

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIA

RECUPERACIÓN DE PLATA A PARTIR DE “PLOMO DE OBRA” CON LA TÉCNICA DEL ZINC

**PROYECTO PREVIO A LA OBTENCIÓN DEL TÍTULO DE INGENIERO
QUÍMICO**

**FRANCISCO XAVIER TORO CASTRO
THORXT@GMAIL.COM**

**DIRECTOR: ING. MARCELO LOZADA
MARCELO.LOZADA@EPN.EDU.EC**

Quito, Diciembreb 2011

© Escuela Politécnica Nacional 2011
Reservados todos los derechos de reproducción

DECLARACIÓN

Yo, FRANCISCO XAVIER TORO CASTRO declaro que el trabajo aquí descrito es de mi autoría; que no ha sido previamente presentado para ningún grado o calificación profesional; y, que he consultado las referencias bibliográficas que se incluyen en este documento.

La Escuela Politécnica Nacional puede hacer uso de los derechos correspondientes a este trabajo, según lo establecido por la Ley de Propiedad Intelectual; por su Reglamento y por la normativa institucional vigente.

Francisco Xavier Toro Castro

CERTIFICACIÓN

Certifico que el siguiente trabajo fue realizado en su totalidad por el Sr. Francisco Xavier Toro Castro como requerimiento parcial para la obtención del título de Ingeniero Químico, bajo mi supervisión.

Ing. Marcelo Lozada L. MSc.
DIRECTOR DE PROYECTO

AUSPICIO

La presente investigación conto con el auspicio financiero del proyecto, informe. Demex.8.Utilización de métodos no convencionales para el beneficio de metales preciosos; que se ejecuta en el Departamento de Metalurgia Extractiva, EPN

DEDICATORIA

Este trabajo se lo dedico a los seres más queridos para mí, que me han apoyado a lo largo de toda mi vida, mis padres, Dr. Francisco Toro y Marlene Castro, de igual forma a mis hermanas Lorena y Cristina, así como a Boris que dio una alegría a nuestra familia en especial a mi hermana, a mis sobrinos Max y Gabriel, aunque son muy pequeños para comprender, dan la alegría cuando uno más lo necesita quitando toda preocupación que uno puede tener.

A Carolina Campos, por su amor, alegría, ternura, paciencia, y sinceridad me ha dado una dicha y fortaleza en todo este tiempo.

AGRADECIMIENTOS

A lo largo de toda mi vida he tenido el agrado de conocer varias personas y al pasar el tiempo y por sus actos, los he llamado amigos, y son aquellos amigos que tanto en las buenas y malas, están ahí para dar su apoyo incondicional, que pese a las distancias se puede sentir su alegría con mi alegría y su tristeza con mi tristeza.

Y son aquellas personas a quienes quiero agradecer, así como a mis familiares que con su cariño, unión, alegría y paciencia siempre está unida ante cualquier circunstancia que se presente en esta vida.

NO HACE FALTA GRITAR PARA SER ESCUCHADO.

Darío Viteri,

Gracias.

ÍNDICE DE CONTENIDO

| | PÁGINA |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------|
| RESUMEN | xvii |
| INTRODUCCIÓN | xix |
| | |
| 1. PARTE TEÓRICA | 1 |
| 1.1 Propiedades del oro, plata, plomo, zinc y sus aleaciones | 1 |
| 1.1.1 Oro | 1 |
| 1.1.2 Plata | 3 |
| 1.1.3 Plomo | 5 |
| 1.1.3.1 Efectos del plomo en la salud | 6 |
| 1.1.3.2 Usos del plomo | 7 |
| 1.1.4 Zinc | 8 |
| 1.1.5 Aleaciones | 9 |
| 1.1.5.1 Aleaciones no ferrosas | 10 |
| 1.1.5.2 Aleaciones de zinc | 10 |
| 1.1.5.3 Aleaciones de oro | 11 |
| 1.2 Termodinámica de la fusión de metales | 12 |
| 1.2.1 Actividad de Raoult y Henry | 12 |
| 1.2.1.1 Ley de Raoult | 13 |
| 1.2.1.2 Ley de Henry | 16 |
| 1.2.2 Afinidad química | 17 |
| 1.3 Refinación industrial del “Plomo de Obra” | 20 |
| 1.3.1 Proceso de tostación | 22 |
| 1.3.2 Proceso de fusión | 25 |
| 1.3.3 Fases en fusión | 25 |
| 1.3.3.1 Fase escoria | 26 |
| 1.3.3.2 Fase mata | 27 |
| 1.3.3.3 Fase speiss | 27 |
| 1.3.3.4 Fase metálica | 28 |
| 1.3.4 Tipos de fusión | 28 |
| 1.3.4.1 Fusión neutra (fusión de mata) | 28 |
| 1.3.4.2 Fusión oxidante (oxigen flash smelting) | 29 |
| 1.3.4.3 Fusión reductora | 29 |
| 1.3.4.4 Fusión sulfurante | 30 |
| 1.3.4.5 Fusión cementante | 30 |
| 1.3.5 Fusión de concentrados, fundentes | 30 |
| 1.3.6 Tipos de fundentes | 30 |
| 1.3.6.1 Fundentes ácidos | 31 |
| 1.3.6.1.1 Tetraborato de sodio ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$) | 31 |
| 1.3.6.1.2 Dióxido de silicio o sílice (SiO_2) | 32 |
| 1.3.6.2 Fundentes básicos | 33 |
| 1.3.6.2.1 Carbonato de sodio (Na_2CO_3) | 33 |

| | | |
|-----------|-----------------------------------------------------------------------------|-----------|
| 1.3.6.2.2 | Bicarbonato de sodio (NaHCO_3) | 34 |
| 1.3.6.2.3 | Carbonato de potasio (K_2CO_3) | 35 |
| 1.3.6.2.4 | Litargirio (PbO) | 35 |
| 1.3.6.3 | Fundentes neutros | 36 |
| 1.3.6.3.1 | Fluorita (CaF_2) | 36 |
| 1.3.6.3.2 | Cloruro de sodio (NaCl) | 36 |
| 1.3.7 | Equilibrio entre fases | 37 |
| 1.3.7.1 | Equilibrio fase mata- escoria | 37 |
| 1.3.7.2 | Equilibrio fase metálica- escoria | 37 |
| 1.3.8 | Refinación del “Plomo de Obra” | 38 |
| 1.3.8.1 | Proceso de refinamiento electrolítico BETTS | 39 |
| 1.3.8.2 | Proceso de refinamiento oxidante HARRIS | 41 |
| 1.3.8.3 | Proceso Parkes | 42 |
| 1.3.8.4 | Dezincado del plomo | 45 |
| 1.3.8.5 | Tratamiento de la corteza de zinc | 46 |
| 2. | METODOLOGÍA | 48 |
| 2.1 | Elaboración de “Plomo de Obra” | 48 |
| 2.1.1 | Análisis cuantitativo del litargirio y la plata | 48 |
| 2.1.1.1 | Litargirio | 49 |
| 2.1.1.2 | Plata | 49 |
| 2.1.2 | Proceso de fusión | 50 |
| 2.1.2.1 | Primera etapa del proceso de fusión | 50 |
| 2.1.2.2 | Segunda etapa del proceso de fusión | 52 |
| 2.2 | Recuperación de plata del “Plomo de Obra” por la técnica del zinc | 54 |
| 2.2.1 | Análisis cuantitativo del zinc | 54 |
| 2.2.2 | Técnica del zinc | 55 |
| 2.2.2.1 | Efecto de la temperatura en el “Plomo de Obra” por la técnica del zinc | 55 |
| 2.2.2.2 | Extracción de plata de la corteza de zinc | 58 |
| 2.2.2.3 | Proceso de copelación | 59 |
| 2.3 | Optimización de la técnica del zinc | 60 |
| 2.3.1 | Primera alternativa para la técnica del zinc | 60 |
| 2.3.2 | Segunda alternativa para la técnica del zinc | 62 |
| 2.3.3 | Optimización de la técnica del zinc | 63 |
| 2.4 | Aplicación de la técnica del zinc optimizada a un concentrado polisulfurado | 64 |
| 2.4.1 | Análisis cuantitativo del concentrado polisulfurado | 64 |
| 2.4.2 | Recuperación de metales preciosos del concentrado polisulfurado | 66 |
| 3. | RESULTADOS Y DISCUSIÓN | 68 |
| 3.1 | Análisis cuantitativo del litargirio y plata | 68 |
| 3.1.1 | Análisis cuantitativo del litargirio | 69 |

| | | |
|-----------|-----------------------------------------------------------------------------|------------|
| 3.1.2 | Análisis cuantitativo de la plata | 70 |
| 3.2 | Elaboración de “Plomo de Obra” | 72 |
| 3.2.1 | Carga fundente | 73 |
| 3.2.2 | Colocación de plata en la carga fundente | 75 |
| 3.2.3 | Proceso de fusión, fase metálica y escoria | 77 |
| 3.3 | Recuperación de plata del “Plomo de Obra” por la técnica del zinc | 81 |
| 3.3.1 | Composición química del zinc | 81 |
| 3.3.2 | Extracción de la plata de la corteza de zinc | 83 |
| 3.4 | Optimización del proceso térmico de la técnica del zinc | 85 |
| 3.4.1 | Primer método (Standard) | 86 |
| 3.4.2 | Alternativa para la técnica del zinc | 90 |
| 3.4.2.1 | Primera alternativa (Segundo método). | 90 |
| 3.4.2.2 | Segunda alternativa (Tercer método) | 93 |
| 3.4.3 | Selección de alternativa para la técnica del zinc | 95 |
| 3.5 | Optimización de la técnica del zinc | 96 |
| 3.6 | Balance metalúrgico general | 98 |
| 3.6.1 | Balance metalúrgico de la elaboración del “Plomo de Obra” | 99 |
| 3.6.2 | Balance metalúrgico de la técnica del zinc | 100 |
| 3.6.3 | Balance metalúrgico de extracción de la plata | 103 |
| 3.6.4 | Análisis general del balance metalúrgico vs el experimental | 104 |
| 3.7 | Aplicación de la técnica del zinc optimizada a un concentrado polisulfurado | 105 |
| 4. | CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES | 109 |
| 4.1 | Conclusiones | 109 |
| 4.2 | Recomendaciones | 113 |
| 5. | BIBLIOGRAFÍA | 114 |
| 6. | ANEXOS | 120 |

ÍNDICE DE TABLAS

| | PÁGINA |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------|
| Tabla 1.1: Escala de mohs | 4 |
| Tabla 1.2: Usos del plomo en occidente * | 8 |
| Tabla 1.3: Diferentes aleaciones de oro * | 11 |
| Tabla 1.4: Clasificación de los boratos | 32 |
| Tabla 1.5: Clasificación de los silicatos | 33 |
| Tabla 2.1: Carga fundente experimental para los ensayos de fuego | 51 |
| Tabla 2.2: Carga fundente experimental para las cortezas de zinc | 58 |
| Tabla 2.3: Carga fundente para el análisis cuantitativo del concentrado polisulfurado | 65 |
| Tabla 2.4: Carga fundente para el concentrado polisulfurado | 67 |
| Tabla 3.1: Porcentaje en peso de las impurezas del litargirio | 69 |
| Tabla 3.2: Porcentajes en peso de la plata | 71 |
| Tabla 3.3: Efecto y causa de exceso de los componentes de la carga fundente | 74 |
| Tabla 3.4: Peso del “Plomo de Obra” y su contenido de plata inicial para los diferentes ensayos | 79 |
| Tabla 3.5: Porcentaje en peso de las impurezas presentes en el zinc | 82 |
| Tabla 3.6: Porcentaje de recuperación de plata del “Plomo de Obra” con diferentes formas de colocar el zinc | 83 |
| Tabla 3.7: Cantidades de corteza de zinc del primer método (Standard) a las diferentes temperaturas | 87 |
| Tabla 3.8: Porcentajes de pérdida total de plata en el primer método (Standard) | 89 |
| Tabla 3.9: Porcentajes de pérdida total de plata en la primera alternativa | 92 |
| Tabla 3.10: Porcentajes de pérdida total de plata en la segunda alternativa | 94 |
| Tabla 3.11: Temperaturas y máximos porcentajes de recuperación de cada método | 95 |

| | |
|---------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Tabla 3.12: Características del ensayo para el balance metalúrgico general | 98 |
| Tabla 3.13: Porcentajes en peso del “Plomo de Obra” | 99 |
| Tabla 3.14: Plata contenida en las fases del proceso de fusión para la elaboración del “Plomo de Obra” | 100 |
| Tabla 3.15: Porcentajes en peso de la corteza de zinc | 101 |
| Tabla 3.16: Porcentajes en peso del plomo restante | 101 |
| Tabla 3.17: Balance metalúrgico de la técnica de zinc | 102 |
| Tabla 3.18: Porcentaje en peso del proceso de fusión para extracción de plata | 104 |
| Tabla 3.19: Cantidad de plata contenida en el proceso de fusión para extracción de plata | 104 |
| Tabla 3.20: Resultados finales del balance metalúrgico y experimental | 105 |
| Tabla 3.21: Concentración del mineral polisulfurado | 106 |
| Tabla 3.22: Características del ensayo de aplicación de la técnica del zinc optimizada | 107 |
| Tabla 3.23: Porcentajes de recuperación del concentrado polisulfurado por la técnica del zinc | 108 |
| Tabla 6.1: Datos del litargirio por absorción atómica | 122 |
| Tabla 6.2: Datos de la plata por absorción atómica | 123 |
| Tabla 6.3: Datos del “Plomo de Obra” por absorción atómica | 126 |
| Tabla 6.4: Datos del plomo restante por absorción atómica | 128 |
| Tabla 6.5: Datos de la corteza de zinc por absorción atómica | 129 |
| Tabla 6.6: Datos de la fase metálica de la extracción de la plata por absorción atómica | 134 |
| Tabla 6.7: Datos obtenidos del concentrado polisulfurado | 176 |

ÍNDICE DE FIGURAS

| | PÁGINA |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|---------------|
| Figura 1.1: Desviación negativa de la ley de Raoult | 15 |
| Figura 1.2: Desviación positiva de la ley de Raoult | 15 |
| Figura 1.3: Diagrama de Ellingham | 19 |
| Figura 1.4: Esquema clásico para la obtención de “Plomo de Obra” | 21 |
| Figura 1.5: Diagrama de Kellogg para el sistema Me-O-S | 24 |
| Figura 1.6: Diagrama de bloques del esquema de tratamiento para obtener una mata rica en sulfuro metálico | 29 |
| Figura 1.7: Esquema del proceso de refinamiento electrolítico BETTS | 40 |
| Figura 1.8: Esquema del proceso de refinamiento HARRIS | 41 |
| Figura 1.9: Diagrama de fases del sistema Ag-Zn | 44 |
| Figura 1.10: Esquema de las transformaciones de fases en el sistema Pb-Ag-Zn | 45 |
| Figura 1.11: Horno de inducción de dezincado | 46 |
| Figura 2.1: Carga fundente para la elaboración de “Plomo de Obra” | 52 |
| Figura 2.2: Crisoles dentro del horno eléctrico de mufla de marca Sepor | 53 |
| Figura 2.3: (a) Producto del proceso de fusión; (b) A lado izquierdo se encuentra la escoria y a lado derecho el “Plomo de Obra” | 53 |
| Figura 2.4: Colocación del zinc en “Plomo de Obra” acondicionado a la temperatura del ensayo | 57 |
| Figura 2.5: Corteza de zinc | 58 |
| Figura 2.6: Proceso de copelación en el horno eléctrico de mufla de marca Power Plus Ximport | 59 |
| Figura 2.7: Proceso de tostación en el horno eléctrico de mufla de marca Sepor | 65 |
| Figura 3.1: (a) Diferentes escorias producto de la elaboración del “Plomo de Obra”; (b) Escoria final obtenida del “Plomo de Obra” | 78 |

| | | |
|--------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| Figura 3.2: | (a) Diferentes escorias producto de la extracción de la plata contenida en la corteza de zinc; (b) Escoria final obtenida para la extracción de la plata contenida en la corteza de zinc | 85 |
| Figura 3.3: | Porcentaje de recuperación de plata en el primer método (Standard) vs temperatura | 88 |
| Figura 3.4: | Porcentaje de recuperación de plata de la primera alternativa vs temperatura | 91 |
| Figura 3.5: | Porcentaje de recuperación de plata de la segunda alternativa vs temperatura | 93 |
| Figura 3.6: | Porcentaje de recuperación de la plata vs el incremento de la concentración del zinc | 97 |
| Figura 3.7: | Esquema de la elaboración del “Plomo de Obra” | 99 |
| Figura 3.8: | Esquema de la técnica del zinc | 100 |
| Figura 3.9: | Esquema del proceso de fusión para extracción de plata | 103 |

ÍNDICE DE ANEXOS

| | PÁGINA |
|-----------------------------------------------------------------------------|---------------|
| ANEXO I Nomenclatura | 121 |
| ANEXO II Cálculo del análisis cuantitativo del litargirio y plata | 122 |
| ANEXO III Calculo del porcentaje de recuperación de la plata | 124 |
| ANEXO IV Cálculo del balance metalúrgico general | 126 |
| ANEXO V Fichas Técnicas | 136 |
| ANEXO VI Análisis cuantitativo del concentrado polisulfurado | 176 |

RESUMEN

El tratamiento metalúrgico más común para la extracción de los metales preciosos es el proceso pirometalúrgico denominado fusión, el mismo que en la mayoría de los casos interviene en las etapas intermedias como finales, con el fin de obtener metales refinados.

En el proceso de fusión, utiliza una mezcla de varios compuestos, denominados como carga fundente, los más utilizados son bórax, carbonato de sodio, sílice, carbón, y litargirio, este último es la composición principal de la fase metálica, también conocida como “Plomo de Obra”.

Existen dos tipos de “Plomo de Obra” los mismos que son: industriales y sintéticos. Los industriales tienen como impurezas no solo los metales preciosos sino también el antimonio, arsénico, estaño, bismuto y metales pesados como el hierro, plomo y cobre. Muchas de estas impurezas deben ser eliminadas con otros procesos, como el de tostación, HARRIS o BETTS, para que no interfieran con los pasos siguientes de la extracción del metal precioso.

Los sintéticos, son aquellos que tanto su contenido y porcentaje de impureza va a ser dada por el operador, lo cual hace que, el “Plomo de Obra” elaborado, no tenga interferencias con los procesos siguientes. En este proyecto se elaborará un “Plomo de Obra” sintéticos, cuya impureza será 10 g de plata, el mismo que ayudará a la evaluación y optimización de la técnica del zinc.

Obtenido el “Plomo de Obra” sintético, mediante el proceso de fusión, se puede extraer el metal precioso de varias formas, una de ellas es mediante el proceso de copelación, el cual hacen uso de un tipo de crisol de paredes porosas, denominadas copelas; En ellas el plomo es absorbido, quedando únicamente el metal precioso, sin embargo, deja un desecho industrial altamente contaminante.

Una alternativa para evitar este contaminante industrial es la utilización de la técnica de zinc, en el cual con este proyecto se logró remover el 93,93% de plata cuando el “Plomo de Obra” tenía únicamente como impureza dicho metal precioso, con un porcentaje de pérdida de metal precioso a lo largo de todo el proceso realizado del 2,37%, mientras que cuando se realizó un ensayo con un concentrado polisulfurado de oro y plata, el mismo que provino de las mineras de Pacto y Pachijal, se logró recuperar el 96,87% y 91,39% respectivamente.

INTRODUCCIÓN

El Ministerio de Energía y Minas del Ecuador, mediante su gestión de seguimiento y control minero, entrega un reporte de producción minera a la ciudadanía a través de su página web. Se puede notar ahí que en la industria minera del Ecuador extraen como producto final oro, plata, caliza, materiales de construcción, arcilla, feldespato, sílice, puzolana, pómez, caolín, yeso, mármol, dióxido de carbono y zeolita, según esta información se puede observar, que ninguna industria minera en el país no registra como producto final o subproducto, plomo o algún producto que tenga en su composición dicho elemento. Cabe recalcar que en la actualidad el plomo es de gran importancia para la extracción de metales preciosos como el oro y plata, en donde es usado en los procesos de fusión y copelación. (Ministerio de Energía y Minas del Ecuador, 2007)

El proceso de copelación, se lo denomina así ya que hace uso de un tipo de crisoles de paredes porosas, denominadas copelas, las mismas que son utilizadas para la recuperación de los metales preciosos contenidos en el “Plomo de Obra”, en este proceso el plomo es absorbido por la copela dejando así el metal de interés puro, sin embargo, el plomo contenido en la copela se convierte en un desecho industrial altamente contaminante. Mediante este proyecto se logrará evitar el proceso de copelación, extrayendo el metal precioso de interés y a su vez obtener como subproducto un plomo que puede ser comercializado.

Es de gran importancia la venta de plomo, ya que es usado principalmente en la fabricación de baterías y en el revestimiento de cables eléctricos. Se utiliza industrialmente en las redes de tuberías, tanques y aparatos de rayos x. Debido a su elevada densidad y propiedades nucleares, se usa como blindaje protector de materiales radioactivos; entre las numerosas soldaduras, el metal tipográfico y diversos cojinetes metálicos. (Mineralmania, 2010)

En el caso particular del reciclaje de la parte metálica de las baterías automovilísticas muchas de las empresas como Enersystem localizada en Buenos

Aires, Argentina, o Baterías Ecuador, realizan un proceso de fundición y convirtiendo en lingotes de plomo, que son utilizadas para la fabricación de nuevas placas, bornes y barras de soldadura; se puede notar, en este proceso de reciclaje las industrias evitan el proceso de refinación del plomo, quedando en ellos impurezas de otros metales que se pueden considerar para extracción y su comercialización como es el caso de los metales preciosos.

Sea el caso de su extracción por mena o en forma de reciclaje, se debe tener en cuenta que el plomo se encuentra normalmente con otros metales, entre los más comunes cobre, zinc, plata, y oro; Siendo estos dos últimos, metales preciosos, su recuperación es a menudo tan importante como la extracción del plomo en sí. (Ariet y Estanislao, 2010)

Uno de los pasos más importantes en el proceso de refinación del plomo puede ser el empleo de la técnica de zinc, en el cual al "Plomo de Obra", se le añade una pequeña cantidad de zinc, el mismo que al ser inmisible con el plomo, y la plata por ser 3000 veces más soluble en zinc que con el plomo, la plata emigra en forma preferencial en el zinc formando una capa separada denominada corteza de zinc. La cual es calentada hasta que el zinc volatiliza, dejando la plata casi pura. Si el oro está presente en plomo líquido, puede también ser quitado y ser aislado con el mismo proceso. (Ariet, 2010; Pauling, 1947)

Lo descrito por Ariet y Pauling es la principal causa por la que en este proyecto se propone usar la técnica de zinc para la extracción de plata, sin embargo, se puede observar la falta de información de las condiciones óptimas de operación de dicha técnica, entre las más importantes se tiene la temperatura en el horno y la cantidad de zinc a colocar, con este proyecto se logrará evaluar y dar información real sobre la técnica de zinc a las diferentes empresas mineras, dando una alternativa que evita el desecho del plomo en los procesos de copelación, y para las empresas que lo reciclan el dar una alternativa de refinación, extrayendo metales preciosos para su posterior venta.

1. PARTE TEÓRICA

1.1 PROPIEDADES DEL ORO, PLATA, PLOMO, ZINC Y SUS ALEACIONES

Los recursos naturales no renovables como su nombre lo indica son recursos que proporcionan la naturaleza y que no pueden ser producidos, cultivados y/o regenerados, a una escala que pueda sostener su tasa de consumo. El Ecuador posee varios de estos recursos los mismos que están distribuidos en dos grandes categorías, la primera es la relacionada con los hidrocarburos, mientras que la segunda es la relacionada con las minas metalúrgicas.

La minería en el Ecuador ha obtenido un desarrollo de extracción de minerales metálicos (oro, plata), no metálicos (caliza, arcilla, feldespato, sílice, puzolana, pómez, caolín, yeso, mármol, zeolita) y materiales de construcción, de pequeñas escalas a escalas industriales, el cual plantea serios retos al país, pues si bien podría existir un potencial minero, al mismo tiempo su extracción significa un alto conflicto social y ambiental. (Viceministerio de Minas del Ecuador, 2007)

El desarrollo de este proyecto de titulación se efectúa con base en a la segunda categoría de los recursos naturales no renovables por tal motivo todos los fundamentos dados son relacionados a los procesos metalúrgicos; también cabe indicar que los principales metales con los que se trabajan son oro, plata, plomo y zinc, por tal motivo, se darán a continuación algunas de las propiedades físico químicas de estos metales.

1.1.1 ORO

Es un elemento químico cuya simbología es Au, su número atómico es 79, masa atómica de 196,966, su dureza es de 2,5 a 3, es el más maleable y dúctil de todos los metales, peso específico 19,3, de color amarillo brillante por la luz reflejada, en

láminas muy delgadas, es azul o verde. El oro es muy inactivo, no es soluble en ácido sulfúrico, sulfato férrico, ácido clorhídrico o cloruro férrico. Se disuelve en una mezcla de ácido nítrico y clorhídrico concentrados (agua regia) y en ácido selénico, también en soluciones de ácido sulfúrico que contienen cloruros y bióxidos de manganeso y en tiosulfatos de sodio, potasio, calcio y magnesio. Posee 5 isótopos muy estables que son 195, 196, 197, 198 y 199, su punto de fusión es de 1064,33 °C y la de ebullición es de 2856 °C. Posee grandes propiedades de resistencia a la corrosión, maleabilidad, ductilidad y reflectividad. (Vargas, 1990; Perry, 2001)

Los principales usos del oro se dan en la joyería, arte, odontología, componentes electrónicos, entre otros. En la actualidad es empleado en el pintado de ciertas partes críticas de los misiles, cohetes y otros artefactos aeroespaciales. En medicina constituye un componente de los remedios empleados en el tratamiento de cáncer y la artritis.

Las aleaciones de oro debido a su resistencia química son empleadas en gran escala por los dentistas en forma de chapas con una aleación de gran valor de unos 20 a 22 quilates.

No hay metales o aleaciones que posean todas las propiedades y características deseables del oro; cabe indicar que el oro está distribuido ampliamente en la corteza terrestre y los océanos, pero rara vez se presenta en grandes concentraciones que permitan una recuperación económica y en el caso de tener un déficit de este metal noble, se podrían usar algunos materiales como sustitutos de emergencia. Para la joyería se lo podría reemplazar por el platino o el paladio, para los componentes eléctricos, se tendría la plata, el aluminio tiene un potencial para algunos fines. Los aceros níquel-cromo y cromo-cobalto tienen su aplicación en ortodoncia, en sustitución de las aleaciones de oro trabajadas en forma de alambre. (Vargas, 1990)

1.1.2 PLATA

Es un elemento químico cuya simbología es Ag, su número atómico es 47, masa atómica de 107,88, dureza 2,5 a 3, peso específico 10 a 12; cuando es puro de 10,5. Es un metal maleable y dúctil, de color blanco-grisáceo. Desde el punto de vista químico, es uno de los metales pesado y nobles, y desde el punto de vista comercial, es un metal precioso, hay 25 isótopos de la plata, en donde sus masas atómicas fluctúan entre 102 y 117, su punto de fusión es de 960,5 °C y la de ebullición es de 1955 °C. Sin embargo, la plata comienza a desprender vapores a más baja temperatura. (Vargas, 1990; Perry, 2001)

En la mayor parte de sus aplicaciones, la plata se alea con uno o más metales. La plata posee las más altas conductividades térmicas y eléctricas de todos los metales, se utiliza en puntos de contactos eléctricos y electrónicos/ también se emplea mucho en joyería y piezas diversas. Entre las aleaciones en que es un componente están las amalgamas dentales y metales para cojinetes y pistones de motores.

La plata es un elemento bastante escaso. Por lo general se lo encuentra en la naturaleza en minerales que contienen compuestos de plata, los principales son los llamados argentita (argirita, Ag_2S), cerargirita o cuerno de plata (plata córnea, AgCl) y varios minerales en los cuales el sulfuro de plata esta combinado con los sulfuros de otros metales, aproximadamente las tres cuartas partes de la plata producida son un subproducto de la extracción de otros minerales, sobre todo de cobre y de plomo.

La plata es menos maleable que el estaño, plomo, zinc y oro, pero más maleable que el cobre, aluminio, hierro y platino. (Kraus *et al.*, 1965)

La plata pura es un metal moderadamente suave, 2,5-3 en la escala de Mohs, de color blanco, ligeramente más duro que el oro, cuando se pule se obtiene un lustre brillante y refleja el 95% de la luz que incide sobre ella, la calidad de la plata, su pureza, se expresa como partes de plata pura por cada 1000 partes del

metal total. La plata comercial tiene una pureza del 999 milésimas (ley 0,999). (Vargas, 1990; Arqghys, 2011)

La escala de Mohs es una relación de diez materiales ordenados en función de su dureza, de menor a mayor. Se utiliza como referencia de la dureza de una sustancia y se basa en el principio que una sustancia dura puede rayar a una sustancia más blanda, pero no es posible lo contrario como se muestra en la tabla 1.1. Cada mineral raya a los que tienen un número inferior a él y es rayado por los que tienen un número igual o mayor al suyo. (Ministerio de Minas y Energía, 2003; Scribd, 2011)

Tabla 1.1. Escala de Mohs

| Dureza | Mineral | Composición Química | Descripción |
|---------------|----------------|----------------------------|-------------------------------------------------|
| 1 | Talco | $Mg_3Si_4O_{10}(OH)_2$ | Se puede rayar fácilmente con la uña |
| 2 | Yeso | $CaSO_4 \cdot 2H_2O$ | Se puede rayar con la uña con más dificultad |
| 3 | Calcita | $CaCO_3$ | Se puede rayar con una moneda de cobre |
| 4 | Fluorita | CaF_2 | Se puede rayar con un cuchillo de acero |
| 5 | Apatito | $Ca_5(PO_4)_3(OH-,Cl-,F-)$ | Se puede rayar difícilmente con un cuchillo |
| 6 | Ortoclasa | $KAlSi_3O_8$ | Se puede rayar con una lija para acero |
| 7 | Cuarzo | SiO_2 | Raya el vidrio |
| 8 | Topacio | $Al_2SiO_4(OH-,F-)_2$ | Rayado por herramientas de carburo de Tungsteno |
| 9 | Corindón | Al_2O_3 | Rayado por herramientas de carburo de Silicio |
| 10 | Diamante | C | Es el mineral natural más duro |

* Ministerio de Minas y Energía, 2003; Scribd, 2011

Aunque la plata es el metal noble más activo químicamente, no es muy activa comparada con la mayor parte de los otros metales. No se oxida fácilmente como el hierro, pero reacciona con el azufre o el sulfuro de hidrógeno para formar la conocida plata deslustrada. El galvanizado de la plata con rodio puede prevenir

esta decoloración. La plata no reacciona con ácidos diluidos no oxidantes (como HCl, H₂SO₄), ni con bases fuertes (como NaOH), sin embargo los ácidos oxidantes (como HNO₃, H₂SO₄ (c)) la disuelven al reaccionar para formar el ion positivo de la plata, Ag⁺, este ión, que está presente en todas las soluciones simples de compuestos de plata solubles, se reduce fácilmente a metal libre, como sucede en la deposición de espejos de plata por agentes reductores orgánicos. Aunque la plata no se oxida cuando se calienta, puede ser oxidada química o electrolíticamente para formar óxido o peróxido de plata, un agente oxidante poderoso. Por esta actividad, se utiliza mucho como catalizador oxidante en la producción de ciertos materiales orgánicos. (ATSDR, 1990; Lenntech, 2009)

1.1.3 PLOMO

Es un elemento químico cuya simbología es Pb, con numero atómico 82, masa atómica de 207,21, dureza Mohs 1,5 y peso atómico 207,19. El plomo es un metal pesado cuya densidad relativa o gravedad específica es de 11,4 a 16 °C, de color azulado que se empaña para adquirir un color gris mate. Es flexible, inelástico, se funde con facilidad, su punto de fusión es de 327,5 °C y la de ebullición de 1650 °C. Es relativamente resistente al ataque de los ácidos sulfúrico y clorhídrico, pero se disuelve con lentitud en ácido nítrico. Se lo considerará como anfótero ya que forma sales de plomo con los ácidos, así como sales metálicas del ácido plúmbico. (Sancho ^(b) *et al.*, 2001; Perry, 2001)

Industrialmente, sus compuestos más importantes son los óxidos de plomo y el tetraetilo de plomo. El plomo forma aleaciones con muchos metales y en general, se emplea en esta forma en la mayor parte de sus aplicaciones.

Los compuestos del plomo son tóxicos y han producido envenenamiento de trabajadores por su uso inadecuado y por una exposición excesiva a los mismos. Sin embargo, en la actualidad el envenenamiento por plomo es raro en virtud a la aplicación industrial de controles modernos, el mayor riesgo proviene de la inhalación de vapores o de polvo, en este caso de los compuestos

organoplúmbicos, la absorción a través de la piel puede llegar a ser significativos provocando dolores de cabeza, vértigo e insomnio, para los casos agudos se presenta por lo común estupor, el cual progresa hasta el coma y terminando en muerte.

El plomo puede existir tanto en forma orgánica como inorgánica y rara vez el plomo se lo encuentra en estado elemental, en forma orgánica se lo encuentra en gasolinas con plomo, sin embargo, hoy en día, gracias a que a partir de 1976 en USA se ha eliminado el plomo de las gasolinas, la exportación de plomo orgánico está restringida a los contextos ocupacionales.

