



UNIVERSIDAD DE GUANAJUATO

DIVISIÓN DE INGENIERÍAS CAMPUS GUANAJUATO

Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología

TRATAMIENTO DE UNA MENA REFRACTARIA DE ORO-PLATA

ASOCIADA A CARBÓN

TESIS

QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE

INGENIERO METALÚRGICO

PRESENTA:

FELIPE DE JESÚS PÉREZ LOZANO

DIRECTORES DE TESIS

Enrique Elorza Rodríguez

GUANAJUATO, GTO.

2015

Septiembre del

1.1 INTRODUCCIÓN

En la actualidad, las empresas mineras buscan producir al menor costo posible. El control de los gastos operativos, es la base para la obtención de las ganancias esperadas de la empresa, por lo tanto, una buena operación a bajo costo va de la mano de obtener una recuperación alta de los metales de interés. Si la recuperación que se obtiene de un elemento determinado es baja, las ganancias de la empresa serán menores. Los problemas que enfrenta la minería actual en sus procesos, como la compleja mineralogía de algunos yacimientos y la tendencia a la baja de las leyes de las menas, requiere trabajar constantemente en la optimización de dichos procesos, para obtener el mayor beneficio económico de la operación.

La complejidad mineralógica sobre todo es una variable importante a considerar, debido a los elementos que pudiera traer consigo el mineral que alimenta al proceso, algunos de los cuales son totalmente perjudiciales, y que sin embargo deben entrar junto a los elementos de interés. En las plantas de cianuración debe considerar tal variable como parte fundamental en los trabajos de optimización, pues los problemas que puedan presentar en ocasiones son generados por el propio mineral de alimentación y no por una mala operación del proceso.

La cianuración es el proceso de extracción de oro y plata más utilizado hoy en día, y se ha mantenido vigente desde hace ya un siglo, ha sufrido cambios debido a los avances tecnológicos, sin embargo sus fundamentos son los mismos. La investigación y desarrollos realizados alrededor de este proceso es extensa y cada una de las variables involucradas ha sido bien estudiada, así que estas son conocidas y las aplicaciones industriales están bien consolidadas. Las investigaciones recientes son llevadas a cabo para resolver problemas específicos en plantas y en la optimización de los circuitos actuales, de ahí la importancia que tiene el estudio de las cargas alimentadas al proceso.

La cianuración es un proceso extractivo, mediante el cual los valores de oro y plata contenidos en una mena son disueltos (oxidados) y complejados en una solución de baja concentración de una sal de cianuro. La mena es molida en húmedo y en forma de una mezcla sólidos-agua (pulpa) es puesta en contacto con oxígeno y

cianuro a pH alcalinos, los valores de metales preciosos disuelven y concentran en la solución acuosa.

En la designada cianuración dinámica, la agitación que promueve la disolución de los metales preciosos se provee mediante equipos llamados agitadores, los cuales son tanques provistos de elementos de agitación: baffles y propelas. Además de estos elementos, las operaciones de cianuración dinámica cuentan con espesadores, filtros y circuitos de recuperación de metales.

La recuperación de metales constituye en sí un paso no menos importante que la disolución, existen diversos procesos de recuperación de metales: precipitación química, cristalización, carbón activado, extracción por solventes-electrolisis, entre otros. La recuperación de metales preciosos de sus soluciones ricas tradicionalmente lo ha sido la cementación, proceso Merrill-Crowe. El proceso Merrill-Crowe es recomendable cuando la relación plata-oro es de 50 o más, es de naturaleza electroquímica, en el que los metales presentes en solución cementan, depositan en forma metálica, sobre las partículas de zinc. La reacción es reversible, así que de no tenerse las condiciones adecuadas: baja concentración de oxígeno, bajos sólidos suspendidos en solución, y una adecuada concentración de cianuro, la cementación será ineficiente o bien consumirá altas cantidades de zinc.

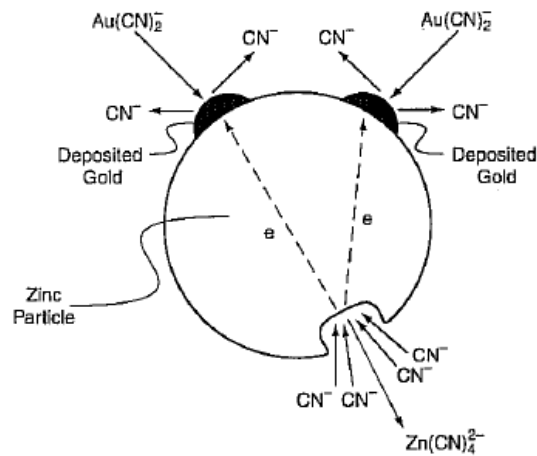


Figura 1 Representación esquemática del mecanismo de cementación de oro sobre zinc, (Marsden, House, 2005)

Una vez que se ha recuperado el oro y plata de las soluciones en forma de precipitado, este se lleva a fundición, previo filtrado y secado, para obtener como producto barras doré, a este producto se le da un tratamiento de refinación, para obtener productos comerciales de oro y plata.

1.2 ANTECEDENTES

La mayoría de los procesos metalúrgicos para tratar menas de interés económico, son conocidos. Algunos minerales presentan dificultades para ser tratados de manera convencional o por los métodos tradicionales. Cuando un mineral presenta estas dificultades se dice que es una mena refractaria. (Marsden, 2005)

La refractariedad, es un término usado para describir la dificultad al ser tratados ciertos minerales por métodos convencionales, esta dificultad es presentada por diversas causas.

En las menas de oro y plata la refractariedad se puede suponer cuando la extracción de estos metales es baja o cuando se tiene un alto consumo de reactivos y esto se puede deber a alguna de estas causas:

- Cuando el oro esta encapsulado en minerales de ganga comúnmente sulfuros, y este no puede ser adecuadamente liberado por molienda fina.
- Cuando el oro ocurre con minerales que consumen cantidades inaceptables de reactivos, por ejemplo pirrotita, marcasita y arsenopirita.
- Cuando el oro ocurre con minerales carbonosos que absorben el metal durante la lixiviación.
- Cuando ocurre alguna combinación de las tres anteriores causas. (Marsden, 2005) cuando los minerales a ser tratados por cianuración no son minerales oxidados se le puede dar un pretratamiento, para que los reactivos involucrados en el proceso puedan ser eficientes para la disolución de los metales.

Como ejemplo de un pretratamiento dado a una mena de oro antes de ser tratada por el proceso de cianuración es la pre oxidación aplicada a minerales sulfuros, carbonosos, telurios y concentrados de oro antes de la cianuración, para incrementar la extracción de este metal.

Otro ejemplo de pretratamiento a menas de oro lo es la Biooxidación; existe un proceso comercial denominado BIOX[®] en el cual se utilizan mezclas de poblaciones de las bacterias *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *At. thiooxidans* y *Leptospirillum ferrooxidans*, para fracturar la matriz sulfurosa de los minerales,

liberando de ese modo el oro ocluido para su posterior cianuración. (Douglas E. Rawlings, D. B. J. 2007).

Estos dos ejemplos anteriores son muestra de que no todas las menas de oro pueden ser tratadas directamente por cianuración, y más bien en ocasiones, se debe darles un tratamiento previo para poder llevar a cabo posteriormente la extracción del metal.

En las menas con presencia de materia carbonosa, se puede aplicar un pretratamiento oxidativo (Tostación) para convertir el carbón presente en dióxido de carbono, posterior a la tostación las calcinas resultantes pueden ser procesadas por cianuración.

1.3 CAMPO Y ALCANCE DE ESTUDIO

Los fundamentos teóricos del proceso de cianuración están bien fundamentados desde hace un siglo, y se tiene bien preciso el campo de estudio al que pertenece este, siendo fundamentos electroquímicos, y fisicoquímicos.

La física nos explica cómo se llevan a cabo los procesos de conminución de minerales, y la clasificación de estos en diversos tamaños, a la fecha existen diversos modelos matemáticos para describir la distribución de tamaños de partículas que se generan en los procesos de reducción de tamaño de menas, por ejemplo Gaudin- Schuhmann (1940) y Rosin-Rammler (1933-34).

En lo que respecta a la caracterización de minerales, los fundamentos y aplicaciones de esta están basados en la microscopia electrónica, estudios de difracción de rayos x, y en la propia mineralogía tanto descriptiva como óptica.

La recuperación de metales de las soluciones en forma de cationes, refiriéndonos al proceso Merrill-Crowe, tiene fundamentos electroquímicos, así como la disolución de metales y estos últimos representan los procesos electroquímicos más importantes.

En las menas con materiales carbonosos se presenta el fenómeno de la absorción de valores en la extracción por cianuración, para estudiar este fenómeno se tienen las bases en fundamentos fisicoquímicos y de transporte de masa.

Una caracterización mineralógica previa a las pruebas de laboratorio, es recomendada hoy en día, para llevar a cabo un estudio metalúrgico completo lo que previene de un trabajo innecesario y nos da una idea más clara de las pruebas que requerimos llevar a cabo, y de la presencia de impurezas y otros materiales presentes en las menas con las que vamos a trabajar.

La Mineralogía Aplicada al procesamiento de minerales, es una herramienta muy importante que permite la evaluación cualitativa y cuantitativa de las menas con el objeto de seleccionar y optimizar el proceso de tratamiento metalúrgico para obtener en el curso de su beneficio una mayor recuperación de los elementos de interés económico. Esto gracias a la asociación de las propiedades físicas, químicas y mineralógicas de las materias primas minerales con su comportamiento en los diferentes procesos metalúrgicos. (Monroy F.M. 1987)

La importancia de la Mineralogía aplicada debe ser aceptada por las empresas mineras como una manera de apoyar a sus operaciones de exploración y prospección minera para aportar datos más precisos de las especies minerales a ser procesadas en la planta, y para darse cuenta de cuales cargas alimentadas darán o no los resultados esperados y muchas ocasiones hasta presupuestados.

De aquí la importancia de establecer antes del minado, las cargas que serán extraídas para su procesamiento.

De manera importante también existen las consideraciones ambientales que en los últimos años han jugado un importante papel en el desarrollo y en la explotación de los recursos minerales. La legislación ha pasado a ser más restrictiva en cuanto al uso de procesos ambientalmente inaceptables y al control de otros. Esta legislación la cual ha sido desarrollada a diferentes ritmos alrededor del mundo, tiene cada vez mayor impacto al momento de elegir los procesos y las operaciones. (Marsden, House 2005).

1.4 JUSTIFICACIÓN

Compañía Minera Peña de Bernal S.A. de C.V. es propietaria de la Unidad San Martín en el estado de Querétaro, unidad minera que extrae y procesa menas con contenidos de oro y plata mediante el proceso de cianuración dinámica. Las leyes alimentadas a la planta de beneficio en esta unidad son en promedio 2 g/Ton de Au

y 15 g/Ton de Ag, con esta alimentación se prevé obtener una recuperación de los metales de 88-90% y 60-70% respectivamente. Durante los meses de junio a agosto de 2012 la compañía reportó una considerable disminución en las cifras de recuperación; 50 a 69% de recuperación de Au y 45-55% para Ag. Actualmente las recuperaciones se han reestablecido a las inicialmente indicadas. El análisis de resultados y su cotejado con las menas tratadas permitió identificar la causa de esta caída en las recuperaciones, siendo ésta, refractariedad debida a la presencia de materia carbonosa.

La mena refractaria, presenta contenidos de oro y plata inusualmente altos; 6 g Au/ton y 400 g Ag/ton, por lo que investigar y plantear una alternativa para su tratamiento se justifica no solo por el reto que el problema representa en sí, sino que como profesionalista del ramo se está obligado a fin de maximizar y optimizar el uso de los recursos no renovables.

Con este trabajo se pretende dar recomendaciones a la Superintendencia de Planta de Beneficio para mejorar la recuperación y para mejorar en algunas cuestiones operativas, todo en base a las pruebas metalúrgicas que se llevaron a cabo en su momento.

1.5 OBJETIVOS

Objetivo General

Definir un proceso de extracción que permita el adecuado tratamiento y recuperación de los metales preciosos asociados a la materia carbonosa de esta mena refractaria.

Objetivos Particulares

- Caracterización química y mineralógica de la mena refractaria.
- Realizar pruebas estándares de cianuración sobre muestras o porciones representativas, y se tengan como indicativas de la refractariedad de la mena.
- Realizar pruebas de tostación-cianuración, pruebas referentes.
- Realizar pruebas de cianuración en presencia de carbón activado.

- Realizar pruebas de cianuración, previo tratamiento oxidativo sobre la materia carbonosa.
- Realizar pruebas de flotación de materia carbonosa seguidas de cianuración.
- Proponer una alternativa técnica y económicamente viable para el tratamiento de esta mena.

1.6 HIPOTESIS

Algunas de las especies minerales que son alimentadas en la planta de cianuración de la unidad San Martín provocan una disminución en los valores de extracción esperados, la cianuración por sí sola no es capaz de extraer los valores de oro y plata contenidos en los minerales y posiblemente la presencia de carbón en la mena es responsable de esta causa, a pesar de que los minerales presentan cantidades de oro y plata altas, se requiere de una caracterización mineralógica y pruebas de laboratorio para establecer un proceso económicamente viable o una alternativa operativa para procesar estas cargas que en mina no pueden ser descartadas.

1.7 ORGANIZACIÓN DEL TRABAJO DE TESIS.

En el primer capítulo se presenta una introducción sobre los procesos para tratar menas de oro y plata, así como una descripción de los procesos para recuperación de metales de soluciones, los antecedentes del trabajo y los objetivos de este. Posteriormente en el Capítulo 2 se da una descripción general de la unidad minera San Martín. En el Capítulo 3 se describe el proceso total en planta de beneficio y se plantean los problemas particulares del área. En el Capítulo 4 se presentan las pruebas llevadas a cabo para identificar los problemas planteados en el capítulo anterior, así como el desarrollo del trabajo de investigación. Para terminar, en el Capítulo 5 se presentan los resultados y la discusión de estos, así como las recomendaciones que se plantean en el trabajo para ofrecer una posible solución a los problemas planteados, también se presentan las conclusiones del trabajo.

CAPÍTULO 2

GENERALIDADES DE LA UNIDAD

2.1 ANTECEDENTES

Compañía Minera Peña de Bernal S.A. de C.V. Unidad San Martín, es una propiedad minera perteneciente a la empresa canadiense Starcore Internacional Mines LTD, se encuentra ubicada en el estado de Querétaro, es una unidad minera que extrae y procesa minerales con contenidos de oro y plata, mediante el proceso de cianuración dinámica.

2.2 LOCALIZACIÓN DE LA UNIDAD Y ACCESOS PRINCIPALES

La unidad San Martín se localiza en la parte Central del Estado de Querétaro al N70°E y 47 Km. en línea recta de la ciudad de Querétaro, en el municipio de Colón; al NW de la Ciudad de México, siendo sus coordenadas geográficas, en 20 43' 56" latitud norte y 99 58' 33" longitud oeste.

El acceso más común es por la autopista México-Querétaro, en el km 144, hay un entronque hacia Bernal y 5 km. antes de llegar, hay otro con 1 km. a San Martín. Otro acceso es por San Juan del Río, pasando por Tequisquiapan, Ezequiel Montes y tomar la ruta hacia Bernal.

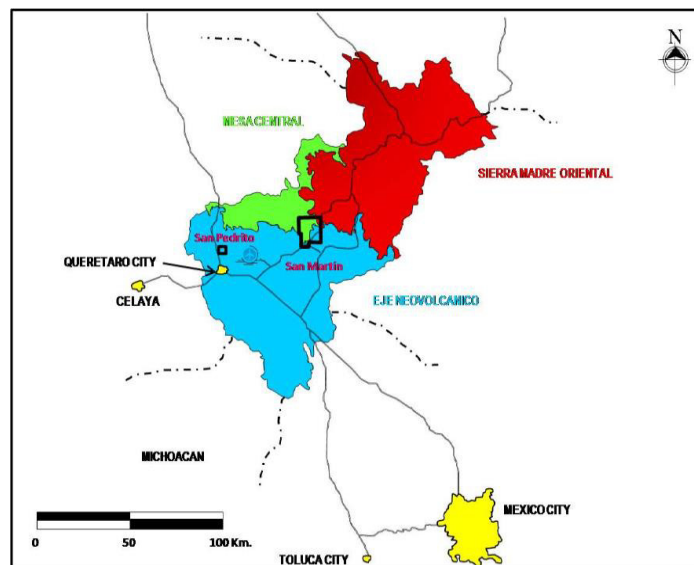


Figura 2.- Mapa de Localización de la Unidad San Martín.

2.3 HISTORIA OPERATIVA

La Unidad como tal, cuenta con una historia de producción de 33 años, ésta ha estado en manos de diversos dueños, que la han operado a lo largo del tiempo, sin embargo la historia minera de la propiedad es más extensa y se resume a continuación.

La mina fue descubierta en los años sesentas del siglo XVIII, por Pedro Romero de Terreros, Conde de Regla el cual inició las explotaciones en los niveles más someros en las áreas de la Reina y Calaveras, de donde extrajo un gran tonelaje con buenas leyes de oro y plata. Trabajó durante 40 años en forma ininterrumpida, trabajos que se supone, se suspendieron por la guerra de Independencia en Cadereyta de Montes, reanudó actividades en este predio minero durante 2 años.

A finales del siglo XIX, el desarrollo de las obras se efectuó dentro del cuerpo explotado por los españoles llamado Santo Tomás (Nivel I de San Martín). Estos desarrollos no lograron profundizar mucho, en 1901 los últimos dueños mexicanos vendieron esta propiedad a una empresa americana llamada Ajuchitlán Mining & Milling Co, siendo su gerente y presidente el Sr. Cleo Crowell. Esta empresa logró desarrollar dos niveles nuevos, uno de 41 m arriba de Santo Tomás llamado Calaveras y otro nivel inferior el que utilizaron como de acarreo (actual nivel 2), los cuales dieron servicio a cuerpos de mineral de gran magnitud y de extraordinarias leyes, además lograron incrementar producción, instalando una planta de cianuración de 125 Ton/día de 15 g/ton de Au y 60 g/ton de Ag. Finalmente los trabajos fueron interrumpidos debido a la revolución y problemas entre los socios y desde entonces no había sido explotada.

En 1935 el Sr. Antonio L. Guevara, realiza un denunció de 12 lotes de 9 has cada uno, de los cuales pierde 6 y los restantes los ofrece a venta a la Turu Mining Co. la cual en noviembre de 1939 envía al Sr. Perogordo Lasso para realizar un breve estudio. El Sr. Lasso realiza un muestreo, del cual concluyó y estimó que la mina contaba con 1 millón de toneladas con leyes 10 g/Ton de Au y 100 g/Ton de Ag. De estos datos a la fecha no se tienen muchas referencias de trabajos anteriores, no es hasta 1980 cuando el Lic. Zenteno aparece como concesionario de los lotes San Martín 1 y 2, los cuales pertenecían con anterioridad a los Sres. Luis León Ramírez R. y René Ramírez R.

De 1980 a 1982 LUISMIN negoció lotes pertenecientes al Lic. Zenteno abarcando 3 000 has., durante este periodo el Consejo de Recursos Minerales fija zona de reserva nacional la cual comprende un periodo de 6 años terminando su exploración en 1988. Posteriormente de 1986 a 1988 LUISMIN negoció la zona de reserva mineral e inicia etapa de exploración la cual suspende hasta 1989.

- 1993 En el mes de Septiembre se inició la explotación del Tajo San José y comienza a operar la Planta de Beneficio con capacidad de 300 Ton/día.
- 1994 Dió inicio la preparación de la mina subterránea: se incrementa la producción a 400 Ton/ día.
- 1995 La explotación del Tajo San José terminó a fines de año y la producción total de la Unidad se comenzó a generar de las operaciones subterráneas de la Mina San Martín.
- 1996 Se integraron a la producción las minas San José (continuación del tajo mediante explotación subterránea), San José II, cuerpo y área de mantos. Se hace una primera ampliación de la planta, a 620 ton/día en la cual se incorpora un molino 7'x8' y un tanque agitador de 30'X 30'.
- 2000 Sufre una segunda ampliación en donde se instala un molino vertical VERTIMILL 200 y un sexto tanque agitador de 30'X 30'.
- 2001 Se agrega al circuito un tanque espesador clarificador E-CAT 5' x 11'.
- 2002 San Luis Corporación vende división minas a Wheaton River Minerals Limited.
- 2005 Wheaton River Minerals Limited se asocia con GoldCorp para formar GoldCorp Inc, producen 700 Ton/día.
- 2008 La Compañía Starcore International Mines, adquiere la Unidad San Martín, así como dos proyectos de exploración.
- 2013 La producción actual es de 870 Ton/día.

Actualmente, la compañía extrae y procesa los minerales para obtener como producto final barras de Doré, las cuales son exportadas a una refinadora de metales preciosos en Turquía.

2.4 ORGANIZACIÓN DE LA COMPAÑÍA

La compañía cuenta con una plantilla de trabajo de 300 trabajadores sindicalizados y 45 empleados de confianza, todos organizados en los siguientes departamentos:

Mina
Geología

Planta de Beneficio
Ingeniería y Planeación
Laboratorio de Ensayes
Mantenimiento
Seguridad y Ecología
Administración
Gerencia

Además de la oficina central del corporativo en la ciudad de Vancouver, Canadá.

2.5 DESCRIPCIÓN GENERAL DE LA GEOLOGÍA

Descripción de los Cuerpos Mineralizados

La mina de San Martín se desarrolló sobre una estructura tabular brechada que se extiende poca más de 3 km, con una orientación general de N45°E y buzamientos al SE de entre 40° y 90°. De los niveles inferiores al 1, su aspecto general es el de una brecha-veta que denominan “**Tronco**”, en los niveles 0 (San Martín, Cuerpo 28), 2 y 3 (Cuerpo 29) su apariencia es el de una brecha-manto al que le denominan “manto”.

La estructura mineralizada consiste en una brecha con varias etapas de brechamiento y cementación. Los principales constituyentes de esta brecha son clastos angulosos de las rocas encajonantes (calizas y lutitas), cementados mayoritariamente por sílice y calcita. Asociado a estas etapas aparecen los minerales de oro y plata que hacen económica su explotación.

Los encargados de la explotación de la mina tanto en las diferentes épocas pasadas como en la actualidad, han subdividido y denominado horizontalmente a la estructura mineralizada como cuerpos, por lo que toda su nomenclatura está referida a los nombres de dichos cuerpos. De Sur a Norte son: San José I, San José II, San Martín, Cuerpo 28, Cuerpo 29, Cuerpo 30 y Cuerpo 31, así como algunas anomalías ubicadas al norte del distrito.

En el sentido vertical la subdivisión se hace por niveles, ya que se desplanta un nivel cada 35 m de profundidad. Empezando por el nivel 0 (en mantos), aumentando la numeración a profundidad.

Cuerpo San José I

Se localiza en el extremo Sur de la mina principal de San Martín. Se caracteriza por tener forma cimoidal (estructura que se abre en dos o más ramales que más adelante se vuelven a juntar) tanto vertical como horizontalmente. Su textura es de brecha de caliza; abundantes clastos de caliza de color gris oscuro a negro cementados por cuarzo y calcita blanca y desarrolla una zona de stockwork (abundante vetilleo) en las calizas al alto de la estructura principal (Formación Soyatal). Este cuerpo presenta una forma tabular, con rumbo N60°-70°E y su inclinación promedio es de 70°. Se reconoce actualmente por 300 m de longitud, presenta un espesor promedio de 3.5 m y se ha explorado con barrenación hasta una profundidad de 130 m, sus leyes promedio son de 3.1 g/Ton de Au y 17 g/Ton de Ag.

Entre 1993 y 1994 la parte más superficial de este cuerpo se decidió explotar como un tajo a cielo abierto, debido a que en este lugar aparecía el stockwork desarrollado sobre las calizas encajonantes de alto. Actualmente el tajo está inactivo, pero el cuerpo a profundidad se continúa explotando a través de niveles subterráneos, con la idea de mezclar su mineral de baja ley con los de más alta ley obtenida de los cuerpos 28 y 29.

Cuerpo San José II

Este cuerpo está ubicado entre los cuerpos San José I y San Martín, cuenta con tres niveles desarrollados y están en explotación los niveles 4 y 5.

Consiste en una brecha de caliza quebradiza formada por clastos de caliza y cuarzo, cementados por calcita, que se encajona en las calizas y lutitas de la Formación Soyatal. Su forma es tabular y subvertical, con orientación variable entre N60°-70°E, presenta una longitud de alrededor de 450 m y se conoce hasta una profundidad de 120 m desde superficie hasta su nivel 6. Esta estructura es muy delgada ya que varía de 1 a 1.8 m de potencia, en su parte sur se encuentra conectada al cuerpo San José I a través del nivel 4, que es común a ambos. Su parte Norte está limitada por una falla que separa 230 m este cuerpo de su continuación al Norte, con el cuerpo San Martín.

Actualmente su nivel de explotación ha disminuido, al quedar solo mineral de baja ley con algunos pequeños clavos económicos en los niveles 5 y 6. Presenta una ley media en las reservas de 2.9 g/Ton de Au y 50 g/Ton de Ag, siendo el cuerpo con las leyes más marginales de la mina.

Cuerpo San Martín

Se localiza en la parte central de la estructura mineralizada y se considera el cuerpo más importante de toda la mina por sus dimensiones, los 7 niveles desarrollados, además de los mantos que se encuentran cerca de la superficie. Está formado por una brecha con clastos de caliza de color negro cementadas por cuarzo y calcita, encajonada en calizas de la Formación Soyatal, presenta una extensión horizontal de 750 m y vertical de 300 m, con espesores comprendidos entre 1.5 hasta 5 m.

Del nivel 1 al 7 se presentan en forma vertical con rumbo N45°E y echados entre 40°-85° al SE. En la parte más cercana a la superficie la estructura se presenta como manto (se denomina nivel 0), y fue en esta zona donde en la antigüedad se inició la explotación de la mina. Sobre la superficie aflora una pequeña ventana de aproximadamente 80 m de longitud y el resto está cubierto por las rocas volcánicas. Actualmente se ha detectado la continuidad de la estructura en su extremo Oeste, por medio de barrenación a diamante, a la profundidad de lo que sería el nivel 11 y aún el cuerpo continua.

Cuerpo 28

Este cuerpo presenta una longitud de 300 m por encima del nivel 2 presenta una morfología de manto con espesor entre 2.6 a 3.1 m de espesor y una longitud de 170 m, del nivel 2 hacia abajo se verticaliza adquiriendo morfología de tronco (veta) alcanzando espesores entre 1.8 y 8.7 m con una longitud de 130 m, aunque en el nivel 4 (último nivel desarrollado) la potencia se reduce entre 1.3 y 1.7 m.

A través de obra directa y barrenación a este cuerpo se le ha reconocido hasta 250 m de profundidad, su orientación varía de N10°-45°E y buzamiento hacia el SE. Su límite superior lo conforma la unidad volcánica dacita/andesita. Se compone por clastos de caliza parcial o totalmente silicificados, cementados por calcita y en menor proporción sílice. Tanto al sur como en el extremo norte está delimitado por fallamiento de tipo normal, que lo separa del cuerpo San Martín y del Cuerpo 29.

Cuerpo 29

Se ubica horizontalmente a 250 m al norte del cuerpo 28 y a 100 m en vertical con respecto al mismo. Presenta una extensión horizontal de 380 m con rumbo general casi norte-sur, con una profundidad de 250 m y su espesor varía entre 15 y 20 m en la zona de mantos, mientras que en el tronco alcanza espesores entre 4 y 8 m.

La geología de las obras subterráneas indica que en el área de mantos, este cuerpo está limitado en todos sus extremos por varias etapas de fallamiento, mientras que en el tronco se tienen conocidos cerca de 200 m longitudinales afectados por un sistema de fallamiento que fragmentan la estructura.

Cuerpo 30

Se localiza al norte del cuerpo 29 con una longitud de 480 m, un ancho de 55 m y un espesor de 10 m. Dicho cuerpo esta delimitado al alto por el dique y al bajo por la caliza, presentando varias etapas de fallamiento.

Cuerpo 31

Es el último cuerpo hacia el Norte que se ha conocido con obra; tiene una longitud de 450 m. Tiene un ancho de 40 m y un espesor de 12 m. Tiene un rumbo general NW 35° SE, con una inclinación de 80°, se encuentra encajonado por el dique riolítico al alto de la estructura y calizas de la Formación Soyatal al bajo de la misma, esta estructura está compuesta por fragmentos de caliza silicificada y fragmentos de sílice cementados en una matriz de cuarzo y calcita.

Este cuerpo es fuertemente afectado por esfuerzos extensos que originan dos sistemas de fallas, el primero tiene un rumbo general NW35° SE y la última fase NE45°SW, estos sistemas lo segmentan y lo mueven tanto horizontal como vertical.

2.6 DESCRIPCION GENERAL DEL SISTEMA DE MINADO

El sistema de explotación utilizado en esta mina es subterráneo, mediante Corte y relleno. El corte se realiza debido al terreno inestable de forma horizontal con voladuras controladas utilizando principalmente el post-corte. El relleno es con tepetate dejando una altura del piso del relleno al cielo del rebaje de 3.0 metros.

En la zona de mantos es donde se lleva a cabo el sistema de cuartos y pilares con relleno ya que son demasiado extensos los mantos y por la inestabilidad es necesario tener como soporte los pilares, y se combina con el relleno, por lo del terreno inestable se ahoga con tepetate el rebaje hasta el cielo, y se utiliza cemento lanzado, para darle más estabilidad y seguridad al terreno.

La barrenación se hace por medio de máquinas de pierna S83F RNP y MID WESTERN de 90 lb/pulg², y también con Jumbos TAMROCK AXERA DO5. El acarreo de mina es por la rampa general en camiones de bajo perfil y camiones de volteo con capacidad de 10 y 15 toneladas, los cuales son cargados por Scooptram's en los cargaderos y tolvas que se encuentran en los cuerpos 28, 29, y San Martín, depositando el mineral en la tolva de gruesos de la planta de beneficio ó en el stock cero.

2.7.- PLANTA DE CIANURACIÓN

En esta sección se proporciona la descripción operativa de la planta de tratamiento de la Unidad San Martín. Es una planta de cianuración con capacidad de procesamiento de 870 Ton/día, cuenta con las secciones siguientes:

- Trituración
- Molienda
- Tratamiento Químico
- Filtros de tambor
- Precipitación
- Fundición
- Presa de Jales

El producto final de la planta de beneficio son barras de Doré, se cuenta con una presa de jales para el manejo de los residuos, que recibe el material procesado y en la cual se recupera solución que es retornada a la planta.

El mineral extraído de mina es almacenado temporalmente en un patio denominado **Stock Cero**, de ahí se alimenta con camiones de volteo de 14 y 10 toneladas a la planta de beneficio, y cuando la operación lo requiere, el mineral acarreado es alimentado directamente por los camiones de volteo.

Sección de Trituración

La sección de trituración está conformada por un circuito de dos etapas de reducción de tamaño, en la cual la alimentación recibida de mina es reducida a tamaños de $\frac{1}{4}$ ".

Se recibe el acarreo de mina directamente en una parrilla de rieles que tienen una abertura de 18" para asegurar que la alimentación a la quebradora primaria no exceda este tamaño, el material que es mayor a 18 pulgadas es quebrado con marro, todo el material es almacenado en una tolva de gruesos con capacidad para 80 Ton. El material en la tolva de gruesos se alimenta a una quebradora de quijadas (primaria) de 15" x 24" marca Roger, por medio de un alimentador de oruga montado en la parte inferior de la tolva de gruesos.

La descarga de la quebradora primaria es transportada por medio de la banda #1, la cual alimenta una criba vibratoria de doble cama de 6 x 12 pies, la cual cuenta con una cama superior de abertura de malla de $\frac{3}{4}$ " y una inferior con abertura de $\frac{1}{4}$ ". La descarga gruesa de esta criba es transportada por la banda #2 hacia la quebradora secundaria de cono de tamaño 4' $\frac{1}{4}$ " marca Symons, la descarga de esta quebradora a su vez es transportada por medio de la banda #3 para descargar nuevamente sobre la banda #1 y así cerrar el circuito de dos etapas de trituración.

La descarga fina de la criba es transportada por medio de la banda #4 hacia el stock de finos para ser almacenado para la siguiente sección del proceso. En la Tabla 1 se encuentran los principales equipos que se encuentran en esta sección.

Tabla 1.- Equipo principal de la sección de trituración.

Equipo	Tamaño/Capacidad
Parrilla de rieles	18 " abertura
Tolva de Gruesos	80 Ton
Quebradora Primaria	15" x 24"
Quebradora Secundaria	4 1/4"
Alimentador de Placas (Oruga)	24" x 66"
Electro-imán	1Kg de metal
Criba vibratoria doble cama	6' x 12' CS $\frac{3}{4}$ " CI $\frac{1}{4}$ "
Banda #1	24" x 41.9 m
Banda #2	24" x 31.5 m
Banda #3	24" x 14.4 m
Banda #4	24" x 58.2 m

Cabe mencionar que el primer muestreo de la alimentación se lleva a cabo en esta área, realizándose con un cortador automático sobre la banda #4, este cortador es accionado cada 5 minutos y del cual se obtiene una muestra representativa de cabeza.

