

173
29.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE QUIMICA



EXAMENES PROFESIONALES
FAC. DE QUIMICA

INFORME DE LA PRACTICA PROFESIONAL.
ACTIVIDADES EN EL LABORATORIO EN UNA
MINA DE ORO

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO QUIMICO
P R E S E N T A :
CARLOS VARGAS OZAETA



MEXICO, D. F.

267732

1998.



Universidad Nacional
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

Biblioteca Central



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

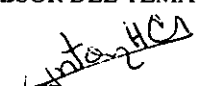
JURADO ASIGNADO

Presidente	JORGE ORNELAS TABARES
Vocal	ANTONIO HUERTA CERDAN
Secretario	CIRO ELISEO MARQUEZ HERRERA
1er. Suplente	FAUSTINO JUAREZ SANCHEZ
2do. Suplente	JUANA JUDITH CHAVEZ ESPIN

SITIO DONDE DESARROLLÓ EL TEMA:

Minera Hecla S.A. de C.V., Km 198 Carretera Federal No.2, Municipio Plutarco Elias Calles, Sonora, México.

ASESOR DEL TEMA



M. en C. Antonio Huerta Cerdán

SUSTENTANTE



Carlos Vargas Ozaeta

INDICE.

OBJETIVO.

CAPITULO 1. - INTRODUCCION.

- 1.1. – Geología.
- 1.2. - Mina.
- 1.3. - Trituración.
- 1.4. - Lixiviación.
- 1.5. - Extracción de Oro.
- 1.6. - Despojo.
- 1.7. - Electrólisis.
- 1.8. - Fusión.
- 1.9. - Generación Eléctrica.
- 1.10. - Seguridad
- 1.11. - Ecología.

CAPITULO 2. - FUNDAMENTACION TEORICA.

- 2.1. - Ensayo al Fuego.
 - 2.1.1. - Introducción.
 - 2.1.2. - Generalidades.
 - 2.1.3. - Reactivos usados en el Ensayo al Fuego.
 - 2.1.4. - Equipo y Material.
 - 2.1.4.1. - Homos.
 - 2.1.4.2. - Copelas.
 - 2.1.4.3. - Crisoles.
 - 2.1.5. - Procedimiento.
 - 2.1.5.1. - Fusión.
 - 2.1.5.2. - Copelación.
 - 2.1.5.3. - Apartado.
 - 2.1.5.4. - Calcinado.
- 2.2. - Reacciones del Ensayo al Fuego.
 - 2.2.1. – Litargirio.
 - 2.2.2. - Bórax.
 - 2.2.3. - Carbonato de Sodio.
 - 2.2.4. - Harina.
 - 2.2.5. - Ceniza de Hueso y Cemento Portland.
- 2.3. - Cianuración.
 - 2.3.1. - Teoría General sobre la Cianuración de Oro.
 - 2.3.2. - Oxígeno Esencial para la Disolución.
 - 2.3.3. - Reacciones Químicas durante la Lixiviación.
- 2.4. - Absorción Atómica.
 - 2.4.1. - Fundamento del Método.
 - 2.4.2. - Principios Básicos.
 - 2.4.3. - Partes de un Espectrofotómetro de Absorción Atómica.
 - 2.4.4. - Principios de Operación del Espectrofotómetro de Absorción Atómica.

- 2.4.5. - Interferencias en Absorción Atómica.
 - 2.4.5.1. - Químicas.
 - 2.4.5.2. - Por Ionización.
 - 2.4.5.3. - De Matrices.
 - 2.4.5.4. - Por Espectrales.
 - 2.4.5.5. - Absorción Molecular.
- 2.4.6. - Calibración del Espectrofotómetro de Absorción Atómica para la determinación de Oro
- 2.4.7. - Técnica para Análisis Práctico.
- 2.4.8. - Encendido del Aparato.
- 2.4.9. - Ajustes y Optimización.
- 2.5. - Carbón Activado Granular en la Recuperación de Oro.
 - 2.5.1. - Selección.
 - 2.5.2. - Preparación.
 - 2.5.3. - Adsorción.
 - 2.5.4. - Lavado con Acido.
 - 2.5.5. - Despojo.
 - 2.5.6. - Reactivación Térmica.
 - 2.5.7. - Disposición Final.
- 2.5. - Generalidades sobre Muestreo.

CAPITULO 3. - ACTIVIDADES REALIZADAS EN ELLABORATORIO.

- 3.1. - Ensayo al Fuego.
 - 3.1.1. - Determinación de oro en minerales y carbones.
 - 3.1.1.1. - Generalidades.
 - 3.1.2. - Procedimiento.
 - 3.1.2.1. - Preparación de fúndente.
 - 3.1.2.2. - Preparación de muestras.
 - 3.1.2.3. - Fusión.
 - 3.1.2.4. - Copelación.
 - 3.1.2.5. - Digestión.
 - 3.1.2.6. - Calcinado.
 - 3.1.3. - Determinación de oro libre.
 - 3.1.3.1. - Preparación de la muestra.
 - 3.1.3.2. - Pesado de la muestra.
 - 3.1.3.3. - Homogeneización de la muestra.
 - 3.1.3.4. - Fusión.
 - 3.1.3.5. - Copelación.
 - 3.1.3.6. - Laminado del dore.
 - 3.1.3.7. - Digestión.
 - 3.1.4. - Determinación de oro en producto terminado.
- 3.2. - Determinación de cianuro.
 - 3.2.1. - Preparación de nitrato de plata.
 - 3.2.2. - Determinación de cianuro en soluciones acuosas.
 - 3.2.3. - Determinación de cianuro en tierras.
- 3.3. - Determinación de oro por absorción atómica.
 - 3.3.1. - Preparación de soluciones.

- 3.3.1.1. - Preparación de estándares.
- 3.3.1.2. - Preparación de matrices.
- 3.3.2. - Encendido del aparato.
- 3.3.3. - Lectura de muestras.
- 3.4. - Determinación del valor K en carbones.
 - 3.4.1. - Principios.
 - 3.4.2. - Aparatos.
 - 3.4.3. - Reactivos.
 - 3.4.4. - Procedimiento.
 - 3.4.5. - Preparación de soluciones estándar.
- 3.5. - Determinación de CaO aprovechable.
 - 3.5.1. - Preparación de ácido clorhídrico 0.18 M.
 - 3.5.2. - Preparación de solución azucarada.
 - 3.5.3. - Determinación de CaO aprovechable.

CAPITULO 4. - CALCULOS Y ANALISIS DE RESULTADOS.

- 4.1. - Minerales y carbones.
- 4.2. - Oro libre.
- 4.3. - Producto terminado.
- 4.4. - Producto terminado.
- 4.5. - Soluciones.
- 4.6. - Valor K.

CAPITULO 5. - SEGURIDAD INDUSTRIAL.

- 5.1. - El reglamento de seguridad en los trabajos de las minas.
- 5.2. - Enfermedades de trabajo en industrias mineras.
- 5.3. - Equipo de seguridad personal.
 - 5.3.1. - Equipo de protección personal.
 - 5.3.2. - Protección en la cabeza.
 - 5.3.3. - Protección en cara y ojos.
 - 5.3.4. - Protección en vías respiratorias.
 - 5.3.5. - Protección del cuerpo y de los miembros.
- 5.4. - Equipo contra incendio.
- 5.5. - Seguridad en el Laboratorio en una Mina de Oro.

CONCLUSIONES.

BIBLIOGRAFIA.

A DIOS:

Por haberme permitido el paso por esta vida, y
Por todo lo que tengo y
Lo que soy.

A MIS PADRES:

Aunque fue relativamente corto
el tiempo de haber convivido con
ustedes, fue demasiado lo que
me enseñaron e inculcaron, tanto
así que he logrado mis
metas propuestas

A FERNANDO Y ANGELICA:

Por el gran esfuerzo y sacrificio
que pusieron para
que terminara mi carrera.
Ojalá y pronto tengan
un feliz reencuentro.

A MARTIN Y LIDIA:

Por el apoyo incondicional
que me brindaron durante
aquellos días tan difíciles

AL M. EN C. ANTONIO HUERTA C.

Por la dedicación de su tiempo
tan valioso en el asesoramiento
de este informe

A MINERA HECLA, S.A. DE C.V.

Por haberme permitido obtener
los conocimientos y experiencia
necesarios para la realización
de este informe.

A LA FACULTAD DE QUIMICA DE LA UNAM.

Por haberme brindado la oportunidad
de pertenecer a ella.

OBJETIVO.

El objetivo principal de este informe es que éste sirva como ayuda a todas aquellas personas relacionadas, o que tengan algún interés en el área del análisis químico del oro y la plata, vía ensaye al fuego.

El presente informe está plasmado de tal forma que pueda ser comprendido por personas que no tienen un curso profesional en química, a estudiantes técnicos que pretendan no seguir una carrera profesional en química y que lo puedan tomar como guía o como referencia, y también para ensayadores prácticos de amplia experiencia. Durante los 19 meses de mi estancia en Minera Hecla, S. A. de C. V. se encontró que profesionistas recién egresados, no tenían bien definidos algunos conceptos relacionados con la Hidrometalurgia e inclusive con definiciones del ensaye al fuego. Este informe esta integrado de tal manera que el conocimiento del trabajo práctico del ensaye pueda obtenerse sin la necesidad del entendimiento de los principios fisicoquímicos.

Para ensayadores prácticos de amplia experiencia se presenta suficiente material, tal que los procedimientos de trabajo puedan ser desarrollados para la determinación de oro y plata en cualquier tipo de muestra metalúrgica, ya sea acuosa o mineral.

Se espera que este informe ayude al aprovechamiento y asimilación de conocimientos a futuros y actuales profesionales interesados en esta rama de la química.

CAPITULO 1.- INTRODUCCION.

La Choya es una empresa minera, la cual está ubicada al Noroeste de México en el Estado de Sonora a 55 Km al sur de Sonoyta, en el municipio de Plutarco Elías Calles y a 6 Km de la carretera federal número 2 en el tramo Caborca-Sonoyta. Es frontera con los Estados Unidos de América y es la primera operación de Hecla Mining Company en México, con inicio de operaciones en el año de 1994, siendo estas muy productivas.

Desde ese año hasta la fecha se han tenido costos de operación muy aceptables, actualmente se encuentra durante la tercera y última etapa, de explotación. Se esperan producir 300,000 onzas Troy de Oro durante la vida de la mina, la cual culmina en noviembre del año en curso.

1.1 GEOLOGÍA.

La Choya es un depósito de más de 300,000 onzas de oro. La roca huésped de la mineralización de oro es Granito Porfídico de probable edad Jurásica. El cuerpo mineralizado está confinado en una zona de fallamiento de bajo ángulo de aproximadamente 40 metros de espesor producto de esfuerzos compresionales y extensionales.

La mineralización primaria es conformada por vetas de Cuarzo + Galena + Pirita-Esfallerita-Calcopirita cortadas éstas por vetas de Manganocalcita, ambas productoras de oro.

Intensa alteración Sericitica con abundante Hematita están presentes dentro y alteración Clorítica con vetillas de Cuarzo-Siderita fuera del depósito. Geoquímicamente el depósito es débil, la dominancia del plomo, y la relación del oro con elementos típicos del Epitermalismo, ha sido fuertemente modificado por la oxidación supergénica a profundidades menores a 150 metros.

1.2 MINA.

El depósito se adaptó perfectamente para ser minado con el sistema de Cielo Abierto con bancos descendentes de 6 metros de altura en las áreas de mineral económico y bancos de 12 metros en las áreas de materia estéril, estos bancos conforman taludes finales que varían de 30 a 60 metros estabilizados por un ángulo de reposo de 56 grados de inclinación.

En su etapa final tendrá una longitud de 500 metros en el eje N-S y 600 metros en el eje E-W con una profundidad que va desde la elevación de 450 metros sobre el nivel del mar hasta elevación 306 que corresponderá al último banco explotado. La operación fue diseñada en tres etapas operativas, actualmente está en su última etapa de explotación.

Los ritmos de explotación han variado desde el inicio, el volumen máximo fue de más de 70,000 toneladas métricas por día y el volumen actual de producción es de 22,000 toneladas métricas por día de los cuales 7,500 toneladas métricas corresponden a mineral, con una ley promedio acumulada de oro de 1.02 g/tm.

1.3 TRITURACIÓN

El mineral proveniente del tajo, es reducido a menos de 1-1/2 pulgadas por medio de un circuito de trituración el cual cuenta de un alimentador vibratorio, con una quebradora de quijada, una de cono y una criba de doble cama, además cuenta con un sistema de adición de cal. La capacidad instalada en la planta de trituración es de 7,500 toneladas métricas por día. Todo el equipo es accionado electrónicamente y su control es computarizado.

El mineral triturado es transportado hasta las pilas de lixiviación por medio de bandas transportadoras para formar terreros de 8 metros de altura y proceder posteriormente a la etapa de lixiviación.

1.4 LIXIVIACIÓN.

Se tienen dos pilas donde es depositado el mineral, el cual se riega con una solución estéril de cianuro de sodio, en el intervalo de concentraciones de 150 a 200 g/t y con un flujo de 1,300 g.p.m. La solución que drena por las pilas, se la llama solución preñada y es conducida por canales hacia un estanque, (preñado). De ahí es bombeado a la siguiente etapa del proceso.

1.5 EXTRACCIÓN DE ORO.

La solución preñada con un flujo de 1,100 g.p.m. circula a través de quince columnas que contienen carbón activado, esta circulación de solución es a contracorriente, es decir el carbón se transfiere en sentido contrario al flujo de la solución preñada. La solución cuando pasa a través de las columnas se transforma en solución estéril, y es otra vez enviada a las pilas de lixiviación estableciéndose un circuito cerrado.

1.6 DESPOJO DE ORO (DESPALME).

Una vez que el carbón recorrió las quince columnas es pasado a la columna de despálme, el cual se realiza a 250°F y 56 libras de presión, por un tiempo aproximado de 9 horas, para lo cual es recirculada una solución llamada despojadora, que es la que arrastra el oro que se adsorbió en el carbón, esta solución pasa a ser solución rica cuando sale de la columna de despálme.

1.7 ELECTRÓLISIS.

La solución rica es bombeada a través de tres celdas, colocadas en serie, donde por diferencia de voltaje es electrodepositado el oro en los cátodos de malla de alambre de acero inoxidable, al afluyente de estas tres celdas se le llama solución

despojadora, y esta solución pasa a efectuar otro despojo de oro por medio de la electrodeposición.

1.8 FUSIÓN.

El lodo obtenido en los cátodos es lavado con agua a presión, secado y fundido en hornos para obtener el producto final llamado doré.

1.9 GENERACIÓN ELÉCTRICA.

La mina cuenta con dos generadores de 800 kW uno de 500 y dos de 400 kW con los cuales satisface sus necesidades de manera interna ya que el punto desde el cual pudiera abastecer Comisión Federal de Electricidad está muy lejano haciendo antieconómico este servicio.

1.10 SEGURIDAD INDUSTRIAL.

En la unidad minera se cuenta con un departamento denominado Seguridad e Higiene y Ecología el cual tiene como misión; promover el cuidado de la vida, la salud y la ecología, a través de la reducción de riesgo y de esta manera mejorando las condiciones de seguridad de cada una de las áreas y el mejoramiento del trabajador.

Este departamento trabaja integrando las actividades correspondientes a las áreas de:

Seguridad Industrial.

Higiene Industrial.

Salud en el trabajo.

Programa de prevención de accidentes.

Control ambiental.

1.11 ECOLOGÍA.

Antes de iniciar operaciones se fijó el objetivo de minimizar el impacto al medio ambiente. Las condiciones del lugar se determinaron por estudios previos a la producción y han sido analizados a través de la vida de la mina. Las áreas afectadas están siendo restauradas, las pendientes serán suavizadas para reducir la erosión, material orgánico como plantas características de esta región será esparcido y cultivado; de hecho esto es una realidad, ya que actualmente algunas zonas donde se deposita tepetate se han ido reforestando así como los caminos de exploración.

Las áreas de oficinas, talleres y estanques serán rehabilitadas posteriormente. Se cuenta con un vivero integrado de plantas nativas, la recolección de semillas es una actividad a la cual se le ha dado mucha importancia contando en la actualidad con un inventario muy significativo con el cual se hará frente a las necesidades que se tengan para reforestar. Las pilas de lixiviación serán neutralizadas al término de la explotación y también serán reforestada.

Con los requerimientos implantados por las Leyes Mexicanas en la materia de Ecología se adquirieron compromisos muy fuertes y se están cumpliendo.

- **CAPITULO 2 FUNDAMENTACIÓN TEÓRICA**
1 ENSAYE AL 2FUEGO.^(1,2)

2.1.1.-INTRODUCCIÓN.

El ensaye por vía seca es una rama del análisis químico cuantitativo, en el cual los metales son determinados en minerales y productos metalúrgicos extrayéndolos y pesándolos al estado metálico.

Los métodos empleados incluyen temperaturas de fusión de escorias y el uso de reactivos reductores, oxidantes y fundentes, son en principio los mismos que los que se usan en metalurgia.

Los metales que ordinariamente se determinan por vía seca son oro, plata y platino.

Una mena es un agregado mineral del cual uno o más metales pueden ser extraídos para su aprovechamiento.

Un producto metalúrgico incluye un gran número de compuestos, desde los de alto grado de oro y plata hasta soluciones muy débiles de cianuro y sulfatos.

Los constituyentes de una mena son generalmente divididos en dos clases: materiales con valor o mineral que contiene los metales, y la ganga o sea material que no tiene valor.

Una clasificación similar puede ser hecha en el caso de muchos productos metalúrgicos. En los objetos de oro y plata, y otras aleaciones en el que todos los componentes son metálicos, el problema del ensaye involucra simplemente la separación de los metales.