El mineral más común es el la galena (PbS), los otros minerales de importancia comercial son la cerusita (PbCO₃), y anglesita (PbSO₄), también se encuentra plomo en varios minerales de uranio y torio, ya que proviene directamente de la desintegración radiactiva (decaimiento radiactivo). (Sancho ^(b) *et al*, 2001)

1.1.3.1 Efectos del plomo en la salud

El plomo es uno de los cuatro metales que tienen un mayor efecto dañino sobre la salud humana. Este puede entrar en el cuerpo humano a través de la comida, agua, y aire; el humo de los cigarrillos contiene pequeñas cantidades de plomo, en el agua potable a través de la corrosión de las tuberías, esto es más común que ocurra cuando el agua es ligeramente ácida. La dosis letal de plomo absorbida es de unos 0,5 g, el riesgo de intoxicación máxima crónica se considera a partir de 0,5 mg/día. (ATSDR, 2007; Estruplan Consultora S.A., 2002)

El plomo no cumple ninguna función esencial en los seres vivos, sin embargo, una vez absorbido por el cuerpo, el plomo tiene gran afinidad por grupos imidazol, sulfhídrico, amino, carboxilo y fosfato, y como consecuencia de ello presenta una fuerte unión a las membranas biológicas, proteínas y numerosas vías metabólicas. El plomo puede causar varios efectos no deseados, como son: (ATSDR, 2007; Estruplan Consultora S.A., 2002)

- Daños en los riñones.
- Aborto y abortos sutiles.
- Perturbación del sistema nervioso.
- Daño al cerebro.
- Disminución en la fertilidad del hombre a través del daño en el esperma.
- Disminución de las habilidades de aprendizaje de los niños.

1.1.3.2 Usos del plomo

Existen diferentes usos del plomo, pero el principal uso en la actualidad es para la fabricación de baterías que almacenan plomo-ácido, el uso de los sistemas eléctricos que dependen de estas baterías para el arranque, como vehículos, buques y aeronaves, redes de telecomunicaciones, en otra pequeñas aplicaciones se lo usa como aditivos de maquinabilidad para acero o latones, y en las tuberías de doble anillo de los reactores nucleares. (Sancho ^(b) *et al.*, 2001)

El plomo es el más impenetrable de todos los metales comunes ante los rayos X y rayos gamma, se concede a la más compacta, la más alta protección de la densidad. Por esta razón, es ampliamente utilizado en las ventanas de vidrio emplomado y en las paredes del hospital de las habitaciones de rayos X, así como en los dos portátiles y permanentes estructuras que contengan materiales nucleares. Las láminas de plomo también se utilizan en la industria química para proteger contra la corrosión de los recipientes de proceso, equipo de transporte y almacenamiento de residuos tóxicos. El plomo en forma de bloque se utiliza como cojinetes en los cimientos de grandes estructuras de amortiguación de vibraciones.

EL óxido de plomo en la pintura resistente a la corrosión se utiliza ampliamente para proteger el acero en la construcción de carreteras y estructuras, como revestimiento para la construcción marítima y torres de transmisión, y para las marcas de seguridad en las carreteras.

Finalmente, hay otras pequeñas aplicaciones del plomo como son los equilibrados de ruedas, los lastres, los pesos de yates, los usos ornamentales, las pantallas protectoras contra la radiactividad, etc. (Sancho ^(b) *et al.*, 2001)

En la tabla 1.2 se expresan los porcentajes de cada uso, para los años 1977, 1987 y 1994, como media de valores dentro del mundo occidental.

Tabla 1.2. Usos del plomo en Occidente *

| Uso (%) Año | 1977 | 1987 | 1994 |
|------------------------------|------|------|------|
| Baterías | 50 | 63 | 67 |
| Cables | 6 | 3,8 | 4 |
| Semi acabados | 11 | 10,5 | 10 |
| Pinturas y Químicos | 22 | 14,8 | 11 |
| Aleaciones | 6 | 4 | 3 |
| Otros | 5 | 3,9 | 5 |
| Total | 100 | 100 | 100 |
| Toneladas año (miles) | 2934 | 2739 | 2020 |

*Sancho ^(b) *et al.*, 2001.

1.1.4 ZINC

También conocido como cinc, es un elemento químico cuyo simbología es Zn, su número atómico es 65,37, masa atómica 65,38, sin embargo, se conocen 15 isótopos, cinco de los cuales son estables y tienen masas atómicas de 64, 66, 67, 68 y 70, cerca de la mitad del zinc común, peso específico 7,14, su punto de fusión es de 419,5 °C y de ebullición de 907 °C es un metal maleable, dúctil y de color gris. (Sancho ^(b), 2001; Perry, 2001)

A pesar de su baja nobleza, tiene muy buena resistencia a la corrosión atmosférica utilizándose en la protección del hierro y acero los mismos que se denominan galvanizados esta protección es efectiva incluso cuando se agrieta el

recubrimiento ya que el zinc actúa como ánodo de sacrificio. Otros usos del zinc son en la fabricación de latón, los manufacturados y los compuestos químicos y finalmente, el zinc en polvo.

El aire seco ataca de forma muy leve al zinc a temperatura ambiental, aunque por encima de los 200 °C presenta una rápida oxidación. Con cierta humedad en presencia de CO₂, se forma un carbonato básico hidratado que confiere cierta resistencia y protección.

Se estima que forma parte de la corteza terrestre en 0,02 %, ocupando el lugar 25 en orden de abundancia entre los elementos. Su principal mineral es la blenda (esfalerita, ZnS), marmatita (ZnS con contenidos altos de hierro), es un elemento esencial para el desarrollo de muchas clases de organismos vegetales y animales. La deficiencia de zinc en la dieta humana deteriora el crecimiento y la madurez y produce también anemia. La insulina es una proteína que contiene zinc. (Sancho ^(b), 2001, ATSDR, 2005)

1.1.5 ALEACIONES

Una aleación es la modificación de las propiedades de un metal puro al mezclarlo de forma homogénea uno o más elementos, obteniendo un producto metálico cuyas características son diferentes a las del metal puro, al igual que los metales puros las aleaciones poseen brillo metálico y conducen bien el calor y la electricidad, aunque por lo general en menor proporción que los metales por los que están formadas. En la elaboración de una aleación se puede obtener dos cambios estructurales diferentes: (Instituto Tecnológico de Saltillo, 2008; Rivera, 2010)

- Forma una sola fase en la que los átomos del metal forman una solución sólida única.
- Pueden coexistir dos fases, una que contiene la mezcla entre los dos elementos y otra con el elemento original.(Chausin y Hilly, 1989)

1.1.5.1 Aleaciones no ferrosas

Los metales puros por sus propiedades físicas, químicas y mecánicas, difícilmente son utilizados en la industria, sin embargo, la adición, voluntaria o no, de un metal puro de uno o varios elementos, puede modificar profundamente sus propiedades, las mezclas así obtenidas se llaman aleaciones metálicas. Según sea el contenido de la aleación se la puede catalogar como binaria, ternaria, cuaternaria, según cuantos elementos lo contenga.

Las aleaciones no ferrosas son aquellas que carecen de hierro o en su defecto posee un bajo nivel de este, a diferencia de las ferrosas que poseen un alto porcentaje de hierro. En algunos países aun los ingenieros metalúrgicos se clasifican entre estos dos grupos especializados, sin embargo, el clasificar de esta forma a las aleaciones posee un punto de vista poco científico, ya que el níquel, a pesar de ser no ferroso, tiene bastante más en común con las aleaciones basadas en el hierro que con las aleaciones basadas con el zinc.

Los metales no ferrosos que más se aplican en el ámbito industrial son el cobre y sus aleaciones: aluminio, plomo, estaño y zinc. El mercurio y el wolframio, se aplican en sectores de la industria más específicos. (Chausin, 1989; Flinn, 1991; Rivera, 2010)

1.1.5.2 Aleaciones de zinc

El principal uso del zinc en estructuras es para fundiciones por inyección, estas aleaciones son ideales para el proceso debido a su bajo punto de fusión y poca corrosión de los crisoles y de los matrices de acero.

Las aleaciones de zinc usadas para coladas bajo presión son llamadas "zamac", son aleaciones cuya base es el zinc el cual se alea con aluminio con porcentajes que van desde 3.5% hasta 6%, cobre (0,75-1,6%) y magnesio (0,0%-0,065), con trazas de elementos máximos permitidas de hierro 0,1%, plomo 0,005%, estaño

0,003% y cadmio 0,004%.y debido a sus particulares propiedades físicas, mecánicas y de fundido, son las que poseen mejor área de aplicación.

La pureza de los componentes de la aleación es un factor determinante en la estabilidad en las propiedades mecánicas y dimensionales de las piezas coladas a presión de aleación de zinc, el zinc utilizado en la preparación de estas aleaciones es del tipo “special high grade”, clasificación según la ASTM, con una pureza del 99,99%. (Chausin, 1989; Flinn, 1991; Rivera, 2010)

1.1.5.3 Aleaciones de oro

El oro se caracteriza por su brillo amarillo inempañable y por este motivo se utiliza en joyería. Las aleaciones para joyería son tres: 920 milésimas, 840 milésimas y 750 milésimas, no obstante también se aplican otras aleaciones menos ricas en oro debido a sus colores, los cuales se indican en la siguiente tabla: (Pere, 2009)

Tabla 1.3. Diferentes aleaciones de oro*

| Aleación | Composición | | | | | | | Color |
|----------------|-------------|----|------|----|------|----|------|------------|
| | Au | Ag | Cu | Cr | Ni | Fe | Zn | |
| Hoja muerta | 70 | 30 | | | | | | Verde |
| Electrum | 75 | 25 | | | | | | Verde |
| Oro Rojo | 75 | | | 25 | | | | Rojo |
| Oro verde agua | 60 | 40 | | | | | | Verde agua |
| Oro azul | 75 | | | | | 25 | | Azul |
| Oro blanco K10 | 41,7 | | 30,8 | | 15,2 | | 12,3 | Blanco |
| Oro blanco K18 | 75 | | 2,2 | | 17,3 | | 5,5 | Blanco |
| Oro blanco K14 | 58,3 | | 23,5 | | 12,2 | | 6 | Blanco |

*Pere, M. 2009

La aleación 49,5% de oro, 40,5% de paladio y 10% de hierro presenta gran resistividad, utilizándose para la fabricación de resistencias potenciométricas. (Pere, 2009)

1.2 TERMODINÁMICA DE LA FUSIÓN DE METALES

A través de los años para lograr una buena recuperación de los metales preciosos, se han diseñado varios procesos tanto hidrometalúrgicos como pirometalúrgicos, en este último se tiene el proceso de fusión, en el cual se forman diferentes fases (metálica, mata, speiss, y escoria), los cuales mientras transcurre esta operación se encuentran en estado líquido, por lo que a la fusión se la estudia como una solución con varios componentes formando una sola fase.

Al hablar de sistemas termodinámicos en sistemas metálicos binarios (o múltiples) se debe tener en cuenta varios aspectos. En primer lugar, se requiere datos termodinámicos para poder formular las condiciones de equilibrio entre aleaciones líquidas (y sólidas) y una fase gaseosa o escoria. En segundo lugar, los datos termodinámicos dan una base cuantitativa para una mejor comprensión de las características peculiares de los diagramas de fases.

En forma general, la actividad se la define como la capacidad que tiene un elemento o compuesto en solución para reaccionar con otros elementos o compuestos de su entorno, mientras que a la afinidad se la define como la preferencia para reaccionar con uno o con otros compuestos o elementos circundantes. (Moreno, 2009)

1.2.1 ACTIVIDAD DE RAOULT Y HENRY

En vista de que muchas mezclas reales no son soluciones ideales, se requiere medios adicionales para tratarlas. Para facilitar cálculos posteriores, resulta útil introducir variables termodinámicas, como la actividad (a_i).

La actividad y coeficiente de actividad están directamente relacionados a los cambios de energía libre. Para los propósitos metalúrgicos, la actividad de una sustancia de una solución puede estar determinada por su presión de vapor sobre la solución (P_i), a la presión de vapor del metal puro (P_i^0), a la misma temperatura,

asumiendo un comportamiento ideal de la fase gaseosa. (Joffre, 1976; Himmelblau, 2002; Lozada, 2006)

$$a_i = \frac{P_i}{P_i^o}$$

[1.1]

En donde:

a_i : Actividad del componente (i) dentro de la solución.

P_i : Presión de vapor de (i) en la solución.

P_i^o : Presión de vapor de (i) a la misma temperatura, dentro del estado de referencia.

Se puede observar que la actividad es un número adimensional, el mismo que si se escoge como estado de referencia el cuerpo puro (i) a la temperatura considerada dicha actividad (a_i) se la considera como actividad de Raoult y si se escoge como estado de referencia una solución a una concentración determinada se puede indicar que se habla de la actividad de Henry. Sin embargo, la actividad de toda sustancia dentro de su estado de referencia es igual a uno. (Balzhiser *et al* 1974)

Para una mezcla gaseosa, el estado de referencia es siempre el gas puro a la presión de una atmosfera, entonces: a_i : Presión parcial de (i) en la mezcla/1= p_i

1.2.1.1 Ley de Raoult

Esta ley aplicada principalmente para un componente cuya fracción molar se aproxima a la unidad o para soluciones ideales, se da donde las fuerzas de atracción entre los átomos que tienen las moléculas de especies diferentes, presentes en una solución, son aproximadamente iguales a aquellas que existen entre los átomos o moléculas de la misma especie. (Balzhiser, 1974; Moreno, 2009; Lozada, 2006)

La presión parcial de cada componente es proporcional a su fracción molar, la ley de Raoult se cumple en todo el rango de composición siempre que la fase gaseosa obedezca a la ley de gases ideales y en consecuencia las presiones parciales.

$$P_i = \frac{n_i}{\sum n_i P_i^o} \quad [1.2]$$

Esto es:

$$a_i = \frac{P_i}{P_i^o} = \frac{n_i}{\sum n_i} = N_i \quad [1.3]$$

Estas soluciones son entonces similares a un gas perfecto.

Si la solución es no ideal, se debe escribir $a_i = \gamma_i N_i$, en donde γ_i es el coeficiente de la actividad de Raoult, este coeficiente es tal que en el lim $\gamma_i = 1, N_i \rightarrow 1$. Por lo tanto se encuentra una desviación positiva de la ideal.

La función de actividad en metalurgia ayuda a determinar los cambios de energía libre que ocurre al variar la temperatura y/o presión en un sistema, el problema de evaluar la energía libre se traduce en evaluar el coeficiente de actividad, es decir, la desviación respecto a la ley de Raoult.

En una mezcla homogénea de dos líquidos volátiles A y B, de acuerdo a la ley de Raoult se pueden presentar dos casos: (Moreno, 2009; Joffre, 1976; Van Ness, 1988)

- a. Si las fuerzas de atracción entre las moléculas A y B son mayores a las fuerzas de atracción entre moléculas del mismo tipo, A-A y B-B, se dice que la desviación de la ley de Raoult es negativa. Esto indica generalmente una tendencia a la formación de compuestos. Los calores de solución para este

tipo de sistema son generalmente exotérmicos. Ejemplos de este tipo de desviación son los sistemas Mg-Bi, Cu-Sn.

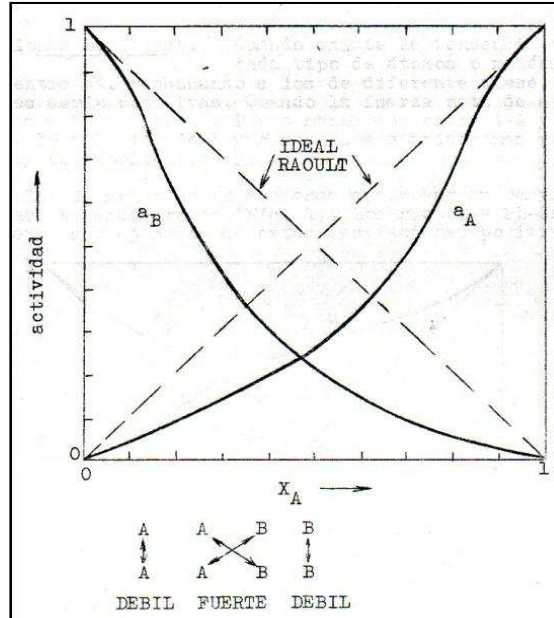


Figura 1.1. Desviación negativa de la ley de Raoult
(Joffre, 1976)

- b. Si la fuerza intermolecular entre las moléculas A y B son menores a las que existen entre las moléculas del mismo tipo, A-A y B-B.

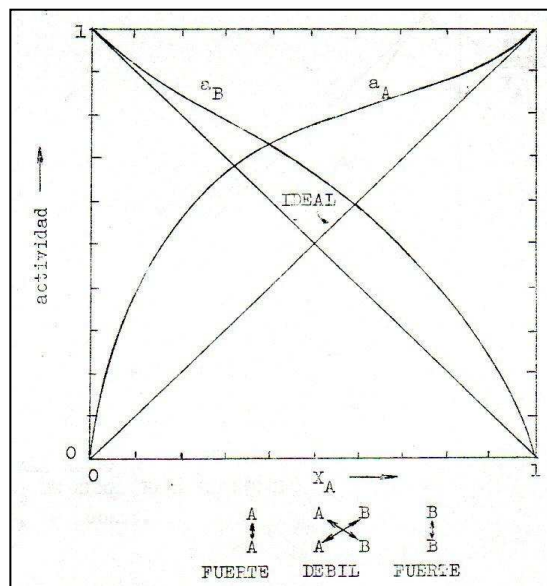


Figura 1.2. Desviación positiva de la ley de Raoult
(Joffre, 1976)

Se dice que existe una mayor tendencia para considerar una mezcla real que en el caso de una solución ideal. En consecuencia, la presión de vapor de la solución es mayor que la dicha por la ley de Raoult para la misma concentración. El calor de solución para este tipo de sistema son generalmente endotérmicos. Ejemplos de este tipo de desviación son los sistemas Pb-Zn, Pb-Cd. (Balzhiser, 1974, Joffre, 1976)

1.2.1.2 Ley de Henry

Esta ley es utilizada para las soluciones muy diluidas, en donde la concentración del soluto en cualquier solución binaria es suficientemente baja, la presión parcial o la actividad del soluto a temperatura constante es proporcional a su fracción molar (lineal), es decir la fracción molar del soluto tiende a cero. Por lo tanto: $a_i = K_i N_i$. para un N_i muy pequeño y con tendencia a cero, K_i es una constante independiente de N_i . (Joffre, 1976; Lozada, 2006)

Está representada por la parte lineal de la curva de actividad a_i , cuando $N_i \rightarrow 0$. Si el estado de referencia es el estado puro (i), ($N_i \rightarrow 1$), $a_i = \gamma_i N_i$. (Ley de Raoult).

Mientras que si el estado de referencia es la solución infinitamente diluida ($N_i \rightarrow 0$), $a_i^\infty = K_i N_i$. (Ley de Henry).

Dentro de la práctica industrial se tiene, generalmente, soluciones no binarias ya que posee pequeñas cantidades de varios compuestos disueltos, por ejemplo: C, Mn, P, S, etc. Según las fuerzas interatómicas entre los diferentes elementos, el coeficiente de actividad (γ_2) de una sustancia (2) en solución, dentro de un solvente (1) puede ser modificado por causa de la presencia de otras sustancias 3,4,...i, disueltas y será en particular diferente de ese que es para la solución binaria de 2 a 1. (Balzhiser, 1974; Lozada, 2006)

1.2.2 AFINIDAD QUÍMICA

En fisicoquímica, la afinidad se la define como las propiedades electrónicas por las que los elementos químicos son capaces de formar compuestos, o también se refiere a la tendencia que un átomo posee para combinarse. Dentro de la termodinámica, en 1923, Theophile de Donder, un físico y matemático belga, relaciono y derivó la afinidad con la energía libre de Gibbs (G), de una reacción química.

Sea la reacción química: $aA + bB + cC + \dots = a'A' + b'B' + c'C' \dots$, que tiene lugar a temperatura y presión constante, la afinidad (AT) de la reacción se la expresa, $AT = -\Delta G_T$; si la reacción esta en equilibrio este tendrá un valor a cero, tendiendo la reacción a producirse de izquierda a derecha, mientras que si es mayor a cero, $AT > 0$, es decir que la variación de la energía libre es menor a cero, esta tiende a producirse de derecha a izquierda. (Moreno, 2009; Lozada, 2006)

La energía libre de reacción estándar a la temperatura (T), se la expresa de la siguiente forma: $\Delta G_T = \Delta G_T^0 + RT \ln K$, donde, K es la relación de presiones de productos con respecto a las presiones de los reaccionantes, y que también se la puede expresar, $\Delta G_T^0 = \Delta H_T^0 - T\Delta S_T^0$; en el equilibrio $\Delta G_T = 0$; se obtiene que:

$$AT^0 = -\Delta H_T^0 + T\Delta S_T^0 = RT \ln K$$

[1.4]

La aproximación termodinámica faculta o permite predecir si un proceso propuesto es factible o no, contribuyendo así a considerables ahorros de energía. Los diagramas de Ellingham es una recopilación de diagramas de cambio de energía libre para óxidos y sulfuros de los metales de interés en ingeniería en función de la temperatura, los cuales permiten visualizar como la temperatura y composición de una atmosfera gaseosa afecta la estabilidad de óxidos metálicos a presión constante

Una descripción general del diagrama de Ellingham es un gráfico del cambio negativo de energía libre ($-\Delta G_T^0$, *Kcal*), con respecto a la temperatura (T , °C), para varios óxidos, también incluye una escala de corrección de presión dando valores de corrección del cambio de energía libre standard para variaciones en la presión parcial a partir de las condiciones normales o standard.

Richardson añadió las escalas nomográficas, que permiten leer directamente la composición del gas en equilibrio a cualquier temperatura para varias reacciones; para los óxidos se tiene escalas para el equilibrio de presiones de oxígeno y razones CO/CO_2 y $\text{H}_2/\text{H}_2\text{O}$; mientras que para los sulfuros se tiene escalas con presiones de equilibrio de S y $\text{H}_2/\text{H}_2\text{S}$. (Himmelblau, 2002; Joffre, 1976; Moreno, 2009; Van Ness, 1988)

En la Figura 1.3 se puede observar que para la reacción de la oxidación contra las diferentes gamas de temperatura de uso general, el metal y el óxido están en un estado condensado (líquido o sólido) con el oxígeno gaseoso, las reacciones pueden ser exotérmicas o endotérmicas.

La reacción de un metal con oxígeno para formar un óxido sólido produce una disminución de la entropía porque la estructura del óxido sólido es más ordenada que un metal y un gas, como consecuencia el ΔG aumenta al aumentar la temperatura.

La línea que nos indica la formación de CO_2 es casi horizontal puesto que el cambio de entropía es prácticamente nulo al transformar un mol de O_2 en un mol de CO_2 .

La línea de formación de CO tiene pendiente negativa pues en este caso la transformación de un mol de O_2 en 2 moles de CO supone un aumento de la entropía y por una disminución de la energía libre, este hecho es de gran interés, ya que todas las demás líneas son interceptadas y por tanto todos los óxidos pueden ser reducidos con carbón a temperaturas más o menos elevadas (Joffre, 1976)

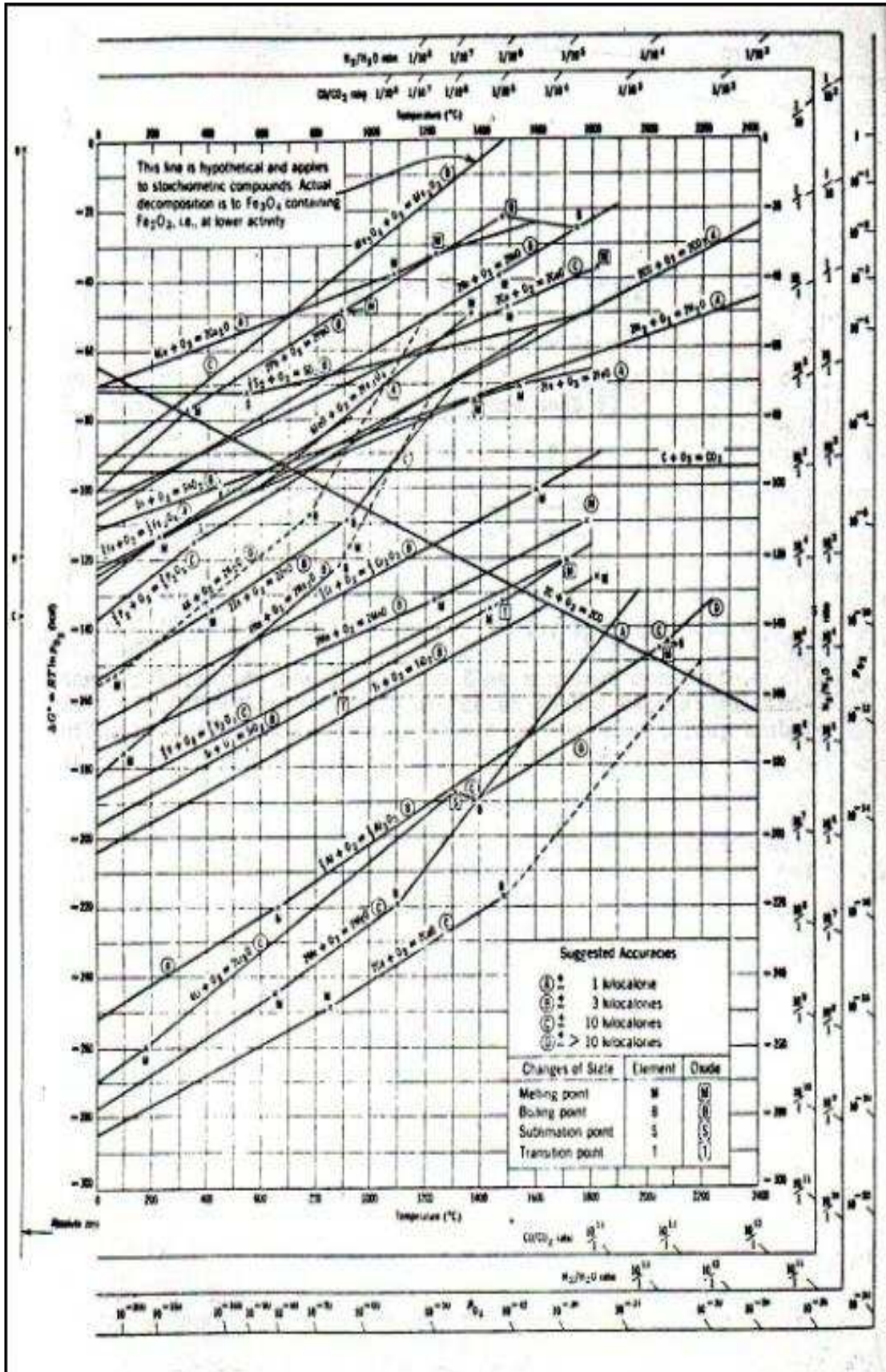


Figura 1.3. Diagrama de Ellingham (Joffe, 1976)

El CO actúa también como especie reductora transformándose en CO₂, es capaz de reducir a todos los óxidos de los metales que se encuentra por encima de la figura, a las temperaturas adecuadas en cada caso.

1.3 REFINACIÓN INDUSTRIAL DEL “PLOMO DE OBRA”

Para establecer cuáles son los procesos que se dan para la refinación industrial del “Plomo de Obra” se debe conocer primeramente los procesos para su obtención. (De la Torre y De Cuyper ^(a), 1990)

El plomo en estado natural se presenta de distintas maneras, sin embargo, el de mayor importancia técnica y el más económico por su aplicación en la metalurgia del plomo es la galena, constituido por sulfuro de plomo (PbS), que contiene 86,4% de plomo y la cerusita (PbCO₃), que contiene 77,5% de plomo. Otros compuestos de plomo aunque en menor proporción son la anglesita (PbSO₄) y la piromorfita (9 PbO.3 P₂O₅.PbCl₂). Los depósitos de plomo son en un 75% mixtos zinc- plomo, un 20% predominantemente plomo y el resto asociados a minerales de antimonio, arsénico, estaño, cobre, bismuto y metales preciosos.

Existe una asociación natural de la plata con los minerales de plomo, tanto es así que el 70% de la plata se recupera en la refinación del plomo; el oro también está asociado a los minerales de plomo, aunque en menores proporciones; el plomo y el zinc están asociados en yacimientos minerales, frecuentemente mezclados y en otras ocasiones separados como para que puedan extraerse minerales en los que predomina uno de los metales, aunque raramente está exento del otro. (Nesmes y Talonen, 1982)

El esquema clásico para la obtención del “Plomo de Obra”, es el siguiente:

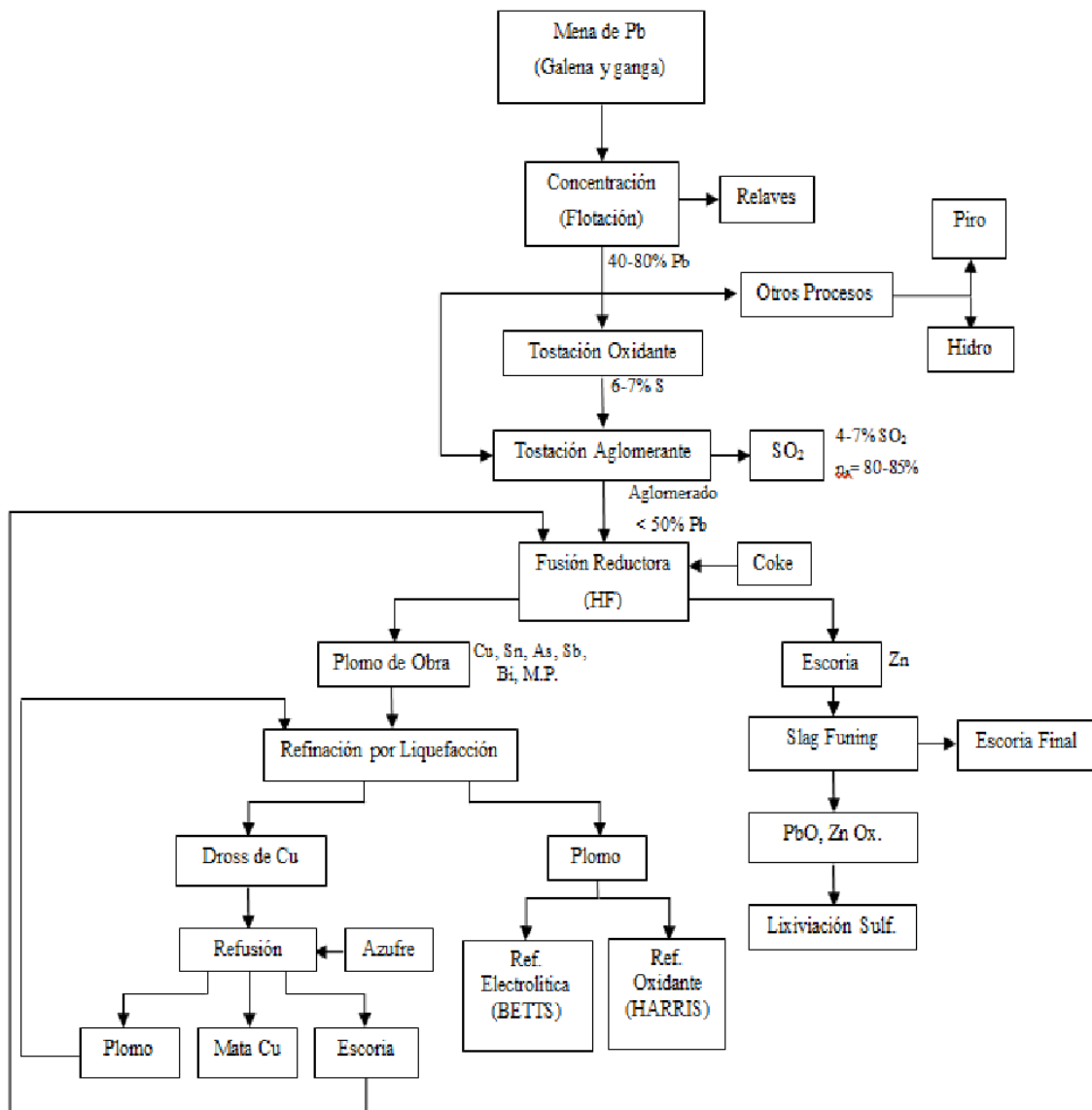


Figura 1.4. Esquema clásico para la obtención de “Plomo de Obra”
(De Cuyper y De la Torre ^(b), 1990)

En la figura 1.4 se puede observar el esquema clásico para obtener “Plomos de Obra” a partir de la galena, la cual posee diferentes impurezas, las más comunes de un yacimiento son Cu, Sn, As, Sb, Bi y metales preciosos (M.P.).

Para su extracción, a partir de una mena de plomo, es sometida a un proceso de concentración. A continuación la galena es sometida por los procesos de tostación y reducción que es el procedimiento más moderno, pues antiguamente

se practicaba el método de tostación y reducción, que casi ya no se usa y solo se utiliza para minerales muy puros con menos de 5% de sílice.

En el proceso de tostación y reducción, antes de fundir, el mineral sulfurado y concentrado se tuesta para eliminar el exceso de azufre y oxidar parcialmente el mineral, después de este periodo el mineral se mezcla con diferentes compuestos denominados como carga fundente en un horno.

El plomo reducido y fundido, junto con la escoria que se forma, se separan, el "Plomo de Obra", al ser más pesado se va hasta el fondo del crisol.

Los hornos que se emplean en la producción son los hornos de reverbero, que se construyen con una bóveda superior de material sumamente refractario, este actúa como reflector de calor puesto en juego en los procesos de reducción de los minerales. Así se consigue un buen ahorro de energía, sin embargo, en la actualidad se utilizan hornos eléctricos, mucho menos voluminosos y mucho más eficaces. (Sancho ^(a,b) *et al*, 2001)

1.3.1 PROCESO DE TOSTACIÓN

La tostación es un proceso básico de la metalurgia extractiva, que consiste en el calentamiento de una mena o un sulfuro metálico, MeS, en estado sólido, para llegar a una fusión incipiente, con un gas que generalmente es el oxígeno del aire, con el fin de producir un cambio químico, tal como la oxidación, MeO, sulfatación, MeSO₄, o de sulfato básico u oxisulfato, MeO·MeSO₄, y/o la eliminación de algunas sustancias por volatilización. (Gill, 1980; Nesmes, 1982; Sancho ^(a,b), 2001,)

En este tipo de tostación el azufre pasa, principalmente, al estado de dióxido de azufre; pero en presencia de SiO₂ y de Fe₂O₃ se cataliza la reacción, $2SO_2 + O_2 \leftrightarrow 2SO_3$ obteniendo sulfatos, que tienden a descomponerse a elevadas

temperaturas. Los elementos fácilmente oxidables y volátiles son el azufre, arsénico, antimonio y selenio.