Sección de Molienda

La sección de molinos cuenta con un circuito de reducción de tamaño en dos etapas, dos molinos de bola para molienda primaria y un molino vertical como etapa remolienda, obteniéndose una pulpa con mineral fino molido a un tamaño de 70% @ -200 mallas.

La carga procedente de trituración es almacenada en un patio de mineral al que se le denomina Stock de finos con una capacidad para poco más de 1500 toneladas, en la parte inferior del stock se cuenta con boquillas de alimentación para los dos molinos de bolas los cuales operan de manera independiente. La molienda primaria se lleva a cabo con dos molinos de bolas marca Marcy de 9' x 9' y 7' x 8' respectivamente, estos son alimentados del Stock de finos con bandas transportadoras, la banda #5 alimenta al molino 9'x9', mientras que la banda #6 al 7'x8'. Se lleva a cabo muestreo sobre las alimentaciones de cada molino con un cortador al final de cada banda. Cabe destacar que el arranque del molino 9'x9' se lleva a cabo con embrague neumático, mientras que el del 7'x8' es directo.

En la alimentación de cada molino se añade solución (solución semi-rica #1 procedente de la sección de tratamiento químico y es almacenada en uno de los 4 tanques ubicados en la parte superior de la planta) para formar la pulpa, la cual es descargada a un cajón de bombeo con un par de bombas centrifugas, las cuales envían la pulpa a los hidrociclones para clasificar la pulpa. Las arenas de cada molino regresan para ser molidas nuevamente cerrando el circuito, mientras que los finos son enviados a remolienda en el molino vertical.

En la alimentación al molino 9'x9' se añade óxido de calcio como álcali protector a razón de 0.5 a 1 kg/Ton, además de solución de cianuro de sodio al 10% a razón de 0.7 a 1.0 kg/Ton. También se alimenta bola de fierro forjado a cada uno de los molinos primarios en sus respectivas alimentaciones; bola de 2½" de diámetro para ambos molinos. La pulpa fina de los molinos primarios es enviada al tanque igualador del molino vertical donde en la parte superior derrama pulpa a un cajón

de bombeo para ser enviada al hidrociclón del molino vertical, en el que se lleva a cabo la clasificación de la pulpa y las arenas son retornadas al cajón igualador por la parte inferior y así la pulpa es bombeada al molino vertical con una bomba denominada de recirculación por la parte inferior del molino mientras que la descarga de éste va a dar al tanque igualador por la parte superior para ser bombeada al hidrociclón para su clasificación. La Figura 1 muestra el detalle de la operación del molino vertical.

Los finos de la clasificación en remolienda son enviados a la próxima sección de la planta de beneficio que es la sección de tratamiento químico. Los principales equipos utilizados en la sección de molienda son Listados en Tabla 2.

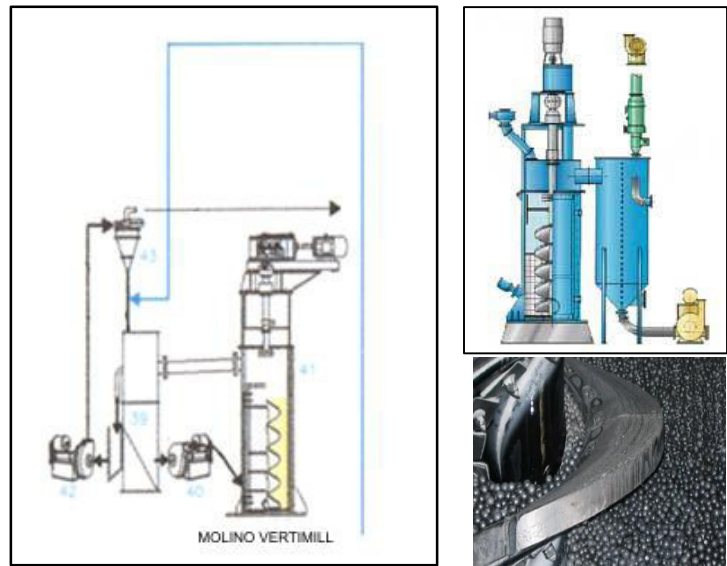


Figura 1.- Detalle de la operación del molino vertical.

Tabla 2.- Equipo principal en la sección de molienda.

Equipo	Tamaño/Capacidad
Molino de Bolas Allis Chalmer 450HP	9' x 9'
Molino de Bolas Allis Chalmer 300HP	7' x 8'
Hidrociclón Molino 9x9	20" diam.
Hidrociclón Molino 7x8	12" diam.
Hidrociclón Molino Vertical	26" diam.
Bomba Descarga Molino 9x9 Denver (2)	SRL 8" x 6"
Bomba Descarga Molino 7x8 Denver (2)	SRL 5" x 4"
Molino Vertical Vertimill 200 SVEDALA	3' x 15'
Bomba de Recirculacion Mol. Vertical (2)	SRL 5" X 4"
Bomba de Hidrociclón Mol. Vertical Metso (2)	8" x 6"
Banda #5	20" X 33 m
Banda #6	24" x 33 m
Pesometro Merrick-Scale (2)	0-500 TPD
Tolva de CaO	20" x 20 m
Banda de CaO	38 ton

Tratamiento Químico

La sección de tratamiento químico está formada por una etapa de agitación en 7 tanques y una sección de lavado a contracorriente de 3 etapas. La pulpa obtenida de agitación es enviada en su totalidad a un tanque espesador primario Westpro Machinery de 55' x 10', en el cual se obtiene la solución rica del rebose, la cual es enviada a precipitación y una pulpa de descarga que va hacia agitación, aquí se añade floculante como reactivo de apoyo para la sedimentación a una razón de 15 a 20 g/Ton y concentración del 0.02%. La pulpa es descargada del tanque espesador primario con una bomba dúplex (diafragma) de 6", adicionalmente se cuenta con una bomba auxiliar centrifuga Denver SRL 5"x4" para descargar la pulpa en caso de que se requiera, la totalidad de la pulpa es enviada al tanque agitador #1 a una densidad de entrada de 1.55 kg/m³, se añade agua en la alimentación para bajar la densidad a 1.40 kg/m³.

Del tanque agitador #1 la pulpa descarga por gravedad hasta el tanque siguiente, y así sucesivamente hasta llegar al agitador #6. En la etapa de agitación se añade aire comprimido para aportar oxígeno a la pulpa en los tanques 1, 2, 3, 4, 6, y 7, cada uno de estos tanques es del tipo Air-Lift 30' x 30', con mecanismos de rastras como agitación y sistemas de flautas para inyección de aire. En cada uno de estos agitadores se puede realizar cambio de alimentación de aire comprimido por oxígeno para elevar la concentración de oxígeno disuelto. El aire es suministrado por un compresor Atlas Copco ZE-110 de 150 HP, mientras que el oxígeno se suministra desde un tanque criogénico, el oxígeno líquido es suministrado-vendido por INFRA.

El tanque agitador #5, a diferencia de los demás, es de mayor volumen, 50' x 30' y el sistema de agitación es con propela, cuenta además con deflectores como apoyo de agitación, el aire suministrado en este tanque es al centro con un difusor justo por debajo de la propela. Del tanque Agitador #6 la pulpa es descargada a un tanque espesador intermedio similar al tanque primario, de este tanque se obtiene solución de rebose (denominada solución semi-rica #1) y una pulpa de descarga que es alimentada al último paso de agitación en el tanque agitador #7. De éste la pulpa es descargada de modo similar que en el tanque primario con una bomba dúplex, la solución obtenida es usada como baño del espesador primario y como solución de alimentación en molienda, lo anterior debido a los valores que contiene y a la concentración de cianuro libre en ella. Esta solución es almacenada en el tanque de

agua de proceso #1 (SSR1) que se encuentra en la parte superior de la planta y de ahí es suministrada por gravedad a donde se requiera.

La pulpa del tanque intermedio es descargada hacia el agitador #7, y esta sale hacia la parte de lavado a contracorriente de tres etapas, por lo que esta pulpa es enviada al tanque lavador a contracorriente #1 (LCC1), la pulpa descargada va hacia el LCC2 y descarga por último al LCC3, mientras que la solución de rebose parte del último lavador LCC3 hacia el LCC2 y finaliza en la alimentación del LCC1. La solución de rebose de este tanque (solución semi-rica #2) es enviada al tanque de agua de proceso #2 (SSR2), esta solución sirve como baño del espesador intermedio, así como para sello de las bombas en toda la planta.

La descarga de pulpa en la etapa de lavado a contracorriente en cada tanque espesador se lleva a cabo con bombas dúplex de 6", en esta parte de la planta existe una bomba centrífuga auxiliar SRL 5"x 4" para descargar pulpa de alguno de los lavadores si así se requiere. Se añade floculante en cada etapa de lavado a razón de 15 a 20 g/ton.

La solución con la que se realiza la etapa de lavado es solución estéril proveniente de precipitación, esta se alimenta en el LCC3, para que se vaya cargando de valores en cada etapa de lavado, el rebose de LCC3 es alimentado por gravedad al LCC2 y el rebose de este de manera similar entra al LCC1. La solución de rebose del LCC1 es descargada en un tanque para ser bombeada al tanque de agua de proceso #2 con una bomba Ingersoll Rand de 8" x 6" para almacenaje. Cabe destacar que en el LCC3 se alimenta, sí es conveniente, solución de recuperación del vaso de la presa de jales, además que se puede añadir agua fresca en el proceso desde aquí si es necesario. Por último, la pulpa que descarga el LCC3 es enviada a la sección de filtros de tambor por gravedad, para darle un último tratamiento. La Tabla 3 lista los principales equipos de la sección de tratamiento químico.

Tabla 3.- Equipo principal utilizado en la sección de tratamiento químico.

EQUIPO	TAMAÑO/CAPACIDAD
Tanque espesador Primario Westpro Machinery	55' x 10'
Tanque espesador Intermedio Westpro Machinery	55' x 10'
Tanque espesador Lavador Westpro Machinery (3)	55' x 10'
Tanque agitador Air Lift sistema de rastras (6)	30' x 30'
Tanque agitador #5 Con propela y deflectores	50' x 30'

Bomba duplex diafragma (5)	6"
Bomba auxiliar de tanques espesadores (3)	SRL 5" x 4"
Compresor Atlas Copco Ze110	150 HP
Bomba de descarga de agitadores	SRL 3" x 3"

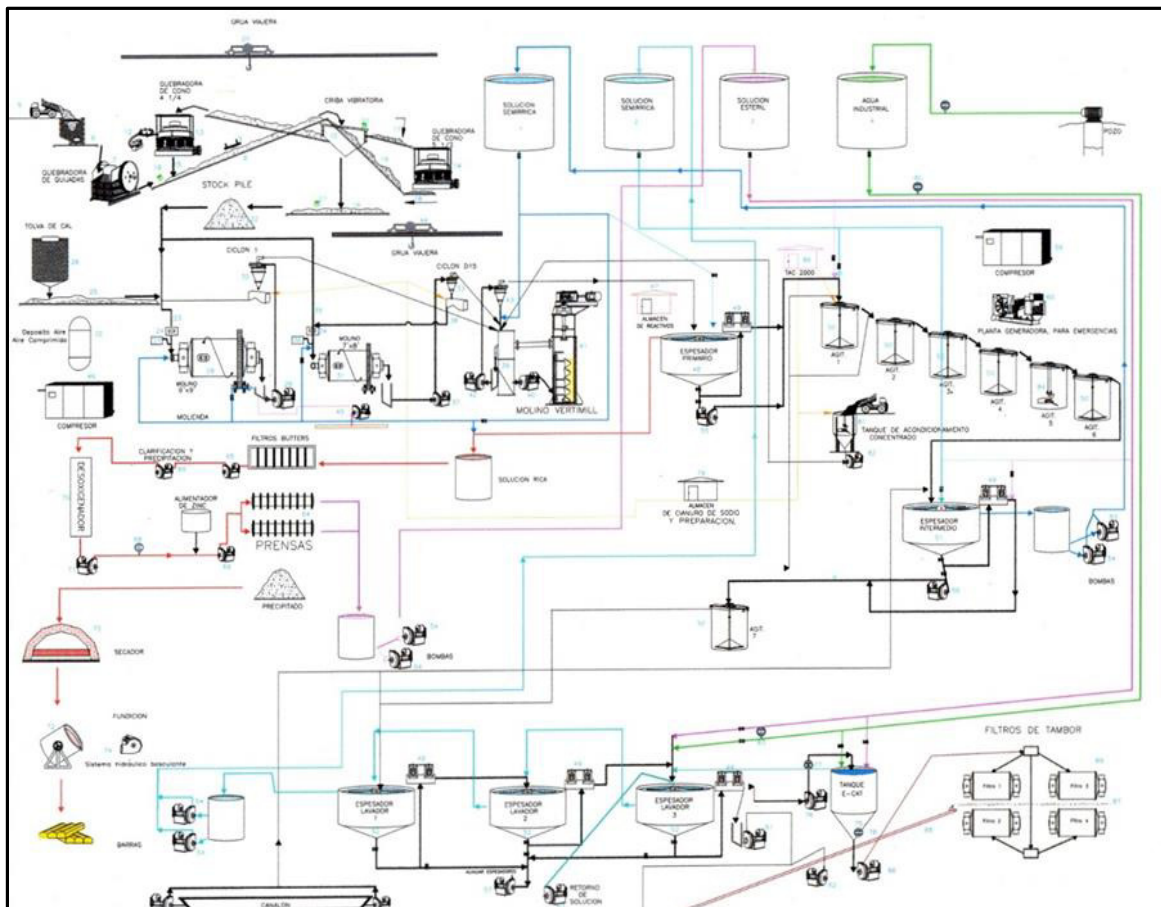


Figura 1.4.- Proceso de cianuración en la Unidad San Martín.

Sección de Filtración

La sección de filtros de tambor es donde se le da el tratamiento final a la pulpa antes de ser depositada en la presa de jales. La pulpa descargada por el LCC3 a una densidad de 1.50-1.55 Ton/m³, llega a un cajón repartidor para ser alimentada a los filtros de tambor, se cuenta con 4 filtros marca EIMCO de 12' x 14', un cajón repartidor alimenta a dos de ellos, el resto de la pulpa pasa a otro cajón para alimentar los dos filtros restantes, la alimentación de la pulpa se regula con unas válvulas de dardo girando un tornillo. La pulpa es recibida en cada uno de los filtros en las charolas para comenzar con el ciclo de filtrado, secado y descarga.

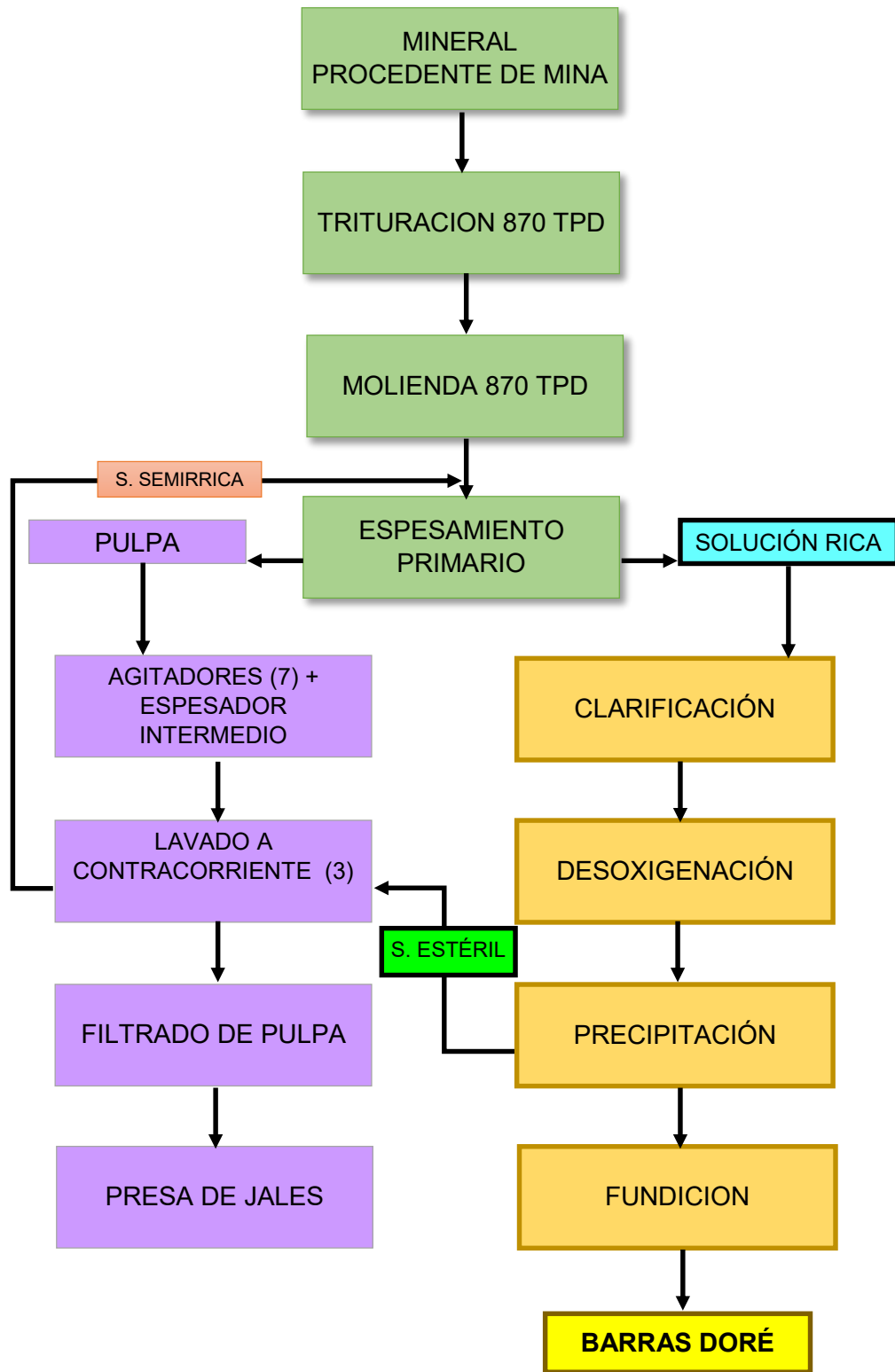


Figura 1.5.- Diagrama de bloques del proceso de cianuración de la Unidad San Martín.

La pulpa descargada sale con una humedad de 20-25%, y esta cae de los 4 filtros sobre una banda transportadora denominada Banda de Jales #1, la cual inmediatamente se transfiere a la banda de jales #2, toda la carga filtrada la cual es descargada al final sobre un montón de carga para ser transportada en camiones de 14 toneladas a su confinamiento final en la Presa de Jales donde es programada y controlada su descarga.

Tabla 4.- Equipo Principal en la sección de Filtrado

EQUIPO	TAMAÑO/CAPACIDAD
Filtro de Tambor EIMCO (4)	12' x 14'
Bomba de Alimentación a filtros de tambor Vacseal	8"x 6"
Bomba de Vacío NASH (4)	150 HP
Bomba VGA Auxiliar de alimentación	5" x 4"
Compresor Atlas Copco Ze110	150 HP
Banda Transportadora #1 Descarga Filtros	24" x 14.0 m
Banda Transportadora #2 Descarga a Patio	24" x 29.5 m

Sección de Precipitación

En la sección de precipitación se le da el tratamiento final a la solución rica de rebose del tanque primario. La totalidad de la solución de rebose del Tanque espesador primario es descargada a un pequeño tanque de balance de 10 000 L para alimentar a los filtros clarificadores los cuales son 4 filtros Butter que cuentan con 16 marcos sobre una línea de bombeo de 8 pulgadas, a los cuales se le agrega filtro ayuda (Tierra Diatomácea) diluida a 0.4 kg/L. Para soportar a la clarificación de la solución, se tienen dos bombas clarificadoras para llevar a cabo el proceso de bombeo y clarificación de la solución, una bomba Goulds y una Ingersoll Rand, se opera una de estas bombas y la otra queda en stand-bye.

La solución clarificada es bombeada a una torre desoxigenadora, la cual remueve el oxígeno disuelto en la solución con ayuda de una bomba de vacío AGM 4022 de 40HP, mientras que para el descargado de la torre se tiene una bomba vertical Goulds de 45 HP, que descarga la solución rica. Antes de pasar propiamente por esta bomba, a la solución se le añade zinc en polvo y acetato de plomo a concentración de 0.05 kg/L en un cono precipitador. La adición de zinc es relativa, es decir se hace de acuerdo a la concentración de Au y Ag en la solución rica, la

que es monitoreada cada hora por Absorción Atómica, y varía de 90 a 150 g/min. Así la emulsión formada por la solución rica y zinc es enviada a los filtros prensa en el área de fundición, la precipitación de metales preciosos ocurre de manera instantánea.

Sección de Fundición

En el área de fundición, se lleva a cabo la obtención final de los valores, los cuales son resguardados en una bóveda para su posterior embarque. La emulsión de precipitación llega a dos filtros prensa Shriver 42"x 42", donde se va almacenando el precipitado, a su vez la solución filtrada, que es solución estéril, es enviada de vuelta al proceso llegando a un tanque de almacenamiento para ser enviada con dos bombas Ingersoll Rand 8"x6", pues esta solución se utiliza como enfriamiento y como baño del tanque LCC3.

El precipitado húmedo va quedando almacenado en las prensas hasta que la presión de entrada aumenta hasta 60 psi, esto es señal de que se requiere abrirla para limpiarla, se lleva a cabo la limpia de prensas aproximadamente cada 2 días pues con un bombeo de precipitación de 140 m³/h en promedio, es tiempo suficiente para que se almacene una buena cantidad de precipitado en las prensas.

Se limpia una prensa y se deja operando la otra, y después se limpia la siguiente, el precipitado obtenido cae a una charola la cual es llevada luego al secador que puede alcanzar una temperatura de 300 °C, el precipitado seco se carga con la mezcla de fundentes la cual es 20 % de bórax, nitrato de sodio y 0.5 kg de carbonato de sodio por mezclado así para una carga a fundir de 250 kg de precipitado se tiene el siguiente cargado:

250 kg de precipitado
50 kg de bórax
50 kg de nitrato de sodio
0.5 kg de carbonato de sodio

Estos pesos se cargan el horno de inducción de 300 kW, con esta mezcla de precipitado y reactivos la cual se lleva a cabo con pala, se le da su tiempo de fundida dependiendo de la consistencia de la escoria, y se procede a escoriar. Una vez retirada la escoria queda el baño metálico en el fondo del crisol, se preparan las

lingoteras para vaciar el metal en ellas, y se procede a vaciar, para esto el horno cuenta con un sistema hidráulico basculante. Una vez en las lingoteras se procede a desprender las barras de ellas para dejarlas enfriar por un tiempo de 1 día entero, al día siguiente se preparan las barras retirando las rebabas y cepillándolas para darles acabado, se pesan y se marcan con su respectivo número de serie e identificación, y por último se empaquetan para su almacenaje en bóveda y embarque posterior.

CAPITULO 3

REFRACTARIEDAD POR ASOCIACION A MATERIA CARBONOSA EN LAS MENAS DE ORO-PLATA

3.1 REFRACTARIEDAD EN LOS MINERALES

De acuerdo Malhotra y Harris (1999) las menas de metales preciosos se dividen en dos grandes clases: (1) menas exentas de molienda (*free-milling*¹) y (2) **menas refractarias**. El término de refractariedad es utilizado para designar aquellas menas que presentan dificultad para ser procesadas por métodos convencionales, es decir, una mena es refractaria cuando la recuperación de los metales preciosos es menor a 80% y muy frecuentemente tan bajo como 5 a 15% (Malhotra y Harris, 1999).

La refractariedad de una mena se da como resultado de los procesos naturales de formación y la composición química tanto de las soluciones mineralizantes como la de los lugares en donde depositan o precipitan. No se pueden englobar causas comunes para explicar el por qué ciertos minerales presentan refractariedad, no obstante a través del estudio de la génesis de los depósitos y apropiados estudios mineralógicos es posible elucidar las características texturales y morfológicas de las menas, así como definir los diversos elementos que pudieran ser perjudiciales sea durante la concentración o reacciones químicas que se llevan a cabo en el tratamiento y aprovechamiento de las menas.

Como interferencias durante el tratamiento podemos tener causas físicas y químicas, un ejemplo de interferencias físicas puede ser la capacidad adsorbente que tienen ciertos esquistos, éstos, sí se encuentran presentes en un proceso de extracción van a interferir en el cargado de la solución. Por otro lado, como ejemplo de interferencia química se tiene la presencia de elementos consumidores de reactivos, sea en procesos de concentración o extracción, los cuales afectaran el rendimiento del proceso disminuyendo el porcentaje de recuperación esperada.

La refractariedad se puede presentar en las menas como interferencias tanto físicas como químicas o una combinación de ambas, resultando en dificultades al momento de someter la mena a un proceso de concentración o extracción. Alrededor del

¹ La traducción literal del término *free-milling* es libres de molienda, no obstante es posible que también pudiese ser traducido a liberables por molienda, esta última acepción pudiera ser más precisa dada la baja concentración y fina diseminación bajo la que suelen presentarse los metales preciosos.

mundo cada planta de procesamiento presenta problemas de refractariedad muy particulares, sin embargo, se tienen ciertas características comunes en las menas refractarias que aparecen en varios estudios y que son la base para investigar causas y posibles soluciones para este fenómeno en cada una de las plantas de procesamiento. A manera de resumir en la comprensión del termino refractariedad en los minerales, lo asociamos a la poca eficiencia en la recuperación o extracción de un determinado elemento en un proceso operativo.

3.2.- REFRACTARIEDAD EN LAS MENAS DE ORO-PLATA

Las menas de oro-plata suelen ser muy comunes, la mayoría de las plantas que procesan menas ya sea de oro o de plata contienen asociaciones importantes entre ambos metales, y prácticamente éstas se tratan de la misma manera.

El oro ocurre principalmente como oro nativo, comúnmente aleado con cantidades superiores a 15% de plata, también ocurre aleado con otros elementos en forma de minerales con telurio, selenio, bismuto, mercurio, cobre, hierro, rodio y platino. En menores cantidades se presenta formando óxidos, silicatos, carbonatos, sulfuros y sulfatos. Ahora bien, el oro puede estar presente como nativo en asociación a minerales sulfuros, óxidos y carbonosos. Cuando el oro puede ser fácilmente liberado por molienda, la extracción por el proceso de cianuración puede llegar a 95% o más, se considera en este caso una mena relativamente fácil de tratar. Cuando la extracción no es efectiva y las recuperaciones de metales preciosos son menores a 80%, se dice que la mena presenta refractariedad.

La cianuración es el proceso más utilizado en la extracción de oro y plata, el oxígeno en presencia de cianuro es capaz de disolver no solo los metales de interés contenidos en las menas sino además otros elementos, lo anterior hace que la disolución de oro no se lleve a cabo de una manera eficiente. Se puede dar el caso en el cual las partículas metálicas, se encuentren incluidas en una matriz que puede ser de cuarzo, el que dado su estabilidad comúnmente no reaccionará con los reactivos, resultado ello en pobres extracciones.

La asociación de las partículas de oro con materia carbonosa (Orgánica, Inorgánica y Grafito) es una causa común de refractariedad, la presencia de carbón con una actividad moderada a alta es capaz de adsorber el oro de soluciones de cianuro y

así afectar significativamente el proceso de extracción. La Figura 3.1 resume las principales causas de refractariedad en menas de oro (Yannopoulos, 1991).

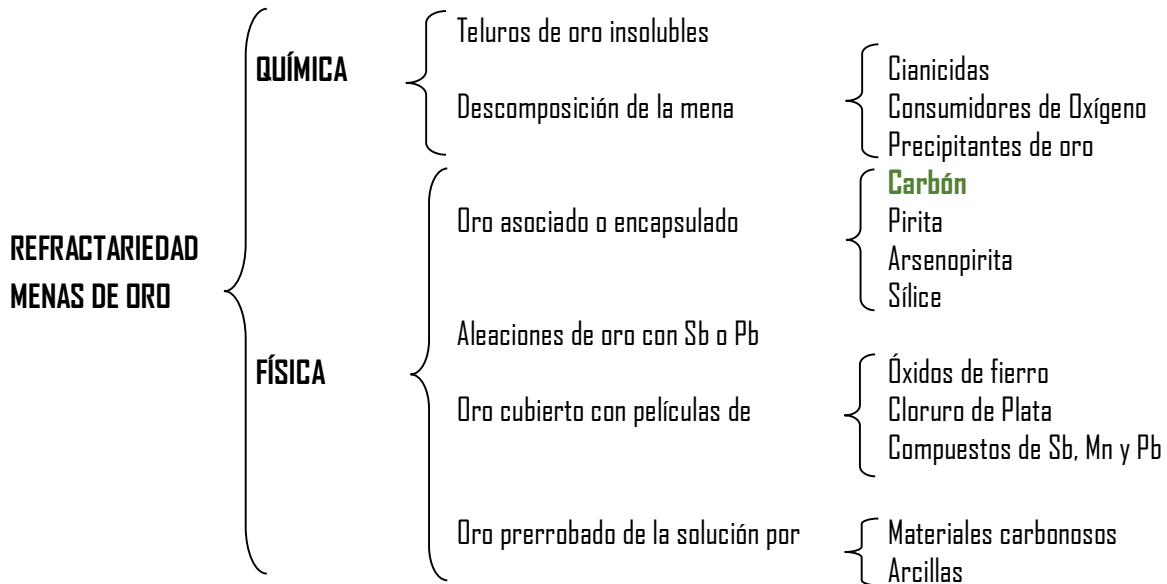


Figura 3.1.- Refractariedad en las menas de oro (Yannopoulos, 1991).

A manera de resumen es posible especificar los casos de refractariedad más importantes que afectan el proceso de cianuración:

- Pre-robbing: cuando el mineral presenta minerales carbonosos adsorbe el oro que ha pasado a la solución rica, reportándose cantidades importantes de oro en las colas.
- Presencia de elementos consumidores de cianuro: el cianuro presente en el proceso además de disolver el oro de los minerales también disuelve a otros elementos con los cuales también forma complejos importantes incluso hasta más fuertes. Elementos como el cobre, hierro y zinc son importantes consumidores de cianuro.
- Inclusión de las partículas de oro: si las partículas están incluidas en una matriz de cuarzo, éstas no serán expuestas al contacto con los reactivos empleados en la cianuración y por lo tanto no se podrá disolver el oro presente en estos minerales.
- Asociación a minerales sulfuros: los minerales sulfuros que contienen oro son poco eficientes en el proceso de cianuración sin un pretratamiento oxidativo,

los sulfuros de hierro, arsénico, cobre y antimonio, no son factibles de procesarse directamente por el proceso de cianuración.

3.3.- PREG-ROBBING EN LAS MENAS DE ORO-PLATA

En una planta de procesamiento, la cantidad de oro que puede ser extraído por cianuración puede ser estimada, por ende el oro que se queda en los residuos pudo no haber sido extraído debido a causas como:

- *Presencia de cianicidas*: consumidores de grandes cantidades de reactivos lo que inhibe la disolución de oro.
- *Oro refractario (inclusión)*: resultado del bloqueo del oro por una capa de material que impide la acción de los reactivos.
- *Tiempo de contacto insuficiente*: partículas de oro que por su tamaño fueron disueltas de manera incompleta, por un insuficiente tiempo de contacto o de residencia con los reactivos.
- *Falta de liberación*: oro que no fue liberado durante la molienda y que va a los tanques agitadores en partículas gruesas.
- *Aireación inadecuada*: esta resulta en una disolución insuficiente por falta de oxígeno el cual es primordial para la cianuración.
- *Pre-robbing*: oro disuelto durante la lixiviación posteriormente es adsorbido por otros minerales o materia carbonosa en la pulpa.

Preg-robbing

Este fenómeno se presenta cuando el oro es disuelto en la lixiviación e inmediatamente es absorbido por otros minerales como algunos esquistos o arcillas, y sobre todo por materia carbonosa.

Un metal en forma de catión puede ser absorbido o recuperado por ciertos materiales, la primera es una propiedad utilizada en la recuperación de los metales de las soluciones de lixiviación usando carbón activado. Las resinas de intercambio iónico, extracción por solventes, entre otros, utilizan sustancias orgánicas para extraer los valores de las soluciones. La adsorción puede presentarse en las menas de oro debido a la presencia de materia carbonosa, aunque existen otros materiales porosos que también poseen esta capacidad.

Los principios físicos y químicos de este fenómeno de pre-robbing son similares a los que se presentan en un proceso de carbón en pulpa, básicamente es el mismo efecto del carbón activado en los tanques de proceso, en los que se va cargando el carbón con el oro de la solución al ir siendo disueltos estos por el cianuro.

