

**U N I V E R S I D A D N A C I O N A L
D E
I N G E N I E R I A**

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICO

**“Estudio de Instalación de una
Planta de Cianuración para la
Producción de Oro por el Sistema
de Lixiviación en pilas”**

Tesis presentada por:

GEORGE FELIX POWER PORTO
(Código 7500496)

para Optar el Título Profesional de
INGENIERO METALURGISTA

Lima, 1985



A mi madre.

Deseo expresar mi agradecimiento póstumo al Ing. Don César Sotillo Palomino, ilustre maestro y ex-Rector de la Universidad Nacional de Ingeniería, - por su invalorable apoyo en el desarrollo de este trabajo. Así mismo a los Ings. Oscar Medina Beltrán, Iván Quiroz, Nicanor Vílchez y Alejandro - Tataje, por su dirección en la realización de ésta tesis y por la enorme información facilitada.

ESTUDIO DE INSTALACION DE UNA PLANTA
DE CIANURACION PARA LA PRODUCCION DE ORO POR
EL SISTEMA DE LIXIVIACION EN PILAS

CONTENIDO

PRIMERA PARTE

FUNDAMENTOS DE LA METALURGIA DEL ORO.

1. INTRODUCCION.

2. GENERALIDADES.

2.1. Historia de la Metalurgia del oro.

2.2. Propiedades y características.

2.2.1. Propiedades físicas y mecánicas.

2.2.2. Propiedades químicas.

2.3. Usos y aplicaciones.

2.3.1. Joyería.

2.3.2. Uso odontológico.

2.3.3. Acuñamiento.

2.3.4. Usos industriales.

2.4. Producción y precios.

2.4.1. Producción mundial.

2.4.2. Producción nacional.

2.4.3. Evolución de los precios.

2.5. Importancia económica y análisis del mercado.

3. GEOLOGIA Y RESERVAS.

3.1. Geología del oro.

3.1.1. Especies mineralógicas.

3.1.2. Origen y yacimientos.

3.2. Reservas.

3.2.1. Reservas nacionales.

3.2.2. Reservas mundiales.

4. EXTRACCION Y EXPLOTACION.

4.1. Explotación de placeres auríferos.

4.2. Extracción del oro filoneano.

5. METALURGIA Y METODOS DE BENFICIO.

5.1. Concentración gravimétrica.

5.2. Amalgamación.

5.3. Flotación.

5.4. Recuperación como sub-producto.

5.5. Cloruración.

5.5.1. Lixiviación.

5.5.2. Precipitación.

5.6. El proceso de cianuración.

5.6.1. Historia.

5.6.2. Química del proceso.

5.6.2.1. Mecanismo de la reacción.

5.6.2.2. Efecto de la concentración de cianuro en la velocidad de disolución.

5.6.2.3. Efecto del oxígeno en la disolución.

5.6.2.4. Efecto de la alcalinidad.

5.6.2.5. Efecto de la temperatura.

5.6.2.6. Efecto de las impurezas.

5.6.3. Recuperación del oro de las soluciones de cianuración.

5.6.3.1. Precipitación con zinc.

5.6.3.2. Precipitación con aluminio.

5.6.3.3. Precipitación con sulfuro de sodio.

5.6.3.4. Precipitación electrolítica.

5.6.3.5. Adsorción con carbón activado.

5.6.4. Métodos industriales.

5.6.4.1. Cianuración convencional.

5.6.4.2. Cianuración de concentrados.

5.6.4.3. Cianuración con recuperación con carbón activado.

- 5.6.4.4. Cianuración por percolación.
- 5.6.4.5. Ventajas y desventajas comparativas.
- 5.6.4.6. Tratamiento de las soluciones residuales.
- 5.7. La lixiviación con tiourea.
 - 5.7.1. Historia.
 - 5.7.2. Química de la tioureación.
 - 5.7.3. Procedimientos industriales.
 - 5.7.4. Comparaciones entre el proceso de cianuración y la lixiviación con tiourea.

SEGUNDA PARTE

ESTUDIO DE INSTALACION DE UNA PLANTA DE CIANURACION PARA TRATAMIENTO DE MIENRAL AURIFERO.

- 6. ANTECEDENTES.
 - 6.1. Ubicación de la mina y acceso.
 - 6.2. Geología del yacimiento y reservas.
- 7. ESTUDIO METALURGICO.
 - 7.1. Exámen de la muestra y preparación mecánica.
 - 7.2. Pruebas de cianuración.
 - 7.2.1. Pruebas por agitación.
 - 7.2.2. Pruebas por percolación.
 - 7.3. Conclusiones.
- 8. ELECCION DEL PROCESO.
 - 8.1. Método de beneficio.
 - 8.2. Tamaño de planta.
 - 8.3. Ubicación.

9. DISEÑO DE LA PLANTA METALURGICA.

9.1. Unidad de trituración.

9.2. Unidad de lixiviación.

9.3. Unidad de recuperación del oro.

9.4. Insumos para la operación de la planta.

10. ESTUDIO ECONOMICO DEL PROYECTO.

10.1. Inversión.

10.2. Costos de operación.

10.3. Financiación.

10.4. Evaluación económica.

APENDICE.

A. Ecuaciones para la construcción del diagrama de estabilidad Au-Ag-Zn-CN -H₂O.

B. Diseño de columnas para pruebas de cianuración por percolación.

C. Controles de consumo de reactivos en pruebas de cianuración por agitación y percolación.

BIBLIOGRAFIA.

* * * * *

PRIMERA PARTE

FUNDAMENTOS DE LA METALURGIA DEL ORO

1. INTRODUCCION.

1. INTRODUCCION.

El presente trabajo intenta mostrar a alumnos, profesionales y técnicos vinculados con la Metalurgia, que la extracción y producción de oro en nuestro país es posible a bajo costo con la técnica de cianuración por lixiviación en pilas (heap leaching) de minerales de baja y mediana ley, dóciles al proceso.

La idea de un trabajo de esta naturaleza nació cuando el autor culminaba sus estudios en la especialidad de Ingeniería Metalúrgica y realizaba trabajos de laboratorio para la Compañía Minera Utupara que deseaba instalar una planta metalúrgica con esta novedosa tecnología para producción de oro y plata, en su mina ubicada en el departamento de Apurímac.

El trabajo original fué modificado para incluir una amplia revisión de literatura técnica sobre la metalurgia del oro, que hacía muchos años no era revisada por ningún trabajo de investigación de alumnos de la Universidad Nacional de Ingeniería. Necesariamente esta primera parte representa una importante sección de este trabajo, e intenta servir de consulta a alumnos y profesionales dado el vasto material reunido por más de 2 años.

La segunda parte describe el proyecto propiamente dicho, basado en los excelentes resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas realizadas personalmente por el autor en los laboratorios de la Pontificia Universidad Católica. No se ha dado demasiada incidencia en el aspecto económico del proyecto, dado que las cifras globales demuestran su gran rentabilidad; mas, en el aspecto técnico, existe la confianza de haber seleccionado y puesto en marcha dicha tecnología a escala piloto, con

equipos diseñados con la colaboración directa del autor y el asesoramiento de profesionales vinculados a la Metalurgia; ésto representa no sólo un orgullo personal, sino también la satisfacción de haber recibido enseñanzas y experiencias de excelentes profesores en la Universidad Nacional de Ingeniería.

Desde la óptica de la actual crisis económica en que se encuentra nuestro país, el autor intenta mostrar que es posible contribuir directamente a solucionar este problema con el desarrollo de nuevos proyectos de inversión Minero-Metalúrgicos, especialmente en el área del oro. La facilidad de su comercialización, su gran valor y relativa facilidad y bajo costo de inversión y producción con la tecnología de lixiviación en pilas, hacen del oro la elección obvia en inevitable en momentos de crisis como los que vivimos.

Si de alguna manera el presente trabajo de investigación sirviera directa o indirectamente para el desarrollo de nuevos proyectos, o como asequible información técnica para profesionales y alumnos, el objetivo principal se verá plenamente logrado, pues no ha sido otra la intención del autor.

2. GENERALIDADES.

2. GENERALIDADES.

2.1. HISTORIA DE LA METALURGIA DEL ORO.

No se sabe a ciencia cierta cuándo el hombre empezó a emplear el oro, pero es muy probable que fuera el primer metal utilizado, seguido del cobre y la plata; la razón para esta suposición es que el oro, así como otros metales nobles, se encuentran casi puros en la naturaleza, sin oxidarse ni perder su brillo y belleza. Se calcula que hace 6,000 años el hombre descubrió el oro y lo trabajó con martillo, sin llegar a la fusión.

Según la cronología extraída de la Encyclopædia Britannica, el hombre ya conocía el proceso de fusión a la cera perdida, las aleaciones oro-plata y su soldabilidad con cobre-oro y plomo-estaño antes del 3000 A.C.; seguido de la copelación y técnicas de joyería (2500 AC), cementación (1800 AC) y sulfuración y amalgamación del oro (1000 AC), acuñación de monedas (700 AC) y ensayos por copelación. A partir de la era cristiana, los avances son difíciles de precisar ya que se conocen mayormente los del mundo occidental de la época; hasta el primer siglo de nuestra era no se conocen mayores adelantos, en 1130 aprox. Theophilus publica *De Diversis Artibus*; primer tratado de metalurgia conocido; en el siglo XV se descubre la separación del oro y plata con ácido nítrico, y la incuación.

El siglo XVI es fecundo en publicaciones de técnicas metalúrgicas sobre metales preciosos, cobre y plomo (muy poco en hierro y acero); *Probierbüchlein* (1524), Birninguccio (1540), Agricola y su *De Remetallica* (1556) y Ercker (1574), constituyen los puntos de partida de las actuales técnicas de metalurgia extractiva.

En los siglos XVII y XVIII, la humanidad asiste a una verdadera revolución cultural y científica que se inicia en la física y matemática y luego la química y especialmente la metalurgia, que empieza a vislumbrarse como una ciencia muy especializada derivada inicialmente de la química; a estos siglos pertenecen Newton, Galileo, Hooke, Réaumur y entre muchos otros el sabio Lavoisier quien descartó la teoría del flogisto (phlogiston), que por mucho tiempo había explicado la naturaleza inalterable del oro y los metales preciosos.

Los avances en física, química, termodinámica y metalurgia en el siglo XIX y XX son incontables, podrían resumirse algunos como los procesos piro, hidro y electrometalúrgicos en el tratamiento de los metales comunes y preciosos, los procesos siderúrgicos en gran escala, la aplicación de la termodinámica y físico-química en la metalurgia (diagramas de fases, electroquímica, etc.) y en la metalurgia del oro, el proceso de cianuración a fines del siglo XIX, los equipos metalúrgicos de tratamiento continuo de minerales, la flotación, la refinación electrolítica, la lixiviación industrial en gran escala, el proceso Merrill-Crowe de precipitación con zinc, la adsorción con carbón activado y la lixiviación con tiourea, como los descubrimientos más recientes.

No cabe duda alguna que el oro está vinculado con el desarrollo de la humanidad en forma muy especial; la historia conoce de muchas civilizaciones y culturas que habiendo llegado a las cimas del poder, han caído luego esclavas de sus riquezas, lujo y ocio. La conquista de América fue influenciada principalmente por la búsqueda del valioso metal; es necesario recordarlo, ya que para bien o para mal, las legiones de colonizadores que se lanzaron a la infatigable búsqueda del oro en América

del Sur y del Norte (recuérdese la colonización española y la conquista del oeste americano), han incorporado a la civilización (europea) enormes extensiones de territorio que antes vivían en estado primitivo.

Las grandes culturas como la egipcia, china, romana, griega, y en América la inca, maya, azteca y especialmente las precolombinas, son testigos del gran desarrollo que había alcanzado el hombre en la metalurgia del oro, que tenía usos artísticos, ceremoniales y especialmente económicos (muchas civilizaciones llegaron a usarlo como patrón de cambio, lo cual es conocido desde los tiempos bíblicos). Los avances alcanzados en la metalurgia del oro por nuestras antiguas culturas mochica, chimú, chavín, nazca, paracas, tiahuanaco e inca son bastante notables; los antiguos peruanos conocieron las aleaciones del oro con plata, cobre y posiblemente estaño, y en algunas piezas artísticas encontradas existen indicios de haber sido recocidas.

El porqué el hombre sigue dando tanta importancia al oro no es fácil de explicar, pero indudablemente ha influido en ello (desde tiempos remotos) la belleza e inalterabilidad del metal, que unido a su gran trabajabilidad para fines artísticos y su gran peso (era el metal más pesado hasta que se descubrió el platino en el siglo XVI) le han dado un valor económico tal, que han hecho de él el rey de los metales.