2.1.2.-GENERALIDADES:

Con menas y productos metalúrgicos conteniendo elementos metálicos preciosos, el proceso consiste brevemente, en la producción de dos líquidos; plomo líquido conteniendo los metales preciosos y una escoria líquida conteniendo la ganga o desperdicio; los dos líquidos, están separados uno de otro debido a su gran diferencia de densidad. Los metales preciosos son apartados del plomo. La escoria se desecha.

El plomo fundido que colecta el oro y plata puede ser obtenido por reducción del PbO, (litargirio) o directamente con plomo metálico; cada una de estas formas de obtener el plomo da origen al método por vía seca. Por otra parte la ganga es convertida en una escoria de bajo punto de fusión por medio de reactivos conocidos como fundentes.

La efectividad del ensaye por vía seca en la separación de oro y plata de las menas y objetos de oro, depende de dos propiedades de estos metales:

1. - Su débil afinidad de elementos no metálicos esencial a altas temperaturas (oxígeno).
2. - Su gran afinidad por el plomo fundido.

La colección de los metales preciosos en el plomo, por lo tanto es lo más simple del proceso, la fusión de la ganga es mucho más difícil y requiere considerable conocimiento y práctica. Si la fusión se lleva a cabo correctamente la colección de los metales preciosos generalmente se realiza por sí mismo.

2.1.3. -REACTIVOS USADOS EN ENSAYE AL FUEGO.⁽²⁾

Un fundente es una mezcla homogénea de reactivos, la cual al ser calentada en contacto con otra de alto punto de fusión produce un compuesto fusible a una temperatura notablemente menor. Los principales componentes de un fundente, y sus propiedades más importantes se describen a continuación:

NOMBRE	FORMULA	PROPIEDADES
Silice	SiO ₂	Flujo ácido
Bórax	Na ₂ B ₄ O ₇	Flujo ácido
Carbonato de Sodio	Na ₂ CO ₃	Flujo ácido y desulfurante
Litargirio	PbO	Flujo básico, desulfurante, Oxidante, y proveedor del Plomo que colecta Au y Ag
Nitrato de Potasio	KNO ₃	Oxidante, desulfurante
Harina	C ₆ H ₁₀ O ₅	Reductor
Plomo	Pb	Colector

Los reactivos varían de acuerdo con la composición de la muestra. Deben de estar puros y finamente divididos.

2.1.4.-EQUIPO Y MATERIAL.⁽²⁾

2.1.4.1.-HORNOS.

Las mejores operaciones por vía seca se realizan en muflas; esta consiste en un horno hecho de arcilla refractaria y la cual es calentada por medio de resistencias eléctricas a una temperatura de 1850°F por todos lados excepto por enfrente. (puerta de la mufla). En la mufla se introducen los crisoles refractarios conteniendo el material que va a ser ensayado.

2.1.4.2.-COPELAS

La separación del oro y plata del plomo que los colecta en el ensaye efectuado, se realiza en recipientes de poca profundidad hechos de ceniza de hueso molida a –80 mallas con cemento Portland.

Los requisitos de una buena copela son: deben ser de alto punto de fusión con respecto a la temperatura de trabajo del horno, no deben ser atacadas por óxidos metálicos deben ser porosas y con suficiente rigidez para ser manejadas firmemente.

2.1.4.3. – CRISOLES.

Los crisoles generalmente son fabricados de arcilla o de una mezcla de arcilla con arena. La arcilla es finamente molida y mezclada con la proporción exacta de arena y agua; la mezcla es homogeneizada perfectamente y comprimida en moldes de forma y volumen apropiados.

Un buen crisol debe poseer las siguientes propiedades:

Resistencia altas temperaturas sin ablandarse.

Resistencia a rudos manejos y duros golpes sin romperse.

Resistencia a cambios bruscos de temperatura sin sufrir estrellamiento.

Habilidad para resistir la acción química de las sustancias fundidas en estos.

Impermeabilidad para las sustancias fundidas y para los productos de la combustión.

Que sea de forma y volumen apropiado según sea la cantidad de muestra a utilizar; se fabrican de variadas formas y capacidad.

Que sean fácilmente manejables de acuerdo al equipo disponible.

Los crisoles son fabricados generalmente de dos clases:

Crisoles para hornos.- Son delgados, pesados y no tienen límite de altura, la base es pequeña por lo que se pueden caer debido a su poca estabilidad, no se recomiendan para muflas.

Crisoles para mufla.- Fabricados con base más ancha de manera que posean más estabilidad, normalmente no son de más de 4 pulgadas de altura. Son diseñados por su capacidad en gramos de muestra de mineral y los cuales pueden ser de 10, 15, 20 y 30 g que son los más utilizados. Se puede usar 1 AT (29.166 g) en un crisol de 20 g.

Los crisoles utilizados en Minera Hecla S.A. de C.V. son de 30 g, y de 3 caolines, pero en ocasiones y por causa de fuerza mayor se usan de 20 g y de barro, no existiendo diferencia alguna en cuanto a resultados obtenidos. Los crisoles de barro generalmente presentan el problema de que son más difíciles de manejar, debido a que sus paredes son más gruesas y por lo tanto más pesados.

2.1.5. –PROCEDIMIENTO.⁽¹⁾

2.1.5.1. - FUSIÓN.

El proceso consiste en tratar y pesar porciones de muestra cuidadosamente mezclados con los reactivos necesarios en un crisol de arcilla o de tres caolines. Para proceder en forma correcta y efectiva; el carácter del material que va a ser ensayado deberá ser conocido, puede ser básico ácido o neutro; fuertemente oxidante o fuertemente reductor.

Cada uno requiere un método particular de tratamiento. La teoría del ensaye por fusión es que esté presente una cantidad suficiente de litargirio para colectar todo el

oro y plata presentes; el fundente por su parte se combinará con la ganga del material de manera de formar una escoria fácilmente fusible, comúnmente un silicato doble, y que los agentes oxidantes o reductores regulen la reducción del litargirio y así poder obtener un botón de plomo de tamaño conveniente, alrededor de 30g.

Fusión de la carga.- La fusión de la carga se lleva a cabo mejor en una mufla, la cual es calentada por todos lados, excepto por en frente por medio de resistencias eléctricas a una temperatura de 1850°F. Los crisoles con muestra y fundente deberán ser puestos en la mufla, tratando de hacerlo lo más rápido posible ya que los crisoles con muestra y fundente se encuentran a temperatura ambiente, por lo que esta tiende a bajar demasiado, hasta 1500°F (815°C); cuando se alcanza una temperatura de 1800°F (982°C), pero estando programada la mufla a 1850°F (1010°C); a partir de este momento, se deberán contar 45 minutos, para que la fusión se lleve a cabo en las mejores condiciones. Si la temperatura sube demasiado rápido hay peligro de pérdidas, debido al gran volumen de gases liberados y a su vez esto puede dar origen al derrame del material parcialmente fundido. Si la temperatura se mantiene demasiado baja, existe el riesgo de que se obtengan plomos de bajo peso y lo cual me indica que no se colectó todo el oro y la plata.

El ensaye por fusión puede ser dividido en tres fases:

Primero la fase de calentamiento acompañada de algo de plomo reducido de litargirio y la fusión parcial; también, la parcial reducción de los óxidos y algo de fusión de sílice por carbonato de sodio y PbO.

Durante la segunda fase la mayoría de las reacciones químicas tiene lugar y la carga entera semeja estar en estado de violenta agitación, por el desprendimiento de CO₂, SO₂ y agua en forma de vapor. El Pb es reducido del litargirio por la harina y otros agentes reductores y la multitud de pequeñas partículas de Pb colectan las partículas adyacentes de oro y plata. El carbonato de sodio y el bórax reaccionan con los constituyentes ácidos y básicos respectivamente de la carga y producen escorias, existiendo una copiosa evolución de gases.

La tercera fase es conocida como periodo de fusión tranquila. Esto es con el propósito de completar la formación de la escoria, que se lleve a cabo las reacciones y hacer la escoria lo más líquida posible. Esto trae por consecuencia que

todas las partículas de plomo bajen a través de la escoria, por gravedad al fondo del crisol, colectando todo el oro y plata que pueda haber presente.

La escoria debe estar completamente líquida para asegurar una perfecta separación del plomo.

El promedio de tiempo requerido es de 40 a 45 minutos de acuerdo con las condiciones. Una larga fusión continuada a baja temperatura generalmente significa un botón pequeño de plomo y una imperfecta colección de oro y plata.

El período de fusión tranquila debe durar de 10 a 15 minutos. Se sabe experimentalmente que cuando inicia la fusión tranquila es cuando el ruido producido por el desprendimiento de los gases de la masa fundida cesa.

Pasado el anterior lapso de tiempo, se sacan los crisoles de la mufla, los contenidos son vertidos en una payonera, que es un conjunto de moldes cónico de fierro. Cuando el material se enfría, se sacan los plomos de la payonera y se martillean para formar cubos mas o menos regulares para hacerlos más fáciles de manipular y que toda la escoria sea retirada, estos botones se copelan posteriormente.

2.1.5.2.-COPELACION.^(1,2)

La copelación es una fusión oxidante de la aleación de plomo, plata y oro en un recipiente de características especiales llamado copela.

En esta etapa los botones de plomo se someten a un proceso para separarlos del oro y la plata que han colectado.

En este proceso el plomo es oxidado a oxido de plomo el cual es adsorbido por los poros de la copela por atracción capilar.

Las copelas deben estar perfectamente secas y deberán ser más pesadas que los botones de plomo que serán copelados. Las copelas deben ser calentadas en la mufla por lo menos 20 minutos antes de colocar los botones de plomo, esto me garantiza que la copela esta completamente seca, libre de materia orgánica, CO₂ y otros materiales volátiles, que pueden causar un mal proceso de copelación.

La copelación es mejor iniciarla cuando la mufla se encuentre a un color rojo brillante (1000°C). Tan pronto como los botones de plomo sean puestos en las copelas, la

puerta de la mufla debe cerrarse. Los botones de plomo se funden y se cubren con una capa oscura que desaparece en unos dos minutos si las copelas están bien calientes y el plomo se hace brillante, lo que indica que se han descubierto las copelas o que el plomo empieza a oxidarse.

Se vuelve a abrir la puerta para dar entrada al aire e iniciar la oxidación del plomo, la superficie del plomo se hace convexa y pasan de abajo hacia arriba pajitas de litargirio que nos indican que el botón se está moviendo, llamándose así por la apariencia que dan las pajitas de litargirio.

La temperatura de copelación es fundamental, pues si es alta, hay pérdida de oro y plata, y si es baja se formará un óxido de plomo de alto punto de fusión, tan pronto como este es fundido y una pequeña parte de plomo puede quedar con el botón de oro y plata; cuando esto sucede se dice que la copelación se congeló.

La temperatura adecuada hace que los vapores se desprendan lentamente y cristalicen en los bordes de las copelas, dando un anillo de plumitas de litargirio alrededor del botón de oro y plata que queda al final de la copelación.

La superficie del plomo en la copela es convexa debido a la gran tensión superficial del metal. La tensión superficial del litargirio fundido es menor que la fuerza atractiva del cemento o de la ceniza de hueso.

Hacia el final de la copelación se cierra la puerta de la mufla para elevar la temperatura y expulsar los últimos restos de plomo, principalmente como gas, aunque algunos llegan a solidificar y se quedan en la copela en forma de pequeñas agujas, se vuelve a abrir y se mueven lentamente las copelas hacia la puerta de la mufla para que se enfrien poco a poco. Al momento de la solidificación los botones de oro y plata producen un relámpago o parpadeo debido a la liberación del calor latente de fusión. Después de enfriar, los botones son separados de las copelas y limpiados con un cepillo de cerda dura. Los botones son pesados en una microbalanza.

La copelación abarca la mayor parte de las pérdidas de los metales preciosos de todos los procesos de ensaye por vía seca, por tal motivo deberá ser conducida con cuidado y experiencia.

Sí hay gran cantidad de impurezas o se usa una temperatura muy alta, las pérdidas algunas veces son mayores. Las pérdidas de oro son menores que las de plata y no deberán ser mayores del 1%.

2.1.5.3.-APARTADO (ATAQUE).^(1,2)

Es la separación del oro de la plata en una aleación de estos metales, y es efectuado en el ensaye con HNO_3 . Este ácido convierte a la plata en AgNO_3 soluble pero sin atacar el oro. Para poder tener un ataque correcto, la aleación deberá contener cuatro veces en peso, más de plata que de oro. Sí los botones producidos en el ensaye no tienen esta proporción de oro-plata son sujetos entonces al proceso de incuación, que consiste en envolver los botones con lámina de plata en una proporción ocho veces mayor que el peso del botón, y esto a su vez envolverlo en lámina de plomo, y después copelarlos. También se puede fundir la plata envolvente del botón por medio de un soplete de gas.

Un punto importante en el ataque es la concentración del ácido, sí se usa un ácido concentrado al principio del ataque en el botón puede suceder que el oro se convierta en un polvo fino el cual es difícil manejarlo, ya que existe el riesgo de pérdidas. Con el uso de ácido más diluido (25%) el oro tiene la tendencia a coalescer en una masa coherente la cual puede ser lavada y pesada en una sola pieza. El tratamiento con un ácido diluido es siempre seguido de uno con ácido más concentrado, con el objeto de quitar las últimas trazas de plata. En el caso de los botones que contengan poco oro, el primer ácido deberá de ser muy diluido; con más proporción de oro, se puede usar un ácido más concentrado aunque el ácido diluido es por lo general efectivo, excepto cuando los botones son muy grandes.

El ataque se realiza en crisoles de porcelana y sólo son necesarios pocos ml de ácido, se calienta hasta cerca de la ebullición, pero sin llegar a ella y el doré (aleación Au-Ag) se introduce en la solución. La disolución de la plata comienza inmediatamente, al final de una hora o cuando toda acción visible ha cesado, la solución del ácido se decanta cuidadosamente evitando la pérdida de cualquier partícula de oro.

Se lava el oro con una solución de hidróxido de amonio al 4% y se colocan en una plancha caliente para secarse.

2.1.5.-CALCINACIÓN.^(1,2)

El oro sin calcinar después del apartado es de color negro y no puede distinguirse de partículas de polvo, cenizas de hueso u otros contaminantes que pudieran estar presentes. El color natural del oro es desarrollado por la calcinación del oro al rojo vivo. Si la calcinación del oro tiene un tinte plateado el apartado no ha sido completo, y el oro deberá ser incuadrado de nuevo para repetir el apartado.

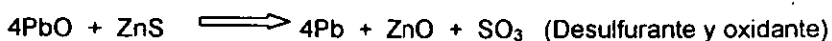
En la etapa de calcinación no se cambia el peso del oro, lo único que cambia es la forma alotrópica; si no se quiere verificar el completo apartado no es necesario calcinar.

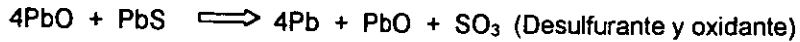
Uno de los métodos mas utilizados y convenientes para la etapa de calcinación es introducir los crisoles con la muestra en la mufla y alcanzar una temperatura de 1300 °F (704°C), la cual se logrará en aproximadamente 10 minutos estando la temperatura a 1000°F.

Una vez que se terminó la etapa de calcinación se procede a pesar los botones de oro.

2.2. - REACCIONES DEL ENSAYE AL FUEGO.

2.2.1. –Litargirio (PbO). - Funde a una temperatura de 883°C cuando proviene de una mezcla de fundentes básicos, puede actuar como un oxidante y un desulfurizador.





La reducción y la oxidación del litargirio durante la fusión para la recolección de oro, plata, platino, etc., tiene un bajo punto de fusión (Pb) de 327°C y alta gravedad específica, 11.3.

El plomo líquido tiene una gran habilidad para disolver los metales preciosos particularmente oro y plata. La alta gravedad específica del botón de plomo es aprovechada para separar la escoria producida durante la fusión con una gravedad específica de aproximadamente 2.8. El botón de plomo es fácilmente oxidado a litargirio (PbO) por el aire. Una cantidad de ceniza de hueso y cemento Portland forman un recipiente llamado copela, y esta absorbe el PbO líquido, en una relación de absorción de 1:1.

2.2.2. -Bórax (Na₂B₄O₇).- Es un excelente fundente ácido y gram por gram baja el punto de fusión de la escoria. Un exceso de bórax puede dar como consecuencia el incremento en el punto de fusión de las escorias, alta viscosidad y por lo tanto porosidad. Este tipo de escorias puede retener partículas de plomo. Sin embargo, una pequeña cantidad de bórax adicionado a la carga del crisol con muestra, ayuda a disolver todos los óxidos metálicos y a todo material inerte, como por ejemplo, refractarios o cenizas de hueso dentro de la escoria. El bórax (higroscópico) absorbe la humedad del medio ambiente.

Una gran cantidad de bórax presente en el análisis nos dará como consecuencia que la escoria se adhiera fuertemente al botón de plomo y se necesitará un exceso de martillo para obtener el cubo limpio para la copelación.



2.2.2. -Carbonato de Sodio (Na₂CO₃).- Después del óxido de plomo, silicatos y boratos, el carbonato de sodio, es el próximo fundente más importante usado en ensaye al fuego, funde a 852°C y el óxido de sodio obtenido viene a ser una base fuerte que proporciona una excelente escoria. A 950°C el carbonato de sodio sufre una descomposición química para producir Na₂O y CO₂ como gas. El dióxido de carbono escapa hacia la atmósfera en forma de vapores cuando se usa una gran cantidad de carbonato. La cantidad de carbonato de sodio adicionado para una carga mineral de 15 g no deberá exceder de 25 g dentro de lo que es el fundente, ya que al llegar al punto de vaporización esto sucede muy vigorosamente y las partículas finas del mineral pueden perderse por la extracción de humos o vapores.