3.3.1.- Preg-robbing en Menas no Carbonosas

Algunos estudios han concluido que en una planta de cianuración típica, aproximadamente 0.1 g/ton del oro total de una mena es perdido por causa de adsorción sobre minerales con capacidades adsorbentes. Se sugiere que minerales como pirita y calcopirita y en menor medida minerales arcillosos como pirofilita, caolín y *montmorillonita*² son responsables de la adsorción de oro en las plantas de extracción. Otros minerales han sido identificados como potenciales pre-robadores, incluyendo filosilicatos ricos en magnesio, y combinaciones de estos con hidruros de hierro y óxidos de manganeso. Los estudios demuestran que en menor o mayor medida los minerales arcillosos son los que más potencial tienen de presentar el fenómeno del pre-robo.



Figura 3.2.- Planta de tostación para mineral carbonoso de la mina Carlín, Nevada.

² [Mineral](#) del grupo de los [silicatos](#), subgrupo [filosilicatos](#) y dentro de ellos pertenece a las llamadas [arcillas](#). Es un hidrosilicato de [magnesio](#) y [aluminio](#), con otros posibles elementos. Recibe su nombre de la localidad [francesa](#) de [Montmorillon](#). Se caracteriza por una composición química inconstante. Es soluble en [ácidos](#) y se expande al contacto con [agua](#). Estructuralmente se compone por una capa central que contiene [aluminio](#) y [magnesio](#) coordinados octaédricamente en forma de óxidos e hidróxidos. Dicha capa central está rodeada por otras dos capas. Las capas externas están formadas por óxidos de [silicio](#) coordinados tetraédricamente.

Otros autores mencionan como minerales asociados al pre-robo a los esquistos, los cuales son capaces de absorber el oro de una solución, debido a la presencia de partículas ultrafinas de carbón. Minerales que contienen hasta 45% de pirita son capaces de absorber oro en solución, así como la pirrotita en ausencia de oxígeno. Estudios más recientes han demostrado la misma capacidad por parte de la clorita. A manera de resumir tenemos que los principales minerales capaces de adsorber oro de soluciones de cianuración son: los filosilicatos o minerales arcillosos y algunos sulfuros en ciertas condiciones, así como algunos minerales asociados a los esquistos.

3.2.2.- Pre-robo en Menas Carbonosas

Los efectos adversos del material carbonoso en el proceso de cianuración para menas de oro, han sido conocidos durante mucho tiempo, sobre todo en minas en Norteamérica. En algunas áreas de la mina Carlín en Nevada, el mineral carbonoso es tan perjudicial para la cianuración que una mezcla que contenga 5% de materia carbonosa y el restante 95% de mena cianurable, reporta una extracción oro de sólo el 76%, mientras que un mineral que no contiene materia carbonosa reporta una extracción de 93%, lo anterior es una diferencia considerable al momento de procesar las menas carbonosas, la Figura 3.3 muestra un diagrama de flujo típico para el tratamiento de una mena de oro-plata asociada a materia carbonosa.

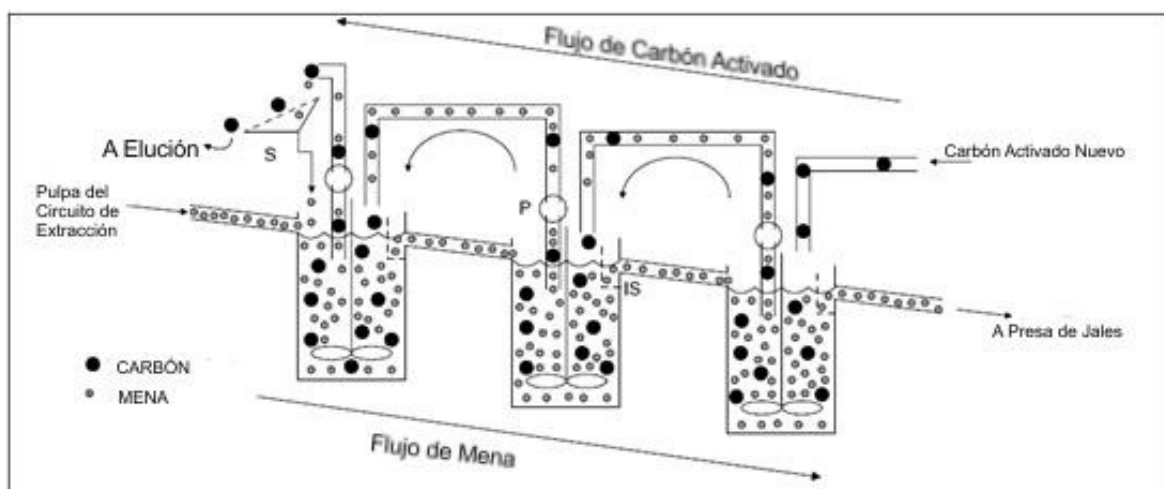


Figura 3.3.- Proceso de carbón en pulpa, en algunas menas se produce un efecto similar al del carbón activado que absorbe los complejos.

La pobre extracción arriba desglosada es atribuida al fenómeno del pre-robbing, característica de las menas carbonosas. La matriz carbonosa activada presente

tiene la capacidad de adsorber el oro que pasa a las soluciones como resultado del proceso de cianuración. Estudios llevados a cabo por investigadores utilizando minerales de varias partes del mundo, mostraron que la matriz carbonosa natural asociada a menas de metales preciosos se comporta como carbón activado al contacto con soluciones cianuradas, de igual manera se sugiere que la matriz carbonosa a través de un mecanismo similar al del carbón activado.

3.3.- FENÓMENO DEL PRE-ROBBING EN MENAS ORO-PLATA ASOCIADAS A MATERIA CARBONOSA

Especialmente en las menas de oro-plata se puede presentar el fenómeno de pre-robbing por materia carbonosa. En éstas menas el carbón presente se comporta como un material adsorbente de los aniones de la cianuración: aurocianuro [$\text{Au}(\text{CN})_2^-$] y argentocianuro [$\text{Ag}(\text{CN})_2^-$].

3.3.1.- Mineralogía de las Menas Carbonosas

El término carbonoso o carbonosa ha sido extensamente aplicado a minerales de diversas características. La mineralogía de las menas carbonosas es muy variada, sin embargo para identificar como carbonosas estas menas, los constituyentes más importantes son aquellos que contienen carbón y que tienen una interacción desfavorable durante los procesos de disolución de oro.

El material carbonoso está íntimamente asociado a: cuarzo, sericita³, clorita, carbonatos y algunas cantidades de sulfuros como pirita, esfalerita, calcopirita, arsenopirita y pirrotita. El material carbonoso en las menas de oro puede clasificarse de la siguiente manera:

- Componentes de carbón activado: Carbón amorfo, carbón grafitico, y carbón en forma de carbonatos capaces de absorber complejos de oro de la solución rica.
- Componentes de carbón orgánico: Los cuales consisten en una mezcla de hidrocarburos de cadenas largas y alto peso molecular asociados a los

³ La sericita no es propiamente un mineral, sino un término que hace referencia a un agregado de grano fino de micas blancas del tipo **moscovita**-paragonita u otros minerales con una estructura similar a estos, como son los del grupo de la illita (minerales del grupo de la arcilla).

componentes de carbón activado, y los ácidos orgánicos como los ácidos húmicos.

Componentes asociados a carbón activado en menas carbonosas

En estas menas el componente principal es obviamente el elemento carbono, y pueden contener algunas impurezas de otros elementos como azufre, titanio y aluminio. Sobre las estructuras bajo las que se puede presentar el carbón, la información disponible indica que puede existir en estas tres formas:

- Estructura de granos finos y amorfos: es una estructura irregular, que no cuenta con patrones específicos ni bien definidos, conformado por cristales irregulares.
- Estructura grafitica bien desarrollada: conformada por láminas de redes cristalinas de dos dimensiones bien definidas, con uniones de enlaces covalentes fuertes entre si y fuerzas de Van der Walls entre las láminas.
- Pseudografitica: una combinación de la estructura amorfa y grafitica asemejando más a esta última.

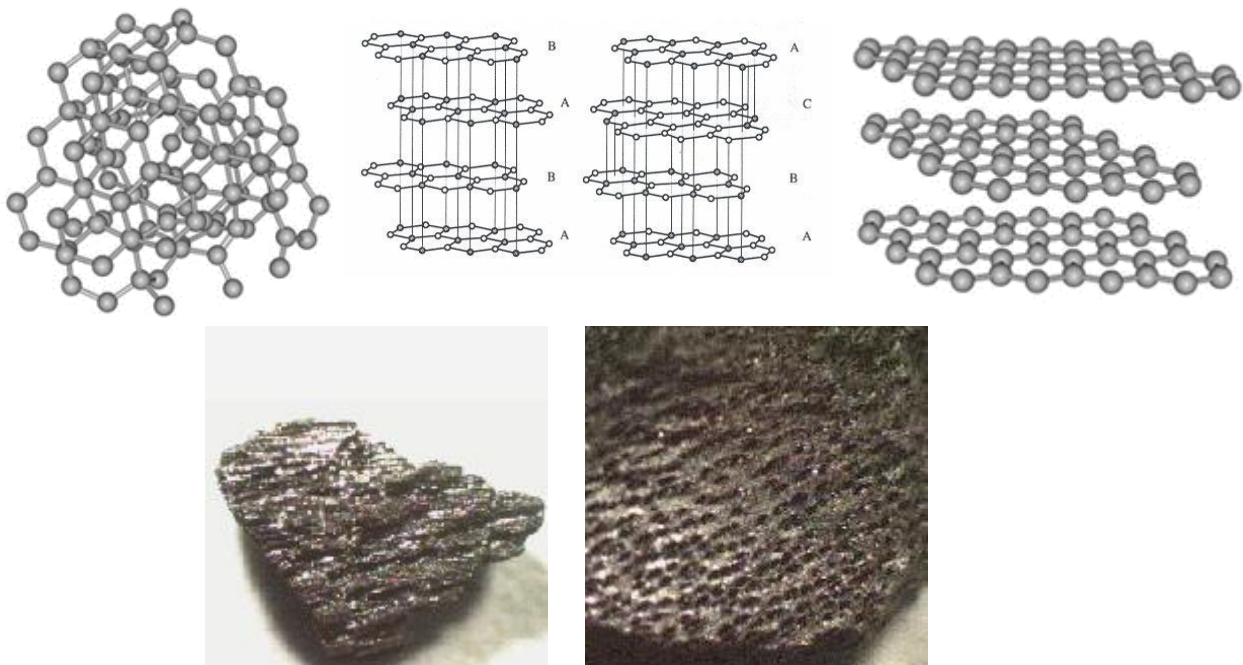


Figura 3.4.- Estructuras características de los componentes de carbón, asociados a carbón activado: (Izq.) Amorfo, (centro) Grafitica, (der.) Pseudografitica. Más abajo, fotografías de carbón activado, y su estructura porosa.

En algunos depósitos minerales; es posible que el carbón se presente como una combinación de algunas de las tres estructuras arriba mostradas, en el mismo yacimiento. El componente carbonoso de estas menas se presenta en un tamaño bastante fino, desde 0.002 micrómetros hasta las 0.005 micras.

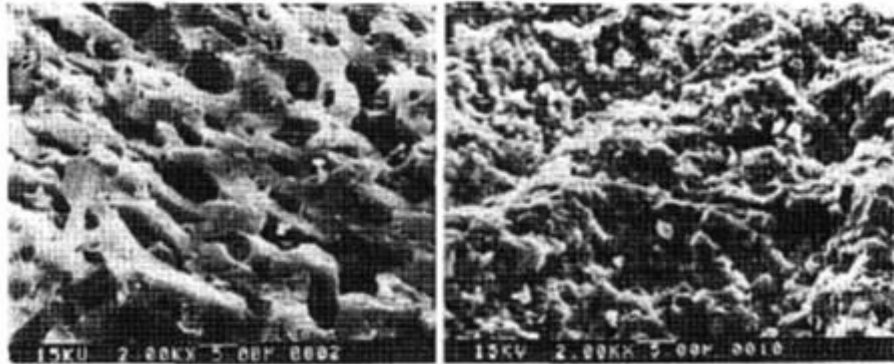


Figura 3.5.- Imágenes de Microscopio Electrónico de Barrido (SEM), mostrando a la izquierda carbón activado comercial, y a la derecha materia carbonosa de una mena de la Mina Carlín en Nevada.

Componentes de carbón orgánico en menas carbonosas

La porción de componentes orgánicos en las menas carbonosas (ácidos orgánicos e hidrocarburos), contienen C, H, O, N así como azufre. Varios autores están de acuerdo en la interacción que tiene el ácido húmico con la adsorción de complejos de oro-cianuro en los minerales. Se sugiere que el ácido húmico componente de las menas carbonosas provee de una superficie de grupos funcionales, los cuales son capaces de formar fuertes enlaces químicos con los complejos de oro-cianuro.

Experimentos han mostrado que cuando se agregan 5 gramos de ácido húmico antes de la cianuración a minerales cianurables, la extracción de oro se reduce de un 95% hasta a un 21%. Ciertos hidrocarburos son constituyentes de los componentes orgánicos de las menas carbonosas. Así pues el principal componente orgánico de las menas carbonosas es el ácido húmico el cual es uno de los principales constituyentes del **humus** o materia orgánica del suelo. Debido a la naturaleza de los procesos de explotación, al tener que trabajar sobre el suelo de las minas, este componente puede estar presente en ciertos yacimientos que contengan las menas carbonosas, y por esta razón se puede encontrar en menas al momento de llevar a cabo caracterizaciones mineralógicas.

3.4.- TRATAMIENTO DE MENAS CARBONOSAS

Como se mencionó anteriormente, cada una de las causas de refractariedad se debe tratar de una manera muy particular. Con respecto a las menas carbonosas, se tienen identificadas las causas que provocan el prerrobo en estas menas y también se tienen documentados tres tipos principales de tratamiento que se les puede dar:

- Separación del material carbonoso de la mena,
- Oxidación del material carbonoso: térmica, química y Electrooxidación.
- Pasivación o cegamiento del material carbonoso

El éxito o fracaso en la aplicación de uno o la combinación de estos métodos depende de la mineralogía de la mena. La Figura 3.6, muestra los diversos tratamientos que se le pueden dar a las menas de metales de metales preciosos asociadas a carbón.

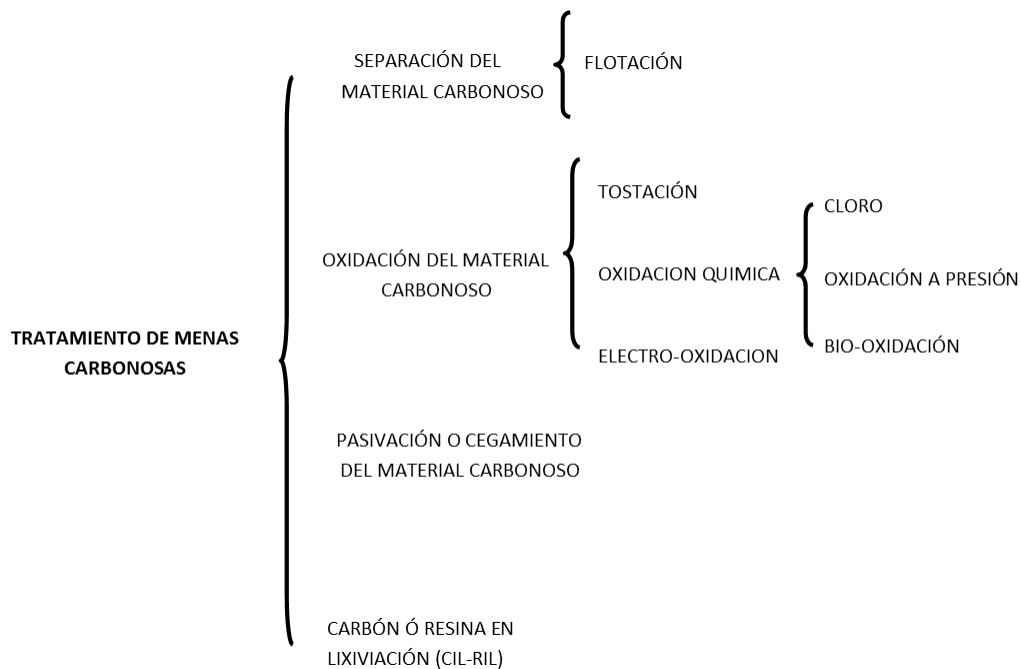


Figura 3.6.- Tratamiento dado a menas carbonosas.

3.4.1.- Separación del Material Carbonoso

El tratamiento busca separar de la mena todo o la mayor cantidad de material carbonoso y así evitar que exista la interacción de este material con el proceso de

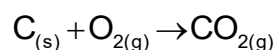
extracción. Esta separación básicamente se lleva a cabo por flotación del material carbonoso y es una opción cuando pequeñas cantidades de oro están asociadas al material carbonoso además de que el oro no exhiba una tendencia natural a flotar, teniendo estas condiciones garantizadas se puede proceder a la flotación del carbón descartarlo y las colas sin carbón de este proceso, posteriormente se llevarlas a cianuración.

3.4.2.- Oxidación de la Materia Carbonosa

El tratamiento por oxidación busca destruir el material carbonoso de la mena, se puede llevar a cabo mediante una tostación o calcinación, utilizando un agente oxidante como el cloro y más recientemente por electro-oxidación, ácido hipocloroso.

Tostación

La tostación transforma los componentes carbonosos de la mena en monóxido y dióxido de carbono, los cuales son expulsados de la mena, el proceso es llevado a cabo a más de 500 °C, en una atmosfera totalmente oxidante. Las fuentes de carbón en las menas sea orgánico como el ácido húmico, carbón grafitico y carbón vegetal o componentes de carbón activado, son oxidados a dióxido de carbono siguiendo la reacción:



Sin embargo la tostación debe llevarse a cabo con controles muy estrictos, de lo contrario la tostación puede resultar contraproducente y como consecuencia traer la activación del carbón de la materia carbonosa lo cual favorecería la adsorción de oro por parte de la mena. La oxidación térmica requiere del uso de una gran cantidad de energía por lo cual puede al final elevarse en costos y no ser la mejor opción para tratar menas carbonosas, actualmente la tostación es un pretratamiento que suele aplicarse a las menas refractarias de oro-plata con fines de establecer una prueba referente.

La Figura 3.7 muestra la operación de la mina Jerritt Canyon en Denver Colorado, la cual utiliza una tostación en dos etapas para tratar una mena carbonosa de oro con las siguientes características: Ley Au de 6.7g/Ton, carbón orgánico entre 0.0 a 1.5% y carbonatos de 10 a 20%.

Oxidación con Cloro

La oxidación de las menas carbonosas se puede llevar a cabo con soluciones acuosas de cloro, debido a su fuerte capacidad oxidante, El cloro (Cl_2) es capaz de pasivar y desactivar la materia carbonosa. Desde 1970, la aplicación primaria de la cloración ha sido para desactivar el carbón orgánico asociado a los minerales de oro, el cual, como se mencionó anteriormente, se produce de forma natural en ciertos minerales y puede reducir significativamente la recuperación de oro durante su cianuración.

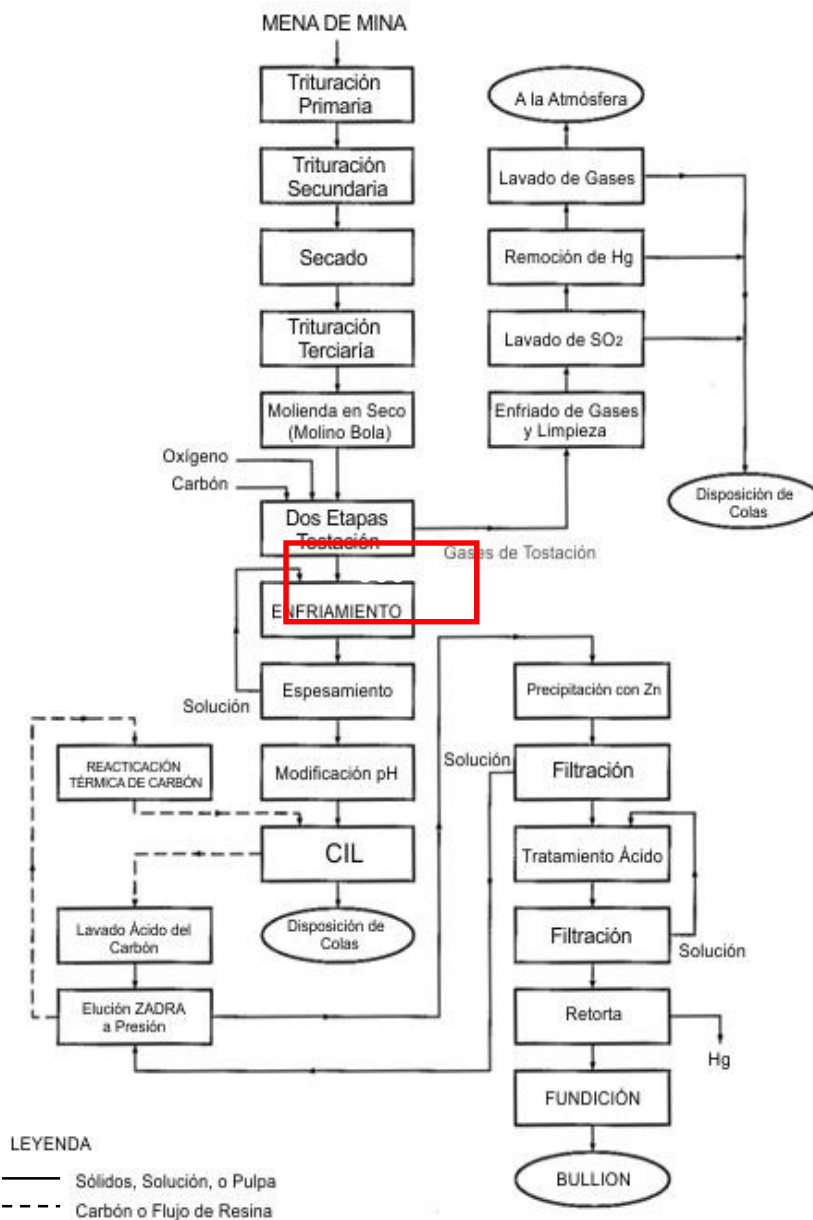


Figura 3.6.- Operación de la mina Jerritt Canyon mostrando en rojo la fase de tostación en dos etapas para tratar una mena carbonosa.

El mecanismo de desactivación, o de pasivación, con cloro no está del todo claro. La oxidación directa de carbón orgánico a dióxido de carbono es teóricamente posible:



Sin embargo, se ha encontrado que la eficiencia de la desactivación, cuantificada por la respuesta del mineral oxidado a la lixiviación en cianuro, no está relacionada con el cambio en el contenido de carbono orgánico del material que ha sido oxidado. Esto indica que la reacción anterior no es responsable de la desactivación. No obstante que los cambios en el contenido de carbono orgánico durante la cloración se han registrado tanto experimentalmente como en la práctica. Tales cambios no están probablemente relacionados con la gravedad de la oxidación, y en tal caso la destrucción del carbón no parece ser necesaria para que la desactivación sea eficaz.

Los compuestos utilizados como fuentes de cloro son el gas cloro (Cl_2), hipoclorito de sodio (NaClO) e hipoclorito de calcio ($\text{Ca}(\text{ClO})_2$). Durante la cloración, las superficies del carbono orgánico son modificadas por el cloro, ya sea por la formación de una capa de hidrocarburos de cloro o por la formación de estructuras de carbonilo, compuesto principalmente de grupos carboxilo (COOH). Estos grupos superficiales pasivan el carbón mediante el bloqueo de los sitios activos de adsorción. Se ha sugerido que la ionización de los grupos de la superficie (por ejemplo, COOH) dan como resultado, en una solución alcalina, una carga negativa en la superficie del material orgánico, repeliendo por lo tanto la carga negativa del complejo $\text{Au}(\text{I})$; iones de cianuro $\text{Au}(\text{CN})_2^-$.

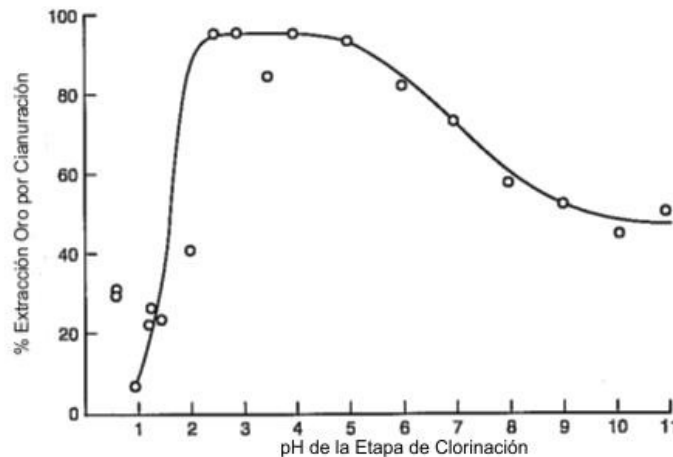


Figura 3.7.- Extracción de oro por cianuración en función del pH de la pulpa pre tratada por cloración (Marsden y House, 2006).

La oxidación de cloro se consigue sea más eficaz entre pH 3 a 5, es decir en el rango de pH donde la especie hipocloroso predomina. La eficiencia de la desactivación se reduce por debajo de pH 2 y por encima de pH 6, lo anterior como resultado de la reducción de la actividad del ion hipocloroso. El efecto del pH sobre la eficiencia de desactivación se muestra en la Figura 3.7, ésta en términos de la extracción de oro para el mineral carbonoso de la operación de la mina Carlín en Nevada en función del pH, después de un tratamiento de cloración.

Se requieren concentraciones de hipocloroso de aproximadamente 1 g/L para la desactivación eficaz de la materia carbonosa, aunque el nivel o concentración exacta depende de la cantidad de especies reactivas presentes en el mineral, por ejemplo, sulfuros y carbonatos, y las condiciones de la solución. Las concentraciones más bajas pueden ser perfectamente satisfactorias con tiempos prolongados de oxidación. Por otro lado la temperatura óptima para la oxidación es un compromiso entre la adsorción de gas cloro, favorecida ésta a bajas temperaturas y la velocidad de difusión de las especies hipocloroso y la cinética química, tanto más favorable a temperaturas más altas.

Oxidación a Presión

Este proceso utiliza oxígeno para llevar a cabo la oxidación de las menas carbonosas a altas presiones y temperatura para incrementar las velocidades de reacción. El proceso hace uso de la lixiviación en autoclave con una mezcla de aire-oxígeno, alta presión y temperatura. Este desarrollo es utilizado principalmente para tratar sulfuros altamente refractarios, que contienen calcolpirita, pirita, pirrotita y arsenopirita, y así liberar el oro para después proceder a la cianuración.

Generalmente el proceso de oxidación a presión es un pretratamiento dado a minerales refractarios de sulfuros, pero es una alternativa reciente para tratar también menas carbonosas, utilizando el mismo principio de la oxidación por tostación convencional sólo que en este caso además de la temperatura se emplean presiones altas para fracturar la matriz de estas menas refractarias. El proceso se lleva a cabo a una temperatura dentro de la autoclave de 200°C, a una presión de 3100 kPa y un tiempo de retención de aproximadamente 30 a 60 minutos, condiciones suficientemente severas para oxidar la materia carbonosa presente en la mena y fracturar la matriz si el oro se encuentra incluido.

Estudios han demostrado que después del proceso no se muestra una disminución significativa en cuanto a los contenidos de carbón, en menas que han sido tratadas, sin embargo si existe una mejora en la extracción por cianuración después de ser sometidas a la oxidación a presión, lo que demuestra una reducción en las características de prerrobo del mineral después de ser tratado por el proceso.

Debido a estas características el proceso se utiliza más frecuentemente para tratar menas refractarias sulfurosas, después de haber sido concentradas, el proceso tiene un 99% de eficiencia en la oxidación de las especies, en cuanto a la eficiencia para tratar menas carbonosas ésta aún no se ha cuantificado.

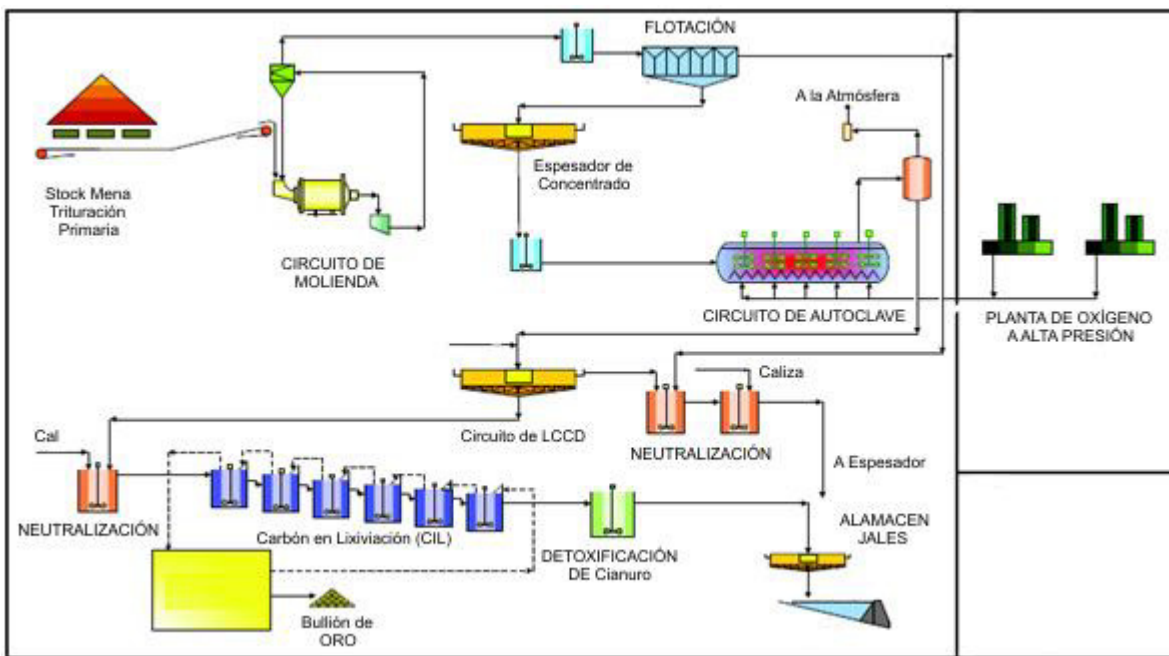


Figura 3.8.- Diagrama de flujo de la operación de un proceso de oxidación a presión.

Bio-Oxidación

Además de los pretratamientos oxidativos bajo condiciones de alta temperatura-presión, se tienen los procesos oxidativos para tratar menas refractarias en los cuales se utilizan microorganismos para llevar a cabo el proceso oxidante. La acción bacteriana durante la lixiviación, o biolixiviación de minerales de cobre de bajo grado fue reconocida hacia mediados del siglo XX, pero no fue hasta la década de los 90 que vino a revolucionar los procesos de extracción de minerales. Tanto la biolixiviación como la biooxidación son tecnologías comerciales y, aunque a menudo se usan de manera indistinta, técnicamente son diferentes. La biolixiviación

refiere al uso de bacterias, principalmente *Thiobacillus ferrooxidans* y *Leptospirillum ferrooxidans* y ciertas bacterias termófilas para lixiviar un metal de valor como cobre, zinc, cobalto, etc. de un sulfuro mineral. Por otro lado, la biooxidación refiere al proceso de pretratamiento que usa las mismas bacterias para catalizar la degradación de los sulfuros minerales (Brierley, 1998).

La biooxidación ha demostrado ser un proceso viable en el pretratamiento de menas sub-marginales de oro refractario en las que éste se encuentra asociado a sulfuros o materia carbonosa en cantidades tan bajas como 1 g/ton. Hacia 1996, sólo existían seis plantas comerciales de biooxidación de concentrados de oro de sulfuros refractarios (Brierley, 2000). Hoy en día, además de estas operaciones, la biooxidación en montones con bacterias está siendo motivo de investigación y en algunos casos es ya de aplicación comercial. En dichas operaciones adicionalmente a la recuperación de alguno de los metales base, se promueve y acelera la extracción de los metales preciosos (Brierley, 1998).

Tabla 3.1.- Bacterias comúnmente usadas en la biooxidación o biolixiviación de materiales orgánicos (Brierley, 1998).