Las condiciones termodinámicas necesarias se dan a través de las reacciones de equilibrio que se establecen dentro del sistema ternario metal-oxígeno-azufre (Me-O-S).

El objetivo primario de la tostación es transformar el material inicial en otros compuestos sólidos más favorables para la posterior recuperación de los elementos de valor. La atmosfera del horno puede ser oxidante, reductora o clorurante, dando así los diferentes tipos de tostación; En esta investigación se enfoca en la tostación oxidante o sulfatante, que se emplea para transformar los sulfuros a óxidos y a sulfatos. (González, 1991; Lozada, 2006; Sancho ^(a, b), 2001; Vicencio, 2009)

La eliminación del agua tanto la retenida mecánicamente como la combinada químicamente, y la expulsión de la materia carbonosa o del dióxido de carbono que se produce sin la incorporación de ningún otro elemento, son resultado de la calcinación; la cual se incluyen en el grupo de la tostación.

Para una temperatura constante, la composición de los gases en equilibrio, con una única fase, queda determinada si se conoce la presión parcial de dos de los cuatro compuestos presentes en la fase gaseosa, de esta forma, la relación entre las distintas fases en equilibrio que pueden existir en el sistema ternario Me-O-S, puede representarse en un sistema bidimensional, conocido como diagrama de Kellogg. (Fischer, 1982; Gill, 1980; Sancho ^(a, b), 2001; Trofimev, 2008)

Minerales típicos que se tuestan son los sulfuros de cobre, zinc y plomo. En estos casos, el propósito principal es la conversión de los metales total o parcialmente en óxidos para su tratamiento subsecuente.

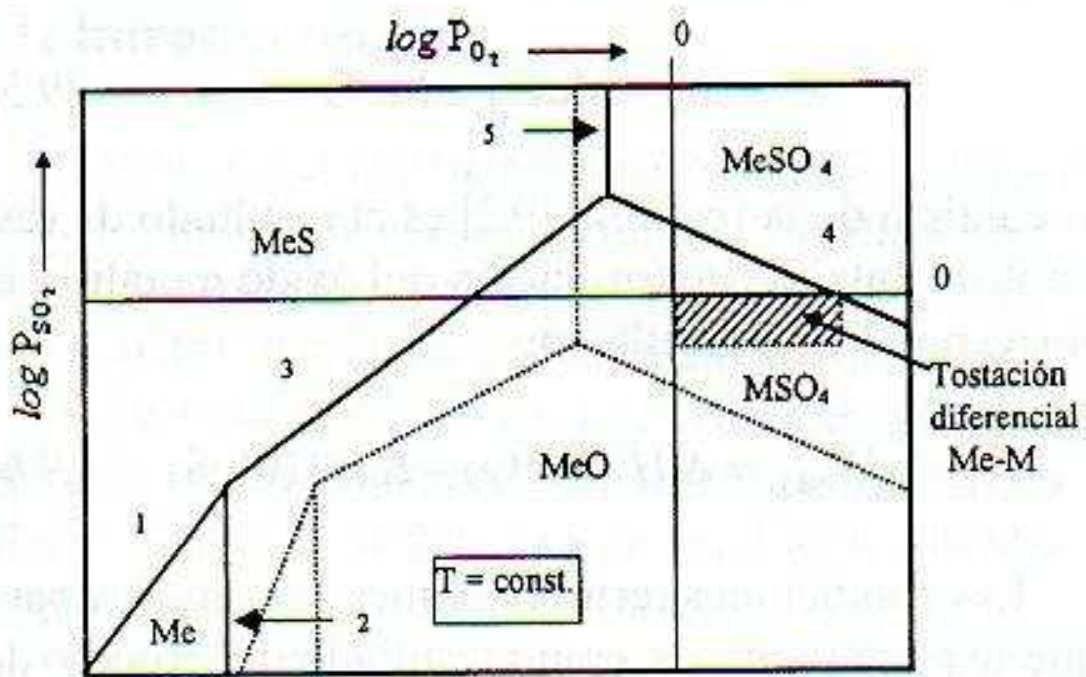
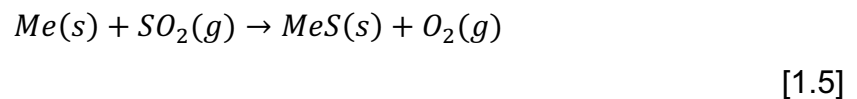


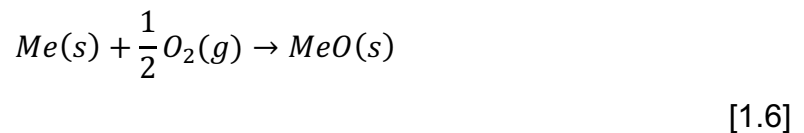
Figura 1.5. Diagrama de Kellogg para el sistema Me-O-S
(Sancho ^(a), 2001)

Las diferentes rectas del diagrama de la figura 1.5 representan los equilibrios entre las fases condensadas siguientes:

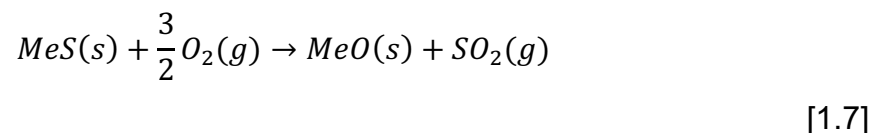
Línea N° 1



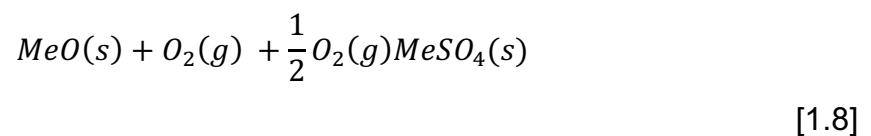
Línea N° 2



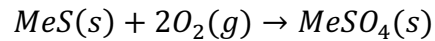
Línea N° 3



Línea N° 4



Línea N° 5



[1.9]

La tostación sulfatante es un tipo de tostación oxidante, donde usualmente se la realiza por debajo de los puntos de fusión de los sulfuros y óxidos que intervienen, generalmente, debajo de 900 a 1000°C, sin embargo, para que las reacciones se den a una mayor velocidad debe estar por arriba de 500 a 600°C. Así el rango de temperatura de interés está entre el rango de 500 y 1000°C. (Sancho ^(a) *et al.*, 2001)

1.3.2 PROCESO DE FUSIÓN

Es una operación en la cual los componentes de la carga sólida de un horno se separan al estado fundido en dos o más fases metalúrgicas, insolubles entre sí, conocidas bajo los nombres de escoria, mata, speiss y metálica.

La carga que se alimenta a un horno de fusión está formada principalmente por sólidos, los mismos que al mezclarse se los denomina carga fundente, aunque también puede cargarse en ciertas operaciones algo de material fundido. El calor suministrado para fundir esta carga sólida puede provenir de combustibles fósiles, electricidad, o bien, si se cargan sulfuros, el calor producido por una reacción exotérmica de oxidación de la carga misma.

Los diferentes compuestos que pertenecen a la carga fundente deben evitar su exceso para facilitar la circulación, manejo y que sea posible la separación por gravedad de las capas de escoria y metálica. (Sancho ^(b) *et al.*, 2001)

1.3.3 FASES EN FUSIÓN

La fusión de minerales puede producir cuatro fases fundidas, de la más ligera a la más pesada son, fase escoria, speiss, mata o de eje y metálica, en metalurgia

extractiva, en una operación metalúrgica se considera la formación de al menos dos fases fundidas.

1.3.3.1 Fase Escoria

En metalurgia, todas las escorias reúnen un conjunto de atributos y aspectos que las caracterizan. (Correa, 2002; Lozada, 2006; Marsden, 1993)

a.- Corrientemente, las escorias son productos líquidos originados en los procesos metalúrgicos de obtención y afino de los metales: al fundir completamente los materiales de partida, se obtienen dos o más productos líquidos que se separan en capas, quedando en la parte superior, junto con la escoria, el líquido de menor densidad, que es la capa que se elimina en forma de espuma.

b.- La escoria, en cualquier operación, es casi siempre el producto de desecho o de menor valor, pues en ella se acumulan la casi totalidad de las sustancias no deseables del producto utilizado; por consiguiente, la escoria debe tener un contenido mínimo de mineral que se desea extraer, y así se recupera la mayoría del metal útil, como tal o en forma de mata.

c.- los componentes principales de la escoria son óxidos, fluoruros, silicatos, fosfatos, boratos, arseniatos, carbonatos, etc., aunque estos compuestos no mantienen su individualidad en la escoria. Esto distingue las escorias de los metales líquidos, que son principalmente, un metal elemental, de las matas que son sulfatos líquidos, y de los speisses, que son, primordialmente, arseniuros líquidos.

d.- Las escorias, a la temperatura a que se producen en los procesos metalúrgicos, son soluciones complejas de una sola fase, aunque pueden llevar en suspensión partículas y glóbulos de otras fases. Las escorias solidificadas tienden a cristalizar en un número de fases sólidas diferentes.

Con lo descrito se puede indicar que las escorias son soluciones recíprocas de óxidos, generalmente de SiO_2 se trata entonces de silicatos, boratos, fosfatos, arseniatos, carbonatos, estos óxidos (SiO_2 , B_2O_3 , P_2O_5 , As_2O_3), son covalentes y dan lugar en el estado sólido a redes tridimensionales. Así, dentro de la sílice, cada átomo de silicio está ligado a cuatro átomos de O y cada átomo de oxígeno está ligado a dos átomos de silicio, para dar una estructura formada de tetraedros SiO_4 (un átomo de silicio al centro y cuatro átomos de O en los extremos). Los otros óxidos metálicos son más o menos iónicos y presentan una cierta proporción de enlaces iónicos y enlaces covalentes.

Es la fase que posee menor densidad y normalmente es la de mayor punto de fusión, los equilibrios termodinámicos dados entre las otras fases fundidas y la escoria condicionan la selectividad y la recuperación del o los metales inertes.

Para la fundición de metales preciosos y/o en el ensayo al fuego son del tipo $\text{SiO}_2\text{-B}_2\text{O}_3\text{-Na}_2\text{O}$, con una temperatura de fusión entre 750 y 900°C. (Correa, 2002; Lozada, 2006; Marsden, 1993)

1.3.3.2 Fase Mata

Denominada también como eje, a esta fase está constituida por soluciones recíprocas de sulfuros de metales pesados como hierro, níquel, cobre, entre otros. Dentro de las matas industriales de este tipo disuelven un poco de oxígeno y es raro que sobrepasen el 95% en la suma de cobre, hierro y azufre; un poco más en la medida en que aumente la relación Fe/Cu y la temperatura, también se da un grado de solubilización de metales preciosos en esta fase. (Lozada, 2006; Marsden, 1993)

1.3.3.3 Fase Speiss

Esta fase está formada por soluciones recíprocas de arseniuros y antimoniuros de metales pesados como Fe, Co, Ni, Ar, Sb, los speiss tienen un carácter metálico

por lo que logran disolver fácilmente a los metales preciosos; su densidad esta próxima a la de la fase metálica. (Lozada, 2006; Marsden, 1993)

1.3.3.4 Fase Metálica

Como su nombre lo indica constituye de metales o aleaciones fundidas, por ejemplo, “Cobre Blíster”, “Plomos de Obra”, “Dore”.

Las altas tensiones superficiales y bajas viscosidades de los metales líquidos, hacen que fluyan con gran facilidad, comportándose de manera similar al agua, características que son muy aprovechadas en los procesos pirometalúrgicos.

La densidad es mayor con respecto a las otras fases que se forman en el proceso de fusión, haciendo que al momento de solidificarlo toda la fase metálica se encuentre en la parte inferior y posteriormente poder separarlo con mayor facilidad de las otras fases. (Lozada, 2006; Marsden, 1993)

1.3.4 TIPOS DE FUSIÓN

Desde el punto de vista químico, se distinguirá diversos tipos de fusión, de acuerdo a la atmosfera del horno de fusión, así tendremos:

1.3.4.1 Fusión Neutra (Fusión de mata)

Este tipo de fusión también conocido como fusión de mata se aplica a los minerales sulfurados con el fin de formar una mata, de ahí su nombre. Para obtener una mata suficientemente rica del metal de interés, se deberá reducir la relación S/M, para lo cual se debe eliminar una parte del azufre excedente con relación al MS, por ejemplo si M es cobre, la relación será al Cu_2S , procediendo previamente a una tostación oxidante parcial. Esta tostación permitirá oxidar una parte de los sulfuros de hierro a óxidos. De donde se tiene el siguiente esquema de tratamiento: (Lozada, 2006; Marsden, 1993)

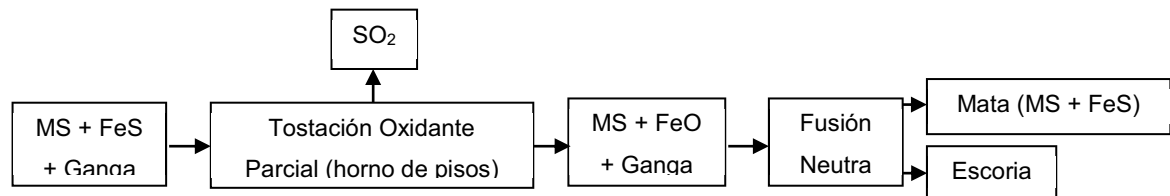


Figura 1.6. Diagrama de bloques del esquema de tratamiento para obtener una mata rica en sulfuro metálico

1.3.4.2 Fusión Oxidante (Oxygen flash smelting)

Se trata en unir dos procesos pirometalúrgicos, la tostación oxidante parcial y la fusión neutra, la energía para este proceso proviene de las reacciones de tostación, para lo cual necesario un concentrado rico en sulfuros de hierro, para producir una mata muy rica en MS, para esto también es necesario recurrir al oxígeno puro o en su defecto aire precalentado, esto produce un aumento de capacidad mejorando las transferencias y gases ricos en SO_2 , sin embargo, tiene un inconveniente, el cual es la producción de escorias más ricas en M, por lo cual hay que reprocesarlas. (Lozada, 2006; Marsden, 1993)

1.3.4.3 Fusión Reductora

Se aplica a los minerales oxidados y combina una forma de tostación reductora indirecta de óxidos por los gases CO y H_2 , con la fusión, el combustible utilizado, comúnmente, es el carbón bajo la forma de coque metalúrgico, el mismo que hace que la reducción de MO puede realizarse directamente por el carbono. La forma de operación, es colocando en el horno, una secuencia de varias capas, la primera es una de mineral seguida de una de coque. Al finalizar el proceso el carbón es consumido dejando en el horno el mineral reducido. (Lozada, 2006; Marsden, 1993)

1.3.4.4 Fusión Sulfurante

Se aplica a los minerales oxidados con el fin de formar una mata. (Lozada, 2006)

1.3.4.5 Fusión Cementante

Se aplica a los minerales sulfurados utilizando un metal "Cementante" tal que el hierro forma una mata con el azufre del MS. (Lozada, 2006)

1.3.5 FUSIÓN DE CONCENTRADOS, FUNDENTES

Para poder realizar la fusión de la calcina la cual es el producto de una tostación que básicamente contiene metales preciosos, sílice y óxidos metálicos, es necesario añadir diferentes reactivos conocidos como fundentes, los mismos que representan una amplia gama de productos químicos que se utilizan en los procesos de fusión de los minerales para bajar el punto de fusión y eliminar parte de la escoria del propio proceso de fusión, de igual forma se obtiene una escoria fluida a temperatura de operación del horno. (Correa, 2002; Lozada, 2006; Marsden, 1993)

1.3.6 TIPOS DE FUNDENTES

Como se ha mencionado anteriormente una amplia gama de productos químicos los cuales se los puede clasificar como:

- Fundentes Ácidos.
- Fundentes Básicos.
- Fundentes Neutros.

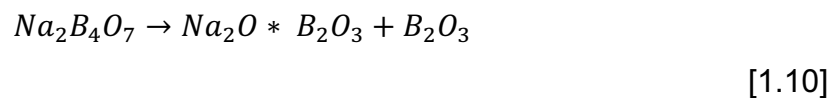
1.3.6.1 Fundentes Ácidos

Se los conoce como fundentes ácidos ya que son compuestos que permiten obtener óxidos de no metales, los mismos que imparten propiedades ácidas, entre los más importantes fundentes ácidos se tienen: bórax y la sílice.

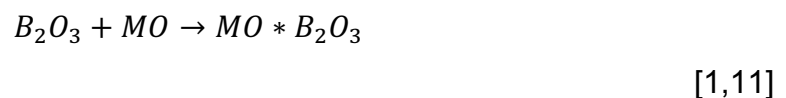
1.3.6.1.1 *Tetraborato de Sodio ($Na_2B_4O_7 \cdot 10H_2O$)*

Es un tetraborato de sodio hidratado, que contiene cerca de un 50% en peso de agua, se lo considera como un fundente ácido muy activo, el cual al calentarlo, se hincha por la eliminación del agua y finalmente se funde a 560°C, formando un vidrio viscoso, el mismo que se vuelve muy fluido sobre los 760°C. Contribuye a disminuir la temperatura de fusión de la escoria y promueve una fusión tranquila y ordenada.

El bórax ayuda a disolver los óxidos metálicos y forma escorias muy fluidas. La disolución de los óxidos metálicos se lleva a cabo en dos etapas. La primera el bórax se funde para formar un vidrio transparente, consistente de una mezcla de borato de sodio y anhídrido bórico, por ejemplo, para la formación del metaborato de sodio: (Ammen, 1984; Correa, 2002; Marsden, 1993; Sancho ^(b), 2001)



El anhídrido bórico reacciona con el óxido metálico (MO) formando el metaborato del metal:



El exceso de bórax en el tratamiento de menas con alto contenido de sílice, da como resultado escorias no homogéneas, duras y vidriosas.

El hecho de disminuir apreciablemente la temperatura de fusión de las escorias, de ser un excelente solvente para los óxidos metálicos, y al ser muy fluido incrementa la fluidez de prácticamente cualquier carga, hace que el bórax sea muy usado como escorificante.

El bórax anhidro funde a 741 °C para formar un vidrio viscoso, pero fluido a elevadas temperaturas. El bórax baja la temperatura de fusión de todas las escorias apreciablemente, sin embargo, el bórax en exceso es perjudicial para la fusión, impidiendo la formación de una escoria homogénea y en las practicas del ensayo al fuego impide la separación del regulo de plomo. El bórax se lo clasifica de acuerdo al tipo de borato que forma con los óxidos metálicos, cuya clasificación se encuentra en la siguiente tabla: (Ammen, 1984; Correa, 2002)

Tabla 1.4. Clasificación de los Boratos*

| Nombre | Formula Estructural | Relación de O (Ácido : Base) |
|--------------|---------------------|------------------------------|
| Ortoborato | $3MO \cdot B_2O_3$ | 1,0 : 1,0 |
| Piroborato | $2MO \cdot B_2O_3$ | 1,5 : 1,0 |
| Sesquiborato | $3MO \cdot 2B_2O_3$ | 2,0 : 1,0 |
| Metaborato | $MO \cdot B_2O_3$ | 3,0 : 1,0 |
| Tetraborato | $2MO \cdot 2B_2O_3$ | 6,0 : 1,0 |

* Correa, 2002

1.3.6.1.2 *Dióxido de Silicio o Sílice (SiO₂)*

La sílice es el reactivo ácido más potente que hay en combinación con los óxidos metálicos o bases presente en la muestra de mineral, forma principalmente escorias compuestas de silicatos, los cuales son el fundamento de casi toda la escoria. Se debe evitar los excesos de sílice debido a que causa dificultad y perdidas de metales preciosos por escorificación o por formación de mata, además las escorias a base de sílice son viscosas y mantienen al metal en suspensión

La sílice forma 5 clases de silicatos, los cuales se clasifican con respecto a la relación de oxígeno en la base (óxido metálico), con respecto al oxígeno en el ácido (sílice). La clasificación se encuentra en la siguiente tabla. (Ammen, 2009; Correa, 2002; Marsden, 1993; Sancho ^(a, b), 2001)

Tabla 1.5. Clasificación de los Silicatos *

| Nombre | Formula Estructural | Relación de O (Ácido : Base) |
|----------------|---------------------|------------------------------|
| Subsilicato | $4MO \cdot SiO_2$ | 1 : 2 |
| Monosilicato | $2MO \cdot SiO_2$ | 1 : 1 |
| Sesquisilicato | $4MO \cdot 3SiO_2$ | 1,5 : 1 |
| Metasilicato | $MO \cdot SiO_2$ | 2 : 1 |
| Trisilicato | $2MO \cdot 3SiO_2$ | 3 : 1 |

*Correa, 2002

Se debe colocar sílice cuando la muestra es pobre en sílice y para cargas extremadamente básicas, para disminuir la acción corrosiva en el crisol.

1.3.6.2 Fundentes Básicos

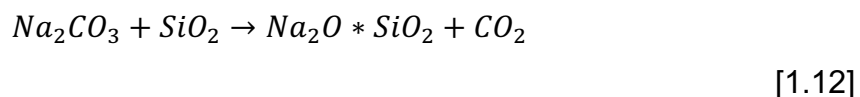
Los principales fundentes básicos son: Carbonato de Sodio, bicarbonato de sodio, litargirio, plomo rojo, óxido de hierro, y la cal.

1.3.6.2.1 Carbonato de Sodio (Na_2CO_3)

Es un poderoso fundente básico. Su temperatura de fusión es de $852^{\circ}C$, es el más conveniente para propósitos de agitación, cuando esta fundido es sumamente fluida.

El exceso de este reactivo producirá una escoria hidroscópica la cual resulta muy difícil de limpiar del lingote. Una poderosa escoria de carbonato de sodio anhidro reacciona al contacto con el agua y con la piel produciendo una irritación severa.

Al calentarse con sílice forma fácilmente silicatos de sodio, con desprendimiento de CO_2 . (Correa, 2002; Lozada, 2006; Marsden, 1993; Sancho ^(a, b), 2001)

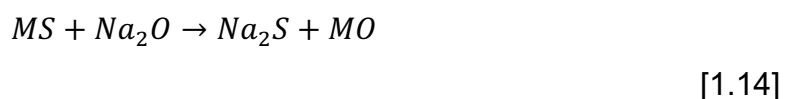


Los carbonatos actúan sobre los sulfuros de la siguiente forma:

Descomposición del carbonato a $950^\circ C$:



Oxidación de los sulfuros:



Esto se debe a que el azufre tiene mayor afinidad por el sodio que por el resto de metales, y el sodio tiene mayor afinidad por el azufre que por el oxígeno. El Na_2S no forma mata y es fácilmente escorificable.

Cuando el carbonato de sodio es fundido sobre los $950^\circ C$, experimenta una ligera disociación con la consiguiente evolución de una pequeña cantidad de dióxido de carbono. El carbonato de sodio disminuye la viscosidad y produce claridad a las escorias, de esta manera reduce la cantidad de metales preciosos atrapados en la escoria. Se debe tener cuidado con el manejo de carbonato, ya que absorbe el agua del aire. (Correa, 2002; Sancho ^(a, b), 2001)

1.3.6.2.2 Bicarbonato de Sodio ($NaHCO_3$)

Se comporta muy similar al carbonato de sodio anhidro, la acción de este reactivo produce grandes cantidades de gases, es por esta razón que la mezcla fundente tiende a subirse, proyectándose partículas de la masa fundida sobre las paredes

del crisol o fuera de él. Al usar el bicarbonato de sodio se debe operar con cuidado a fin de evitar esas proyecciones que significan pérdidas, para lo cual se debe colocar sal común en la fundición misma.

Cuando se usa como sustituto del carbonato de sodio se debe tener en cuenta su poder de agitación, el cual es dos tercios más que el del carbonato, es decir, que ciento cincuenta y ocho partes son requeridas por cada cien partes del carbonato normal. (Correa, 2002)

1.3.6.2.3 *Carbonato de Potasio (K_2CO_3)*

Es un fundente básico muy similar al carbonato de sodio, funde a $804^{\circ}C$, sin embargo, posee la desventaja de ser más costoso, y por ser de mayor peso molecular requiere más cantidad que el carbonato de sodio para dar el mismo resultado.

Si se realiza una mezcla de estos dos carbonatos mencionados, permite dar como resultado una temperatura de fusión más baja que si se tuviera individualmente.

1.3.6.2.4 *Litargirio (PbO)*

Al ser muy efectivo para la colección de metales preciosos como oro y plata. Una reacción de reducción de óxido de plomo a plomo es necesaria, por lo que se añade un reductor. Luego de la fusión la fase metálica que contiene los metales preciosos y plomo también conocida como “Plomos de Obra” o “Plomo Bruto” es oxidada con lo que se deja en libertad a los metales preciosos. El litargirio funde a $883^{\circ}C$, a más de usarse como fundente es usado para obtener el plomo necesario para coleccionar metales preciosos, a parte que entrega oxígeno si se lo calienta con carbón, hidrógeno, azufre, sulfuros metálicos, hierro o con algún reductor.

Este reactivo también ayuda a oxidar las impurezas metálicas o bien pasa a formar escorias al estado de silicatos de plomo, demostrando una fuerte afinidad

por la sílice. Por lo tanto, si la muestra tiene deficiencia de sílice, el material ácido de crisol será atacado, resultando las paredes del crisol corroídas; también puede formar plumbatos con los óxidos metálicos. (Correa, 2002; Bastida, 2008)

1.3.6.3 Fundentes Neutros

Son aquellos que no imparten propiedades ácidas ni básicas a la fusión, entre los más importantes se tiene, fluorita, cloruro de sodio y la criolita

1.3.6.3.1 Fluorita (CaF_2)

También se lo conoce como Fluoruro de calcio o espatofluor, este reactivo del mismo modo que el bórax, incrementa la fluidez de las escorias, es por esta razón, que se lo usa como sustituto del bórax, otra ventaja de usar este reactivo es que facilita la separación de la fase metálica de la escoria. Es particularmente útil para descomponer fosfatos y silicatos de aluminio refractarios.

La fluorita requiere altas temperaturas de fusión ($900\text{ }^{\circ}\text{C}$), y funde sin descomposición. Cuando funde es muy fluido y es capaz de mantener en suspensión partículas no fundidas de materia mineral sin grave disminución en la fluidez de la escoria. (Correa, 2002; Bastida, 2008)

1.3.6.3.2 Cloruro de Sodio ($NaCl$)

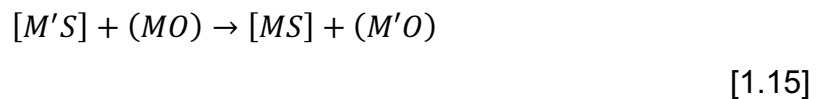
Se usa como cubierta de fundición, el cloruro de sodio funde fácilmente en un fluido muy transparente, por ser muy fluido y no descomponer al estado de fusión se lo usa para lavar las paredes del crisol bajando las partículas de metal adheridas. (Correa, 2002)

1.3.7 EQUILIBRIO ENTRE FASES

En una operación de fusión, la selectividad no es perfecta, sin embargo, hay como estudiar el equilibrio entre las fases formadas en dicho proceso durante la operación. (Lozada, 2006)

1.3.7.1 Equilibrio Fase Mata- Escoria

Se presenta en la fusión neutra:



$$K = \frac{a_{MS}a_{M'O}}{a_{M'S}a_{MO}} \quad [1.16]$$

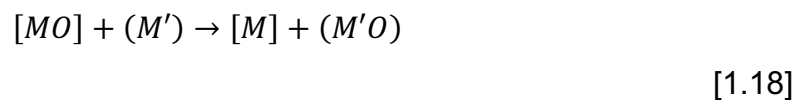
Entonces:

$$\frac{a_{MS}}{a_{M'S}} = K \frac{a_{MO}}{a_{M'O}} \quad [1.17]$$

Por lo que mientras el valor de K sea elevado su selectividad será mejor. (Lozada, 2006)

1.3.7.2 Equilibrio Fase Metálica- Escoria

En este caso se tiene el siguiente equilibrio:



$$K = \frac{a_M a_{M'O}}{a_{M'} a_{MO}} \quad [1.19]$$

Entonces:

$$\frac{a_M}{a_{M'}} = K \frac{a_{MO}}{a_{M'O}} \quad [1.20]$$

En una primera aproximación, se puede en este caso reemplazar las actividades por las concentraciones ponderales

$$\frac{[\%_M]}{[\%_{M'}]} = K' \frac{(\%_{MO})}{(\%_{M'O})} \quad [1.21]$$

O también:

$$[\%_M] = 100\% \quad [1.22]$$

$$[\%_{M'O}] = \text{constante} \quad [1.23]$$

Entonces la primera aproximación será:

$$[\%_{M'}](\%_{MO}) = K'' \quad [1.24]$$

Según a donde se apunte el rendimiento de metal (fusión reductora) o a la pureza del metal (refinación), se deberá admitir que el metal obtenido sea menos puro o que la pérdida del metal en la escoria sea más elevada. Si K'' es muy débil, K' debe ser elevada y la reducción será selectiva. (Lozada, 2006)

1.3.8 REFINACIÓN DEL “PLOMO DE OBRA”

Se puede indicar que existen dos tipos de “Plomo de Obra” los sintéticos y los industriales, los industriales como su nombre lo indica son aquellos que están

elaborados a nivel industrial, al utilizar como materia prima un mineral que posee impurezas entre las más comunes antimonio, arsénico, estaño, cobre, bismuto y metales preciosos, estas impurezas están presentes al momento de la elaboración del “Plomo de Obra”. (Vicencio, 2009)

Un “Plomo de Obra” sintético es aquel que se elabora a escala de laboratorio, en donde a un plomo de alta pureza se le introduce de manera artificial por un proceso pirometalúrgico un determinado compuesto como impureza.

Para el “Plomo de Obra” industrial como se muestra la figura 1.4 es conveniente eliminar o en su defecto disminuir algunas de las impurezas como es el caso del cobre, el cual se lo extrae en un proceso de fusión obteniendo una fase mata de cobre.

Para extraer las demás impurezas antimonio, arsénico, estaño, bismuto y metales preciosos, se procede a dar un proceso de refinamiento, para lo cual se puede dar principalmente por dos métodos.

- Proceso de refinamiento electrolítico BETTS.
- Proceso de refinamiento oxidante HARRIS.

1.3.8.1 Proceso de refinamiento electrolítico BETTS

La refinación electrolítica BETTS es un proceso industrial que principalmente se utiliza para separar el plomo del bismuto, se la llama así por su inventor Anson Gardner Betts.

La forma de operación de este proceso es utilizando una mezcla para el electrolito el cual es de ácido de plomo fluorosilicato (PbSiF_6) y hexafluorosilícico (H_2SiF_6) calentada a $45\text{ }^\circ\text{C}$, los cátodos son láminas delgadas de plomo puro y los ánodos son láminas de plomo impuro, los cuales serán aplicados con un potencial de 0,5 voltios

En el ánodo el plomo se disuelve, al igual que las impurezas del metal que son menos nobles que el plomo, las impurezas que son más nobles que el plomo, tales como oro, plata y bismuto, se depositan en el fondo de recipiente como lodo anódico. (González, 1991; De Cuyper ^(a), 1990)

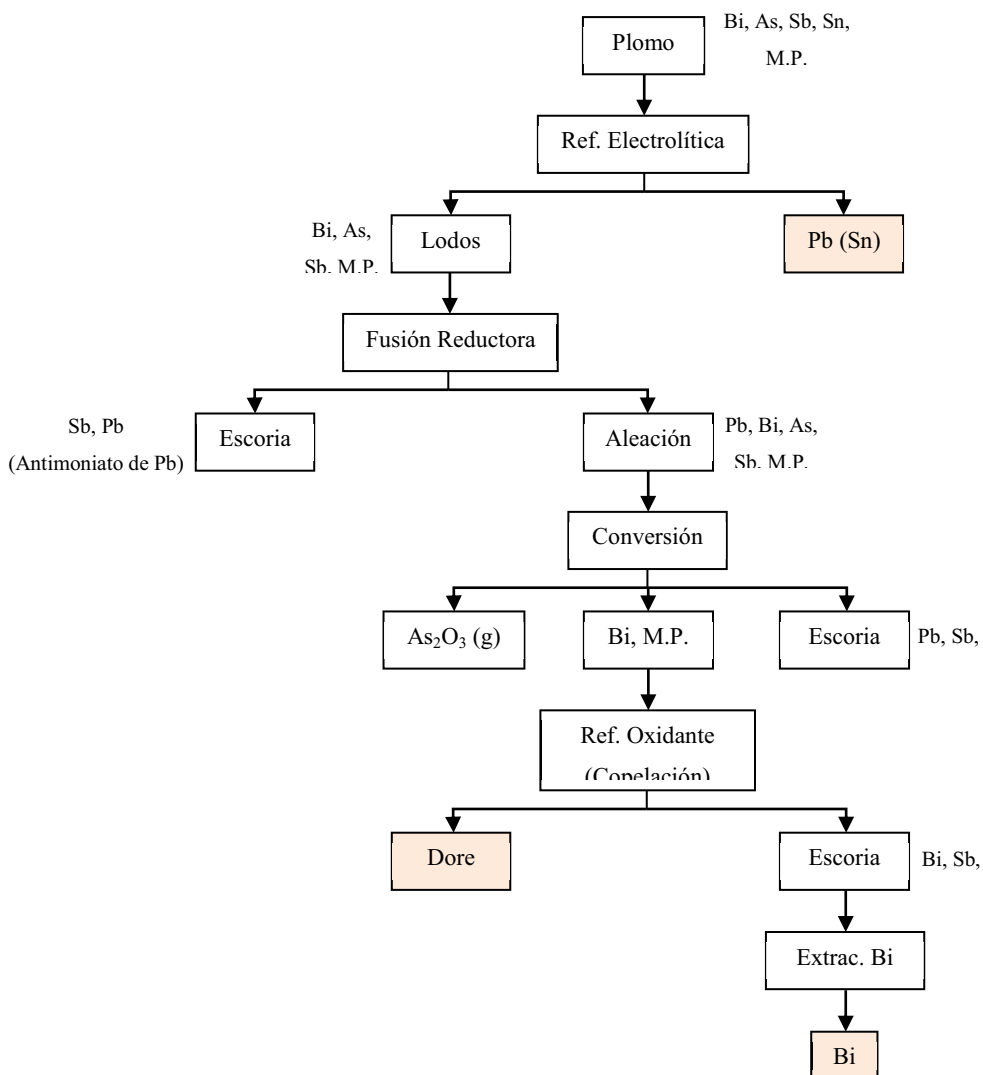


Figura 1.7. Esquema del proceso de refinamiento electrolítico BETTS
(De Cuyper y De la Torre ^(a), 1990)

Debido al alto costo de la electrólisis este proceso solo se lo utiliza cuando se requiere una alta pureza en el plomo (99,99%), y cuando posee altos contenidos de bismuto, el cual se lo extrae fácilmente con este método. (González, 1991)

1.3.8.2 Proceso de refinamiento oxidante HARRIS

El proceso de refinamiento HARRIS se da cuando el contenido de antimonio, arsénico y estaño en el "Plomo de Obra" es alto, y para su eliminación se debe utilizar una sal alcalina (NaOH) exento del plomo.