2.2.4. -Harina (C₆H₁₀O₅).- Es un poderoso agente reductor, el actual poder reductor es aproximadamente de 12 g de plomo metálico por 1 g de harina adicionada cuando reacciona con el óxido de plomo.



Pueden usarse sulfuros libres en ensaye al fuego de botones de cobre conteniendo oro y plata, la primera forma como un sulfuro de cobre (CuS) y después cuando éste es oxidado a óxido de cobre (CuO) nos dará una escoria, producto de un óxido básico y SO₂ o SO₃ a la atmósfera.

2.2.5. -Nitrato de Potasio (KNO₃).- Es un poderoso agente oxidante, su poder es de aproximadamente 4 g de plomo metálico oxidado a partir del litargirio por 1 gramo de nitrato añadido.



La cantidad máxima recomendada es de aproximadamente 16 g por carga. Un exceso de nitrato nos da como consecuencia un aumento en los puntos de vaporización. Algunos analistas consideran que al oxidar la plata a Ag₂O, parte de este material oxidado puede perderse en la escoria.

2.2.6. -Ceniza de hueso y cemento Portland.

Una típica mezcla de ceniza de hueso y cemento Portland en una relación de 2:1 servirá para la manufactura de las copelas, como un control de calidad se tiene que tomar en cuenta la granulometría de la ceniza de hueso y ésta debe ser cuando menos 85 % a -100 mallas.

2.3 CIANURACIÓN.⁽¹⁶⁾

2.3.1.-TEORÍA GENERAL.

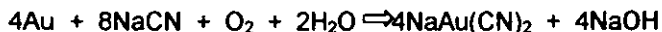
El principio del proceso de cianuración se basa en la acción que tienen las soluciones diluidas de los cianuros alcalinos de disolver las partículas pequeñas de oro en forma preferente bajo condiciones oxidantes sobre otros materiales generalmente encontrados en sus minerales.

La plata reacciona en forma similar al oro. Sin embargo, no es común encontrar la plata metálica nativa en los minerales, si no como un sulfuro, o en combinación con otros sulfuros, tendiendo a complicar las reacciones del proceso de cianuración.

El teluro de oro es soluble, si se somete a un proceso de molienda fina usando soluciones de cianuro conteniendo una concentración de 1.5 kg de CaO/ t de mineral.

El cianuro de sodio o calcio se utilizan en forma individual en la práctica. El cianuro de calcio se vende en forma impura, con una equivalencia de 50% de cianuro de sodio, y este mismo se adquiere con grandes grados de pureza tales como 85 a 95% de cianuro de sodio. La diferencia principal de estos cianuros aparte de su costo, es su poder de disolución que depende totalmente del porcentaje del radical CN⁻ presente.

La ecuación general expresada como expresión de la reacción de disolución de oro con soluciones de cianuro es:



Así, cuando las superficies del oro están expuestas a la acción de un cianuro en solución acuosa conteniendo oxígeno libre, se formará un compuesto de cianuro libre de oro y metal alcalino con formación del hidróxido correspondiente al metal contenido en el cianuro.

2.3.2.-OXÍGENO ESENCIAL PARA LA DISOLUCIÓN.

El oxígeno es reconocido como un factor indispensable para la disolución de la plata y el oro para las disoluciones de cianuro. El uso del oxígeno puro es caro, por esto se emplea como fuente de este elemento el aire atmosférico el cual se inyecta a la solución de los cianuros.

2.3.3.-CONCENTRACIÓN DE LAS SOLUCIONES.

Generalmente se utiliza una libra por tonelada de mineral. Esta concentración es suficientemente fuerte para efectuar la cianuración y el trabajo experimental ha demostrado que el poder de disolución máximo es obtenido con dicha concentración. El uso de un álcali suministra una alcalinidad protectora para la solución de cianuro y comúnmente se emplea la cal en cantidades que van desde 1.5 kg/t de mineral. Los minerales de plata requieren de mayor cantidad de cal que los de oro. La cal contiene además un efecto de asentamiento rápido de las partículas finas, y además precipita algunas sustancias indeseables.

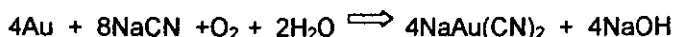
Generalmente el cianuro se añade a la pulpa recién preparada con los minerales provenientes de la molienda.

El procedimiento para determinar cianuro y cal se describe por separado.

2.3.4.-REACCIONES QUÍMICAS DURANTE LA LIXIVIACIÓN.⁽³⁾

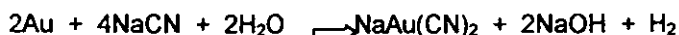
Varias teorías han sido expuestas para explicar el mecanismo de la disolución de oro en soluciones acuosas de cianuro, estas han sido:

a. – Teoría del oxígeno. Establecida por Elsner en 1846; el oxígeno era vital para la disolución de oro en solución de cianuro por lo que se obtuvo la siguiente ecuación:

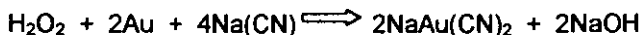


conocida como la ecuación de Elsner.

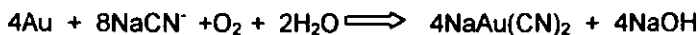
b. – Teoría del hidrógeno. L. Janin presentó la siguiente ecuación, la cual muestra que se desprende hidrógeno gaseoso durante el proceso de cianuración de oro.



c. – Teoría del peróxido de hidrógeno. G. Bodlander sugirió que la disolución de oro por el cianuro se lleva a cabo mediante 2 etapas de acuerdo a las siguientes ecuaciones.



Sumando las 2 ecuaciones anteriores se obtiene la ecuación de Elsner.

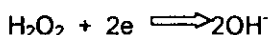


El peróxido de hidrógeno (H_2O_2) se forma como producto intermedio. Bodlander encontró experimentalmente que se formaba H_2O_2 y cuantificó aproximadamente el 70 % del peróxido de hidrógeno que debería formarse según la ecuación.

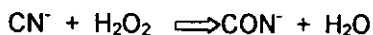
Los experimentos demostraron que la disolución de oro en cianuro de sodio y peróxido de hidrógeno en ausencia de oxígeno es un proceso lento. De acuerdo a la segunda reacción de Bodlander:



en dónde:



es llevada a cabo con menor recuperación. En efecto la disolución de oro es inhibida si existen grandes cantidades de peróxido de hidrógeno debido a la oxidación del ión cianuro a ión cianato. El ión cianato no disuelve el metal:



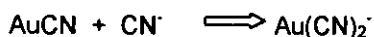
d. – Formación de cianógeno. Se requiere oxígeno para la formación de gas cianógeno, el cual se piensa que es un reactivo para la disolución de oro de acuerdo a las siguientes reacciones:



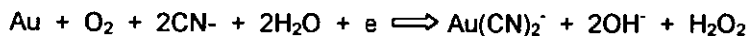
Sumando las dos ecuaciones anteriores se obtiene la ecuación de Elsner:



e. – Teoría de la corrosión. La disolución de oro en solución de cianuro es similar al proceso de corrosión metálica en la cual el oxígeno disuelto en la solución es reducido a peróxido de hidrógeno y al ion hidroxilo. Fue establecido que la ecuación de Bodlander debería ser dividida en las siguientes etapas:



Sumando las ecuaciones anteriores se obtiene:

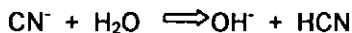


Una pequeña porción del total del oro puede disolverse directamente como lo expresa la ecuación de Elsner. El oro, bajo la forma de finas partículas de metal puro, se disuelve rápidamente en soluciones diluidas de cianuro. El oro puro se disuelve a razón de unos 3 mg/cm² expuesto por hora teniendo la debida agitación. Como parte esencial de esta reacción de lixiviación, se requiere oxígeno en disolución.

El oro alcanza su mayor grado de disolución en soluciones que no pasan de 0.05 % de cianuro de sodio, , como resultado de un compromiso óptimo entre el contenido de oxígeno de las soluciones y su actividad.

Las pérdidas de cianuro son importantes para la economía del proceso. Mientras que la concentración de las soluciones para la cianuración del oro son del orden de 0.05

o menos a 0.1% expresado como cianuro de sodio, para plata son de 0.3 % o más. Una parte de las sales de cianuros alcalinos que se usan en la lixiviación se pierden al quedar atrapada en los residuos, otra parte por la acción de los cianicidas y otra parte en forma de amoníaco y compuestos nitrogenados. Un cianuro puede provocar hidrólisis.



Los cianuros también reaccionan con el CO_2 como.



Las pérdidas por hidrólisis y reacción con CO_2 pueden reducirse al mínimo manteniendo una alcalinidad adecuada como protección, generalmente por medio de cal a un pH de 10.0 a 10.5. Si el pH es mayor a 10.5 se baja el grado de disolución de oro; si el pH es menor de 10.0 aumentan las pérdidas de cianuro. El hidróxido de sodio y el carbonato de calcio también pueden usarse para logra una alcalinidad protectora.

2.4 ABSORCIÓN ATÓMICA.⁽¹⁰⁾

2.4.1 FUNDAMENTO DEL METÓDO.

Sí la luz de una determinada longitud de onda incide sobre un átomo libre en su estado fundamental, el átomo puede absorber energía y pasar al estado excitado, en un proceso conocido como absorción atómica.

El elemento que se determina se debe vaporizar y reducir a su estado atómico. Un rayo luminoso de una longitud de onda característica, producido por una lámpara especial, se dirige a través del eje longitudinal de una flama hacia un espectrofotómetro. Al mismo tiempo, la solución de la muestra, previamente dispersada, en forma de niebla pasa a la flama dónde se evapora secando la sal, y el vapor de esta se disocia en los átomos del elemento en estudio, los cuales absorben parte de la luz a longitudes de ondas características que se pueden utilizar para su identificación y cuantificación. La longitud de onda capaz de excitar al elemento se conoce como línea de resonancia del elemento.

Para que ocurra el proceso de absorción atómica, se deben producir átomos libres en la muestra, la cual inicialmente es una solución de iones; por el sistema de nebulización se aspira la muestra hacia la cámara del quemador donde, mezcla con los gases combustibles y oxidantes en la forma de un aerosol fino. En este punto los metales están todavía en solución; cuando estos pasan a la flama el proceso de evaporación remueve el solvente y deja partículas sólidas pequeñas del material de muestra. Al aplicarse más calor tiene lugar la licuefacción y la evaporación de la muestra. Al suceder esto el analito, está todavía con algún anión formando una molécula que no sufre el fenómeno de absorción atómica que se desea medir. Cuando existe mas calor la molécula se disocia en átomos individuales que son los que responden a la absorción.

En Absorción Atómica cada elemento tiene un valor de energía característica, y la absorción o emisión de radiación por un átomo es llevada a cabo cuando este pasa a un estado de transición entre los estados estacionarios o niveles de energía.

La producción de átomos del elemento de interés es llevada a cabo en un atomizador y el proceso es llamado atomización. El propósito principal de la atomización es llevar la muestra en solución a vapor atómica.

El espectro de absorción atómica consta de líneas que son el resultado de transiciones electrónicas desde el estado basal a niveles superiores de energía. La fuente de radiación más empleada es la lámpara de cátodo hueco que produce un espectro de líneas bien definidas.

Sí un rayo de longitud de onda característica, atraviesa el vapor que contienen los átomos, estos absorberán fotones pasando del estado basal al excitado; al regresar al estado basal emitirán fotones de la misma longitud de onda.

Un átomo puede absorber luz solamente a longitudes de onda muy específicas que corresponden a la energía de transición electrónica. Ya que en la lámpara de cátodo hueco se usa el mismo tipo de átomos la emisión tiene la longitud de onda adecuada para ser absorbida por los átomos similares en la flama.

Conforme el número de átomo se incrementa con el paso de la luz, a longitudes de onda resonante, la cantidad de radiación absorbida se incrementará en forma predecible. Se puede efectuar una determinación cuantitativa del analito presente midiendo esta luz absorbida. El uso de fuentes especiales de luz y la selección cuidadosa de la longitud de onda, permite el análisis específico de elementos individuales en presencia de otros.

2.4.2 PRINCIPIOS BÁSICOS.

- 1.- Todos los átomos pueden absorber radiación.
- 2.- La longitud de onda a la cual se absorbe la radiación es específica para cada elemento.
- 3.- La cantidad de radiación absorbida es proporcional a la concentración de átomos absorbentes.

2.4.3 PARTES DE UN ESPECTROFOTÓMETRO DE ABSORCIÓN ATÓMICA.

- 1.- Una fuente de radiación que emita a la longitud de onda característica del analito.
- 2.- Un nebulizador para crear una población de átomos del analito.
- 3.- Un monocromador que separe la radiación característica de las otras radiaciones.
- 4.- Un sistema óptico que dirija la radiación de la fuente a través de la población de átomos y dentro del monocromador.
- 5.- Un detector sensible a la radiación. Puede ser un fotomultiplicador que amplifique la señal y la transmita al sistema electrónico.
- 6.- Un sistema electrónico que mida la señal del detector y la presente como una medida analítica útil, por ejemplo la absorbancia.

2.4.4 PRINCIPIO DE OPERACIÓN DEL ESPECTROFOTÓMETRO DE ABSORCIÓN ATÓMICA.

La solución de la muestra se aspira a través de un nebulizador que genera un aerosol fino dentro de una cámara de mezclado. Aquí el aerosol de la muestra se mezcla con los gases, que lo arrastra a la cabeza del quemador en donde ocurre la combustión y atomización de la muestra.

La radiación de la muestra se enfoca sobre la celda de muestreo, que es la flama donde los átomos en estado fundamental absorben la radiación característica, luego se dirige al monocromador que aísla la radiación de longitud de onda determinada. Esta radiación se enfoca sobre el detector, la señal pasa al amplificador y finalmente al sistema electrónico de lectura.

2.4.5 INTERFERENCIAS EN ABSORCIÓN ATÓMICA.

Las interferencias en absorción atómica se dividen en cinco tipos; cuando estas interferencias ocurren en la determinación de un elemento específico, esto tiene que ser considerado para la preparación del estándar para dicho elemento.

2.4.5.1 INTERFERENCIAS QUÍMICAS.

Estas se refieren también a la interferencia condensada, ocurre cuando el elemento de interés se combina con algún catión o anión en solución para formar un compuesto el cual influye en el grado de reducción para átomos de metales neutros usados en la flama. Como resultado, el número de átomos en la flama capaz de absorber por resonancia radiaciones, es cambiado, y la sensibilidad de la absorción atómica es cambiada. Como la interferencia no se presenta en la solución estándar, el resultado analítico debe ser erróneo.

Las interferencias químicas pueden ser controladas de dos maneras:

Usando altas temperaturas en la flama, o adicionando un agente que ponga en libertad a la solución de la muestra y del estándar.

Un agente liberador también puede ser llamado catión competitivo, esto es una especie química, la cual cuando es añadida a la solución de la muestra, decide preferentemente reaccionar con el elemento de interés o de interferencia, removiendo dicha interferencia.

2.4.5.2 INTERFERENCIA POR IONIZACIÓN.

Ocurren cuando la temperatura de la flama es suficientemente alta para generar la eliminación de un electrón de un átomo neutro, provocando un ion cargado positivamente, aunque el ion es capaz de absorber radiaciones, pero en diferentes longitudes de onda del átomo original. La interferencia por ionización puede ser controlada por la adición de un exceso del elemento de fácil ionización, para este propósito, los metales alcalinos, los cuales tienen un bajo potencial de ionización y

son fácilmente ionizados en flamas de aire-acetileno y óxido nitroso-acetileno son normalmente usados; típicamente se añade de 1000 a 2000 microgramos por mililitro a muestra y estándar.

2.4.5.3 INTERFERENCIA DE MATRICES.

Son conocidas como interferencias de masas, son causa frecuente de error en las determinaciones de absorción atómica. Esto ocurre cuando las características físicas (viscosidad, tensión superficial, temperatura, etc.) de muestra y estándar difieren considerablemente, esto puede pasar cuando la solución de la muestra contiene una alta concentración de sales disueltas o ácidos, también cuando son usados diferentes solventes para muestra y soluciones estándar, o cuando muestra y solución estándar tienen una diferencia apreciable de temperatura.

La interferencia de matrices puede ser controlada por dilución de la solución de la muestra, para reducir el efecto de las sales disueltas o ácidos. Cuando la dilución no sea posible, las interferencias de matrices pueden ser controladas igualando la concentración de los componentes principales en las soluciones de muestra problema, estándar y blanco, debiendo ser preparadas con el mismo disolvente. Cuando se usan solventes orgánicos, estándar y solución de la muestra deben hacerse con el mismo sistema de solventes y todas las soluciones deberán tener la misma temperatura antes de empezar una determinación.

2.4.5.4 INTERFERENCIA ESPECTRALES.

Este tipo de interferencia puede ser molesto para la geoquímica, porque la mayoría de las muestras incluyen un número grande de elementos, si las líneas espectrales de un solo elemento no pueden ser separadas por parte del elemento a ser determinado resulta un error analítico positivo por la adición de dos señales.

Sin embargo en absorción atómica generalmente se hacen mediciones de la línea de resonancia con una abertura de 0.01 angstroms. Esta resolución es para mejorar

más los métodos de emisión y proporciona resultados libres de interferencias espectrales, el uso de una fuente de luz modulada evita las dificultades de medición de la emisión del elemento el cual será determinado, si la fuente de luz no es modulada disminuirá la señal de absorción.