BACTERIA	FORMA	ENERGÍA	Temp.(°C)	pH
Mesófilas				
<i>Thiobacillus ferrooxidans</i>	Rodillos	Oxidan Fe(II) y compuestos inorgánicos de azufre	20-40	1-3.5
<i>Leptospirillum ferrooxidans</i>	Coma	Oxidan Fe(II)	20-40	1-3.5
<i>Thiobacillus thiooxidans</i>	Rodillo	Oxidan azufre elemental y compuestos solubles de azufre	20-40	1-3.5
Moderadamente Termófilas				
<i>Sulfobacillus thermosulfidoxidans</i>	Rodillo	Oxidan Fe ⁰ , S ⁰ y sulfuros minerales	50-55	1-3.5
Termófilas				
<i>Sulfolobus species</i>	Esférica	Oxidan Fe ⁰ , S ⁰ y sulfuros minerales	55-90	1-3.5
<i>Acidianus Brierleyi</i>	Esférica	Oxidan Fe ⁰ , S ⁰ y sulfuros minerales	55-90	1-3.5

Una vez que las bacterias rompen el sulfuro mineral, usualmente piritita o arsenopiritita, los metales preciosos expuestos pueden entonces ser disueltos usando lixiviantes como cianuro, tiosulfato o tiourea. La biooxidación emplea

bacterias específicas que obtienen su energía para crecimiento y reproducción de la oxidación de formas reducidas de azufre o hierro. Las bacterias más comúnmente usadas así como sus características más sobresalientes se presentan en la Tabla 3.1. Además de los tiempos largos de tratamiento, los procesos de biooxidación demandan nuevos sistemas de agitación-muestreo y eficientes sistemas de aireación. El hecho de que las reacciones produzcan sulfato se traduce en un mayor consumo de oxígeno y en la necesidad de neutralizar y depositar el producto en una presa de jales (Lara y Monroy, 2002). Las bacterias más comunes para tratar menas carbonosas son las *Thiobacillus ferrooxidans*. Esta especie es capaz de oxidar sulfuros de hierro bajo condiciones ácidas y a temperaturas de entre 30 – 40°C. La matriz carbonosa por otra parte, solo es parcialmente oxidada y por lo tanto no es desactivada toda la materia carbonosa.

Una patente en los Estados Unidos de James A. Brierley y Charles F. Kulpa, consiste en una desactivación bacteriana de la materia carbonosa de menas refractarias sulfurosas. La mena es inoculada con un consorcio bacteriano en presencia de un medio nutriente, este consorcio bacteriano en particular desactiva el material carbonoso causante de prerrobo, al parecer el consorcio bacteriano actúa como un agente cegador biológico. Después del tratamiento biológico la mena es tratada por un proceso de extracción para disolver los metales preciosos del mineral.

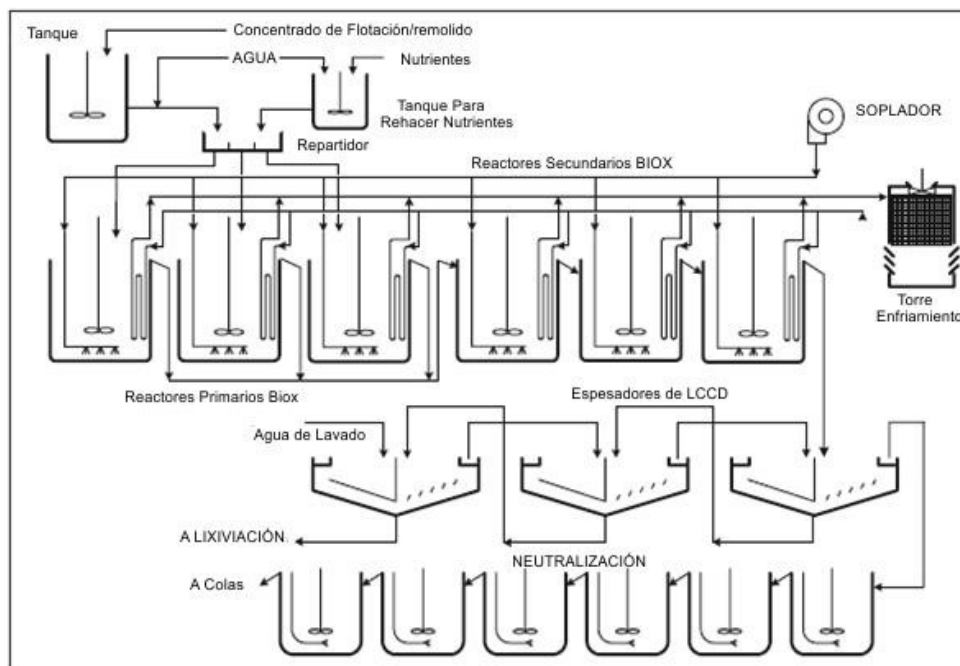


Figura 3.9.- Diagrama de flujo de un proceso comercial típico de biooxidación, reactores BIOX.

Electro-Oxidación

Este método es un tratamiento acuoso-oxidante en el cual se busca la generación de hipoclorito de sodio in-situ por medio de electrolisis de una mezcla de solución salina y sólidos (pulpa) que circula entre electrodos de grafito, véase Figura 3.10, el ion hipoclorito es generado de esta forma y oxida o inactiva efectivamente los componentes carbonosos de ciertas menas de oro refractarias.

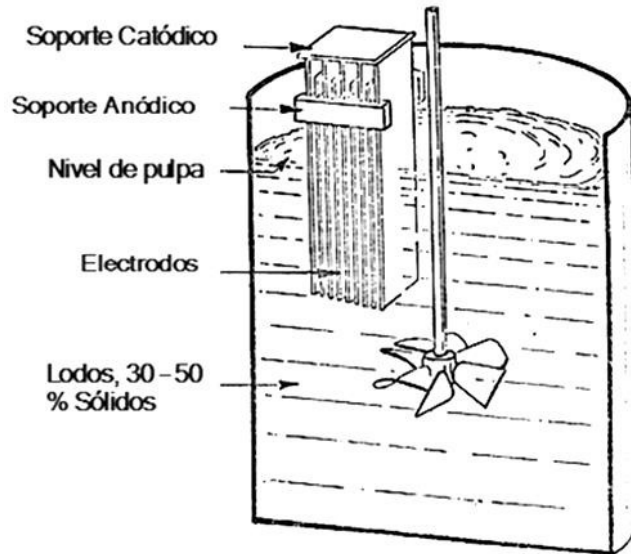
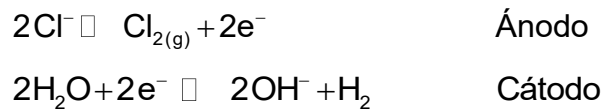


Figura 3.10.- Tanque con celda de placas para electrooxidación.

Los electrodos son sumergidos en el mineral finamente molido, mezclados con solución acuosa de cloruro de sodio. La electrolisis de esta mezcla resulta en la producción de cloro en el ánodo e ion hidroxilo en el cátodo de acuerdo a las siguientes reacciones:



El cloro reacciona nuevamente con el ion hidroxilo para formar ion hipoclorito:



Finalmente, el hipoclorito reacciona con la mena para oxidar los componentes carbonosos y posteriormente se puede llevar a cabo la cianuración.

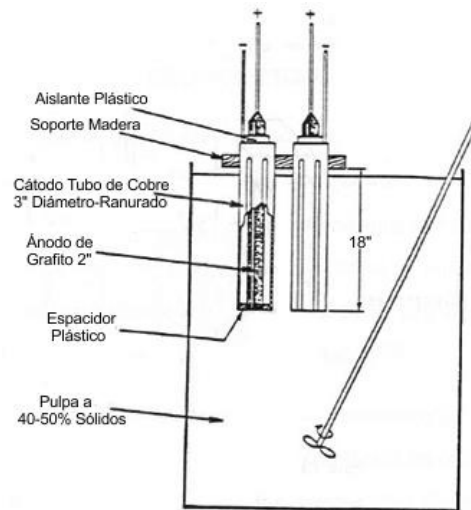


Figura 3.11.- Diseño de reactor con electrodos tubulares para electrooxidación.

La Figura 3.12 muestra un proceso integrado de recuperación de oro por electrooxidación seguido de cianuración:

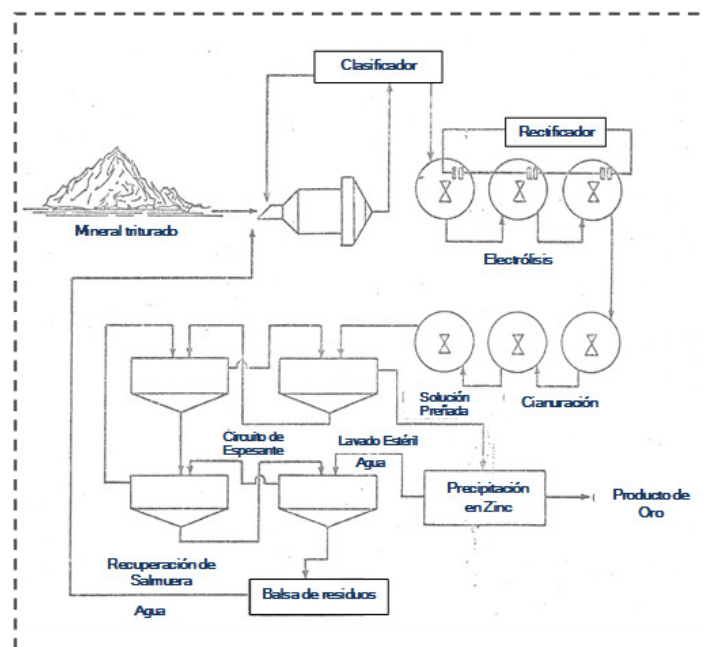


Figura 3.12.- Diagrama de flujo de proceso integrado, Electrooxidación-Cianuración.

3.4.3.- Pasivación o Cegamiento del Material Carbonoso

Para mitigar o atenuar la presencia de carbón en la mena, la pasivación de la materia carbonosa es posible añadiendo ciertos compuestos orgánicos

surfactantes. La manera de trabajar de estos compuestos orgánicos no es del todo clara, no obstante los estudios indican que se adsorben selectivamente o humectan la superficie del carbón en la mena. Dichos reactivos orgánicos, denominados surfactantes, se absorben sobre el carbón activado y asfixian o saturan su superficie, y han sido utilizados como agentes cegadores para pasivar la materia carbonosa en las menas antes de que estas sean procesadas por cianuración. La habilidad para recubrir superficies de estos compuestos orgánicos, así como la capacidad de modificar la absorción de oro del material carbonoso y su comportamiento en las menas ha sido estudiada por varios investigadores, los cuales han llevado a cabo diversas pruebas con varios reactivos para probar su efectividad en cuanto a cegamiento de la materia carbonosa.

Los investigadores Abotsi y Osseo-Asare, experimentaron con ciertos compuestos orgánicos bajo dos hipótesis de los efectos ocasionados por estos, lo cual nos indica la manera en la que puede funcionar la adición de estos compuestos. La primera de estas hipótesis, es que inicialmente el compuesto se adsorbe sobre la superficie de la mena como especies aniónicas, impartiendo una carga negativa sobre la interface sólido-líquido, lo que causa una repulsión electrostática entre la superficie sólida cargada negativamente y el complejo aurocianuro $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ cargado también negativamente, lo que previene la absorción del oro de la solución cargada. La segunda hipótesis establece que la adición de los compuestos crea una capa la cual cubre la superficie de la mena, lo que ocasiona una limitación de la cantidad de sitios disponibles en la superficie donde se absorba el oro de la solución (Abotsi y Osseo-Asare, 1987).

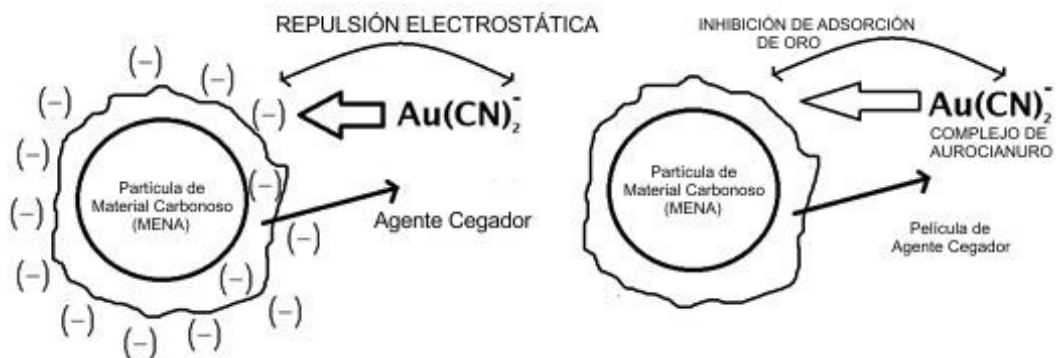


Figura 3.13.- Funcionamiento de los agentes cegadores sobre partículas de menas carbonosas.

El funcionamiento de este método es mucho más eficaz si se combina con el proceso de resina o carbón en lixiviación (CIL), lo que según pruebas realizadas

mejora la extracción desde 13.5% hasta 70.5%. Con algunas combinaciones de reactivos se han logrado extracciones de hasta 86%. Se recomienda combinar la adición de reactivos preferentemente con resinas en Lixiviación (RIL) puesto que algunos reactivos pueden causar la interferencia con el carbón activado del proceso CIL e inhibir también a este.

La práctica común en las plantas cuando sospechan de la presencia de elementos prerrobadores, es adicionar la cantidad que en pruebas sea la óptima para aminorar el efecto, aunque como se mencionó anteriormente el proceso por sí solo no es tan eficaz, debido a la constante agitación a la que se somete a la pulpa lo que hace que la capa de compuesto creada se desprenda del sólido nuevamente después de un tiempo de haber sido añadida. Las concentraciones y adición son variadas y van desde los 10 g/Ton hasta las 500 g/Ton, dependiendo del reactivo que se adiciona, sin embargo se debe experimentar con la adición para obtener la concentración óptima, ya que sí se adiciona reactivo en exceso puede interactuar con la pulpa modificando desfavorablemente sus propiedades físicas.

La Tabla 3.2, muestra los reactivos que han sido probados y que han demostrado tener cierta eficacia como agentes cegadores:

Tabla 3.2.- Lista de compuesto usados como cegadores de materia carbonosa.

Diésel	Dicromato de Potasio
Keroseno	Hipoclorito de Sodio
Lauryl Sulfato de Sodio (SDS)	Ácido Crómico
Sulfonato de Petróleo	Ácido Húmico
Dodecilsulfato de Sodio (DDA)	Ácido Oleico
Aceites lubricantes de maquinaria pesada	Aceite de Motor Reciclado
Poli-oxietileno (NP10)	Colorantes Azoicos
Persulfato de Amonio	Xantatos
Peróxido de Hidrógeno	Aceite de Pino
Ácido Bórico	Jabón
Nitrato de Guanidina	Derivados de Jabón
Hidrocioruro de Trietanolamina	P-Nitrobenceno Azo-Ácido Salicílico
Permanganato de Potasio	

3.4.4.- Carbón o Resina en Lixiviación

El uso del carbón o resinas en lixiviación (CIL, RIL) es muy amplio en las operaciones de purificación y concentración de soluciones procedentes de

cianuración, su aplicación como método para contrarrestar los efectos del mineral causante de prerrobo también han sido validadas.

En estos métodos, el carbón activado granular o en su caso resinas de intercambio iónico, son adicionados a la pulpa en la cianuración para competir con las especies minerales causantes del prerrobo de los complejos metálicos de oro y plata. Este proceso funciona sobre el principio del uso de un adsorbente de complejos de aurocianuro que sea más fuerte que la propia materia carbonosa del mineral.

En el caso del proceso CIL, la eficiencia del carbón activado utilizado para competir con la materia carbonosa de la mena, depende de la capacidad de absorción de oro-plata sobre la materia carbonosa, la cual debe ser por lo menos dos veces más adsorbente que el orden de magnitud exhibido por la materia carbonosa. En menas carbonosas, se han reportado procesos que tienen una recuperación hasta del 70% usando CIL contra un 15% cuando no se utiliza carbón activado. Durante un proceso CIL, un concepto relevante, es la pérdida de carbón por atrición debido a la duración del proceso que es de 18 h aproximadamente, el carbón usado es constantemente sometido a esfuerzos por el contacto con partículas de cuarzo de los minerales, esto genera desgaste y como consecuencia partículas muy finas de carbón que no se pueden recuperar en las cribas y por lo tanto estos valores son reportados en las colas, tal y como sucede con los minerales causantes del prerrobo.

A diferencia de CIL, durante el proceso RIL se utiliza una resina de intercambio iónico, que de igual manera se contacta con la pulpa en la cianuración siendo ésta capaz de adsorber los complejos metálicos de la solución antes de que la materia carbonosa lo haga. Las resinas tienen ciertas ventajas sobre el carbón activado: **particularmente** la alta selectividad de adsorción/desorción de los compuestos deseados, así como una alta capacidad de cargado y rápida cinética. Por otro lado, como desventajas, las resinas tienen las siguientes: alto costo comparado al del carbón activado, y baja resistencia durante el proceso. El éxito de la aplicación de las resinas depende de que tan fuerte y propensa al prerrobo sea la mena.

Una importante ventaja del proceso RIL en el tratamiento de menas carbonosas, lo es la posibilidad de usar agentes cegadores en combinación con la resina sin que exista una interacción desfavorable con ella, lo anterior debido a que las resinas no interactúan con los compuestos que en su mayoría son orgánicos o hidrocarburos,

Por último, en los últimos años se ha estado investigando un tipo de carbón activado denominado carbón activado magnético (MAC), el cual se utiliza de manera similar al carbón activado granular a diferencia de que el tamaño de este es mucho menor pues se adiciona en forma de polvos finos lo que evita el problema de la atrición. Para recuperar el carbón cargado se aprovechan las propiedades magnéticas del material por lo que se puede concentrar posteriormente con un proceso magnético similar a los de hierro, tambores magnéticos de baja, mediana o alta intensidad magnética. Una de las ventajas más sobresalientes del carbón activado magnético, es la velocidad con la cual se carga el carbón, hasta un 20% aproximadamente más rápido que el carbón activado convencional. Asimismo sobresale su alta capacidad de adsorción, pues se han llevado a cabo pruebas en las cuales el carbón es cargado hasta en un 99% de su capacidad.

CAPITULO 4

EXPERIMENTACIÓN

Hacia mediados del año 2012, como resultado del patrón cíclico que venían presentando las bajas de recuperación en planta y/o disminución en la eficiencia de precipitación de metales preciosos, la compañía Peña de Bernal inició un programa de trabajo para determinar las posibles causas de estos problemas. El programa incluyó el muestreo representativo de los diferentes rebajes que en ese momento proveían la alimentación a la planta, así como un programa de pruebas de laboratorio que permitiese identificar las posibles causas de estos problemas de patrón cíclico. Los tenores de oro-plata en muestras presentaron una amplia variación, correspondiendo los mínimos al rebaje **2-071** con 0.10-2.45 g/ton y los máximos al rebaje **2-104** con 20.76-158.08 g/ton. Debido al gran número de rebajes sólo se realizaron caracterizaciones químicas, en las que se trató de identificar aquellos elementos de conocido impacto al proceso de extracción en uso, p.e., arsénico, manganeso, etc. Las pruebas de lixiviación, realizadas bajo las condiciones de planta: 42.8% sólidos, 0.25% de NaCN, 75 y 85% @ -200 mallas y 72 horas de tratamiento, en cada caso arrojaron recuperaciones aceptables de oro, mayores a 80.0%, no así las de plata, las cuales fueron bajas. En ausencia de caracterizaciones mineralógicas, no fue posible definir la(s) causa(s) de estas bajas recuperaciones.

A pesar de que ninguno de los rebajes presentó problemas de disolución de oro, en Agosto del mismo año, las recuperaciones de planta del día 20 cayeron por debajo de 50.0%. Pruebas realizadas sobre porciones representativas de la alimentación y colas de este día, así como la presencia de gruesas bandas negras observadas en tanques, finalmente corroboraron la presencia de materia carbonosa de alta actividad prerrobadora. Posterior a este momento, el programa de pruebas se centró a definir las posibles alternativas de tratamiento para esta mena refractaria.

4.1.- MENA DE ESTUDIO, EQUIPO Y REACTIVOS

4.1.1. MENA DE ESTUDIO

Como parte fundamental e inicial de esta investigación, a la muestra representativa proveída por la compañía minera Peña de Bernal, se le realizó una caracterización química, física y mineralógica.

Caracterización Química

El material objeto de investigación de este trabajo lo fue una muestra de 25 kilogramos, la que a nivel macroscópico y tamaño de 3/8" presenta granos fácilmente identificable blancos (calcita), negros (carbón) y grisáceos (sílicie/calcita-carbón); reducida 100% @ -10 mallas, presenta un color homogéneo, gris.

La caracterización química del material, realizada en los laboratorios Courtade, San Luis Potosí, arrojó los resultados resumidos en Tabla 4.1.

Tabla 4.1.- Análisis químico de la muestra de estudio.

Ley g/Ton		Leyes %					
Au	Ag	Cu	Pb	Fe	Zn	As	Sb
7.0	400.0	0.01	0.00	0.89	0.01	0.01	0.01

Para la caracterización de la materia carbonosa presente en mena, se realizó una prueba de flotación de carbón, el concentrado obtenido fue sometido a difracción de rayos-X (Rigaku modelo DMAX 2200) y análisis termogravimétrico, véanse Figura 4.1 y 4.2.

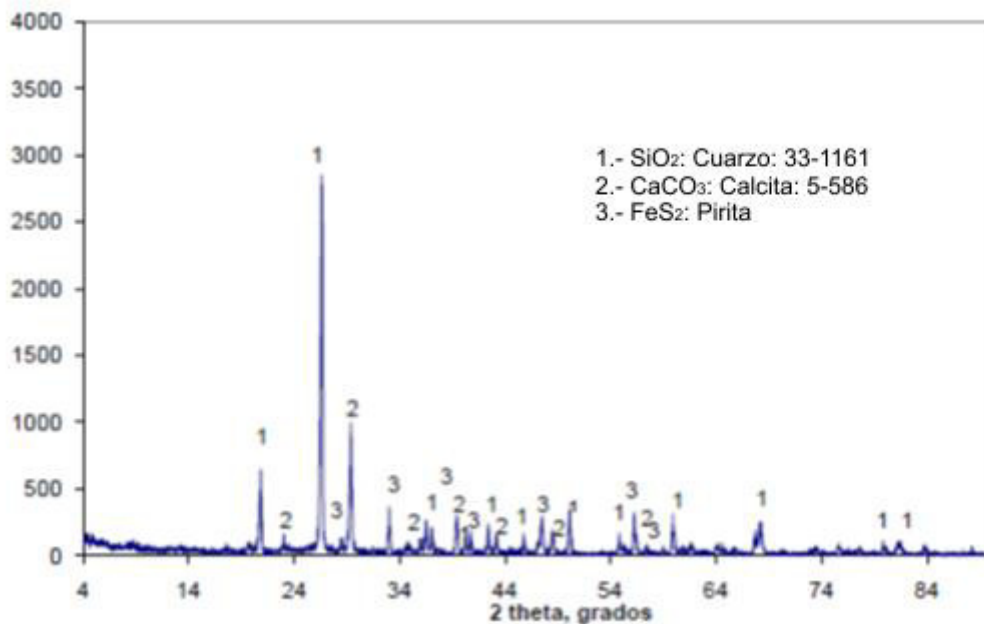


Figura 4.1.- Difractograma del concentrado de carbón, principales componentes: cuarzo, calcita y pirita (Ojeda, 2012).

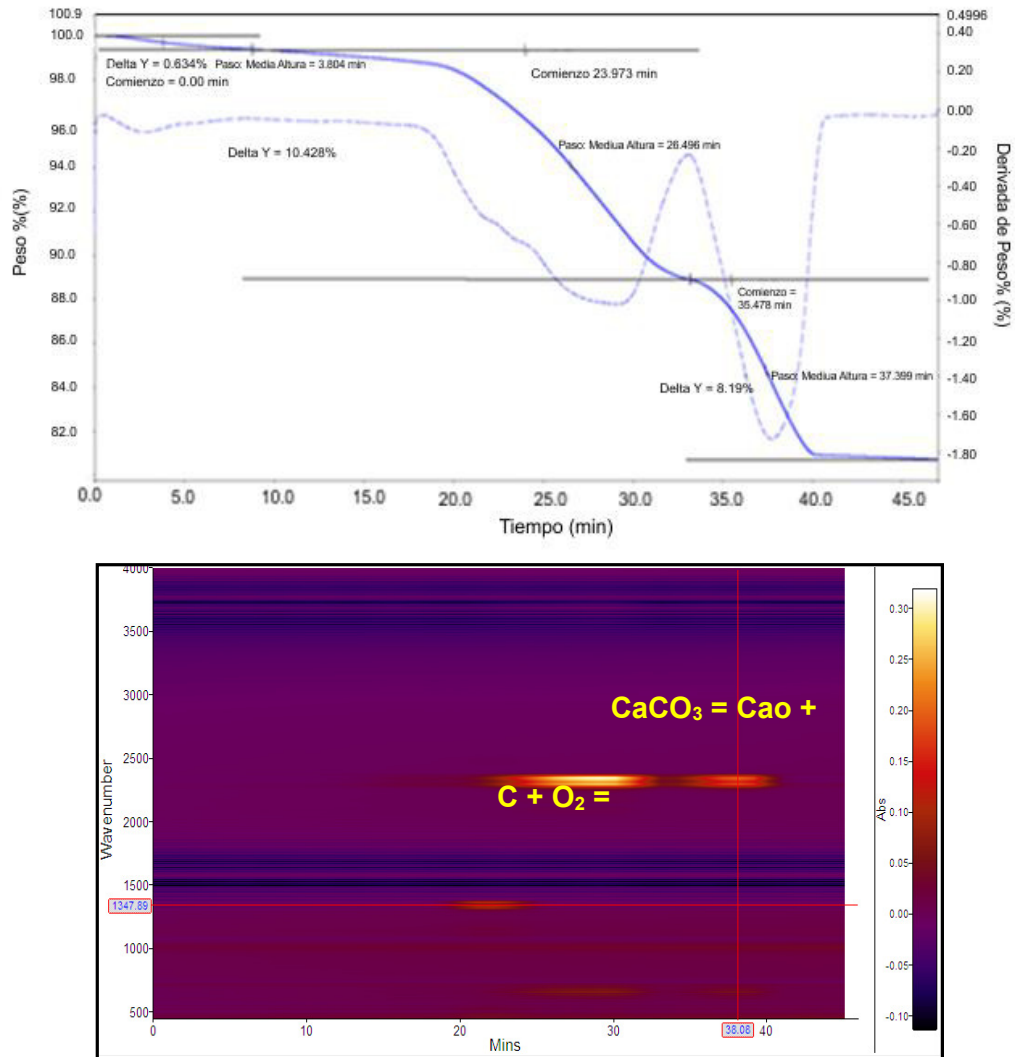


Figura 4.2.- Análisis termogravimétrico del concentrado de carbón (Bravo, 2014).

No se realizó análisis por carbón sobre la muestra problema, no obstante algunas muestras de alimentación enviadas para su estudio metalúrgico (M-830-01) en laboratorios externos, SGS de Estados Unidos, reportan análisis como los mostrados en la Tabla 4.2.

Tabla 4.2.- Especiación del carbón sobre una muestra de la alimentación (Gantumur, 2013).

MUESTRA	Especiación Carbón (%)			
	C _{Total}	C _{Orgánico}	C _{Inorgánico}	C _{Grafito}
Composito Alimentación	3.73	0.20	3.45	0.08

Caracterización Física

Para todas las pruebas, porciones de un kilogramo fueron molidas en seco o húmedo en molino de 8"x8" por tiempos entre 25 a 28 minutos, para producir distribuciones de tamaño de partícula entre 69 a 70 % @ -200 mallas (74 μm). La Figura 4.5 muestra dos distribuciones de tamaño de partícula típica.

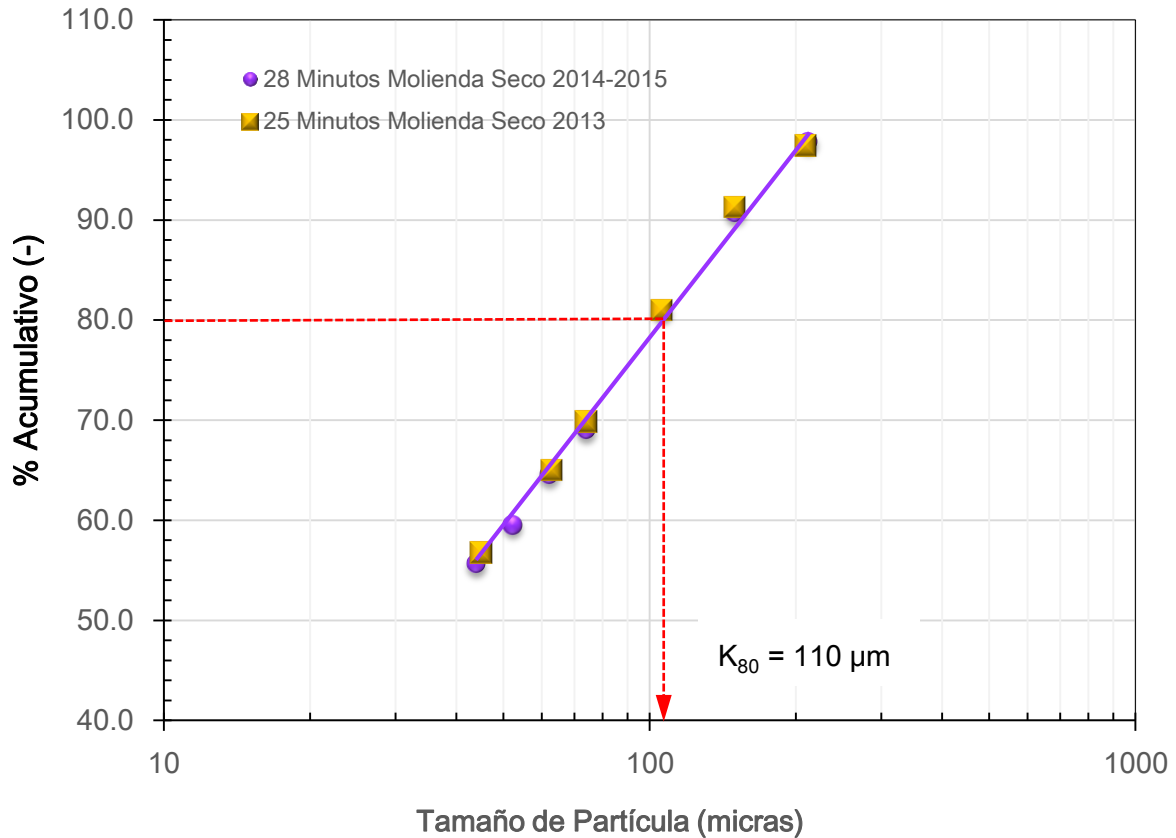


Figura 4.3.- Distribución de tamaño de partícula de la muestra de estudio, 25 a 28 minutos de molienda en seco (70% @ -200 mallas, $K_{80} = 110 \mu\text{m}$).

Caracterización Mineralógica

El oro de la muestra de estudio se presenta en forma de electrum, nativo, asociado y ocluido en aguilarita a tamaños menores de 5 micras. Los minerales de plata identificados son argentita (70.0%) y en menor cantidad aguilarita (30.0%). Estos valores se hallan en tamaños menores a 4 micras y ocluidos en cuarzo, principalmente. La ganga se compone de cuarzo en su mayor parte; en cantidad menor hay calcita y feldspatos de potasio en proporciones semejantes.

Las Tabla 4.3 y 4.4 listan los minerales identificados y su abundancia en porcentaje, de análisis en Microscopio Electrónico de Barrido (MEB) (Ojeda, 2013):

Tabla 4.3.- Minerales identificados por MEB.

Mineral de Au: - Electrum, Au-Ag	Mineral de Pb - Galena, PbS
Minerales de Ag: - Aguilarita, Ag ₂ (S, Se)	Minerales de Fe - Pirita, FeS ₂
Mineral de Cu: - Calcopirita, CuFeS ₂	Mineral de Ganga - Cuarzo, SiO ₂ - Barita, BaSO ₄ (escasa) - Calcita, CaCO ₃

Tabla 4.4.- Abundancia de minerales por análisis por MEB.

MINERAL	Porcentaje (%)
Min. Au	0.0012
Min. Ag	0.04
Pirita	2.46
Calcopirita	0.030
Galena	0.01
Barita	2.00
Cuarzo	75.45
Calcita	20.00
Total	100.00

Con respecto a las especies de plata se observaron abundantes partículas de aguilarita, éstas con la liberación y asociación aproximada listada en la Tabla 4.5.

Tabla 4.5.- Asociaciones y liberación de aguilarita en porcentaje y tamaño de partícula.

Min. Ag Aguilarita	Libre	Cuarzo	Pirita	Calcop	Total
	20	63	15	2	100
	< 15 micras	10-100 micras			

La aguilarita es portadora de oro, la pirita aunque escasa; se le observa libre en un 40% en tamaños promedio de 25 micras, el resto presenta oclusiones y

asociaciones de aguilarita. Las Figuras 4.4 y 4.5 muestran microfotografías de tamaños, espectros, composiciones y asociaciones de los minerales de muestra.