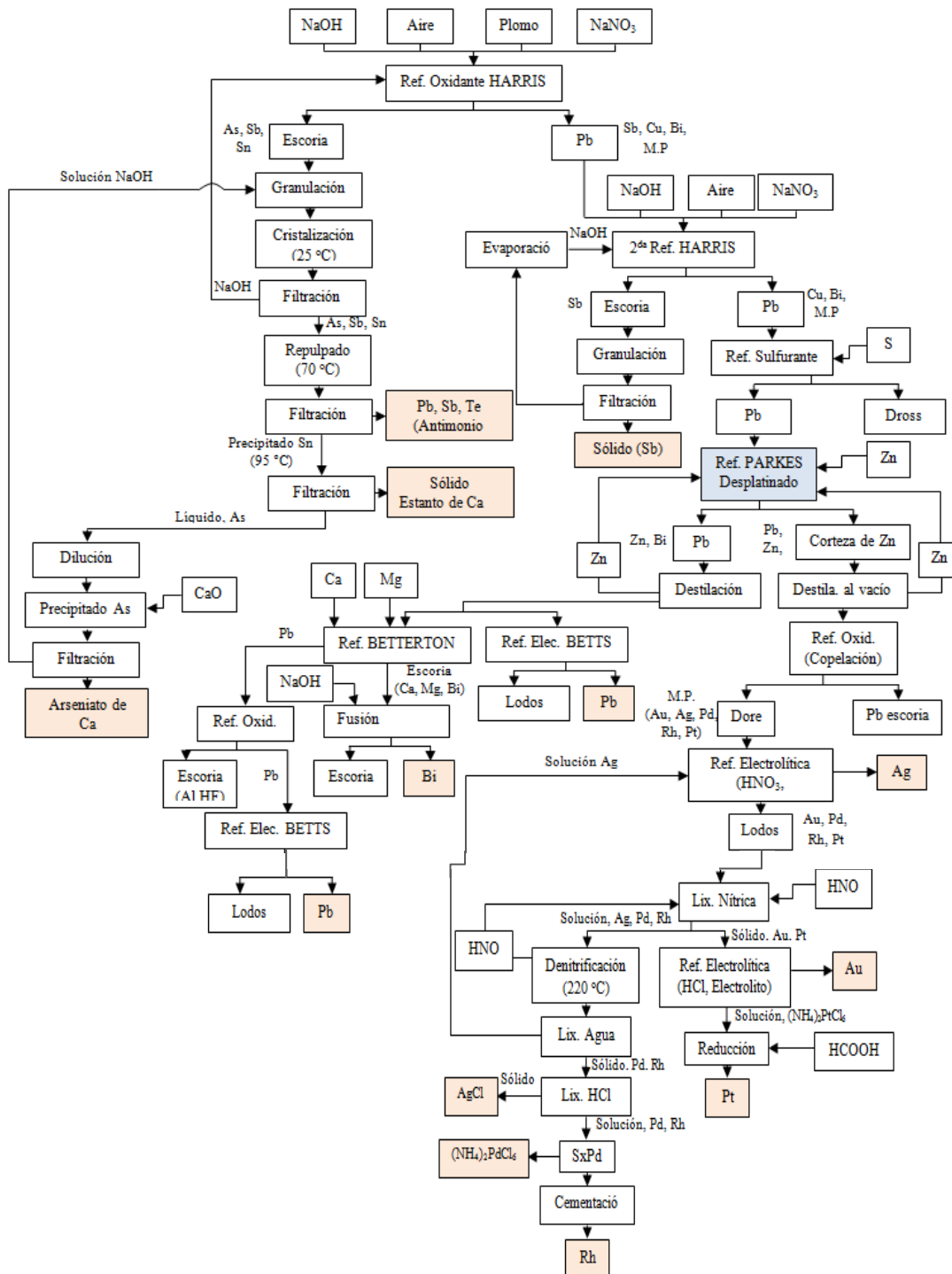


Figura 1.8. Esquema del proceso de refinamiento HARRIS
(De Cuyper y De la Torre ^(b), 1990)

En la figura 1.8 se puede observar dos ventajas, la primera es la producción de productos intermedios libres de plomo, haciendo que las pérdidas en metales nobles sean pequeñas, y la segunda es que logra recuperar las sales utilizadas hasta en un 95% de pureza.

También cabe indicar que generalmente se tienen menas de plomo no solo con impurezas de antimonio, arsénico y estaño sino también con cobre, bismuto y metales preciosos como oro, plata, paladio, rodio y platino. El contenido de estos metales depende de las menas e incluso del proceso; el objetivo del proceso de refinamiento HARRIS es bajar el contenido de metales ya mencionados hasta niveles aceptables. (De Cuyper ^(b), 1990, Gill, 1984; Sancho ^(b) 2001)

El procedimiento se lo hace por procesos pirometalúrgicos o si se tiene impurezas menores del 10% del plomo total se efectúa un refinamiento electrolítico BETTS.

Cuando se registra que el mineral contiene pequeñas cantidades de metales preciosos como oro y plata, es conveniente recuperarlos, para lo cual se lo puede realizar con los siguientes procesos: (De Cuyper ^(b), 1990; Sancho ^(b), 2001)

1.3.8.3 Proceso Parkes

La tecnología más extendida para la extracción de plata del plomo es el método basado en la introducción del metal de zinc en el plomo fundido, durante la interacción, compuestos intermetálicos químicamente estables insolubles en plomo se forman. Esta tecnología se la denomina Proceso Parkes o técnica de zinc. (De Cuyper ^(b), 1990; Balzhiser, 1974; Joffre, 1976; Pauing, 1947; Sancho ^(a), 2001; Vicencio, 2009)

El Proceso Parkes es un proceso industrial pirometalúrgico de desplatado el cual se basa en el tratamiento del "Plomo de Obra" o de la aleación argentífero, separando la plata del plomo mediante la adición de zinc fundido, produciendo así una costra o aleación Ag-Zn.

El procedimiento a seguir es colocar aproximadamente 0,6% de zinc, provocando que el “Plomo de Obra” se saturen con dicho metal, produciendo un paso de los metales preciosos al zinc en exceso, obteniendo un producto intermedio, el cual flota en el plomo líquido. Este producto intermedio se lo denomina costra, corteza de plata o corteza de zinc, el mismo que tiene una composición entre 5 a 10% de plata, del 15 a 30% de zinc y el resto de plomo con cantidades pequeñas de oxígeno y de otros contaminantes como el cobre, si el material posee bismuto este no interfiere con el proceso, el arsénico en cantidades de 01%, el cobre o el antimonio en menos proporciones podrían demorar el proceso. (De Cuyper ^(b), 1990; Pauing, 1947; Sancho ^(a), 2001; Vicencio, 2009)

Para poder determinar la cantidad de zinc más adecuada para formar una buena corteza de zinc, se debe realizar previamente un análisis mineralógico del mineral, que contiene en su composición los metales preciosos, y con él poder calcular de forma estequiométrica la cantidad exacta de zinc.

En un sistema continuo desarrollado en Port Pire (Australia) hace pasar el “Plomo de Obra” en estado líquido por un recipiente que contiene zinc, dicho recipiente se encuentra a la temperatura de 600 °C en la parte superior y de 75 °C en la inferior. El “Plomo de Obra” se introduce a 650 °C en el recipiente de desplatado, mientras desciende, se satura de zinc y va cediendo los metales preciosos a este metal a la vez que disminuye la temperatura. Cuando se llega cerca del punto de solidificación del plomo precipitan cristales Ag-Zn que suben a la superficie del metal fundido donde se separan las capas de zinc y del mismo plomo, en el lapso de tiempo que el “Plomo de Obra” está en contacto con el zinc, este se va enriqueciendo de metales preciosos como plata y oro. En este momento, el zinc comienza a solidificar en cristales por lo que se retira y se repone con nuevo zinc fresco. El plomo que atravesó el zinc se recoge en la parte de abajo del recipiente; el cual contiene aproximadamente de 3-4 ppm de Ag y 0,6% de Zn, lógicamente, se debe someter a tratamiento para la recuperación del zinc disuelto. Después del desplatado hay que tratar la corteza de zinc rica en plata y oro para

eliminar el zinc y el plomo empapado, para lo cual se realiza el proceso denominado desnatado. (De Cuyper ^(b), 1990; Pauing, 1947; Sancho ^(a), 2001; Vicencio, 2009)

Hoy en día, a pesar de las ventajas del proceso continuo, parece que el tratamiento en dos pasos se está imponiendo pues usa menos zinc y tiene menores costos de operación. (Sancho ^(a) *et al*, 2001)

Los diagramas de fases se utilizan generalmente, las posibles reacciones entre los metales (reactivo e impurezas) que se llevan a cabo. (Trofimev, 2008; Vicencio, 2009)

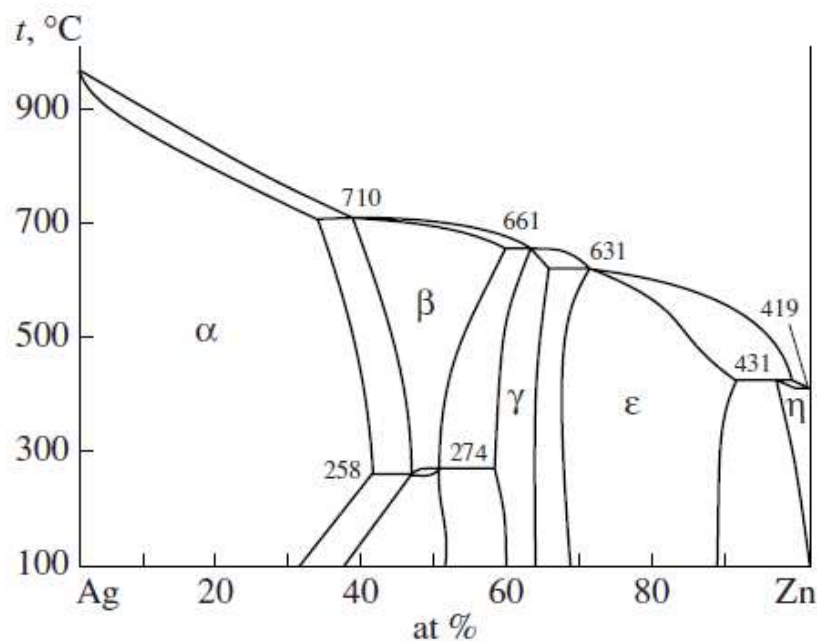


Figura 1.9. Diagrama de fases del sistema Ag-Zn
(Trofinov, 2008)

El diagrama de fase del sistema binario Ag-Zn, que muestra en la figura 1.9, la interacción de plata con el producto de zinc a través de reacciones peritéticas con la formación de cinco fases, dos soluciones, una a base de plata (α) y otra a base de zinc (η) y tres intermedias, fases intermetálicas con homogeneidad extendida (β , γ y ϵ). (Trofimev *et al.*, 2008)

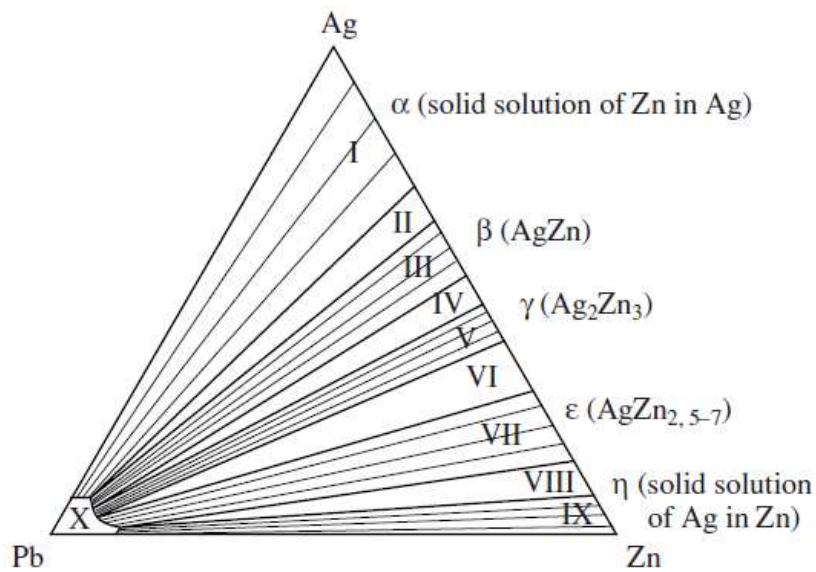


Figura 1.10. Esquema de las transformaciones de fases en el sistema Pb-Ag-Zn (Trofinov, 2008)

El esquema de equilibrio de fases en el sistema Pb-Ag-Zn, presenta las siguientes regiones.

- (I) Con las soluciones sólidas a base de plata.
- (II) Con la solución a base de plata y con la fase β intermetálicos (AgZn), insoluble en plomo.
- (III) Con la fase β
- (IV) Con dos fases intermetálicos, β y γ (Ag_2Zn_3)
- (V) Con la fase γ sólidos.
- (VI) Con la fase γ y la fase ϵ .
- (VII) Con la fase ϵ ($\text{AgZn}_{2,5-7}$)
- (VIII) Con la fase ϵ intermetálicos y base de zinc solución sólida.
- (IX) Con la solución sólida de plata en el zinc.
- (X) La región de metal líquido homogéneo.

1.3.8.4 Dezincado del Plomo

Cuando se ha realizado el proceso Parkes, el plomo que queda como producto adquiere una cantidad aproximada de 0,6% de zinc. Para la extracción del zinc

puede haber dos formas o bien por vía oxidante, usando para ello aire, cloro o sales oxidantes, con lo que el metal se obtiene en forma de óxido, cloruro o zincato sódico, respectivamente, o bien se puede extraer utilizando la diferencia de tensiones de vapor entre el zinc y el plomo a temperaturas no muy elevadas.

Esta última posibilidad se lleva a cabo en un caldero con tapa refrigerada por agua, en el que se introduce el plomo. Se aplica un alto vacío, en el entorno de 0,1 Pa, a la temperatura de 600°C con lo que la mayor parte del zinc se extrae en forma de vapor que condensa sobre la tapa y ciertas aletas metálicas a ella fijadas; el zinc así obtenido puede ser reutilizado. (De Cuyper ^(b), 1990; Sancho ^(b), 2001; Vicencio, 2009)

1.3.8.5 Tratamiento de la corteza de zinc

Cuando se retiran las cortezas de zinc del “Plomo de Obra” sale con ellas cantidades de plomo las cuales se las elimina utilizando un prensado en caliente seguido de la fusión a 600 °C. El plomo fundido se separa por densidad y se recircula al desplatado, mientras que las cortezas de zinc se llevan a un dezincado por destilación a vacío recirculando el zinc al desplatado. (De Cuyper^(b), 1990; Sancho ^(b) *et al.*, 2001)

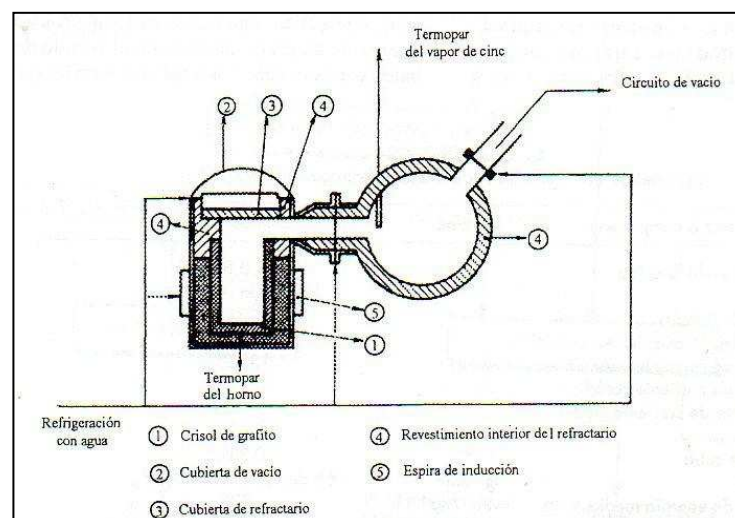


Figura 1.11. Horno de inducción de dezincado
(Sancho ^(b), 2001)

La forma de operación del horno de inducción de dezincado es calentar a 600 °C bajo un alto vacío, en el entorno de 0,1 Pa, el zinc es evaporado para luego ser condensado en forma líquida. El residuo es sometido a copelación para oxidar el zinc y el cobre con el plomo, quedando un bullón de plata y oro, que se lo trata para separarlos.

2. METODOLOGÍA

La metodología que se siguió en este proyecto de titulación, estuvo dividida, principalmente, en tres partes:

- Elaboración del “Plomo de Obra”,
- Técnica del zinc, y,
- Extracción de la plata de la corteza de zinc

Las mismas que se desarrollaron, en ese orden, para obtener una adecuada evaluación y optimización de la técnica del zinc; para culminar con una aplicación, de un mineral de la industria metalurgia del Ecuador, la cual fue definida en la sección 2.4.

A continuación se detalla cada una de las partes de la metodología:

2.1 ELABORACIÓN DE “PLOMO DE OBRA”

Para poder elaborar un “Plomo de Obra”, primero, se debe conocer si los compuestos que se utilizaron poseen algún tipo de elemento como impureza que interferirá posteriormente. Por esta razón se realizó un análisis cuantitativo para determinar el contenido de otros elementos como impurezas de las principales materias primas a usar en la carga fundente (litargirio y plata).

2.1.1 ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL LITARGIRIO Y LA PLATA

Para dar un valor cuantitativo preciso de las impurezas que tiene el litargirio y la plata que se usó para la elaboración del “Plomo de Obra”, se lo realizó mediante el método de Absorción Atómica, cuyo equipo es de marca A Analyst 300 Perkin Elmer.

Para cada elemento se analizó:

- En el litargirio: oro, plata, cobre, hierro, magnesio y zinc.
- En la plata: oro, cobre, hierro y zinc.

Para este análisis fue necesario disolver cada metal, el cual se procedió de la siguiente forma:

2.1.1.1 Litargirio

- Se pesó en un vaso de precipitación aproximadamente 0,1 g de litargirio en una balanza de cuatro decimales de marca Sartorius modelo TE1245.
- Una vez pesada la muestra, se colocó ácido nítrico 1:1, bajo calentamiento sobre una plancha eléctrica de marca Nuova II Stir Plate Termolyne, por un tiempo aproximado de 30 min.
- Transcurrido ese tiempo, se aforó en un matraz a 100 ml.
- Finalmente, la muestra fue leída por el equipo de Absorción Atómica ya descrito.

2.1.1.2 Plata

- Se pesó en un vaso de precipitación aproximadamente 0,1 g de plata en la balanza de cuatro decimales de marca Sartorius modelo TE1245.
- Una vez pesada la muestra, se colocó ácido nítrico 1:1, bajo calentamiento sobre una plancha eléctrica de marca Nuova II Stir Plate Termolyne, por un tiempo aproximado de 30 min.
- Transcurrido ese tiempo, se aforó en un matraz a 100 ml.
- Finalmente, la muestra fue leída por el equipo de Absorción Atómica ya descrito.

2.1.2 PROCESO DE FUSIÓN

Obteniendo los resultados del análisis cuantitativo de las impurezas de los compuestos más representativos para la carga fundente, se procedió a la elaboración del “Plomo de Obra”, las cuales se desarrollaron mediante el proceso pirometalúrgico de fusión, para lo cual, se utilizó un horno eléctrico de mufla de marca Sepor, cuya cámara tiene 24x24x26 cm, en su compuerta posee un orificio para el control de ingreso de aire, adicionalmente, posee un control automático de temperatura con controlador Si/No cuya banda diferencial es de ± 10 °C, y puede ser operado con temperaturas desde los 22 °C hasta los 1000 °C.

La forma de operación del horno eléctrico de mufla es por radiación y convección a las paredes externas del recipiente a usar y por conducción al interior del mismo y de ahí al mineral por conducción y convección.

El proceso metalúrgico de fusión posee dos etapas fundamentales, las cuales se las describen a continuación.

2.1.2.1 Primera etapa del proceso de fusión

La primera etapa fue la relacionada con la determinación de la carga fundente que va a promover la fusión de la muestra, para lo cual, mediante el análisis de Absorción Atómica ya descrito, se han considerado las cantidades respectivas en forma experimental, en donde, el Departamento de Metalurgia Extractiva (DEMEX), por varios años ha realizado diversas publicaciones. (Instituto de Investigación Tecnológico, 1994, Instituto de Investigación Tecnológico 2003, Lozada, 2006)

Cada componente tiene su función en la elaboración del “Plomo de Obra” si se coloca en menor proporción o un exceso de alguno de ellos causará la pérdida de algún metal de interés como el plomo o de los metales preciosos.

Tabla 2.1. Carga fundente experimental para los ensayos de fuego

| Nombre del compuesto | Formula | Cantidad (g) |
|----------------------|--------------------------------------------------------------|--------------|
| Bórax | $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ | 35,0 |
| Sílice | SiO_2 | 40,0 |
| Carbonato de sodio | Na_2CO_3 | 62,5 |
| Litargirio | PbO | 1000,0 |
| Carbón vegetal | C | 20,0 |
| Plata | Ag | 10,0 |

Se puede indicar que para formar una buena carga fundente se requiere diferentes compuestos que reaccionen entre sí, estos compuestos se los clasifican en tres ramas diferentes la primera conocida como fundentes ácidos, son aquellos que imparten propiedades ácidas permitiendo obtener óxidos de no metales, de los fundentes colocados en la tabla 2.1, se puede observar, que tanto el bórax como la sílice se encuentran en esta categoría. En el caso del bórax ayuda a disolver los óxidos metálicos y forma escorias muy fluidas, mientras que la sílice, ayuda a formar una escoria compuesta principalmente de silicatos, los cuales, son el fundamento de casi todas las escorias.

Una segunda categoría son los fundentes básicos; en la tabla 2.1 se puede observar dos de ellos, el carbonato de sodio y el litargirio; en el caso del primer compuesto ayuda a disminuir la viscosidad y produce claridad a las escorias, de esta forma reduce la cantidad de metales preciosos atrapados en la escoria.

Para el caso del litargirio, ayuda a obtener una fase metálica que contiene los metales preciosos; sin embargo, al usar este tipo de compuesto, requiere añadir un reductor ya que se debe reducir de óxido de plomo a plomo metálico, para lo cual se adiciona a la carga fundente una cantidad de carbón vegetal.

En la elaboración del “Plomo de Obra” fue añadida a la carga fundente, 10.00 g de plata metálica, que fue pesada en una balanza de cuatro decimales de marca Sartorius modelo TE1245 cuyo peso máximo de operación es de 120 g; El motivo

de esta adición es para facilitar la obtención de las condiciones de optimización de la técnica del zinc, los mismos que se describen en los pasos siguientes de la metodología.

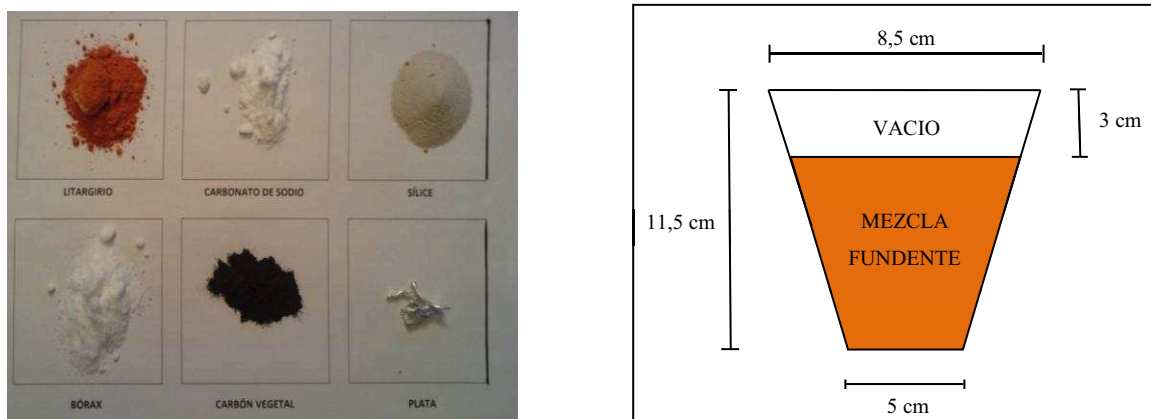


Figura 2.1. Carga fundente para la elaboración de “Plomo de Obra”

Una vez determinada y mezclada la carga fundente, se la colocó en crisoles especiales.

Los crisoles utilizados para los procesos de fusiones fueron de arcilla, por su bajo costo, ya que una vez utilizados son desechados para evitar posibles contaminantes en los ensayo.

2.1.2.2 Segunda etapa del proceso de fusión

La segunda etapa del proceso de fusión fue el introducir los crisoles con la carga fundente en el horno eléctrico de mufla de marca Sepor ya descrito, el cual permaneció durante una hora a la temperatura de 960 °C.

Transcurrido el tiempo; la carga en estado fundido fue vertida en lingoteras de hierro de forma cónica, y se dejó enfriar, para luego separar las respectivas fases por medios mecánicos.

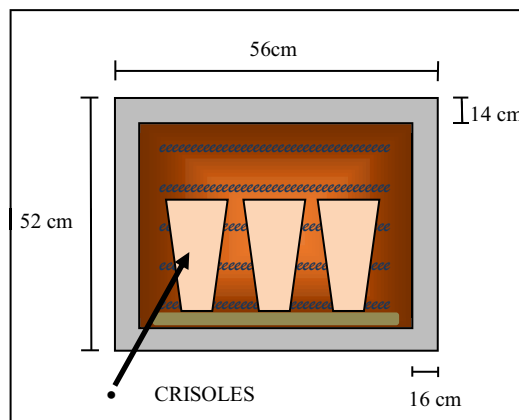


Figura 2.2. Crisoles dentro del horno eléctrico de mufla de marca Sepor

Para eliminar completamente la escoria de la fase metálica o “Plomo de Obra”, y evitar conflicto con los pasos siguientes se la golpeó de forma mecánica con un martillo formando un cubo.



(a)

(b)

Figura 2.3. (a) Producto del proceso de fusión; (b) A lado izquierdo se encuentra la escoria y a lado derecho el “Plomo de Obra”

Finalmente, se pesó el “Plomo de Obra” elaborado para cada ensayo en una balanza de un decimal, de marca Mettler modelo PE11 cuyo peso máximo de operación es de 10 g y se lo colocó en otro crisol de las mismas características ya descritas, para continuar con el siguiente paso de la metodología, que se describiré a continuación.

2.2 RECUPERACIÓN DE PLATA DEL “PLOMO DE OBRA” POR LA TÉCNICA DEL ZINC

Elaborado el “Plomo de Obra”, se procedió a optimizar las condiciones de la técnica del zinc, para lograr obtener el porcentaje más alto de recuperación de plata.

Al utilizar como materia prima el zinc para la utilización de esta técnica, fue conveniente realizar un análisis cuantitativo, para conocer las cantidades de sus impurezas y establecer si estos elementos pueden o no interferir con la técnica del zinc.

2.2.1 ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL ZINC

Para realizar un análisis cuantitativo de las impurezas que posee el zinc, se lo realizó mediante el método de Absorción Atómica, cuyo equipo es de marca A Analyst 300 Perkin Elmer.

El zinc es un metal que generalmente está asociado a minerales que poseen oro, plata, hierro, magnesio y manganeso, es por esta razón que para este tipo de ensayo fueron analizó dichos elementos.

La forma en que se preparó la muestra para su análisis fue la siguiente:

- Se pesó en un vaso de precipitación aproximadamente 0,1 g de zinc, en una balanza de cuatro decimales de marca Sartorius modelo TE1245.
- Una vez pesada la muestra, se colocó ácido clorhídrico 1:1, bajo calentamiento sobre una plancha eléctrica de marca Nuova II Stir Plate Termolyne, por un tiempo aproximado de 30 min.
- Transcurrido ese tiempo, se aforó en un matraz a 100 ml.
- Finalmente, la muestra fue leída por el equipo de Absorción Atómica ya descrito.

Conocido el valor de las impurezas del zinc se pudo establecer si estas pueden o no interferir con la técnica.

2.2.2 TÉCNICA DEL ZINC

La técnica del zinc tiene como objetivo introducir una pequeña cantidad de zinc en el “Plomo de Obra”, que previamente fue calentado y llevado al estado líquido, en donde los metales preciosos por ser más solubles en zinc que con el plomo emigran en forma preferencial hacia el zinc formando una nueva fase sólida sobre la fase líquida del “Plomo de Obra” denominada corteza de zinc.

Para optimizar la técnica del zinc se tuvo en cuenta dos factores, la primera fue el efecto que tiene la temperatura en el “Plomo de Obra” ante la técnica de zinc y la segunda fue la concentración que se utiliza de zinc; algún incremento o disminución de uno o ambos factores causará pérdidas económicas para una industria.

2.2.2.1 Efecto de la temperatura en el “Plomo de Obra” por la técnica del zinc

Para lograr obtener el efecto de la temperatura ante la técnica de zinc más exacto, se procedió a introducir el crisol que contiene el “Plomo de Obra” dentro de un horno eléctrico de mufla que posee una mayor exactitud de temperatura; dicho horno eléctrico de mufla es de marca Power Plus Ximport, modelo PPI-003, su cámara tiene 35 x 20 x 34,5 cm, adicionalmente posee un control automático de temperatura con controlador Si/No cuya banda diferencial es de ± 5 °C, y puede ser operado con temperaturas desde los 22 °C hasta los 1300 °C.

La forma de operación de este horno es similar al horno eléctrico de mufla Sepor, descrita en la sección 2.1.2 de la metodología (Elaboración de “Plomo de Obra”).

Las temperaturas que se trabajó en este horno eléctrico fueron de 350, 400, 425, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 960 °C. La temperatura de 350 °C fue escogida ya

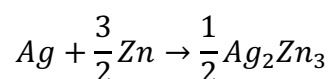
que por medio de las propiedades físicas y químicas del plomo metálico, que se describió en la parte teórica sección 1.1.3, su punto de fusión es de 327,5 °C, sin embargo, se escogió una mayor temperatura ya que el plomo a usar no es puro en su totalidad, haciendo que su punto de fusión sea mayor.

La temperatura máxima escogida se debe a que en el Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional (DEMEX), se trabaja normalmente a nivel de laboratorio en los procesos de fusión y copelación a 960 °C.

La forma de operación que se efectuó para realizar la técnica del zinc fue, inicialmente, un acondicionamiento al “Plomo de Obra” a la temperatura propuesta para cada ensayo; para esto se lo dejó dentro del horno eléctrico de mufla Power Plus Ximport descrito anteriormente, por 20 min, tiempo prudencial para que el “Plomo de Obra” que se encuentra en estado sólido pase al estado líquido y que la temperatura dentro del crisol sea homogénea.

Transcurrido el tiempo, se colocó una cantidad de zinc, que fue calculada con anterioridad en forma estequiométrica. Para esto se tuvo en cuenta el diagrama de fases binario para el sistema Ag-Zn, descrito en la figura 1.9, que indica, que el producto a obtener se encuentra entre las fases β, γ y/o ϵ , mientras que el diagrama de fases ternario Pb-Ag-Zn, descrito en la figura 1.10 indica que el producto a obtener se encuentra en la fase γ ;

Según estos criterios en base a los diagramas de fases se puede indicar que la reacción fue:



[2.1]

Teniendo en cuenta la reacción y la cantidad inicial de plata que se colocó, se determinó en forma estequiométrica la cantidad de zinc a usar, obteniendo un

valor promedio de 9,09 g; Esta cantidad fue pesada en una balanza de dos decimales cuya marca es Boeco Germany, modelo BBL54, la cual posee una capacidad máxima de operación de 300 g,

Pesada la cantidad de zinc que se va a usar en el ensayo, fue introducido en el crisol, dándole una agitación manual para que entre en contacto directo con el “Plomo de Obra” líquido, luego se le introdujo en el horno eléctrico de mufla de marca Power Plus Ximport ya descrito, por una hora.