Las interferencias espectrales pueden ocurrir cuando se usan las lámparas de cátodo hueco multielemento, porque otros elementos pueden emitir radiaciones cercanas a la longitud de onda del elemento particular en estudio, también suele suceder que cuando se usan lámparas de cátodo hueco simple, estas pueden contener impurezas en el material del cátodo y esta actúa como lámpara multielemento.

2.4.5.5 INTERFERENCIA POR ABSORCIÓN MOLECULAR.

Esta interferencia puede ser molesta para los geoquímicos, cuando desean determinar trazas de elementos en soluciones de alto contenido de sales, de los elementos que interfieren, el calcio parece ser el más efectivo, porque absorbe algo de la luz que pasa a través de la flama, dando como resultado un error positivo en la medición de la absorción.

Inicialmente, el fenómeno fue explicado asumiendo que las partículas de sal en la flama impiden el paso de luz y se la llamó con el término de luz dispersada pero aún no se ha descifrado si este término es el adecuado, por lo cual se usa el término de absorción molecular. Lo grave del efecto es que generalmente aumenta con la disminución de la longitud de onda, con el aumento de la molaridad de la mayoría de los elementos y es dependiente de los parámetros de la flama, con excepción del bario, cadmio y zinc. Las correcciones satisfactorias pueden ser hechas por la medición del efecto de absorción molecular sobre una línea no absorbida muy cercana a la línea de resonancia. Otra forma de corregir estas interferencias es la de utilizar lo que se conoce como corrección de fondo para lo cual es utilizada una lámpara de deuterio para este fin.

2.4..6 CALIBRACIÓN DEL ESPECTROFOTÓMETRO PARA LA DETERMINACIÓN DE ORO.

Esta calibración es llevada a cabo con lámpara de cobre, por lo que las condiciones deberán ser las de este elemento, así como también las soluciones de estándares y blancos.

Las soluciones analíticas estándar serán preparadas a partir de una solución de 1000 ppm, la cual se obtiene disolviendo 1.2518 g de óxido cuproso en 20 ml de HCl 0.5 M y aforando a 100 ml.

Preparar por dilución de la solución patrón los estándares de cobre conteniendo 5, 10, 15 y 20 ppm de cobre respectivamente.

Condiciones para cobre.

Longitud de onda = 324.8 nm

Slit o abertura = 0.7 Angstroms

Corriente aplicada = 15 mA

Oxidante = Aire

Combustible = Acetileno

Parámetros de operación para oro.

Longitud de onda = 242.7 nm

Slit o abertura = 0.7 Angstroms

Corriente aplicada = 10 mA

Oxidante = Aire

Combustible = Acetileno

Soluciones estándar de oro.

Para preparar 1000 mg/l de solución de oro, disolver 0.1000 g de oro metálico en 10 ml de agua regia, calentar casi hasta sequedad, disolver el residuo en 5 ml de HCl, enfriar y diluir a 100 ml con agua deionizada.

2.4.7 TÉCNICA PARA ANÁLISIS PRÁCTICO.

La selección de un espectrofotómetro de absorción atómica depende del tipo de análisis requerido y que tan seguido de usará el aparato en análisis de rutina. Un espectrofotómetro de absorción atómica de flama, equipado con controles de gas automático es adecuado para análisis de gran confiabilidad para la mayoría de los elementos. Para análisis de trazas de gran exactitud se requiere un aparato con atomizador electrotérmico, corrector de fondo, grabador y automuestreador.

2.4.8 ENCENDIDO DEL INSTRUMENTO.

Las instrucciones para operar el aparato de absorción atómica son proporcionadas por el fabricante. Un procedimiento general para operar un espectrofotómetro de absorción atómica es el siguiente.

- 1.- Encender la fuente principal. Encender la fuente de luz y poner la corriente de la lámpara en el valor más bajo recomendado, Para la lámpara de oro sería de 10 mA. Permitir un calentamiento de 10 a 15 minutos mínimo, para aparatos de un solo haz; en el caso del espectrofotómetro modelo 2380 que es de doble haz no se requiere de dicho calentamiento.
- 2.- Alinear la fuente con el sistema óptico. Seleccionar la longitud de onda y el slit.
- 3.- Encender la flama y ajustar los flujos de combustible y oxidante a los valores recomendados.
- 4.- Alinear el quemador mientras se aspira un solvente que generalmente es agua deionizada. Asegurarse de utilizar el quemador correcto.
- 5.- Ajustar la velocidad de aspiración hasta obtener una absorbancia mayor a 200 unidades y comprobar que el nebulizador no se encuentre obstruido.
- 6.- Checar la respuesta del instrumento ajustando a cero la absorbancia. Esto puede hacerse obstruyendo el paso de luz entre la fuente y el detector con una hoja.
- 7.- Aspirar agua deionizada y checar que se obtiene cero.

8.- Aspirar blanco, estándar y solución muestra durante un tiempo suficiente para obtener un valor estable . Lavar el quemador y nebulizador aspirando el blanco después de cada estándar y muestra problema.

9.- Observar los valores de absorbancia o concentración del sistema de lectura directa. Calibrar aspirando una serie de soluciones estándar conteniendo la cantidad conocida del elemento a ser analizado.

10.- Calcular el valor del elemento en mg/l o en % en peso según se requiera.

2.4.9 AJUSTES Y OPTIMIZACIÓN.

Fuente de luz

Nebulizador.

Cámara de mezclado.

Quemador.

Flama aire-acetileno.

Selección de longitud de onda o línea analítica.

Bandas espectrales(slit).

2.4.10 CALCULOS EN ABSORCIÓN ATÓMICA.

Las siguientes ecuaciones describen la determinación de las cantidades requeridas para la preparación de soluciones estándar:

Para el metal: g de metal = $(C) \cdot (V) \cdot (10^{-6})$.

Sólidos: $g = (C) \cdot (V) \cdot (F) \cdot (10^{-4}) / (A) \cdot (N) \cdot (P)$

Líquidos: $ml = (C) \cdot (V) \cdot (F) \cdot (10^{-4}) / (A) \cdot (N) \cdot (P) \cdot (G)$

Dónde: C = Concentración de estándar en mg/l

V = Volumen del estándar en ml.

F = Peso fórmula del reactivo usado.

A = Peso atómico del elemento de interés.

N= Número de átomos del elemento por molécula.

P = Porcentaje del reactivo en por ciento en peso.

G = Gravedad específica del reactivo.

2.5 EL CARBON ACTIVADO GRANULAR EN LA RECUPERACION DE ORO.

Este tema se enfoca de manera específica a la aplicación del carbón activado granular (CAG) en procesos de recuperación de oro por el método de Heap Leaching (extracción en pilas). Sin embargo, los principios fisicoquímicos básicos que rigen su desempeño; aplican en cualquiera de los métodos existentes

Todo el manejo del CAG en este tipo de procesos, puede dividirse en las siguiente etapas:

- 1.- Selección
- 2.- Preparación
- 3.- Adsorción
- 4.- Lavado con ácido
- 5.- Despojo
- 6.- Reactivación térmica
- 7.- Disposición final

2.5.1.- SELECCIÓN.

Las principales propiedades que debe tener el CAG son:

La mayor dureza posible. Esto es con el objeto de evitar rompimientos o erosión excesiva, que provocaría arrastres de finos del CAG, con la correspondiente pérdida de valores de oro, que para este proceso tienen una incidencia económica muy grande.

La mayor densidad posible. Es importante ya que las columnas de adsorción se operan con flujo ascendente. Por lo tanto una densidad aparente alta, evita arrastres del CAG.

La menor granulometría posible. Mientras menor es el tamaño de los gránulos, trabajan con mayor rapidez. Esto disminuye la longitud de la zona de transferencia de masa, lo que en términos prácticos se refleja como mayor tiempo de operación, antes de requerir despojarlo. Por lo tanto prácticamente aumenta la capacidad. Sin embargo hay que buscar el menor tamaño posible, siempre y cuando los gránulos no sean arrastrados por la solución tratada.

Un radio de poro menor a 1nm. Esto se debe a que las moléculas de dicianuro de oro –ya sea combinadas con un átomo de calcio o uno de sodio-, que son las que deben retenerse en el CAG, tienen un radio crítico menor a ese tamaño. Por lo tanto los poros cuyo tamaño está en ese rango que corresponde a la microporosidad son los más eficientes para este proceso.

De entre estas propiedades, todas excepto la tercera, son características del CAG fabricado a partir de la concha de coco, y es por ello que es el tipo de carbón más utilizado en la recuperación de oro.

Existen otras propiedades que aunque son menos importantes, también hay que tomar en cuenta. Una de ellas es el área superficial. Que aunque casi en todas las aplicaciones del CAG es fundamental, en este caso pasa a segundo término ya que normalmente se despoja del CAG mucho antes de que llegue a su saturación esto se debe a que, mientras más se aproxima a dicho punto, su velocidad de adsorción disminuye considerablemente.

Hay que mencionar que en esta industria se han utilizado otros dos parámetros específicos de evaluación para seleccionar el CAG más adecuado: el valor K y el valor R. El primero es una medida de capacidad y el segundo, de la velocidad de adsorción. El valor de éstos dependerá de las variables descritas anteriormente. Hay que mencionar que la metodología para determinar estos dos valores no es uniforme entre una y otra empresa o entre una y otra asociación; por lo tanto hay que ser cauteloso en su interpretación.

2.5.2.- Preparación.

Esta consiste en eliminar finos y burbujas que se desprenden de los poros del carbón. Los finos siempre están presentes, en un rango entre 1 y 5 % del total de CAG, aunque el fabricante los elimine al máximo, siempre existe una cantidad que se genera durante el traslado y manejo. Es importante que los finos sean separados del CAG antes de su puesta en operación, ya que serían arrastrados hacia la pila estéril, y ahí retendrían los valores residuales de oro, los cuales se perderían.

En cuanto a las burbujas hay que evitarlas antes de iniciar el proceso de adsorción, ya que estas pueden hacer que parte del CAG sea arrastrado hacia fuera de la columna.

Tanto finos como burbujas pueden eliminarse en una columna cilíndrica vertical con un flujo ascendente de agua que los arrastre. Esta puede manejarse en un circuito cerrado, con un filtro de lonas que retenga los finos a la descarga de la bomba.

2.5.3.- Adsorción.

El oro es adsorbido por el CAG de manera reversible, cuando está presente en forma de dicianuro de oro, ya sea combinado con un átomo de calcio, o con uno de sodio. En el primer caso la retención es más fuerte. La adsorción se favorece con las siguientes condiciones:

Baja temperatura. Esto es, a temperatura ambiente. Sin embargo, si ésta es excesivamente baja el aumento de la viscosidad de la solución tiene un efecto negativo debido a que se dificulta la difusión de la molécula hacia la parte del CAG.

La menor concentración posible de cianuro libre (CN⁻). El CN⁻ es necesario debido a que con él se realiza la lixiviación. Sin embargo, su ausencia o su mínima presencia durante la fase de adsorción, favorecen la retención del dicianuro de oro.

Presencia de ión calcio (Ca²⁺), pero no en exceso. La cantidad de Ca²⁺ óptima es la que resulta suficiente para combinarse con la de dicianuro de oro. El exceso,

combinado con los carbonatos presentes en la solución, se deposita en la superficie de CAG, restándole capacidad.

La mayor fuerza iónica posible. Esta es mayor mientras más sólidos disueltos existen en la solución. Sin embargo hay que considerar el lado negativo que tiene la presencia excesiva de $\text{CN}^- \text{Ca}^{2+}$.

El pH mínimo posible. Hay que considerar que a un pH bajo, se desprende el CN^- como ácido cianhídrico. Sin embargo hay que buscar el pH mínimo tal que no ocurra dicho desprendimiento.

Los principales parámetros de operación que se recomiendan son:

Terminar de adsorber cuando la cantidad de oro retenida en el par primario que se va a despojar (kg de Au/t de CAG), aún no rebase 10,000 veces más la concentración de oro en la solución rica (kg de Au/t de sol.). Con esto se evita acercarse a la saturación hasta un punto en que ésta se hace muy lenta.

Operar con una carga hidráulica de entre 15 y 25 gpm/ft².

Además de evitar en lo posible aquello que esté en contra de las condiciones que favorecen la adsorción de oro, hay que evitar también:

La presencia de materia orgánica. Esta suele presentarse en el mineral, como residuo del proceso de beneficio original de la mina. Es muy adsorbible en el CAG, incluso más que el oro, y por lo tanto le, le roba espacios. Ya que la lixiviación se realiza en circuitos cerrados, esta suele concentrarse cada vez más, disminuyendo la capacidad del CAG en la retención de oro.

La presencia de Cu^+ en una cantidad tal que, la relación de concentración CN^-/Cu^+ sea menor a 0.67. Debajo de este valor, el cobre forma el complejo $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, en cambio cuando la relación cianuro libre/cobre es mayor a 0.67, se forman las especies $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ y $\text{Cu}(\text{CN})_4^{3-}$, que no son adsorbidos de manera apreciable.

En cuanto al problema del exceso de cobre, el problema no se resuelve adicionando un exceso de cianuro libre, ya que no es rentable. Una solución intermedia es la instalación de una columna preliminar con CAG, que retendría el cobre. Esta puede despojarse del mismo con una solución concentrada de cianuro en frío. Al ser en frío

no se desprende el oro, que puede ir acumulándose hasta que valga la pena su despojo (lo que se logra a alta temperatura: arriba de 85°C).

2.5.4.- Lavado con ácido.

Este puede realizarse con ácido nítrico o clorhídrico, al 3-5% (v/v). Suele usarse el segundo.

Puede hacerse a temperatura ambiente o arriba de 80°C. En el primer paso el ácido elimina el calcio, zinc, y cierta cantidad de materia orgánica de la superficie del carbón. En el segundo también elimina níquel, sílice y fierro, además de que actúa con mayor rapidez. En ningún caso se afecta el oro y la plata.

Este lavado es importante, no tan solo para eliminar el carbón y restaurarle capacidad, sino para evitar problemas de electrodeposición.

La importancia de eliminar el calcio en este paso radica también en la necesidad de evitar que dicho compuesto esté presente en cantidad apreciable sobre la superficie del carbón durante la reactivación térmica, ya que actúa como catalizador que destruye la estructura microporosa del carbón.

En el caso del sílice su eliminación es importante, ya que de lo contrario forma un vidriado durante la reactivación térmica, que tapa poros del carbón de manera irreversible.

Para que el lavado sea eficiente, la solución ácida es recirculada a través del carbón, debe salir de la cama del mismo a un pH menor a 2.

La principal ventaja de hacer el lavado antes de despojar consiste en que la molécula de dicianuro de oro retenida en el carbón se hace más fácilmente despojable. Esto se debe a que dicha molécula, en forma de $\text{Ca}(\text{Au}(\text{CN})_2)_2$ fuertemente adsorbida se transforma en AuCN y posteriormente en $\text{NaAu}(\text{CN})_2$. Esta última está unida al carbón con menor fuerza.

Durante el lavado con ácido, se desprenden los vapores de HCN, especialmente si la operación se realiza a alta temperatura, por lo que hay que tomar las precauciones

necesarias: mascarillas apropiadas para los operadores, así como campana y sistema de extracción con lavado para retener dicho ácido.

También se requiere que las columnas tengan internos de acero inoxidable adecuado para resistir la corrosión de acuerdo a la acidez y a la temperatura.

2.5.5.- Despojo.

Este se realiza gracias a que la adsorción es reversible. Las condiciones que lo favorecen, son opuestas a aquellas que favorecen la adsorción. Por lo tanto, en éstas se basan los distintos métodos para despojar que existen.

Condiciones que favorecen el despojo:

La mayor temperatura posible.

La mayor concentración posible de cianuro libre.

Presencia de sodio. Esto con el objeto de promover que la molécula $\text{Ca}(\text{Au}(\text{CN})_2)_2$ se transforme en $\text{Na}(\text{Au}(\text{CN})_2)$ que es más fácilmente despojable.

Presencia de un compuesto orgánico en la solución. Como se mencionó este compete por los sitios y tiende a tomar el lugar del compuesto de oro, separándolo del carbón.

Baja fuerza iónica.

Basados en las condiciones anteriores, los principales procesos de despojo utilizados son:

Proceso Zadra. Se realiza con una solución caliente de cianuro y NaOH, que después del carbón pasa por electrólisis.

Proceso AARL (Anglo American Research Laboratories). El carbón es tratado previamente con una solución de cianuro libre y sosa. Posteriormente se despoja con agua deionizada (o suavizada) en caliente, y en un solo paso (sin recircular).

Con solventes orgánicos. Es una modificación de cualquiera de las anteriores, en la que se agrega un solvente como etanol o acrilonitrilo entre otros.

Se recomienda realizar el despojo con un flujo de dos veces el volumen de carbón por hora. Es importante que las columnas estén aisladas para mantener la alta temperatura.

El despojo suele llevarse alrededor de 24 horas.

2.5.6.- Reactivación Térmica.

La mayoría de las moléculas atrapadas por el carbón no se logran eliminar con el lavado ácido, ni con el despojo, estas se van acumulando en la superficie del mismo. Cuando se ha acumulado después de varios ciclos de adsorción-lavado con HCl. despojado, deja pocos espacios libres para retener oro, y por lo tanto disminuye la capacidad del carbón de manera sensible.

La reactivación térmica elimina estas sustancias. Suele llevarse a cabo en la misma planta de recuperación de oro, mediante un horno rotatorio de calentamiento directo. Cuando los costos de flete no son sustancialmente elevados, puede ser más rentable que el mismo fabricante del carbón realice dicha operación.