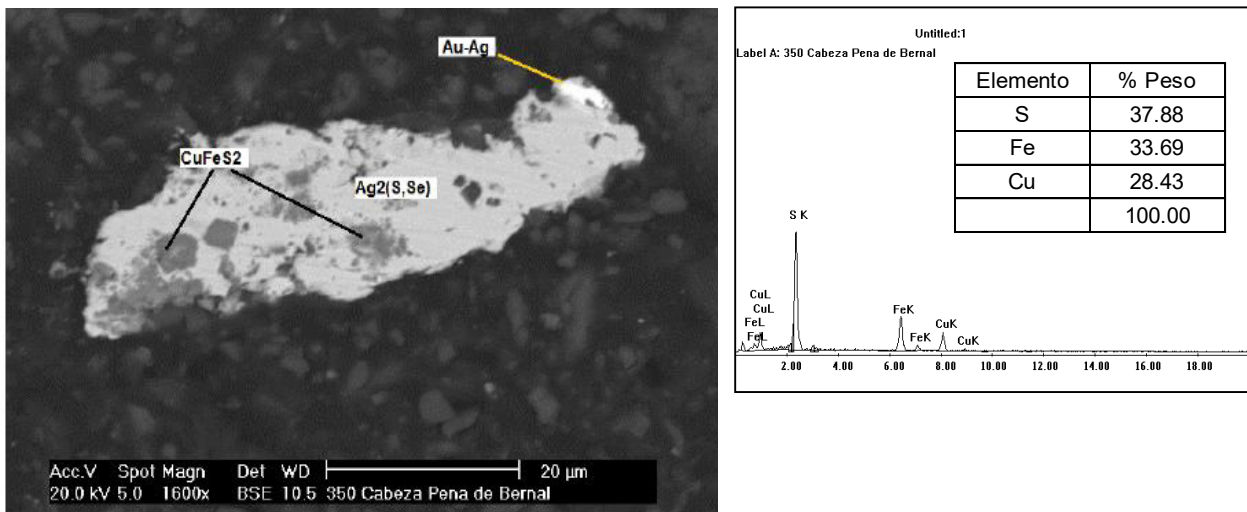


Figura 4.4.- Partícula de aguilarita con intercrecimientos de calcopirita, en la parte superior una partícula asociada de electrum de 4 micras.

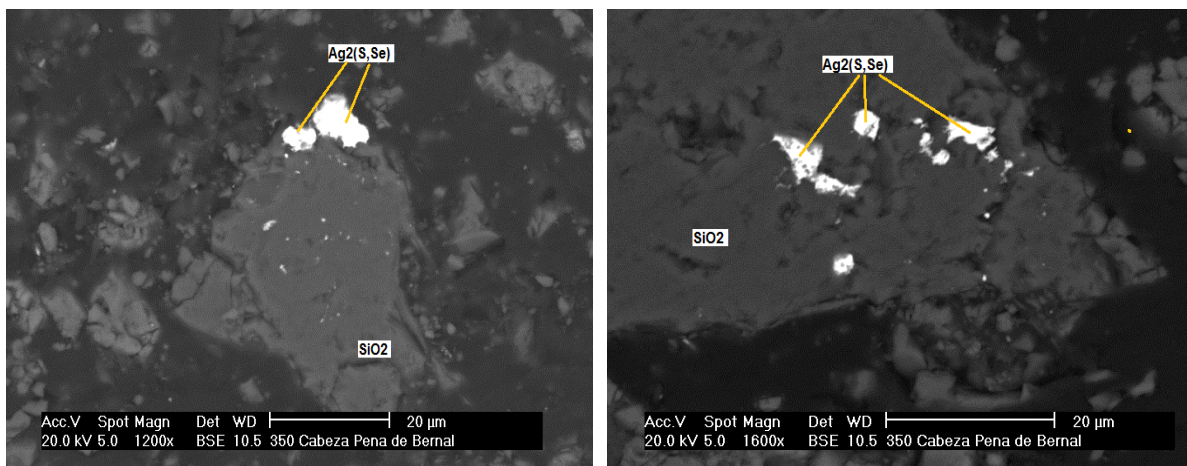


Figura 4.5.- Imágenes que muestran partículas de cuarzo con abundantes asociaciones y oclusiones de aguilarita en tamaños menores de 10 micras.

4.1.2. Equipo experimental

Durante el curso de esta investigación se realizaron pruebas metalúrgicas a fin de experimentar las siguientes alternativas de tratamiento:

- Pruebas de cianuración y tostación-cianuración (Referentes),

- Pruebas de cianuración en presencia de carbón activado (CIL),
- Flotación de la materia carbonosa seguidas de cianuración de colas.
- Pruebas de cegamiento de la materia carbonosa seguidas de cianuración, y
- Pruebas preliminares de pretratamiento oxidativo-cianuración.

Equipo de Tostación

Las tostaciones fueron realizadas en muflas Felisa de control manual y pantalla digital, provista de sensor de temperatura tipo K, con dimensiones internas de 20x28x22 cm, corriente alterna de 220 Volts y programables de 50 a 1100 °C.

Equipo de Cianuración

Las pruebas de cianuración se realizaron tanto en botellas como en agitadores. En el primer caso la máquina de agitación lo fue un banco de rodillos, con una capacidad para 8 frascos de prueba a la vez. El banco tiene dimensiones de 64 cm x 100 cm x 100 cm de altura, y posee ocho rodillos de 12 cm Φ x 89 cm impulsados todos ellos por un motor de 1 H.P. Los recipientes de prueba los constituyeron frascos de ácido de color ámbar con un volumen útil de 3.78 litros, la velocidad de agitación impartida por la máquina a frascos es de 80 RPM.

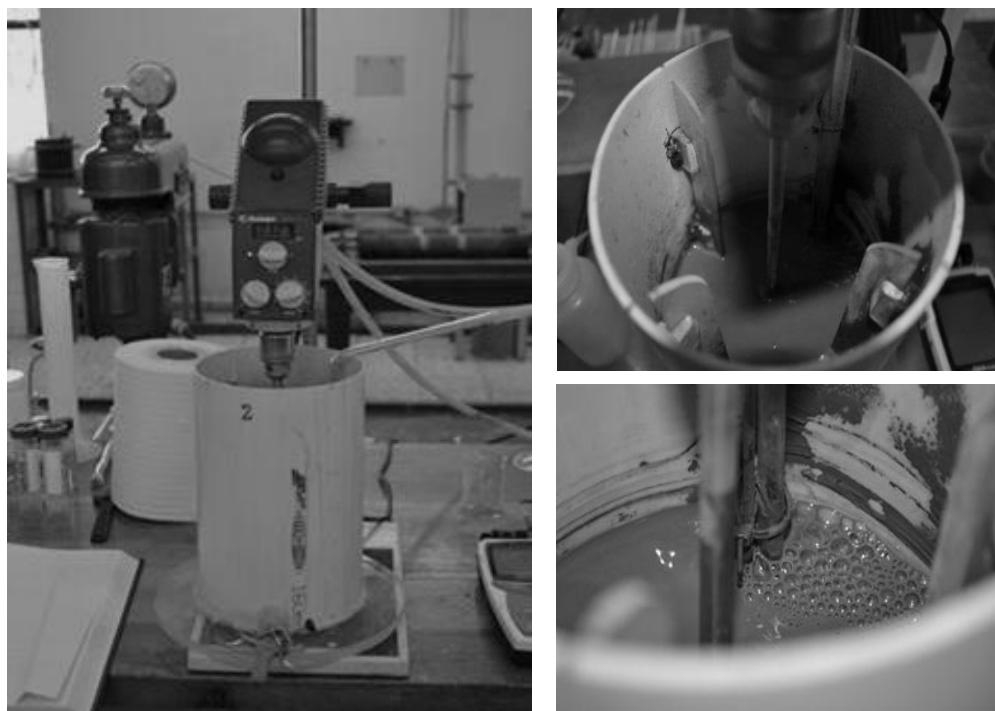


Figura 4.6.- Fotografía mostrando detalles del sistema de lixiviación dinámica.

Además de las pruebas en botella, se implementó un sistema de lixiviación constituido por un recipiente de plástico con capacidad de 3 L. La agitación del sistema fue provista mediante un cabezal de agitación Heidolph modelo RZR 2021 de torque constante con motor de 1/8 HP, al que se adosó una propela tipo turbina de 5 cm de diámetro. La toma de muestras se realizó usando una bomba peristáltica MasterFlex 7553-70. La Figura 4.6 muestra una fotografía del sistema para pruebas de lixiviación dinámica.

Equipo de Flotación

Para las pruebas de flotación se utilizó una celda Denver 12-A, véase Figura 4.7. Las pruebas de flotación de la materia carbonosa se realizaron en una máquina de flotación Denver, acondicionada para realizar flotaciones primarias. Por lo que se le adoso un impulsor de 9.5 cm Φ y un difusor de 14.5 cm Φ , el recipiente de prueba lo fue el de 4.5 litros, él que para un kilogramos de muestra proporciona aproximadamente un 25% de sólidos (w/w).

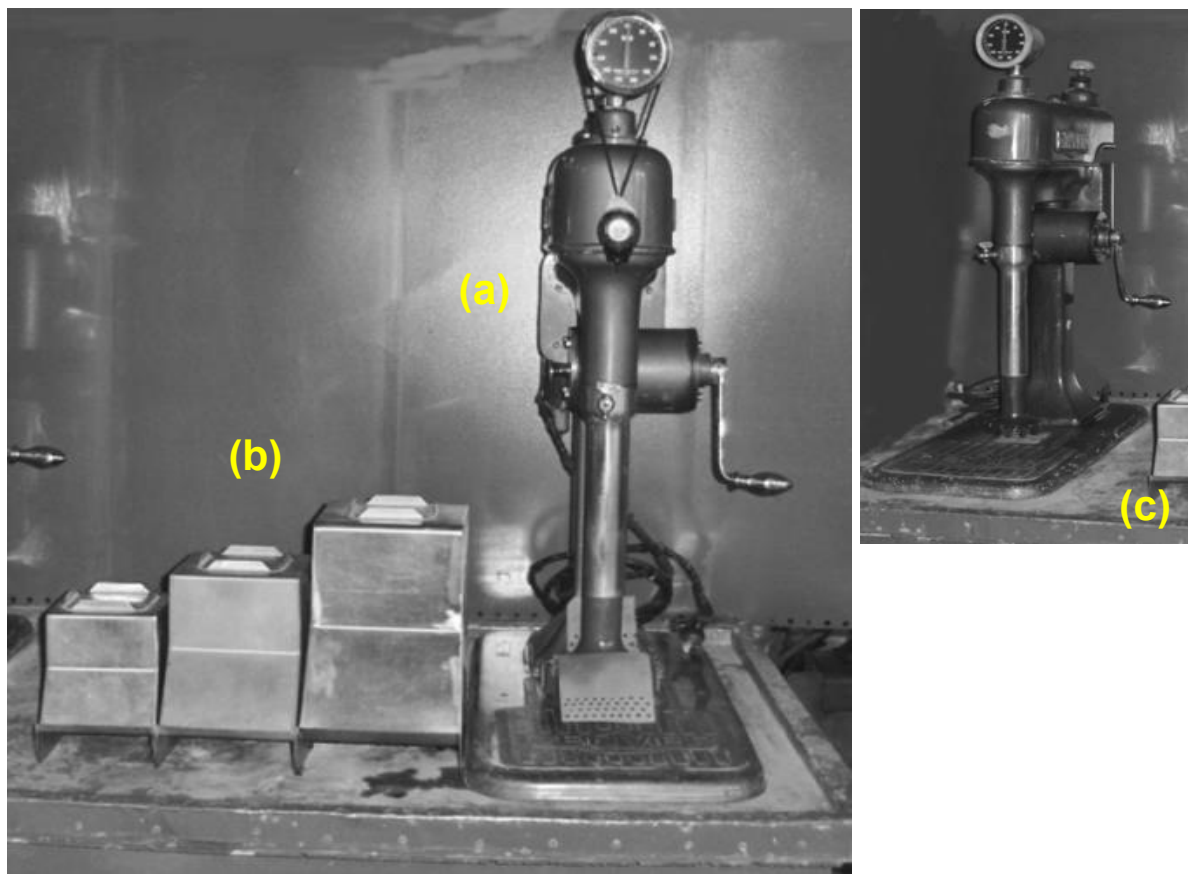


Figura 4.7- Celdas de flotación: (a) Cuerpo de celda, (b) Denver 12-A con sus recipientes de prueba (capacidades de 1, ½ y ¼ kg, derecha a izquierda) y (c) máquina similar para limpias.

Equipos Auxiliares

Como equipos auxiliares para la realización de pruebas, se utilizaron los enseguida listados (Prieto, 2013):

- Molino de “8 x 8”, con una carga de bola de 10.60 kilogramos, con un gradiente de bola la cual sigue la expresión $Y=(X/B)^{4.0}$, que va desde 1 ¼" hasta aproximadamente ½".
- Balanza analítica de 200 gramos de capacidad máxima, y precisión de ± 0.0001 g.
- Compresor de aire Coleman de 103 litros de capacidad. Provisto de control automático de llenado (<125 lb/pulg²), presión de salida regulable entre 40-90 lb/pulg².
- Filtros de presión Denver de 15 y 20.5 cm de diámetro, presión de trabajo de 60-70 lb/pulg².
- Horno de secado (30x40 cm), capacidad de un 1.3 pies cúbicos, encendido externo y con control de temperatura hasta 290 °C.
- Quebradoras de quijada y cono, metate, y pulverizador.
- Las mediciones de pH, oxígeno y potencial redox se realizaron usando las probetas correspondientes, conectadas a unidades de base o portátiles Termo.

4.1.3. REACTIVOS

Los reactivos usados durante este estudio fueron grado industrial, sólo en el caso del cianuro se utilizó grado analítico. La Tabla 4.6 lista los reactivos usados, así como sus características relevantes.

Tabla 4.6.- Reactivos químicos empleados en el curso de la investigación.

REACTIVO	PROPIEDAD/USO	PUREZA	MARCA
HNO ₃	Oxidante, digestión muestras análisis.	65-70%	Golden Bell
HCl	Compleja y mantiene en solución	36.0%	
NaCN	Disolución de metales preciosos.	> 95.0%	Analit
CaI	Álcali protector.	20% de CaO soluble	Comercial
MIBC	Espumante	99.9%	Cytec
C-100	Colector carbón	99.0%	Proambiente
NaClO	Hipoclorito de sodio	95.0%	Monterrey
Carbón	Adsorción de Au-Ag		

4.2. PROCEDIMIENTOS EXPERIMENTALES

En esta sección del trabajo de investigación se describen los procedimientos de las pruebas realizadas, esto siguiendo la secuencia de las alternativas de tratamiento arriba desglosadas.

Siguiendo procedimientos estándares de muestreo, el total de mena fue triturada y homogeneizada para pruebas de laboratorio, ~100% @ -10 mallas. Primeramente el total de muestra fue triturada en quebradora de quijada y de cono, el producto de esta última etapa de trituración fue cribado sobre la malla 10 (1700 micras). El sobretamaño fue nuevamente triturado en cono y cribado sobre la malla 10, esta última secuencia fue repetida hasta que el 100% del material pasase la malla 10. Enseguida, el total de material al tamaño de -10 mallas fue homogeneizado usando el método de cono y cuarteo. Finalmente usando un partidor Jones se obtuvieron porciones de un kilogramo para pruebas. Una de estas porciones fue enviada al Instituto de Metalurgia de la UASLP para caracterización, y otra se destinó para su caracterización químico, el resto se emplearon en la experimentación.

Para todos los casos las muestras fueron molidas por los tiempos necesarios para proporcionar distribuciones de tamaño de partícula de 70% @ 200 mallas ($K_{80} = 110$ micras). En cada caso, y a excepción de las pruebas de flotación para las que las muestras fueron molidas en húmedo (62% de sólidos, 600 mL de H₂O por kilogramo de muestra), para el resto de los tratamientos las moliendas fueron realizadas en seco.

Pruebas de Cianuración

Comúnmente los estudios y/o pruebas de cianuración suelen realizarse con vistas a determinar y optimizar aquellas variables asociadas al proceso de lixiviación, tales como: tamaño de partícula, cantidad de álcali protector, concentración de cianuro, dilución, tiempo de tratamiento, etc. De manera general una de cianuración se realiza bajo condiciones específicas usando botellas ámbar de 3.78 L, a las que se les provee de agitación por medio de una máquina de rodillos.

Los parámetros de las pruebas de cianuración suelen establecerse en base a la experiencia del técnico, la operación de donde procede la muestra, o a partir de valores sugeridos en la literatura. Como ejemplo de esto último tenemos que

McClelland sugiere los siguientes parámetros: (1) agua para proporcionar 40 a 50% de sólidos, (2) cal en una cantidad que proporcione un pH de 10.5, (3) cianuro de sodio en una concentración de 1 Kg/m^3 (0.10%), y (4) el tiempo de agitación de 6, 12, 24, 48 hasta 72 horas (McClelland, 1988).

Aunque es posible que haya algunas variantes durante la realización de pruebas en botella, como: separación de muestra en una fracción fina y gruesa, moler y necesidad de separar el material en fracciones de tamaño, el procedimiento seguido en el curso de este trabajo fue el enseguida desglosado, véase Figura 4.8:

1. Se pesa una cantidad específica de muestra (200-500 g) del material a cianurar.
2. Con ayuda de un embudo se transfiere el total de la muestra a la botella de vidrio, la cual ha sido previamente rotulada con un número de identificación.
3. Se adiciona agua en cantidad previamente definida, ésta puede ser desde la misma cantidad en gramos de mineral o hasta seis veces el peso del mineral de prueba (dilución de 1:1 a 6:1).
4. Se adiciona cal en la cantidad necesaria para proporcionar un pH de 10.5-12 a la pulpa. La cantidad de cal agregada en una prueba suele referirse sobre la base de la masa de sólidos de prueba. Preferentemente el total de pruebas debe realizarse con la misma cal, para ello se toma una porción de un saco recién abierto, se criba sobre la malla 65, se homogeniza y se guarda en un frasco hermético. El sobre tamaño generado en el proceso de cribado se muele y se integra al resto de la cal.
5. Ajustado el pH de prueba, se procede a agregar los mililitros de solución de cianuro, o en su caso, se adiciona el cianuro en forma sólida para obtener una solución de concentración de NaCN (%w/w) entre 0.05-0.80%. La cantidad de cianuro a agregar es calculada sobre la base del peso de agua de prueba.
6. Preparados los frascos se llevan a la máquina de agitación (mesa de rodillos o reactor agitado mecánicamente) por espacio de 24 horas o el tiempo seleccionado (> 6 horas). Al término de este tiempo, se para la agitación, se determinan los consumos de cianuro y cal, se reponen las cantidades faltantes y se vuelven a poner a agitar.
7. La prueba se continúa hasta por un tiempo máximo de 72 ó 96 horas, según lo demande el material.

Pruebas de Tostación-Cianuración

Usando una mufla eléctrica, el material se somete a tostación a 400°C por un tiempo de 2 horas. Para ello un kilogramo de muestra, molido en seco, se dispone y distribuye en cápsulas de porcelana. Se introducen luego a la mufla y se mantienen ahí por el tiempo definido. Transcurrido el tiempo, la muestra es extraída de la mufla

y dejada enfriar a la temperatura de cuarto, finalmente es lixiviada en cianuro en botellas, bajo condiciones específicas (prueba estándar de la operación de la unidad minera).

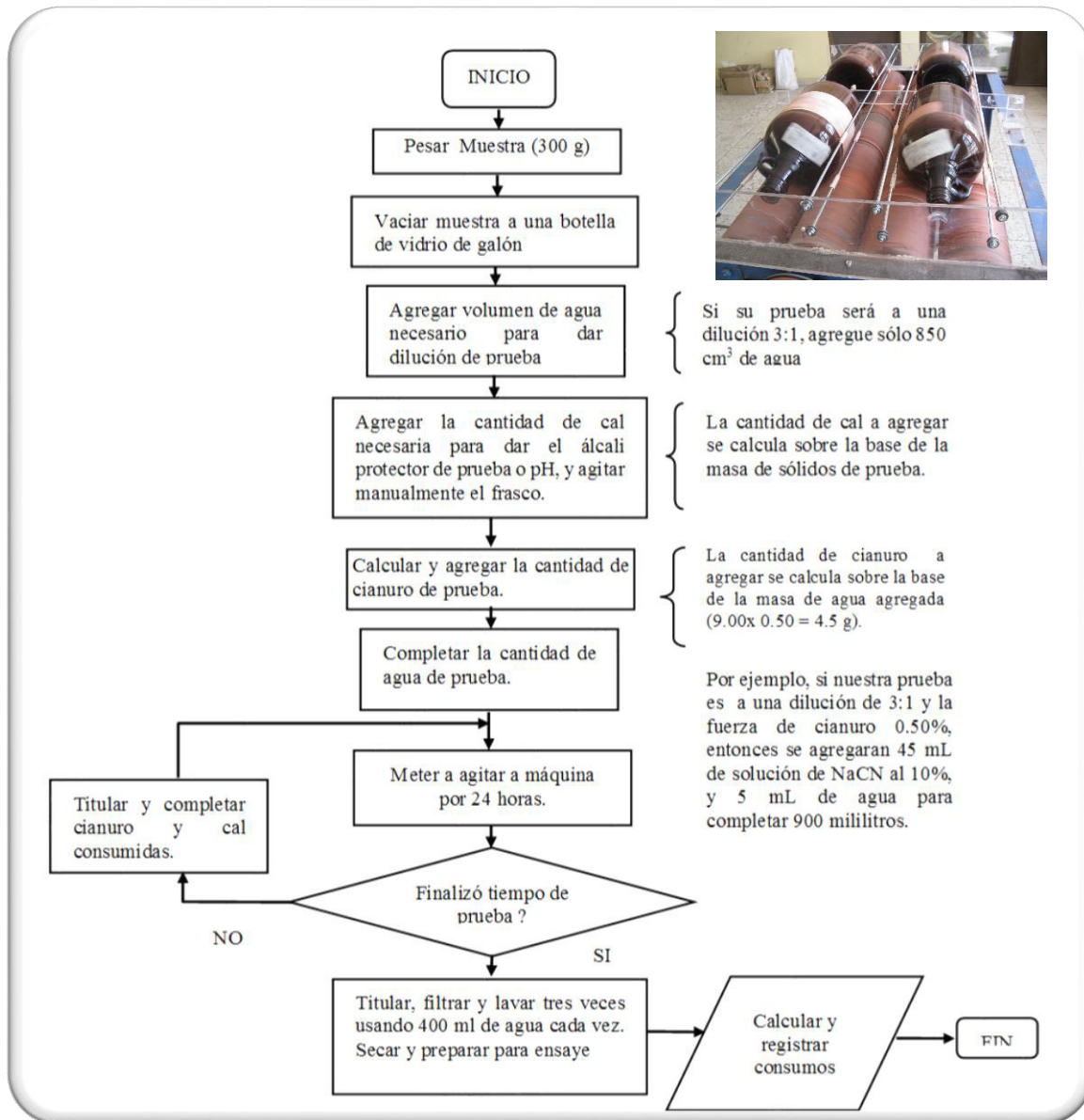


Figura 4.8.- Procedimiento estándar de pruebas de cianuración.

Pruebas de Cianuración con Carbón Activado CIL

Para el caso de estas pruebas se procede de manera similar que en una prueba estándar de cianuración, sólo que, además y previo a la adición de cianuro de sodio, se añaden cinco (5) ó diez (10) gramos de carbón activado. El carbón a usar puede

ser tomado del stock general y cribarse luego por las 6 y 10, de manera que de esta fracción de 6x10 se pesen las cantidades a utilizar en el curso y total de pruebas a realizar.

Al final de este tipo de pruebas, es importante mantener en mente que al momento de filtrar los contenidos de prueba, deberá colocarse una malla suficientemente fina, digamos una malla 20 ó 35 #, la cual retenga el carbón utilizado durante prueba. Retirado el carbón se continúa con el filtrado-lavado, secado, pesado y análisis de sólidos de prueba.

Pruebas de Flotación de Carbón-Cianuración

Como en el caso de las pruebas de cianuración, existen diversos procedimientos estándares para llevar a cabo éstas, como las propuestas por ASTM Coal Standar y la del ISO Committee on Coal Testing (Crozier, 1992). La primera de estas normas propone el uso de una celda en la que tanto la remoción de espuma como el nivel de pulpa en celda son realizadas de manera automática. Lo anterior permite obtener resultados consistentes y hace que las diferencias en resultados sean única y exclusivamente debidas a la variable en estudio.

En ausencia de una celda automática las pruebas se realizaron de manera que éstas fuesen lo más consistente posible. Con esto en mente, el método de prueba a seguir fue el siguiente. El mineral se molió a 62% por espacio de 25 minutos, al término se recibieron los contenidos en la celda de 5 L, enseguida el vaso se transfirió y coloco sobre el pedestal de la celda, se bajó el impulsor hasta que éste topase con el fondo y se agregó el agua necesaria para tener aproximadamente 40% de sólidos, se agregaron los reactivos de prueba, acondicionándose estos por espacio de cinco minutos. El espumante se agregó 30 segundos antes de terminar el tiempo de acondicionamiento, finalizado éste se realizó una flotación primaria, al concentrado obtenido solo se le realizó una limpia. La Figura 4.9 muestra el diagrama de flujo y los reactivos usados en una de las pruebas de flotación de carbón, para otras consideraciones sobre la relación a pruebas de flotación: velocidad de remoción de espuma, adición de reactivos, etc. referirse al trabajo de Prieto 2013 (Prieto, 2013).

Flotado el carbón, las colas fueron sometidas a cianuración en botellas por hasta 72 horas. En todos los casos las recuperaciones de metales preciosos se basaron en

el análisis químico de sólidos, los cuales fueron realizados por vía seca. Las soluciones de pruebas sólo fueron utilizadas para determinar las cantidades faltantes y reposición del complejante (% NaCN) y álcali protector (%CaO), los procedimientos de valoración-titulación de estos son detallados en el apartado de análisis.

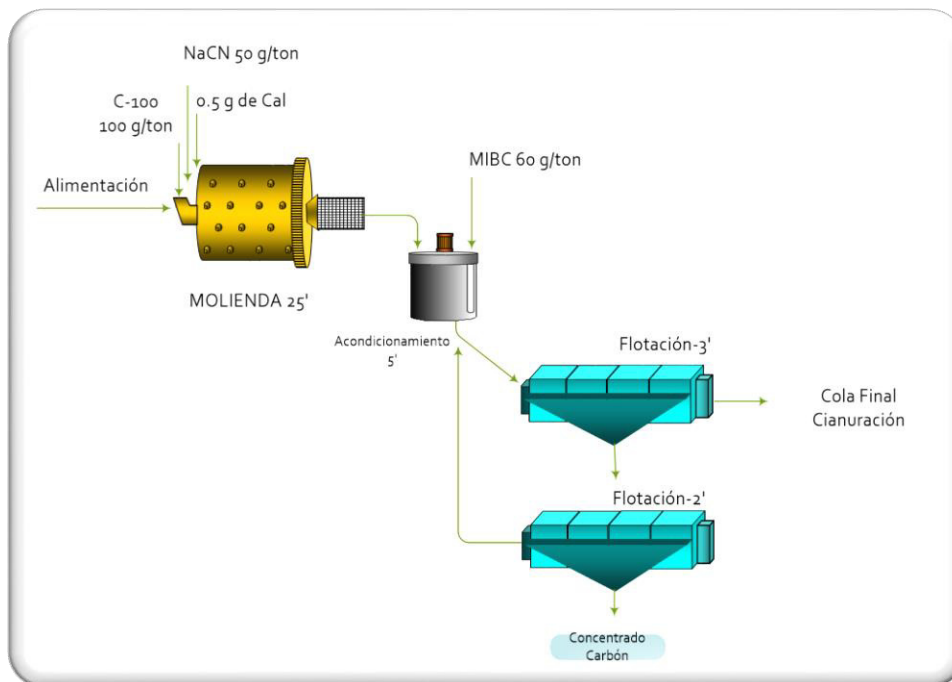


Figura 4.9.- Diagrama de flujo y cantidades de reactivos de una de las pruebas de flotación de carbón.

Pruebas de Cegamiento con Keroseno-Cianuración

Las pruebas de cegamiento con keroseno seguidas de cianuración se realizaron en agitadores elaborados en tubo de PVC de 6 pulgadas de diámetro. El procedimiento de prueba fue como a continuación se describe. Primeramente se molió muestra en seco, enseguida se homogeneizó y pesaron 1.3 kilogramos, se cargaron al agitador, se fijó la velocidad de agitación a 325 rpm, se repulparon sólidos a 42% (w/w) con agua, y finalmente se agregaron 10 mL de keroseno, dejándose en agitación por doce horas.

Al término del pretratamiento se agregó cal hasta registrarse un pH de 10.5, finalmente y con ayuda de una pipeta de 25 mL se agregó la dosis de solución de NaCN al 10%, para tener una concentración de cianuro de 0.30%. La prueba fue continuada por 72 horas, a intervalos regulares de tiempo se extrajeron porciones de 40 mL de pulpa, una vez filtrada la solución fue colectada para análisis. Los

sólidos, al igual que en el caso de pruebas de botella fueron lavados tres veces con agua fresca, secados a 100 °C, pesados, afinados y finalmente analizados por vía seca. Sobre las soluciones muestra se realizaron análisis de cianuro y álcali protector, además se leyeron y registraron: pH, concentración de oxígeno disuelto y potencial Redox. La secuencia así descrita corresponde al procedimiento de pruebas de cianuración dinámica para seguimiento de cinética de disolución.

Pruebas de Preliminares de Pretratamiento Oxidativo-Cianuración

La última alternativa examinada lo fue el pretratamiento oxidativo de la materia carbonosa usando hipoclorito de sodio. Para ésta, primeramente se pesaron 300 gramos de mena molida los cuales se repulparon a 42% sólidos (w/w), enseguida se acidificó con HCl hasta un pH de 5.5, a este momento se agregaron 10 gramos hipoclorito de sodio, dejándose reaccionar éste por dos, cuatro y seis horas.

Finalizado el pretratamiento, los sólidos fueron filtrados, lavados tres veces con agua fresca, y dejados secar a temperatura de cuarto. Una vez secos, éstos fueron pesados y desgrumados, se apartó una muestra de 25 gramos para análisis químico y el resto, 250 gramos, fueron cianurados por 24 horas en botella a 42% de sólidos a un pH de 11.0 en una solución con una fuerza de cianuro de 0.30%.

4.3 MÉTODOS DE ANÁLISIS

4.3.1. Análisis vía seca

Cualquiera que sea el tipo de estudio realizado sobre una mena, su evaluación requiere de caracterizar los productos de prueba. Una definición de caracterización lo es la siguiente **"caracterizar es la determinación de los atributos peculiares de una persona o cosa, de modo que se distinga claramente de las demás"**. En el caso de la experimentación con menas las caracterizaciones física, química y mineralógica son los más ampliamente utilizadas. Las caracterizaciones físicas pueden ir desde sencillas determinaciones de gravedades específicas hasta complejas pruebas para determinar esfuerzos de falla-compresión para el diseño de una tolva para confinar sólidos. Por su parte, la caracterización química implica la determinación cualitativa o cuantitativa de los elementos o compuestos constituyentes de un material. La caracterización mineralógica, por su parte, provee de aquellos elementos relacionados con la microcomposición química y

mineralógica de la mena. Sin duda esta última es de gran relevancia, ya que provee elementos e información que es básica tanto en el diseño del proceso de concentración-extracción como en la solución de los problemas de operación.

Para el ingeniero metalúrgico, la caracterización química de minerales no debe ser considerada como simple seguimiento de procedimientos o métodos. Si bien es cierto, es posible que en su vida o desarrollo profesional nada tenga que ver con la realización de análisis, si es recomendable se familiarice, asocie y se apropie de los fundamentos que subyacen en estos métodos. La estequiometría, reacciones, preparación de soluciones pudieran proveerle de conocimientos básicos que le ayuden a comprender otros más complejos.

La caracterización química o análisis elemental de muestras requiere que éstas sean preparadas y afinadas adecuadamente. Aunque la preparación y afinación de muestras no es un proceso difícil, o que requiera de alto grado de intelecto, es un paso crítico. La persona que realice este trabajo debe ser cuidadosa, limpia **y con capacidad de discernir**. El tiempo que toma preparar y afinar un producto de prueba depende de la cantidad a procesar, pero regularmente va de 15 a 20 minutos. Comúnmente las muestras son afinadas de manera que el 100% de éstas pase la malla 100 (150 micras), en los casos que se sospeche de inclusión u oclusión de valores en la matriz, se recomienda afinar 100% a -200 mallas (74 micras). La afinación de muestras de concentrados es recomendable se realice en plancha-metate, no así las de los productos de cabeza, colas o fracciones de mallas de granulometrías valoradas, las cuales normalmente son afinadas usando un pulverizador, sea éste del tipo planetario o de discos. La Figura 4.10 muestra una plancha-metate y un pulverizador de discos.

