

Literatura útil para el desarrollo de los Meritorios

METALURGIA DEL ORO.

Extracción y Explotación

Explotación de Placeres auríferos.

Los placeres auríferos (depósitos detríticos) son los yacimientos de más fácil explotación, ya sea por que el oro se encuentra liberado y fácil de recuperar o porque el yacimiento es superficial y de fácil acceso, de donde viene el nombre “*placer*” por la facilidad de su explotación en forma lucrativa.

El método primitivo consiste en trabajar las arenas de los meandros de los ríos, concentrándolas manualmente, o bien, extrayendo las capas superficiales del depósito, y someterlas a un lavado y concentración (en muchas partes de Madre de Dios se usan éstos métodos artesanales, utilizando como tamices planchas perforadas y como concentradores, canalones de madera recubiertos en yute grueso).

Extracción del oro filoneano.

El oro proveniente de yacimientos primarios se extrae por los dos métodos tradicionales usados en la minería, la explotación subterránea y la explotación a tajo abierto; la aplicación de cada uno de los mismos depende en primer lugar de la naturaleza del depósito y de su ubicación; en caso de vetas auríferas en cuarzo o sulfuros (típicamente primarios) la explotación se hará preferentemente en forma subterránea, mientras que con yacimientos oxidados, diseminados y superficiales se aplica la extracción a cielo o tajo abierto. Asimismo:

Desde el punto de vista metalúrgico, el tratamiento de los minerales extraídos por minado subterráneo o a cielo abierto puede ser por lixiviación continua (Plantas convencionales de cianuración) o por lixiviación en pilas, respectivamente; aunque naturalmente se dan los casos contrarios.

Metalurgia y métodos de beneficio.

Existen los siguientes métodos de beneficio:

La concentración gravimétrica, amalgamación, flotación, recuperación como sub-producto, cianuración y el novedoso método de lixiviación con tiourea.

Se ha dado especial importancia al proceso de cianuración; por tratarse de la tecnología aceptada como patrón de eficiencia desde hace muchos años. Su aplicación en las plantas de lixiviación en pilas de bajo costo, ha abierto una alternativa muy económica para el procesamiento de muchos minerales peruanos, con el consiguiente beneficio que significaría al país.

a) Concentración gravimétrica.

Es posiblemente el método más antiguo de obtención del oro utilizado por el hombre, y a la vez el de más fácil aplicación y bajo costo. Se aplica principalmente a minerales de placeres o también a minerales filoneanos que presentan una liberación adecuada, y es muchas veces complementado con amalgamación, flotación, cianuración o una combinación de éstos.

El fundamento de la separación por gravedad del oro de los minerales estériles se basa en la gran diferencia de pesos específicos del oro y la ganga arcillosa o silíceas que permite relaciones de isodromía mayores a 11; y cuando el oro no se encuentra suficientemente liberado, está acompañando a minerales pesados como la magnetita, casiterita, rutilo, titanio, etc., que es también fácilmente separable de la ganga a manera de un concentrado de “*arenas negras*” de alto contenido aurífero.

El ingenio del hombre lo llevó a descubrir que el oro contenido en algunas arenas de riachuelos podía separarse por su mayor peso en un plato mientras se agregaba agua y se le daba movimiento circular rítmico; fue así como se diseñaron y perfeccionaron las primeras bateas (pan) que tan ampliamente se usaron en el oeste norteamericano durante la “fiebre del oro” del siglo XIX.

Cuando se desea investigar un tipo de arena por contenido aurífero se trabaja con el plato o batea llenándolo a 2/3 de su capacidad y con un depósito de agua o una corriente moderada, se introduce el agua para desmenuzar manualmente los terrones de arcilla y luego con un movimiento circular y de sacudida (estando el plato a nivel de inmersión en el agua) se va eliminando la ganga (materia inútil que acompaña a los minerales) más liviana, quedando en el fondo los

guijarros, la arena gruesa y los minerales pesados, entre los que se encuentra el oro; se necesita gran agudeza visual y práctica en el uso de la batea para poder separar las partículas minúsculas de oro y distinguirlas.

Para la producción continua por concentración gravimétrica se pueden utilizar equipos como los sluices, jigs, mesas vibratorias, espirales concentradoras e hidrociclones especialmente modificados para concentración de minerales pesados.

Sluices. Son unos canales o arcaduces de madera que tienen en el fondo obstáculos transversales a la corriente de agua donde puedan concentrarse los minerales pesados.