Las condiciones de operación del horno son: Temperatura promedio de 700 a 750°C; atmósfera saturada de vapor de agua; tiempo de residencia de entre 30 y 60 minutos.

En el horno, el carbón primero se seca. Posteriormente a temperaturas de entre 100 y 300°C se eliminan orgánicos volátiles. Alrededor de 500°C, ocurre la pirólisis de la materia orgánica no volátil. El producto de dicha pirólisis es carbón amorfo, más fácilmente oxidable que el carbón semiordenado que forma el carbón activado. Alrededor de 700°C se lleva a cabo esta oxidación, dejando libres los poros originales del CAG.

Es importante controlar las pérdidas de CAG por:

Exceso de temperatura, de tiempo de residencia, o de carbonato de calcio en la superficie del carbón.

Falta de enfriamiento de CAG antes de salir del horno y entrar en contacto con el aire.

Después de la reactivación , hay que cribar el carbón para eliminar los finos. El control de calidad en la reactivación puede realizarse de manera práctica, evaluando los volátiles, las cenizas y el número de yodo. Un contenido alto de volátiles (mayor al 10%) indica que faltó temperatura o tiempo de residencia. Un contenido alto de cenizas indica que la temperatura o el tiempo de residencia fueron excesivos, o que la cantidad de vapor alimentado al horno fue deficiente.

2.5.7.- Disposición Final.

Tanto los finos de carbón, así como aquel que va a ser operado,, requiere de un análisis CRETIB, que de acuerdo a la legislación ambiental mexicana, debe ser entregado a la SEMARNAP. Dependiendo de los resultados del análisis, el carbón debe confinarse en un sitio para residuos industriales no peligrosos (si resultó negativo) o peligrosos (si resultado positivo).

Una alternativa puede ser el propio fabricante de CAG, en el caso de que disponga de los permisos correspondientes.

2.6. – Generalidades sobre Muestreo.⁽¹¹⁾

La preparación de minerales está basada fundamentalmente en el aprovechamiento de las diferencias entre las características físicas y químicas de los minerales, ya que puede asegurarse que no existen dos minerales, cuyas características se igualen, en al menos una de ellas.

De acuerdo con lo anterior y contando con el equipo y procedimiento correctos, la preparación de la muestra implicaría la disminución del volumen total y un menor tamaño de partícula, obteniéndose una mejor homogeneidad, de tal manera que sea lo más representativa posible, y tenga las mismas propiedades y características que el total de la muestra recibida, o el total de la muestra de dónde proviene.

Existen diferentes técnicas y procedimientos para preparar una muestra, y todas ellas son aplicadas de acuerdo a las características físicas y químicas del mineral y a su componente crítico.

A continuación se describen algunos términos comunes empleados no solo en la industria minero-metalúrgica sino también en cualquier industria dedicada al manejo de sólidos.

Muestra. – Una muestra es una parte de un lote, obtenida reuniendo varios incrementos de este lote, de tal manera que lo represente completamente en operaciones posteriores. Sin embargo, una muestra, no será cualquier parte de ese lote, su extracción deberá seguir todas las reglas sobre la teoría del muestreo.

Lote. – Es una cantidad del material del cual son seleccionados los incrementos y las muestras, dicho lote deberá tener límites bien definidos, por ejemplo: el contenido de una bolsa cualquiera, la carga total de un camión de volteo, el contenido total de un carro de ferrocarril.

Fragmento. – Pieza desprendida de un sólido en forma compacta, y que pertenece a un lote. Durante el proceso de preparación esta unidad se va haciendo más pequeña, utilizándose el término partícula, sin embargo, ambas palabras tienen el mismo significado independientemente del tamaño.

Componente. – Es una parte elemental, o un constituyente que puede ser separado y cuantificado por análisis.

Componente Químico. – Puede ser una molécula, un elemento o un mineral, usualmente es cuantificado por ensayos.

Componente Físico. – Es aquel al cual se le va a determinar su proporción por análisis, puede ser una parte de mineral, o una parte de partículas del mismo tamaño.

Componente Crítico. – Puede ser un componente físico o químico, es aquel al cual se le va a determinar su proporción en la muestra.

Análisis. – Es la separación parcial o completa de una muestra en sus constituyentes determinando su cantidad.

Compósito. – También llamado compuesto en algunas unidades mineras, es la reunión de varias submuestras distintas; el compósito es preparado cuando no es

económicamente factible analizar una gran cantidad de muestras individuales. También es considerada una muestra.

Recepción de la Muestra. – Este es el primer paso en el proceso de preparación de muestras, y uno de los más importantes; para recibir una muestra deberá seguirse estrictamente un procedimiento seguro de operación, en caso de que exista; en caso contrario, deberá ser elaborado dicho procedimiento. Por ejemplo, si la muestra se encuentra mal identificada, se corre el riesgo de perder una secuencia en la preparación, así como desconocer otros datos importantes para los ensayos requeridos.

En caso de que cualquiera de las muestras que se estén recibiendo presente alguna anomalía en cuanto a los requisitos de recepción, según el procedimiento seguro de operación deberá suspenderse el proceso de recepción.

Homogeneización. – La homogeneización consiste en disminuir la cantidad de distribución heterogénea sostenida por los constituyentes de interés. Homogeneizar significa tener la misma probabilidad de tomar el componente crítico en cualquier punto de dónde se tome la muestra.

Pulverización. – Por lo general es el último paso en la preparación de muestras; el objetivo principal de la pulverización es el de liberar lo más posible el componente crítico disminuyendo considerablemente el tamaño de partícula.

Equipo y Material usado en el área de Preparación de Muestras.

Básculas. – Herramienta indispensable en la preparación de muestras, dependiendo de la cantidad y del tipo de muestra existen diferentes clases de básculas; las más comunes que pueden encontrarse están: granatarias (mecánico/manuales) y las analíticas (electrónicas).

Hornos de Secado. – Son utilizados ampliamente en los laboratorios de preparación de muestras, son parte fundamental de dichos laboratorios, ya que el mineral debe estar completamente seco para su fácil manejo durante el proceso de preparación, con frecuencia son presentados casos de muestra con grandes porcentajes de humedad (lodo).

En el proceso de secado de muestras , se tienen tres parámetros principales: tiempo de secado, temperatura de secado y tipo o clase de charolas en que se colocará el material a secar, las charolas se colocarán de acuerdo a las características físicas y químicas del mineral, de acuerdo a su componente crítico y al volumen. Por ejemplo, cuando el componente crítico es mercurio, secar el mineral e 100°C o más ocasionaría que el mercurio se evapore y se pierda; si el componente crítico es fierro, secar una muestra en charola de fierro contaminaría la muestra original.

Equipo para Pulverización. – Existen diferente equipos para pulverizar una muestra tales como: pulverizador de anillos vibratorios, pulverizador de disco, mortero de porcelana. El pulverizador de anillos vibratorios es usado más ampliamente debido a que tiene menos problemas de contaminación, y se puede asegurar que el producto sale completamente homogéneo debido a sus características de diseño y material.

CAPITULO 3 ACTIVIDADES REALIZADAS EN EL LABORATORIO

3.1. - ENSAYE AL FUEGO.

3.1.1. - Determinación de Oro en Minerales y Carbones.

3.1.1.1. – Generalidades.

Para este tipo de determinaciones existen dos clases de muestras: silicato o muestras de barrenos, y muestras de carbones que son muestras de planta. Los barrenos generalmente son muestras de baja ley en oro (barrenos de obra directa, circulación inversa y barrenación con diamante), y los carbones (cargados, descargados y finos; son de alta ley), por lo que las cantidades de cada tipo de muestra deberán pesarse en diferentes cantidades.

3.1.2. – Procedimiento.

3.1.2.1. - Preparación de fundente.

a.- Se Pesaran 5 partes de litargirio, 2 partes de carbonato de sodio y 1 parte de bórax.

b.- Homogeneizar muy bien la mezcla de los reactivos bajo una campana extrtactora de polvos en una bolsa de plástico de tamaño apropiado, almacenar en un lugar seco y bien tapado para evitar la contaminación del fundente. Se ha detectado contaminación en el fundente, principalmente cuando se utilizan reactivos que se han almacenado en planta.

3.1.2.2. - Preparación de muestras.

- a.- Tomar una medida de fundente (130 g aproximadamente), previamente preparado y colocarlo en crisol de tres caolines.
- b.- 30 g de muestra para barrenos y 1.5 g para carbones, deberán ser pesados y agregados al crisol con fundente; los carbones pueden ser cargados, descargados y finos y deben pesarse por triplicado; los finos se pesan una sola vez.
- c. - Agregar 3 g. de harina para muestras de barrenos. Los carbones cargados y descargados no llevan harina y los finos dependerán del tipo de muestra.
- d.- Incuantar con 0.020 g. de AgNO_3 para muestras de barrenos, 0.100 g. para carbones descargados y 0.200 g. para carbones cargados, para carbones finos dependerá del tipo de los resultados obtenidos en las pruebas, o ya una vez que se obtuvo algo de experiencia, de la apariencia del carbón. Se acostumbra colocar un blanco al final de las muestras, para la determinación de oro en el fundente, este blanco lleva únicamente fundente, 3 g de harina y 0.020 g de plata.
- e.- Homogeneizar perfectamente la muestra bajo una campana apropiada de extracción de polvos, para barrenos en bolsa de plástico de 1 kg. (una bolsa por muestra) y para los carbones en el mismo crisol con un agitador apropiado como puede ser un tenedor de mesa, o espátula.
- f.- Agregar una capa de carbonato de sodio en la parte superior, aproximadamente 2 g. para evitar el derrame de la muestra.

3.1.2.3. - Fusión.

- a. - Una vez mantenida la temperatura de la mufla a 1850 °F (1010°C) por 20 minutos mínimo; introducir los crisoles con muestra, colocando una barrera de crisoles vacíos (4), a la entrada de la mufla o cuando se terminan de meter todos los crisoles. Esta operación deberá de realizarse lo más rápido posible, ya que la temperatura de la mufla tiende a bajar demasiado 1500°F (815°C) y se corre el riesgo de que la fusión no se realice adecuadamente.

b.- Esperar a que se alcance una temperatura de 1800°F (982°C), pero estando programada a 1850 °F (1010°C), a partir de este momento contar un tiempo de 45 minutos.

c.- Sacar los crisoles de la mufla con el material fundido y colocarlo en una pallonera metálica, esperar a que se enfrien un poco.

d.- Quebrar la escoria con un martillo y retirarla, para posteriormente tomar el plomo, al cual se dará una forma cubica por medio de martilleo para hacerlo más fácil de manejar y retirarle toda la escoria que le pudiera haber quedado.

3.1.2.4. - Copelación.

a.- Precalentar las copelas durante 15 minutos a una temperatura de 1850°F (1010°C).

b.- Colocar los plomos en cada una de las copelas y cerrar la mufla.

c.- Esperar a que se alcance la temperatura de 1800°F (982°C), estando la mufla programada a 1850 °F (1010°C).

d.- Esperar unos 5 minutos, abrir la mufla aproximadamente 5 centímetros, a partir de este momento contar una hora para la copelación. La mufla se abre para permitir que circule oxígeno, y se lleve a cabo la oxidación del plomo.

d.- Programar la temperatura a 1625°F (885°C).

e.- Una vez que se alcanzó el tiempo de una hora, apagar la mufla durante 2 o 3 minutos con el objeto de evitar el galleo del botón debido al cambio brusco de temperatura, para posteriormente retirar las copelas de la mufla con su respectivo doré (aleación de oro y plata).

e.- Esperar a que enfrien un poco de tal manera que los botones o dorés no estén demasiado calientes, tomar el doré y colocarlo en un crisol de porcelana del número 0 (15 ml).

f.- Laminar el doré por medio de martilleo para retirarle la escoria que pueda tener, y para hacerlo más manejable.

3.1.2.5. - Digestión (ataque o apartado).

a.- Agregar al crisol con él doré, 15 ml de una solución de HNO_3 al 25% (v/v) y colocarlo en una plancha a temperatura cercana a la ebullición, pero sin que se alcance esta, durante una hora; esto es para retirar la plata del oro, la solución quedará como nitrato de plata; después dicha plata es recuperada con NaCl como AgCl .

b.- Después de una hora o antes sí es necesario, comprobar que él doré terminó de atacarse. Esto puede observarse cuando ya no existe generación de burbujas de la solución, en caso contrario continuar con el proceso de digestión hasta que cese dicha generación de burbujas.

c.- Iniciar a retirar la solución de nitrato de plata, decantando y lavando con una solución de NH_4OH al 4%(v/v), una sola vez para barrenos y dos veces para muestras de carbón.

d.- Retirar el NH_4OH y secar a temperatura baja durante 5 minutos. El oro quedará en un estado amorfo (esponja) y de un color negro; en caso de que en la etapa de secado se inicie a tomar un color amarillo, no hay problema se puede continuar con el siguiente paso.

3.1.2.6. - Calcinado.

a.- Con la mufla a 1000°F (538°C), introducir los crisoles con muestra de oro a la mufla.

b.- Esperar a que se alcance la temperatura de 1300°F (704°C). En este paso se logrará que el oro pase del estado amorfo al estado metálico, y del color negro al amarillo natural. En caso de observar áreas plateadas es indicio de que la muestra no se atacó correctamente, por lo que será necesario repetir dicha operación.

c.- Esperar a que se enfríen los crisoles con los botones de oro y pesarlos en microbalanza.

d.- Realizar los cálculos correspondientes

3.1.3.-DETERMINACIÓN DE ORO. TÉCNICA ORO LIBRE.

3.1.3.1.- Preparación De La Muestra.

La cabeza generada por el partidor automático (aproximadamente 130 g), se pasa a un pulverizador vibratorio de anillos en un intervalo de tiempo entre 10 y 40 segundos, dependiendo de la dureza del mineral.

En la separación de la muestra para el oro libre se pueden utilizar las mallas 150 y 200 de la clasificación Tyler. En este caso se utiliza la malla 150.

El objetivo principal es utilizar la propiedad física del oro (maleabilidad) durante la pulverización y así poder separar las diferentes partículas metálicas presentes en el mineral.

Una vez pulverizada la muestra, cuidadosamente se pasará a través de la malla 150 tratando de no presionar demasiado sobre la red de la malla hasta que en la fracción de +150 sean retenidos de 7 a 10 g. Aproximadamente, a los cuales se les llamará metálicos. A la fracción -150 se le denominará tierras.

3.1.2.2. - Pesado De La Muestra.

La fracción metálica se pesa, la cual debe pasar entre 8 y 10 g, se integra a un crisol de tres caolines con fundente; para que posteriormente sea tratada como un mineral durante el proceso de fusión.

La fracción tierras se homogeniza y mediante coneo y cuarteo se toman dos porciones de 1 AT, una de estas porciones será pesada y agregada a un crisol de tres caolines con fundente y también será tratada como un mineral en el proceso de fusión; la cantidad de esta muestra de tierras será de entre 20 y 35 g.

3.1.3.3. - Homogeneización de la muestra.

Una inadecuada homogeneización de fundente, muestra, agente reductor y/o agente oxidante será la principal fuente de error en el análisis por vía seca o ensaye al fuego en la determinación de oro por la técnica de oro libre.

3.1.3.4. - Fusión.

Una vez pesada y homogeneizada la muestra se le adicionará una delgada capa de fundente y se procederá a la fusión a una temperatura de 1020 °C por una hora.

Obtendremos tres productos; uno llamado escoria con una gravedad específica de 2.8 a 3 la cual proviene de material de desecho del fundente y material sin valor del mineral.

Un segundo producto de una gravedad específica de 11.3, el cual contiene los valores de oro y plata. Por su alta gravedad específica en la payonera (molde) este producto quedará en la parte baja de la superficie.

El tercer producto viene siendo el crisol de tres caolines el cual puede ser reutilizado, dependiendo de las condiciones en que encuentre el crisol, así como de las condiciones económicas de la empresa

Al botón de plomo se le separa la escoria mediante martilleo hasta lograr una forma de cubo. Esta forma nos facilitará el manejo de estos al continuar con la siguiente etapa que es la copelación. Si se deja escoria en el botón de plomo esta atacará la copela y formará caminos preferenciales, y por lo tanto el doré tenderá a ocluirse dentro de la misma.

3.1.3.5. - Copelación.

La Copelación se lleva a cabo en unos contenedores llamados copelas con un diámetro estándar de 1.5 in de profundidad y 1.5 in de altura.

Se precalientan las copelas numeradas a una temperatura de 950°C durante 15 minutos.

Se colocan los botones de Pb numerados en sus respectivas copelas, se cierra la puerta de la mufla para lograr un aumento de la temperatura de 950°C, al llegar al punto triple del Pb (abren los Plomos) se tienen las tres fases metálicas.

Posteriormente se programa la temperatura a 820°C y se logra una atmósfera oxidante abriendo totalmente la puerta de la mufla. La reducción de temperatura no se logrará instantáneamente pero al momento de lograrlo se cerrará la puerta hasta obtener una abertura de 1.5 in.

Sí no hay ningún cambio de temperatura, en este caso hacia la baja la copelación se lleva a cabo tranquilamente y se logra la formación de cristales de óxido de plomo, lo cual indica que la temperatura de copelación fue la correcta.

Una vez terminada la copelación se sacará la misma lo más pronto posible para que la temperatura de la mufla no baje demasiado pero evitando que sea bruscamente para que el oxígeno retenido en él doré no sea expulsado debido al choque térmico y provoque el galleo, y por lo tanto tendremos un dato erróneo porque habrá pérdida de oro y plata en él doré.

3.1.3.6. - Laminado en el Doré.

El laminado del doré se realiza por tres razones:

1. - Para eliminar los posibles residuos, de la copela.
2. - Para facilitar el manejo del doré.
3. - Para tener una superficie mayor de ataque con el ácido.