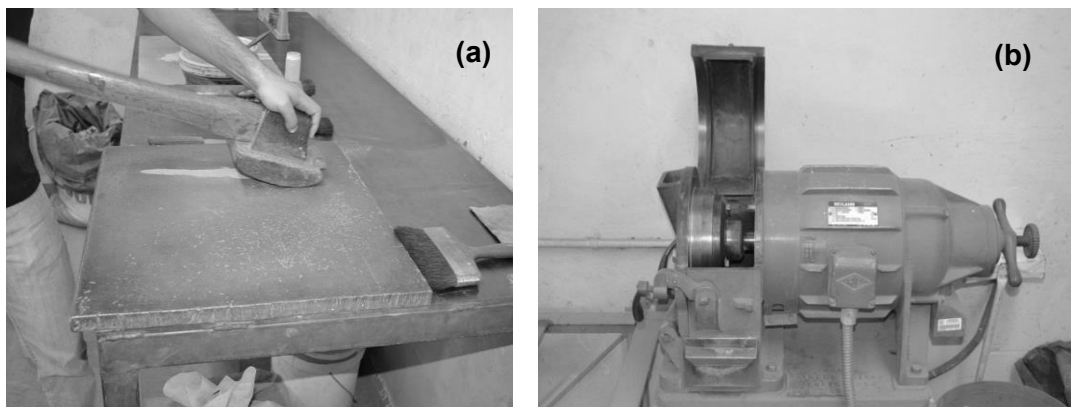


Figura 4.10.- (a) Plancha-metate, afinado de concentrados, y **(b)** pulverizador de discos para afinado de muestras de cabezas, colas y otras muestras.

Durante la afinación, cada muestra es primeramente desgrumada, enseguida el total de muestra es cribada por la malla de afinación (100 ó 200 mlls.). El sobretamaño, se dispone en la forma de una tira de aproximadamente un centímetro de ancho, y es molido contra la plancha del metate usando la mano de éste, véase Figura 4a. La muestra molida es nuevamente cribada, en caso de que quede algo de sobretamaño se vuelve a moler hasta que el total de ésta pase la malla. Una vez finalizada la afinación, el total de muestra es homogeneizada por manto y dispuesta en una bolsa, la que previamente ha sido identificada con los datos correspondientes. En el caso de afinación con pulverizador, los discos se ajustan de manera que la muestra sea molida al tamaño de afinación deseado. El afinado en pulverizadores planetarios se regula en función del tiempo que la muestra permanece en el interior del pulverizador, el cual puede ir de 5 a 10 minutos. Previo a procesar la siguiente muestra, los equipos de afinación debe ser limpiados: cribas y charola con brocha y pulverizadores con brocha y una franela húmeda.

Una vez que las muestras han sido preparadas y afinadas estas son analizadas. Para la determinación de metales preciosos por vía seca, las muestras a analizar son pesadas en cantidades de 5 a 20 gramos. Enseguida son vaciadas en crisoles en donde se mezclan con aproximadamente 60 gramos de una mezcla de litargirio (PbO) y fundentes tales como: borax, harina, sílice, nitrato de potasio, etc. La proporción de fundentes es determinada a partir de ciertas cantidades base. La Tabla 4.7 lista las cantidades de carga de fundentes para muestras de óxidos y sulfuros de cobre (*Haffy, Riley y Col., 1965; Haffy, Riley y Col., 1965*).

Tabla 4.7.- Cargas de fundentes para algunos tipos de menas (*Haffy, Riley y Col., 1965*).

TIPO DE MUESTRA	ANÁLISIS TÍPICO		PESO MUESTRA (g)	Carga en Gramos (g)							
				Na ₂ CO ₃	PbO	SiO ₂	Na ₂ B ₄ O ₇	CaF ₂	Harina	KNO ₃	
Óxidos y carbonatos de Cu	Cu	G	15	20	100	8	5	1	3	0	
Sulfuros de Cu	Cu	G	15	20	100	10	5	1	0	7.5	
Sulfuros masivos P.R.= 8.07	$\left[\begin{array}{l} \text{Fe} \\ \text{Cu} \\ \text{Ni} \end{array} \right.$	$\left[\begin{array}{l} \text{G} \\ 5 \\ 5 \end{array} \right.$	7.5	35	70	12	10	0	0	7.0	

(*) La letra "G" implica que la cantidad de elemento es grande, y el término P.R. es la abreviación por Poder Reductor de la muestra.

Mezclados los materiales en el crisol, se funden en una mufla, al cabo de cuarenta a cuarenta y cinco minutos se vacían los contenidos en una payonera. Una vez que el contenido solidifica, con ayuda de un martillo las masas metálicas son conformadas a botones, comúnmente denominados “**payones**”. Estos últimos son copelados sobre pequeños recipientes-copelas, hasta que solo queda en el fondo de éstas un minúsculo botón de doré. El Doré se pesa y se somete a disolución de la plata con HNO_3 diluido, apartado. Las masas registradas antes y después del apartado son usadas para calcular las leyes de oro y plata contenidas en la masa de producto analizado. La Figura 4.11, ilustra las distintas fases del ensaye de vía seca: fusión de muestras, formación de payones, etc.

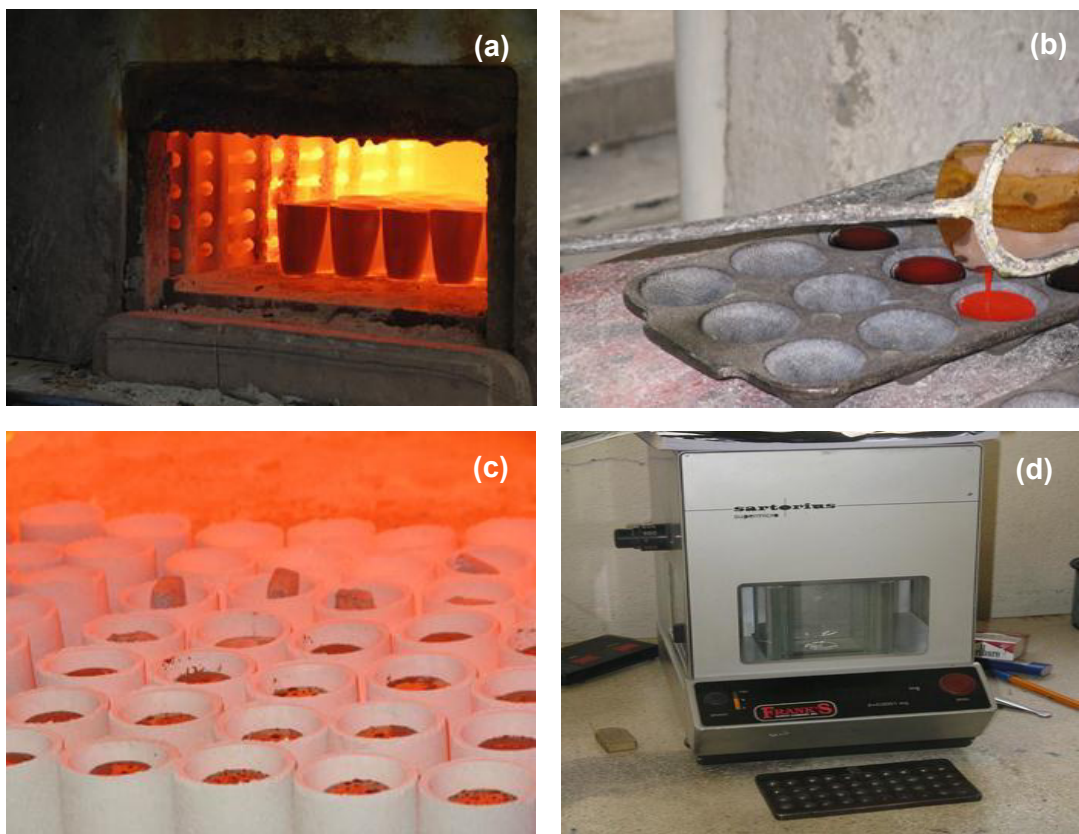


Figura 4.11.- Etapas del análisis de metales por vía seca: **(a)** fusión, **(b)** vaciado en payoneras, **(c)** copelación y **(d)** pesado de botones.

4.3.2 ANÁLISIS VÍA HÚMEDA

Las determinaciones elementales de Pb, Cu, Zn y Fe se realizan vía absorción atómica, siguiendo las normas 3500-PbB, -CuB, -ZnB y -FeB ([Clesceri, Greenberg y Col., 1989](#)). En cada caso se pesa una determinada cantidad de muestra, 0.100 -

1.000 g, y se digiere en caliente con ácidos (180 °C). En el primer ataque se agregan 10 mL de ácido nítrico, llevándose hasta sequedad. Enseguida se levanta la pasta agregando 20 mL de ácido clorhídrico, se llevan a ebullición y se dejan ahí por espacio de cinco minutos. Realizada la digestión, cada muestra se filtra (papel filtro Whatman 41 ó 42), afora y se agita. Dado que no todos los metales se hayan en las mismas cantidades, de cada analito se preparan una o dos alícuotas. Las diluciones se hacen según la concentración esperada del metal en solución (1/10 ó 1/20, etc.). Regularmente, es común tomar 5 mL del analito concentrado, se vacían luego en matraz volumétrico y se llevan a 100 mL con agua destilada o desionizada según el caso. Para el análisis de zinc, o cuando la cantidad del elemento es grande, se suele preparar una segunda alícuota de igual factor de dilución a la de la primera, es decir 5 mL en 100 mL.

Dos puntos importantes durante la digestión de muestras, son los siguientes:

- (a) Las parrillas deben mantenerse en la posición "4" del reostato del control de temperatura. Agregado el ácido nítrico se deben tapar los vasos y mantenerse así por espacio de 20 a 30 minutos. Esto último minimiza la evaporación del ácido y permite que la acción oxidante-digestión sea lo más severa y completa posible, transcurrido el tiempo se destapan los vasos, los vidrios se colocan hacia arriba manteniendo relación con su vaso, y se procede a llevar a sequedad los contenidos. Esta evaporación deberá ser a temperatura controlada de manera que se evite que los contenidos se proyecten sobre las paredes del vaso.
- (b) Si la cantidad de sulfuros es grande es recomendable agregar 10 mL de ácido clorhídrico, y llevar a sequedad. Después de este primer ataque, se agregarán los 10 mL de ácido nítrico y se sigue el proceso de digestión arriba descrito. Si los metales están incluidos en cuarzo, es conveniente digerir primeramente en ácido fluorhídrico usando vasos de Teflón, debiéndose ajustar la temperatura a que ésta no sobrepase el límite permisible de deformación de este material (180 °C).

Finalmente se preparan estándares terciarios de los elementos a cuantificar y se procede a su análisis-lectura en el aparato de absorción atómica, AAnalyst 200 de Perkin Elmer. Las lecturas de absorbancias de estándares son usados para graficar curva de calibración y así obtener una ecuación que permita determinar concentración a partir de la absorbancia leída. Así, una vez leída y registrada la absorbancia de nuestros analitos problema se calculan las concentraciones en

solución, y de estas los ensayos o tenores en sólidos. El procedimiento general de trabajo de un equipo de absorción atómica y los detalles de operación particular de los equipos de absorción varían con la marca: Perkin Elmer, Varian, Termo, etc., así como el modelo y deberán ser consultados en Prieto 2013 (Prieto, 2013). La Figura 4.12 lista las absorbancias registradas para estándares de cobre, el gráfico de absorbancia vs. concentración y la ecuación correspondiente. Por su parte la Tabla 4.8 resume los cálculos y los tenores del metal base Cu en varias muestras de sólidos de pruebas. La Figura 4.13, resume en forma de un diagrama de flujo la secuencia de cálculo de los tenores o leyes en los materiales analizados.

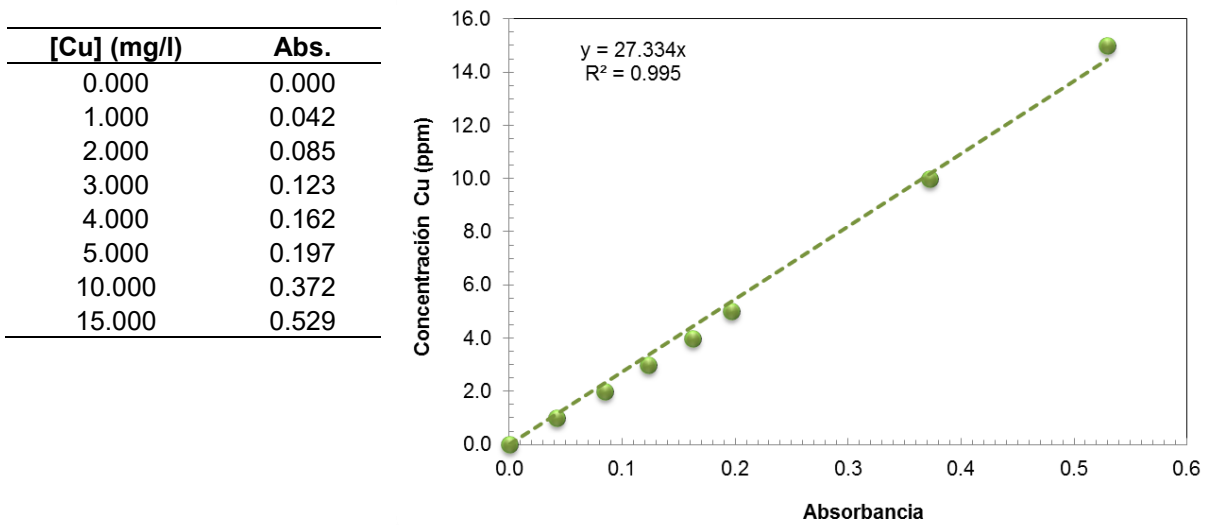


Figura 4.12.- Absorbancias de estándares de cobre y curva de calibración.

Tabla 4.8.- Cálculo de concentraciones y análisis químico de cobre en muestras sólidas.

MUESTRAS PROBLEMA	Masa (g)	Abs	Conc. (ppm)	Factor Dilución	Conc. Final (ppm)	Análisis % Cu
Cola Pba-1	1.0007	0.4660	12.74	1.0	12.74	0.13
Cola Pba-2	1.0006	0.4850	13.26	1.0	13.26	0.13
Cola Pba-3	1.0004	0.3890	10.63	1.0	10.63	0.11
Cola Pba-4	1.0007	0.5050	13.80	1.0	13.80	0.14
Conc. 1 Pba-1	0.2508	0.1180	3.23	200.0	645.08	25.72
Conc. 1 Pba-2	0.2504	0.1340	3.66	200.0	732.55	29.26
Conc. 1 Pba-3	0.2504	0.0480	1.31	200.0	262.41	10.48
Conc. 1 Pba-4	0.2502	0.0150	0.41	200.0	82.00	3.28
Conc. 2 Pba.-1	0.2505	0.3400	9.29	20	185.87	7.42
Conc. 2 Pba.-2	0.2504	0.2010	5.49	20	109.88	4.39
Conc. 2 Pba.-3	0.2508	0.1480	4.05	20	80.91	3.23
Conc. 2 Pba.-4	0.2507	0.1300	3.55	20	71.07	2.83

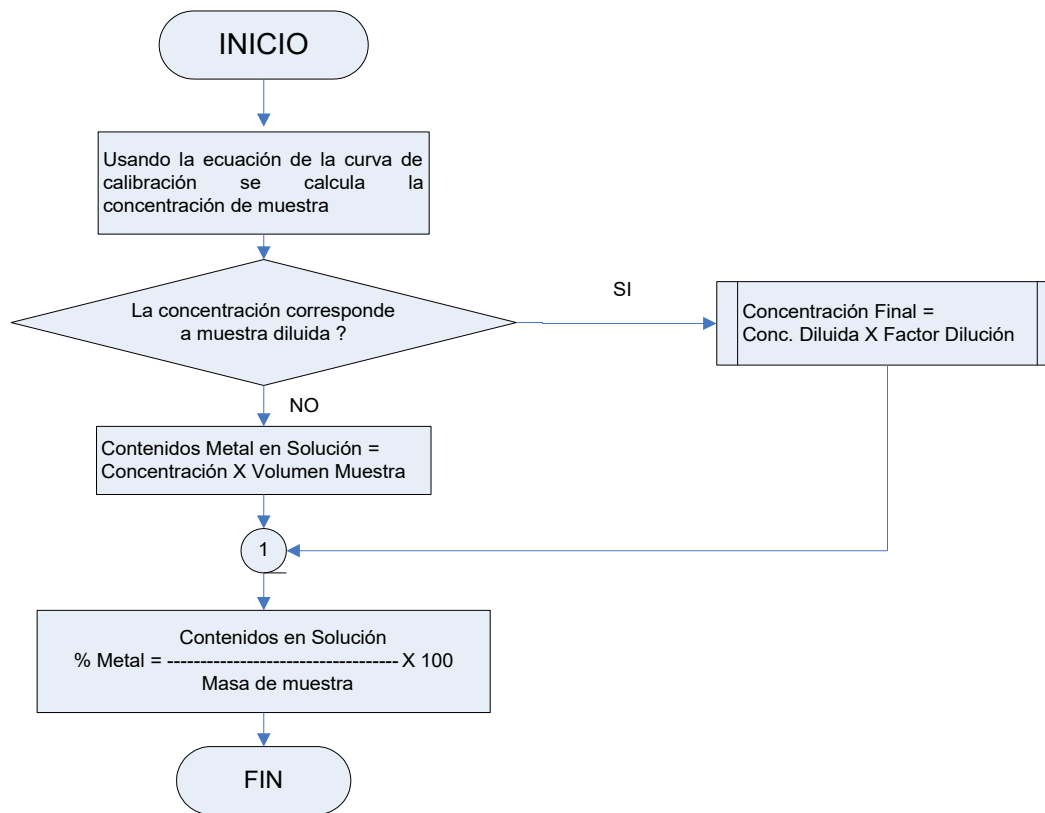


Figura 4.13.- Diagrama de flujo, cálculo de tenores en muestras analizadas vía absorción atómica.

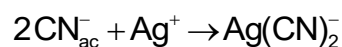
4.3.3. ANÁLISIS DE CIANURO Y ÁLCALI LIBRE

Determinación de Cianuro Libre

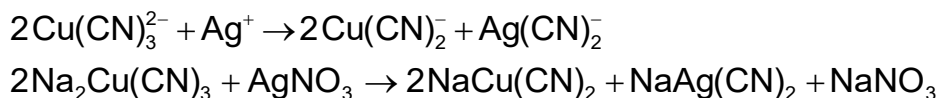
Las determinaciones de cianuro libre en soluciones es posible de realizar usando métodos como:

- Colorimetría ≥ 0.005 mg/L [0.03 mg/L]
- Electrodo ≥ 0.05 mg/L [0.03 mg/L]
- **Titulación ≥ 0.40 mg/L [1.00 mg/L]**

no obstante, dadas las concentraciones usadas tanto en prueba como en operación, sin duda la titulación con nitrato de plata (AgNO_3) es la más ampliamente usada. La titulación del cianuro libre usando soluciones de nitrato en plata está basada en la siguiente reacción:



Para la titulación de cianuro libre encontramos que alguna literatura sugiere la preparación de soluciones de nitrato de 4.333 g AgNO₃/L, asimismo sugieren que el volumen de solución a titular sea de 25 mL. Cuando se sospeche de “altas” cantidades de cobre se indica se utilice como indicador un 1 mL de solución de ioduro de potasio al 1%. Los complejos de cobre al estar presentes disocian durante la titulación de cianuro libre; pasan de estados de coordinación alta a baja, y en consecuencia la solución observa tener más cianuro libre del que realmente tiene, lo anterior es ilustrado por la ecuación siguiente, la primera en forma iónica y la segunda en forma molecular:



En el caso de preparar la solución titulante (AgNO₃) como se indica, y tomando 25 mL de solución a titular, cada mililitro de consumido es igual 0.01% NaCN. En ocasiones, como es el caso de las soluciones para la cianuración de concentrados, en las que las concentraciones de cianuro son altas (1% NaCN), se debe valorar a qué concentración se prepara la solución titulante y cuánto se usara de solución a titular, p.e. una recomendación podría ser 13.05 g AgNO₃/L y titular 10 mL.

Con base a la estequiometría de la reacción de titulación y partiendo de una solución de 4.297 g/L se tiene lo siguiente.

$$? \frac{\text{moles CN}^-}{\text{mL sol. AgNO}_3} = \frac{4.297 \times 10^{-3} \text{ g AgNO}_3}{\text{mL}} \left[\frac{1 \text{ mol AgNO}_3}{169.8654 \text{ g AgNO}_3} \right] \left[\frac{2 \text{ moles CN}^-}{1 \text{ mol Ag}^+} \right] = 5.0593 \times 10^{-5}$$

$$? \frac{\text{mg CN}^-}{\text{mL sol. AgNO}_3} = 5.0593 \times 10^{-5} \text{ moles CN}^- \left[\frac{26.017 \text{ g CN}^-}{1 \text{ mol CN}^-} \right] \left[\frac{1000 \text{ mg}}{1 \text{ g}} \right] = 1.3163$$

Tabla 4.9.- Equivalencias de CN⁻ y KCN, titulando diferentes volúmenes de solución y usando una solución de nitrato de 4.297 g/L.

VOL. ALICUOTA	[CN ⁻] ppm	[KCN] ppm
10 mL	131.6	329.70
15 mL	87.8	219.96
25 mL	52.7	132.03
30 mL	43.8	109.73

Similarmente, para cianuro de sodio pero usando una solución de nitrato de 0.437 g/L y titulando diferentes volúmenes de solución se tiene las correspondencias listadas en Tabla 4.10.

Tabla 4.10.- Equivalencias de CN^- y NaCN , titulando diferentes volúmenes de solución y usando una solución de nitrato de 0.437 g/L.

VOL. ALICUOTA	$[\text{CN}^-]$ ppm	$[\text{NaCN}]$ ppm
10 mL	13.4	25.22
15 mL	8.9	16.76
25 mL	5.4	10.09
30 mL	4.4	8.41

La titulación de cianuro libre fue propuesta por primera vez por Liebing en 1851, en el punto final de su titulación, correspondiente a la formación estequiométrica del complejo principal $\text{Ag}(\text{CN})_2(1-)$, aparece un precipitado de precipitado de AgCN , así que la reacción posee su propio agente indicador (*Butler, 1961*).

La titulación de Liebing es única, combina dos importantes factores: una constante de estabilidad de complejo alta ($\text{Log } \beta_2 = +20.54$) y un producto de solubilidad bajo ($\text{Log } K_{\text{so}} = -15.92$).

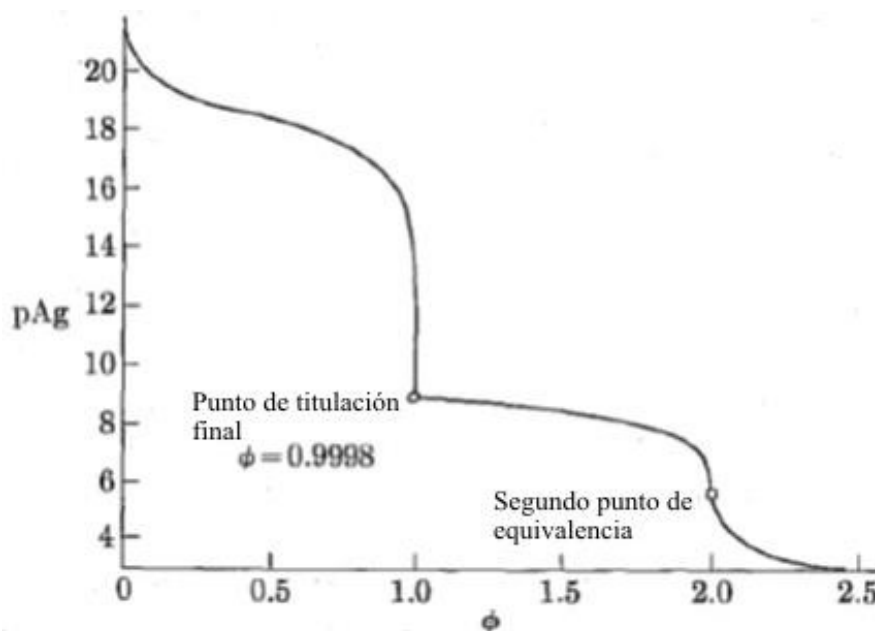


Figura 4.14.- Titulación de Liebing, pAg en función de la fracción titulada, a ϕ igual a 0.998 ocurre la primera aparición de precipitado, la solución se vuelve opalescente, tomándose éste como punto final de titulación (*Butler, 1961*).

El uso de la ioduro de potasio durante la titulación de soluciones de cianuro, las que además contienen apreciables cantidades de cobre, sugiere que el primero es adicionado con la finalidad de que una vez neutralizado el cianuro libre, el ioduro de plata, el cual tiene un menor producto de solubilidad que cianuro de plata precipite inmediatamente con cualquier exceso de plata. Otros indicadores sugeridos es el caso de la rodanina⁴, cinco a siete gotas de una solución de 0.1% en acetona, permitirán la adecuada titulación del cianuro libre, al pasar de un coloro amarillo a un color salmón.

Por último, es recomendable recalcar que, cuando las soluciones contienen apreciables cantidades de cobre, la titulación de cianuro libre se haga checando contra métodos alternativos como los propuestos por Boltz, Breuer y col., Nava y col., entre otros ([Breuer, Sutcliffe y Col., 2010](#)).

Determinación de Álcali Libre

Realizada la determinación de cianuro, la de álcali se efectúa sobre la misma muestra. Para ello primeramente se agregan de cinco a diez gotas de fenolftaleína⁵; en caso de haber álcali libre “CaO” la solución se torna color rosa fiosa, y enseguida se titula usando solución de ácido oxálico (5.625 g/L) hasta que la solución se vuelve incolora. Si se tomaron 25 mL de solución para titular cianuro y álcali, el porcentaje de este último en solución es igual, a los mililitros consumidos de ácido multiplicados por 0.01% nos da el porcentaje de CaO libre. Los valores de álcali protector se recomiendan estén entre 0.05 a 0.10% para menas de oro-plata y $\leq 0.05\%$ para menas de oro. El exceso o deficiencia de álcali libre en una solución de cianuración tiene efectos como: (a) en exceso se ha reportado que la extracción de metales preciosos se ve reducida, sea por la formación de compuestos insolubles sobre las superficies a disolver o por la disolución de impurezas, las que consumen el oxígeno y cianuro de manera ávida, y (b) su deficiencia permitirá la hidrólisis del cianuro o bien que el HCN predomine. El ácido cianhídrico no compleja-disuelve los metales preciosos, al menos no en el caso de plata, la cual es posible precipite en caso de no haber un **pH básico** y cianuro como CN^- ([Contreras, 1967](#)).

⁴ El indicador de rodanina se prepara disolviendo 0.10 gramos de esta sal u orgánico en 100 mililitro de acetona.

⁵ La fenolftaleína se prepara disolviendo un gramo de fenolftaleína en alcohol y enseguida se afora a 100 mL con agua destilada.

La adición de cal a una prueba de cianuración y su seguimiento en términos de álcali protector requiere que ésta sea totalmente caracterizada, es decir se conozca enteramente el porcentaje de cal total así como la cal soluble, siendo este último valor el que determina su adición o control de álcali. Industrialmente, el álcali es controlado con base a la titulación de soluciones de cianuración y al pH de la pulpa. Industrialmente no hay reportes de efectos adversos por exceso de adición de cal, no obstante la información histórica de algunas unidades reportan bajas recuperación por exceso de cal en circuito. La Figura 4.15 muestra el efecto protector de la cal durante pruebas de cianuración de laboratorio (González, 2012).

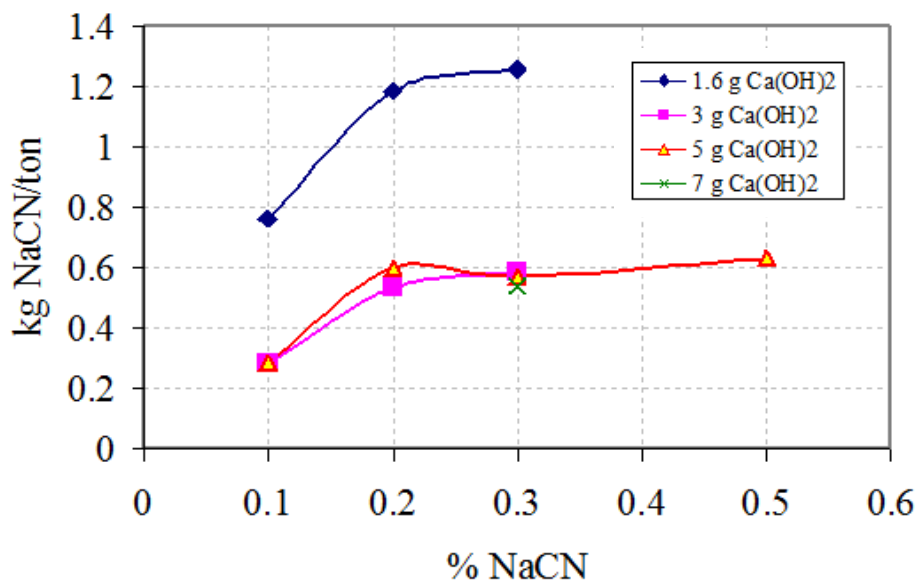


Figura 4.15.- Efecto del álcali en el consumo de NaCN, pruebas de cianuración de laboratorio (González, 2012).

4.3.4 MEDICIONES DE pH, OXÍGENO DISUELTOS Y POTENCIAL REDOX

Mediciones de pH

La definición de pH está dada por la siguiente ecuación $\text{pH} = -\log [\text{H}^+]$. Esta definición, es puramente formal, ya que involucra la actividad de un solo ion, una cantidad que no puede ser medida directamente.

Para propósitos prácticos, la medición de pH es acompañada por el uso de una celda FEM que consiste de un electrodo de vidrio sumergido en una solución de prueba, junto con un electrodo de referencia para completar el circuito. El electrodo

de referencia es generalmente un electrodo Mercurio-Cloruro Mercurioso (Calomel) en una solución saturada de KCl, conectada a la solución a ser medida por un puente salino de una solución saturada de KCl. El electrodo de vidrio consiste de un bulbo de vidrio especial que contiene una solución ácida, y un electrodo interno de voltaje fijo, generalmente de Ag-AgCl, para conducir los electrones reversiblemente dentro y fuera de la solución. Cuando el bulbo se sumerge en la solución, se desarrolla un potencial eléctrico entre las soluciones internas y externas que es proporcional al logaritmo de $[H^+]$ en la solución externa. Así, el electrodo de referencia tiene un potencial constante, mientras que el del electrodo varía con la actividad del ion hidrógeno, por lo que el voltaje total es una función de la actividad del ion hidrógeno (Barriga, 2002). Esta celda puede escribirse como:

Electrodo de vidrio, solución x | KCl (sat), $Hg_2Cl_2(s)$; $Hg(l)$

El potencial de media celda de un electrodo de vidrio sensible al ion hidrógeno, para una solución teniendo una actividad de ion hidrógeno $[H^+]_x$ está dado por:

$$E'_x = C_H + \frac{2.303RT}{F} \text{Log}[H^+]$$

Potencial asimétrico función o que depende del tipo de vidrio

$$E'_x = C_H - \frac{2.303RT}{F} \text{pH}$$

El potencial total de la celda está dado por la diferencia de los dos potenciales de media celda, es decir:

$$E_x = E'_x - E_{ref} = C_H - \frac{2.303RT}{F} \text{pH} - E_{ref}$$

Si un arreglo experimental representado por la ecuación anterior es utilizado para determinar la FEM desarrollada por una solución a la cual se le va a medir el pH_x , entonces la solución de prueba es reemplazada por una solución estándar de referencia de valor de pH conocido, pH_s y la nueva FEM medida a la misma temperatura es:

$$E_x = C_H - \frac{2.303RT}{F} \text{pH}_x - E_{ref} \tag{4.1}$$

$$E_s = C_H - \frac{2.303RT}{F} \text{pH}_s - E_{ref} \tag{4.2}$$

Restando 1.2 a 1.1 y reorganizando se tiene:

$$pH_x = pH_s - \frac{F(E_x - E_s)}{2.303RT} \quad (4.3)$$

La cual es la definición moderna de pH. En la derivación de (4.3) se desprecia "el potencial de unión líquido" el cual se alcanza en la interfase de las dos diferentes soluciones. El uso del puente saturado de KCl ayuda a minimizar este potencial. La Figura 4.16 muestra el electrodo de vidrio usado en las mediciones de pH.