2.2. PROPIEDADES Y CARACTERISTICAS.

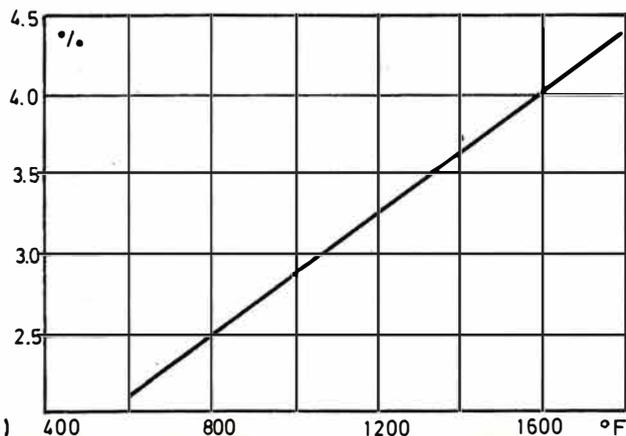
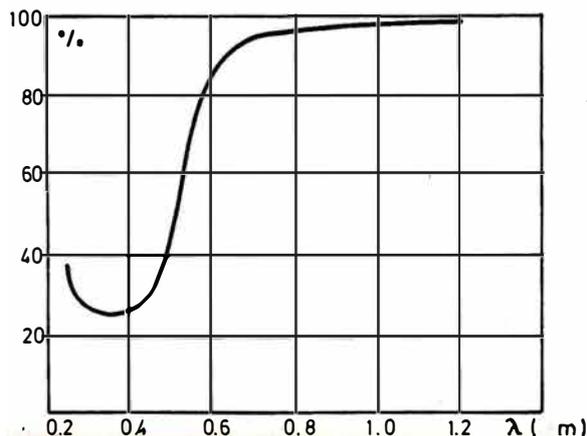
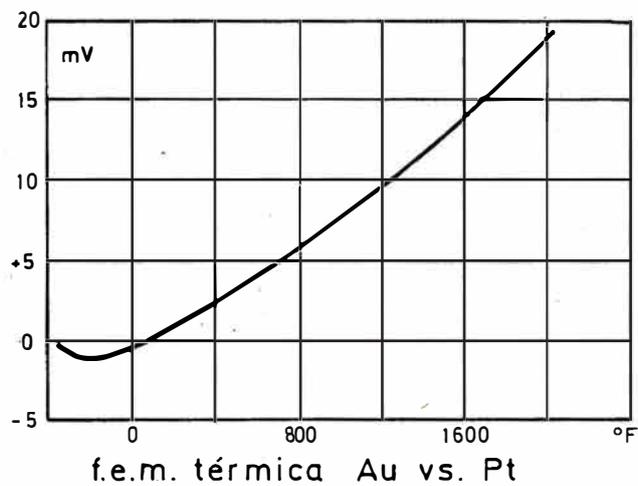
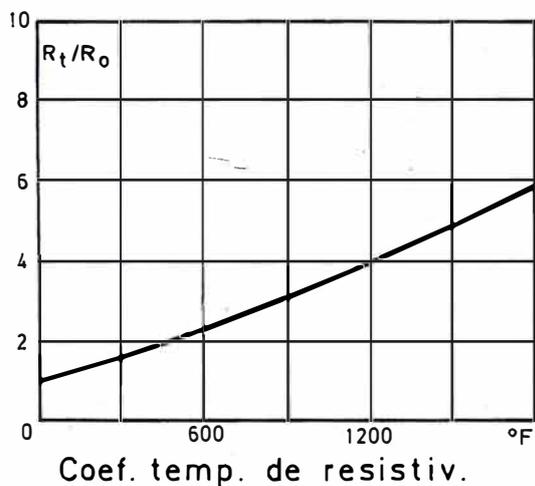
2.2.1. PROPIEDADES FISICAS Y MECANICAS.

- Densidad : 19.32 g/cm^3 (a 20°C)
- Punto de fusión : 1063.0°C
- Punto de ebullición : $2950-2970^\circ\text{C}$
- Coeficiente de expansión lineal : $1.42 \times 10^{-5}/^\circ\text{C}$ (a 20°C ; $L_t = L_o(1 + (14.03t + 0.001628t^2 + 0.000001145t^3) \times 10^{-6})$, entre 0 y 950°C)
- Resistividad eléctrica : $2.19 \text{ } \mu\text{ohm-cm}$ (0°C) (coeficiente de temperatura $0.004/^\circ\text{C}$, de 0 a 100°C)
- Conductividad térmica : $0.7003 \text{ cal/}^\circ\text{C-cm-s}$
- Calor latente de fusión : 16.1 cal/g
- Calor latente de vaporización : 446 cal/g
- Calor específico al estado sólido : $5.66 + 0.00124T \text{ cal/mol-K}$; a 20°C $0.0312 \text{ cal/g-}^\circ\text{C}$
- Calor específico al estado líquido : 7.00 cal/mol-K
- Dureza : 2.5 Mohs; 25-33 Bhn
- Módulo de elasticidad : $1.08-1.16 \times 10^7 \text{ psi}$
- Resistencia a la tracción : $1.8-1.9 \times 10^4 \text{ psi}$
- Límite de endurecimiento : 4600 psi en 10^7 ciclos
- Suceptibilidad magnética : $-0.15 \times 10^{-6} \text{ cgs}$
- Reflectividad y emisividad : (ver figura)
- f.e.m. térmica vs. Platino : (ver figura)
- Coeficiente de temperatura de la resistividad : (ver figura)
- Efecto de elementos aleantes en la resistividad : (ver tabla)
- Ductilidad, maleabilidad : excelente, láminas de hasta 0.000125 mm de espesor (verdes por transp.)
- Soldabilidad : excelente con oro, plata y estaño; sin fundente y en cualquier llama
- Trabajabilidad en caliente : a cualquier temperatura, recocido a 300°C (no es necesario)

EFECTO DE ELEMENTOS ALEANTES EN LA RESISTIVIDAD

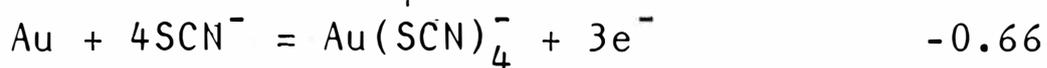
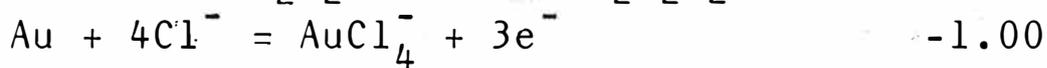
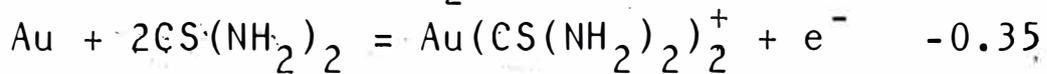
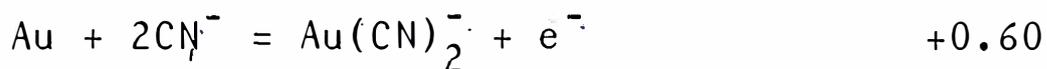
Elemento (1%)	Resistividad $\mu\text{ohm-cm}$	% incremento en la resistividad
Ag	2.82	28.2
Pd	2.90	31.8
Cd	3.07	39.5
Pt	3.30	50.0
Cu	3.59	63.3
In	4.50	104.0
Zn	4.93	124.0
Ni	5.10	132.0
Sn	7.60	245.0
Co	17.80	710.0
Fe	26.90	1220.0

OTRAS PROPIEDADES FISICAS DEL ORO PURO (99.99+%)



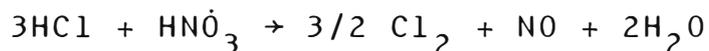
$a = \dots$ ngstrom a ; mínima aproximación en
tre átomos 2.882 Angstrom

- Peso atómico : 196.967
- Estados de oxidación comunes : +1 y +3 (ver diagrama de estabilidad Au-H₂O más adelante)
- Potenciales de oxidación comunes :



- Compuestos importantes : los óxidos auroso Au₂O de color violeta, y áurico Au₂O₃ dan por hidratación compuestos de comportamiento anfótero, en soluciones ácidas dan los iones Au⁺ y Au⁺⁺⁺, y en soluciones muy básicas, los aniones AuO⁻, AuO₃⁻³, H₂AuO₃⁻² y H₂AuO₃⁻ capaces éstos últimos de dar sales llamadas auratos. Los iones auroso y áurico forman además complejos de gran estabilidad con el cloro, bromo, iodo, cianuro, sulfocianuro y tioúrea, los complejos áuricos son coloreados (del rojo-amarillento al rojo-marrón) y los aurosos son incoloros. El sulfuro áurico Au₂S₃ negro es escasamente soluble. El oro forma además compuestos intermetálicos al alearse con muchos elementos como Ag, Al, Be, Bi, Ca, Cd, Ce, Cu, Hg, In, La, Mg, Mn, Na, Pb, Pr, Pt, Sb, Sn, Te, Th, Ti, U, Zn y Zr. (ver diagramas de fase binarios de estas aleaciones)

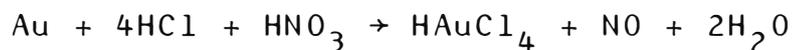
RESISTENCIA A LA CORROSION. El oro es resistente a varias condiciones altamente oxidantes, pero no a algunos de los halógenos; tiene gran resistencia a soluciones de ácido nítrico en ebullición, pero es rápidamente atacado por mezclas de ácido nítrico con clorhídrico, bromhídrico y iodhídrico y también por mezclas calientes de ácido nítrico y sulfúrico. Sin embargo se reporta una gran resistencia a mezclas de ácido nítrico y fluorhídrico y al ácido sulfúrico en ausencia de agentes oxidantes (cloro, ión férrico, etc.). La mezcla de 3 partes de ácido clorhídrico y 1 de ácido nítrico era conocida por los alquimistas medievales como *Aqua Regia* por la rápida disolución que lograba en el oro; la disolución se debe a la formación de cloro:



siendo el cloro el oxidante directo del oro:



en medio acuoso se forma el complejo AuCl_4^- (del ácido cloroáurico) y la reacción global es:



El oro es resistente al ácido fosfórico y a fosfatos no-oxidantes a cualquier temperatura, y se usa en el revestimiento de autoclaves para este fin. En ausencia de aire u otro oxidante el oro es resistente al HCl y HF - aún a sus temperaturas de ebullición, pero el HCl a altas temperaturas y bajo presión de aire es muy reactivo.

El oro puro no es atacado por el oxígeno, azufre, dióxido de azufre o selenio, pero a altas temperaturas el

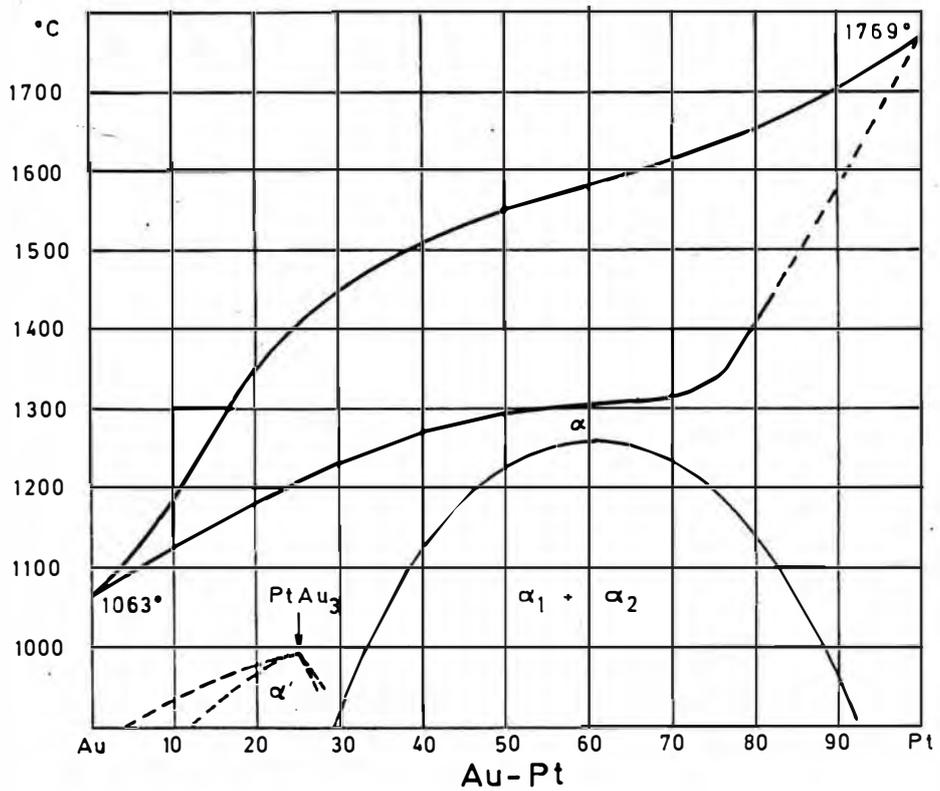
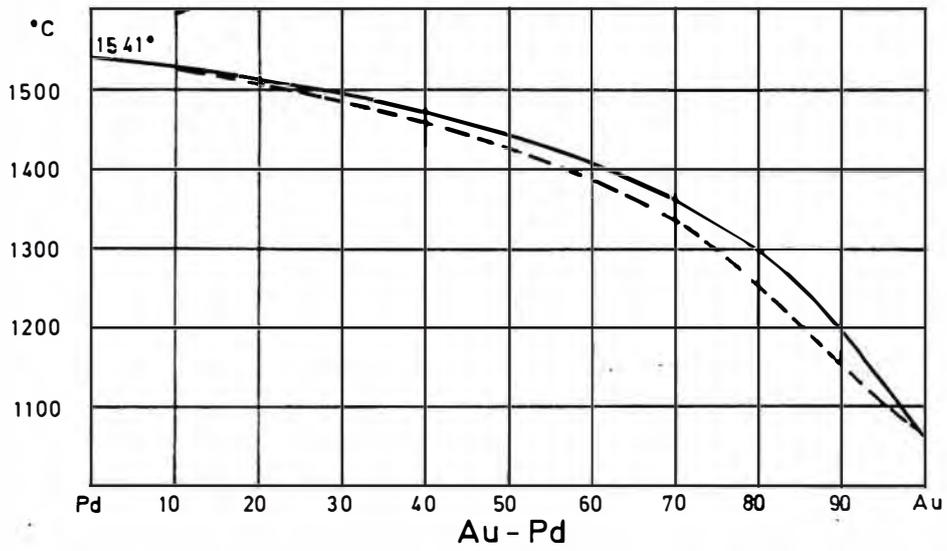
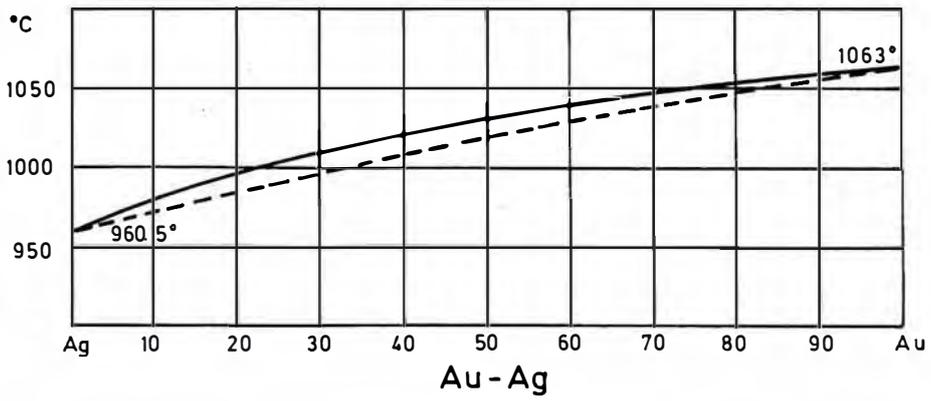
teluro reacciona con él. El oro es el mejor metal resistente a la corrosión después del platino, y las aleaciones del oro con el platino no sólo tienen mejores propiedades químicas que el oro puro, sino también mecánicas; por esta razón este tipo de aleaciones se usa ampliamente en joyería, medicina, odontología, industria química, electrónica, etc.