Para conocer la relación de oro-plata, se pesara él doré en una balanza analítica ya que no se requiere una pesada exacta en una microbalanza pues a la muestra se le adiciona cloruro de plata para obtener cuando menos una relación de 8:1 plata-oro.

3.1.3.7. - Digestión De La Plata.

Utilizando HNO₃ al 25% (v/v) adicionar 15 ml del mismo a un crisol de porcelana del número 0, conteniendo él doré laminado. Esto se logrará utilizando calor para lograr la disolución de la plata.

El tiempo estimado para lograr el 100% de la disolución de la plata es de una hora. Decantar el nitrato de plata formado y almacenarlo para posteriormente precipitarlo con cloruro de sodio y formar cloruro de plata, el cual se secará y se utilizará para la incuatación.

El oro quedará en un estado amorfo y de un color negro, el cual se le dará un lavado con NH₄OH al 4% v/v para eliminar posibles residuos de nitrato de plata presentes tanto en el botón de oro como en el crisol de porcelana.

Decantar el NH₄OH y poner a secar el crisol de porcelana con el botón de oro, una vez seco calcinar el botón en la mufla a una temperatura de 1300 °F (704°C), en este paso se logrará que el oro pase del estado amorfo al estado metálico, y del color negro al amarillo natural.

Esperar a que se enfríen los crisoles con los botones de oro y pesarlos en la microbalanza.

3.1.4. – DETERMINACIÓN DE ORO A PRODUCTO TERMINADO.

En esta clase de determinaciones se emplea un procedimiento con algunas variaciones con respecto al método tradicional, ya que la muestra, también llamada doré contiene un alto grado de oro, de 85 a 87 %; dicha muestra es de aproximadamente 5 a 7 cm de largo por 2 a 3 mm de diámetro y con un peso de 8 a 12 g.

3.1.4.1. – Preparación De Plomos.

Estos plomos deberán ser preparados por lo menos un día antes de realizar este tipo de análisis, para que los resultados sean obtenidos lo más rápido posible, se preparan 6 plomos incuataados con 1.850 g de nitrato de plata, y 2 plomos sin

incuartar por cada muestra de doré; aparte se preparan 1 plomo incuartado con 0.020 g de nitrato de plata para la determinación de oro en el fundente; y 3 plomos sin incuartar, 2 para el cálculo de la desviación y 1 para la determinación de plata en el fundente, esto quiere decir que si se tiene más de un doré no es necesario utilizar blancos por cada muestra.

– Pesarse 130 g de fundente, 3 g de harina y 1.850 g de nitrato de plata para plomos incuartados, para plomos sin incuartar no se agrega el nitrato de plata; para el blanco se incuarta con 0.020 g de nitrato de plata. Agregar estos reactivos a crisol de 3 caolines

Homogeneizar perfectamente la mezcla.

3.1.4.2. - Preparación De La Muestra.

- Laminar la barra de doré de tal manera que se puedan obtener 6 tiras de aproximadamente 15 a 20 cm de largo; este laminado se logra más fácilmente, primero por medio de martilleo y posteriormente con el uso de una roladora especial.

- De las 6 tiras se tomará una muestra de 100.00 mg, estas muestras serán pesadas primero en balanza analítica con una aproximación de ± 0.0003 g, posteriormente estas mismas muestras se pesan de nuevo, pero en la microbalanza, siendo el peso lo más aproximado a 100 ± 0.03 mg.

Colocar cada una de las muestras, incluyendo una muestra de estándar de oro de 99.9985 % de pureza

Lo anterior sería para una sola muestra de doré, pero generalmente se acostumbra realizar copelaciones para 4, 5 o 6 dorés como máximo,

- Copelar por el método ya conocido.

-Retirar la copelación de la mufla.

- Levantar los botones de las copelas y colocarlos en crisol de porcelana de 100 ml.

- Laminar los botones, primero mediante martilleo y después en la roladora.

- Agregar 100 ml de HNO_3 al 33.3 % y colocar en la plancha durante una hora.

- Decantar el ácido anterior y agregar 100 ml de HNO_3 al 66.6 %, colocar en la plancha durante una hora.
- Decantar el ácido de 66.6 % y lavar con NH_4OH al 4 % (v/v), 2 veces.
- Secar a temperatura baja durante 5 minutos.
- Calcinar hasta que se alcance la temperatura de 1300°F (704°C).
- Realizar los correspondientes cálculos.

- 3.2. - DETERMINACIÓN DE CIANURO.

3.2.1. - Preparación De Nitrato De Plata 0.025 M.

- a. - Pesar 4.33 g de nitrato de plata en balanza analítica.
- b. - Disolver completamente en vaso de precipitado de 500 ml.
- c. - Transferir a matraz aforado de 1000 ml y llevar a la marca de aforo.
- d. - Homogeneizar perfectamente, de preferencia con agitador magnético. Si se desea o se requiere, se puede valorar esta solución, pero generalmente no es necesario.

3.2.2. - Determinación De Cianuro En Soluciones Acuosas.

- a. - Recibir la muestra, comprobando con la persona que hace la entrega, que está bien especificada, tanto en el tubo de ensaye como en la relación; en caso contrario hacer las correcciones necesarias o regresarla.
- b. - En caso de que la muestra se observe turbia o con sólidos, filtrar y/o centrifugar según se requiera.
- c. - Tomar 25 ml de muestra agregarla a un matraz erlenmeyer de 250 ml. La muestra es medida con pipeta, teniendo mucho cuidado de que la solución no llegue a la boca, del matraz y pueda haber pérdidas.
- d. - Agregar 1 a 2 gotas de yoduro de potasio concentrado; este reactivo sirve como indicador para la detección del punto final.

- e. - Iniciar la titulación con una solución de nitrato de plata 0.025 M. El final de la reacción se detecta por la aparición de una opalescencia blancuzca lechosa, para soluciones transparentes, por lo que se debe usar un fondo negro para apreciar mejor el cambio; para soluciones de despalme, las cuales son de un color amarillo claro se debe agregar de 2 a 3 gotas de solución de yoduro de potasio y se debe usar un fondo blanco, también se recomienda iluminar el matraz lateralmente.
- e. - Los mililitros gastados por un factor de 0.20 es el contenido de cianuro en lb/ton.

3.2.3. - Determinación De Cianuro En Tierras.

- a. - Recibir la muestra, comprobando con la persona que hace la entrega, que está bien especificada, tanto en la bolsa de plástico como en la relación; en caso contrario hacer las correcciones necesarias o regresarla.
- c. - Homogeneizar la muestra perfectamente, por medio de coneo y cuarteo.
- d.- Pesar 100 g, tratando de no agregar piedra grande.
- e.- Transferir la muestra a matraz erlenmeyer de 250 ml.
- f. - Agregar 100 ml de agua destilada.
- g. - Agitar durante 30 minutos.
- h. - Dejar reposar durante 5 minutos.
- i. - Decantar 50 ml de la solución, en caso de que este turbia, agregar una punta de espátula de cal, y agitar manualmente hasta que se empiece a precipitar, en caso contrario agregar más cal.
- j. - Centrifugar durante 5 minutos a la máxima velocidad de la centrifuga.
- k. - Determinar el porcentaje de cianuro por el método de las soluciones acuosas.

3.3. - DETERMINACIÓN DE ORO POR ABSORCIÓN ATÓMICA.

3.3.1. - Preparación De Soluciones.

3.3.1.1. - Preparación De Estándares.

Los estándares usados en absorción atómica, generalmente son de una y dos partes por millón de oro; estos deberán ser preparados con la cantidad de cianuro determinado previamente con el objeto de evitar las interferencias de matriz. Los intervalos de cianuro recomendados son de 0.05 lb/ton, para concentraciones de hasta 1.00 lb/ton; es decir que las matrices pueden ser preparadas como 0.05, 0.10, 0.15, etc., para concentraciones de mayor concentración de cianuro los intervalos pueden ser de 0.10 lb/ton.

Para evitar la formación de ácido cianhídrico en el ambiente se debe agregar hidróxido de sodio en una cantidad estequiométrica.

Para preparar los estándares requeridos es necesario tener preparado previamente un estándar de 100 ppm y a partir de este preparar los de 1 y 2 ppm.

Preparación de 50 ml de estándar de 100 ppm de oro.

Tomar 5 ml del estándar de 1000 ppm y agregarlos a matraz aforado de 50 ml.

Llevar a la marca de aforo con la matriz apropiada, agitar.

Preparación de 100 ml de estándar de 1 ppm de oro.

Tomar 1 ml del estándar de 100 ppm y agregarlo a matraz aforado de 100ml.

Llevar a la marca de aforo con la matriz apropiada, agitar.

Preparación de 50 ml de estándar de 2 ppm de oro.

Tomar 1. ml de estándar de 100 ppm y agregarlos a matraz aforado de 50 ml.

Llevar a la marca de aforo con matriz apropiada, agitar.

3.3.2. - Encendido Del Aparato.

El aparato para hacer estas determinaciones es un espectrofotómetro Perkin Elmer modelo 2380.

Encender la fuente principal. Poner la corriente de la lámpara en 10 mA que es el valor más bajo recomendado por el fabricante y permitir un calentamiento de 10 a 15 minutos.

Seleccionar la longitud de onda de 242.8 nm y slit de 0.7.

Cerciorarse de que la presión en el tanque de acetileno sea de al menos 90 psia, ya que el acetileno se encuentra disuelto en acetona, por lo que a una presión menor de 90 psia la concentración de la acetona es incrementada y se obtendrían resultados erróneos.

Comprobar que el compresor de aire este trabajando adecuadamente, esto es, que llegue suficiente aire completamente limpio. Seco y sin aceite al sistema.

Encender la flama.

Ajustar los flujos; para aire de 60 unidades (4 a 5 l/min), y para acetileno de 20(1 a 2 l/min).

3.3.3. - Lectura De Muestras.

Una vez que se comprobó que el aparato está trabajando apropiadamente y lo cual puede ser comprobado por medio de la linealidad entre las muestras, se procede a realizar las lecturas de las muestras problema, comprobando cada 5 muestras que no existan desviaciones considerables; la comprobación es realizada con el estándar de una parte por millón, la cual deberá estar en un intervalo de mas menos 0.03 ppm. Reportar en oz/l.

3.4 DETERMINACIÓN DE LA CAPACIDAD DE ADSORCIÓN DE Au (VALOR K) DEL CARBÓN ACTIVADO.

3.4.1. - Principios.

El carbón es molido o quebrado y se criba a través de una malla de 0.43 mm, y después se colecta sobre la malla de 0.15 mm. Teóricamente el equilibrio deberá alcanzarse después de 20 horas, independientemente del tamaño de partícula, pero para una mejor reproductividad, se reduce a una fracción de tamaño uniforme para el análisis.

Después del lavado ácido, el carbón activado se pone en contacto con una solución de oro con concentración 100 mg/L durante 20 horas a temperatura ambiente.

Se gráfica una isoterma de cinco puntos, en el rango de 0.1 a 0.5 gramos de carbón por 100 ml de una solución de oro, con concentración de 100 mg/L, en presencia de cianuro.

La constante de equilibrio se calcula utilizando la relación de la isoterma de Freundlich.

$$X/M = KC^{1/n}$$

El valor X/M define la cantidad de oro adsorbida en el carbón (g). El valor X/M a una concentración de oro en equilibrio de 1 mg/L, se determina por la isoterma de Freundlich y se conoce como valor K .

3.4.2. - Aparatos.

Balanza analítica, capaz de medir 0.1 mg.

Criba tamaño de apertura 0.43 mm y 0.15 mm.

Horno para secado.

Desecador. Antes de iniciar la prueba, asegurarse de que el desecador y el desecante estén en buenas condiciones.

Agitador con reloj, ajustado a 130 oscilaciones por minuto.

Matraces erlenmeyer de 250 ml.

Mortero y triturador.

Separador de muestras circular.

Espectrofotómetro de Absorción Atómica.

3.4.3.- Reactivos.

Todos los reactivos son de grado analítico o su equivalente. Cuando se menciona agua, se sobre entiende que es agua deionizada.

Solución de hidróxido de sodio 1.0 M.

Colocar 40 g de NaOH en un matraz de 500 ml. Adicionar 400 ml de agua y agitar hasta disolver. Esperar a que enfríe. Transferir a un matraz volumétrico y diluir al volumen.

Solución Buffer de pH = 10.

Transferir 6.184 g de ácido bórico (H_3BO_3) a una matraz de 2L. Adicionar 7.456 g de KCl. Disolver en 1500 ml de agua. Ajustar el pH al valor de 10.0 con una solución de NaOH 1.0 M, diluir con agua al volumen.

Solución stock estándar de oro de 100 ppm.

Para un matraz volumétrico de 1 L, adicionar 0.1463 g de diciano aurato de potasio $KAu(CN)_2$ previamente secado para tener una masa constante. Disolver y diluir al volumen con agua. 1 ml = .100 mg de Au.

Solución de diciano aurato de potasio $KAu(CN)_2$ 100 ppm.(solución 3.3)

Para un matraz volumétrico de 1 L, adicionar 0.1463 g de diciano aurato de potasio. Disolver en la solución Buffer. Adicionar 200 mg de cianuro de sodio. Mezclar y disolver, diluir al volumen. El cianuro es altamente tóxico debe ser manejado con precaución. Siempre adicione sales de cianuro a soluciones con un pH arriba de 10.0. El gas venenoso ácido cianhídrico puede formarse si el cianuro es adicionado al agua; 270 ppm en el aire es fatal. Antes de deshacerse del cianuro, oxide todas las soluciones que contienen cianuro con $KMnO_4$. Si la solución de cianuro es salpicada sobre la piel, lave con agua; 100 mg/L de cianuro pueden ser adsorbidos dermatológicamente, Si la solución de cianuro es ingerida, llame al médico dé agua

tibia con sal hasta que el vómito sea un fluido claro. Nunca pipetee soluciones con cianuro por la boca; use un muestreador automático o una perilla de tres vías para transferir incrementos.

Cristales de cianuro de sodio.

Solución de ácido clorhídrico al 50 % (v/v).

Medir 500 ml de HCl concentrado y colocarlos en un matraz volumétrico de 1 L.

Diluir al volumen con agua.

Matriz Ácida

Medir 600 ml de HCl al 50% y colocarlos en un matraz volumétrico de 1 L. Diluir al volumen con solución buffer pH = 10.

3.4.4. -Procedimiento.

Utilizando el separador de muestras circular, seleccione una masa de 100 g de carbón activado.

Triturar el carbón utilizando el mortero y triturador manual.

Cribar la muestra a través de una malla de 0.43 mm y colectarla sobre malla de 0.15 mm.

Transferir el carbón colectado a un matraz de 400 ml, lavando el material adherido a la criba con agua. Adicionar 100 ml de solución de ácido clorhídrico al 3 %. Hervir por 10 minutos, decantar y lavar el carbón tres veces con agua.

Transferir el carbón al horno y secar a 105C para mantener una masa constante. Enfriar en el desecador.

Tomar las siguientes medidas de carbón: 0.100g, 0.200g, 0.300g, 0.400g y 0.500g; transfiera cada incremento a un matraz erlenmeyer de 250 ml. El carbón seco es demasiado higroscópico, emplee el menor tiempo posible para pesar las muestras.

A cada matraz agregar 100 ml de solución de diciano aurato de potasio. Poner tapón de caucho a cada matraz.

Colocar los matraces erlenmeyer sobre el agitador. Ajustar la velocidad a 130 oscilaciones por minuto e iniciar la agitación. Asegurarse que durante la prueba, el

carbón no se adhiera al cuello del matraz erlenmeyer, esto puede ser la causa para obtener un valor o lectura negativa.

Continuar la agitación por 20 horas.

Filtrar el contenido de cada matraz a través de papel filtro whatman 542 en tubos de 50 ml esterilizados. Como el equilibrio es alcanzado después de 20 horas de contacto y la velocidad de filtrado es razonablemente rápida, la filtración al vacío no es esencial. Descartar los primeros 10 ml de filtrado.

Determinar la concentración de oro de la solución de diciano aurato de potasio con cada una de las muestras de carbón. La solución del blanco de 100 ml de diciano aurato de potasio sin adición de carbón activado.

3.4.5. - Preparación De Soluciones Estándar.

A matraces de 100 ml, transferir 1.0 y 2.0 ml de solución stock estándar (3.3).

Llevar a la marca con matriz ácida.

Estos estándares deben ser preparados cada semana.

3.5. - Determinación de CaO aprovechable.

3.5.1. - Preparación De 1000 MI De Ácido Clorhídrico 0.18 N.

Tomar con pipeta volumétrica, 15 ml de HCl al 37 % y $d = 1.18$ g/cc y agregarlos a matraz aforado de 1000 ml conteniendo 500 ml de agua, llevar a la marca de aforo y agitar.

3.5.2. - Preparación De Solución Azucarada.

Pesar 20 g de azúcar y agregarlos a matraz erlenmeyer de 250 ml conteniendo 40 ml de agua deionizada disolver completamente.

Agregar 3 a 5 gotas de fenolftaleína.

Agregar 5 a 6 gotas de hidróxido de sodio 0.10 N o hasta cambio de coloración de transparente a un color rosa fuerte.

3.5.3. - Procedimiento.

Pesar 0.50 g de muestra de cal, previamente preparada y agregarla a matraz erlenmeyer de 250 ml.

Agregar 60 ml de agua deionizada.

Agregar 50 ml de solución azucarada preparada previamente.

Agitar durante 5 minutos.

Dejar en reposo completo 15 minutos.