Figura 2.4. Colocación del zinc en “Plomo de Obra” acondicionado a la temperatura del ensayo

Pasado este tiempo, se retiró el crisol del horno eléctrico, y se observó que se ha formado dos fases inmiscibles; la fase inferior, es plomo en estado líquido, con bajo contenido de plata, y la segunda fase, es un compuesto sólido, ubicado en la parte superior, la cual por bibliografía, se denomina costra o corteza de zinc, cuya composición está constituida por el compuesto Ag_2Zn_3 , y una pequeña cantidad de zinc que no ha logrado reaccionar y recuperar el metal precioso de interés.

Esta corteza de zinc fue extraída del plomo líquido por medios mecánicos utilizando una cuchara; esta extracción de la debe realizar con mucho cuidado para evitar retirar cantidades altas de plomo líquido, ya que al momento de

realizar los cálculos de porcentaje de recuperación del metal precioso por la técnica del zinc este podría interferir.



Figura 2.5. Corteza de zinc

2.2.2.2 Extracción de plata de la corteza de zinc

Una vez obtenida la corteza de zinc rica en plata, la forma en que se procedió para extraer el metal precioso fue mediante la realización de un segundo proceso de fusión en donde las cantidades de la carga fundente fueron las siguientes

Tabla 2.2. Carga fundente experimental para las cortezas de zinc

| Nombre del compuesto | Formula | Cantidad (g) |
|----------------------|--------------------------------------------------------------|--------------|
| Bórax | $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ | 30,0 |
| Sílice | SiO_2 | 20,0 |
| Carbonato de sodio | Na_2CO_3 | 45,0 |
| Carbón vegetal | C | 3,0 |

Para este tipo de carga fundente, se colocó cantidades de litargirio distintas para cada ensayo, su valor fue similar al de la corteza de zinc, esta variación se debe ya que el “Plomo de Obra” es sometido en cada ensayo a distintas temperaturas,

obtenido diferentes cantidades de corteza de zinc; otro factor de esta variación fue, al momento de retirar la corteza de zinc, por más cuidado se te tenga siempre se la retira con una pequeña cantidad de plomo.

Una vez homogenizada la carga fundente, se la introdujo en otro crisol de arcilla, en el horno eléctrico de mufla Sepor ya descrito, durante una hora.

Finalizado el tiempo correspondiente al proceso de fusión, se sacó el respectivo crisol y se vertió el contenido en una lingotera de hierro de forma cónica, dejándola enfriar, para luego separar de forma manual la fase escoria y la fase metálica.

A esta fase metálica se le golpeó en forma mecánica para eliminar completamente la escoria formando un cubo.

2.2.2.3 Proceso de copelación

Finalmente, se le sometió a la fase metálica al proceso de copelación, el cual es un proceso pirometalúrgico que hace uso de un tipo de crisoles compactos de paredes porosas, denominadas copelas; que son fabricadas con magnesia, diatomita y ceniza de huesos.

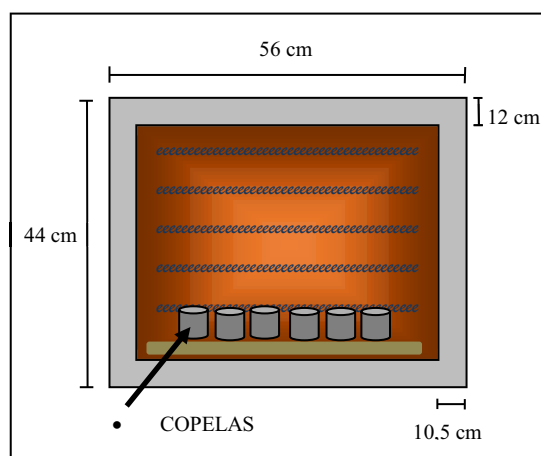


Figura 2.6. Proceso de copelación en el horno eléctrico de mufla de marca Power Plus Ximport

En un proceso de copelación las impurezas como el plomo, son eliminadas de dos formas, la primera es por evaporación y la segunda por absorción a la temperatura de 920°C, dejando al metal precioso libre de impurezas. Este proceso se lo realizó en el horno eléctrico de mufla Power Plus Xmpport, ya descrito.

Una vez que el proceso de copelación ha finalizado, se obtuvo en las copelas, plata metálica con una pureza del 99,999%, dicha plata fue pesada en la balanza de cuatro decimales ya descrita, el cual servirá para realizar los cálculos respectivos para obtener el porcentaje de recuperación de metales preciosos del “Plomo de Obra” por la técnica del zinc.

2.3 OPTIMIZACIÓN DE LA TÉCNICA DEL ZINC

Una de las propiedades más importantes del zinc es la fácil oxidación, esto se puede observar de mejor forma en la figura 1.3 que describe el diagrama de Ellingham, en donde una vez que se alcanza la oxidación del zinc aumenta su punto de fusión a 1975 °C; aunque esta propiedad favorece para varios usos como es el caso de la galvanización de aceros con zinc, para de la técnica del zinc, esta propiedad podría interferir disminuyendo el porcentaje de recuperación de metales preciosos.

Para lo cual, este proyecto de titulación presenta dos alternativas que evitan la oxidación del zinc incrementando el porcentaje de recuperación de la técnica del zinc.

2.3.1 PRIMERA ALTERNATIVA PARA LA TÉCNICA DEL ZINC

La primera alternativa fue basándose en los conceptos fundamentados por Rivera, M. (2010), en donde se utilizó una sal, KCl, para evitar la oxidación del zinc y obtener una aleación Ag-Zn.

La forma en la que se operó fue similar a la sección 2.2.2 de la metodología, la diferencia de esta alternativa radica en que se colocó una cantidad determinada de KCl para darle protección al zinc de la oxidación.

La cantidad de KCl fue determinada mediante la ecuación 2.2 y pesada en la balanza de dos decimales Boeco Germany descrita anteriormente.

$$X_{KCl} = \left(\text{gramos}_{Zn} * \frac{PM_{KCl}}{PM_{Zn}} \right) + 0,20 * \left(\text{gramos}_{Zn} * \frac{PM_{KCl}}{PM_{Zn}} \right) \quad [2.2]$$

Donde:

X_{KCl} : Cantidad de cloruro de potasio, en g
 PM_{KCl} : Peso Molecular del cloruro de potasio
 PM_{Zn} : Peso Molecular del zinc

Simplificando se tiene:

$$X_{KCl} = 1,2 * \left(\text{gramos}_{Zn} * \frac{PM_{KCl}}{PM_{Zn}} \right) \quad [2.3]$$

Se puede observar en la ecuación 2.3 que el cloruro de potasio con relación al zinc se ha colocado un 20% de exceso, el cual se utiliza para asegurar que no haya una oxidación al momento de la utilización de la técnica del zinc.

Una vez obtenida la cantidad del zinc y del cloruro de potasio, se mezclaron entre sí, para luego ser vertidos al crisol mediante una agitación donde se encontraba el "Plomo de Obra" que previamente fue calentada a la temperatura del ensayo.

Para determinar el efecto que causó el cloruro de potasio con la técnica del zinc, se realizó el ensayo con las temperaturas de 350, 400, 425, 450, 500, 600, 700,

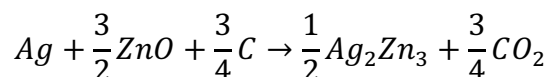
800, 900, 960 °C en el horno eléctrico de mufla Power Plus Ximport ya descrito, por una hora.

Pasado este tiempo, se procedió a retirar la corteza de zinc que se formó, para luego finalizar con la extracción de la plata, como se indica en la metodología sección 2.2.2.2.

2.3.2 SEGUNDA ALTERNATIVA PARA LA TÉCNICA DEL ZINC

La segunda alternativa fue utilizar carbón vegetal ya que es considerado como un fuerte reductor para los óxidos de metales. Su forma de operación fue similar a la sección 2.2.2 de la metodología y a la primera alternativa ya descrita.

La cantidad fue determinada de forma estequiométrica y asumiendo que el zinc que se colocó se encuentra oxidado en su totalidad, para luego ser reducido y obtener la corteza de zinc.



[2.4]

Obteniendo

$$X_c = \left(gramos_{ZnO} * \frac{3/4}{3/2} * \frac{PM_C}{PM_{ZnO}} \right) + 0,20 * \left(gramos_{ZnO} * \frac{3/4}{3/2} * \frac{PM_C}{PM_{ZnO}} \right)$$

[2.5]

Donde:

X_c : Cantidad de carbón vegetal en gramos (g)

PM_C : Peso Molecular del carbón vegetal

PM_{ZnO} : Peso Molecular del óxido de zinc

Simplificando se tiene:

$$X_c = 1,2 * \left(\text{gramos}_{ZnO} * \frac{1}{2} * \frac{PM_C}{PM_{ZnO}} \right)$$

[2.6]

Se puede observar en la ecuación 2.6, que el carbón vegetal con relación al zinc se ha colocado un 20% de exceso, el cual se utiliza para asegurar que no haya una oxidación al momento de la utilización de la técnica del zinc.

Una vez obtenida la cantidad del zinc y del carbón vegetal se mezclaron entre sí, para luego ser vertidos en un crisol de arcilla mediante una agitación donde se encontraba el “Plomo de Obra”, que previamente fue calentada a la temperatura del ensayo.

Para determinar el efecto que causó el carbón vegetal con la técnica del zinc, se realizó el ensayo con las temperaturas de 350, 400, 425, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 960 °C en el horno eléctrico de mufla Power Plus Xmpor ya descrito, por una hora.

Pasado este tiempo, se procedió a retirar la corteza de zinc que se formó, para luego finalizar con la extracción de la plata como se indica en la metodología sección 2.2.2.2.

2.3.3 OPTIMIZACIÓN DE LA TÉCNICA DEL ZINC

Obteniendo los resultados de la técnica del zinc y las dos alternativas que se describen anteriormente, se seleccionó la que presentó la mayor recuperación de plata y en lo posible a la menor temperatura.

Con las condiciones de temperatura y alternativa ya establecidas, se procedió a variar las concentraciones de zinc, para obtener una recuperación de metal

precioso mayor del 90%, para lo cual se aumentó un 10, 20, 40, 50 y 75% con respecto a su valor estequiométrico.

2.4 APLICACIÓN DE LA TÉCNICA DEL ZINC OPTIMIZADA A UN CONCENTRADO POLISULFURADO

Para finalizar el estudio de este proyecto de titulación, obteniendo las condiciones óptimas de la mejor alternativa dada para la técnica del zinc se realizó una evaluación de la misma ante una mezcla de concentrado polisulfurado de oro y plata proveniente de las minas de Pacto y Pachijal.

2.4.1 ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL CONCENTRADO POLISULFURADO

Para poder proceder adecuadamente en la extracción de los metales preciosos con la técnica del zinc, de un mineral industrial, como es el caso de un concentrado polisulfurado, se debió conocer con anterioridad las cantidades de oro y plata contenidos en dicho material. Para lo cual se realizó un previo análisis cuantitativo de oro y plata para el concentrado que se usó

Un concentrado polisulfurado tiene, generalmente, en su composición galena (PbS), anglesita (PbSO₄) e impurezas que, normalmente, son antimonio, arsénico, estaño, bismuto, cobre y metales preciosos, como oro y plata. Es por esta razón que el primer paso que se debe realizar es un proceso de tostación.

El proceso de tostación se aplica para los minerales sulfurados o a sus concentrados obtenidos por gravimetría o por flotación, el objetivo principal de este proceso es eliminar su composición volátil como el azufre, arsénico y antimonio, los mismos que si no se los eliminan causan serios problemas en los procesos siguientes como el de fusión formando fases no deseadas atrapando en ellas cantidades considerables de metales preciosos

Para realizar el proceso de tostación, se pesó en la balanza de un decimal de marca Mettler, 30 g del concentrado y se lo introdujo en el horno eléctrico de mufla de marca Sepor ya descrita, por 6 h desde los 22 °C hasta los 800 °C.

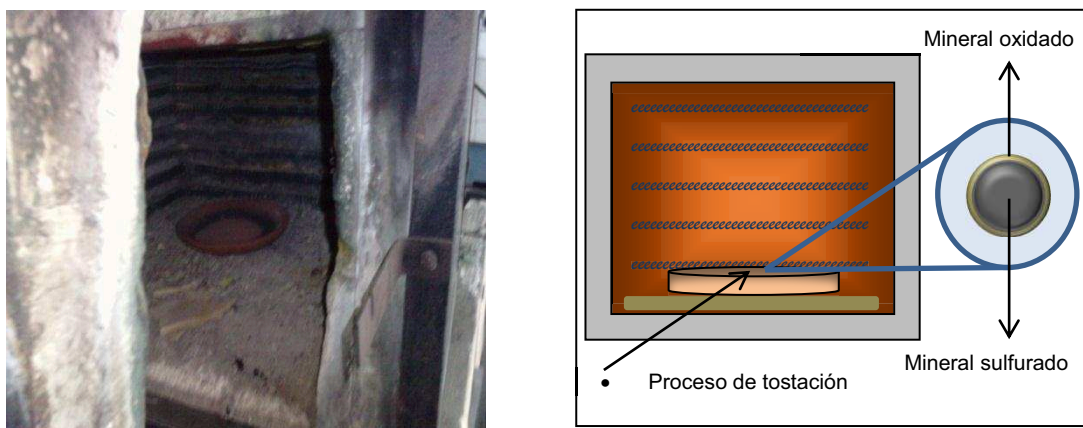


Figura 2.7. Proceso de tostación en el horno eléctrico de mufla de marca Sepor

Finalizado el proceso de tostación, se procedió a elaborar el “Plomo de Obra” como se indica en la sección 2.1.2 de la metodología; sin embargo, la carga fundente que se utilizó posee las siguientes cantidades.

Tabla 2.3. Carga fundente para el análisis cuantitativo del concentrado polisulfurado

| Nombre del compuesto | Formula | Cantidad (g) |
|----------------------|--------------------------------------------------------------|--------------|
| Bórax | $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ | 45,00 |
| Carbonato de sodio | Na_2CO_3 | 45,00 |
| Carbonato de calcio | CaCO_3 | 10,00 |
| Litargirio | PbO | 40,00 |
| Carbón vegetal | C | 2,50 |

Obtenido el “Plomo de Obra”, se lo pesó para luego ser copelado como se indica en la sección 2.2.2.3 de la metodología, obteniendo un dore compuesto de oro y plata, el cual fue pesado en la balanza de cuatro decimales de marca Sartorius ya descrita anteriormente.

Para conocer la concentración de oro y plata del mineral, se usó ácido nítrico el cual ayudó a disolver la plata dejando solo el oro; sin embargo, se lo adquiere con un color obscuro.

Para darle el color propio del oro, fue lavado con agua destilada para luego ser secado y finalmente llevado por 5 min al horno eléctrico de mufla Power Plus Ximport ya descrito, a la temperatura de 900 °C.

El oro obtenido se lo pesó en la balanza de cuatro decimales de marca Sartorius y por diferencia se tuvo la cantidad de plata que tenía el concentrado polisulfurado.

2.4.2 RECUPERACIÓN DE METALES PRECIOSOS DEL CONCENTRADO POLISULFURADO

Realizado el análisis cuantitativo de oro y plata del mineral polisulfurado, se procedió a la evaluación de la técnica del zinc optimizada, con respecto al mineral ya descrito y analizado.

Para dar comienzo a su evaluación, se elaboró el “Plomo de Obra” como se indica en la sección 2.1.2 de la metodología, el cual hace referencia al proceso de fusión, con la diferencia que su carga fundente se le añadió 100 g del concentrado polisulfurado ya descrito, como se observa en la tabla 2.4.

Cabe indicar que los 20 g adicionales de plata fueron para ver el efecto de la técnica del zinc cuando se tiene otros metales preciosos como impurezas en menor proporción, pero que de igual forma son muy valiosos para su recuperación.

Obtenido el correspondiente “Plomo de Obra”, se procedió a realizar la técnica del zinc con las condiciones óptimas establecidas, para finalizar con los cálculos de recuperación del oro y de la plata.

Tabla 2.4. Carga fundente para el concentrado polisulfurado

| Nombre del compuesto | Formula | Cantidad (g) |
|----------------------|--------------------------------------------------------------|--------------|
| Bórax | $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$ | 35,0 |
| Sílice | SiO_2 | 40,0 |
| Carbonato de sodio | Na_2CO_3 | 62,5 |
| Litargirio | PbO | 1000,0 |
| Carbón vegetal | C | 20,0 |
| Plata | Ag | 20,0 |
| Muestra | | 100,0 |

3. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1 ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL LITARGIRIO Y PLATA

El objetivo principal de haber realizado un análisis cuantitativo, fue el evitar algún tipo de pérdida de plata o de plomo, al momento de la elaboración del “Plomo de Obra”, ya que si se tiene un alto porcentaje de impurezas como el hierro o cobre, pueden formar fases no deseadas, atrapando en ellas a los metales preciosos.

Un “Plomo de Obra” está, generalmente, formado de una gran cantidad de plomo metálico y, en menor proporción de metales preciosos; por tal motivo, al momento de su elaboración es de gran importancia analizar la materia prima, para lograr obtener una máxima eficiencia en su proceso.

Por la definición del “Plomo de Obra” anteriormente descrita, el litargirio y la plata, elementos de la carga fundente, son considerados como los más importantes para analizar, ya que de estos dependerán del peso y composición final que tendrá la fase metálica o “Plomo de Obra”.

Adicionalmente, realizando el análisis cuantitativo del litargirio y la plata, se podrá conocer, si se requerirá un incremento o disminución de uno o varios compuestos de la carga fundente, o en su defecto, un incremento de la temperatura de fusión o en el tiempo de residencia para obtener un resultado más favorable.

El análisis cuantitativo del litargirio y de la plata fue realizado por el método de Absorción Atómica, el mismo que es muy útil para conocer las impurezas que posee un compuesto.

3.1.1 ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL LITARGIRIO

En la carga fundente que se utilizó para elaborar el “Plomo de Obra” de cada ensayo, se requirió una gran cantidad de litargirio, lo cual hace que se requiera un análisis cuantitativo de sus impurezas, para conocer si ellas podrían o no interferir en la elaboración. Para lo cual se realizó mediante el método de Absorción Atómica como se describe en la sección 2.1.1.1 de la metodología.

El litargirio utilizado, fue proveniente del Perú y donado al Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional (DEMEX), el mismo que puede presentar impurezas como oro, plata, cobre, hierro, magnesio y zinc.

Tabla 3.1. Porcentaje en peso de las impurezas del litargirio

| Metal | Porcentaje (%) |
|-----------------|-----------------------|
| Plomo | 99,517 |
| Oro | <0,003 |
| Plata | 0,008 |
| Cobre | 0,006 |
| Hierro | 0,015 |
| Magnesio | 0,426 |
| Zinc | 0,025 |

El resultado de la tabla 3.1 permite ver que el litargirio contiene como mayor impureza el magnesio con un porcentaje en peso de 0,426%, seguido del zinc y hierro con 0,025% y 0,015%, respectivamente.

Lo cual indica que las impurezas del litargirio no van a interferir en la elaboración del “Plomo de Obra”, ya que sus porcentajes de impurezas son bajas.

El cobre y hierro, son compuestos que forman en el proceso de fusión una fase mata, la misma que es constituida por soluciones recíprocas de dichos metales

pesados, si su relación Fe/Cu aumenta, tiende a incrementar el grado de solubilización de metales preciosos en esta fase.

Una fase speiss podría formarse, siempre y cuando, al momento de realizar el proceso de fusión algún compuesto de la carga fundente, tenga en su composición cobre, hierro, y adicionalmente, antimonio y arsénico, provocando soluciones recíprocas de arseniuros y antimoniuros de estos metales pesados, las mismas que pueden disolver fácilmente a los metales preciosos.

Para el caso de este proyecto de titulación, en la elaboración del “Plomo de Obra” se utilizó en la carga fundente, exclusivamente, compuestos que en su composición no contengan antimonio y arsénico lo cual evita la formación de la fase speiss, también se evitó que las concentraciones de cobre y hierro que tiene el litargirio sean muy altas como para formar una fase mata.

Se puede notar que, los porcentajes en peso del cobre y hierro son muy bajos, con lo cual se puede indicar que el litargirio que se usó en la elaboración del “Plomo de Obra”, fue adecuado ya que no causará formación de una fase mata.

También se puede indicar mediante la tabla 3.1 que, la concentración en peso del zinc, como impureza del litargirio, es baja como para que esta pueda interferir, al momento de elaborar el “Plomo de Obra”, adicionalmente, cabe indicar que en el proceso de fusión, todo el contenido de zinc, fue llevado a formar parte de la escoria evitando su interferencia con la realización de la técnica del zinc.

3.1.2 ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LA PLATA

El “Plomo de Obra” que se ha elaborado para evaluar y optimizar la técnica del zinc, tiene en su composición un metal precioso que es de gran interés por su alto valor comercial. Por tal motivo, es conveniente conocer las impurezas de la plata que se usó para dicha elaboración.

Si posee altas concentraciones de impurezas, están influirán en los cálculos

finales de la recuperación de plata por la técnica del zinc, dando valores incorrectos.

La plata que se utilizó para la utilización en la elaboración del “Plomo de Obra” y posterior optimización de la técnica de zinc, es proveniente de minerales auríferos del Ecuador, en los que están presentes metales como oro, cobre, hierro y zinc.

Se lo analizó por Absorción Atómica, bajo una disolución con ácido nítrico 1:1 como se indica en la sección 2.1.1.2 de la metodología, para establecer si los metales indicados se encuentran presentes en la plata utilizada.

Tabla 3.2. Porcentajes en peso de la plata

| Metal | Porcentaje (%) |
|---------------|-----------------------|
| Plata | 99,942 |
| Oro | <0,001 |
| Cobre | 0,035 |
| Hierro | 0,009 |
| Zinc | 0,013 |

El resultado de la tabla 3.2 muestra que las impurezas analizadas para la plata, son muy bajas, se obtuvo como mayor impureza el cobre y del zinc, con porcentajes en peso de 0,035% y 0,013%, respectivamente. Conociendo estos valores se puede indicar que las impurezas contenidas en la plata no logran interferir en la evaluación de la técnica del zinc.

Al igual que el litargirio, las impurezas de cobre y hierro contenidos en la plata, son muy bajas que se evita una solubilización del metal precioso hacia dichos metales pesados, formando la fase mata.

La concentración en peso del zinc, al igual que la del litargirio, es baja, como para que esta pueda interferir al momento de elaborar el “Plomo de Obra”, o en sí, con la técnica del zinc.

3.2 ELABORACIÓN DE “PLOMO DE OBRA”

El “Plomo de Obra”, puede clasificarse según el contenido de sus impurezas, en:

- “Plomo de Obra” industrial
- “Plomo de Obra” sintético

El “Plomo de Obra” industrial, como su nombre lo indica, proviene de la elaboración a nivel industrial, en donde su materia prima viene, generalmente, de las industrias mineras, cuya composición es, principalmente, de galena y, en menor proporción de antimonio, arsénico, estaño, cobre, bismuto y metales preciosos como oro y plata, como se indica en la figura 1.4 de la parte teórica, estas impurezas varían según la procedencia del mineral.

Al tener este tipo de “Plomo de Obra”, antes de proceder a un proceso de fusión o realizar la técnica del zinc, se debe realizar varios procesos, como el de tostación, para eliminar los compuestos que pueden interferir y/o atrapar a los metales preciosos.

Si la muestra posee arsénico, antimonio y estaño al momento de elaborar los “Plomos de Obra” se formará la fase speiss, cuya composición son soluciones recíprocas de arseniuros y antimoniuros de metales pesados, esta fase al tener carácter metálico disuelven fácilmente a los metales preciosos.

En la figura 1,8 de la parte teórica, muestra una forma de tratamiento de un mineral industrial, cuya composición es de galena e impurezas de antimonio, arsénico, estaño, bismuto, y metales preciosos.

En este caso se lo trata bajo el proceso que se lo denomina HARRIS, en donde utiliza: NaOH, NaNO₃ y aire, para eliminar un alto contenido de antimonio, arsénico y estaño; sin embargo, para eliminar completamente estos compuestos se realiza una segunda refinación HARRIS. Si se tiene un alto contenido de bismuto, este puede ser retirado del “Plomo de Obra”, por el proceso de refinamiento

electrolítico BETTS, el cual se lo describe en la parte teórica en la sección 1.3.8.1, en el cual utiliza una mezcla de plomo fluorosilicato (PbSiF_6) y hexafluorosilícico (H_2SiF_6), para el electrolito.

Con todos estos procesos el “Plomo de Obra” industrial, prácticamente, quedará solo con las impurezas de los metales preciosos, los cuales por su alto valor económico es recomendable extraerlos.

El “Plomo de Obra” sintético, a diferencia de los industriales, son aquellos que son elaborados a escala de laboratorio, con un contenido de impureza establecido, evitando procesos no deseados.

El elaborar un “Plomo de Obra” sintético, tiene como fin de ayudar a optimizar algunos procesos en específico, dando un mejor resultado a la recuperación de los metales de interés, con las condiciones más favorables para su desempeño, para luego ser utilizadas a nivel industrial.

El “Plomo de Obra” que se elaboró en este proyecto de titulación, es considerado como sintético; la composición que se le dio fue, principalmente, de plomo con una cantidad determinada de plata como impureza, cabe indicar, con base al análisis cuantitativo del litargirio y de la plata, que se evitó utilizar compuestos con impurezas como el antimonio, arsénico, estaño, cobre y bismuto, los cuales pueden interferir al momento de elaborar el “Plomo de Obra”, en el proceso de fusión, reduciendo la posibilidad de obtener una fase mata o speiss.

3.2.1 CARGA FUNDENTE

Para la elaboración del “Plomo de Obra”, se realizó mediante el proceso de fusión, para lo cual se colocaron varios compuestos, cuya mezcla se la denomina carga fundente. En el Departamento de Metalúrgica Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional (DEMEX) se utiliza, usualmente, bórax, sílice, carbonato de sodio, litargirio y coke pulverizado.

Dichas cantidades deben ser cuidadosamente determinadas, ya que cada componente de la carga fundente hace un papel fundamental en el proceso de fusión, obteniendo, un “Plomo de Obra”, prácticamente, sin pérdidas de metal, y una escoria, que en su composición no tendrá cantidades significativas de plomo o de metales preciosos.

Si en la carga fundentes, ningún compuesto posee elementos de azufre, arsénico o antimonio, al momento de elaborar el proceso de fusión, no se deberá obtener la fase mata o speiss, las cuales por definición tienen en su estructura, sulfuros de metales pesados para el caso de la fase mata, y soluciones de arseniuros y antimoniuros para el caso de la fase speiss.

Tabla 3.3. Efecto y causa de exceso de los componentes de la carga fundente

| Compuesto | Efecto en Carga Fundente | Exceso del Compuesto |
|--------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Bórax | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Disminuye la temperatura de fusión y promueve una fusión tranquila y ordenada. ➤ Ayuda a disolver los óxidos metálicos y forma escorias muy fluidas. | <ul style="list-style-type: none"> ➤ En menas de alto contenido de sílice da escorias no homogéneas, duras y vidriosas. |
| Sílice | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Forma escorias compuestas de silicatos. | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Causa dificultad y pérdidas de metales preciosos por escorificación o por formación de fase mata. |
| Carbonato de Sodio | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Disminuye la viscosidad y produce claridad a las escorias. ➤ Reduce la cantidad de metales preciosos atrapados en la escoria. | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Produce escorias hidrocópicas. ➤ Dificulta limpiar los lingotes. |
| Litargirio | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Efectivo para la colección de metales preciosos. ➤ Oxida impurezas metálicas pasándolas a la escoria. | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Requerirá más cantidad de los demás compuestos de la carga fundente. |
| Carbón Vegetal | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Reduce el óxido de plomo a plomo metálico. | <ul style="list-style-type: none"> ➤ Formación de fase mata. |

En la tabla 3.3 se observa el efecto positivo y negativo que tiene cada uno de los componentes de la carga fundente en el proceso de fusión; un efecto positivo será favorable, siempre y cuando, su cantidad sea la adecuada, dicha cantidad puede ser determinada de dos formas: estequiométrica o experimental.

Para este proyecto de titulación, la carga fundente que se utilizó para elaborar el “Plomo de Obra” fue determinada de forma experimental, ya que el Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional (DEMEX), tiene una amplia experiencia para conocer y determinar la cantidad de cada uno de los componentes de la carga fundente, cabe indicar que la experiencia que posee el DEMEX es tan amplia que ha permitido realizar diferentes publicaciones científicas para este tipo de ensayo.

La principal causa de que en un proceso de fusión, se tenga fases no deseadas, causando pérdidas del metal de interés, es por la deficiencia de uno o varios componentes de la carga fundente; es decir, que al momento de colocarlos, uno o varios compuestos se encuentran en exceso con relación a los otros. Esto se puede observar en la tabla 3.3, el cual indica el efecto negativo a la carga fundente el tener en exceso cada uno de sus componentes.

3.2.2 COLOCACIÓN DE PLATA EN LA CARGA FUNDENTE

Para lograr obtener las condiciones más apropiadas de la técnica del zinc y alcanzar la máxima recuperación de los metales preciosos, se planteó elaborar un “Plomo de Obra” sintético con un contenido de plata ya establecido, cuya cantidad es de 10 g; sin embargo, esta cantidad se la puede colocar a la carga fundente de dos formas, como sólido o líquido.

Para colocar plata en estado líquido a la carga fundente, se la debe preparar, con una solución de ácido nítrico 1:1, el cual disuelve a la plata que anteriormente fue pesada. La ventaja de colocar a este metal precioso en la carga fundente como

líquido es que ayuda a que el contenido de plata sea más homogéneo al momento de la elaboración del “Plomo de Obra”.

La desventaja de colocar de esta forma a la plata es que al ser una solución altamente ácida requeriría una reformulación a la carga fundente, dando como resultado un alto contenido de fundentes básicos, los mismos que requerirán neutralizar al ácido nítrico, para que luego realicen su función como fundentes. Los fundentes básicos, generalmente, son: el carbonato de sodio, bicarbonato de sodio, carbonato de potasio y el litargirio.

Al tratar de que el peso del “Plomo de Obra” que se elabora sea, relativamente, similar para cada ensayo, la cantidad de litargirio no puede ser alterado, dando como resultado que los demás fundentes básicos, anteriormente indicados, se deban colocarlos en una mayor cantidad a la usual, dicha adición será de, aproximadamente, un 45% con respecto a su valor normal (cantidad asumiendo que la plata se encuentra en estado sólido).

Por esta razón, para evitar esta adición de fundentes básicos, la misma que es innecesaria, se ha colocado para la carga fundente, plata en estado sólido y, para alcanzar una mejor homogeneidad al “Plomo de Obra” en su contenido de plata, al momento de realizar el proceso de fusión se procedió a dar una agitación, por un par de minutos, cuando los componentes de la carga fundente, en estado líquido, están reaccionando entre sí y otro par de minutos cuando las dos fases que se formaron se encuentran en equilibrio.

Estos tiempos de agitación ayudaron a que el “Plomo de Obra” que se elaboró sea más homogéneo y que las dos fases formadas, se puedan separar de mejor forma, evitando pérdidas de plomo y de plata, dando una buena optimización en su elaboración.

3.2.3 PROCESO DE FUSIÓN, FASE METÁLICA Y ESCORIA

Cuando se trabaja en un proceso de fusión, exclusivamente, con dos fases, la metálica y la escoria, se debe tener en cuenta varios factores, la más importante es la cantidad de cada uno de los componentes de la carga fundente, como se ha mencionado anteriormente. Otros factores que también se deben tener en cuenta para tener un buen producto con el menor porcentaje de pérdidas son, la fluidez, que tiene la carga fundente al momento en que sus componentes se encuentran reaccionando dentro del horno a una temperatura determinada; el tiempo de residencia, la carga fundente se puede decir que, requiere tres lapsos de tiempos para completar su reacción dando su máxima obtención de cada una de las fases con el menor porcentaje de pérdidas de los metales de interés, el primer lapso de tiempo, también conocido como tiempo muerto, da a los componentes un acondicionamiento a la temperatura en la que se va a trabajar, este tiempo va de 7 a 10 min. El segundo lapso de tiempo es, el de reacción, en este tiempo los componentes reaccionan entre sí para formar dos fases la metálica y la escoria, este tiempo va de 30 a 35 min. El tercer lapso de tiempo, permite obtener dichas fases en equilibrio como se indica en la sección 1.3.7.2 de la parte teórica, su tiempo va de 10 a 15 min; por esta razón, para los procesos de fusión el tiempo de residencia en el horno eléctrico de mufla es, generalmente, de 1 h.

Otro factor importante que se debe tener en cuenta en el proceso de fusión es la temperatura de operación, este factor puede variar según la cantidad y tipo de muestra que se va a utilizar.

Una forma de mirar que la separación de la fase metálica y la escoria han sido satisfactorias, teniendo el menor porcentaje de pérdidas de los metales de interés, es el observar a la escoria solidificada resultante. Una buena escoria será de aspecto vidriosa, homogénea y cristalina, mientras que si se tiene un exceso de uno o varios componentes de la carga fundente, como se indica en la tabla 3.3, la escoria será opaca, heterogénea o en su defecto se tendrá una fase mata, provocando una pérdida de la fase metálica y de los metales preciosos.



Figura 3.1. (a) Diferentes escorias producto de la elaboración del “Plomo de Obra”; (b) Escoria final obtenida del “Plomo de Obra”

Como se indica anteriormente, la cantidad de los componentes de la carga fundente fueron determinados experimentalmente, obteniendo inicialmente, una escoria que fácilmente se observó que en su interior tenía contenido de “Plomo de Obra”.

En la figura 3.1 (a) se indica diferentes escorias obtenidas al momento de la elaboración del “Plomo de Obra”, de izquierda a derecha de figura 3.1 (a), se observa una escoria de forma opaca, pero homogénea lo cual indica que en la estructura tiene alto contenido de fase metálica en su interior, este tipo de escoria se da por una deficiencia en uno o varios de los componentes de la carga fundente, dando como resultado que se tenga que reformular las cantidades a usar, en la tercera escoria se logra observar que aunque ha mejorado su forma, todavía se tiene un aspecto heterogéneo, esto indica que en la carga fundente requiere más fluidez para su separación para lo cual se debe aumentar, según la tabla 3.4, una pequeña cantidad de carbonato de sodio, en las cuarta y quinta escoria se mejora la fluidez pero todavía tiene fase metálica retenida, el color de estas escorias son oscuras lo cual indica que requieren un una cantidad mayor de un compuesto que ayude a disolver mejor los óxidos, el compuesto que da este factor es el bórax, como se indica en la tabla 3.3.