El oro es sin embargo, atacado en forma lenta pero constante por los cianuros alcalinos en presencia de oxígeno, sulfocianuros (mas no así por los cianatos) y por las soluciones ácidas de tioúrea $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$ en presencia de oxidantes como Fe^{+++} , H_2O_2 , etc.; éstos han tenido una influencia decisiva en el desarrollo de la industria metalúrgica del oro en gran escala.

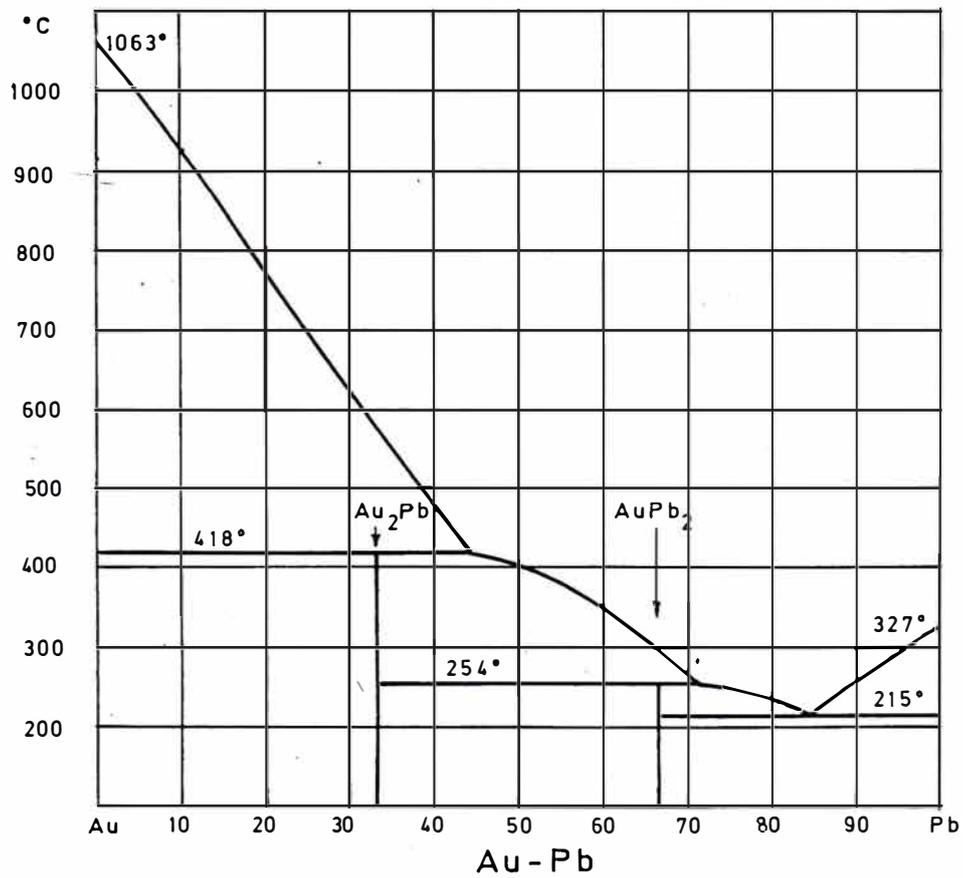
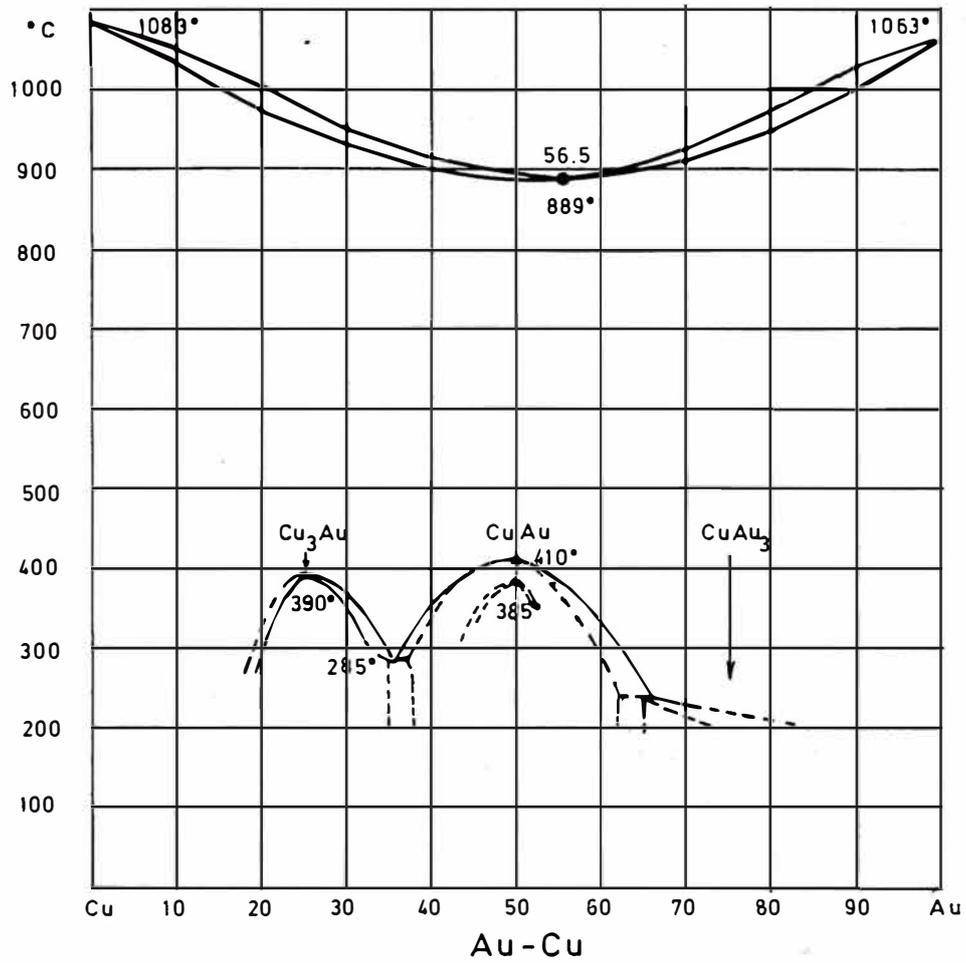
Las aleaciones del oro con la plata, cobre, estaño, plomo y otros metales menos nobles, pueden conservar relativamente sus propiedades químicas y mecánicas dependiendo del nivel de los aleantes; el mercurio sin embargo ataca a todas con formación de amalgamas que pueden destruir toda la aleación.

Las aleaciones del oro con el platino, paladio, rodio y otros metales del grupo del platino sí tienen mejores propiedades químicas y físicas, y estos aleantes se utilizan para endurecerlo y darle mejor resistencia a la oxidación y decoloración en joyas y aleaciones dentales.

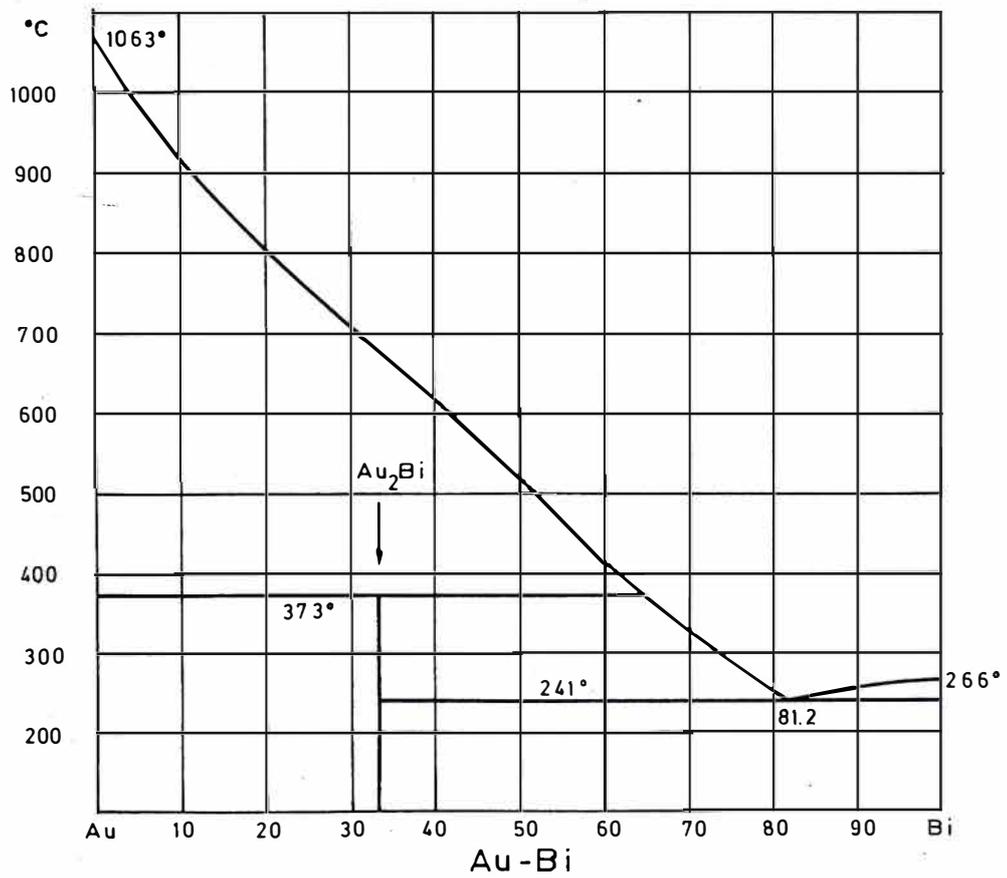
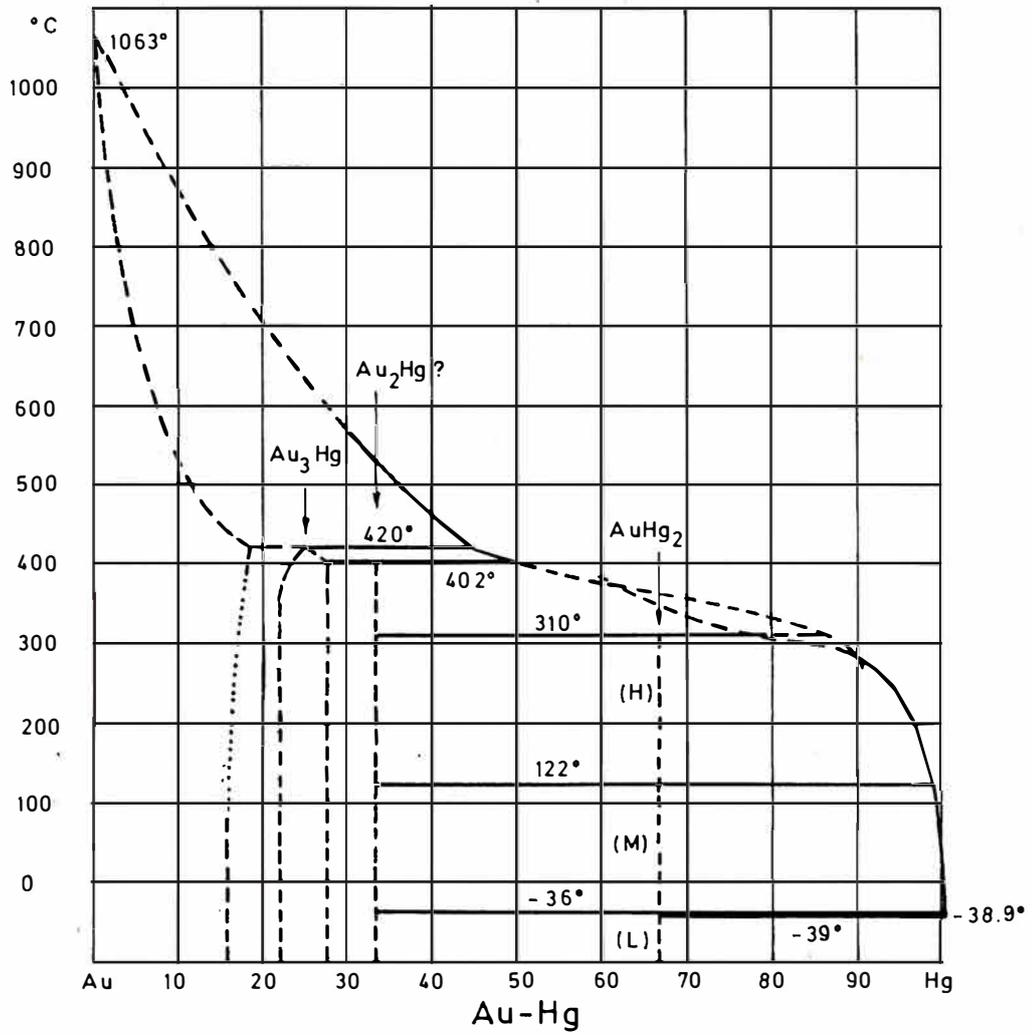
El empleo del oro como recubrimiento electrolítico es de gran ventaja sobre aleaciones de cobre y plata, tanto para fines de joyería como electricidad, especialmente en circuitos electrónicos dada su gran conductividad (mínima resistividad) eléctrica, que no la supera ningún otro metal.



DIAGRAMAS DE FASES Au-Ag, Au-Pd y Au-Pt.



DIAGRAMAS DE FASES Au-Cu y Au-Pb.



