de material que estaba constituido por:

	43-7% Pb	4,8 % de Fe
20	8,9% Zn	5,0% de SiO <sub>2</sub>
	0,55% Sn	0,56% Cd
	3,7% As	3,4% Cl
	0,35% Sb	1,5% F
	0,04% Bi	5,9% S
25	0,06% Cu	4,7% H <sub>2</sub> O

El tiempo de carga fue de 10,5 min.

5 El horno se equipó con un quemador al que se suministraron 15 l de combustible líquido y 35 m<sup>3</sup>N de oxígeno por minuto. La fusión tardó 74 minutos, después de lo cual se elevó el horno y se añadieron y fundieron otras 15 toneladas de material, tardando en ésto 53 minutos. Esto se repitió con una cantidad adicional de 15 toneladas de material que se fundió después de 53 minutos. El horno contenía entonces 51 toneladas de material fundido y el periodo de tiempo  
10 total requerido para alcanzar la terminación de la fusión fue de 205,5 min, habiéndose suministrado al quemador 2,7 m<sup>3</sup> de combustible líquido y 6.300 m<sup>3</sup>N de oxígeno. Durante la etapa inicial de la fusión se hizo girar el horno sólo lentamente (aproximadamente 1 rpm) y cuando la fusión comenzó a ser completa se hizo girar a una velocidad hasta de 20  
15 rpm.

20 La reducción que siguió después se consiguió usando el coque en la proporción de unos 40 kg por tonelada de carga o 2040 kg para la totalidad del lote. El tiempo de reducción fue de 180 minutos y el calor se mantuvo por medio de una llama de combustible algo reductora, para lo que se añadieron 4 l de combustible líquido y 8 m<sup>3</sup>N oxígeno por minuto. La velocidad de giro del convertidor se aumentó durante el tiempo de reducción sucesivamente hasta 25 rpm, con lo  
25 que se obtuvo en el horno una fuerte "lluvia" de gotas de lf-

quido. El proceso se terminó mediante una reducción gradual del suministro de coque y de la velocidad de giro. El horno contenía un plomo crudo en una cantidad de 19 toneladas y el análisis siguiente: Sn 0,86%, As 1,26% Sb 0,63% y posteriormente pudo ser tratado metalúrgicamente o colarse en lingotes.

#### Ejemplo 2

Después de retirar la escoria el plomo crudo del ejemplo 1 en una cantidad de 19 toneladas se afinó adicionalmente para la separación y recuperación de Sn, Sb y As.

El convertidor se hizo girar a una velocidad de 25 rpm aproximadamente y se efectuó la oxidación por medio de oxígeno insuflado en la cámara de fusión con ayuda de una lanza de oxígeno a la velocidad de 10 m<sup>3</sup>N/min aproximadamente durante 8,5 minutos aproximadamente, con lo que se oxidó la totalidad del estaño junto con algo de plomo. La escoria, que contenía estaño, y que fue separada tenía el análisis siguiente: Pb = 50%, Sn = 20%. La eficacia del oxígeno en la oxidación del estaño fue de 80% aproximadamente, formando óxido de plomo el oxígeno restante, El consumo total de oxígeno fue de 85 m<sup>3</sup>N.

Después de la escorificación del estaño y de su separación subsiguiente, el arsénico y antimonio presentes en el plomo crudo fueron oxidados del mismo modo mediante

oxidación posterior. La escoria de As-Sb-Pb formada en la oxidación, aproximadamente 1 tonelada, se separó una vez completada la oxidación. Tenía el análisis siguiente: As = 25%, Sb = 13%, Pb = 60%. En este caso también la eficacia fue del 80% aproximadamente, proporcionando un consumo de oxígeno total de 120 m<sup>3</sup>N.

Los contenidos de estaño, arsénico y antimonio en el plomo purificado eran: Sn < 0,003%, As < 0,003% y Sb < 0,003%.

Considerando las dificultades que surgen en general con los procesos de reacción lenta que caracterizan normalmente la reducción de plomo, fue, por tanto, totalmente sorprendente que el proceso pudiera ser efectuado en un convertidor giratorio, inclinado, y que mediante la reacción entre las gotas de líquido y un gas reactivo pudiera ser obtenida una capacidad por m<sup>3</sup> de volumen del horno, tan inesperadamente grande.