Jigs. Son equipos que se utilizan para concentrar minerales pesados como el oro, plata, galena (sulfuro natural de plomo), etc., en tamaños gruesos (generalmente de 1/8" a 3/8") por medio de una corriente ascendente y pulsante de agua. Este procedimiento se aplica directamente a minerales de mina triturados, o en circuitos de molienda cerrada, para evitar el retorno de las fracciones pesadas del mineral a remolienda.

Mesas Vibratorias. Patentadas por las firmas americanas Wilfley y Deister, y que se conocen con esos nombres comerciales; permiten la recuperación de minerales pesados en tamaños de 0.3 a 0.15 mm. (malla 48/100) por medio de un movimiento alternado o de sacudida en una superficie rectangular ligeramente inclinada, y en la cual existen unos rifles (travesaños) de madera para la retención de los minerales pesados.

En el Perú, la Planta Piloto instalada en Yauricocha, emplea el proceso de cianuración convencional, combinado con separación gravimétrica en mesas vibratorias.

Espirales concentradoras. Conocidas por la denominación de las firmas fabricantes Humphrey y Reichert; son equipos de gran eficiencia, pero un tanto voluminosos para la capacidad conseguida por mesas Wilfley mucho más pequeñas. Constan de una espiral de fierro fundido o de material sintético (adiprene, vulcolán) de sección semicircular, de cinco o seis vueltas completas, ubicadas en forma vertical, y con un paso de 13" a 15" .

Hidrociclones. Los hidrociclones utilizados en concentración gravimétrica difieren de los de fraccionamiento (clasificación) en el diseño; la sección cónica tiene un ángulo tan pronunciado (130° o más) que casi ha desaparecido, incrementándose consecuentemente la sección cilíndrica.

b) Amalgamación.

Es también un método conocido desde hace mucho tiempo, y se ha venido utilizando en la obtención del oro de minerales filoneanos o de placeres; actualmente es un método complementario insustituible por su rapidez y bajo costo, en el tratamiento de concentrados gravimétricos (arenas negras), y se utiliza además opcionalmente en circuitos de flotación y concentración gravimétrica para recuperar las fracciones de oro libre.

Se conoce las siguientes clases:

- **Amalgamación en Placas.** Es el método más usado; consiste en pasar la pulpa de mineral o concentrado sobre una placa de cobre que tiene una capa de amalgama de plata, quedando el oro atrapado en ella mientras que la pulpa residual es descargada al final de la placa.
- **Amalgamación en toneles o barriles.** Es un método muy antiguo que no ha sido totalmente abandonado; se usan barriles a manera de molinos, para el tratamiento de concentrados principalmente. Por lo general son de 3' x 4' y giran a 20 RPM.
- **Destilación.** La amalgama de oro y plata es filtrada en una prensa para retirar el exceso de mercurio, y luego se le da forma de bolas o ladrillos para introducirla en una retorta horizontal o vertical, que puede ser de fierro, arcilla, carburo de silicio, etc.

c) Flotación.

Si bien es apreciable la cantidad de oro y plata recuperado como sub-producto en el tratamiento de concentrados de cobre, plomo y zinc, es también considerable la cantidad de plantas de flotación que recuperan sus productos exclusivamente por los valores de oro y plata que contienen. En estos minerales el oro puede encontrarse al estado

libre debido a la gran oxidación sufrida por los sulfuros que lo contenían, o también asociado a sulfuros como la pirita, arsenopirita, calcopirita o minerales de plata como la argentita, proustita, pirargirita (platas rojas), etc.

Para la flotación de oro nativo o sulfuros que lo contienen se usa casi sin excepción los ditiofosfatos dietílicos y dibutílicos secundarios de sodio (Aerofloat 208 y 238), reforzados por ditiofosfatos comunes (Aerofloat 25 y 31) y Xantatos. También han dado resultados en la recuperación de teluros (metaloide muy raro, análogo al selenio) de oro y plata suficientemente buenos como para reemplazar la cianuración directa por cianuración de los concentrados de flotación.

Los concentrados de flotación de oro y plata pueden tratarse por uno de los métodos siguientes:

1. Cianuración directa, o cianuración con tostación previa [oxidación y eliminación de As (*arsénico*), Sb (*antimonio*), etc.].
2. Lixiviación con agua regia en autoclaves y recuperación del oro con resinas orgánicas de intercambio iónico.

La lixiviación con agua regia de concentrados de flotación puede también aplicarse a los lodos anódicos de refinación electrolítica del cobre, plomo, oro y plata; puede considerarse un poco costosa, pero debido a las pequeñas cantidades en tratamiento y al gran valor del oro, el proceso es rentable. La lixiviación se puede realizar a 90° o más.