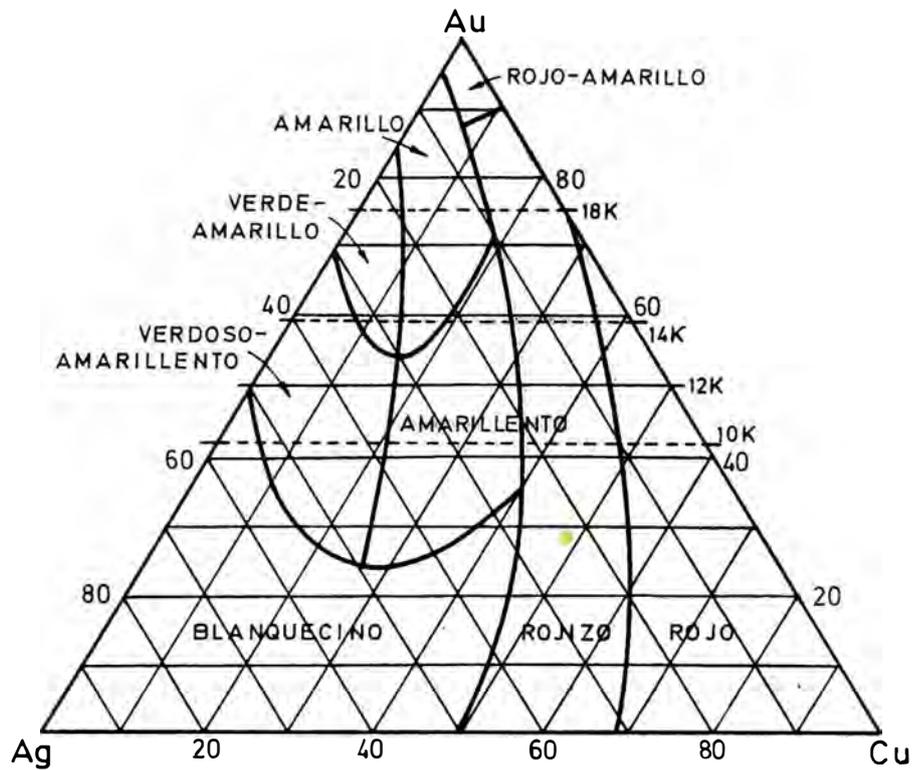
DIAGRAMAS DE FASES Au-Hg y Au-Bi.

2.3. USOS Y APLICACIONES.

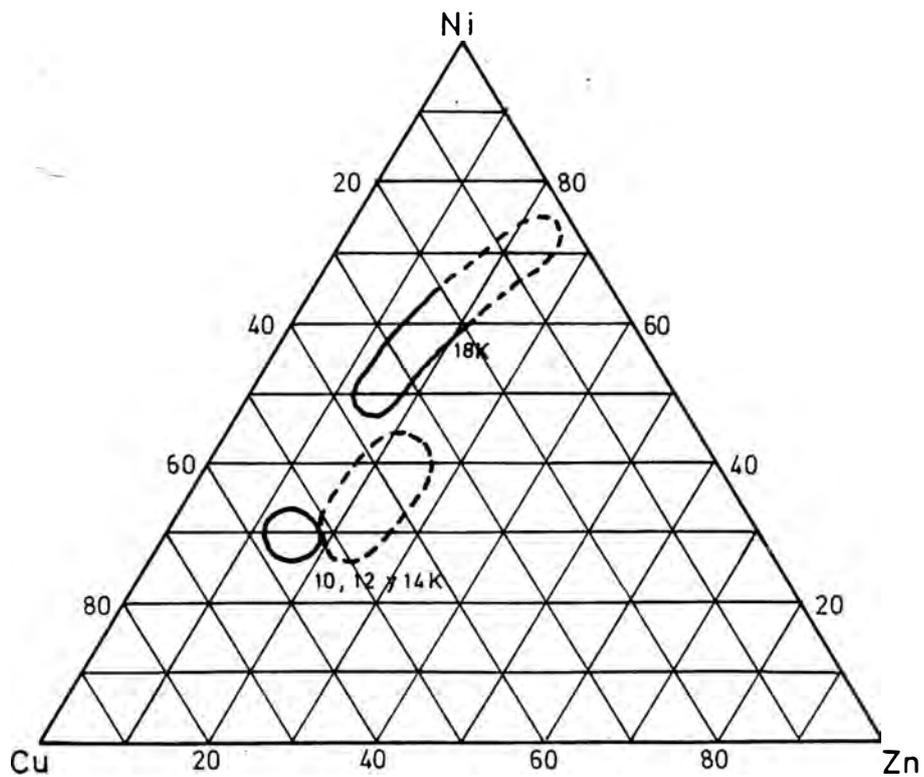
2.3.1. JOYERIA.

El oro para fines de joyería está frecuentemente aleado de plata y cobre, dado que el oro puro es demasiado blando para estas aplicaciones; la pureza de estas aleaciones se expresa en Kilates (1 Kilate = $1/24$ de oro fino en peso; 24 K = oro puro; 18 K = $18/24$ puro o 75%) y la más pura que se usa es de 18 Kilates, seguido de 14 y 12 kilates. La coloración de estas aleaciones varía del amarillento, rojizo, verduzco y blanco en función de los contenidos de plata y cobre; en la página siguiente se muestra el diagrama ternario Au-Ag-Cu en el cual están basadas la mayorías de las aleaciones de uso comercial en joyería o aplicaciones dentales, sólo modificadas por adiciones de zinc y a veces níquel en joyería, y platino y paladio en aleaciones dentales.

El llamado oro blanco, ofrecido primeramente como sustituto del platino en joyería (con el cual era a veces confundido) contenía 80% Au en un principio; posteriormente se desarrollaron aleaciones blancas de 18, 14, 12 y 10 Kilates que contienen Au, Ni, Cu y Zn, y que han sido usadas hasta por la industria óptica. En la página siguiente puede verse el diagrama Cu-Ni-Zn con las composiciones de los metales bases agregados al oro para lograr el oro blanco de 18 y 10-14 K. En años recientes se ha venido usando con frecuencia el paladio como sustituto del oro blanco, especialmente en el engaste de gemas; pero no debe confundirse con las aleaciones blancas dentales, éstas son muy diferentes y contienen Oro, Platino, Paladio, Plata y Cobre y se hablarán de ellas más adelante en detalle.



ALEACIONES Au-Ag-Cu PARA JOYERIA Y SUS DIFERENTES COLORACIONES.



COMPOSICION DEL METAL BASE Ni-Cu-Zn PARA OROS BLANCOS DE JOYERIA.

2.3.2. USOS ODONTOLÓGICOS.

Las aleaciones de oro para usos dentales tienen la forma de planchas y alambres laminados, y soldaduras; las aplicaciones dentales de aleaciones preciosas exigen gran resistencia mecánica y a la corrosión por las condiciones existentes en la cavidad oral; las últimas investigaciones realizadas indican además que estas aleaciones no deben crear ningún tipo de corrientes galvánicas con las terminaciones nerviosas para evitar un deterioro de las cavidades dentales.

Tales requisitos son alcanzados por las complejas aleaciones de oro, plata, platino, paladio, cobre y zinc que endurecen con facilidad por envejecimiento, logrando resistencias a la tracción y durezas inusualmente altas para metales no ferrosos. El módulo de elasticidad es en cambio relativamente bajo, de 14 a 17 millones de psi, mientras que la dureza es mayor de 250 Bhn.

LIMITES DE COMPOSICION DE ALEACIONES DE ORO DENTALES PARA APLICACIONES EN COLADAS

No.	Tipo	Au	Ag	Cu	Pd	Pt	Zn
1	Blanda	79-925	3-12	2-45	.5máx	.5máx	.5máx
2	Mediana	75-78	12-14.5	7-10	1-4	1 máx	0.5
3	Dura	62-78	8-26	8-11	2-4	3 máx	1
4	Dent. parc.	60-71.5	45-20	11-16	5máx	8.5máx	1-2
5	Dura	65-70	7-12	6-10	10-12	4 máx	1-2
6	Dent. parc.	60-65	10-15	9-12	6-10	4-8	1-2
7	Dent. parc.	28-30	25-30	20-25	15-20	3-7	.5-1.5

Las primeras son amarillas disminuyendo el color hasta el blanco en la No. 7.

Tanto en joyería como en odontología se aplican estas aleaciones en colada (método de la cera perdida) y en soldadura; las planchas y alambres laminados tienen casi la misma composición y propiedades, mientras que las soldaduras son aleaciones de oro, plata, cobre, estaño, zinc y ocasionalmente níquel; estas aleaciones de soldadura existen en los tipos:

Bajo quilate	45 Au, 30-35 Ag, 15-20 Cu
Uso general	60 Au, 12-22 Ag, 12-22 Cu
Alto quilate	80 Au, 3-8 Ag, 8-12 Cu

todas ellas contienen 2-3% Sn y 2-4% Zn y su dureza va de 80-140 Bhn. Las soldaduras se aplican llama abierta con pequeñas cantidades de desoxidantes como fósforo y fundentes como bórax.

Recientemente se han ido introduciendo nuevas aleaciones para uso dental, principalmente de plata-paladio (albacast) y cromo-cobalto; éstas tienen la ventaja de una gran dureza y resistencia mecánica y una coloración blanca, pero sin embargo requieren mayores temperaturas de colada (hasta 1800°C en vez de 900-1000°C como en la mayoría de las aleaciones con oro) y son difíciles de pulir por su gran dureza.

En todo caso es aún grande la demanda industrial de oro para fines dentales y se considera que no perderá aún su bien ganada preferencia sino que por el contrario, se irán investigando nuevas aleaciones para estas aplicaciones.

2.3.3. ACUÑAMIENTO.

El consumo actual de oro para acuñamiento es muy modesto comparado con la cantidad de oro destinada a atesoramiento; de los países que más oro consumen anualmente en acuñamiento se tienen Sudáfrica 145 ton, (Kruggerand y R2), Gran Bretaña 50 ton, Canadá 35 ton (Hoja de Maple), Unión Soviética 25 ton (Chervonetz), México 15 ton (Peso) y Austria 5 ton (Corona); así mismo se estima en 285 ton el consumo mundial de oro para monedas oficiales (conmemorativas y otras).

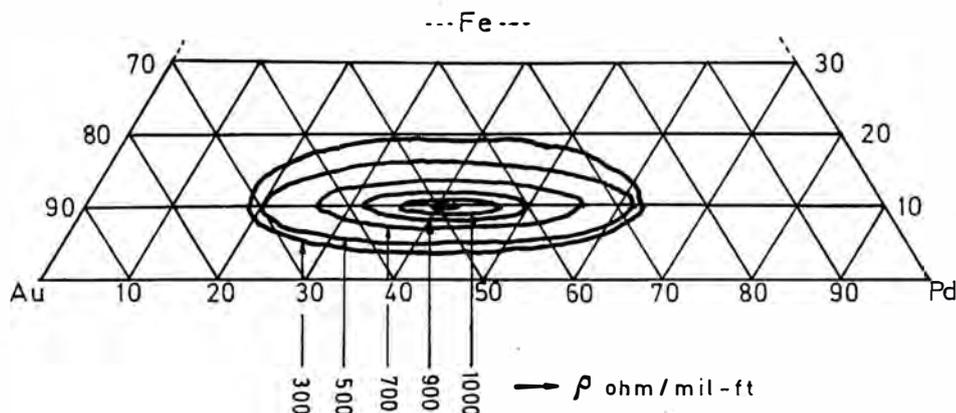
En el Perú la célebre libra de oro contenía 0.7323 g del metal, mientras que el Sol de Oro debía contener por Ley No. 6746 0.601853 g de oro; las aleaciones eran principalmente de oro, plata y cobre y su pureza se denotaba en décimos o milésimos. Como en muchos países, la emisión de monedas de oro se fué reemplazando por material feble de menor valor (monedas y billetes), debiendo respaldarse la emisión con atesoramiento de la correspondiente cantidad de oro y plata, en barras de 18 y/o 14 K (se tiene entendido que en el Perú se atesoran preferentemente barras de 18K, mientras que en los Estados Unidos, Alemania, Francia, etc. se atesoran barras de 14K).

La cantidad de oro atesorada en el mundo es de más de 32,000 TM (unos mil millones de onzas troy), de las cuales corresponden más de 8,000 TM a USA en Fort Knox, seguido de Alemania (3,000), Suiza (2,600), Francia (2,500) Italia (2,000), y otros como Bélgica, Holanda, Canadá, El Fondo Monetario Europeo, Los países exportadores de Petróleo, Sudáfrica, Gran Bretaña, etc.

2.3.4. APLICACIONES INDUSTRIALES.

Las aplicaciones industriales actuales del oro son muchas, debido especialmente a sus excelentes propiedades de conductividad eléctrica, resistencia a la oxidación y resistencia mecánica cuando es aleado con platino, paladio, etc.; con el inusitado crecimiento de la industria electrónica en los últimos años (computadoras, equipos domésticos e industriales), la demanda del oro ha crecido significativamente en ese rubro, y se espera aún un mayor crecimiento (aunque difícilmente superará a la demanda para joyería e inversión por atesoramiento).

De las aleaciones de oro para uso industrial sobresalen especialmente la 70Au/30Pt de elevada resistencia a la corrosión y mecánica, y las de Au-Pd-Fe (ver diagrama) de alta resistividad eléctrica cuando son sometidas a tratamientos térmicos adecuados. La primera encuentra gran aplicación en las espineretas de hiladoras de rayón y como soldadura de alto punto de fusión para el platino; las aleaciones de oro-paladio-hierro fueron diseñadas en cambio para alambres de potenciómetros y tienen un mínimo coeficiente de temperatura ($0.0002/^{\circ}\text{C}$), llegando a una máxima resistividad de $1100 \mu\text{ohm-cm}$ en la aleación 49.5Au/40.5Pd/10Fe.