En la figura 3.1 (b), indica la mejor escoria obtenida con las cantidades de la carga fundente señaladas en la tabla 2.1 en la metodología, se puede observar que se logró tener una estructura totalmente cristalina y homogénea, esto muestra que la separación de ambas fases, fue en su totalidad; obteniendo mínimas pérdidas del metal precioso al momento de elaborar el “Plomo de Obra”, aumentando la eficiencia del paso siguiente que es la técnica de zinc y de los cálculos pertinentes para conocer el porcentaje de recuperación de la plata.

Tabla 3.4. Peso del “Plomo de Obra” y su contenido de plata inicial para los diferentes ensayos

| Ensayo | Contenido de Plata (g) | Peso del “Plomo de Obra” (g) |
|---------------|------------------------|------------------------------|
| XT-001 | 10,0097 | 560,30 |
| XT-002 | 10,0021 | 535,70 |
| XT-003 | 10,0057 | 492,20 |
| XT-004 | 10,0042 | 501,60 |
| XT-005 | 10,0019 | 546,60 |
| XT-006 | 10,0068 | 517,10 |
| XT-007 | 10,0046 | 507,80 |
| XT-008 | 10,0016 | 496,80 |
| XT-009 | 10,0143 | 531,20 |
| XT-010 | 10,0082 | 510,70 |
| XT-011 | 10,0082 | 510,70 |
| XT-012 | 10,0090 | 528,90 |
| XT-013 | 10,0081 | 519,60 |
| XT-014 | 10,0008 | 549,50 |
| XT-015 | 10,0087 | 537,90 |
| XT-016 | 10,0066 | 545,40 |
| XT-017 | 10,0041 | 534,50 |
| XT-018 | 10,0083 | 535,80 |

Tabla 3.4. Peso del “Plomo de Obra” y su contenido de plata inicial para los diferentes ensayos, continuación...

| | | |
|--------|---------|--------|
| XT-019 | 10,0091 | 498,40 |
| XT-020 | 10,0017 | 495,00 |
| XT-021 | 10,0017 | 495,00 |
| XT-022 | 10,0056 | 532,50 |
| XT-023 | 10,0064 | 523,10 |
| XT-024 | 10,0056 | 508,30 |
| XT-025 | 10,0094 | 495,90 |
| XT-026 | 10,0061 | 529,30 |
| XT-027 | 10,0076 | 499,40 |
| XT-028 | 10,0098 | 496,20 |
| XT-029 | 10,0048 | 495,60 |
| XT-030 | 10,0087 | 496,70 |
| XT-031 | 10,0087 | 496,70 |
| XT-032 | 10,0069 | 473,60 |
| XT-033 | 100051 | 544,20 |
| XT-034 | 10,0045 | 411,90 |
| XT-035 | 10,0016 | 537,20 |

En la tabla 3.4 muestra los pesos que se consiguió de “Plomo de Obra” y su respectivo contenido inicial de plata para cada uno de los ensayos realizados.

Los pesos conseguidos de “Plomo de Obra” van desde los 411,90 g hasta los 560,30 g, dicha variación se debe, principalmente, a que el litargirio que se utiliza no fue totalmente homogénea, dando variaciones de óxido de plomo y de impurezas, para cada uno de los ensayos.

Adicionalmente, se puede observar que los ensayos XT-10, XT-020 y XT-030, poseen los mismos valores tanto de la cantidad de plata como el peso del “Plomo

de Obra”, obtenidos de los ensayos XT-011, XT-021 y XT-031 respectivamente, estos se debe ya que al realizar los paso siguiente de la metodología, el “Plomo de Obra” a la temperatura de 350 °C no cambio del estado sólido al líquido, evitando continuar con la técnica de zinc, dando como resultado continuar con el siguiente ensayo con el mismo “Plomo de Obra”.

El punto de fusión del plomo como elemento puro, como se indica en la sección 1.1.3 de la parte teórica, es de 327,5 °C; sin embargo, este valor fue solo teórico ya que el plomo, generalmente, no se lo encuentra puro, sino que en su composición se lo tiene con impurezas, las cuales aumentan su punto de fusión. Al elaborar el “Plomo de Obra” con un contenido alto de impurezas de plata, su punto de fusión fue superior a los 350 °C, lo cual evito continuar los pasos siguientes de la metodología.

3.3 RECUPERACIÓN DE PLATA DEL “PLOMO DE OBRA” POR LA TÉCNICA DEL ZINC

Obtenido el “Plomo de Obra” optimizado, se procedió con la técnica de zinc; para lo cual se realizó, en primer lugar, un análisis cuantitativo del zinc que se utilizó.

3.3.1 COMPOSICIÓN QUÍMICA DEL ZINC

Al usar en este proyecto de titulación la técnica del zinc, es de gran interés analizar las impurezas de este metal, ya que si se tiene un gran contenido de impurezas este influirá en la recuperación de los metales preciosos y posteriormente en los cálculos que determinarán la eficiencia de la técnica del zinc.

El zinc utilizado, es proveniente del Perú y comprado por la Industria Ornamental Company, el cual facilitó con 3 Kg para utilizarlo en este proyecto de titulación. El zinc fue analizado mediante el proceso de Absorción Atómica, utilizando una disolución con ácido clorhídrico 1:1, como se indica en la sección 2.2.1 de la metodología.

El zinc puede presentar impurezas como oro, plata, hierro, magnesio y manganeso las mismas que se analizarón y se presentan a continuación.

Tabla 3.5. Porcentaje en peso de las impurezas presentes en el zinc

| Metal | Porcentaje (%) |
|------------------|-----------------------|
| Zinc | 99,5624 |
| Oro | <0,0010 |
| Plata | <0,0010 |
| Hierro | 0,0406 |
| Magnesio | 0,3925 |
| Manganeso | 0,0020 |

El resultado de la tabla 3.5 permite ver que el zinc contiene como mayor impureza el magnesio seguido del hierro, con valores de porcentaje en peso de 0,3925% y del 0,0406%, respectivamente; dando a conocer que ninguna impureza del zinc, no interferirá en la recuperación de los metales preciosos bajo la técnica del zinc, ya que su contenido es muy bajo.

Cabe indicar que el zinc proporcionado, se encontraba inicialmente como lingote de zinc, lo cual permitió realizar tres pruebas preliminares para conocer de qué forma colocar el zinc, y con él, obtener una eficiencia mayor de la técnica del zinc.

La primera forma fue colocando el zinc como una sola masa, el cual tuvo una forma cúbica de tamaño aproximado de 2 cm. La segunda forma fue colocarlo como viruta, para lo cual se perforó, el lingote de zinc, con un taladro industrial, la viruta obtenida tuvo un tamaño y grosor irregular; sin embargo, se logró pesar la cantidad exacta requerida para la técnica del zinc. La tercera forma fue utilizando zinc con un tamaño máximo de 0,2 cm, para obtener dicha granulometría se pulverizó la viruta, por 1 min.

Tabla 3.6. Porcentaje de recuperación de plata del “Plomo de Obra” con diferentes formas de colocar el zinc

| Forma del zinc | Ensayo | Temperatura (°C) | Porcentaje de recuperación de plata (%) |
|-----------------------|--------|------------------|-----------------------------------------|
| Cúbica, 2 cm | XT-P01 | 500 | 17,43 |
| Viruta de zinc | XT-P02 | 500 | 19,84 |
| Pulverizado, < 0,2 cm | XT-P03 | 500 | 23,64 |

Se puede observar en la tabla 3.6 que para la técnica del zinc, bajo las mismas condiciones de operación, se tuvo una mejor recuperación de la plata contenida en el “Plomo de Obra”, con el zinc pulverizado, dando un aumento de 6,21% comparado con el fragmento de zinc de forma cubica de 2 cm y un incremento de 3,8% comparado con la viruta de zinc.

Esto se debe ya que al ser una granulometría más pequeña, el zinc alcanza a disolverse de forma más homogénea en el “Plomo de Obra”, logrando atrapar a los metales preciosos de forma más rápida y eficaz.

3.3.2 EXTRACCIÓN DE LA PLATA DE LA CORTEZA DE ZINC

Obtenida la corteza de zinc, se procedió a realizar la extracción del metal precioso. Para lo cual indica que, según la bibliografía consultada en la sección 1.3.8.4 y 1.3.8.5 de la parte teórica, se puede extraer los metales preciosos de la corteza de zinc por dos formar.

La primera es mediante la utilización de un caldero con tapa refrigerante por agua, aplicando un alto vacio a la temperatura de 600 °C. La segunda forma es mediante la utilización de un proceso de fusión y copelación.

La segunda forma de recuperar los metales preciosos de la corteza de zinc posee una desventaja económica para una industria ya que al realizar el proceso de fusión, se pierde la cantidad de zinc en la escoria como silicato de zinc.

En este proyecto de titulación, para conocer la cantidad de plata que se logró recuperar por la técnica del zinc, se procedió por la segunda alternativa, el proceso de fusión y copelación, ya que en el Departamento de Metalurgia Extractiva de la Escuela Politécnica Nacional (DEMEX), no cuenta con el equipo de la primera alternativa, descrita anteriormente.

Al igual que en el proceso de fusión para la elaboración del “Plomo de Obra”, la carga fundente que se utilizó para extraer la plata contenida en la corteza de zinc, fue determinada experimentalmente.

Para tener un buen proceso de fusión, logrando recuperar toda la plata contenida en la corteza de zinc y evitar pérdidas de este metal, se realizaron diferentes ensayos, variando la carga fundente hasta obtener una buena escoria y fase metálica. Al igual que el proceso de fusión para elaborar el “Plomo de Obra”, se observó la cristalinidad y homogeneidad de la escoria obtenida.

Se puede observar en la figura 3.2 (a), diferentes escorias; de izquierda a derecha, la primera escoria se observa una escoria cuyo color es opaco, lo cual indica que no se ha extraído completamente la fase metálica de la escoria, esto se da por falta de fundentes ácidos que permitan combinarse de mejor forma con los óxidos metálicos o bases presentes en la muestra, esta propiedad entrega la sílice, también una escoria de este tipo indica que requiere disolver más a los óxidos presentes, lo cual entrega el bórax, adicionando estos dos fundentes ácidos se obtuvo la segunda escoria, sin embargo, aunque su aspecto ha mejorado, esta escoria también da indicios que se requiere una mayor cantidad de sílice y bórax, ya que su aspecto continua siendo opaca.

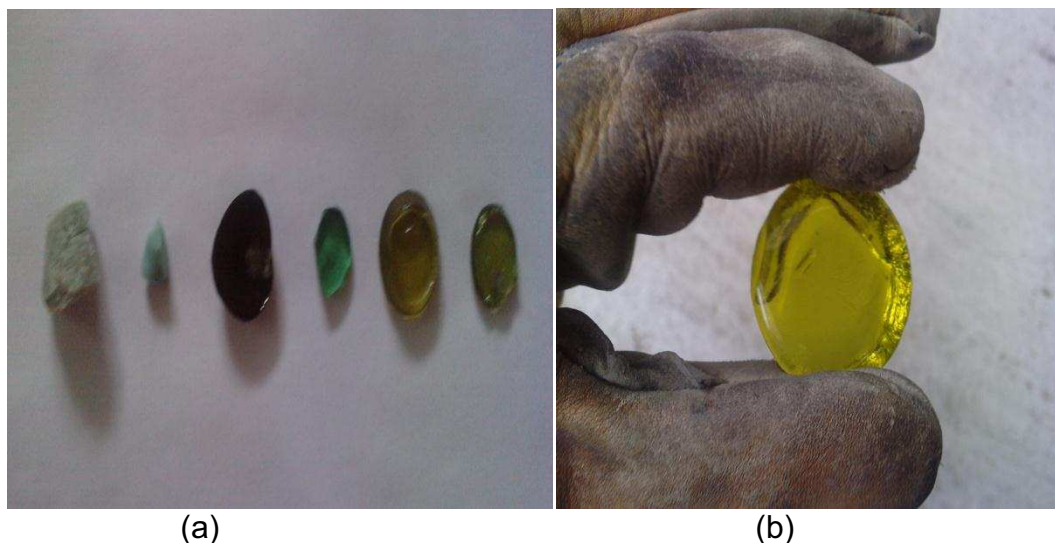


Figura 3.2. (a) Diferentes escorias producto de la extracción de la plata contenida en la corteza de zinc; (b) Escoria final obtenida para la extracción de la plata contenida en la corteza de zinc

A medida que se va corrigiendo las cantidades de la carga fundente se va mejorando la escoria y teniendo una mejor recuperación de la fase metálica. Esto se puede mirar en la figura 3.2 (b), en el cual se obtuvo la mejor escoria en este proceso, las cantidades de la carga fundente para obtener dicha escoria son las indicadas en la tabla 2.3 de la metodología y son las que se utilizaron para los ensayos de la optimización de la técnica del zinc.

3.4 OPTIMIZACIÓN DEL PROCESO TÉRMICO DE LA TÉCNICA DEL ZINC

Conociendo y optimizando los procesos que se van a utilizar para lograr extraer la plata contenida en la corteza de zinc, se procedió a la determinación del proceso térmico de la técnica del zinc.

La temperatura es un factor que para una industria es muy importante, y que debe ser optimizada, ya que representa un gasto no solo en la parte económica sino también en tiempo, ya que si se necesita más temperatura, se requerirá más tiempo para alcanzarlo.

3.4.1 PRIMER MÉTODO (STANDARD)

Para la técnica del zinc, al ser un proceso pirometalúrgico, el porcentaje de recuperación de los metales preciosos está relacionada directamente con la temperatura. Por tal motivo, para este proyecto de titulación se analizó la técnica del zinc a diferentes temperaturas, las mismas que fueron: 350, 400, 425, 450, 500, 600, 700, 800, 900, 960 °C, y el procedimiento a seguir fue el mismo para cada una de las temperaturas indicadas.

Para la optimización del proceso térmico a cada ensayo, se le dio un acondicionamiento a la temperatura para luego colocar la cantidad estequiométrica de zinc, como se indica en la sección 2.2.2.1 de la metodología.

Transcurrido el tiempo se obtuvo en el crisol dos fases inmiscibles, en la parte inferior, se tuvo un plomo en estado líquido, el cual en su composición posee un menor porcentaje de plata que la inicial, y adicionalmente, va a tener una pequeña cantidad de zinc, dicha fase se la denominó, plomo restante. En la parte superior, se logró tener un compuesto sólido de color oscuro, el cual se lo denominó, por bibliografía, corteza de zinc, el cual está constituido, principalmente, de Ag_2Zn_3 , zinc y plomo.

El motivo de que no haya reaccionado dicha cantidad de zinc, se debe, principalmente, a que el zinc posee una alta resistencia a la corrosión atmosférica, el cual se oxida por la humedad o por la elevación de la temperatura, dando como resultado que el punto de fusión del zinc que es de 419,5 °C se incremente al punto de fusión del óxido de zinc, el cual es de 1975 °C, lo cual dificulta que el zinc colocado recupere a los metales preciosos.

La corteza de zinc obtenida, fue retirada por medios mecánicos utilizando una cuchara, lo cual produjo, retirar dicho compuesto con una cantidad de plomo, dejándolo como impureza de la corteza de zinc. La corteza de zinc fue pesada en

la balanza de un decimal, descrita anteriormente en la metodología, dichos pesos se los describen en la tabla 3.7.

Tabla 3.7. Cantidades de corteza de zinc del primer método (Standard) a las diferentes temperaturas

| Ensayo | Temperatura (°C) | Cantidad de la corteza de zinc (g) |
|---------|------------------|------------------------------------|
| XT-001 | 960 | 55,60 |
| XT-002 | 900 | 94,80 |
| XT-003 | 800 | 50,50 |
| XT-004 | 700 | 144,60 |
| XT-005 | 600 | 88,00 |
| XT-006 | 500 | 97,40 |
| XT-007 | 450 | 73,60 |
| XT-008 | 425 | 75,60 |
| XT-009 | 400 | 69,70 |
| XT-0010 | 350 | “Plomo de Obra” no se fundió |

Las diferentes cantidades de la corteza de zinc descritas en la tabla 3.7 varían desde los 55,60 g hasta los 144,60 g, esta variación se debe, esencialmente, por la cantidad de plata que fue retenida por el zinc bajo el efecto de la temperatura en la que se realizó el ensayo y por la cantidad de plomo que fue extraído junto con la corteza de zinc, la cual se la considera como impureza. Cabe indicar, que por más cuidado que se tuvo en todos los ensayos al momento de la extracción de la corteza de zinc siempre se tuvo una cantidad de plomo.

A la corteza de zinc obtenida se procedió a extraer su respectivo contenido de plata, para lo cual se realizó los procesos de fusión y copelación., dando como resultado una plata de alta pureza.

Finalmente, se calculó el porcentaje de recuperación de la plata por la técnica del zinc, dando como resultado la figura 3.3, en la cual se presenta dos curvas.

La curva de color azul, representa el porcentaje de recuperación de plata con la técnica del zinc de forma ideal; es decir, asumiendo que toda la cantidad de plata inicial que se colocó en la carga fundente pasó al “Plomo de Obra”, al igual que en la realización de la técnica del zinc, así como sus respectivos procesos para extraer la plata no hubieron pérdidas de metal precioso

La curva de color rojo, describe el porcentaje de recuperación de plata con la técnica del zinc en forma real; es decir, que a diferencia de la ideal, en cada uno de los pasos que se realizaron, tanto en la elaboración del “Plomo de Obra”, así como con la técnica del zinc y sus respectivos procesos para extraer la plata, se consideran las pequeñas cantidades de plata que se pierden, dando como resultado una variación en el porcentaje de recuperación ideal.

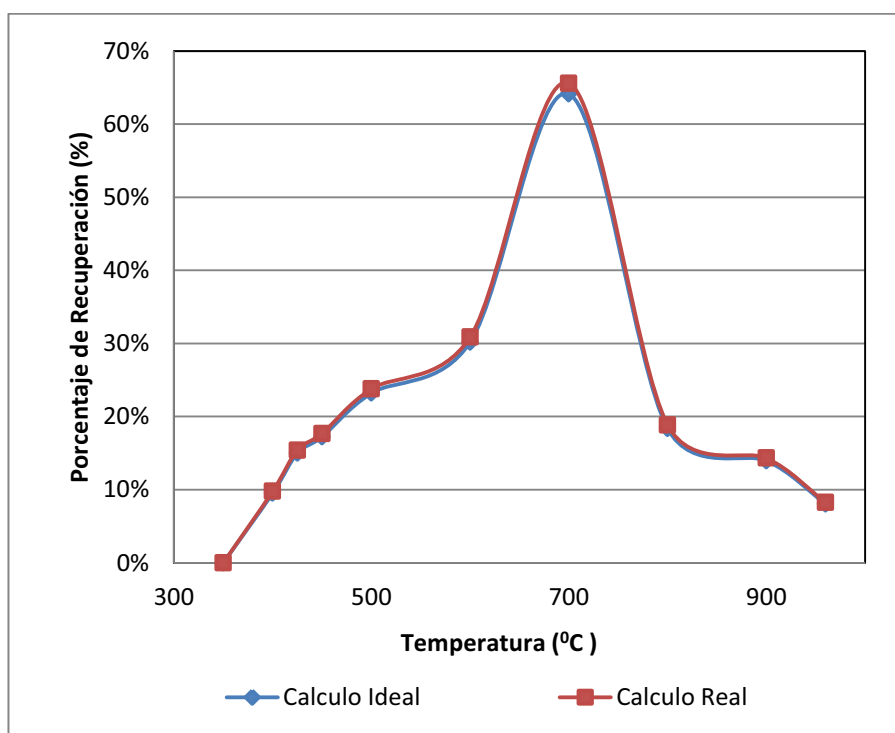


Figura 3.3. Porcentaje de recuperación de plata en el primer método (Standard) vs temperatura

En la figura 3.3 se puede observar que a la temperatura de 700 °C se logró obtener la máxima recuperación del metal precioso, consiguiendo un valor del porcentaje de recuperación de plata ideal de 64,13% y un porcentaje de recuperación real de 65,61%.

Cabe indicar, que el haber realizado previamente la optimización de la elaboración del “Plomo de Obra” y de los procesos que se utilizaron para lograr extraer la plata de la corteza de zinc, favorecieron a obtener mínimas pérdidas del metal precioso, dando como resultado, que el valor del porcentaje de recuperación de plata ideal sea prácticamente similar al porcentaje de recuperación de la plata real. La diferencia entre estos dos valores va entre el 0,20% hasta el 1,48%.

Tabla 3.8. Porcentajes de pérdida total de plata en el primer método (Standard)

| Ensayo | Plata Perdida en el Proceso (%) |
|--------|---------------------------------|
| XT-001 | 2,38 |
| XT-002 | 2,52 |
| XT-003 | 2,60 |
| XT-004 | 2,25 |
| XT-005 | 2,27 |
| XT-006 | 2,45 |
| XT-007 | 2,55 |
| XT-008 | 2,72 |
| XT-009 | 2,59 |
| XT-010 | ----- |

En la tabla 3.8 se puede observar en forma porcentual la pérdida total de plata en cada uno de los ensayos, al realizar la técnica del zinc a partir de la elaboración del “Plomo de Obra” y su respectiva extracción por los procesos de fusión y copelación, las mismas que indican que fueron menores. Si se considera que se colocó en cada ensayo, exactamente, 10 g de plata, las pérdidas que van desde 2,25% hasta 2,72%, representarían 0,2250 g y 0,2720 g, respectivamente, estos valores indican que en el proceso que se realiza a lo largo de todo el proyecto de titulación es muy confiable y exacto con los valores de la optimización de la técnica del zinc.

3.4.2 ALTERNATIVA PARA LA TÉCNICA DEL ZINC

Al realizar la técnica del zinc como se indica en la sección 1.3.8.3 de la parte teórica, se obtuvo que la máxima recuperación de plata se la logró a la temperatura de 700 °C, sin embargo, dicha temperatura es muy alta, considerando que el punto de fusión del zinc es de 419,5 °C, como se indica en la sección 1.1.4 de la parte teórica. Esta elevación de temperatura, se debe, principalmente, por la propiedad de oxidación del zinc.

El zinc como se indica anteriormente, logra oxidarse fácilmente, provocando que su punto de fusión cambie de 419 °C a 1975 °C, lo cual provoca recuperar al metal precioso de interés a una mayor temperatura. Adicionalmente, dicho factor provoca recuperar en menor proporción a la plata.

Por tal motivo se ha dado dos alternativas para disminuir dicha oxidación y aumentar el porcentaje de recuperación de la plata por la técnica del zinc, las mismas que se las describe en la metodología.

3.4.2.1 Primera alternativa (Segundo Método).

La primera alternativa fue basándose en los fundamentos por Rivera, M. (2010), en la cual se utiliza una sal de cloruro de potasio, para evitar la oxidación del zinc y obtener de forma pirometalúrgica una aleación Zn-Ag, las cuales tienen una gran aplicación en la industria.

Como se indica en la metodología sección 2.3.1, para esta alternativa se procedió a mezclar el zinc con el cloruro de potasio, una vez homogenizada la mezcla se la introdujo en el "Plomo de Obra" que anteriormente fue elaborada y precalentada a la temperatura correspondiente a cada ensayo.

Para evaluar el efecto que dio el cloruro de potasio para proteger la oxidación del zinc y lograr recuperar un mayor porcentaje de la plata contenida en el "Plomo de

Obra”, se realizó ensayos a las temperaturas de 350, 400, 425, 450, 500, 600, 700, 800, 900 y 960 °C, el cual se lo puede observar en la figura 3.4.

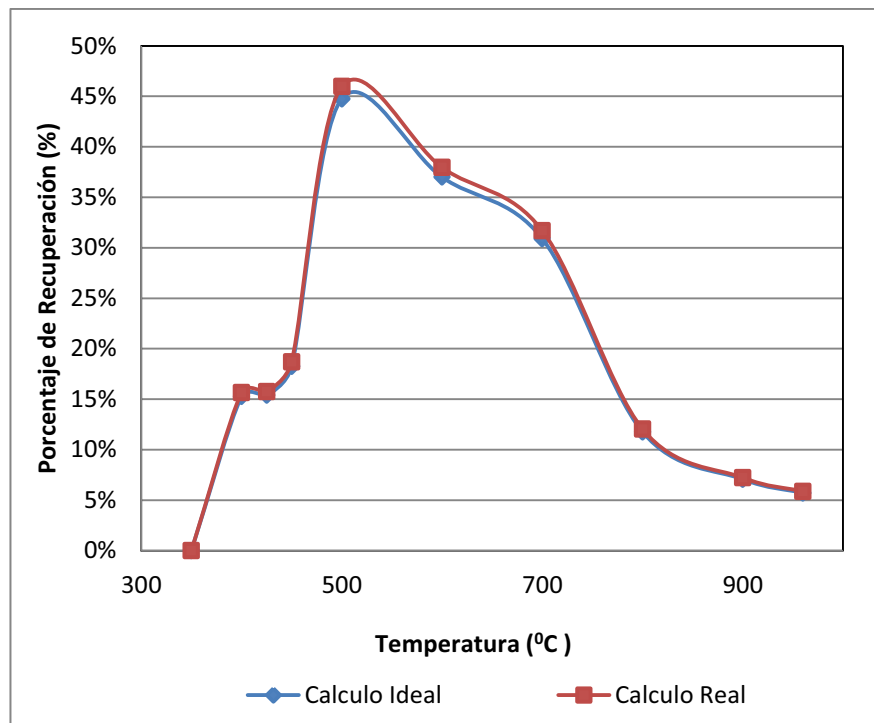


Figura 3.4. Porcentaje de recuperación de plata de la primera alternativa vs temperatura

En la figura 3.4 se puede observar que el efecto de la utilización del cloruro de potasio, logró alcanzar la máxima recuperación de la plata contenida en el “Plomo de Obra” por la técnica del zinc, a la temperatura de 500 °C, es decir, que se ha conseguido, con respecto al primer método (colocación del zinc sin adición de algún compuesto o elemento para disminuir su oxidación), disminuir 200 °C.

Al igual que el primer método (Standard) esta alternativa fue calculada de dos formas, la ideal representada por la curva de color azul y la real representada por la curva de color rojo. El máximo porcentaje de recuperación de plata por la técnica del zinc, para esta alternativa, fue 44,76% para la ideal y 45,97% para la real, lo cual indica que el cloruro de potasio evitó la oxidación del zinc y ayudo a obtener la máxima recuperación de plata a una menor temperatura; sin embargo, se obtuvo una disminución del 19,64% en el porcentaje de recuperación de la plata por la técnica del zinc

Dicha disminución indica que el cloruro de potasio, sirve para evitar la oxidación del zinc y favorece en la obtención de un producto, para algunos procesos específicos de metalurgia, como por ejemplo, para formar una aleación de Zn-Ag, como determina Rivera, M. (2010), dando sus respectivos fundamentos de su utilización.

Tabla 3.9. Porcentajes de pérdida total de plata en la primera alternativa

| Ensayo | Plata Perdida en el Proceso (%) |
|---------------|----------------------------------------|
| XT-011 | 2,68 |
| XT-012 | 2,10 |
| XT-013 | 2,31 |
| XT-014 | 2,50 |
| XT-015 | 2,53 |
| XT-016 | 2,64 |
| XT-017 | 2,45 |
| XT-018 | 2,39 |
| XT-019 | 2,53 |
| XT-020 | ----- |

Se puede observar en la tabla 3.9, que al igual que en el primer método (Standard) de la técnica del zinc, el porcentaje de pérdidas de plata a lo largo de todo el proceso, tanto en la elaboración del “Plomo de Obra”, como en la técnica del zinc, con sus respectivos procesos de extracción de la plata de la corteza de zinc, fueron menores.

Si se considera que se colocó, exactamente, 10 g de plata, las pérdidas que van desde 2,10% hasta 2,68%, representarían 0,2100 g y 0,2680 g, respectivamente. Lo cual indica que los datos obtenidos a lo largo de todo el proceso de la primera alternativa fueron confiables y exactos.

3.4.2.2 Segunda alternativa (Tercer Método)

La segunda alternativa que se dio fue con la utilización de carbón vegetal, el cual se lo considera como un fuerte reductor para el óxido de metal que forman los minerales. La forma de utilizar esta segunda alternativa es similar al primer método (Standard) y a la primera alternativa, la cual se la explica en la sección 2.3.2 de la metodología. Se mezcló las cantidades correspondientes de zinc y de carbón vegetal hasta que dicha mezcla quede homogénea, para luego ser vertida en el “Plomo de Obra” que anteriormente fue elaborada y precalentada a la temperatura correspondiente de cada ensayo.

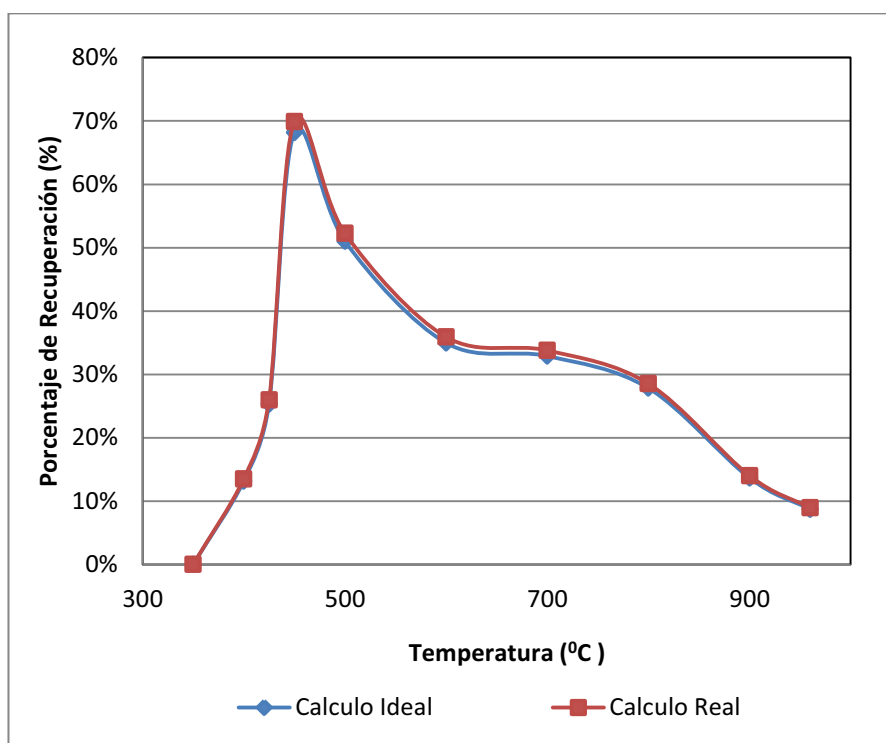


Figura 3.5. Porcentaje de recuperación de plata de la segunda alternativa vs temperatura

Para observar el efecto que dio el carbón vegetal para proteger la oxidación del zinc y lograr recuperar un mayor porcentaje de la plata contenida en el “Plomo de Obra”, se realizó ensayos a las temperaturas de 350, 400, 425, 450, 500, 600, 700, 800, 900 y 960 °C, el cual se lo puede observar en la figura 3.5

En la figura 3.5, se observó el efecto que produjo la utilización del carbón vegetal, el mismo que logró alcanzar la máxima recuperación de la plata contenida en el “Plomo de Obra” por la técnica del zinc, a la temperatura de 450 °C, es decir, que se ha conseguido, disminuir la temperatura 250 °C con respecto al primer método (Standard) y 50 °C con relación a la primera alternativa.

Al igual que el primer método (Standard) y la primera alternativa, para la técnica del zinc, la segunda alternativa fue calculada de dos formas, la ideal representada por la curva de color azul y la real representada por la curva de color rojo.

Tabla 3.10. Porcentajes de pérdida total de plata en la segunda alternativa

| Ensayo | Plata Perdida en el Proceso (%) |
|--------|---------------------------------|
| XT-021 | 2,57 |
| XT-022 | 2,55 |
| XT-023 | 2,46 |
| XT-024 | 2,64 |
| XT-025 | 2,63 |
| XT-026 | 2,40 |
| XT-027 | 2,51 |
| XT-028 | 2,59 |
| XT-029 | 2,62 |
| XT-030 | ----- |

El máximo porcentaje de recuperación de plata por la técnica del zinc, para esta alternativa, fue 68,16% para la ideal y 69,91% para la real, lo cual indica que el carbón vegetal ayudó a reducir la oxidación del zinc favoreciendo a la obtención la máxima recuperación de plata a una menor temperatura; adicionalmente, se puede observar que se logró obtener un incremento de 4,30% con relación a la primer método (Standard) de la técnica del zinc.

Se puede observar en la tabla 3.10 que al igual que en el primer método (Standard) o en la primera alternativa de la técnica del zinc, el porcentaje de pérdidas de plata a lo largo de todo el proceso, tanto en la elaboración del “Plomo de Obra”, como en la técnica del zinc, con sus respectivos procesos de extracción de la plata de la corteza de zinc, fueron menores.

Si se considera que se colocó, exactamente, 10 g de plata, las pérdidas que van desde 2,64% hasta 2,40%, representarían 0,2640 g y 0,2400 g, respectivamente. Lo cual indica que los datos obtenidos a lo largo de todo el proceso de la segunda alternativa fueron confiables y exactos.

3.4.3 SELECCIÓN DE ALTERNATIVA PARA LA TÉCNICA DEL ZINC

Se puede observar en la tabla 3.11, un resumen de los resultados más importantes que se lograron obtener, al realizar los ensayos de evaluación del proceso térmico de la técnica del zinc por tres diferentes métodos.