En minerales arsenicales la cianuración no es siempre efectiva y la tostación resulta costosa, requiriéndose en este caso un tratamiento de lixiviación o incluirlos en los circuitos de fusión de cobre, plomo o zinc si el contenido de arsénico no es fuertemente castigado.

3. Fusión con concentrados de cobre y recuperación como sub-producto de la electrorrefinación.

d) Recuperación como sub-producto.

Más de la mitad del oro producido en el mundo se recupera como sub-producto en la refinación de metales básicos o comunes (cobre, plomo y zinc); la cantidad de plata recuperada es también apreciable.

Existen dos vías por las cuales los metales preciosos son recuperados como sub-productos, la primera es porque los concentrados de plomo, cobre y/o zinc contienen apreciables cantidades de oro y plata, que no pueden ser separadas por flotación convencional, debido a la fina dispersión o diseminación de los metales preciosos; la segunda es porque las fundiciones o refineras incluyen en su lecho de fusión concentrados propiamente de oro y plata, a veces debido a leyes no muy altas para ser tratados por lixiviación o debido a que el concentrado original de plomo, cobre o zinc ha sido mezclado (cabeceado) con concentrado de oro y plata para lograr un mayor valor unitario en la comercialización.

Es en la fundición de concentrados de cobre donde se recupera la mayor cantidad de oro, esto pasa durante la fusión y conversión al cobre blister que contiene 97-98% Cu, y el resto Au, Ag, As, Sb, Pb, etc., durante la refinación electrolítica del cobre, el oro y la plata se precipitan como lodos (lodos anódicos) que, se dice, son suficientemente valiosos como para cubrir los gastos del proceso de refinación de cobre.

En la refinación electrolítica de plomo se recuperan también los lodos anódicos que son principalmente de Ag y una pequeña cantidad de Au. El tratamiento de ambos residuos de electrorrefinación de cobre y plomo consiste básicamente en fusión y refinación electrolítica; durante la fusión se eliminan y recuperan elementos como As, Sb, Pb, Bi (bismuto), Cu, Se (selenio) y Te (teluro), y el bullión de oro/ plata resultante (doré) tiene distinto tratamiento en función del contenido de oro o plata.

Las bulliones ricos en oro se refinan por el proceso Wohlwill (también aplicado a los bulliones obtenidos en cianuración), que consiste en una refinación en solución de cloruro aúrico y ácido clorhídrico, la plata se recupera como cloruro que es posteriormente reducido y fundido y el oro catódico tiene 99.7% de pureza.

Los bulliones ricos en plata (caso del Perú) se refinan por el proceso Thum o Moebius, que es una refinación en solución de nitrato de plata donde el oro se recupera como precipitado metálico y se funde, y la plata catódica se funde y refina hasta 99.99% de pureza.

e) Cloruración.

Debido a que la recuperación del oro por métodos gravimétricos o por amalgamación fue siempre baja, los primeros metalurgistas buscaron procedimientos más eficientes para complementar o sustituir en lo posible dichos métodos gravimétricos. De los procesos hidrometalúrgicos (donde el oro es transformado en un compuesto soluble en agua y posteriormente recuperado) desarrollados para el oro, la cloruración (clorinación) es el más antiguo y posiblemente era conocido por los alquimistas medievales.

El método consiste en transformar al oro en cloruro aúrico, soluble en agua, y posteriormente recuperarlo de la solución por precipitación con sulfuro de hidrogeno, sulfato ferroso, carbón, etc.

Dentro de la cloruración, se distingue lo siguiente:

1) Lixiviación

Básicamente existían dos métodos para practicar la cloruración de un mineral, produciendo el cloro separadamente y luego hacerlo reaccionar con la pulpa, y produciendo el cloro en la misma pulpa de mineral aurífero; cabe notar, que el tratamiento era discontinuo, pues no se habían perfeccionado aún ni patentado equipos como los agitadores y espesadores continuos, éstos recién se difundieron con el proceso de cianuración.

Para la aplicación de ambos métodos se requiere que el mineral no contenga sulfuros ni compuestos de arsénico y antimonio; para eliminarlos se hacían tratamientos previos de tostación clorurante, que además convertía a óxido al Ca (calcio), Mg (mercurio) y Zn (zinc) impidiendo su combinación posterior con el cloro; la plata, sin embargo, se convierte en cloruro insoluble, que puede recubrir a las partículas de oro disminuyendo la eficiencia de lixiviación.

El primer procedimiento se le conoce con el nombre de Procedimiento Plattner y el segundo procedimiento es la cloruración en toneles o barriles giratorios, habiéndose diseñado cilindros de hasta 16 toneladas de capacidad discontinua y que giran a 4-12 RPM; después de la lixiviación se deja asentar para retirar la solución rica (pregnant) que se envía a precipitación.