En la industria de circuitos impresos para electrónica se utilizan recubrimientos electrolíticos de 0.05 mil de espesor (1 mil = 0.001") y de rodio de 0.015 mil de espesor, pero debido a su porosidad, se ha encontrado ventajoso el uso de capas intermedias de níquel de 0.2 a 0.3 mil de espesor, que permiten una mejor soldabilidad e incrementan la resistencia al desgaste y oxidación. También se utiliza una considerable cantidad de oro en alambres conductores y contactos eléctricos de calculadoras y computadoras de todo tamaño, debido a su insuperable conductividad eléctrica y resistencia a la oxidación; en ciertos casos, para disminuir costos, se emplean alambres de cobre recubiertos en oro.

Se enumera a continuación una lista de las aplicaciones de las aleaciones del oro en diversas ramas de la industria, con los requerimientos específicos de cada una, y las aleaciones utilizadas.

Aplicación	Requerimiento	Aleación
* DISPOSITIVOS ELECTRICOS Y ELECTRONICOS		
Rejilla de tubos elec.	Mínima emisión	Ni/recAu
Pines de tubos electr.	Baja resistencia	30Ag/70Au recubAu
Transistores	Buen contacto	Au
Resistores y Potencióm.	Alta resistividad	Au-Pd-Fe Au-Pd-Pt
Condensadores	Resist. corrosión	Ag-Au
Circuitos impresos	Res. corr., sold.	Ag-Au-Rh-Pd
Conectores y contactos	Baja resistencia	Au
Fusibles	Resist. oxidación	Ag-Au
Sellos de tubos de vacío para electrónica	Pto. fusión adec. y baja presión vapor	20Cu/80Au Au-Pd

(continúa en la página siguiente)

Aplicación	Requerimiento	Aleación
*INSTRUMENTACION		
Conectores de Termocuplas y elementos sens.	Alta fem y baja resist. en uniones	Au-Pd/Pt-Rh Au-Pd/Au-Pt
Switches y contactores	Baja resistividad resist. desgaste	69Au/6Pt 18K Au y rec
*INDUSTRIA DEL VIDRIO Y CERAMICA		
Película metálica unida por calor a cerámica	Color metálico deseado, no-oxidable	Pasta líq. Au-Ag
Vidrio y cerámica metalizados por sublimación	Propiedades deseadas en la superficie	Au y Au-Ag
*INDUSTRIA TEXTIL		
Espineretas para prod. de rayón	Resist. corrosión y mecánica, ductilidad	70Au/30Pt.
*INDUSTRIA QUIMICA		
Contenedores de azufre y gases SO ₂ , H ₂ S	Ductilidad y resist. a la corrosión alta T	Au, Au-Pt
*REFLECTORES		
Superficie reflectante para rad. roja e infr.	Reflectividad a onda larga (R, IR)	Au
*DISPOSITIVOS DE SEGURIDAD		
Protector de sobrepres.	Esf. tensión reprod. resist. corrosión	Au, Au-Ag
Protector de sobretemp.	Pt. fusión constant. resist. corrosión	Au

Algunas aleaciones de oro dental y de joyería se utilizan también en la industria, así como recubrimientos electrolíticos puros y de 18 y 14K (logrados con deposición simultánea de Ag y Cu). La industria óptica utiliza también el oro no sólo metálico sino en los vidrios especiales como para uso en astronáutica y naves supersónicas. En total se estima la demanda industrial de oro en 15%, contra 41% para inversión y 44% para joyería y objetos artísticos (el 15% incluye aplicaciones en odontología), según se muestra en los cuadros comparativos más adelante.

2.4. PRODUCCION Y PRECIOS.

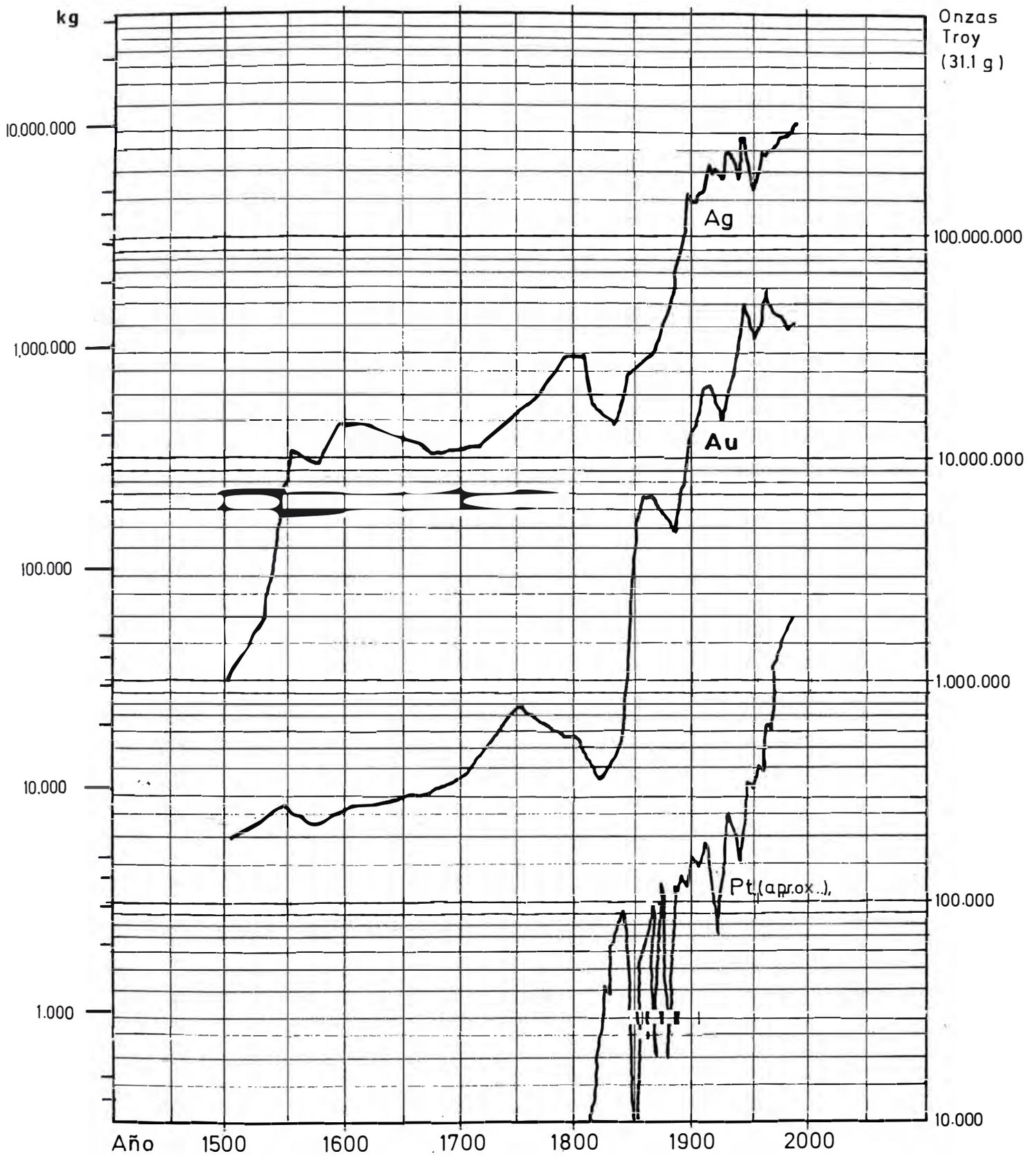
2.4.1. PRODUCCION MUNDIAL.

Los primeros centros de explotación aurífera estuvieron probablemente ubicados en los valles del Nilo y el Eufrates, más tarde fué la India la principal fuente de oro del mundo conocido. La primera fiebre de oro fué la que inició Jason al conquistar el Vello de Oro en Argos (Peloponeso, Grecia).

Según Dioro el siciliano, el beneficio de rocas auríferas era muy conocido en Egipto en el año 59 A.C., utilizando técnicas gravimétricas y fusión. La producción de oro en el viejo continente se incrementó sustancialmente con el descubrimiento de la amalgamación y su difusión en Europa central. En el Perú pre-incaico e incaico el oro producido provenía probablemente de los lavaderos de Carabaya, Cuzco, Arequipa, Apurímac y Ancash.

La primera producción masiva de oro se produjo después del descubrimiento de América, cuando se explotaron enormes cantidades de metal amarillo y blanco procedente de México, Perú, Bolivia y Chile, y que enriquecieron las arcas de las coronas europeas (véase el gráfico de la página siguiente, sobre la tendencia mundial en la producción de oro, plata y platino a partir del descubrimiento de América).

En la primera mitad del siglo XIX se descubrieron en los Estados Unidos, grandes depósitos auríferos en Carolina del Norte (1801), Georgia (1829) y finalmente yacimientos espectaculares de placeres en California (1848-1849) que desataron la "Gran Fiebre del Oro", y que convirtieron a los Estados Unidos en el primer productor de



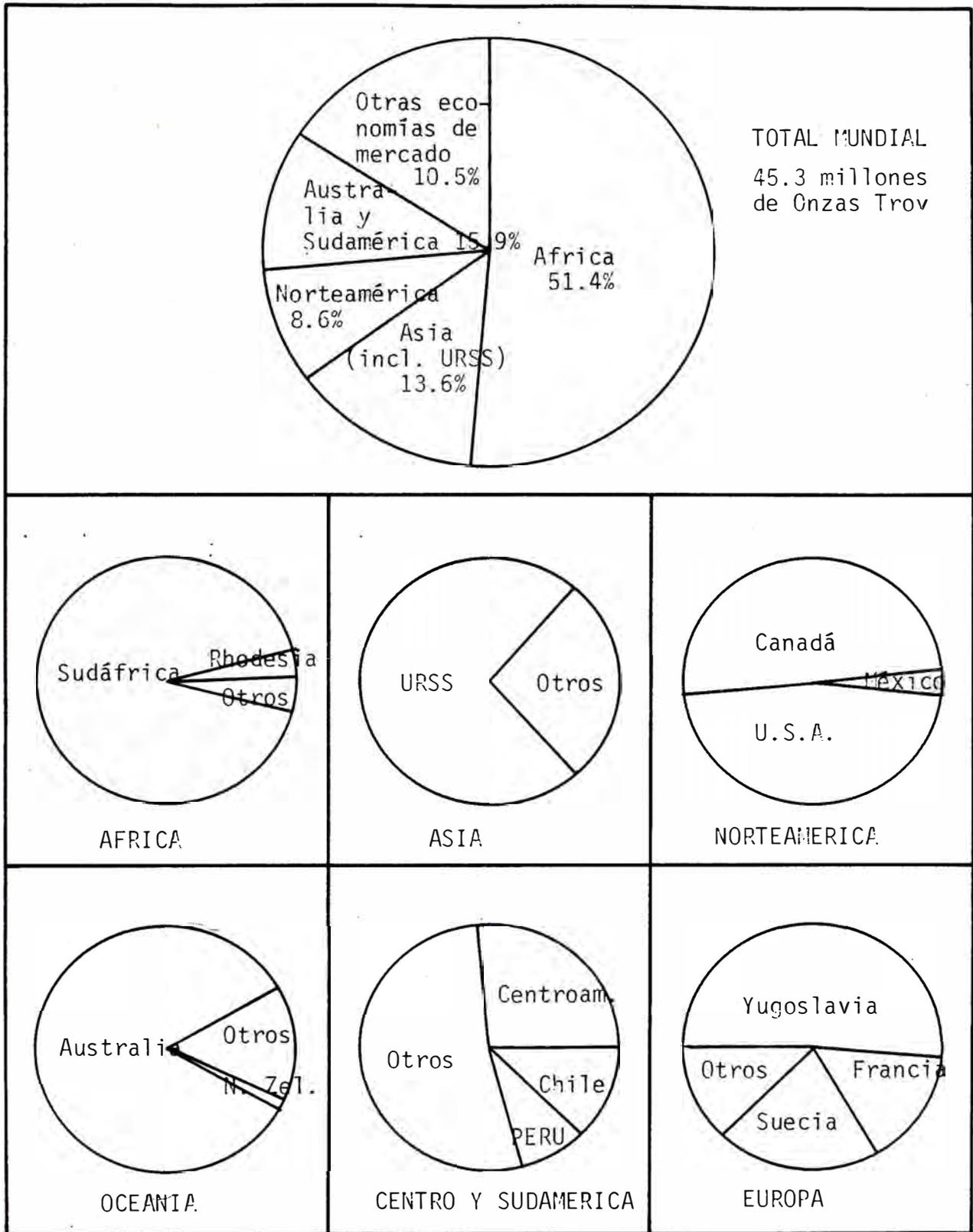
TENDENCIA DE LA PRODUCCION MUNDIAL DE ORO, PLATA Y PLATINO A PARTIR DEL DESCUBRIMIENTO DE AMERICA.

oro del mundo en 1853, posición que conservaron por más de 50 años. En 1851 se hizo un descubrimiento análogo en Australia, lo cual hizo ascender la producción mundial a más de 6 millones de onzas en 1860.

En 1886 se descubrieron los famosos yacimientos de Witwatersrand en Sud-Africa, que consisten en capas de conglomerados intercalados con potentes cuarcitas; en 1890 se introdujo la cianuración en estas minas, y desde 1905 el Grand Rand domina al mundo y ha convertido a Sud Africa en el primer productor del mundo (seguido de la Unión Soviética, Canadá, y Estados Unidos). Existen numerosas minas centradas alrededor de Johannesburgo que tienen una producción anual de aproximadamente 53 millones de toneladas de mineral aurífero; actualmente Sud-Africa produce cerca de la mitad del oro del mundo.

Referente a los yacimientos auríferos Rusos, los depósitos filoneanos más importantes se ubican en la región de Transbaikalia; también existen numerosos placeres en los Urales, en la región de los ríos Yenisei y Yakustk (NE de Siberia); la Unión Soviética produce cerca del 19% del total mundial.

Las regiones de Norteamérica correspondientes al centro-norte de los Estados Unidos, Canadá y Alaska son también muy ricas en yacimientos auríferos de tipo filones de cuarzo y placeres que son casi íntegramente explotados por dragado. Últimamente se ha difundido la explotación de minerales marginales de menos de 0.04 Oz Au/TC por el método de lixiviación en pilas (heap leaching) que ha desatado una nueva "fiebre" en la última década, debido a los incrementos en los precios del oro y los bajísimos costos de tratamiento.