Determinar % de CaO aprovechable con ácido clorhídrico 0.18 N

Mililitros gastados de ácido clorhídrico es el porcentaje de CaO aprovechable.

CAPITULO 4 CALCULOS Y ANALISIS DE RESULTADOS.

Los cálculos metalúrgicos tanto en el laboratorio como en la planta, generalmente son independientes del tipo de análisis que se efectúa, estos dependerán del tipo de resultados que se requieran, esto quiere decir que pueden ser reportados en diferentes unidades como se explica a continuación.

Unidades usadas en ensaye al fuego.- En Estados Unidos, Canadá y Sud Africa el ensaye es reportado en onzas troy (la onza troy contiene 31.1035 g, y no debe ser confundida con la onza avoirdupois de 28.3495 g) de oro y plata por tonelada o tonelada corta (2000 lb avoirdupois) de mineral.

Un sistema de pesos de ensaye tonelada (AT) es usado para pesar la porción del ensaye. El ensaye tonelada contiene el mismo número de miligramos (29,166.66) que onzas troy en una tonelada corta. Además $1 \text{ ensaye tonelada} / 1 \text{ mg} = 1 \text{ tonelada corta} / 1 \text{ onza troy}$. Los miligramos de metales preciosos por ensaye tonelada indican el ensaye en onzas troy por tonelada corta.

En Inglaterra y Australia es usada la tonelada larga de 2240 lb; en México, Sud América y otros países dónde se utiliza el sistema métrico, el ensaye de oro es reportado en gramos por tonelada métrica (g/TM), y el ensaye de plata es reportado en kilogramos o gramos por tonelada métrica (kg/TM o g/TM). La tonelada métrica contiene 1,000,000 g; consecuentemente, 1 mg de oro de una porción de ensaye de 10 g de mineral indica 100 g de oro por tonelada métrica de mineral. Con porciones más grandes el ensaye indicado por miligramos es dividido por el coeficiente usado para incrementar la porción de ensaye. Por ejemplo, 1 mg de oro contenido en una porción de 30 g de muestra de mineral me indica que tengo 33.3 g/TM.

Los ensayos para oro y plata son reportados universalmente en finura o partes por mil. Por ejemplo la plata esterlina contiene 92.5 % de plata y consecuentemente 925 finos. La finura en la joyería de oro es reportada en quilates o 24 partes. 24 quilates de oro, es oro puro y 18 quilates de oro, es oro de 75 % de pureza. El término quilate es también usado como unidad de peso para piedras preciosas.

Tamaño de la porción del ensaye.- El tamaño de la porción de mineral pesado, para el proceso del ensaye se encuentra en el rango de 1/20 ensayes tonelada a 3 ensayes tonelada; si el tamaño de la porción es mayor, el costo del ensaye será incrementado debido a que se ocupará más espacio en la mufla y la cantidad de los reactivos será mayor. Por otra parte, para porciones más grandes los resultados son más reales y el error en el pesado del metal obtenido en el proceso es más pequeño. El oro y la plata recuperados de la porción del ensaye son pesados en una microbalanza, la cual deberá tener un sensibilidad de 0.001 mg. Si una precisión de 1 % es requerida, la porción de ensaye debe ser lo bastante grande para obtener 0.200 mg de metal. Generalmente para ensayes de minerales de baja ley se utilizan 30 g de muestra de mineral como porción de ensaye; para la técnica en la determinación de oro metálico, por lo general se pesan de 7 a 12 g de la fracción metálicos, y de 25 a 35 g para la fracción tierras; para carbones cargados y descargados se pesan 1.5 g de muestra y para carbones finos dependerá de los resultados obtenidos en pruebas realizadas previamente.

CALCULOS.

4.1. - Cálculo en Minerales Y Carbones.

Los cálculos en g/TM de mineral, para muestras de obra directa, circulación inversa y barrenación con diamante son:

$(\text{mg de metal obtenido/g de muestra}) * 1000 = \text{g/TM.}$

Los intervalos operados para esta clase de muestras son de:

0 a 0.10 g/TM, mineral de tepetate.

0.11 a 0.39 g/TM, mineral de baja ley.

0.40 en adelante, mineral lixiviable.

4.2. - Determinación De Oro Libre

Oro libre = ((g de metálicos)*(ley de metálicos) + Peso de tierra)*(ley de tierra))/g
totales

Dónde: Ley de metálicos = mg de oro en metálicos / kg de muestra en metálicos

Ley de tierras = mg de oro en tierras / kg de muestra en tierras

Peso total = kg de muestra en metálicos + kg de muestra en tierras

Determinación de oro en carbones. Muestras que se realizan por triplicado.

Oz/ton de carbón = ((mg de Au muestra 1 + mg Au muestra 2 + mg Au muestra
3)/0.045)/31.103

4.4. - Determinación De Oro En Producto Terminado.

Nomenclatura:

Para plomos incuartados con 1.850 de nitrato de plata:

Wim : Peso inicial de la muestra (todos los pesos son reportados en mg).

Wfm : Peso final de la muestra.

Wis : Peso inicial del estándar.

Wfs : Peso final del estándar.

Para plomos sin incuartar:

Wips1 : Peso inicial de la muestra 1 en plomo sin incuartar.

Wips2 : Peso inicial de la muestra 2 en plomo sin incuarter

Wfps1 : Peso final de la muestra 1 en plomo sin incuarter.

Wfps2 : Peso final de la muestra 2 en plomo sin incuarter.

Wbsi : Peso de la plata en fundente.

Generalmente no se detecta el oro en fundente, pero en caso de que así fuera únicamente se hicieran las correcciones necesarias.

Fórmulas:

Cálculo para el porcentaje de desviación del estándar : $\% Ds = ((Wfs - Wis) / Wfs) * 100$

En g sería $Dg = (\% Ds * Wfm) / 100$ con este dato se calcula un peso 3 (W_3) que sería:

$$W3 = Wfm - Dg$$

Porcentaje de oro: $\% Au = (W3 * 100) / Wif$

$$\text{Finos} = \% Au * 10$$

$$\text{Kilates} = (\% Au * 24) m/100$$

Determinación de plata. – Aquí es dónde se utilizan las muestras con plomo sin incuarter.

W1p : Peso promedio de la muestra inicial en plomo sin incuarter.

W2p : Peso promedio de la muestra final en plomo sin incuatar.

$$W1p = (Wips1 + Wips2) / 2$$

$$W2p = (Wfps1 + Wfps2) / 2$$

Contenido de oro y plata al final en g : $Wopf = W2p - Wbsi$

Contenido de oro y plata en la muestra original, en % : $Wopi = (Wopf / W1p) * 100$

$$\% Ag = Wopi - \% Au$$

Determinación de porcentaje de contaminación.

$$\% \text{Contaminación} = 100 - (\% Au + \% Ag)$$

Ejemplo:

Con los siguientes datos calcular pureza de oro, tanto en porcentaje como en quilataje, finos, porcentaje de plata y de contaminación.

$$Wim = 100.03 \text{ mg}$$

$$Wfm = 88.78 \text{ mg}$$

$$Wis = 100.03 \text{ mg}$$

$$Wfs = 101.49 \text{ mg}$$

$$Wips1 = 100.00 \text{ mg}$$

$$W_{fs1} = 97.49 \text{ mg}$$

$$W_{ips2} = 100.01 \text{ mg}$$

$$W_{fps2} = 97.51 \text{ mg}$$

$$W_{bsi} = 0.756 \text{ mg}$$

$$\% Ds = (101.49 - 100.03) / 101.49 * 100 = 1.4386$$

$$Dg = (1.4386 * 88.78) / 100 \text{ m} = 1.2772$$

$$W_3 = 88.78 - 1.2772 = 87.5028$$

$$\% Au = (87.5028 * 100) / 100.03 = 87.4766$$

$$Finos = 874.766$$

$$Kilates = (87.4766 * 24) / 100 = 20.9944$$

$$W_{1p} = (100.00 + 100.01) / 2 = 100.05$$

$$W_{2p} = (97.49 + 97.51) / 2 = 97.50$$

$$W_{opf} = 97.50 - 0.756 = 96.7440$$

$$W_{opi} = (96.744 / 100.005) * 100 = 96.7392$$

$$\% Ag = 96.7392 - 87.4766 = 9.2626$$

$$\% \text{Contaminación} = 100 - (87.4766 + 9.2626) = 3.2608$$

4.5 Soluciones Acuosas.

La siguiente nomenclatura es empleada para la identificación de soluciones acuosas, y son muestreadas cada 24 horas , aunque en ocasiones se requiere de muestreos intermedios, debido a problemas en la planta de beneficio.

001 SE1. - Solución estéril al patio de lixiviación, muestra puntual. Estas soluciones generalmente contienen desde 0.30 hasta 0.40 lb/t de cianuro dependiendo del tipo de mineral a lixiviar; en esta solución lo que importa es la cantidad de cianuro contenida en la misma, en cuanto al oro generalmente no se toma en cuenta, pero puede contener desde 0.0015 hasta 0.0045 oz/t.

02A SP1. - Solución preñada de producto de la lixiviación. Es la solución que está cayendo de los patios de lixiviación, al estanque de solución preñada, también es conocida como solución de pila. Se pretende que contenga 0.0300 oz/t de oro o más, si es necesario. Una vez que se almacenó en el estanque de solución preñada, esta será enviada a las columnas de adsorción.

Para lograr una buena concentración de oro en esta solución, se tiene el análisis de canales, el cual es realizado cada 24 horas; basándose en los resultados obtenidos en las soluciones de canales, se hacen los movimientos necesarios para obtener la concentración que se requiere de oro.

De esta solución también se toma un compósito de 24 horas, el cual es identificado como **02B** o **CSP1**, y deberá tener características similares a la muestra puntual.

03A SPC, 03B CSPC. - Muestra puntual y compósito de solución preñada o cabeza que se alimenta a las columnas, esta también debe ser de 0.0300 oz/t o más de oro.

09A SE2, 09B CSE2. - Muestra puntual y compósito de solución estéril o cola que sale de las columnas. Se pretende que esta solución salga con la mínima cantidad de oro por lo que en ocasiones no es detectado por el método de absorción atómica. Lo normal es de 0.0009 oz/t, pero en ocasiones se llegó a determinar hasta 0.0018 oz/t.

011 CSPAEL. - Compósito de solución que sale del circuito de despulme y que alimenta a electrolisis. Esta es una solución que ya fue tratada con cianuro de sodio y sosa cáustica, por lo que las cantidades de oro y cianuro son altas, en los intervalos

de 1.5 oz/t o más para oro, y de 2 a 3 lb/t para cianuro; el pH está en el intervalo de 13 y 14.

012 CSPDEL. - Compósito de solución que descarga de la electrólisis. Es una solución que se le extrajo oro, por lo tanto, deberá contener la mínima cantidad de este metal., el cianuro y el pH siguen igual que la solución 011.

La solución 013 (SLA) es utilizada para lavado ácido

La solución 014 (TA-ACAL), es utilizada como anti-incrustante en agua de caldera.

La solución 015 (TA-SPC) es utilizada como anti-incrustante en solución preñada a columnas.

REPORTE DIARIO DE SOLUCIONES

No. DE MUESTRA	COD. MUESTRA	Au oz/t	NaCN lb/t	pH
001	SE1	0.0027	0.36	10.66
02A	SP1	0.0342	0.10	10.23
02B	CSP1	0.0332	0.08	10.21
03A	SPC	0.0320	0.08	10.32
03B	CSPC	0.0329	0.06	10.08
09A	SE2	0.0009	0.10	10.23
09B	CSE2	0.0009	0.06	10.22
011	CSPAEL	1.5307	2.82	12.86
012	CSPDEL	0.1368	3.58	13.19
013	SLA	0.0323	0.14	10.27
014	TA-ACAL	0.0021	0.06	10.22
015	TA-SPC	0.0018	0.06	10,24

4.6 CALCULOS DE VALOR K.

Para determinar la capacidad de adsorción de oro del carbón activado, es decir el valor K utilice la fórmula empírica de la isoterma de Freundlich.

$$\log X/M = \log KC1/n$$

Dónde:

X masa en g de Oro adsorbido sobre el carbón.

M masa de carbón tomada en g.

C concentración de Oro en equilibrio en le filtrado en mg/L.

K es una constante.

n es una constante.

El valor de X/M a una concentración de equilibrio de 1 mg/L, determinada por la gráfica de la isoterma es el valor K:

Realice una tabla de cinco columnas. En la columna 1, anote la masa precisa de carbón en g, tomada ara la determinación, representa el símbolo M en la isoterma de Freundlich. Tabla 1.

Anotar la concentración de oro (mg/L) de la solución filtrada en la columna 2, es el símbolo C en la isoterma de Freundlich.

Calcular la masa actual de oro (mg) en la solución. Anotar la cantidad en mg en la columna 3.

Calcular la masa de oro adsorbida, por sustracción de la cantidad de equilibrio en (mg) y la cantidad de oro en la solución cabeza en (mg). Anotar el valor en la columna 4, este es el símbolo X en la isoterma de Freundlich.

Calcular la cantidad relativa de oro Adsorbido sobre el carbón (mg de Au/g C) dividiendo las cantidades de la columna 4 por sus correspondientes masas de carbón en la columna 1. Anote el valor el valor en la columna 5, este es el símbolo X/M en la isoterma de Freundlich.

Graficar log/log la concentración de oro en equilibrio, c (mg/L) sobre el eje X, y la cantidad relativa de oro adsorbida, X/M (mg/g) sobre el eje Y.

Dibujar lo mejor posible la curva a través de todos los puntos.

Para obtener el valor K, determine el valor de oro en mg adsorbido por g de carbón, correspondiente a la concentración de equilibrio 1 mg/L.

CAPITULO 5 SEGURIDAD INDUSTRIAL.

5.1 El Reglamento De Seguridad En Los Trabajos De Las Minas.

Es necesario mencionar la importancia que va a representar este reglamento para la aplicación de las normas, que en materia de seguridad e higiene, deben subsistir en la industria minero metalúrgica.

Su importancia estriba en que es el único reglamento que señala las normas de seguridad e higiene en forma directa y oficial a este tipo de industria; es decir, que señala las condiciones de seguridad e higiene que deben prevalecer tanto en la minería de superficie, como en la minería subterránea, señalando las condiciones tendientes a prevenir riesgos de cada uno de los componentes que intervienen en la industria minero metalúrgica.

El fundamento legal para la aplicación y observancia de la seguridad e higiene en la industria minero-metalúrgica está establecido en el párrafo XI del artículo 51 de la ley reglamentaria del artículo 27 constitucional en materia minera, el cual dice que: Los titulares de las concesiones mineras están obligados a sujetarse a las normas de seguridad que dictaren las Secretarías de Patrimonio y Fomento Industrial y de Trabajo y de Previsión Social, para prevenir aquellas circunstancias que pudieran comprometer la vida de los trabajadores, la continuidad de las explotaciones y disminuirlas apreciablemente, tales como inundaciones, derrumbes o explosiones.

Fundamentándose en lo anterior,, se publicó en el Diario Oficial de la federación del 13 de marzo de 1967, el reglamento de seguridad en los trabajadores de las minas.

Dicho reglamento señala que tiene por objeto la protección del personal de trabajo contra los peligros que amenacen la salud y la vida de los trabajadores que laboran en la industria minero metalúrgica. Establece, además que corresponde su aplicación a la Secretaria del Patrimonio y Fomento Industrial y la secretaria del Trabajo y Previsión Social.

Como se mencionó anteriormente, dicho reglamento establece las condiciones, que en materia de seguridad e higiene, a que deben someterse la industria Minero-Metalúrgica, tanto en la minería de superficie como en la subterránea; así como las

condiciones que deben prevalecer en la planta de beneficio, las condiciones que deben existir en los talleres, en los compresores y calderas, en los malacates y calesas, en el equipo de transporte y acarreo, en la ventilación, en la prevención de incendios y en los explosivos y disparada

Es importante mencionar que en este reglamento se señalan sanciones económicas que van desde \$500 a \$100,000.00, por el incumplimiento o violación a las disposiciones y obligaciones que dicho reglamento establece.

Existen otros instrumentos legales, tales como el Reglamento para la inspección de generadores de vapor y recipientes sujetos a presión, el Código Sanitario de los Estados Unidos Mexicanos, el Reglamento sobre el Ruido, el Reglamento de Ingeniería Sanitaria, el Reglamento de Obras e Instalaciones Eléctricas, etc., los cuales van a tener mucha relación con la seguridad e Higiene en el trabajo y nos servirán como auxilio para la mejor aplicación de las normas que la industria necesita para la prevención de los riesgos y enfermedades del trabajo.

5.2 Principales Enfermedades De Trabajo Ocurridas En La Industria Minero Metalúrgica.

Es importante mencionar que en la siguiente lista sólo se mencionan el nombre de la enfermedad, el agente que la provoca y la parte o partes del cuerpo que son afectadas de acuerdo a como están señaladas en la ley federal del trabajo, Una explicación más amplia que abarcaría la descripción de la enfermedad, sus consecuencias y el tratamiento para su curación, sería un tema demasiado amplio, el cual corresponde al campo de la medicina curativa y no preventiva.

Neumoconiosis y enfermedades broncopulmonares producidas por aspiración de polvos y humos de origen animal, vegetal o mineral.

Antracosis.- Mineros de las minas de carbón.

Siderosis.- Mineros de las minas de hierro. Estanosis.- Trabajadores de las minas de estaño.

Silicatosis.- Trabajadores expuestos a la aspiración de silicatos pulverulentos.

Silicosis.- Trabajadores mineros en general.

Asbestosis o amiantosis.- Mineros de las minas de asbesto.

Beriliosis o gluciniosis.- Mineros de las minas de berilio.