2) Precipitación.

La precipitación del oro de la solución de cloruro aúrico puede hacerse por diversos reactivos como el sulfato (o cloruro) ferroso, el sulfuro de hidrógeno y el carbón de madera o mineral; también es posible extraer el oro con resinas orgánicas de intercambio iónico.

f) El Proceso de Cianuración.

Este proceso tiene casi un siglo de antigüedad, y al momento de su invención nadie sospechaba la revolución gigantesca que causaría en la industria metalúrgica del oro.

Con el advenimiento de la cianuración, el proceso de la clorinación (cloruración) declinó y prácticamente desapareció industrialmente; últimamente se ha empezado a emplear para minerales de plata.

Los desarrollos tecnológicos que impulsó el proceso de cianuración son innumerables, no sólo en la propia área industrial sino se tiene: los equipos de trituración y reducción de tamaño, filtros de vacío continuos, agitadores para lixiviación, espesadores y decantadores continuos (el sistema de Decantación continua en Contra-corriente-CCD- que se ha aceptado como práctica estándar en las operaciones de lixiviación, etc.).

La recuperación de los metales preciosos de las soluciones de cianuración, es una de las etapas más importantes del proceso, y al igual que en la lixiviación, es necesario un cuidadoso control de las variables que intervienen en cada proceso de recuperación.

Los métodos utilizados son los siguientes:

- 1) Precipitación con zinc.
- 2) Precipitación con aluminio.
- 3) Precipitación con sulfuro de sodio.

- 4) Precipitación electrolítica.
- 5) Adsorción con carbón activado.

Los de mayor difusión en la actualidad son el primero y el último, los tres restantes han caído prácticamente en desuso, con la sola excepción del sulfuro de sodio, que ocasionalmente se utiliza en minerales con valores de plata que no se pueden recuperar eficientemente por adsorción con carbón activado.

Nota.- El término adsorción proviene de adherencia y no debe confundirse con absorción que es más bien un fenómeno físico y no físico-químico; la adsorción es una operación unitaria muy utilizada en la industria química actual.

Desde los inicios del proceso de cianuración se hicieron conocidos dos métodos de tratamiento para la cianuración de minerales de oro y plata; el primero, llamado “sand leaching” (lixiviación de arenas) se aplicaba a minerales que no requerían una gran liberación; el segundo, llamado “slime leaching” (lixiviación de finos o lamas) se aplicaba a minerales que requerían una liberación muy fina.

Una gran cantidad de plantas de cianuración utilizaban ambos métodos, para lo cual se separaba el mineral después de la molienda (entre los equipos diseñados especialmente para este propósito estaban los clasificadores de rastrillos, espirales, de taza y finalmente los hidrociclones); la fracción gruesa se lixiviaba en pozas o tanques de madera por percolación de la solución de cianuro en forma ascendente o descendente; la fracción fina se lixiviaba en agitadores (se diseñaron diversos equipos para este fin) y posteriormente se filtraba la pulpa para recuperar la solución pregnant: (solución rica).

Con la invención del espesador continuo de rastrillos se impulsó el desarrollo de un nuevo método llamado “all slime leaching” (todo fino) que consistía en la molienda de todo el mineral con clasificación en circuito cerrado, lixiviación en agitadores y recuperación de la solución en espesadores por Decantación Continua en Contracorriente (CCD), método considerado convencional desde hace más de 40 años.

Respecto al proceso de cianuración se conocen diversos métodos industriales:

I. Cianuración convencional. Es uno de los métodos más eficientes para el tratamiento de minerales de oro y plata por cianuración, consta de las siguientes etapas:

Molienda y clasificación. El mineral triturado en seco (2 o 3 etapas) es alimentado al ciclo de molienda en circuito cerrado con el propósito de moler las partículas hasta liberar suficientemente los granos de oro y exponerlos a la acción del cianuro que se agrega desde esta etapa (se logran extracciones de 30 a 85%).

Espesamiento primario y lixiviación. La pulpa obtenida de molienda se sedimenta en un espesador llamado primario del cual se obtiene la solución rica (pregnant) que se envía a precipitación y la descarga espesada que se envía a lixiviación. La lixiviación se realiza en 3 agitadores a 30–50% sólidos con adición de aire y con un tiempo de retención de hasta 48 horas; los agitadores pueden ser mecánicos (dorr) con hélices o rastrillos o verticales con agitación únicamente por aire comprimido (Brown o Pachuca), el número mínimo es 3 para evitar el corto circuito del material durante la lixiviación.