Tabla 3.11. Temperaturas y máximos porcentajes de recuperación de cada método

| Método | Temperatura (°C) | Máximo porcentaje de recuperación de plata - Calculo Real (%)l |
|---------------------|------------------|----------------------------------------------------------------|
| Standard | 700 | 65,61 |
| Primera Alternativa | 500 | 45,97 |
| Segunda Alternativa | 450 | 69,91 |

El primer método (Standard) fue el que no utilizó, para la técnica del zinc, ningún compuesto o elemento que logre reducir la oxidación del zinc, el segundo método o primera alternativa fue la utilización del cloruro de potasio y el tercer método o segunda alternativa fue la utilización del carbón vegetal.

Como se indica en la tabla 3.11 de los tres métodos, dio como resultado que tanto el cloruro de potasio como el carbón vegetal, lograron reducir la temperatura; sin embargo, utilizando el cloruro de potasio disminuyó el porcentaje de recuperación

de la plata en 19,64%. Considerando que la plata es un metal precioso y que posee diversas aplicaciones, recuperarlo por la técnica del zinc con adición del cloruro de potasio (Primera alternativa), no es recomendable.

El utilizar el tercer método o segunda alternativa, se logró un mejor efecto tanto para el proceso térmico de la técnica del zinc como para su porcentaje de recuperación de la plata. La temperatura disminuyó en 250 °C con relación al primer método (Standard), y un aumento el porcentaje de recuperación en 4,31%, lo cual indica que la mejor forma de utilizar la técnica del zinc fue utilizando un fuerte reductor como el carbón vegetal al momento de colocar el zinc, para reducir su oxidación y obtener una mejor eficiencia en dicha técnica.

Cabe resaltar que los resultados obtenidos en los tres métodos, se obtuvo una pérdida máxima de plata, a lo largo de todo el proceso, de 2,72%, que si se considera que se colocó, exactamente, 10 g de plata su pérdida será de 0,2720 g, lo cual indica que los cálculos obtenidos fueron confiables y exactos.

3.5 OPTIMIZACIÓN DE LA TÉCNICA DEL ZINC

Con base a los resultados obtenidos anteriormente, se logró optimizar el proceso térmico de la técnica del zinc, mediante la adición de carbón vegetal al momento de colocar el zinc, sin embargo, con dicha optimización no se obtuvo un porcentaje de recuperación de la plata mayor del 90%, la cual para una industria es considerada una recuperación rentable, por tal motivo, se realizaron diferentes incrementos en la concentración del zinc y del carbón vegetal.

Como se indica en la metodología, la forma que se realizó la optimización de la concentración del zinc fue similar al de la segunda alternativa, con la diferencia que tanto la concentración del zinc así como la del carbón vegetal fueron incrementados en 10, 20, 40, 50 y 75% con respecto a su valor estequiométrico, dichos valores se representan en la figura 3.6.

Se puede observar en la figura 3.6 que del porcentaje de recuperación de la plata, obtenida en la optimización del proceso térmico con la segunda alternativa, cuyo valor es de 69,91 %, se alcanzó, con el incremento de la concentración del zinc y del carbón vegetal del 75%, un aumento del porcentaje de recuperación de la plata en un 24,02%.

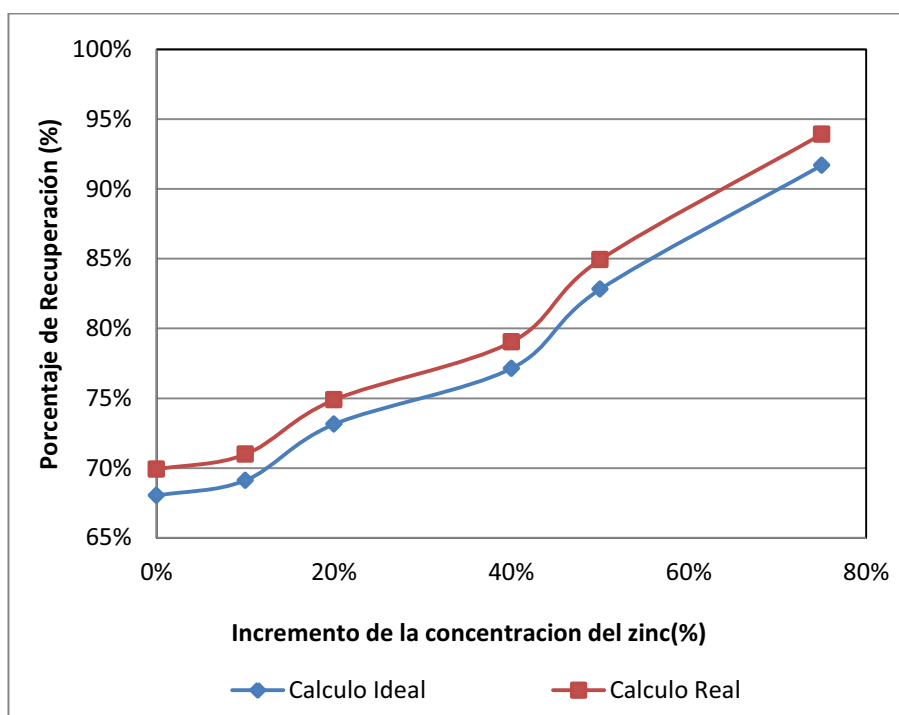


Figura 3.6. Porcentaje de recuperación de la plata vs el incremento de la concentración del zinc

Al igual que los anteriores ensayos, el cálculo del porcentaje de recuperación de la plata fue realizada de dos formas, la ideal representada por la curva de color azul y la real representada por la curva de color rojo. El máximo porcentaje de recuperación de plata fue del 91,70% para la ideal y 93,93% para la real.

Adicionalmente, se puede observar en la figura 3.6 que las pérdidas totales de plata a lo largo de todo el proceso van desde 2,34% hasta 2,70%, si se considera que se colocó, exactamente, 10 g de plata, las pérdidas totales de plata tendrán un valor de 0,2340 g y 0,2700 g, respectivamente. Lo cual indica que los datos obtenidos a lo largo de todo el proceso fueron confiables y exactos.

3.6 BALANCE METALÚRGICO GENERAL

Para elaborar un balance metalúrgico general del proceso que se ha realizado, se procedió a desarrollar un ensayo representativo de los demás, el cual posee las características presentes en la tabla 3.12.

Tabla 3.12. Características del ensayo para el balance metalúrgico general

| Elaboración del “Plomo de Obra” | |
|----------------------------------------|---------------------|
| Compuesto | Cantidad (g) |
| Plata inicial | 10,0016 |
| “Plomo de Obra” | 546,60 |
| Técnica del zinc | |
| Compuesto | Cantidad (g) |
| Óxido de zinc colocado | 11,32 |
| Carbón vegetal colocado | 1,00 |
| Corteza de zinc | 164,20 |
| Plomo restante | 358,90 |
| Extracción de la plata | |
| Compuesto | Cantidad (g) |
| Fase metálica | 27,50 |
| Plata contenida en corteza de zinc | 6,7423 |
| Plata contenida en plomo restante | 3,0103 |

Para realizar un balance metalúrgico completo se dividió en tres secciones a la metodología, como se indica en la tabla 3.12, elaboración del “Plomo de Obra”, técnica del zinc y extracción de la plata.

En cada una de las secciones que se dividió al proceso para realizar el balance metalúrgico se cogió una pequeña muestra, representativa, para realizar los diferentes análisis cuantitativos y cualitativos.

3.6.1 BALANCE METALÚRGICO DE LA ELABORACIÓN DEL “PLOMO DE OBRA”

La forma de elaborar el “Plomo de Obra”, como se indica en la metodología, fue mediante el proceso pirometalúrgico de fusión, en el cual se obtuvieron dos fases, la escoria y la metálica o “Plomo de Obra”.



Figura 3.7. Esquema de la elaboración del “Plomo de Obra”

Para realizar un balance metalúrgico de la elaboración del “Plomo de Obra”, se realizó, primeramente, un análisis cuantitativo del mismo, mediante el método de Absorción Atómica, para lo cual se utilizó ácido nítrico 1:1, el mismo que disolvió 0,1 g de “Plomo de Obra”, logrando obtener los siguientes porcentajes en peso.

Tabla 3.13. Porcentajes en peso del “Plomo de Obra”

| Metal | Porcentaje (%) |
|-------|----------------|
| Plomo | 98,18 |
| Plata | 1,82 |

Con el análisis cuantitativo, descrito en la tabla 3.13 y obteniendo el peso total de esta fase, haciendo uso de la balanza de un decimal de marca Mettler, ya descrito anteriormente; se logró obtener la cantidad de plata contenida en las dos fases resultantes del proceso de fusión, como se indica en la tabla 3.14

Mediante los resultados de la tabla 3.14 se puede observar que la pérdida de plata al momento de la elaboración del “Plomo de Obra” es mínima, dando un porcentaje de pérdida de plata en esta sección del balance metalúrgico de 0,39%.

Tabla 3.14. Plata contenida en las fases del proceso de fusión para la elaboración del “Plomo de Obra”

| Fase | Cantidad (g) |
|-----------------|--------------|
| “Plomo de Obra” | 9,9629 |
| Escoria | 0,0387 |

Este resultado se puede corroborar con los resultados de la sección 3.2.3, los cuales indican que de forma visual y experimental se pudo obtener un excelente “Plomo de Obra” y una buena escoria, minimizando las pérdidas del metal precioso.

3.6.2 BALANCE METALÚRGICO DE LA TÉCNICA DEL ZINC

El ensayo que se realizó para el balance metalúrgico general fue mediante las condiciones de la segunda alternativa para la técnica del zinc, la cual hace referencia a la disminución de la oxidación del zinc mediante la adición del carbón vegetal. La temperatura que se utilizó para la técnica del zinc fue de 450 °C y se asumió, al igual que los demás ensayos realizados, se utilizó en forma estequiométrica, óxido de zinc en lugar de zinc metálico.

Mediante el esquema de la técnica del zinc, presente en la figura 3.8 se puede indicar que de los productos obtenidos, dos de ellos son muy importantes, la corteza de zinc, la cual en su composición posee un alto contenido de plata metálica, y el plomo restante el cual puede ser vendido, dándole un valor económico agregado al proceso.

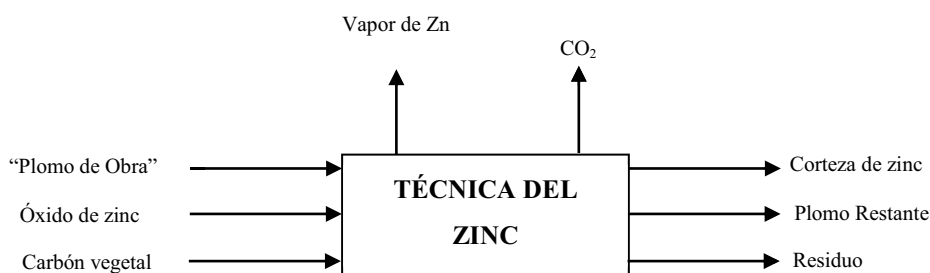


Figura 3.8. Esquema de la técnica del zinc

Mediante un análisis cuantitativo de la corteza del zinc, por el método de Absorción Atómica, en la cual se utilizó ácido nítrico 1:1 y ácido clorhídrico 1:1 para disolver 0,1 g de la corteza de zinc.

Los elementos que se analizaron en la corteza de zinc fueron plata, plomo y zinc, logrando obtener los siguientes resultados:

Tabla 3.15. Porcentajes en peso de la corteza de zinc

| Metal | Porcentaje (%) |
|--------------|-----------------------|
| Plata | 4,24 |
| Plomo | 89,71 |
| Zinc | 5,39 |

Se puede observar de los resultados de la tabla 3.15 que la corteza de zinc está constituido por una gran cantidad de plomo, esto se debe ya que la plata al esta disuelta en el “Plomo de Obra”, el zinc atrapa a los dos metales conjuntamente, sin embargo, en forma preferencial al metal precioso.

Para el caso del plomo restante, se lo retiro del crisol, para ser enfriado y pesado, y finalmente, se realizó un análisis cuantitativo por el método de Absorción Atómica, en el cual se utilizó ácido nítrico 1:1 y ácido clorhídrico 1:1 para disolver 0,1 g de este compuesto. Los elementos que se analizó en el plomo restante fueron plata, plomo y zinc, obteniendo los resultados de la tabla 3.15

Tabla 3.16. Porcentajes en peso del plomo restante

| Metal | Porcentaje (%) |
|--------------|-----------------------|
| Plata | 0,84 |
| Plomo | 99,13 |
| Zinc | 0,03 |

Como se indica en la sección 1.3.8.4 de la parte teórica, al realizar la técnica del zinc, el plomo restante, queda con una pequeña cantidad de zinc, esto se puede observar en la tabla 3.16, en donde el contenido de zinc posee un porcentaje en peso del 0,03%.

Tabla 3.17. Balance metalúrgico de la técnica de zinc

| Corteza de zinc | |
|---------------------------------|---------------------|
| Compuesto | Cantidad (g) |
| Ag ₂ Zn ₃ | 13,2795 |
| Óxido de zinc | 3,15 |
| Plomo | 147,30 |
| Impurezas | 0,46 |
| Plomo restante | |
| Compuesto | Cantidad (g) |
| Plata | 3,0057 |
| Plomo | 355,78 |
| Zinc | 0,11 |
| Otros | |
| Compuesto | Cantidad (g) |
| Pérdida de zinc | 0,12 |
| Plata en crisol | 0,0021 |

Finalmente, haciendo uso del análisis cuantitativo de las tablas 3.15 y 3.16, y mediante un análisis cualitativo por el método de Difracción de Rayos X de la corteza de zinc, se logró obtener los compuestos y la composición de cada producto que se obtuvo con la técnica del zinc.

En la tabla 3.17, se presentan los resultados obtenidos del balance metalúrgico de la técnica del zinc, en el cual se puede indicar que en la composición de la corteza

de zinc se tuvo una cantidad de 0,46 g de impureza, dicha impureza no fue establecida cualitativamente, sin embargo, se puede tener un indicio de la misma, la cual pudo ser del material del crisol que se utilizó, ya que para lograr extraer toda la corteza de zinc se raspó todo el borde del crisol, lo cual pudo producir la cantidad de dicha impureza.

Adicionalmente, en el balance metalúrgico para la técnica del zinc, se puede indicar de forma cuantitativa la cantidad que se perdió de zinc, la misma que, principalmente, se debe a su evaporación. También se puede indicar, la cantidad de plata contenida en el plomo que quedó adherida en el crisol, la misma que fue mínima, dicha cantidad es de 0,0021 g.

3.6.3 BALANCE METALÚRGICO DE EXTRACCIÓN DE LA PLATA

Para lograr extraer la plata contenida en la corteza de zinc, se la realizó mediante el proceso de fusión y copelación, como se indica en la sección 2.2.2.2 de la metodología.

Para el balance metalúrgico se procedió a analizar, únicamente, el proceso de fusión, ya que el proceso de copelación no representa pérdidas de metal precioso; como se indica en la sección 2.2.2.3 de la metodología, el proceso de copelación hace uso de crisoles compactos de paredes porosas, que eliminan impurezas como el plomo, de dos formas, evaporándolo y absorbiéndolo, dejando al metal precioso con una alta pureza.



Figura 3.9. Esquema del proceso de fusión para extracción de plata

Mediante un análisis cuantitativo de la fase metálica del proceso de fusión, haciendo uso del método de Absorción Atómica, con ácido nítrico 1:1 para disolver 0,1 g de dicha fase, se obtuvo los siguientes resultados.

Tabla 3.18. Porcentaje en peso del proceso de fusión para extracción de plata

| Metal | Porcentaje (%) |
|--------------|-----------------------|
| Plomo | 75,47 |
| Plata | 24,53 |

Con el análisis cuantitativo, descrito en la tabla 3.18 y obteniendo el peso total de esta fase haciendo uso de la balanza de un decimal de marca Mettler, ya descrito anteriormente; se logró obtener la cantidad de plata contenida en las dos fases resultantes del proceso de fusión, como se indica en la tabla 3.19

Tabla 3.19. Cantidad de plata contenida en el proceso de fusión para extracción de plata

| Fase | Cantidad (g) |
|-----------------|---------------------|
| Metálica | 6,7463 |
| Escoria | 0,2088 |

Se puede indicar mediante los resultados de la tabla 3.19, que al tener como materia prima un compuesto que posee un alto contenido de metal precioso, como es el caso de la corteza de zinc, la escoria que se logró obtener, tuvo un mayor contenido de plata que la escoria del proceso de fusión de la elaboración del “Plomo de Obra”, sin embargo, a pesar de este incremento, cabe indicar que las pérdidas de plata en este proceso son mínimas

3.6.4 ANÁLISIS GENERAL DEL BALANCE METALURGICO VS EL EXPERIMENTAL

Bajo los resultados dados anteriormente se puede realizar un análisis general, el cual puede darse de dos formas, mediante un balance metalúrgico general, el mismo que hace uso de análisis cuantitativos y cualitativos en cada una de las secciones del proceso y, la segunda forma, mediante los resultados obtenidos al momento de elaborar el ensayo, es decir según los resultados experimentales.

Tabla 3.20. Resultados finales del balance metalúrgico y experimental

| Indicación general | Unidad | Balance Metalúrgico | Experimental |
|----------------------------------------|--------|---------------------|--------------|
| Ag inicial | g | 10,0016 | |
| Ag recuperada por la técnica del zinc | g | 6,7463 | 6,7423 |
| Ag recuperada en plomo restante | g | 3,0057 | 3,0103 |
| Ag perdido en todo el proceso | g | 0,2496 | 0,2490 |
| Porcentaje de pérdida de Ag | % | 2,50 | 2,49 |
| Porcentaje de recuperación de Ag Real | % | 69,18 | 69,13 |
| Porcentaje de recuperación de Ag Ideal | % | 67,45 | 67,41 |

Se puede observar en la tabla 3.20 que tanto los resultados obtenidos con el balance metalúrgico general así como los cálculos realizados experimentalmente son, prácticamente, parecidos, lo cual indica que para todos los ensayos que se elaboraron a lo largo de todo este proyecto de titulación son muy exactos y precisos, dando una confiabilidad y un respaldo cuantitativo en toda su elaboración.

3.7 APLICACIÓN DE LA TÉCNICA DEL ZINC OPTIMIZADA A UN CONCENTRADO POLISULFURADO

Uno de los objetivos que toda investigación, principalmente, es darle un uso de forma industrial, para lo cual a este proyecto de titulación se ha realizado una aplicación de la técnica del zinc optimizada, en la que se utilizó un concentrado polisulfurado de oro y plata, adicionalmente, dicho mineral posee en su composición galena (PbS), anglesita (PbSO₄) e impurezas como antimonio, arsénico, estaño, bismuto y cobre.

En un proceso de fusión, estas impurezas mencionadas, forman fases no deseadas, la fase mata, constituida por soluciones recíprocas de sulfuros de

metales pesado, las cuales dan un grado de solubilización de metales preciosos, la fase speiss, constituida por soluciones recíprocas de arseniuros y antimoniuros de metales pesados, los cuales disuelven fácilmente a los metales preciosos.

Por tal motivo es conveniente eliminar dichas impurezas, para lo cual se elaboró el proceso de tostación, alcanzado dicho objetivo se procedió a evaluar al mineral.

Para lo cual se procedió, primeramente, a analizar cuantitativamente, como se indica en la sección 2.4.1 de la metodología, el cual hizo uso del proceso de fusión y copelación, dando una concentración de oro y plata del mineral, como se indica en la tabla 3.21.

Tabla 3.21. Concentración del mineral polisulfurado

| Elemento | Concentración (g/TM) |
|-----------------|-----------------------------|
| Oro | 970,00 |
| Plata | 3026,67 |

Conociendo la concentración del mineral, se procedió a utilizarlo, bajo las condiciones optimizadas de la técnica del zinc.

Para lograr evaluar la técnica del zinc que fue optimizada en un concentrado polisulfurado se tuvo que determinar las características y condiciones de operación más óptimas en cada una de las etapas del proceso, para evitar pérdidas de los metales preciosos, dando como resultado la tabla 3.22.

Con base a las características obtenidas, en la tabla 3.22, en cada una de las secciones del ensayo, se puede indicar que por la metodología realizada y la optimización de la técnica del zinc para hacer uso a un concentrado polisulfurado, el zinc tuvo una mayor afinidad, para recuperar el oro del "Plomo de Obra" que la plata,

Tabla 3.22. Características del ensayo de aplicación de la técnica del zinc optimizada

| Elaboración del “Plomo de Obra” | | |
|----------------------------------------|---------------|--------------|
| Compuesto | Unidad | Valor |
| Temperatura de fusión | °C | 960 |
| Mineral tostado | g | 100,00 |
| Plata inicial | g | 20,0256 |
| Oro inicial | g | 0,0970 |
| “Plomo de Obra” | g | 414,80 |
| Técnica del zinc | | |
| Compuesto | Unidad | Valor |
| Temperatura de fusión | °C | 450 |
| Óxido de zinc colocado | g | 39,77 |
| Carbón vegetal colocado | g | 3,52 |
| Corteza de zinc | g | 281,70 |
| Extracción de la plata | | |
| Compuesto | Unidad | Valor |
| Oro contenido en corteza de zinc | g | 0,0928 |
| Oro contenido en plomo restante | g | 0,0030 |
| Plata contenida en corteza de zinc | g | 17,8863 |
| Plata contenida en plomo restante | g | 1,6845 |

Mediante los resultados presentados en la tabla 3.23, se puede indicar que mediante la técnica del zinc, logró recuperar, no solo la plata contenida en el “Plomo de Obra”, sino que también otros metales preciosos, como el oro.

También se puede indicar que la técnica del zinc posee una mejor afinidad con el oro que la plata, ya que teniendo en el concentrado polisulfurado una concentración menor de oro, el zinc alcanzó a recuperar 5,48% más que la plata.

Tabla 3.23. Porcentajes de recuperación del concentrado polisulfurado por la técnica del zinc

| Elemento | Porcentaje de Recuperación (%) (Calculo Ideal) | Porcentaje de Recuperación (%) (Calculo Real) |
|-----------------|-----------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------|
| Oro | 95,67 | 96,87 |
| Plata | 89,32 | 91,39 |

Al igual que los demás ensayos realizados, para la evaluación de la técnica del zinc optimizada a un concentrado polisulfurado, se presenta dos diferentes cálculos, la ideal, la cual asume que toda la cantidad de los metales preciosos fue procesada a lo largo de toda la metodología sin pérdida alguna, mientras que la real, representa el cálculo, considerando la pérdida de los metales preciosos que se obtuvo en todo el proceso que se siguió.

Para el cálculo de pérdida de los metales preciosos fue similar a los demás ensayos, el valor determinado para esta prueba fue de 2,27%, a lo largo de todo el proceso, este porcentaje representa el valor total de oro y plata que se perdió conjuntamente, sin embargo, las pérdidas de dichos metales preciosos por separado, un valor de 1,24% para el oro y del 2,27% para la plata, lo cual indica que sus pérdidas son mínimas.

4. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

4.1 CONCLUSIONES

1. Para la elaboración del “Plomo de Obra” por el proceso de fusión, se utilizó una carga fundente, la misma que mediante un análisis cuantitativo por el método de Absorción Atómica, no registraron un alto porcentaje de impurezas que podrían interferir en el proceso de fusión.
2. Para lograr evaluar y optimizar la técnica del zinc, se elaboró un “Plomo de Obra” sintético, el cual en su composición se le colocó una cantidad de 10 g de plata metálica.
3. La carga fundente para la elaboración del “Plomo de Obra” fue optimizada, cuyas cantidades finales fueron, 35 g de bórax, 40 g de sílice, 62,5 g de carbonato de sodio, 1000 g de litargirio y 20 g de carbón vegetal.
4. El “Plomo de Obra” elaborado, logró obtener diferentes pesos para cada ensayo, las mismas que fueron desde 411,90 g hasta los 560,30 g, dicha variación se debe, principalmente, a que el litargirio que se utiliza no fue totalmente homogénea.
5. No se logró ejecutar los ensayos para la técnica del zinc a la temperatura de 350 °C, debido a que el “Plomo de Obra” no cambió de estado, del sólido al líquido, lo cual indica que su punto de fusión es superior al plomo metálico, que por bibliografía es de 327,5 °C.
6. El zinc utilizado, tuvo impurezas de oro, plata, hierro, magnesio y manganeso, sin embargo, sus porcentajes fueron bajos, lo indica que no logran interferir en la recuperación de la plata.

7. La forma y el tamaño del zinc que se coloca, para realizar la técnica del zinc, influyó en la recuperación de la plata, mientras más fino se coloque el zinc si recuperación será mayor.
8. De los tres tamaños de zinc analizados, el pulverizado a $<0,2$ cm, logró tener un porcentaje recuperación de 6,21% mayor al que se colocó en forma cubica de 2 cm y un incremento del 3,8% comparado con la viruta de zinc.
9. Al igual que en el proceso de fusión para la elaboración del “Plomo de Obra”, el proceso de fusión para extraer la plata contenida en la corteza de zinc, fue optimizada, obteniendo para su carga fundente las cantidades de 30 g de bórax, 20 g de sílice, 45 g de carbonato de sodio, 3 g de carbón vegetal y para la cantidad de litargirio se colocó una cantidad similar al de la corteza de zinc.
10. Mediante un análisis de la corteza de zinc por Difracción de Rayos X, se logró determinar su composición, la cual fue de Ag_2Zn_3 , óxido de zinc y plomo.
11. Para el primer método (Standard) de la técnica del zinc, el cual utilizó únicamente zinc en cantidades estequiométricas, se logró obtener el mayor porcentaje de recuperación de plata a la temperatura de 700 °C.
12. Para el primer método (Standard), se obtuvo dos formas de calcular el porcentaje de recuperación de plata; la primera representa el cálculo ideal, el cual se asume que a lo largo de todo el proceso dado no hubieron pérdidas de plata, su valor fue de 64,13%; mientras que la segunda forma representa el cálculo real, en el cual se consideran sus pérdidas, las mismas que pueden ser obtenidas experimentalmente o mediante el cálculo del balance general metalúrgico, su valor fue de 65,61%.
13. El porcentaje de pérdida total de plata, en los ensayos realizados para el primer método (Standard), tuvo un rango desde 2,25% hasta 2,72%, dichos

porcentajes representan mínimas pérdidas, indicando que el método realizado fue confiable.

14. El zinc es un metal que tiene la propiedad de oxidarse fácilmente, lo cual produce que su punto de fusión cambien de 419 °C a 1975 °C, lo cual provoca que al utilizar la técnica del zinc, requiera una mayor temperatura para recuperar el metal precioso de interés.
15. Para evitar la oxidación del zinc y lograr recuperar a la plata por la técnica del zinc a una menor temperatura, se propuso dos alternativas, la primera fue basándose en los fundamentos por Rivera, M. (2010), que utilizó KCl para evitar la oxidación del zinc y obtener por procesos pirometalúrgicos aleaciones Zn-Ag, la segunda alternativa fue utilizando carbón vegetal, el cual es considerado un fuerte reductor para los metales.
16. Utilizando la primera alternativa se logró alcanzar el objetivo de disminuir la temperatura para obtener el máximo porcentaje de recuperación de plata, el cual fue de 500 °C.
17. De igual forma que el primer método (Standard), la primera alternativa, adicionando KCl, se elaboraron dos formas de calcular el porcentaje de recuperación de plata por la técnica del zinc, para el cálculo ideal se obtuvo 44,76%, y para el cálculo real fue de 45,97%.
18. Al comparar la primera alternativa con el primer método (Standard), se observó que a pesar de que disminuyó la temperatura en 200°C, para obtener el máximo porcentaje de recuperación de plata, dicho porcentaje disminuyó en 19,64%, lo cual indica que dicha alternativa no es factible, ya que al utilizarla se pierde una alta cantidad de metal precioso.
19. Realizando la segunda alternativa se alcanzó, al igual que la primera alternativa, en disminuir la temperatura para obtener el máximo porcentaje de recuperación de plata, para esta alternativa fue de 450 °C.

20. Del mismo modo que los otros ensayos, para la segunda alternativa se desarrolló dos formas de calcular el porcentaje de recuperación de la plata obteniendo para el cálculo ideal 68,16% y para el cálculo real 69,91%.
21. La comparación de la segunda alternativa con la primera alternativa (Standard), se observó que a una menor temperatura, se logró tener un incremento de 4,30% en la recuperación de plata, lo cual hace que la segunda alternativa sea favorable y sea seleccionada como el mejor método de las tres.
22. Uno de los objetivos de toda industria metalúrgica que extrae plata, es el obtener una recuperación mayor del 90%, por tal motivo con las condiciones de operación de la segunda alternativa de la técnica del zinc, se le dio diferentes incrementos de zinc y de carbón vegetal, para obtener un mayor porcentaje de recuperación de plata, en la cual con un incremento del 75% con respecto a su valor estequiométrico, se logró obtener una recuperación del 91,70% para el cálculo ideal y del 93,93% para el cálculo real.
23. Teniendo las condiciones de operación optimizadas de la técnica del zinc, se procedió a evaluarla mediante la utilización de un concentrado polisulfurado de oro y plata, cuyas concentraciones fueron de 970 g/ton para el oro y de 3026,67 g/ton para la plata.
24. Para eliminar las impurezas del concentrado polisulfurado que pueden tener se le sometió al proceso de tostación y con el producto obtenido se realizó la evaluación de la técnica del zinc optimizada, en el cual se obtuvo un porcentaje de recuperación de oro del 96,87%, y para la plata del 91,39%.
25. Los porcentajes de recuperación obtenidos del concentrado polisulfurado mediante la técnica del zinc optimizada, denota que dicha técnica logró ser más factible para el oro que la plata, ya que a pesar de que se tenía una concentración menor de oro, logró obtener una recuperación superior en 5,48% con respecto al de la plata.

4.2 RECOMENDACIONES

Complementar el trabajo con estudios a mayor escala, puesto que la evaluación y optimización de la técnica del zinc que se realizó en este proyecto de titulación fue a escala de laboratorio.

Efectuar en forma complementaria un estudio sobre la compra y venta del plomo, ya que al realizar la extracción de la plata por la técnica del zinc, se tiene como subproducto dicho metal.

Desarrollar un estudio económico que logre complementar la factibilidad de extraer la plata por la técnica del zinc.

5. BIBLIOGRAFÍA

1. Agency for Toxic Substances & Disease Registry (ATSDR), 1990, “Resumen de Salud Pública Plata (Silver)”, http://www.atsdr.cdc.gov/es/phs/es_phs146.html, (Marzo, 2011).
2. Agency for Toxic Substances & Disease Registry (ATSDR), 2005, “ToxFAQs™, cinc (Zinc)”, http://www.atsdr.cdc.gov/es/toxfaqs/es_tfacts60.html, (Marzo, 2011).
3. Agency for Toxic Substances & Disease Registry (ATSDR), 2007, “Estudio de caso en medicina ambiental, Latoxicidad del plomo”, http://www.atsdr.cdc.gov/es/csem/plomo/es_pb-plomo.html, (Marzo, 2011).
4. Ammen, C., 1984, “Recovery and refining of precious metals”, Van Nostrand Reinhold Company, New York, USA, pp.239-242.
5. Ariet C, Estanislao M., 2010, “Propiedades del Plomo”, <http://www.arqhys.com/arquitectura/plomo-propiedades.html>, (Noviembre, 2010).
6. Arqghys, 2011, “Oro, propiedades del oro”, <http://www.arqhys.com/construccion/oro-propiedades.html>, (Mayo, 2011).
7. Balzhiser, R., Samuels, M., Eliassen, J., 1974, “Termodinámica química para ingenieros”, 3ra. Edición, Editorial Prentice/Hall Internacional, Valparaíso, Chile, pp. 444-447.
8. Bastida, R. 2008, “Propiedades de los materiales II”, 2da. Edición, Editorial Instituto Politécnico Nacional, México, pp. 14-23, 37-40.
9. Chausin, C. y Hilly, G., 1989, “Metalurgia – Elaboración de los metales”, Tomo II, Editorial Urmo, Francia, Paris, pp. 19-42.

10. Correa, J., 2002, "Fusión de concentrados auríferos", Proyecto de titulación previo a la obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito, Ecuador, pp.40-47, 56-72.
11. De Cuyper, J. y De la Torre, E. ^(a), 1990, "Memorias Curso-Taller Metalurgia Extractiva, Proceso BETTS", p. 45.
12. De Cuyper, J. y De la Torre, E. ^(b), 1990, "Memorias Curso-Taller Metalurgia Extractiva, Proceso HARRIS", pp. 25-37.
13. De Cuyper, J., 1986, "Proceso metalúrgico de tostación: Antecedentes termodinámicos y cinéticos", Revista de Université Catholique de Louvain, 56 (3), 186
14. Enersystem, 201, "Programa de Reciclaje de EnerSystem", <http://www.enersystem.com/erecycle.php>, (Noviembre, 2010).
15. Estruplan Consultora S.A., 2002, "Toxicología-Sustancias, Plomo", <http://www.estrucplan.com.ar/producciones/entrega.asp?identrega=249>, (Marzo, 2011).
16. Fine, H., Geiger, G., 1983, "Handbook on material and Energy balance calculations in metallurgical processes", The metallurgical Society of AIME, New York, pp. 135-140.
17. Fischer, P. y Maczek, H. 1982, "The present status of development of the QSL-lead process", Journal of Metals, United States, Volumen 12, Editorial Van Nostrand, pp. 210-216, 225-242.
18. Flinn, R., Paul, T., 1991, "Materiales de ingeniería y sus aplicaciones", 3ra. Edición, Editorial Mc Graw Hill, pp. 169-201.