DISTRIBUCION DE LA PRODUCCION MUNDIAL DE ORO.

2.4.2. PRODUCCION NACIONAL.

Según Von Tschudi, se calcula en 172,500 kg la producción de oro en el Perú pre-colonial, hasta 1533, fecha del suplicio de Atahualpa por los españoles; el famoso rescate de oro labrado, acumulado en un número desconocido de años llegó a 1'220,166 pesos oro.

La producción de oro durante la época colonial (1553-1820) la estimó Habich, en base a estudios de Humboldt, Paz Soldán y Tschudi, en 149,500 kg. La producción de oro durante la época republicana (1821-1963) ha sido muy variada y se estima en 249,232 kg (ver cuadro más adelante), llegando a un promedio anual de 3,747 kg; en la actualidad la cifra es mayor, llegando a más de 3,000 kg anuales el oro producido en placeres (contra 250 kg en 1963), al cual debe sumarse unos 2,500 kg anuales de oro refinado y contenido en barras de Cu blíster, barras Au-Ag y concentrados. Alrededor de 1940 se alcanzó casi 9,000 kg anuales, cifra que declinó posteriormente por los precios estabilizados en US\$35/OzTr por muchos años que hacían poco rentables muchos yacimientos.

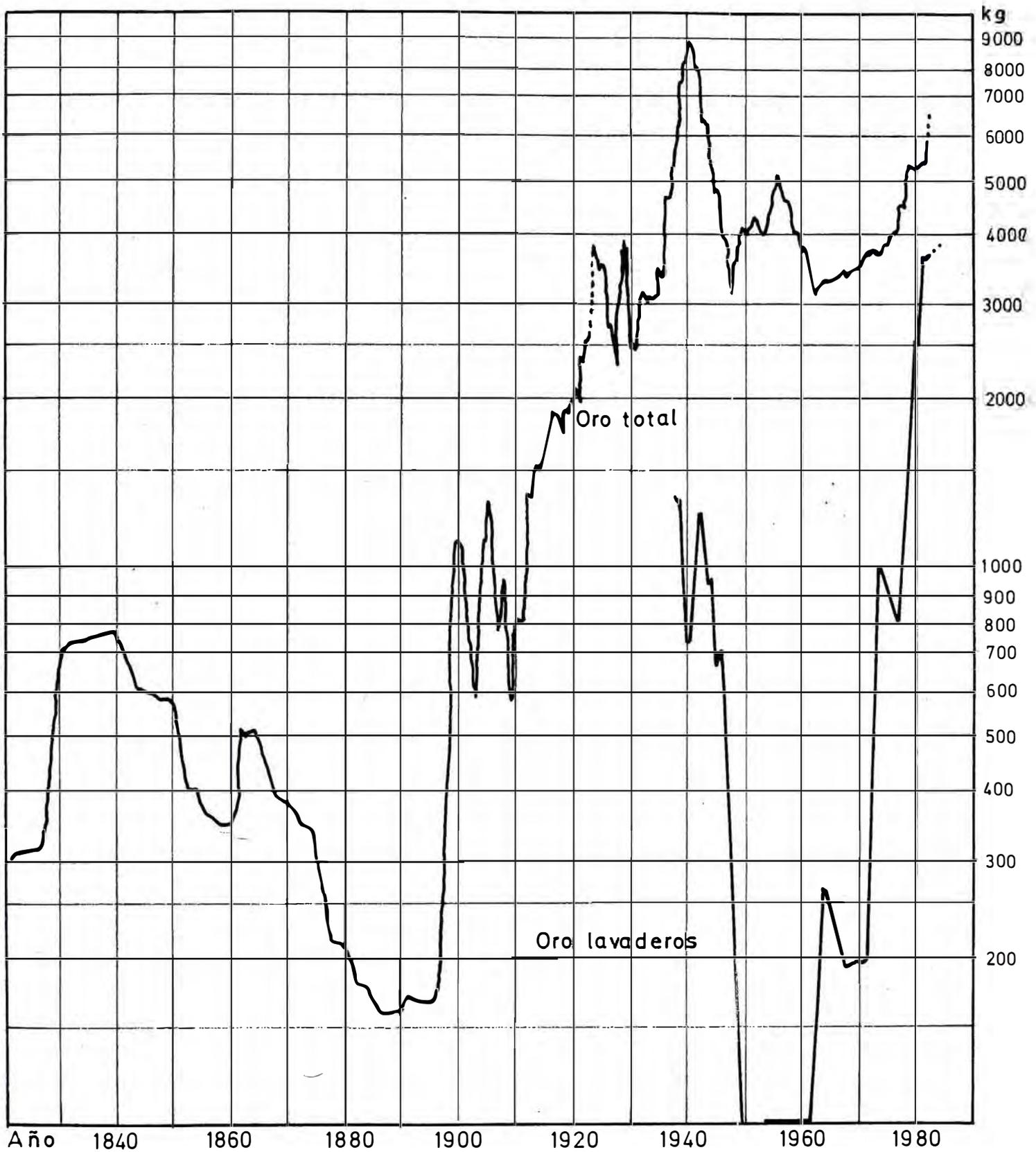
La minería del oro en el Perú, así como la de muchos otros productos minerales, se ha visto influenciada por una serie de factores desde el nacimiento de la república. La consolidación del estado tomó muchos años y puso a la minería en recesión durante gran parte del s. XIX; en 1876 se funda la Escuela de Ingenieros con las especialidades de Ingeniería de Minas y Civil; en 1877 se dió el Código de Minería y amplió el ferrocarril central transandino hasta Cerro de Pasco (1901), iniciando una nueva época en la minería, especialmente del oro. La década de 1920 marcó un hito en la minería peruana, al instalarse la refinería y fundición de La Oroya, que permi-

tió el tratamiento de concentrados en el Perú y la recuperación de oro y plata como sub-producto de refinación. En 1932 se dictó la Ley 7601 en favor del oro (derogada en 1950); en 1940 se creó la Jefatura General de Lavaderos de Oro y en 1950 se promulgó el Código de Minería, vigente por muchos años.

La estadística de producción minera permite, desde 1903, contar con datos fidedignos sobre la producción de oro; de 1821 a 1900 se cuentan con los datos de F. Fuchs. No hay datos de 1901, 1902 y 1923; los gráficos de la página siguiente describen claramente la evolución de la producción de oro en el Perú desde 1821 hasta la actualidad.

Pueden notarse visibles períodos de recesión (por ejemplo, entre 1935 y 1949 sólo se produjeron 6,025 kg) en épocas de crisis mundiales (guerras) o la estabilización del precio en \$35/0z entre 1932 y 1972. La crisis del petróleo a partir de esta fecha, fué un factor determinante en el vertiginoso incremento de los precios (llegándose a más de \$800/0z en 1979-1980), que ha hecho rentable la explotación de muchos yacimientos.

Las nuevas técnicas de tratamiento y beneficio y los precios favorables han impulsado en gran forma la producción de oro en los últimos años; pero es necesario aún mayor producción, especialmente por los actuales momentos de crisis económica que vive el país, pero en especial, una producción más tecnificada, de mayor eficiencia, de manera de obtener el mayor rendimiento de los proyectos de inversión.



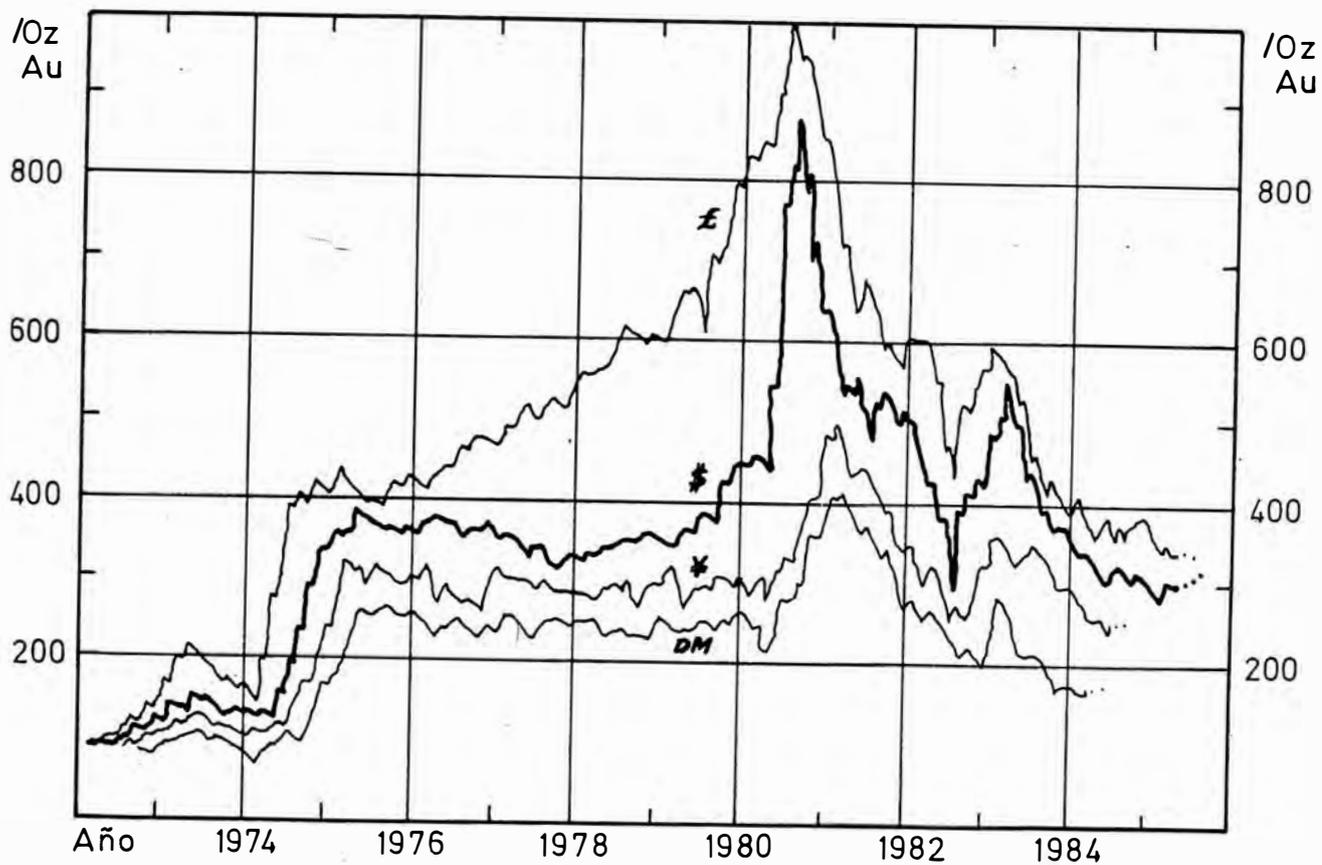
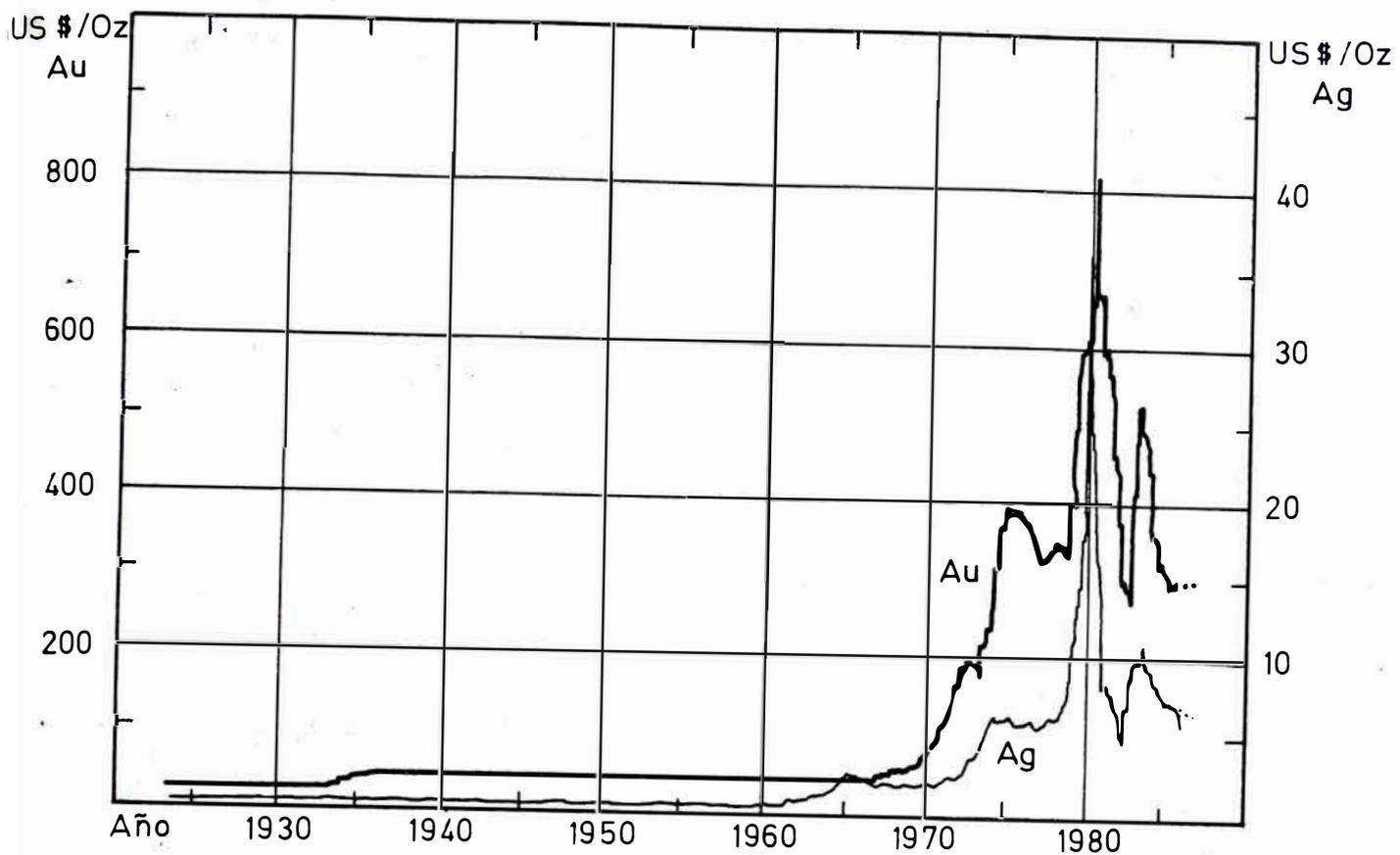
PRODUCCION NACIONAL DE ORO (total y de lavaderos)
A PARTIR DE LA INDEPENDENCIA.