Decantación continua en contra corriente. La pulpa lixiviada debe someterse a un lavado para recuperar todos los valores disueltos, el método más eficiente consiste en espesar y diluir sucesivamente la pulpa en 3 o 4 espesadores, agregando la pulpa al primero de ellos y agua fresca al último, de manera que pulpa y la solución circulen en sentidos contrarios, enriqueciéndose la solución y empobreciéndose la pulpa en contenido valioso, de allí el nombre de Decantación Continua en Contracorriente (CCD). La pulpa sedimentada del último espesador constituye el relave lavado y la solución o rebose del primer espesador se recircula a molienda; la eficiencia de lavado en CCD es superior al 99%, dependiendo del número de etapas.

Precipitación y refinación. La solución pregnant obtenida del espesador primario se envía a precipitación continua con polvo de zinc según el proceso: Merrill Crowe; primeramente la solución es clarificada en filtros de hojas y/o camas de arena sílice, para eliminar las partículas finas y coloidales que interfieran con la precipitación; la segunda etapa es la deaereación (desoxigenación) de la solución por atomizado en un tanque de vacío; la solución deaerada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino, recuperándose el precipitado de oro-plata en filtros prensa.

El precipitado obtenido se seca y se funde con bórax, carbonato de sodio y sílice para reducirlo a bullión que contiene 10 –15% de impurezas (Zn, Cu, Pb) y el resto oro y plata; si la ley de plata no es alta, el bullión puede enriquecerse lavando previamente el precipitado con ácido para eliminar la plata, zinc y otras impurezas; posteriormente varios bulliones (doré) se funden en lingotes y se envían a refinación electrolítica.

II. Cianuración de concentrados. La cianuración de concentrados de flotación de oro y plata difiere fundamentalmente de la cianuración convencional en la escala del proceso y en que el tratamiento es discontinuo.

Salvo casos especiales, la remolienda de los concentrados no es práctica muy difundida por el alto costo, si bien compensado por la considerable extracción conseguida por la molienda en solución de cianuro. Los concentradores usualmente se someten a preaeración y agitación en solución alcalina para eliminar y oxidar las sales solubles que son nocivas al proceso.

La lixiviación propiamente dicha se lleva a cabo en 3 agitadores que funcionan también como espesadores para decantar la solución, también es usual realizar la lixiviación en 8 o más agitadores verticales tipo Brown (Pachuca) que utilizan exclusivamente aire comprimido para mantener la pulpa en suspensión. De esta manera la lixiviación y el lavado de la pulpa se lleva a cabo en los agitadores recirculando entre ellos las soluciones decantadas y enviando la solución *pregnant* a precipitación.

La eficiencia de lavado no es tan alta como en la decantación continua en contracorriente pero supera normalmente el 97%; es de esperar que el consumo de reactivos en este tipo de procesos sea mucho mayor que en el proceso convencional debido a la concentración de las especies en el producto obtenido en la flotación.

III. Cianuración con recuperación con carbón activado. A pesar de la existencia desde hace tiempo de varias patentes para el tratamiento de minerales de oro con recuperación con carbón activado, no fue hasta 1973 en que se instaló la primera planta industrial con carbón en pulpa. Básicamente existen dos métodos para utilizar el carbón activado en la recuperación del oro y plata de la solución *pregnant*:

- Por el tratamiento de la solución clarificada con carbón activado granular, percolando la solución ascendentemente en columnas (CIC).
- Por adición del carbón a la misma pulpa de cianuración, recuperando el carbón en cedazos vibratorios; si el carbón se agrega después de la lixiviación en agitadores tipo *air -lift* el proceso se denomina Carbón en Pulpa (CIP), pero si el mineral contiene sustancias grafiticas que reprecipiten al oro el carbón se agrega directamente a la pulpa durante la lixiviación y el proceso se denomina Carbón en Lixiviación (CIL).

Una variante de los procesos CIP o CIL consiste en utilizar carbón activado más fino mezclado con magnetita y sinterizado con un aglomerante como silicato de sodio, este proceso denominado MAGCHAR (Magnetic Charcoal) tiene la ventaja de no requerir una molienda tan fina del mineral para pasar los cedazos, el carbón más fino se recupera con un mínimo de pérdidas y ofrece mayor superficie de adsorción; algunas desventajas podrían ser el mayor costo de instalación de separadores magnéticos y menor capacidad de carga del carbón magnético debido a los agentes diluyentes (magnetita, aglomerante, etc.)