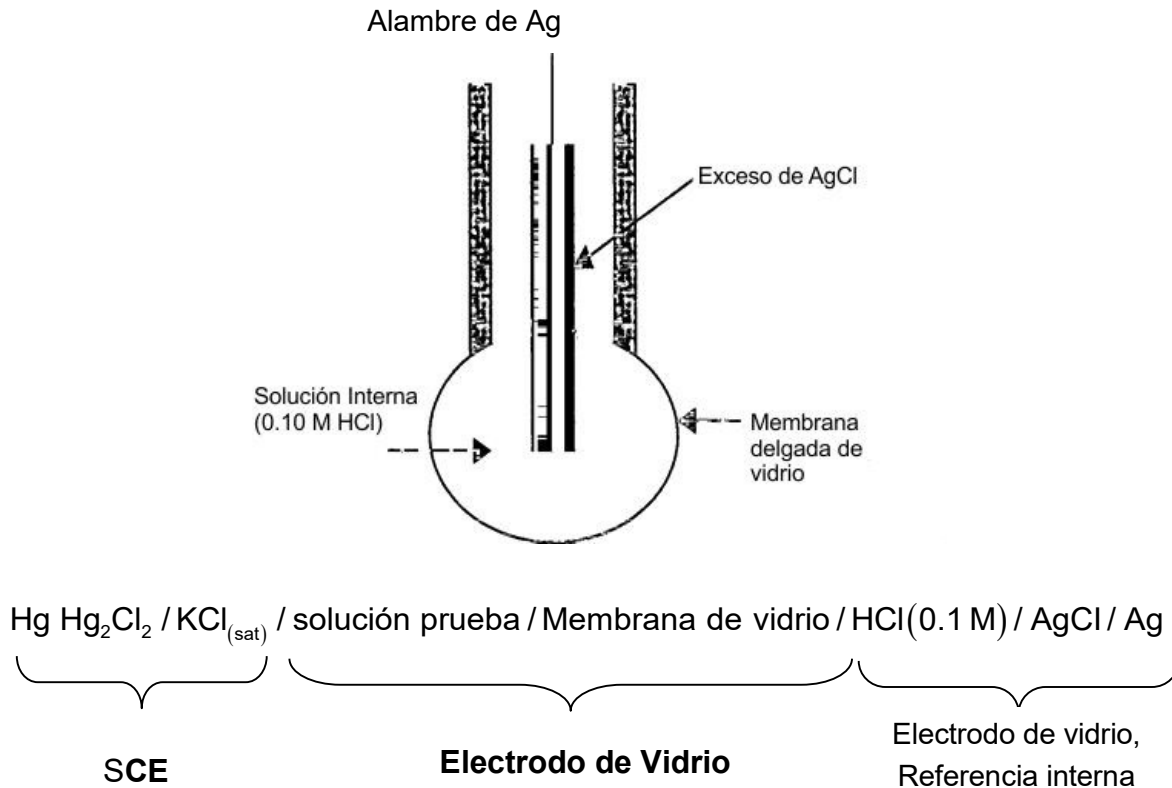


Figura 4.16.- Electrodo de vidrio, su constitución.

Es recomendable que para la apropiada medición de pH, los equipos sean calibrados de manera periódica. Sin embargo el pH de la solución estándar debe estar cercana a la de la solución a medirse. La pendiente teórica de la línea que relaciona la FEM de un electrodo de vidrio (medido contra un electrodo de referencia) al pH está dada por la ecuación:

$$\frac{dE_s}{dpH} = -0.05916 \text{ volt / pH} \quad @ T = 25^\circ\text{C}$$

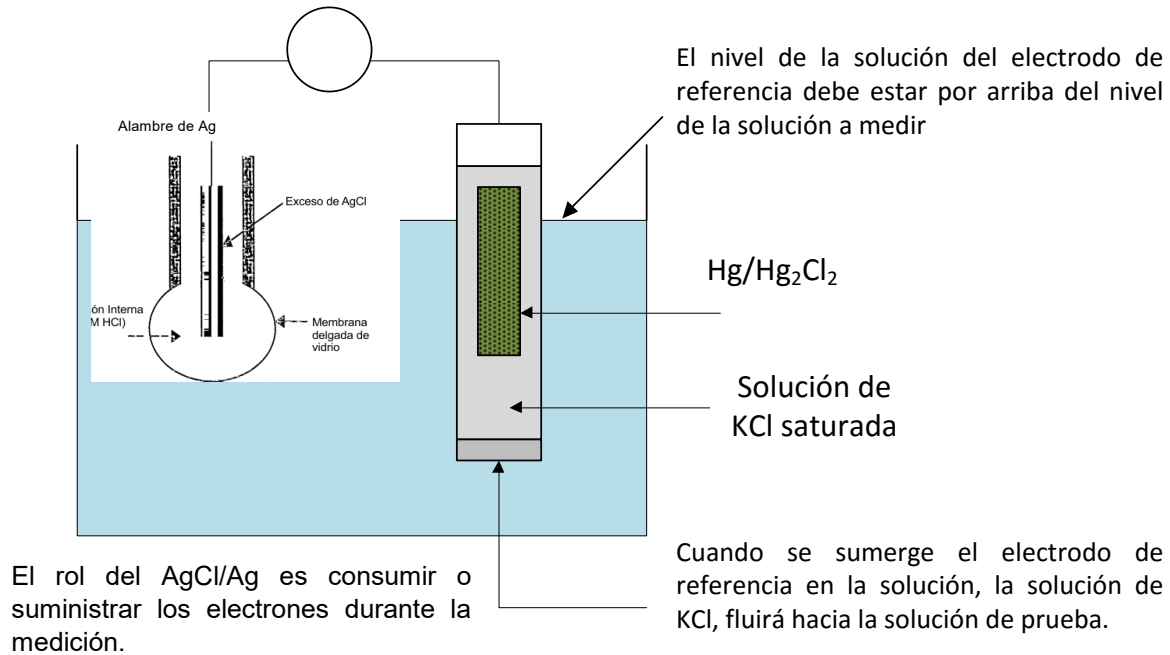


Figura 4.17.- Ilustración de la medición del pH de una solución.

Si se calibra con dos o de preferencia **tres soluciones buffer**, debe obtenerse está pendiente y al mismo tiempo el comportamiento de todo el instrumento es optimizado.

Se pueden utilizar diferentes tipos de electrodo de referencia en conjunto con el electrodo de vidrio en la medición de pH; el requisito es que este electrodo proporcione un voltaje constante a una temperatura dada. El electrodo de Calomel es el de uso general, además de este existen muchos otros, los cuales son utilizados por razones experimentales, por ejemplo:

Tabla 4.11.-Relación de posibles electrodos de referencia.

Elementos/Compuestos Constituyentes Electrodo	CARACTERÍSTICAS RELEVANTES
Ag/AgCl/KCl (sat. acuosa)	Posee un coeficiente de temperatura menor que el SCE, y puede construirse de una manera más compacta.
Hg/Hg ₂ SO ₄ /K ₂ SO ₄ (sat. acuosa)	Usado cuando no es aceptable tener cloro.
Ag/Ag ⁺ (0.01 M en CH ₃ CN)	Usado en solventes no acuosos, cuando se tiene preocupación de que haya fugas de agua del electrodo acuoso de referencia.

Finalmente es recomendable que durante la calibración se tenga en consideración los siguientes puntos: (a) El medidor de pH debe estandarizarse con soluciones buffer a la misma temperatura a que se encuentra la solución prueba o problema, (b) para remover los iones adsorbidos, el electrodo de vidrio debe enjuagarse varias veces con agua destilada entre lecturas, y (c) un error común al medir pH lo es la falta de calibración de estos equipos usando dos o más buffers. Sí sólo se calibra con un buffer la línea recta que se genera durante la calibración sólo tendrá el punto pivote, ver Figura 4.19.

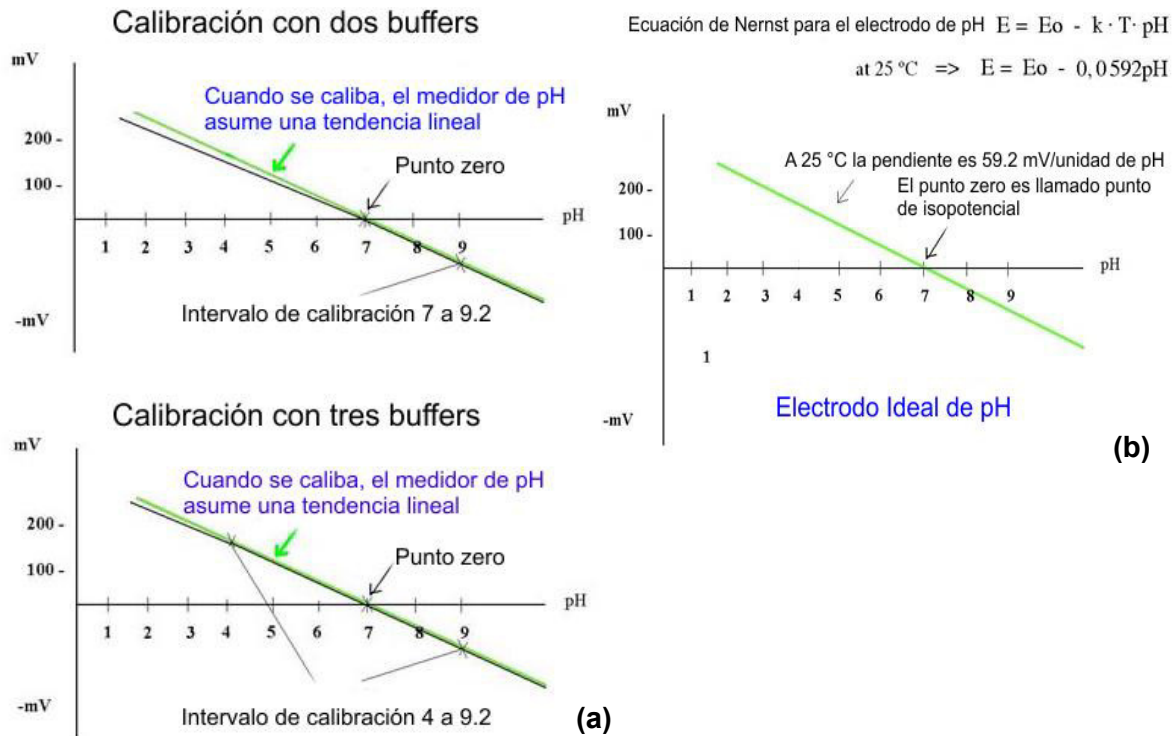
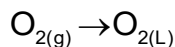


Figura 4.19.- (a) Calibración de un medidor de pH con dos y tres buffers, y (b) ecuación de Nernst para un electrodo de pH.

Mediciones de Oxígeno Disuelto

En pruebas de cianuración estas mediciones de oxígeno disuelto se realizan con motivo de monitorear la disponibilidad de este gas, ya que como es de todos conocido el elemento oxidante de la reacción complejación-disolución de los metales preciosos. La solubilidad de gases en el medio acuoso está determinada por la ley de Henry, la cual tiene por derivación la enseguida expresada.

Asumamos el oxígeno gaseoso en equilibrio con el oxígeno disuelto en el agua:



luego entonces el potencial químico del oxígeno gaseoso está dado por:

$$\mu_i = \mu_i^\circ + RT \ln \frac{P_i}{P_i^\circ}$$

en la que μ_i° es el potencial químico estándar de la especie gaseosa, P_i° es la presión parcial estándar de la especie i , la cual usualmente es una (1) atmósfera, R es la constante de los gases y T la temperatura absoluta.

Por otro lado el potencial químico del oxígeno disuelto está dado por:

$$\mu_i = \mu_i^\circ + RT \ln a_i = \mu_i^\circ + RT \ln \gamma_i m_i$$

donde γ_i° es el coeficiente de actividad del oxígeno en agua y m_i es la molalidad del oxígeno disuelto. En el equilibrio se tiene que los potenciales son iguales, es decir:

$$\mu_i^\circ - \mu_i^\circ = -\Delta G_R^\circ = RT \ln \frac{\gamma_i m_i}{P_i}$$

A 25 °C, el potencial químico del oxígeno es 3900 cal/mol, y el de la especie gaseosa es cero, teniéndose por lo tanto que:

$$P_i = 4.27 \times 10^4 X_i \quad (X_i = m_i / 55.56)$$

Una ecuación alterna para determinar solubilidad de un gas en agua, lo es:

$$S_g = P_g K_H$$

donde S_g es la solubilidad del gas, P_g es la presión parcial del gas y K_H es la constante de Henry para el gas. La Tabla 4.12 lista las constantes de Henry para algunos gases.

Las mediciones de O_2 son relativamente simples, usando el medidor y probeta adecuada, sólo se requiere calibrar el electrodo, lo cual se hace humedeciendo la esponja provista en la parte baja de la funda del electrodo, se encierra luego la probeta en la funda y se oprime el botón de calibrar, después de algunos segundos el medidor desplegará la lectura de la concentración de oxígeno disuelto de calibración. La respuesta durante las mediciones de oxígeno dependen del

dispositivo electrónico de medida, los que se usaron en este trabajo muestran problemas de estabilidad al aumentar la velocidad de agitación, así si el medio o pulpa se agita a velocidades por encima de 800 min^{-1} los registros son altamente variables.

Tabla 4.11.-Relación de posibles electrodos de referencia.

Gas	K_H (mol/atm-L)
Oxígeno	1.3×10^{-3}
Dióxido de carbon	3.38×10^{-2}
Hidrógeno	7.90×10^{-4}
Metano	1.34×10^{-3}
Nitrógeno	6.48×10^{-4}
Monóxido de nitrógeno	2.0×10^{-4}

La Figura 4.20 muestra los registros de oxígeno durante una prueba de cianuración, los cuales fueron obtenidos de manera puntual, es decir, a tiempos definidos se sumergió la probeta en la pulpa, se oprimió el botón de medición y se registró el valor de la concentración de oxígeno.

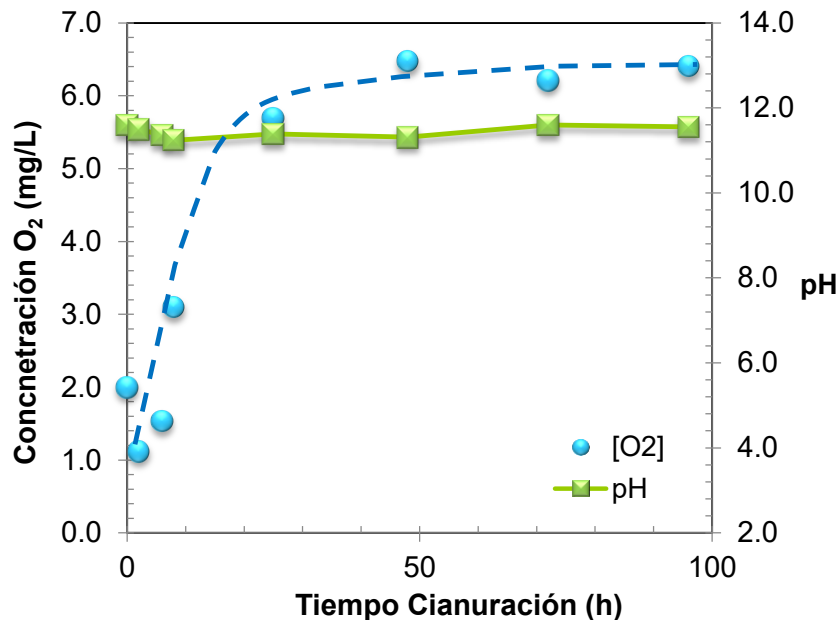


Figura 4.20.- Variación de la concentración de oxígeno disuelto en una pulpa de cianuración en la que no se proveyó oxígeno, condiciones de prueba: 1300 g de sólidos; [NaCN] 0.25%; pH = 11.0 y 40% de sólidos (w/w) (Elorza, 2013).

Mediciones de ORP

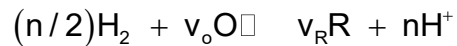
El potencial de oxidación es definido como el potencial de una media celda, referida a la media celda de hidrógeno estándar, la FEM de la media celda de hidrógeno es cero por definición a cualquier temperatura. El potencial de oxidación se mide con un par de electrodos que consisten de un electrodo inerte y uno de referencia. Se utiliza el mismo electrodo de referencia para mediciones de pH y Eh, generalmente el de Calomel. El electrodo inerte más utilizado es el de platino.

El papel del electrodo de Calomel es proporcionar una FEM conocida. El electrodo inerte actúa como un receptor o donador de electrones. Cuando es conectado al electrodo de Calomel, el electrodo de platino puede aceptar electrones de las especies iónicas disueltas, o puede cederlos, dependiendo si el potencial de la media celda que contiene las especies disueltas es mayor o menor al del electrodo de referencia de Calomel.

Consideremos una celda en la cual la media reacción al lado derecho del electrodo es:



La reacción de la celda es entonces igual a:



y su energía está dada de bases termodinámicas por:

$$\Delta G = \Delta G^\circ + RT \ln \frac{(R)^{v_R} (H^+)^n}{(O)^{v_o} (H_2)^{n/2}}$$

Las cantidades entre paréntesis representan actividades, ahora como $\Delta G = -nFE$ y $\Delta G^\circ = -nFE^\circ$, entonces:

$$E = E^\circ + RT \ln \frac{(R)^{v_R} (H^+)^n}{(O)^{v_o} (H_2)^{n/2}}$$

Además, sabemos que $(H^+) = (H_2) = 1.0$, se tiene finalmente:

$$E = E^\circ + RT \ln \frac{(R)^{v_R}}{(O)^{v_o}}$$

Esta relación, la ecuación de Nernst, da el potencial del electrodo O/R vs. NHE como una función de las actividades de O y R. En resumen, define la dependencia de la FEM de la concentración para la reacción. La FEM para cualquier reacción, en términos de los potenciales de reducción de dos medias celdas, es:

$$E_{\text{rxn}} = E_{\text{Estado Reducido, Estado Oxidado}} - E_{\text{ref}}$$

El uso de los valores numéricos obtenidos para obtener relaciones de actividades de los iones, por medio de la ecuación de Nernst, se adquieren bajo las siguientes suposiciones:

- 1.- Todas las especies involucradas en el sistema de óxido-reducción están en equilibrio interno; esto es, la medición de FEM indica la tendencia de un sistema a oxidarse o reducirse. Por ejemplo, si una solución conteniendo ion férrico es agregada a una que contiene ion vanadoso, se supone que estos interactúan según:



- 2.- En general, esta suposición satisface para especies simples disueltas, con ciertas excepciones, por ejemplo, para iones inorgánicos, iones sulfato o bisulfato y oxígeno disuelto (*Barriga, 2002*).

3.-

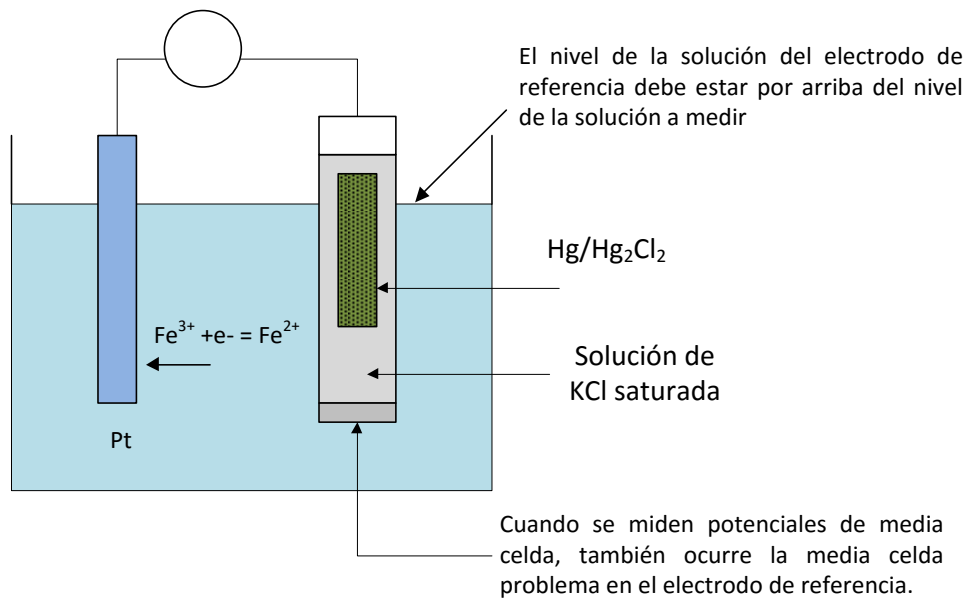
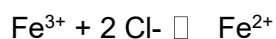


Figura 4.21.- Esquema ilustrativo de la medida de E_H usando un electrodo de platino y de referencia.

Las lecturas de **ORP** son menos específicas, ya que pueden ser usando varios electrodos de referencia, p.e. calomel, ELLA, etc. Las lecturas de ORP pueden ser pasadas a términos de E_H , sumando 200 unidades a la obtenida por el electrodo de platino el cual fue calibrado previamente a leer +420 sobre la solución de referencia. Es decir, si las lecturas de ORP fueron 200 y -48, entonces las correspondientes de E_H son +420 mV y +152 mV (*Thermo, 2012*).

Si el potencial de media celda que se sucede en el electrodo de platino tiene un potencial mayor que la del calomel, entonces las reacciones que ocurren son:

CÁTODO:



ÁNODO:



Si ocurre lo contrario, es decir, si la celda que ocurre en el electrodo de platino tiene un potencial menor que el de Calomel, entonces en este último ocurrirá la reducción, es decir, será el cátodo.

CAPITULO 5

RESULTADOS Y CONCLUSIONES

Los problemas metalúrgicos de una planta, sea ésta de concentración o extracción, pueden clasificarse de manera general en tres grandes componentes:

- Operacional (mineralogía, velocidad de alimentación, entre otros),
- Equipo (diseño de agitador, tiempo de retención, etc.), y
- Químico.

Históricamente parecería que, de los tres componentes que influyen en un sistema de lixiviación, los investigadores se han dedicado a estudiar más el componente químico, solo en años recientes han estado recibiendo una creciente atención los componentes de operación y equipo. Cuando se estudia la influencia de las interacciones del componente químico con factores no químicos, la optimización económica del comportamiento del sistema de lixiviación a menudo se convierte en un costoso procedimiento de búsqueda mediante prueba y error. Esto no sólo es resultado de falta de experiencia, la descripción química de las soluciones resultantes de la cianuración de menas, estas últimas cada vez más complejas, suele ser difícil de concebir e interpretar.

El proceso de cianuración industrial de la unidad Peña de Bernal, recientemente ha venido observado resultados inusuales, entre los que podemos resumir los siguientes: **(1)** La recuperación de oro en la etapa de molienda ha caído a 50%, las extracciones de oro de esta etapa de reducción solían ser del orden de 70 a 75%; **(2)** El aumento en las concentraciones de cianuro en molienda y agitación no ha producido las recuperaciones esperadas (la concentración de cianuro se incrementó de 0.15% de NaCN a 0.35-0.45%); **(3)** No se conoce la cantidad de nitrato de plomo agregado, el “alto” porcentaje de plomo en las barras de Doré pudiera ser resultado del uso excesivo de nitrato de plomo; **(4)** Las variaciones de tenores de las alimentaciones a planta es un problema recurrente o común a muchas unidades, no obstante en el caso de minerales preciosos, para los que sus leyes suelen ser del orden 0.0002 a 0.00005% (2 a 0.5 g Au/ton), las variaciones a la baja puede tener serias repercusiones tanto durante la lixiviación como en la recuperación o cementación con zinc. La presencia de cianicidas, agentes prerrobadores u otros elementos en órdenes de magnitud equiparables o ligeramente superiores a las de los metales de interés se vuelven críticos. En el caso de la unidad Peña de Bernal,

la cantidad de carbón de alta actividad prerrobadora incrementó de algunas décimas de por ciento a tres o cuatro unidades porcentuales, lo que ha justificado considerar posibles alternativas de tratamiento que permitan continuar una operación económicamente viable.

5.1.- RESULTADOS DE PRUEBAS

Los resultados de las distintas alternativas experimentadas serán presentados en la misma secuencia que la descripción de los métodos o procedimientos de prueba. El diagrama de bloques de la Figura 5.1 esquematiza cuatro de las seis alternativas inicialmente consideradas.

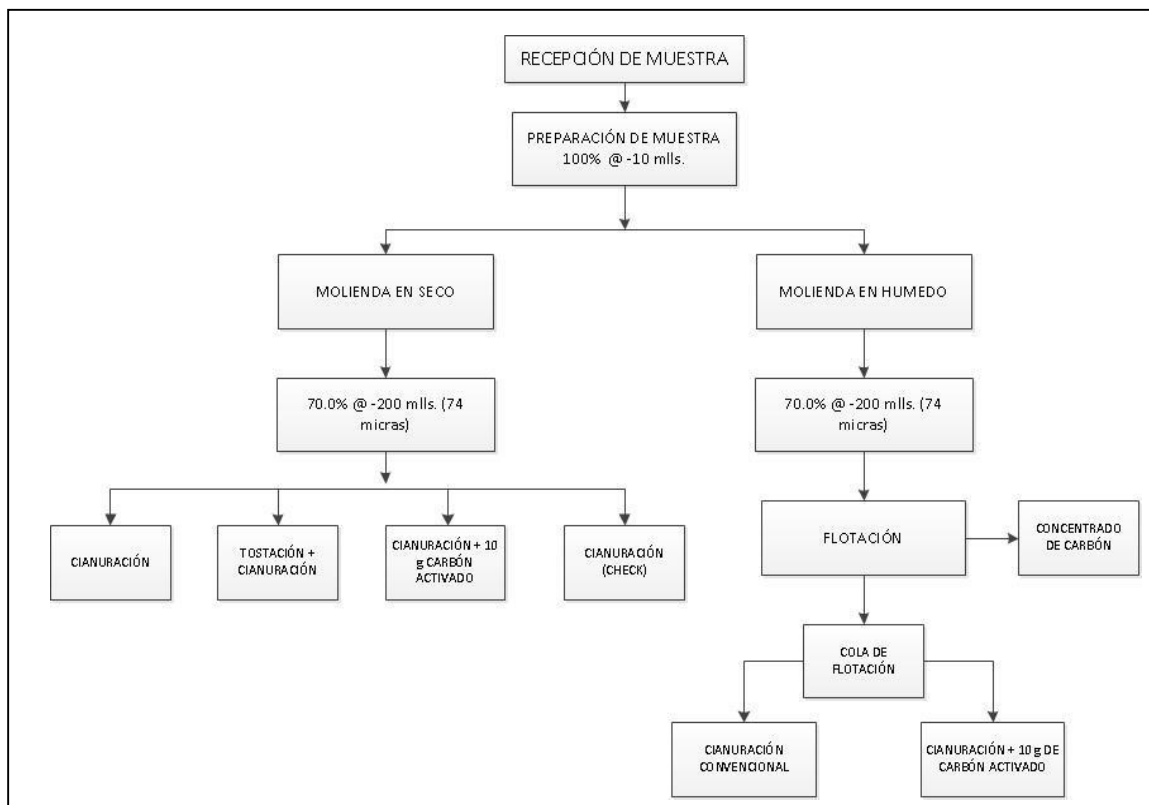


Figura 5.1.- Diagrama de bloques, esquematizando las alternativas consideradas para inhibir o contrarrestar el prerrobado de los valores de oro-plata.

5.1.1. PRUEBAS DE CIANURACIÓN Y TOSTACIÓN-CIANURACIÓN

Las pruebas de cianuración sobre la muestra se realizaron moliendo en seco ésta, por espacio de 31 minutos, obteniéndose un tamaño de 70.0% @ 200 mlls. (74

micras). Los parámetros o condiciones experimentales fueron las enseguida listadas:

- Masa de muestra, 300 gramos.
- % Sólidos, 41%.
- Concentración de cianuro, 0.25% NaCN (2 500 ppm).
- Tiempo de tratamiento, 72 horas.
- La tostación se realizó a 450 °C por espacio de 2 h.

Las recuperaciones obtenidas, así como los consumos de cianuro son resumidos en Tablas 5.1 y 5.2:

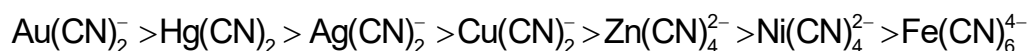
Tabla 5.1.- Resultados de pruebas sobre la muestra de alto carbón.

PRUEBA No	DESCRIPCIÓN PRUEBA	Leyes Colas g/ton		% Recuperación	
		Au	Ag	Au	Ag
	Cabeza de muestra de estudio	6.96	397		
1	Cianuración	5.62	114	19.3	70.7
2	Cianuración	5.54	101	20.4	74.0
	PROMEDIO			19.8	72.4
3	Tostación + Cianuración	1.56	74	77.6	81.0
	% Diferencia Recuperaciones			+ 57.8	+ 8.6

Tabla 5.2.- Consumos de cianuro por tonelada de mineral.

PRUEBA No	DESCRIPCIÓN PRUEBA	Consumos kg/ton	
		NaCN	Cal
1	Cianuración	1.10	6.67
2	Cianuración	1.43	6.67
3	Tostación + Cianuración	1.43	6.67

La materia carbonosa prerrobadora muestra poseer alta actividad, siendo las recuperaciones de oro las más afectadas, lo que concuerda con lo observado tanto a nivel industrial, como en laboratorio. Es decir, durante el contacto de soluciones ricas de cianuración con carbón activado, existen preferencias de adsorción, siendo estas como a continuación se indican (Marsden y House, 2006).



esta preferencia de adsorción depende de muchas variables, entre las que podemos mencionar: pH, concentración o relación de concentración $CN^-: Me^{n+}$ (especiación), presencia de gases, etc.

En el caso de la plata, su recuperación no se ve afectada en la misma extensión que la de oro, esto por la preferencia indicada, pero además, el carbón activado suele mostrar una menor capacidad y velocidad de cargado por plata que por oro. Asimismo la alta concentración de plata en solución (202 mg/L), hace que el carbón sea potencialmente menos apropiado para su recuperación.

5.1.2. PRUEBAS DE CIANURACIÓN CON CARBÓN ACTIVADO (CIL)

Los resultados de estas pruebas son resumidos en las Tablas 5.3 y 5.4, en las que se han vuelto a listar los resultados de las pruebas referentes a fin de contrastar el efecto benéfico de la alternativa usando carbón activado.

Tabla 5.3.- Resultados de pruebas sobre la muestra de alto carbón.

PRUEBA No	DESCRIPCIÓN PRUEBA	Leyes Colas g/ton		% Recuperación	
		Au	Ag	Au	Ag
	Cabeza de muestra de estudio	6.96	397		
1	Cianuración	5.62	114	19.3	70.7
2	Cianuración	5.54	101	20.4	74.0
	PROMEDIO			19.8	72.4
3	Tostación + Cianuración	1.56	74	77.6	81.0
	% Diferencia (3) – (2)			+ 57.8	+ 8.6
4	Cianuración + Carbón Activado	0.78	125	88.8	67.9
	% Diferencia (4) – (2)			+ 69.0	- 4.6

Tabla 5.4.- Consumos de cianuro por tonelada de mineral.

PRUEBA No	DESCRIPCIÓN PRUEBA	Consumos kg/ton	
		NaCN	Cal
1	Cianuración	1.10	6.67
2	Cianuración	1.43	6.67
3	Tostación + Cianuración	1.43	6.67
4	Cianuración + 10 g Carbón Activado	0.95	6.67

La recuperación de oro, usando carbón activado durante la lixiviación, supera tanto la de la cianuración referente como la de cianuración-tostación, en cifras tales como: +69.0% Au y +11.2% Ag. Por otro lado, la menor recuperación de plata no parece tener una explicación lógica, lo único que cabría mencionar o realizar es hacer un duplicado de esta prueba y/o reanalizar sólidos.

5.1.3. PRUEBAS DE FLOTACIÓN DE CARBÓN-CIANURACIÓN

Cuando se incluye flotación como alternativa de tratamiento, se tienen dos vertientes. En la primera de estas, tanto el carbón como los metales preciosos son flotados en un concentrado colectivo, el que necesariamente debe contener la máxima recuperación de metales preciosos. Enseguida de esta flotación, el concentrado es calcinado y los metales preciosos recuperados por cianuración.

La otra posibilidad, la cual fue la explorada aquí, es flotar de manera selectiva el carbón y cianurar las colas de flotación. La flotación de carbón se realizó usando sólo colector (C-100, ProAmbiente) y espumante base alcohol (metil isobutil carbinol, MIBC). Los diagramas de flujo y las cantidades de reactivos adicionadas son mostrados en la Figura 5.2.