2.4.3. EVOLUCION DE LOS PRECIOS.

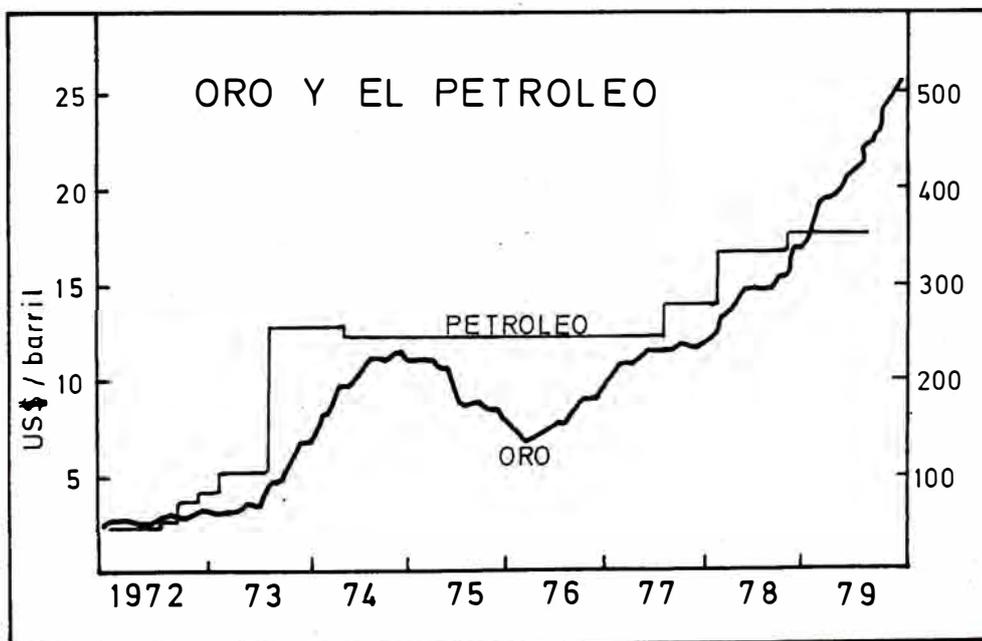
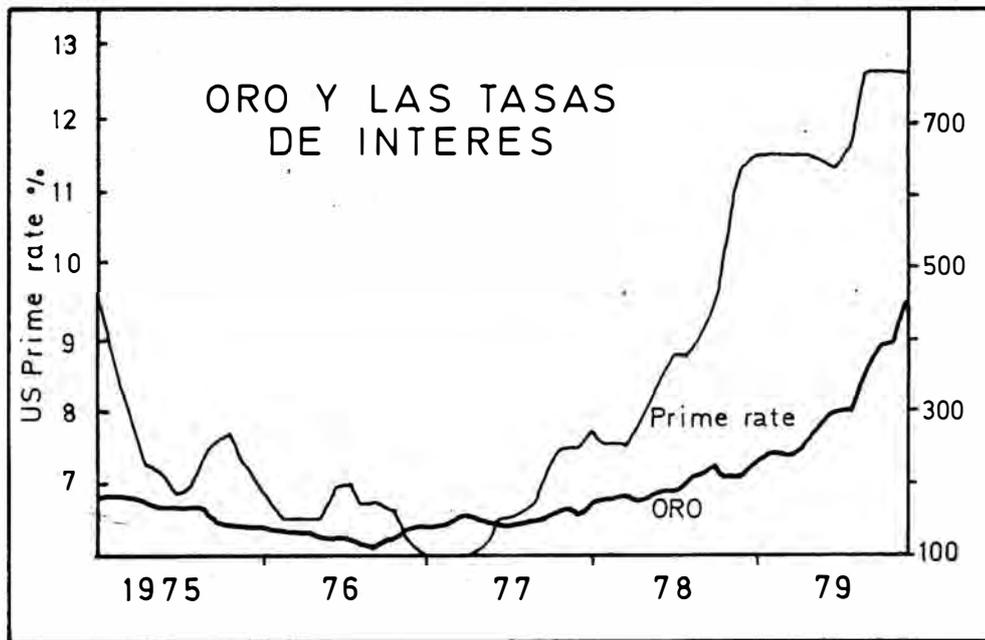
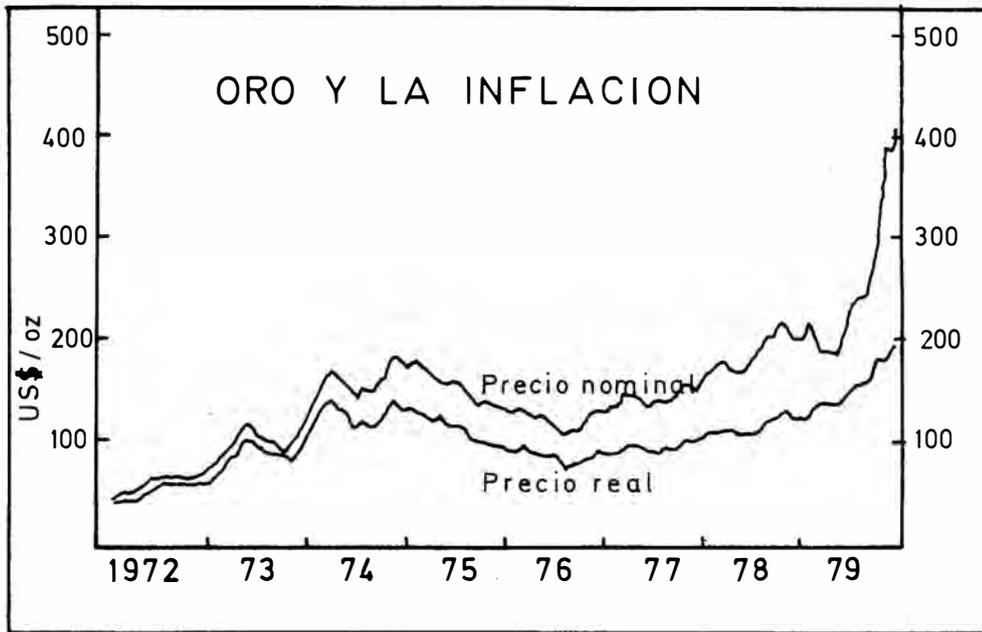
El precio de la onza troy (31.1035 g) fué inicialmente fijado en \$20.67 en los Estados Unidos; gradualmente empezó a subir en 1933 a 25, 30, 33 y finalmente \$35 (proclamación Presidencial del 31.01.1934), precio que mantuvo hasta 1972.

A partir de 1972 se suscitó un fenómeno económico sin precedentes; los países exportadores de petróleo, principalmente Arabes, se organizaron y acordaron incrementar los precios para proteger sus reservas no renovables (como que lo es el petróleo); esta decisión causó un grave impacto en la economía mundial, especialmente en los importadores de petróleo, incidiendo directamente en los precios de los metales, y especialmente en el oro y otros metales preciosos, por su valor como reserva.

El precio alcanzó en 1979-1980 mas de \$800/0z declinando posteriormente en los ultimos años hasta 300-400 como promedio, considerado estable para los siguientes años. Los precios son principalmente fijados por los mercados internacionales de comercialización de metales Londres y Nueva York; en el Perú es fijado por el Banco Central de Reserva, en función del tipo de cambio de nuestra moneda con el dólar americano, y cotizándolo en soles por gramo de oro fino (hasta 1963 y luego hasta 1975 se podía aún tener en cuenta, pero con la actual inflación es una mejor referencia el precio internacional). En las páginas siguientes se muestran algunos gráficos sobre la evolución de los precios del oro en varias monedas, y relaciones útiles con el precio del petróleo, las tasas de interés, etc., que sirven como puntos de referencia para los análisis económicos.



EVOLUCION DE LOS PRECIOS DEL ORO Y PLATA.

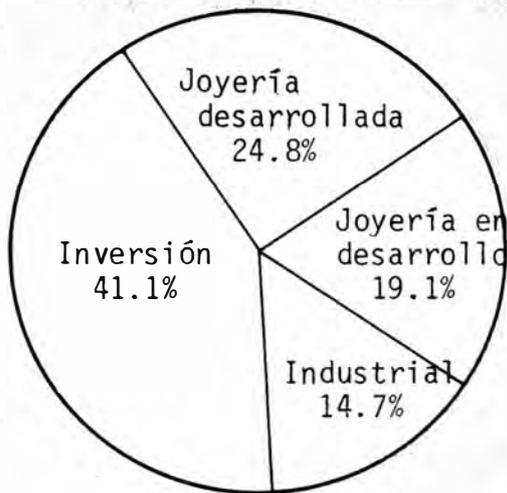


2.5. IMPORTANCIA ECONOMICA Y ANALISIS DEL MERCADO.

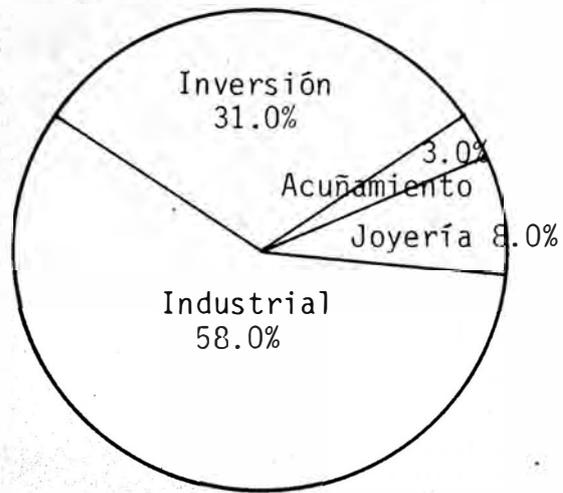
Conviene hacer en este punto una apreciación mesurada y realista sobre la incidencia del oro en la economía mundial en los siguientes años. Es un hecho el papel que juega el oro (y otros metales preciosos) en la economía de los países desarrollados y en vías de desarrollo; desde que dejó de acuñarse, el oro empezó a ser estratégicamente atesorado por muchos países, como respaldo a su producción económica; de esta manera, directa o indirectamente el oro ha sido el barómetro de las economías mundiales, especialmente en momentos de crisis, guerras mundiales, etc.

El oro, y con él la plata, comenzó a ser el foco de atención internacional a partir de su histórica valorización en 1979, alcanzando los más altos precios en 1980 y 1981; de esta manera se derivaron muchos recursos económicos como forma de inversión, que aseguraron muchas ganancias (ver en la página siguiente los gráficos comparativos de la demanda mundial de oro, plata, platino y paladio):

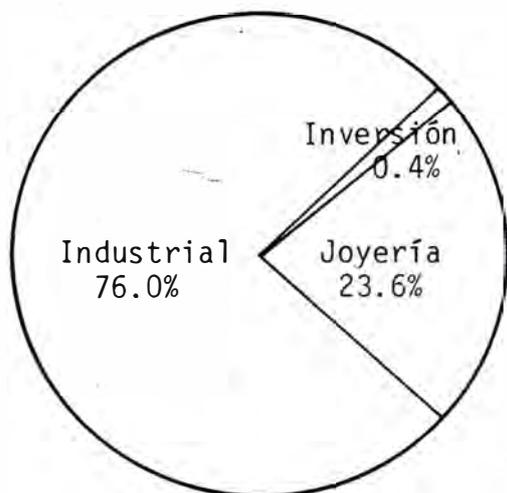
Según se ha visto en un anterior cuadro, el precio del oro empezó a incrementarse hacia 1972 con los precios del petróleo, y al estabilizarse y disminuir éstos en 1983, se pensó también en una disminución directa de los precios del oro, sin embargo, a pesar del incremento de la producción, la oferta disminuyó en 1983, en especial por parte de la Unión Soviética, que se pensó incrementaría sus ventas de oro para compensar las pérdidas por ventas de petróleo, sin embargo los soviéticos pusieron en custodia grandes cantidades de oro, y aumentaron los volúmenes de venta de petróleo, protegiendo al oro de una caída notoria en sus precios.



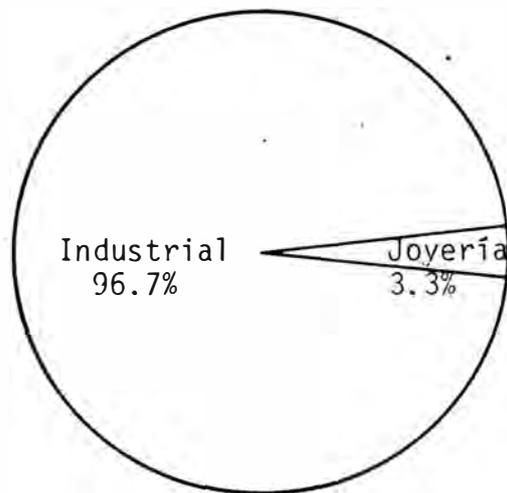
ORO



PLATA



PLATINO



PALADIO

DEMANDA MUNDIAL DE ORO, PLATA, PLATINO Y PALADIO.

El enfoque internacional es bastante complejo y sólo pueden hacerse apreciaciones globales; después del vertiginoso incremento de los precios del oro, muchos inversionistas volvieron su atención al metal como reserva, y casi ha habido una correspondencia inversa entre la devaluación del dólar y el incremento del precio del oro; dicha relación parece haberse roto últimamente, y los inversionistas han dedicado más atención a reservas monetarias.