IV. Cianuración por Percolación. A diferencia del primer método aplicado para cianurar minerales de oro y plata por percolación, que consiste en la lixiviación en tanques o pozas de la fracción gruesa o arenas del mineral (sand leaching), en la actualidad, la cianuración por percolación de minerales de oro y plata, se realiza por los tradicionales métodos aplicados desde hace tiempo a minerales oxidados de cobre.

Es así que la lixiviación en pilas (heap - leaching), en botaderos o desmontes de mina (dum - leaching) y en la misma mina (in situ - leaching), han cobrado en la última década un auge inusitado en la metalurgia del oro.

El fundamento y mecanismo de funcionamiento es básicamente el mismo en los tres casos, sin embargo la lixiviación en pilas es el procedimiento más común y probablemente el de mayor eficiencia. A diferencia de la lixiviación en montones (dump) e in situ, donde no se efectúa ninguna preparación especial del mineral ni del piso, la lixiviación en pilas se realiza con mineral triturado hasta ½" aproximadamente (el rango de trabajo va desde ¼" hasta 1-1/2", según el tipo de mineral) y apilado en forma conveniente sobre un piso impermeabilizado (pad) que se prepara con material sintético o arcilla compactada y que tiene una pendiente apropiada (2 –5%) para la recolección de la solución. La pila es rociada con solución de cianuro por medio de

aspersores, esta solución percola a través del mineral apilado disolviendo los valores de oro y plata, y es recuperada como solución pregnant (rica) en el pad y luego en una poza de recolección; de allí se envía al sistema de recuperación, que puede ser convencional con polvo de zinc o columnas de carbón activado (CIC); la solución barren (pobre) se regenera en contenido de cianuro y cal y se recircula a lixiviación.

Debido a la eliminación de etapas costosas como la molienda, agitación y espesamiento, el método *heap-leaching* es sustancialmente más económico que los métodos tradicionales de tratamiento continuo, y si bien las recuperaciones no son tan altas (60 a 80%) los costos de operación pueden ser tan bajos en minerales adecuados; de esta manera es posible el tratamiento de grandes toneladas de mineral de baja ley.

g) Lixiviación con Tioúrea

La tioúrea proviene del reemplazamiento del oxígeno de la urea (carbodiámid) por azufre.

La lixiviación con tioúrea surge por qué se buscaba un reactivo de lixiviación más apropiado y menos tóxico que el cianuro para la extracción del oro de los llamados minerales refractarios (difíciles de cianurar). Además es un método de tratamiento de minerales auríferos más rápido, seguro y de menor contaminación al medio ambiente.

La velocidad de lixiviación es un aspecto de especial importancia, ya que velocidades hasta 5 veces superiores con relación a la cianuración son de tener en gran consideración en vista de las implicancias económicas y prácticas que conlleva.

En la lixiviación con soluciones ácidas de tioúrea se pueden aplicar cualesquiera de los métodos industriales descritos para la cianuración, es decir, lixiviación por agitación, lixiviación por percolación (*heap leaching*, *dump leaching*, *in situ*) y cianuración *batch* de concentrados.

La recuperación de los metales preciosos de la solución ácida de tioúrea puede realizarse por precipitación con zinc o plomo, electrólisis o adsorción con carbón activado, procediendo después a la refinación de los metales.

Existen varios casos en los que la tioureación ofrece mayores ventajas con relación a la cianuración, principalmente en minerales cianicidas y de reacción ácida donde la cianuración puede llegar a ser prohibitivamente costosa; también pueden considerarse los casos donde la obtención del oro parte de una etapa de lixiviación ácida, como por ejemplo: minerales de cobre auríferos (inclusive lodos anódicos de electrólisis), minerales de uranio auríferos, residuos de lixiviación del zinc (RLZ), residuos de lixiviación bacteriana (cobre, uranio).

La necesidad de construir equipos con materiales resistentes a la corrosión y el costo involucrado, pueden ser bien compensados con el menor tamaño del equipó debido a la mayor velocidad de reacción, y con recuperaciones significativamente más elevadas en minerales refractarios a la cianuración.

LOCALIZACION, REPARTO E IMPUTACION DE LOS GASTOS GENERALES

Por su propia definición, los gastos generales no pueden cargarse directamente a las unidades de coste, sino que deben repartirse equitativamente, sin arbitrariedad técnica, entre las mismas.

Para fines de exposición sólo se demostrará el procedimiento seguido con los gastos generales de producción.