19. Gill, C., 1980, "Nonferrous extractive metallurgy", A Wiley & Song, Inc., Canada, pp. 17-18, 112-116.
20. González J., Peters, E., Dreisinger, D., 1991, "The refining of lead by the Betts process", Journal of applied electrochemistry 21, The University of British Columbia, Vancouver, Canada, pp. 189-202.
21. Himmelblau, D., 2002, "Principios básicos y cálculos en ingeniería química", 6ta. Edición, Editorial Pearson Educación, México, pp. 327-331.
22. Instituto de Investigación Tecnológica, Área de metalurgia extractiva, "Curso taller sobre diseño de plantas metalúrgicas, tercer seminario aurífero ecuatoriano", diciembre 1994. Quito, fusión de concentrados auríferos.
23. Instituto de Investigación Tecnológica, Área de metalurgia extractiva, "Segundo seminario internacional minera, metalurgia y medio ambiente", febrero 2003, Quito, Pag 250, 264.
24. Instituto Tecnológico de Saltillo, 2008, "Aleaciones ferrosas y no ferrosas", <http://www.mitecnologico.com/Main/AleacionesFerrosasYNoFerrosas>, (Marzo, 2011).
25. Joffre, J., 1976, "Termodinámica Metalúrgica", 1ra. Edición, Universidad Boliviana Técnica de Oruro, Facultad de tecnología, Oruro, Bolivia, pp. 15-25, 75-80.
26. Kraus, E., Hunt, W., Ramsdell, L., 1965, "Mineralogía", 5ta. Edición, Editorial McGraw Hill, España, pp. 251-252.
27. Lenntech, 2009, "Efectos de la Plata sobre la salud", <http://www.lenntech.es/periodica/elementos/ag.htm#Efectos%20de%20la%20Plata%20sobre%20la%20salud>, (Marzo, 2011).

28. Lozada, D., 2006, "Diseño de escorias para la pirometalurgia del oro y plata", Proyecto de titulación previo a la obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito, Ecuador, pp. 1-13, 17-28.
29. Lozada, M, Estudio del Procesamiento de minerales polisulfurados metálicos portadores de oro y plata, P-BID 099, Informe final, Quito, 2004.
30. Marsden, J., 1993, "The chemistry of gold extraction", Ellis Horwood Limited, England, pp. 465-472.
31. Mineralmanía, atlas de la mineralogía, CD Rocas y Minerales, 2010, "Plomo", <http://eureka.ya.com/m000>, (Enero, 2011).
32. Ministerio de Energía y Minas del Ecuador, 2007, "Estadística Minera", http://www.mineriaecuador.com/Paginas/menu_bdd.htm, (Enero, 2011).
33. Ministerio de Minas y Energía, Bogota, Colombia, 2003, "Glosario Técnico Minero", <http://www.simco.gov.co/simco/Portals/0/planvallejo/Glosario%20Minero.pdf>, (Marzo, 2011).
34. Moreno, F. Universidad de Chile, Facultad de Ciencias, Departamento de Física, 2009, "Termodinámica de procesos fuera del equilibrio", http://fisica.ciencias.uchile.cl/~gonzalo/cursos/termo_II-04/seminarios/alumnos/FueraEquil_FMoreno04.pdf, (Marzo, 2011).
35. Morral, F, 1982, "Metalurgia General", Tomo 1, Editorial Reverte, Barcelona, pp. 57-58,73-74.
36. Müller, E., 1977, "How KIVCET CS shaft furnace simultaneously smelts Pb-Zn", World Mining, pp. 46-49.
37. Muñoz, G., 1993, "Recuperación de oro por fusión a partir de concentrados polisulfurados de menas ecuatorianas", Proyecto de titulación previo a la

- obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito, Ecuador, pp.4-6, 41-42, 55-58, 68-73,78.
38. Nermes, E., Talonen, T., 1982, "Flash smelting of lead concentrates", Journal of Metals, United States, Volumen 19, Editorial Van Nostrand, p 55-59.
39. Pauling, Linus Química General W.H Freeman 1947 ed., 04 de Enero de 2011, "Proceso de Parkes", http://www.worldlingo.com/ma/enwiki/es/Parkes_process (Enero, 2011).
40. Pere, M., 2009, "Metales resistentes a la corrosión", Editorial Marcombo, España, Barcelona, pp.109-110.
41. Perry, R., Green, W., 2001, "Manual del ingeniero químico", Volumen I, 7ma. Edición, Editorial Mc Graw Hill, Madrid, España, pp. 2-15, 2-23.
42. Rivera, M., 2010, "Estudios para la obtención de un catalizador de plata por aleaciones Ag-Al y/o Ag-Zn", Proyecto de titulación previo a la obtención del título de Ingeniero Químico, EPN, Quito, Ecuador, pp.
43. Rotman P., Diario de Cuyo, 2010, "La vida útil de la bacteria", http://www.diariodecuyo.com.ar/home/new_noticia.php?noticia_id=81019, (Noviembre, 2010).
44. Rovira, A., 1969, "Metalurgia general", 2^{da} Edición, Editorial Dossat, Madrid, España, pp.70-85, 102-109, 390-391.
45. Sancho ^(a), J., Verdeja, L., Ballester, A., 2001, "Metalurgia Extractiva", Volumen I, 5ta. Edición, Editorial Síntesis, España, pp. 228-235, 286, 292-295.
46. Sancho ^(b), J., Verdeja, L., Ballester, A., 2001, "Metalurgia Extractiva", Volumen II, 5ta. Edición, Editorial Síntesis, España, pp. 319-328, 377-404.

47. Scribd, 2011, "Escala de Mohs", <http://es.scribd.com/doc/37171029/Escala-de-Mohs>. (Marzo, 10).
48. Sohn, H., Wadsworth, M., 1986, "Cinética de los procesos de la metalurgia extractiva", Editorial Trillas, Mexico, pp. 496-501,512-520.
49. Trofimev, E., Mikhailov, G. Samoilova, O., 2008, "Thermodynamic analysis of interaction processes in the Pb-Ag-Zn system", Russian Journal of Non-Ferrous Metals, Volumen 49, pp. 7-10.
50. Van Ness, H., Abbott, M., 1988, "Termodinámica", Editorial Mc Graw Hill, México, pp. 256, 260-262, 275,276.
51. Vargas, J., 1990, "Metalurgia del oro y la plata", 2da. Edición, Editorial San Marcos, Lima, Perú, pp.9-23, 175-187.
52. Viceministerio de Minas del Ecuador, 2007, "La minería, la dirección y procesos", http://www.mrnrr.gob.ec/index.php?option=com_content&view=article&id=304&Itemid=71&lang=es, (Mayo, 2011).
53. Vicencio, C., 2009, "Metalurgia: Zinc y Plomo", <http://www.slideshare.net/guest3ae10c/trabajo-zinc-y-plomo>, (Marzo, 2011).

6. ANEXOS

ANEXO I
NOMENCLATURA

| | |
|------------|---------------------------------------|
| Kg..... | Kilogramo |
| g..... | Gramos |
| TM..... | Tonelada métrica |
| g/TM..... | Gramos sobre tonelada métrica |
| m..... | Metro |
| cm..... | Centímetros |
| %..... | Porcentaje |
| T..... | Temperatura |
| °C..... | Grados Celsius |
| ppm..... | Partes por millón |
| h..... | Hora |
| min..... | Minuto |
| s..... | Segundo |
| Pa..... | Pascal |
| ml..... | Mililitros |
| DEMEX..... | Departamento de Metalurgia Extractivo |

ANEXO II

CÁLCULO DEL ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL LITARGIRIO Y PLATA

Como se indica en la sección 2.1.1 de la metodología, para dar el análisis cuantitativo del litargirio se procedió mediante el método de Absorción Atómica, en el cual se obtuvo los siguientes resultados

Tabla 6.1 Datos del litargirio por Absorción Atómica

| Elemento | Valor | Dilución |
|-----------------|--------------|-----------------|
| Oro | <0,03 | 1 |
| Plata | 0,08 | 1 |
| Cobre | 0,06 | 1 |
| Hierro | 0,15 | 1 |
| Magnesio | 4,29 | 1 |
| Zinc | 0,25 | 1 |

Para obtener sus respectivos porcentajes se utilizó la siguiente ecuación:

$$\%_A = \frac{\text{Valor AA} * \text{Dilusión}}{10 * P. Muestra} 100\%$$

[6.1]

Donde:

$\%_A$: Porcentaje del componente A

Valor AA: Dato obtenido por Absorción Atómica

P. Muestra: Peso de la muestra, (mg)

El peso de la muestra fue de 0,1006 g.

Para el caso del oro, reemplazando sus valores en la ecuación 6.1, se tiene

$$\%Ag = \frac{0,03 * 1}{10 * 100,6} 100\%$$

[6.2]

$$\%Ag = 0,003\%$$

[6.3]

Este procedimiento se realizó para los demás elementos analizados.

Para el caso de la plata los resultados obtenidos por el método de Absorción Atómica fueron

Tabla 6.2 Datos de la plata por Absorción Atómica

| Elemento | Valor | Dilución |
|----------|-------|----------|
| Oro | <0,01 | 1 |
| Cobre | 0,35 | 1 |
| Hierro | 0,09 | 1 |
| Zinc | 0,13 | 1 |

Se procedió de la misma forma que el litargirio, sin embargo, su peso fue de 0,1001 g, haciendo uso de la ecuación 6,1 se tiene para el caso del oro.

$$\%Ag = \frac{0,01 * 1}{10 * 100,1} 100\%$$

[6.4]

$$\%Ag = 0,001\%$$

[6.5]

ANEXO III

CALCULO DEL PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE LA PLATA

Como se indica anteriormente, el porcentaje de recuperación de la plata fue calculado de dos formas, la ideal, en la que se asume que no hubo ninguna pérdida de metal precioso en todo el proceso y la real, en la que se considera las pérdidas de la plata en los procesos a seguir.

Para dar un ejemplo de dichos cálculos, se escogerán los valores del ensayo XT-001, en el cual se obtuvo los siguientes datos:

| | |
|------------------------------------------------------------------------|-----------|
| Plata inicial ($g_{Ag\ inicial}$): | 10,0097 g |
| Plata contenida en la corteza de zinc ($g_{Ag\ Corteza\ de\ zinc}$): | 0,8078 g |
| Plata contenida en el plomo restante ($g_{Ag\ Plomo\ restante}$): | 8,9637 g |

Para el porcentaje ideal de recuperación de la plata se utilizó la siguiente ecuación:

$$\%Recup_{Ideal} = \frac{g_{Ag\ Corteza\ de\ zinc}}{g_{Ag\ inicial}} 100\% \quad [6.6]$$

Remplazando, se tiene:

$$\%Recup_{Ideal} = \frac{0,8078}{10,0097} 100\% \quad [6.7]$$

$$\%Recup_{Ideal} = 8,07\% \quad [6.8]$$

Para el cálculo del porcentaje real de recuperación de la plata se utilizó la siguiente ecuación:

$$\%Recup_{Real} = \frac{g_{Ag \text{ Corteza de zinc}}}{g_{Ag \text{ Corteza de zinc}} + g_{Ag \text{ Plomo resante}}} 100\%$$

[6.9]

Remplazando, se tiene:

$$\%Recup_{Real} = \frac{0,8078}{0,8078 + 8,9637} 100\%$$

[6.10]

$$\%Recup_{Real} = 8,27\%$$

[6.11]

ANEXO IV

CÁLCULO DEL BALANCE METALÚRGICO GENERAL

Para realizar el análisis del balance metalúrgico descrito en la sección 3.6, se dividió a todo el proceso en tres partes, elaboración del “Plomo de Obra”, técnica del zinc y extracción de la plata. Cabe indicar que las características generales de este ensayo están establecidas en la tabla 3.12.

Para la primera sección, se analizó por Absorción Atómica cuyo resultado se muestra en la tabla 6.3.

Tabla 6.3 Datos del “Plomo de Obra” por Absorción Atómica

| Elemento | Valor | Dilución |
|----------|-------|----------|
| Plata | 1,83 | 10 |
| Plomo | 4,92 | 200 |

Para obtener sus respectivos porcentajes se utilizó la siguiente ecuación:

$$\%_A = \frac{\text{Valor AA} * \text{Dilución}}{10 * P. Muestra} 100$$

[6.12]

Donde:

- $\%_A$: Porcentaje del componente A
 Valor AA: Dato obtenido por Absorción Atómica
 P. Muestra: Peso de la muestra, (mg)

El peso de la muestra fue de 0,1004 g.

Para el caso de la plata, remplazando sus valores en la ecuación 6.12, se tiene

$$\%Ag = \frac{1,83 * 10}{10 * 100,4} 100$$

[6.13]

$$\%Ag = 1,82\%$$

[6.14]

Obtenido el porcentaje de plata y el peso total del "Plomo de Obra" que fue de 546,6 g, se procedió a obtener el contenido de plata, haciendo uso de la siguiente ecuación.

$$g_A = \frac{P_{total} * \%A}{100}$$

[6.15]

Donde:

g_A : Gramos de A contenidos en el compuesto, (g)

P_{total} : Peso total del compuesto, (g)

$$g_{Ag} = \frac{546,6 * 1,82}{100}$$

[6.16]

$$g_{Ag} = 9,9629 \text{ g}$$

[6.17]

Para determinar la cantidad de plata que quedó contenida en la escoria se realizó con la siguiente ecuación.

$$g_{Ag \text{ Escoria}} = g_{Ag \text{ Inicial}} - g_{Ag \text{ "Plomo de Obra"}}$$

[6.18]

Donde:

$g_{Ag \text{ Escoria}}$: Gramos de plata contenida en la escoria, (g)

$g_{Ag \text{ Inicial}}$: Gramos de plata inicial, (g)

g_{Ag} "Plomo de Obra": Gramos de plata contenida en el "Plomo de Obra" , (g)

$$g_{Ag \text{ Escoria}} = 10,0016 - 9,9629 \quad [6.19]$$

$$g_{Ag \text{ Escoria}} = 0,0387 \text{ g} \quad [6.20]$$

Para la segunda sección del balance metalúrgico se obtuvo, principalmente, dos partes, la corteza de zinc y el plomo restante.

Para el caso del plomo restante, se analizo por Absorción Atómica cuyo resultado se muestra en la tabla 6.4.

Tabla 6.4 Datos del plomo restante por Absorción Atómica

| Elemento | Valor | Dilución |
|----------|-------|----------|
| Plata | 0,84 | 10 |
| Plomo | 4,92 | 200 |
| Zinc | 0,32 | 1 |

Para obtener sus respectivos porcentajes se utilizó la ecuación 6.12, en el cual el peso de la muestra fue de 0,1003 g.

Para el caso de la plata, se tiene

$$\%Ag = \frac{0,84 * 10}{10 * 100,3} 100 \quad [6.21]$$

$$\%Ag = 0,84\% \quad [6.22]$$

Obtenido el porcentaje de plata y el peso total del plomo restante que fue de 358,9 g, se procedió a obtener el contenido de plata, haciendo uso de la siguiente 6,4.

$$g_{Ag} = \frac{358,9 * 0,84}{100} \quad [6.23]$$

$$g_{Ag} = 3,0057 \text{ g} \quad [6.24]$$

El mismo procedimiento se realizó para analizar el resto de los componentes del plomo restante, obteniendo el resultado presentados en la tabla 3,17

Para el caso de la corteza de zinc, se analizo por Absorción Atómica cuyo resultado se muestra en la tabla 6.5.

Tabla 6.5 Datos de la corteza de zinc por Absorción Atómica

| Elemento | Valor | Dilución |
|----------|-------|----------|
| Plata | 4,24 | 10 |
| Plomo | 4,49 | 200 |
| Zinc | 0,54 | 100 |

Para obtener sus respectivos porcentajes se utilizó la ecuación 6.12, en el cual el peso de la muestra fue de 0,1001 g.

Para el caso de la plata, se tiene

$$\%Ag = \frac{4,24 * 10}{10 * 100,1} 100 \quad [6.25]$$

$$\%Ag = 4,24\% \quad [6.26]$$

Obtenido el porcentaje de plata y el peso total de la corteza de zinc que fue de 164,20 g, se procedió a obtener el contenido de plata, haciendo uso de la siguiente 6,15.

$$g_{Ag} = \frac{164,20 * 4,24}{100}$$

[6.27]

$$g_{Ag} = 6,9551 \text{ g}$$

[6.28]

Por un análisis de Difracción de Rayos X, se pudo concluir que la composición de la corteza de zinc es de Ag_2Zn_3 , óxido de zinc y plomo, para determinar la cantidad de dichos compuestos se hizo uso de la ecuación 2.4, para obtener la siguiente ecuación.

$$g_{Ag_2Zn_3} = \frac{g_{Ag}}{PM_{Ag}} * \left(\frac{1/2}{1} \right) * PM_{Ag_2Zn_3}$$

[6.29]

Donde:

$g_{Ag_2Zn_3}$: Gramos de Ag_2Zn_3 contenidos en la corteza de zinc, (g)

PM_{Ag} : Peso molecular de la plata, (g/gmol)

$PM_{Ag_2Zn_3}$: Peso molecular de la plata, (g/gmol)

Reemplazando:

$$g_{Ag_2Zn_3} = \frac{6,9551}{107,868} * \left(\frac{1/2}{1} \right) * 411,906$$

[6.30]

$$g_{Ag_2Zn_3} = 13,2795 \text{ g}$$

[6.31]

Para obtener la cantidad de óxido de zinc que tiene la corteza de zinc se realizo un balance de este metal, para lo cual haciendo uso del análisis de Absorción

Atómica se conoció que el porcentaje de zinc total es de 5,39%, con dicho valor y conociendo el peso total de la corteza de zinc se conoce la cantidad total de zinc.

$$g_{Zn} = \frac{164,20 * 5,39}{100}$$

[6.32]

$$g_{Zn} = 8,8579 \text{ g}$$

[6.33]

Conociendo la cantidad de Ag_2Zn_3 y haciendo uso de la ecuación 2.4, se obtuvo la cantidad de zinc que está siendo utilizado por dicho compuestos, para lo cual se utilizó la siguiente ecuación:

$$g_{Zn} = g_{Ag_2Zn_3} * \frac{3 * PM_{Zn}}{PM_{Ag_2Zn_3}}$$

[6.34]

Reemplazando:

$$g_{Zn} = 13,2795 * \frac{3 * 65,39}{411,906}$$

[6.35]

$$g_{Zn} = 6,3243 \text{ g}$$

[6.36]

Haciendo uso de la ecuación general del balance de masa, la cantidad de zinc en exceso se la representa en la siguiente ecuación:

$$g_{Zn \text{ Exceso}} = g_{Zn \text{ Total}} - g_{Zn \text{ Gastado}}$$

[6.37]

Remplazando, se tiene:

$$g_{Zn \text{ Exceso}} = 8,8579 - 6,3243$$

[6.38]

$$g_{Zn \text{ Exceso}} = 2,5336 \text{ g}$$

[6.39]

La cantidad de zinc que se encuentra en exceso, como se mencionó anteriormente se encuentra como óxido de zinc, por tal motivo se realiza la siguiente ecuación.

$$g_{ZnO} = g_{Zn} * \frac{PM_{ZnO}}{PM_{Zn}} \quad [6.40]$$

Reemplazando:

$$g_{ZnO} = 2,5336 * \frac{81,3894}{65,39} \quad [6.41]$$

$$g_{ZnO} = 3,1535 \text{ g} \quad [6.42]$$

Con dichos valores se puede realizar un balance de masa de zinc para determinar la cantidad que se ha perdido, para lo cual se realiza de la siguiente forma:

$$g_{Zn \text{ perdido}} = g_{Zn \text{ Inicial}} - g_{Zn \text{ Plomo restante}} - g_{Zn \text{ Corteza de zinc}} \quad [6.43]$$

Remplazando, se tiene:

$$g_{Zn \text{ perdido}} = 9,0947 - 0,1145 - 8,8579 \quad [6.43]$$

$$g_{Zn \text{ perdido}} = 0,1223 \text{ g} \quad [6.44]$$

Este valor de debe, principalmente, a la cantidad de zinc que se ha evaporado al realizar la técnica del zinc.

Para el caso del plomo contenido en la corteza de zinc se procedió de igual forma que la plata, dando un valor de 147,3043 g

Haciendo uso de la ecuación general del balance de masa, se tiene.

$$g_{\text{impurezas}} = g_{\text{Corteza de zinc}} - g_{\text{Ag}_2\text{Zn}_3} - g_{\text{ZnO}} - g_{\text{Pb}} \quad [6.44]$$

Remplazando, se tiene:

$$g_{\text{impurezas}} = 164,20 - 13,2795 - 3,1535 - 147,3043 \quad [6.45]$$

$$g_{\text{impurezas}} = 0,4627 \text{ g} \quad [6.46]$$

Este contenido de impurezas se debe, principalmente, porque al momento de retirar la corteza de zinc se rasparon las paredes del crisol.

También se puede indicar, que se tiene una cantidad de plata contenida en el plomo que quedo pegado en el crisol, y no se logró retirar, para obtener dicha cantidad se realizó un balance total de plata, para lo cual se tiene:

$$g_{\text{Ag Crisol}} = g_{\text{Ag "Plomo de Obra"}} - g_{\text{Ag Plomo restante}} - g_{\text{Ag Corteza de zinc}} \quad [6.47]$$

Remplazando, se tiene:

$$g_{\text{Ag Crisol}} = 9,9629 - 3,0057 - 6,9551 \quad [6.48]$$

$$g_{\text{Ag Crisol}} = 0,0021 \text{ g} \quad [6.49]$$

Para la tercera sección, que hace referencia a la extracción de la plata contenida en la corteza de zinc, se analizo por Absorción Atómica cuyo resultado se muestra en la tabla 6.6.

Para obtener sus respectivos porcentajes se utilizó la ecuación 6.1, en el cual el peso de la muestra fue de 0,1015 g.

Tabla 6.6 Datos de la fase metálica de la extracción de la plata por Absorción Atómica

| Elemento | Valor | Dilución |
|----------|-------|----------|
| Plata | 24,9 | 10 |
| Plomo | 3,83 | 200 |

Para el caso de la plata, reemplazando sus valores en la ecuación 6.1, se tiene

$$\%Ag = \frac{24,9 * 10}{10 * 101,5} 100 \quad [6.50]$$

$$\%Ag = 24,53 \quad [6.51]$$

Obtenido el porcentaje de plata y el peso total del plomo restante que fue de 27,5 g, se procedió a obtener el contenido de plata, haciendo uso de la ecuación 6,15.

$$g_{Ag} = \frac{27,5 * 24,53}{100} \quad [6.51]$$

$$g_{Ag} = 6,7463 \text{ g} \quad [6.52]$$

El mismo procedimiento se realizó para analizar el resto de los componentes del plomo restante, obteniendo el resultado presentados en la tabla 3,17

Para determinar la cantidad de plata que quedó contenida en la escoria se la realizó de la misma forma que la ecuación 6.18.

$$g_{Ag \text{ Escoria}} = 6,9551 - 6,7463 \quad [6.53]$$

$$g_{Ag Escoria} = 0,2088 g$$

[6.54]

ANEXO V
FICHAS TÉCNICAS

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- P01

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|-------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0045 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 476,3 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 500 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 53,50 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|-----------------------------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 53,5 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 53,5 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Plata contenida en corteza de zinc (g) | | | 1,7010 |
| Plata contenida en plomo restante (g) | | | 8,0584 |

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- P02

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|-------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0028 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 535,6 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,09 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 62,7 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|-----------------------------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 63 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 62,7 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Plata contenida en corteza de zinc (g) | | | 1,9381 |
| Plata contenida en plomo restante (g) | | | 7,8307 |

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- P03

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|-------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0006 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 479,7 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,09 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 54,7 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|-----------------------------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 55,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 54,7 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Plata contenida en corteza de zinc (g) | | | 2,3135 |
| Plata contenida en plomo restante (g) | | | 7,4731 |

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 001

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0097 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 560,30 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 55,60 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 57,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 55,60 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,8078

Plata contenida en plomo restante (g) 8,9637

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 002

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0021 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 535,70 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,09 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 900 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 94,80 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 95,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 94,80 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,3985

Plata contenida en plomo restante (g) 8,3515

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 003

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0057 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 492,20 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 800 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 50,50 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 51,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 50,50 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,8378

Plata contenida en plomo restante (g) 7,9082

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 004

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0042 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 501,60 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 700 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 144,60 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 145,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 144,60 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en plomo restante (g) 6,4160

Plata contenida en "Plomos de Obra" (g) 3,3628

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 005

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0019 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 546,60 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,09 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 600 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 88,00 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 88,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 88,00 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 3,0196

Plata contenida en plomo restante (g) 6,7557

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 006

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0068 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 517,10 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 500 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 97,40 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 98,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 97,40 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 2,3233

Plata contenida en plomo restante (g) 7,4381

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 007

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0046 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 507,80 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 73,60 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 74,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 73,60 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,7245

Plata contenida en plomo restante (g) 8,0250

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 008

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0016 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 496,80 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,09 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 425 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 75,60 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 76,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 75,60 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,5005

Plata contenida en plomo restante (g) 8,2288

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 009

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0143 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 531,20 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 9,11 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 400 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 69,70 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 70,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 69,70 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,9552

Plata contenida en plomo restante (g) 8,7998

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 010

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0082 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 510,70 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|------|--------------------------------------------------|------|
| Zinc (g) | 0,00 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 350 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | | "Plomo de Obra" no pasó al estado líquido | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|-----|-------------------------------|------|
| Bórax (g) | 0,0 | Carbonato de Sodio (g) | 0,0 |
| Sílice (g) | 0,0 | Litargirio (g) | 0,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 0,0 | Muestra (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 0 | Tiempo (h): | 0 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,0000

Plata contenida en plomo restante (g) 0,0000

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 011

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0082 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 510,70 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 38,70 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 39,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 38,70 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,5723

Plata contenida en plomo restante (g) 9,1677

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 012

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0090 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 528,90 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (°C): | 900 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 56,70 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 57,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 56,70 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,7089

Plata contenida en plomo restante (g) 9,0901

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 013

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0081 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 519,60 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (°C): | 800 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 55,90 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 56,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 55,90 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,1785

Plata contenida en plomo restante (g) 8,5981

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 014

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0008 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 549,50 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,09 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,44 |
| Temperatura (°C): | 700 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 134,10 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 134,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 134,10 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 3,0912

Plata contenida en plomo restante (g) 6,6598

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 015

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0087 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 537,90 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (°C): | 600 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 153,13 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 153,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 153,13 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 3,7032

Plata contenida en plomo restante (g) 6,0523

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 016

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0066 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 545,40 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (°C): | 500 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 183,90 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 184,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 183,90 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 4,4789

Plata contenida en plomo restante (g) 5,2633

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 017

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0041 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 534,50 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (°C): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 101,00 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 101,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 101,00 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,8253

Plata contenida en plomo restante (g) 7,9337

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 018

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0083 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 535,80 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (°C): | 425 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 90,60 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 91,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 90,60 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,5402

Plata contenida en plomo restante (g) 8,2290

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 019

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0091 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 498,40 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|-------|
| Zinc (g) | 9,10 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 12,45 |
| Temperatura (oC): | 425 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 96,70 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 97,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 96,70 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,5281

Plata contenida en plomo restante (g) 8,2277

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 020

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0017 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 495,00 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|------|--------------------------------------------------|------|
| Zinc (g) | 0,00 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 350 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | | "Plomo de Obra" no pasó al estado líquido | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|-----|-------------------------------|------|
| Bórax (g) | 0,0 | Carbonato de Sodio (g) | 0,0 |
| Sílice (g) | 0,0 | Litargirio (g) | 0,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 0,0 | Muestra (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 0 | Tiempo (h): | 0 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,0000

Plata contenida en plomo restante (g) 0,0000

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 021

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0017 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 495,00 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,32 | Carbón Vegetal (g) | 1,01 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 42,80 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 43,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 42,80 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,8702

Plata contenida en plomo restante (g) 8,8746

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 022

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0056 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 532,50 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,32 | Carbón Vegetal (g) | 1,01 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 900 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 86,10 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 86,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 86,10 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,3652

Plata contenida en plomo restante (g) 8,3849

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 023

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0064 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 523,10 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,33 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 800 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 92,60 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 93,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 92,60 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 2,7844

Plata contenida en plomo restante (g) 6,9758

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 024

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0056 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 508,30 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,32 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 700 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 85,50 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 86,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 85,50 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 3,2908

Plata contenida en plomo restante (g) 6,4511

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 025

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0094 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 495,90 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,33 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 600 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 99,60 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 100,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 99,60 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 3,5002

Plata contenida en plomo restante (g) 6,2462

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 026

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0061 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 529,30 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,32 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 500 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 150,40 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 150,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 150,40 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 5,1062

Plata contenida en plomo restante (g) 4,6601

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 027

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0076 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 499,40 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,33 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 153,00 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 153,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 153,00 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 6,8212

Plata contenida en plomo restante (g) 2,9356

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 028

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0098 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 496,20 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,33 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 425 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 78,10 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 78,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 78,10 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 2,5338

Plata contenida en plomo restante (g) 7,2165

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 029

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0048 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 495,60 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|-------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,32 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 400 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 60,30 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|-------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 60,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 60,30 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 1,3166

Plata contenida en plomo restante (g) 8,4261

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 030

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|--------|------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0087 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 496,70 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|--------------------------|------|-------------------------------------------|------|
| Zinc (g) | 0,00 | Carbón Vegetal (g) | 0,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 350 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | | "Plomo de Obra" no pasó al estado líquido | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|--------------------|-----|------------------------|------|
| Bórax (g) | 0,0 | Carbonato de Sodio (g) | 0,0 |
| Sílice (g) | 0,0 | Litargirio (g) | 0,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 0,0 | Muestra (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 0 | Tiempo (h): | 0 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 0,0000

Plata contenida en plomo restante (g) 0,0000

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 031

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0087 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 496,70 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 19,82 | Carbón Vegetal (g) | 1,76 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 311,20 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 311,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 311,20 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 9,1781

Plata contenida en plomo restante (g) 0,5935

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 032

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0069 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 473,60 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 16,99 | Carbón Vegetal (g) | 1,50 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 239,10 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 239,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 239,10 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 8,2867

Plata contenida en plomo restante (g) 1,4711

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 033

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0051 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 544,20 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 15,85 | Carbón Vegetal (g) | 1,40 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 164,10 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 164,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 164,10 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 7,7176

Plata contenida en plomo restante (g) 2,0478

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo

XT- 034

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0045 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 411,90 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 13,59 | Carbón Vegetal (g) | 1,20 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 150,20 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 150,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 150,20 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 7,3168

Plata contenida en plomo restante (g) 2,4540

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 035

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0016 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 537,20 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 12,45 | Carbón Vegetal (g) | 1,10 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (oC): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 195,40 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 195,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 195,40 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 6,9125

Plata contenida en plomo restante (g) 2,8265

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 036

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 20,0256 |
| Temperatura (°C): | 960 | Oro (g) | 0,0970 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 414,80 | Tiempo (h): | 1 |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 39,77 | Carbón Vegetal (g) | 3,52 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 281,70 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|-----------------------------------|--------|-------------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 281,70 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 281,70 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Oro en corteza de zinc (g) | 0,0928 | Plata en corteza de zinc (g) | 17,8863 |
| Oro en plomo restante (g) | 0,0085 | Plata en plomo restante (g) | 1,6845 |

ESCUELA POLITÉCNICA NACIONAL
INGENIERÍA QUÍMICA Y AGROINDUSTRIAL
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA
HOJA DE DATOS

Ensayo XT- 037

Elaboración "Plomos de Obra"

Carga Fundente:

| | | | |
|----------------------------------|--------|-------------------------------|---------|
| Bórax (g) | 35,5 | Carbonato de Sodio (g) | 62,5 |
| Sílice (g) | 40,0 | Litargirio (g) | 1000,0 |
| Carbón Vegetal (g) | 20,0 | Plata (g) | 10,0016 |
| Temperatura (°C): | 960 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso "Plomos de Obra" (g) | 546,60 | | |

Técnica del zinc

| | | | |
|---------------------------------|--------|-------------------------------|------|
| Zinc (g) | 11,32 | Carbón Vegetal (g) | 1,00 |
| | | Cloruro de Potasio (g) | 0,00 |
| Temperatura (°C): | 450 | Tiempo (h): | 1 |
| Peso corteza de zinc (g) | 164,20 | | |

Extracción de plata de la corteza de zinc

Carga Fundente:

| | | | |
|---------------------------|------|-------------------------------|--------|
| Bórax (g) | 30,0 | Carbonato de Sodio (g) | 45,0 |
| Sílice (g) | 20,0 | Litargirio (g) | 164,20 |
| Carbón Vegetal (g) | 3,0 | Muestra (g) | 164,20 |
| Temperatura (oC): | 960 | Tiempo (h): | 1 |

Plata contenida en corteza de zinc (g) 6,7423

Plata contenida en plomo restante (g) 3,0103

ANEXO VI
ANÁLISIS CUANTITATIVO DEL CONCENTRADO
POLISULFURADO

Como se indica en la metodología, para el análisis cuantitativo del concentrado polisulfurado se peso 30 g de muestra y se le dio un proceso de tostación para eliminar sus impurezas, para luego obtener sus cantidades de oro y plata por los procesos de fusión, las cuales se expresan en la siguiente tabla.

Tabla 6.7 Datos obtenidos del concentrado polisulfurado

| Elemento | Peso (g) |
|----------|----------|
| Oro | 0,0291 |
| Plata | 0,0908 |

Para obtener sus respectivas concentraciones se utilizó la siguiente ecuación:

$$Concent_A = \frac{P_A * 10^6}{P_{muestra}} \quad [6.55]$$

Donde:

$Concent_A$: Concentración del componente A, (g/ton)

P_A : Peso del componente A, (g)

$P_{muestra}$: Peso de la muestra, (g)

Para el caso del oro, se tiene:

$$Concent_{Au} = \frac{0,0291 * 10^6}{30} \quad [6.56]$$

$$Concent_{Au} = 970 \text{ ppm} \quad [6.57]$$

Dando como resultado.

$$\text{Concent}_{Au} = 970 \text{ g/TM}$$

[6.58]