Afecciones debidas a inhalación de polvos de cadmio.- Mineros y trabajadores de fundiciones.

Afecciones debidas a inhalación de polvos de vanadio.- Trabajadores mineros.

Afecciones debidas a inhalación de polvos de uranio.- Trabajadores de las minas de uranio cuando se exponen a la acción del hexa-fluoruro, separado del mineral.

Neumonía manganésica.- Trabajadores de las minas de manganeso.

Enfermedades de las vías respiratorias producidas por inhalación de gases y vapores: afecciones provocadas por sustancia químicas inorgánicas u orgánicas que determinan acción asfixiante simple, o irritante de las vías respiratorias superiores, o irritante de los pulmones.

Por metano, etano, propano y butano.- Trabajadores de los yacimientos de carbón y hornos de coque.

Por el acetileno.- Trabajadores que manejan lámparas de carburo.

Por el anhídrido sulfuroso.- Trabajadores de las minas de azufre.

Dermatosis.- Enfermedades de la piel (excluyendo las debidas a radiaciones ionizantes), provocadas por agentes mecánicos, físicos, químicos inorgánicos u orgánico, o biológicos; que actúan como irritantes primarios o sensibilizantes, o que provocan quemaduras químicas que se presentan generalmente bajo las formas eritematosa, edematosa, vesiculosa, eczematosa o costrosa.

Dermatosis por acción del calor.- Trabajadores expuestos al calor con humedad relativa alta.

Dermatosis, ulceraciones cutáneas y perforación del tabique nasal por acción de cromatos y dicromatos.- Trabajadores de las fábricas de explosivos.

Callosidades, fisuras y grietas por acción mecánica.- Trabajadores mineros.

Dermatosis de contacto.- Trabajadores mineros.

Lesiones ungueales y periungueales.- Trabajadores expuestos a la humedad.

Oftalmopatías profesionales.- Enfermedades del aparato ocular producidas por polvo y otros agentes físicos, químicos y biológicos. Conjuntivitis y querato-conjuntivitis por

radiaciones (rayos actínicos, infrarrojos de onda corta y rayos X).- Trabajadores de las salinas y los expuestos a los rayos ultravioleta del sol.

Queratoconiosis.-Incrustación en la córnea de partículas duras (mármol, piedra, polvos abrasivos o metales).- Todas las actividades que comprenden el riesgo de exposición a estos agentes.

Intoxicaciones.- Enfermedades producidas por absorción de polvos, humos, líquidos, gases o vapores tóxicos de origen químico, orgánico o inorgánico, por las vías respiratoria, digestiva o cutánea.

Saturismo o intoxicación plúmbica.- Trabajadores manipuladores de plomo y sus compuestos.

Hidrargirismo o mercurialismo.- Trabajadores de las minas de mercurio.

Arsenicismo o intoxicación por hidrógeno arseniado.- Trabajadores de las fundiciones de minerales y metales.

Manganesismo.- Trabajadores de las minas de manganeso.

Fiebre de los fundidores de zinc o temblor de los soldadores de zinc.- Trabajadores fundidores de zinc.

Oxicarbonismo.- Trabajadores mineros que tienen contacto con caso de combustión incompleta del carbón.

Intoxicación cianica.- Trabajadores de las plantas de beneficio y de la extracción de oro y plata de sus minerales, mediante el cianuro.

Hidrocarburismo por derivados del carbón de hulla.- Trabajadores de la industria carbonífera.

Sulfhidrismo o intoxicación por ácido sulfhídrico.- Trabajadores mineros.

Intoxicación por trinitrotolueno y nitroglicerina.- Trabajadores de la industria de los explosivos.

Infecciones, parasitosis, micosis y virosis.- Enfermedades generalizadas o localizadas, provocadas por acción de bacterias, parásitos, hongos y virus.

Tuberculosis.- Trabajadores mineros, cuando previamente exista silicosis.

Anquilostomiasis.- Trabajadores mineros.

Enfermedades producidas por factores mecánicos y variaciones de los elementos naturales del medio de trabajo

Bursitis e higromas.- Trabajadores en los que se realizan presiones repetidas sobre determinadas articulaciones (rodillas, codos, hombros).

Osteoartrosis y trastornos angioneuroticos (dedo muerto).- Trabajadores que utilizan martillos neumático, perforadoras mecánicas y herramientas análogas.

Deformaciones.- trabajadores mineros que adoptan posturas forzadas.

Enfermedades producidas por las radiaciones ionizantes y electromagnéticas.

Trabajadores de las minas de uranio y otros metales radioactivos (arsénico, níquel, cobalto, estroncio, asbesto, berilio, radio).

Cáncer.- Enfermedades neoplásicas malignas debidas a la acción de cancerígenos industriales de origen físico o químico inorgánico u orgánico, o por radiaciones de localización diversa.

Cáncer bronco pulmonar.- Mineros de las minas de uranio, níquel y asbesto.

Enfermedades endógenas.- Afecciones derivadas de la fatiga industrial.

Hipoacusia y sordera.- Trabajadores expuestos a ruidos y trepidaciones.

Nistagmo de los mineros.- Trabajadores de las minas de carbón.

5.3 EQUIPO DE SEGURIDAD PERSONAL.

5.3.1 Equipo de Protección Personal.

Es un conjunto de aparatos y aditamentos contruidos científicamente para ser usados en diversas partes del cuerpo humano, con el propósito de impedir las lesiones y enfermedades causadas por los agentes externos a los que están expuestos los trabajadores.

El equipo de protección personal no asegura en su totalidad la salud y la integridad física del trabajador, debido a que existen riesgos que difícilmente pueden ser evitados mediante su uso; en consecuencia es él ultimo recurso para evitar accidentes y enfermedades, y solamente será indicado cuando no haya sido posible el control del mismo por otros procedimientos; por lo que, es importante conocer las limitaciones de dicho equipo, así como el grado de riesgo a que se someterá el trabajador.

En el Reglamento de Seguridad e Higiene en el Trabajo se establece, que los patrones tienen la obligación de proporcionar el equipo de protección personal necesario, para proteger la integridad física de los trabajadores.

El equipo de protección personal más usado es el siguiente:

5.3.2 Protección En La Cabeza.

Casco de seguridad. – Puede ser de metal o fibra de vidrio comprimido, debiendo existir un espacio libre entre el casco y el cráneo.

Protección para los oídos. – Conchas acústicas o tapones elastoméricos.

5.3.3 Protección en la Cara y los Ojos.

Caretas, pantallas o cualquier otro equipo de protección contra radiaciones luminosas anormales, infrarrojas ultravioletas, así como contra agentes mecánicos, químicos y biológicos.

Anteojos, gafas, lentes, visores o cualquier otro equipo de protección para los ojos.

5.3.4 Protección En Las Vías Respiratorias.

Mascarillas individuales de diversos tipos y usos, o equipos de protección respiratoria con abastecimiento propio de oxígeno.

5.3.5 Protección Del Cuerpo Y De Los Miembros.

Guantes, guanteletes, mangas o cualquier otro equipo semejante, construido de material y diseño conveniente, de tal manera que permita los movimientos de los dedos y las manos, y que puedan quitarse con facilidad y rapidez.

Polainas diseñadas y construidas con materiales de acuerdo con la naturaleza del riesgo y que puedan quitarse rápidamente en caso de urgencia.

Calzado de seguridad.

En el Reglamento de Seguridad e Higiene en el Trabajo se establece, que los patrones tienen la obligación de proporcionar el equipo de protección personal necesario, para proteger la integridad física de los trabajadores.

El equipo de protección personal más usado es el siguiente:

5.3.2 Protección En La Cabeza.

Casco de seguridad. – Puede ser de metal o fibra de vidrio comprimido, debiendo existir un espacio libre entre el casco y el cráneo.

Protección para los oídos. – Conchas acústicas o tapones elastoméricos.

5.3.3 Protección en la Cara y los Ojos.

Caretas, pantallas o cualquier otro equipo de protección contra radiaciones luminosas anormales, infrarrojas ultravioletas, así como contra agentes mecánicos, químicos y biológicos.

Anteojos, gafas, lentes, visores o cualquier otro equipo de protección para los ojos.

5.3.4 Protección En Las Vías Respiratorias.

Mascarillas individuales de diversos tipos y usos, o equipos de protección respiratoria con abastecimiento propio de oxígeno.

5.3.5 Protección Del Cuerpo Y De Los Miembros.

Guantes, guanteletes, mangas o cualquier otro equipo semejante, construido de material y diseño conveniente, de tal manera que permita los movimientos de los dedos y las manos, y que puedan quitarse con facilidad y rapidez.

Polainas diseñadas y construidas con materiales de acuerdo con la naturaleza del riesgo y que puedan quitarse rápidamente en caso de urgencia.

Calzado de seguridad.

Mandiles o delantales contruidos con diseño y materiales adecuados al trabajo y tipo de riesgo de que se trate.

Cinturones de seguridad, caretas, salvavidas o equipos de prevención semejantes que cumplan con lo establecido en las Normas Oficiales Mexicanas.

5.4. - Equipo Contra Incendio.

Dentro de la seguridad industrial, la prevención contra los incendios representa un tema de suma importancia. La Ley Federal del Trabajo establece la obligación moral y material de los trabajadores para que ayuden en forma gratuita a sofocar un incendio. Asimismo el Reglamento de Seguridad e Higiene en el Trabajo, señala la obligación de los patrones de contar con equipo suficiente y adecuado para la extinción de un incendio en un centro de trabajo.

La causa de un incendio puede resumirse en la combustión de materias primas o productos elaborados. Esta combustión puede ser originada por los siguientes factores:

Corto circuito eléctrico.

Colillas de cigarros y fósforos encendidos, abandonados en el centro de trabajo.

Chispas de fuego.

Explosión por falta de cuidado de explosivos.

Corriente eléctrica estática.

Chispas de herramientas o de materiales metálicos por choque, en presencia de materiales combustibles.

Los incendios se pueden clasificar en cuatro tipos, según la clase de fuego:

Fuego clase A. – Combustión de materiales basándose en celulosa, papel algodón, trapos, madera, etc., y combustión de materiales de origen animal: lana, seda, plumas, pelo, etc.

Fuego clase B. - Combustión de líquidos y sólidos que desprenden gases inflamables y explosivos: grasas, aceites, petróleo y todos sus derivados, pinturas, resinas, pólvora, dinamita, gas butano y toda gama de productos químicos de transformación o de elaboración.

**ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA**

Fuego clase C. – Combustión a base de corto circuito o corriente eléctrica estática en presencia de polvos explosivos, motores, maniobras de estiba, choque de cuerpos con electricidad estática, conducción de materiales inflamables y explosivos.

Fuego clase D. – Metales combustibles en ignición como son el titanio, magnesio y litio.

La extinción de incendios se realiza por tres métodos.

a. – Con agua a presión. Es un método muy generalizado, en el cual debe existir suficiente cantidad de agua almacenada en depósitos subterráneos o aéreos de naturaleza impermeable, provistos de bombas centrífugas para que el agua pueda ser distribuida a presión en las áreas incendiadas.

b. - Con extinguidores químicos.

Extinguidores de espuma. Para usarse contra fuego clase A.

Extinguidores de tetracloruro de carbono. Para usarse en contra de fuego de clase A y C.

Extinguidores de bióxido de carbono. Para usarse contra fuegos clase B y C.

Extinguidores a base de sosa y ácido. Para usarse contra fuegos clase B.

Actualmente es conveniente y práctico utilizar extinguidores de polvo químico seco tipo ABC que pueden ser usados contra cualquier clase de fuego.

c. – Con equipos y materiales mecánicos auxiliares.

Pantallas metálicas forradas de asbesto.

Hachas.

Palas, carretillas y depósitos de arena.

Equipo de transportación.

Cobertores y mantas incombustibles.

5.5 - Seguridad en el Laboratorio en una Mina de Oro.

Es importante que en toda unidad minera se cuente con un departamento de Seguridad Industrial, en el cual se promueva el cuidado de la vida y la salud de los trabajadores, se conserve la ecología u se reduzca al máximo el nivel de riesgo en

todas las áreas de la empresa, tanto del factor humano como de las instalaciones, así como también conservar la flora y fauna.

En general en la empresa Minera Hecla S. A. De C. V. Se cuenta con un programa denominado Sistema de Seguridad Industrial Integral, y el cual consiste en:

Impartir charlas semanales de 5 minutos basados en el reglamento de Seguridad.

Que contactos personales sean realizados, principalmente a personal sindicalizado, por parte del supervisor, cuando existan actitudes negativas o positivas.

Llevar a cabo inspecciones diarias con el propósito de eliminar riesgos, actos y condiciones inseguras.

Poner en práctica y elaborar Procedimientos Seguros de Operación (PSO).

Mantener el orden y limpieza.

Todo lo anterior es con la finalidad de alcanzar las siguientes metas.

Que las áreas de trabajo se encuentren en todo momento en condiciones seguras.

Que los accidentes y enfermedades en el trabajo no ocurran.

Que las leyes, reglamentos y normas jurídicas se cumplan al 100%.

Que la ecología se restaure y se conserve.

Que exista un desarrollo integral en el trabajador.

En el laboratorio como en cualquier otro departamento de la empresa, aparte de cumplir con el Sistema de Seguridad Industrial Integral, se cuenta con el equipo y material suficiente y necesario. Para cumplir con las metas propuestas; dicho equipo y material consiste de:

Extractores de polvos adecuados para la preparación de minerales y reactivos.

Extractores de gases y vapores generados en el proceso del ensayo al fuego.

Extractor de gases y vapores generados en la determinación de elementos por Absorción Atómica.

Mascarillas para proporcionar oxígeno en caso de inhalación de HCN.

El material que se proporciona a los trabajadores, principalmente sindicalizado es: Regaderas a presión, lava ojos.

Equipo para primeros auxilios en caso de intoxicación con HCN.

Zapato camisola y pantalón, 3 veces por año casco de seguridad 2 veces por año faja 2 veces por año; material de uso más frecuente: tapones auditivos, mascarilla

para polvos, guantes de látex, guantes de camaza, guantes de lana; material usado de acuerdo a la actividad que desarrollan; guantes y chamarra aluminizados, careta, mascarilla para gases y vapores.

CONCLUSIONES

Las técnicas empleadas en este laboratorio, son ampliamente confiables, ya que los resultados obtenidos eran comparados esporádicamente con otros laboratorios, tanto del estado de Sonora como de los Estados Unidos. Dichos laboratorios son de gran reconocimiento y las diferencias eran de aproximadamente 2 %.

Por otra parte se puede considerar que a lo largo de los 19 meses de experiencia en esta empresa, se llegó a comprender plenamente, los métodos empleados para la determinación de los elementos de interés, principalmente la determinación de oro, y en el cual se empleaban los métodos de Ensaye al Fuego y Absorción Atómica.

Esta actividad es la de mayor importancia en este laboratorio debido a que los resultados obtenidos son reportados directamente a la gerencia de planta, para de ahí realizar los balances diarios, semanales y mensuales principalmente, obteniéndose una diferencia menor a 5 %.

También cabe hacer mención, que con la realización de este informe, se llegaron a comprender algunos aspectos teóricos fisicoquímicos y los cuales no se llegaron a comprender completamente durante la estancia en esta empresa, y que en el momento de querer investigar no era posible debido a la escasa bibliografía existente.

BIBLIOGRAFIA.

- 1.-Cutler S. O., Waldemar F. D., Fire Assaying, Mc.Graw Hill Book Co., New York.,N.Y. (1940). (páginas 1-74)
- 2.- Bugbee E. E., A Textbook of Fire Assaying, 3ª. Ed., Wiley and Sons, London (1950), (páginas 1-73, 92-133)
- 3.- Yannopoulos J.C., The Extractive Metallurgy of Gold, Van Nostrand Reinhold, New.York., N.Y. (1991).(páginas 143-145)
- 4.- Arbiter N., Han K.N., Gold Advannces in Precious Metals Recovery, Gordon and Breach Science Publishers, Philadelphia, Pa., (1990), (páginas 66-74)
5. - Gill, C.B., Nonferrous Extractive Metalurgy, John Wiley and Sons, New York N. Y. (1980), (páginas 168-170, 196-198)
6. - Evans, D., Shoemaker, International symposium on Hidrometallurgy. The American Institute of Mining, Metallurgycal and Petroleum Engineers. Inc. New York, N.Y., (1973), (pag. 105-106)
- 7.-Benner S. L., Suzuki T., Meguro K. And Tanaka S., Precious Metals Science and Technology, The International Metals Institute, Austin Texas, (1991),(páginas 224-233)
8. - Inclán García David, Estudio sobre un Método Rápido para Ensaye de oro por Vía Seca, Tesis Fac. de Química, Universidad Nacional Autónoma de México (UNAM), (1957) (pág. 1-30)
9. - Cruz Morales C. V. Impurezas de As, Sb y Bi en Concentrados de Cobre. Una Alternativa para el Control de Contaminantes, Tesis, Fac. de Química. (UNAM), (1998) (pág. 9-12)
- 10.- Asha Barma, Handbook Of Atomic Absorption Analysis. Vol. 1, CRC Press Inc. U.S.A. (1986) (pág. 1-34)
- 11.- Orozco Díaz F, Análisis Químico Cuantitativo. Edit. Imprenta Universitaria. México 1944, (pág. 52-55)
12. - Salazar Pardo F., La Seguridad e Higiene en la Industria Minero Metalurgica Mexicana, Tesis 1982, Fac. de Ingeniería (UNAM), (pág. 14-16, 48-53, 92-109)

13. - Garay Arista M. C., Metalurgia Extractiva de Oro y Plata a Nivel Laboratorio, Tesis 1981, Fac. de Química. (UNAM), (pág. 18-20)