He aquí las ideas al respecto:

- **La ventilación.**- Método contable que consiste en cargar los costos a las unidades de costo o a los centros de costos.
- **Procedimiento de la adjudicación de gastos generales.**- El procedimiento global de adjudicación de gastos generales comprende los pasos siguientes:
 1. **Recopilación de los gastos generales**, desde la subcuenta 612 hasta la subcuenta. 686 del PCGE.
 2. **Distribución de los gastos generales por centros de costos**, en función a la literatura de la contabilidad minera, que a su vez abarca:
 - ✓ Localización de gastos generales por centros de costos.
 - ✓ Reparto de los gastos generales entre los centros de costos.

- ✓ Localización y reparto de los costos de los centros de costos de servicio a los centros de costos de producción (subreparto).

3. **Imputación de los gastos generales a las unidades de costo:**

- ✓ Cálculo de las tasas de imputación de los gastos generales.
- ✓ Aplicación de las tasas de imputación de los gastos generales a las unidades de costos.

Distribución de los gastos generales

Es la que carga los gastos generales a los centros de costos, que son expresados en el ANÁLISIS CIENTÍFICO DE COSTOS, se trata fundamentalmente de una matriz en Excel u hoja de costos por distribuir en la que se reseñan los gastos generales verticalmente (desde la sub cuenta 612 hasta la sub cuenta 686 del PCGE) y los centros de costos horizontalmente (del organigrama), de acuerdo a los conocimientos de la Contabilidad Minera, en este caso.

En los ejemplos plenamente elaborados de distribución de los gastos generales, en dicha matriz u HOJA se ve cómo los gastos generales se reseñan a la izquierda junto con las cantidades totales, lógicamente dichos importes se extraen del LIBRO MAYOR, principalmente a nivel de subcuentas, divisionarias y subdivisionarias, y en la derecha, se tienen los importes de cada uno de los centros de costos que se han obtenido en función a la ETAPA o PROCESO de la actividad Minera.

Cuando se lleva a cabo una distribución de los gastos generales hay dos formas de cargarlos a los centros de costos: la localización y el reparto.

1. **La localización o identificación.** Consiste en cargar a un centro de costos los gastos generales derivados única y exclusivamente de la existencia de dicho centro de costos, esto es, si el gasto general constituye un costo directo para el centro de costos en que se localiza. Siempre que sea posible deben localizarse los gastos generales. No obstante, sólo se podrá efectuar esta localización si se conoce con exactitud la cantidad concreta en la que se ha incurrido. Esto es algo que debe comprenderse claramente. No puede localizarse un gasto general a menos que cumpla las dos condiciones siguientes:
 - El centro de costos debe haber provocado que se incurra en el gasto general. Si se ha incurrido en el gasto general por alguna otra razón no podrá localizarse.
 - Debe conocerse la cantidad exacta. Cuando sepamos que un centro de costos provoca parte del gasto general total, no podremos localizarlo a menos que conozcamos con exactitud en qué gasto incurrió el centro de costo individual.
2. **El reparto o prorrateo.** Consiste en cargar a un centro de costos una parte justa de un gasto general. Si no se puede localizar un **gasto general** a Centros de Costos: Productivo o de Servicios, deberá repartirse. Esto representa la necesidad de encontrar alguna base, denominada base de distribución o asignación, que permita repartir equitativamente el gasto general entre dichos Centros de Costos. La elección de la base adecuada es lógica y constituye verdaderamente un tema propicio para la Metodología del Enfoque por Centros de Costos (MECC) por ser un criterio del ACC (Análisis Científico de Costos) que debe aplicar el Contador de Costos de la empresa.

Casi igual situación, sucede con los **DEPARTAMENTOS O CENTROS DE SERVICIOS** como: Generación Eléctrica (que menciona la Resolución N°054-96-EF/93.01 del 19.11.96 de Contaduría Pública de la Nación) o Generación de energía (eléctrica o de vapor), Mantenimiento, Laboratorios, Geología, Talleres, etc., que tiene como único elemento a los **Gastos Generales**, por lo que debe sub-repartirse de la misma manera entre los Centros de Costos de Producción.

¿ Qué es el Elemento 9 ?

Es la preparación de la información contable para la Toma de Decisiones de la Gerencia Moderna.

MÉTODO DE ANÁLISIS PARA SU ESBOZADO. Debe:

- a. Estar integrado al sistema de planificación y control de las operaciones.
- b. Recopilar las necesidades de información de los diversos niveles de la organización.
- c. Diseñar el sistema de acuerdo con la naturaleza de la empresa y de sus actividades.
- d. Tener presente ¿Qué información se requiere para cada decisión?.
- e. Tomar en cuenta el **Organigrama y el MOF** de la empresa.
- f. Utilizar el método de análisis científico de costos, del profesor de la asignatura, denominado MECC.
- g. Emplear las sub-cuentas, divisionarias y sub-divisionarias del Elemento 6 (612 hasta 686), del PCGE, tal como figura originalmente.
- h. Considerar –solo referencialmente– estos criterios de diseño (Sistema Monista) y para el Sistema Dualista adicionar las genéricas: Cuentas Reflejas, Inventario Permanente y Resultado Analítico.