La presente solicitud, que corresponde a la presentada en Suecia, el 20 de Diciembre de 1973, bajo los números 73 17217-3 y 73 17218-1, se acoge a los beneficios del Artículo 51 del vigente Estatuto sobre Propiedad Industrial.

## REIVINDICACIONES

5  
Los puntos de invención propia y nueva que se presentan para que sean objeto de esta solicitud de Patente de Invención en España, por VEINTE años, son los que se recogen en las reivindicaciones siguientes:

10 1ª.- Un método de recuperar plomo bruto de materiales que contienen plomo sustancialmente en forma de óxidos y/o sulfatos, que consiste en cargar el material que contiene plomo a un horno giratorio con un eje de giro inclinado hacia el plano de la vertical y fundir dicho material con ayuda de una llama formada quemando un combustible con oxígeno sobre la superficie del baño, y reducir los compuestos de plomo fundidos con un agente de reducción mientras se hace girar el horno.

15 2ª.- Un método según la reivindicación 1ª, que consiste en el afino del plomo crudo de cualesquiera posibles impurezas presentes de estaño, antimonio y arsénico, por oxidación de las impurezas del plomo fundido por medio de gases que incluyen oxígeno, y separando la escoria formada.

25 3ª.- Un método según la reivindicación 2ª, que

consiste en el afino del plomo crudo de impurezas de estaño oxidando sustancialmente, en primer lugar, el contenido de estaño y separando la escoria que contiene estaño formada de este modo y después oxidando sustancialmente el contenido de antimonio y arsénico y separando la escoria formada que contiene antimonio y arsénico.

5.

4ª.- Un método según las reivindicaciones 1ª y 2ª, que consiste en hacer funcionar el horno giratorio a una velocidad de 0,5-7 m/seg. medida en la periferia interior de la parte cilíndrica del horno, durante la fase de reducción y afino.

10

5ª.- Un método según la reivindicación 4ª, que consiste en hacer funcionar el horno giratorio a una velocidad de 2-5 m/seg.

15

6ª.- Un método según la reivindicación 1ª en el que se usa un material que contiene plomo, obtenido como producto intermedio en el tratamiento pirometalúrgico de minerales complejos que contienen plomo, zinc y/o cobre.

20

7ª.- Un método según la reivindicación 6ª, en el que el material se obtiene como polvo a partir de un horno de fusión de plomo.

8ª.- Un método según la reivindicación 6ª, en el que el material contiene por lo menos 20% en peso de plomo.

25

9ª.- Un método según la reivindicación 1ª, en

el que se usan como agentes reductores carbón, sulfuros, hidrógeno, monóxido de carbono o hierro metálico.

5 10ª.- Un método según la reivindicación 1ª, en el que se usan como combustible carbón, hidrocarburos, gas natural o piritas.

10 11ª.- Un método según la reivindicación 1ª, en el que se deja que continúe la reducción del material hasta que el contenido del óxido de plomo que queda en la escoria, es de 5% en peso, y al polvo formado se devuelve al horno.

15 12ª.- Un método según la reivindicación 1ª, en el que la reducción del plomo continúa hasta un nivel inferior al 5% en peso de óxido de plomo después de que se reducen y vaporizan los compuestos de zinc en la escoria, y de que el gas formado se separe en un sistema especial de purificación de gas desde el que puede recuperarse el material que contiene zinc.

20 13ª.- Un método según la reivindicación 1ª, en el que el material que contiene plomo es chatarra de acumuladores.

14ª.- Un método según la reivindicación 1ª, en el que la temperatura durante la fusión se mantiene entre 900 y 1250°C.

25 15ª.- Método de recuperar plomo bruto de materiales que contienen plomo sustancialmente en forma de

óxidos y/o sulfatos.

Tal y como se ha descrito en la Memoria que antecede, y para los fines que se han especificado.

Esta Memoria consta de veintiuna hojas escritas a máquina por una sola cara.

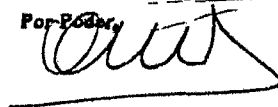
Madrid,

**12 FEB, 1975**

P.A.

**Alberto de Elizuru**

Por Poder



10

15

20

25