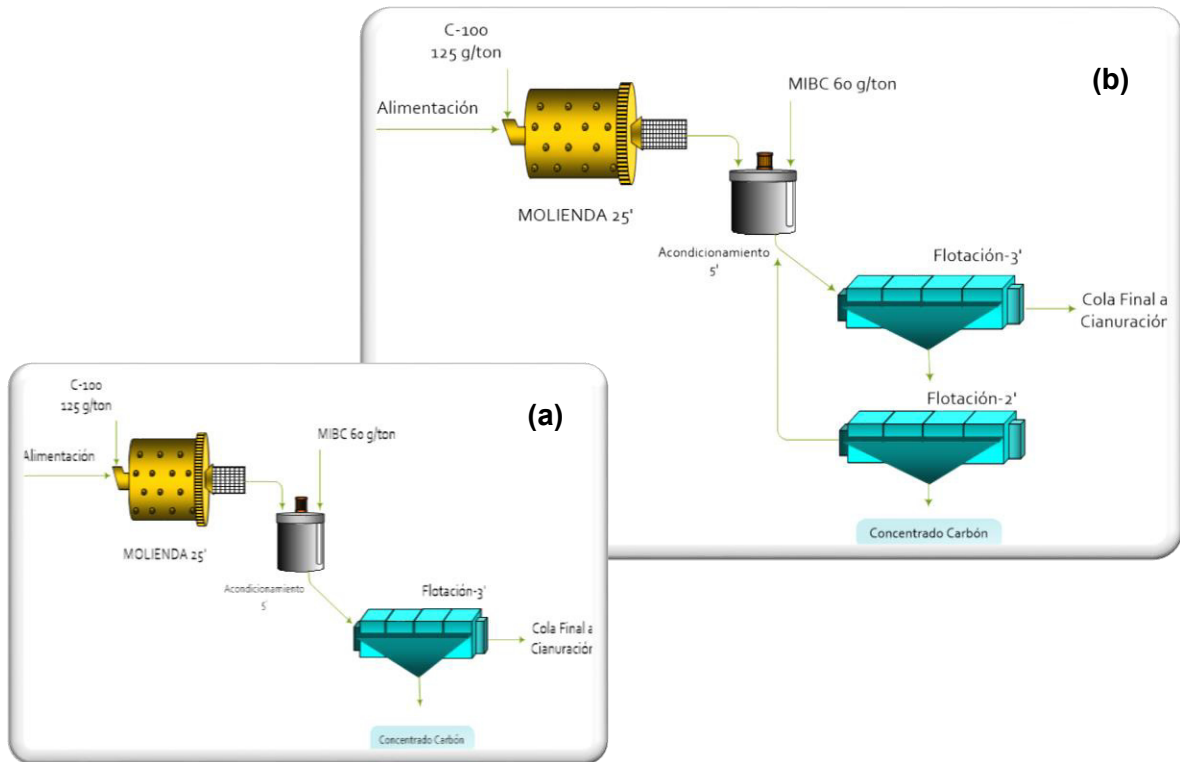


Figura 5.2.- Diagramas de flujo de pruebas de flotación de carbón: (a) prueba-1 sólo una etapa de flotación y (b) prueba-2, en esencia igual que la previa, esta última sólo difiere en que al concentrado primario se le hace una limpia.

Los resultados obtenidos son resumidos en Tablas 5.5 a 5.7. La primera de éstas lista los resultados de flotación, por su parte la Tabla 5.6 resume los resultados de cianuración de colas, sin y con carbón activado, y finalmente la Tabla 5.7 lista los consumos de cianuro y cal.

Tabla 5.5.- Resultados de pruebas de flotación 1 y 2.

PRUEBA-1								
PRODUCTO	PESOS		Leyes g/ton		CONTENIDOS		% DISTRIBUCIONES	
	Masa (g)	%	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Alimentación	1000.0	100.0	7.0	397				
Conc. de C.	51.0	5.1	34.6	2371	176.26	12092.1	25.6	30.7
Cola	949.0	94.9	5.4	288	512.46	27331.2	74.4	69.3
TOTAL	1000.0	100.0	6.89	394	688.72	39423.3	100.0	100.0

PRUEBA-2								
PRODUCTO	PESOS		Leyes g/ton		CONTENIDOS		% DISTRIBUCIONES	
	Masa (g)	%	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Alimentación	1000.0	100.0	7.0	397				
Conc. de C	38	3.8	39.0	2918	148.05	11088.4	22.8	28.7
Cola	962	96.2	5.2	287	500.24	27609.4	77.2	71.3
TOTAL	1000	100.0	6.48	387	648.29	38697.8	100.0	100.0

Tabla 5.6.- Resultados de pruebas de cianuración sobre colas de flotación.

PRUEBA No	DESCRIPCIÓN PRUEBA	Leyes Colas g/ton		% Recuperación	
		Au	Ag	Au	Ag
	Cola Flotación-1	5.40	288		
5	Cianuración cola flotación -1	3.18	75	41.1	74.0
	Recuperación Global (Flot.+ Cian.)			56.2	82.0
6	Cianuración cola flotación-1 + Carbón Ac.	0.92	49	83.0	83.0
	Recuperación Global (Flot. + Cian. C Ac.)			87.4	88.2
	Cola Flotación-2	5.20	287		
7	Cianuración cola flotación -2	3.64	93	30.0	67.6
	Recuperación Global (Flot.+ Cian.)			47.9	77.5
8	Cianuración cola flotación-2 + Carbón Ac.	1.04	62	80.0	78.4
	Recuperación Global (Flot. + Cian. C Ac.)			84.6	84.6

Tabla 5.7.- Consumos de cianuro y cal, durante pruebas.

PRUEBA No	DESCRIPCIÓN PRUEBA	Consumos kg/ton	
		NaCN	Cal
5	Cianuración cola flotación - 1	0.90	6.67
6	Cianuración cola flotación - 1 + carbón act.	0.78	6.67
7	Cianuración cola flotación - 2	0.94	6.67
8	Cianuración cola flotación - 2 + carbón act.	0.49	6.67

Se observa de estos resultados que la flotación de carbón es incompleta, además el concentrado de carbón muestra alto grado de metales preciosos. Las distribuciones de estos metales en el concentrado de carbón se consideran altos (~25%), esto obligaría a que el concentrado deba ser calcinado y enseguida cianurado. La cianuración sin carbón activado produce bajas recuperaciones de oro (50.0%), contrariamente la adición de carbón activado lleva a recuperaciones de oro de 80%, las que sumadas a las correspondientes de flotación resultan en recuperaciones globales cercanas al 85%.

La plata por su parte muestra comportamientos muy similares a los observados en pruebas referentes. En pruebas subsecuentes de flotación, se deprimieron los metales preciosos, agregando para ello 50 g/Ton de NaCN y 0.5 g de cal en molienda. El diagrama de flujo de prueba y cantidades de reactivo agregadas son ilustrados en la Figura 5.3.

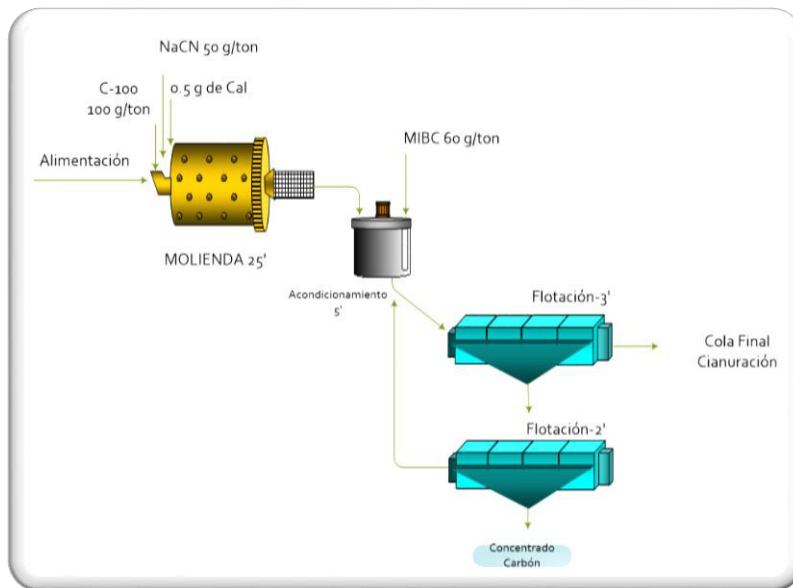


Figura 5.3.- Diagrama de flujo de flotación de carbón, prueba 4.

Las adiciones de cianuro y cal, así como la reducción del colector a 100 g/ton resultaron en una buena flotación de carbón. Las recuperaciones de metales preciosos en el concentrado se redujeron a 6.8% de oro y 10.6% de plata, por el contrario el grado del concentrado se mantuvo alto; 22.35 g Au/ton y 2043 g Ag/ton. La Tabla 5.8 resume los resultados de la cuarta prueba de flotación de carbón, y la Figura 5.4 las recuperaciones de flotación (FLOT), cianuración (CIAN), flotación-cianuración (FLOTCIAN), cianuración con carbón activado (CIL) y flotación-cianuración con carbón activado (FLOTCIL) de la misma prueba.

Tabla 5.8.- Resultados de pruebas de flotación 4.

PRODUCTO	Peso (g)	Peso (%)	Ley g/ton		Contenidos		% Distribución	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
Alimentación	1000.0	100.00	6.96	397				
Concentrado	10.4	1.06	38.6	3667	40.7	3869	6.1	9.8
Medios	9.7	0.98	5.01	303	4.9	298	0.7	0.8
Cola Flotación	965.6	97.96	6.31	360	618.1	35266	93.1	89.4
TOTAL	985.7	100.00	6.64	394	663.8	39433	100.0	100.0

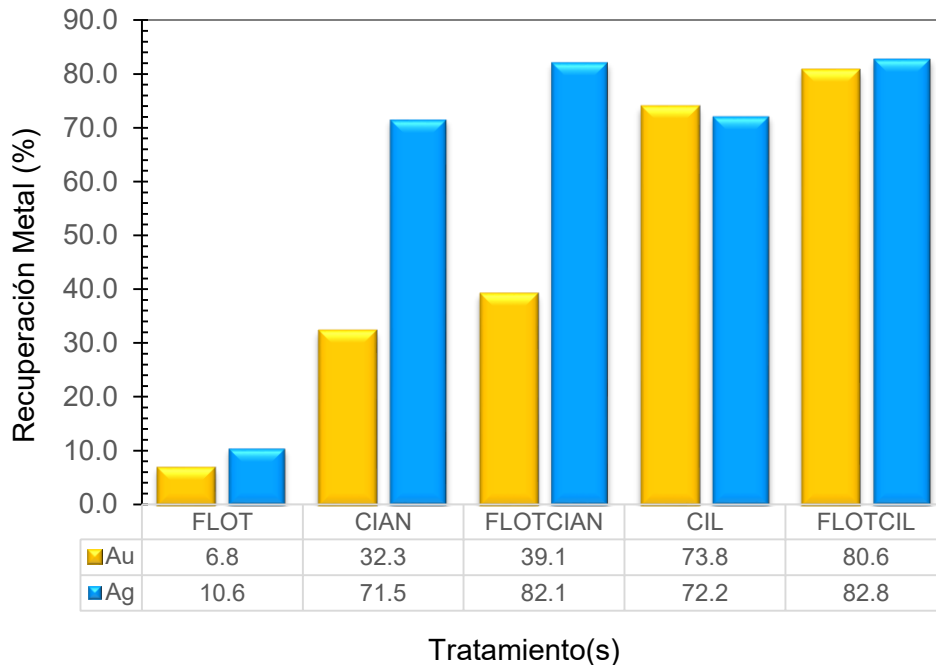


Figura 5.4.- Recuperaciones de oro y plata del tratamiento flotación-cianuración: flotación (FLOT); cianuración (CIAN); flotación-cianuración (FLOTCIAN); cianuración con carbón activado (CIL) y flotación-cianuración con carbón activado (FLOTCIL).

5.1.3. CEGAMIENTO CON KEROSENO-CIANURACIÓN

En México existen varios depósitos de metales preciosos asociados a materia carbonosa, entre algunos de estos cabe mencionar los de los distritos mineros de: Guanajuato (Cebada), Aguascalientes-Zacatecas (Real de Ángeles); Querétaro (Peña de Bernal) y recientemente Aguascalientes (El Porvenir). Los efectos adversos de esta materia carbonosa deben ser contrarrestados o inhibidos según el proceso de tratamiento. Así, cuando el proceso recuperación de los metales preciosos envuelve una concentración por flotación, es común adicionar un agente cegador (Diesel, Keroseno, etc.), la acción de este agente será envolver las partículas de carbón, de manera que los reactivos de flotación actúen sobre los minerales de interés.

De no agregar un agente cegador, las operaciones observan grandes consumos de reactivos y/o se vuelven erráticas. Actualmente, además de los solventes tradicionales, existen reactivos comerciales de comprobada efectividad sea para inhibir el prerrobo o reducir el consumo de reactivos ([Huntsman, 2014](#)).

El mecanismo mediante el cual opera un agente cegador fue expuesto en el Capítulo 3. Para el tratamiento aquí resumido se utilizó como agente cegador el Keroseno (líquido orgánico polar, con un punto de ebullición entre 130-325 °C, insoluble en agua). Las condiciones de prueba son resumidas a continuación:

Pretratamiento con Keroseno

Masa de Muestra	1300.0	g
% Sólidos	42.0	%
Keroseno agregado	10.0	mL
Tiempo pretratamiento	12	horas

Finalizado el tiempo de pretratamiento se agregó cal hasta registrar un pH de 10.5, enseguida la cantidad de cianuro se adicionó de una solución al 10%, para dar una concentración en solución de 0.30%. Los resultados de esta prueba son resumidos en las Tabla 5.9 y 5.10. La Figura 5.5, muestra el comportamiento de las recuperaciones de metales preciosos con respecto al tiempo. De esta última sobresale el que la recuperación de oro después de 24 horas empieza a decaer, esto como resultado de la disminución del efecto cegador del Keroseno sobre la materia carbonosa de la mena.

Tabla 5.9.- Recuperaciones observadas durante la prueba de cegamiento con keroseno-cianuración.

Prueba No	Tiempo Cianuración (h)	Masa (g)	Masa %	Ensayes g/ton		% Extracción		% Extracción Acum.	
				Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
9	0.00	1300.0	100.0	7.00	397.0	0.0	0.0	0.0	0.0
	2.00	1283.9	98.8	5.10	199.0	28.0	50.5	28.0	50.5
	4.00	1269.0	97.6	3.50	174.0	23.1	6.7	51.2	57.2
	6.00	1249.6	96.1	2.10	157.0	20.0	4.8	71.2	62.0
	8.00	1229.2	94.6	1.50	34.0	8.6	29.9	79.7	91.9
	24.00	1212.4	93.3	0.10	1.0	18.9	7.9	98.7	99.8
	78.00	1193.0	91.8	4.90	63.0	62.9	14.3	35.8	85.4
	98.00	1158.6	89.1	5.60	56.0	7.1	2.0	28.7	83.4

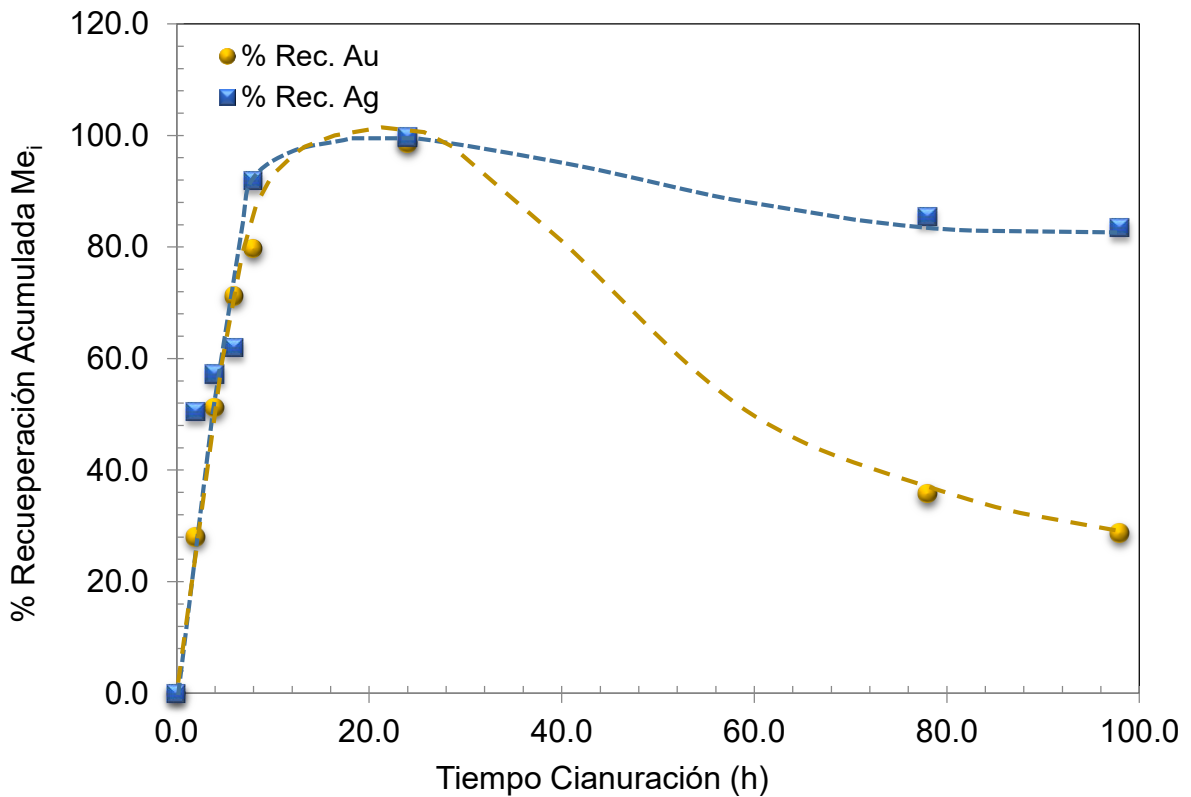


Figura 5.5.- Recuperaciones de oro y plata vs. tiempo, prueba de cegamiento con Keroseno seguida de cianuración.

Dado los resultados, es obvio que además del cegamiento con Keroseno es necesario agregar carbón activado, esto evitará que al perderse la capacidad

cegador, los valores disueltos sean adsorbidos por la materia carbonosa. De acuerdo a Rees y van Deventer (2000), la empresa Stawell Gold Mine de Australia, inhibe la acción prerrobadora de la materia carbonosa usando Keroseno con adiciones de 200 mg/L. No obstante, dado que el Keroseno también puede actuar sobre el carbón activado usado en lixiviación, su adición conviene suspenderse cada tres a cuatro semanas, debiéndose aprovechar para restablecer la actividad del carbón usado (Rees y Deventer, 2000). Alternativamente, en operaciones en las que las leyes de oro son altas, además del cegamiento con Keroseno se introducen resinas extractantes. A excepción de la antigua Unión Soviética, las resinas en pulpa han tenido poca aplicación. Algunas de las ventajas de las resinas sobre el carbón activado son: especificidad, alta capacidad de cargado y cinética rápida, por otro lado sus desventajas más importantes son su alto costo y su baja resistencia al rompimiento (Wan y Miller, 1990).

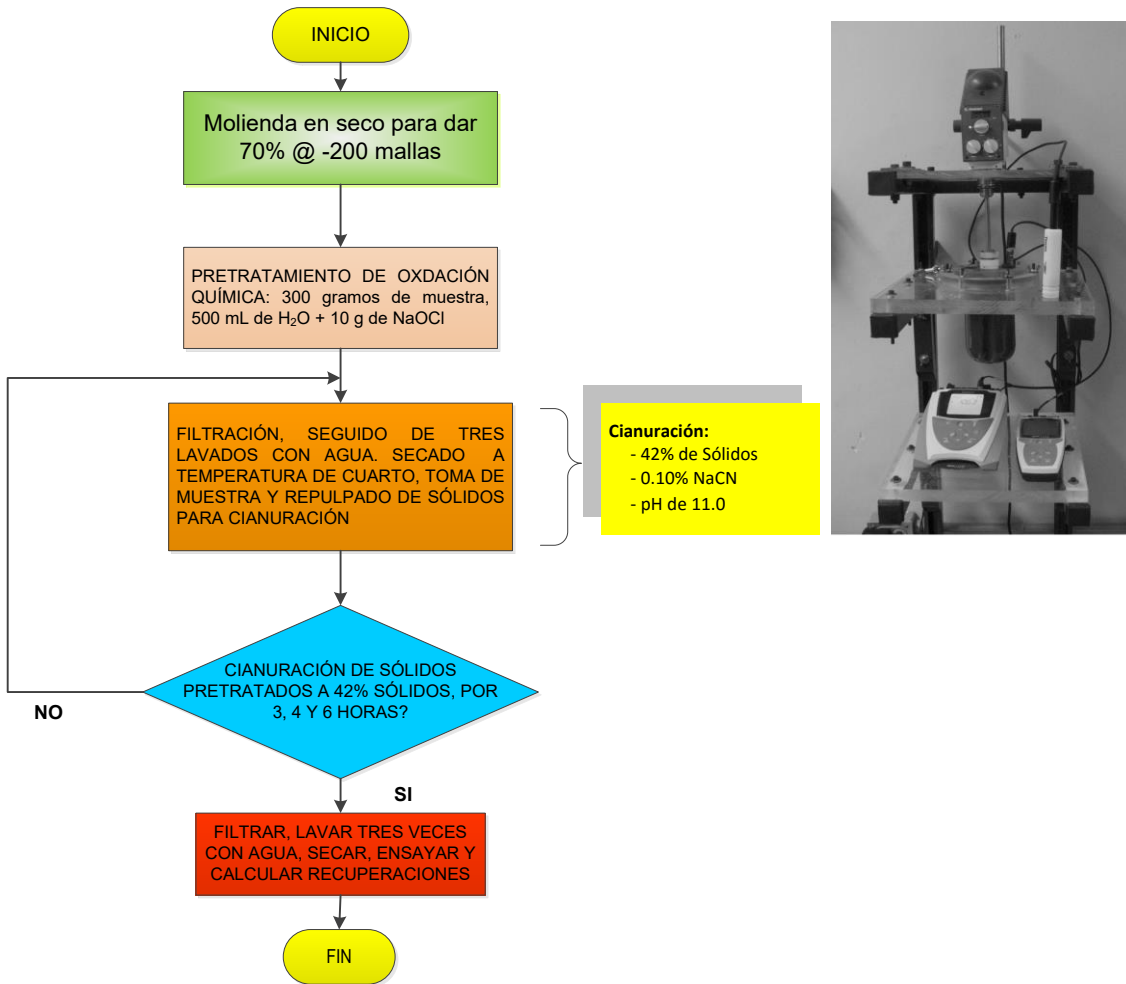


Figura 5.6.- Diagrama de flujo mostrando la secuencia de Prueba durante el pretratamiento oxidativo seguido de cianuración.

5.1.4. PRETRAMIENTO OXIDANTE-CIANURACIÓN

Sólo se realizaron tres (3) pruebas preliminares de oxidación química usando hipoclorito de sodio como oxidante. En cada caso se pretrataron 300 gramos de muestra, el porcentaje de sólidos mantenido durante oxidación fue de 25%. Finalizado el tiempo de pretratamiento, se filtraron y lavaron los sólidos. Enseguida estos últimos fueron dejados secar a temperatura ambiente, se extrajo una muestra de 25 gramos para análisis químico de metales preciosos (vía seca), y el resto muestra (250 gramos) fueron lixiviados en una solución de cianuro, bajo las condiciones de: 42% de sólidos en peso, 0.10% NaCN, pH de 11 y 8 de lixiviación, ver Figura 5.6 Los resultados obtenidos de estas pruebas son resumidos en la tabla siguiente, Tabla 5.10.

Tabla 5.10.- Resultados de extracción de metales preciosos (Au, Ag), oxidación química seguida de cianuración.

PRUEBA No	Tiempo de Pretra (h)	Tiempo de Cianuración (h)	Ley g/Ton		% Rec.	
			Au	Ag	Au	Ag
Cab. -1			6.8	400		
Cab. -2			6.7	427		
Cab. 3			6.6	383		
Promedio			6.7	403	100.0	100.0
1	1	8	4.3	158	35.8	60.8
2	2	8	3.7	61	44.8	84.9
3	4	8	3.0	5	55.2	98.8

5.2.- CONCLUSIONES

Como conclusiones de las alternativas de tratamiento aquí consideradas resumimos las siguientes:

1. La pérdida en peso durante la tostación del material infiere un porcentaje de carbón de aproximadamente 5%, no se hizo una prueba cuantitativa para su determinación. La determinación del índice de prerrobo resultó en un valor de 6, indicativo éste de una alta actividad o capacidad de adsorción de la materia carbonosa.

2. Sin pretratamiento la recuperación de oro es de sólo 20%, mientras que la de plata alcanza el 70%. La tostación como el uso de carbón activado resultan en buenas recuperaciones de oro. En contraste las recuperaciones de plata incrementan sólo moderadamente, es decir la adsorción de plata sobre la materia carbonosa no es rápida, algunas posibles razones lo son: la preferencia por los complejos de oro, la alta concentración de plata y que los complejos que se forman son de “alta coordinación” y la adsorción de estos se dificulta o es lenta.
3. La flotación usando 50 g NaCN/ton y 0.5 g Cal/ton permite deprimir los valores de oro y plata en el concentrado de carbón. No obstante, esta concentración de carbón no es suficiente, la materia carbonosa que resta en colas es suficiente para prerrobar gran parte de oro, permitiendo que sólo el 39% de éste sea recuperado, la plata no se ve afectada.
4. El cegamiento seguido de cianuración, es una buena opción de tratamiento, no obstante es recomendable explorar agentes comerciales o asistir el tratamiento mediante el uso de carbón activado.

BIBLIOGRAFÍA

Huntsman (2014). Huntsman Performance Products POLIMAX G30 Depressant. United States of America: pág.: 1-13.

Marsden, J. O. and C. I. House (2006). The Chemistry of Gold Extraction. Littleton Colorado, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.

Rees, K. L. and J. S. J. v. Deventer (2000). "Preg-robing phenomena in the cyanidatiion of sulfide gold ores." Hydrometallurgy 58: pág.: 61-80.

Wan, R. Y. and J. D. Miller (1990). "Research and development activities for the recovery of gold from alkaline cyanide solutions." Mineral Processing Extractive Metallurgy 6: pág.: 143-190.

Barriga, F. (2002). Notas de Hidrometalurgia, Centro de Investigación y Estudios Avanzados del IPN (Unidad Saltillo): pág.: 1-98.

Breuer, P. I., C. A. Sutcliffe, et al. (2010). "Cyanide measurement by silver nitrate titration: Comparison of rhodanine and potentiometric end-points." Hydrometallurgy: pág.: 1-6.

Butler, J. N. (1961). Introduction to Complex Formation Equilibria. Ionic Equilibrium A Mathematical Approach. F. T. Bonner. United States of America, Addison-Wesley Publishing Company. 1: pág.: 273-293.

Clesceri, L. S., A. E. Greenberg, et al. (1989). Standard Methods for the Examination of Water and Wastewater.

Contreras, I. C. (1967). Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración. Méxcio. C. d. F. Minero. México, Comisión de Fomento Minero: pág.: 1-35.

Crozier, R. D. (1992). Flotation, Theory, Reagents and Ore testing. Oxford, England, Pergamon Press.

Elorza, E. R. (2013). Informe pruebas de cianuración con y sin oxígeno (Guanacevi). Departamento de Ingneiería en Minas, Metalurgia y Geología, Universidad de Guanajuato: pág. : 1-17.

Gantumur, N. (2013). Agigated Cyanide Leach Study. Tucson, Az. , SGS Metcon/KD Engineering: pág.: 1-7.

González, J. A. (2012). Reporte de doctorado Centro Investigación y Materiales Avanzados, Chihuahua: pág.: 1-25.

Haffy, J., L. B. Riley, et al. (1965). A Manual on Fire Assaying and Determination of the Noble Metals in Geological Materials. USA, Bureau of Mines, pág.: 2-41.

Haffy, J., L. B. Riley, et al. (1965). A Manual on Fire Assaying and Determination of the Noble Metals in Geological Materials. USA, Bureau of Mines, pág.: 2-41.

McClelland, G. E. (1988). Testing of Ore. Introducción to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal heap Leaching Projects. I. P. G. H. y. J. E. K. Dirk J.A. Van Zyl. Colorado, Society of Mining Engineers, Inc.: 61-67.

Ojeda, M. C. (2013). Estudio de caracterización mineralógica de muestra procedente de una unidad minera. San Luis Potosí, Instituto de metalurgia de la UASLP: pág.: 1-10.

Prieto, M. J. (2013). Cinética de Flotación de la Mena de "Palmarejo" y su Aplicación Industrial. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Universidad de Guanajuato. **Licenciatura**: pág.: 1-136.

Thermo, S. (2012). "Applications Tip of the Week ORP-mV, RmV, and Eh". Retrieved 4 Septiembre 2015, www.thermoscientific.com/waterlibrary.

Abotsi, G. M. and K. Osseo-Asare (1987). "Surface chemistry of carbonaceous gold ores II, Effect of organic additives on gold adsorption from cyanide solutions." International Journal of Mineral Process(21): pág.: 225-239.

Barriga, F. (2002). Notas de Hidrometalurgia, Centro de Investigación y Estudios Avanzados del IPN (Unidad Saltillo): pág.: 1-98.

Breuer, P. I., C. A. Sutcliffe, et al. (2010). "Cyanide measurement by silver nitrate titration: Comparison of rhodanine and potentiometric end-points." Hydrometallurgy: pág.: 1-6.

Brierley, C. L. (1998). Aplicación de la Biotecnología a la Recuperación Económica de Metales a Partir de Menas y Concentrados. Aplicación de la Biotecnología a la Recuperación Económica de Metales a partir de Menas y Concentrados. Guanajuato: 9-10, 34-39, 43-46.

Brierley, C. L. (1998). Aplicación de la Biotecnología a la Recuperación Económica de Metales a Partir de Menas y Concentrados. Guanajuato, Short Course: 46.

Brierley, J. A. (2000). "Expanding Role of Microbiology in Metallurgical Processes." Mining Engineering **52**(11): 49-53.

Butler, J. N. (1961). Introduction to Complex Formation Equilibria. Ionic Equilibrium A Mathematical Approach. F. T. Bonner. United States of America, Addison-Wesley Publishing Company. **1**: pág.: 273-293.

Clesceri, L. S., A. E. Greenberg, et al. (1989). Standard Methods for the Examination of Water and Wastewater.

Contreras, I. C. (1967). Experimentación de Minerales de Oro y Plata por el Proceso de Cianuración. México. C. d. F. Minero. México, Comisión de Fomento Minero: pág.: 1-35.

Crozier, R. D. (1992). Flotation, Theory, Reagents and Ore testing. Oxford, England, Pergamon Press.

Elorza, E. R. (2013). Informe pruebas de cianuración con y sin oxígeno (Guanacevi). Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología, Universidad de Guanajuato: pág. : 1-17.

Gantumur, N. (2013). Agitated Cyanide Leach Study. Tucson, Az. , SGS Metcon/KD Engineering: pág.: 1-7.

González, J. A. (2012). Reporte de doctorado Centro Investigación y Materiales Avanzados, Chihuahua: pág.: 1-25.

Haffy, J., L. B. Riley, et al. (1965). A Manual on Fire Assaying and Determination of the Noble Metals in Geological Materials. USA, Bureau of Mines, **pág.:** 2-41.

Haffy, J., L. B. Riley, et al. (1965). A Manual on Fire Assaying and Determination of the Noble Metals in Geological Materials. USA, Bureau of Mines, **pág.:** 2-41.

Huntsman (2014). Huntsman Performance Products POLIMAX G30 Depressant. United States of America: pág.: 1-13.

Lara, C. and M. F. Monroy (2002). Estrategias de Investigación en Industrias Peñoles en el Campo de la Biotecnología Aplicada a Procesamiento de Minerales. XI Encuentro sobre Procesamiento de Minerales, San Luis Potosí, S.L.P., UASLP.

Malhotra, D. and L. Harris (1999). Review of Plant of Flotation of Gold and Silver Ores. Advances in Flotation Technology. B. K. P. y. J. D. Miller. Littleton, Co. USA, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. **1:** pág.:167-187.

Marsden, J. O. and C. I. House (2006). The Chemistry of Gold Extraction. Littleton Colorado, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc.

McClelland, G. E. (1988). Testing of Ore. Introducción to Evaluation, Design and Operation of Precious Metal heap Leaching Projects. I. P. G. H. y. J. E. K. Dirk J.A. Van Zyl. Colorado, Society of Mining Engineers, Inc.: 61-67.

Ojeda, M. C. (2013). Estudio de caracterización mineralógica de muestra procedente de una unidad minera. San Luis Potosí, Instituto de metalurgia de la UASLP: pág.: 1-10.

Prieto, M. J. (2013). Cinética de Flotación de la Mena de "Palmarejo" y su Aplicación Industrial. Departamento de Ingeniería en Minas, Metalurgia y Geología. Guanajuato, Universidad de Guanajuato. **Licenciatura**: pág.: 1-136.

Rees, K. L. and J. S. J. v. Deventer (2000). "Preg-robing phenomena in the cyanidatiion of sulfide gold ores." Hydrometallurgy **58**: pág.: 61-80.

Thermo, S. (2012). "Applications Tip of the Week ORP-mV, RmV, and Eh." Retrieved 4 Septiembre 2015, 2015.

Wan, R. Y. and J. D. Miller (1990). "Research and development activities for the recovery of gold from alkaline cyanide solutions." Mineral Processing Extractive Metallurgy **6**: pág.: 143-190.

Yannopoulos, J. (1991). The Extractive Metallurgy of Gold. New York, Van Nostrand Reinhold.