1. POR ELEMENTOS DEL COSTO
 90. Costos por Distribuir
 91. Producción en Proceso – Materia Prima
 9101. Fase M
 9102. Fase N
 9103. Fase O
 9104. Fase P
 92. Producción en Proceso – Mano de Obra
Idem
 93. Producción en Proceso – Gastos Generales
Idem
 94. Costo de Producción
 9401. Artículo 1
 9402. Artículo 2
 95. Gastos Corporativos
2. POR FASES PRODUCTIVAS O CENTROS DE COSTOS
 90. Costos por distribuir
 91. Producción en Proceso – Fase M
 9101. Artículo 1
 9102. Artículo 2
 9103. Artículo 3
 92. Producción en Proceso – Fase N
Idem
 93. Producción en Proceso – Fase O
Idem
 94. Producción en Proceso – Fase P
Idem
 95. Costo de Producción
 9501. Materia Prima
 9502. Mano de Obra
 9503. Gastos Generales
 96. Gastos Corporativos
3. POR ARTÍCULO PRODUCIDO
 90. Costos por Distribuir
 91. Producción en Proceso – Artículo A
 9101. Fase 1
 9102. Fase 2
 92. Producción en Proceso – Artículo B
Idem
 93. Producción en Proceso – Artículo C
Idem
 94. Costo de Producción
 9401. Materia Prima
 9402. Mano de obra
 9403. Gastos Generales
 95. Gastos Corporativos

- i. Permitir, que los registros contables analíticos, distingan:

1. Los centros de costos o centros de responsabilidad.
2. La agrupación por productos, costes, lotes, segmentos de mercado, técnicas, etc.
3. Las causas principales de la discalidad.

ADENDA

Enseguida, tenemos la información surgida de un video que difundieron Frecuencia Latina: el día 8.8.99 a horas 1.20 pm. y 6.30 pm., y Panamericana: el día 15.8.99 a horas 11.30 pm.

MARSA: El Reto de un Gigante (*Examinar el Video proporcionado, para realizar el diseño del sistema de contabilidad de costos de la empresa, de acuerdo a los lineamientos propuestos en clase y en la diapositiva de Modelamiento del Sistema de Costos*)

Minera Aurífera Retama Sociedad Anónima, es una empresa que tenía como presidente de su Directorio al Dr. Antonio Marsano Porras; este importante personaje falleció trágicamente, hace buen tiempo. Su yacimiento está ubicado en el Cerro “El Gigante”, Pataz-Parcoy, en el Departamento de La Libertad. Se inició con minería artesanal.

Su primera planta tenía una capacidad de 50 Toneladas y estaba ubicada en el Cerro “La Esperanza” a 4,080 m.s.n.m.

En 1992, fue el primer productor de oro en el Perú y en el año 1998 ocupó el tercer lugar; mientras que de 1993 a 1997 fue el segundo productor de dicho mineral.

Actualmente, se sitúa en la Comunidad de Llacuabamba y excavan desde los 2900 m. hasta 4080 m. para buscar las Vetas. Se utiliza el rastrillo para recoger las rocas con mineral, también se emplea una aspiradora que recoge el polvillo de mineral.

El cerro se apuntalaba con maderas, pero ahora se usa para el mismo propósito las **gatas hidráulicas** y pernos largos. Las galerías se rellenan con un material compacto que se denomina relleno hidráulico.

La planta ahora procesa 1,150 toneladas diarias de mineral.

Las celdas de flotación consumen mucha energía y para ahorrar la misma, actualmente se emplea los **SPARJET** que utiliza agua y aire.

Se obtiene un polvo que se conoce como cemento de zinc, que luego se lleva a la fundición para conseguir los lingotes.

El relave consta de agua, reactivos y roca, el mismo que es tratado para recuperar el agua que tiene diversos usos, ya que se trata de un proceso de potabilización del líquido elemento.

Proceso Merrill Crowe

Explotación del Oro: Este tiene una secuencia, que es la siguiente:

- a) Flotación
- b) Cianuración
- c) Precipitación.

Hasta aquí, son los datos obtenidos del reportaje televisivo, en mención, del periodista Alejandro Guerrero, los mismos que debemos complementar con el Video respectivo, facilitado a los estudiantes.