Si bien una baja en los precios del oro es acompañada de una mayor demanda para fabricación (joyería, odontología, electrónica), el Goldman Sachs Precious Metals Group concluyó que la última baja en la demanda del oro se debió a una sustitución parcial de él en las diversas industrias (joyas más ligeras y de más bajo kilataje, reemplazo del oro en odontología por paladio, más barato, etc.) y a algunos signos de expansión económica en muchos países occidentales. Es así que se espera un precio estable y superior a \$300/0z para el resto del año y posiblemente no mayor a \$400/0z para los siguientes; lo cual permitirá una razonable rentabilidad a nuevos proyectos de inversión.

Para el caso nacional es difícil efectuar pronósticos de cierta validez, debido principalmente a que la producción y ventas locales se ven directamente influenciados por los fenómenos internacionales y las cotizaciones en New York. La comercialización del metal es efectuada por el Banco Minero del Perú, quien ha establecido una serie de factores de ajuste de precios y descuentos (refinación, ensayos, fletes, seguros, gastos operativos y otros), que finalmente resultan en un valor aproximado del 90% de la cotización internacional.

3. GEOLOGIA Y RESERVAS

3. GEOLOGIA Y RESERVAS.

3.1. GEOLOGIA DEL ORO.

3.1.1. ESPECIES MINERALOGICAS.

El Oro nativo (Au) es el más propagado de los metales nativos, y se encuentra muy raramente al estado químicamente puro, y por lo general se presenta como mezclas - isomorfas con otros metales como plata (4 a 15%, las variedades más ricas pertenecen a la especie Electrum), - cobre (hasta 20%, especie Cuproaurita), paladio (5 a 11% Pd y hasta 4% Ag, especie Porpecita) y bismuto (hasta 4% Bi, especie Bismutoaurita).

La razón de la facilidad de asociación del oro con la plata, cobre, platino, paladio, etc., es que todos - estos metales cristalizan en el sistema cúbico de caras centradas (FCC) y tienen radios atómicos muy similares por lo que forman con facilidad soluciones sólidas sustitucionales, según se puede observar:

Elemento	<u>Sistema crist.</u>	<u>a (Angstrom)</u>
Au	FCC	4.078
Ag	FCC	4.086
Pt	FCC	3.931
Pd	FCC	3.890
Pb	FCC	4.949
Cu	FCC	3.615
Ir	FCC	3.839
Rh	FCC	3.804

Los cristales de oro son muy raros, casi siempre como octaedros (111), y menos frecuentemente como rombododeca

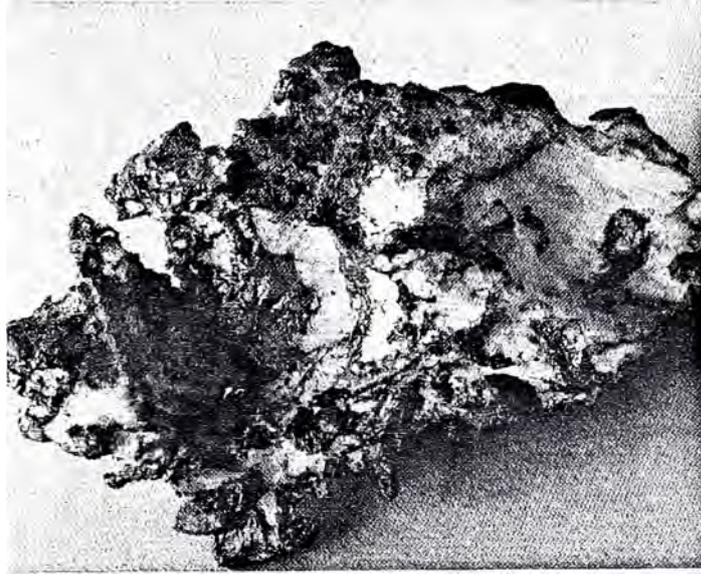
edros (110) y cubos (100), con caras mates e irregulares. En cambio los agregados comunes son granos irregulares de dimensiones variadas (siendo las más comunes menores de 50 micras y hasta submicroscópicas menores de 10 y 1 micra) que se encuentran impregnados en las vetas de cuarzo o sulfuros comunes como la pirita, calcopirita, pirrotita, etc.

Por meteorización estos agregados son liberados de las rocas depositándose en forma libre en los llamados "placers auríferos", donde por acción mecánica toman formas redondeadas (pepitas y chapas). También se han encontrado en yacimientos primarios drusas cristalinas dendritiformes y láminas de dibujo reticular.

La variedad Electrum (Au,Ag) puede contener hasta 30 a 50% de plata y su coloración es naturalmente más blanquecina que el oro nativo (amarillo típico) y así mismo la densidad es inferior (12 a 15, en comparación con 17 a 18 en el oro nativo y 19.3 en el oro puro).

Otras especies mineralógicas del oro, distintas al metal nativo, son los telurios de oro y plata, principalmente la Calaverita $AuTe_2$, Silvanita $AuAgTe_4$, Petzita $(Ag,Au)_2Te$, y los antimoniuros como la aurostibita $AuSb_2$ de rara ocurrencia.

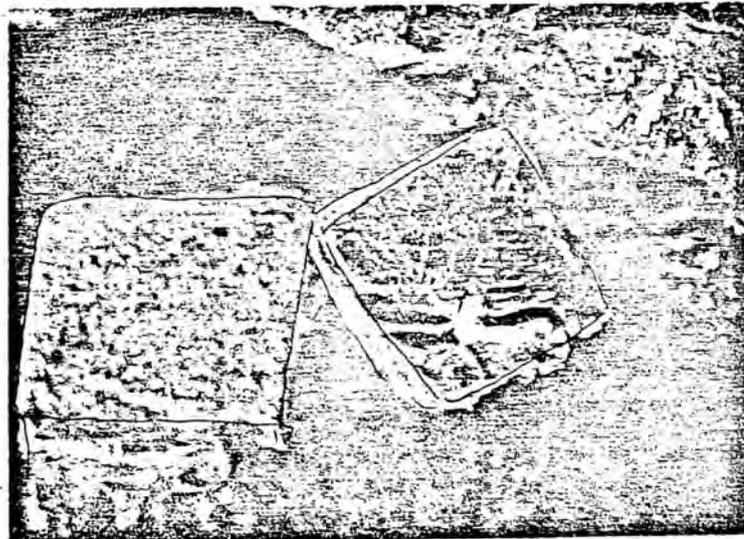
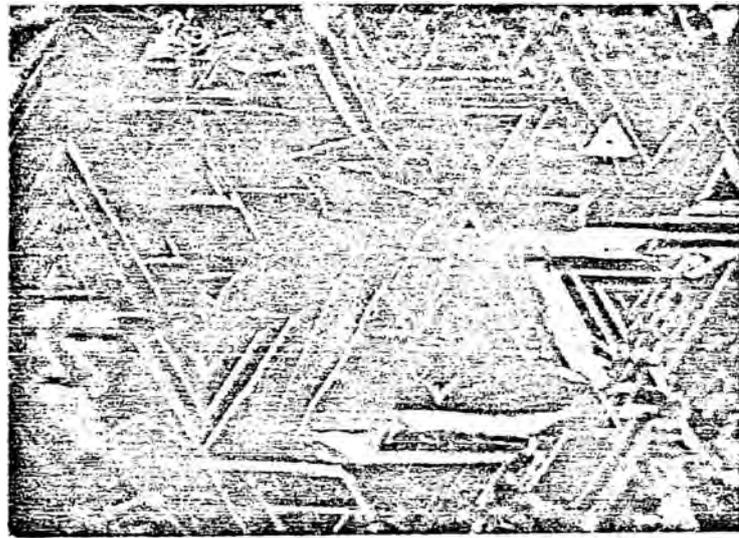
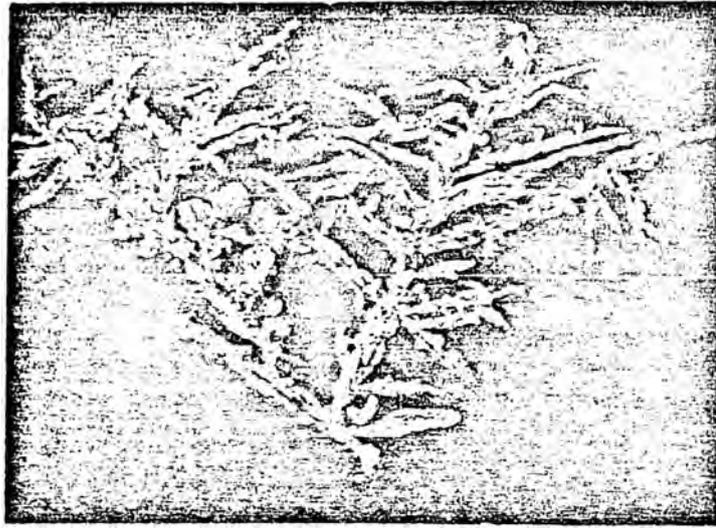
Es necesario también distinguir el oro libre del oro "fijado" que se reportan en los análisis químicos de muchos sulfuros (pirita, arsenopirita, etc.), por lo visto se trata de partículas sub-microscópicas de oro que se encuentran microdispersas en las redes de los sulfuros en forma análoga a la distribución de la fase dispersa en los cristaloles.



MUESTRA DE ORO NATIVO DE LAS
MINAS DE WITWATERSRAND, SUD-
AFRICA.



MUESTRAS DE ORO ALUVIAL DE LOS PLACERES DE SCOTT
RIVER, CALIFORNIA, USA. (4X)



ALGUNAS DE LAS FORMAS DEL ORO NATIVO; DENDRITAS (arriba), TRIGONOS (centro) Y CUBOS (abajo).

Desde el punto de vista mineralógico, el oro nativo puede presentarse como:

INCLUSIONES. En forma de diminutos glóbulos, ampollas y cristales irregulares, asociados a la pirita, arsenopirita, calcopirita, etc.

MICROVENILLAS. Mineral primario que rellena las pequeñas fracturas en la arsenopirita, pirita, etc., y como mineral secundario, cruzando a minerales supergénicos como la covelita, calcosita, etc.

INTERSTICIAL. Penetrando en espacios irregulares de otros minerales metálicos, o englobando al cuarzo, magnetita, silicatos, pirita, etc.

REEMPLAZAMIENTOS. Sustituyendo parcialmente a la pirita, arsenopirita, pirrotita, calcopirita, galena, telururos, etc.

INTERCRECIMIENTOS. Texturas formadas con el bismuto nativo, y telururos como la calaverita, silvanita, petzita, etc.

Metalúrgicamente, el oro puede ser limpio y libre, hasta en tamaños de 10-15 micras; revestido con capas de hasta 20 micras de espesor de sulfuros, óxidos y cuarzo; y en solución sólida (?) en sulfuros como la pirita y arsenopirita en concentraciones de hasta 25 Oz/TC (habiéndose llegado en experimentos hasta 65 Oz/TC) del cual sólo puede ser liberado por tostación oxidante del mineral concentrado. El oro empañado o iridiscente se agrupa frecuentemente con la variedad "electrum" y puede tener pátinas de oxidación de hasta 1 micra de espesor, donde la plata es oxidada.

3.1.2. ORIGEN Y YACIMIENTOS.

La masa fundamental del oro se encuentra en los típicos yacimientos *hidrotermales* ligados genéticamente con las intrusiones de rocas eruptivas ácidas. En el sentido paragenético guarda relación, en primer lugar, con el cuarzo y los sulfuros (pirita, arsenopirita, pirrotita, calcopirita, tetraedrita, y con menos frecuencia con la galena, esfalerita, etc.), y a veces con los telururos de oro y plata anteriormente citados.

Es muy característico que el llamado *oro libre* se separe de los sulfuros, coincidiendo muchas veces con las fisuras de los minerales de formación anterior. Como formación nueva, el oro nativo se encuentra en las zonas de oxidación de los yacimientos de sulfuros, asociado a la limonita, azurita, y otros óxidos; casi siempre (hecho comprobado) los yacimientos de minerales oxidados tienen mejores leyes que los correspondientes yacimientos primarios, ésto debido a un enriquecimiento del mineral en la zona de oxidación por el carácter inerte del oro en relación a los sulfuros comunes. Así mismo se ha establecido que en las condiciones de meteorización del oro al aire, la plata desaparece, aumentando la pureza del oro en la periferia y a lo largo de las fisuras; de esta manera el oro de aluviones contiene menos plata que el procedente de yacimientos primarios.

El electrum tiene en cambio una paragénesis característica con los sulfuros argentíferos (argentita, tetraedritas, proustita, pirargirita, etc.), y debido al mayor contenido de plata se altera en las condiciones ambientales cubriéndose con pátinas de oxidación, que en ocasionales condiciones reductoras se convierten en plata elemental.

Los más importantes depósitos y yacimientos auríferos ocurren como minerales de *placeres* o *hidrotermales*, y también en todos los tipos de yacimientos de sulfuros (depósitos magmáticos, porfiríticos, etc.) de los cuales es recuperado como sub-producto, pero estos tipos de ocurrencias no serán descritos aquí.

El oro se encuentra ampliamente distribuido en la corteza terrestre y hasta en los océanos, pero raramente ocurre en concentraciones que hagan su explotación económica. La mayoría de las rocas de la corteza terrestre - contienen sólo 0.005 ppm Au, y en raros casos hasta .01 a .012 ppm (ver tabla más abajo); para producir un cuerpo mineral, estas rocas "madre" de baja ley deben ser - geológicamente enriquecidas hasta en 3,500 veces, en condiciones que son raras en el tiempo y espacio geológicos.

CONTENIDO AURIFERO DE ALGUNAS ROCAS IGNEAS, SEDI-
MENTARIAS Y METAMORFICAS

<u>Tipo de roca</u>	<u>Au prom. ($\times 10^{-3}$ ppm)</u>	
Granito	2.8-3.2	
Granodiorita	3.8-4.2	
Riolita	12	
Traquita	5.4-6.5	
Sienita	2.5-4.4	
Diorita	3.5	
Andesita	5.2-6.5	
Basalto, intrusivo	10	
Basalto, mesoatlántico	7-13	
Basalto, otros	1.3-4.6	
Gabro	5.4	
Gabroides	8.7	
Pizarra	3.9	
Esquisto	5.0	(cont.)

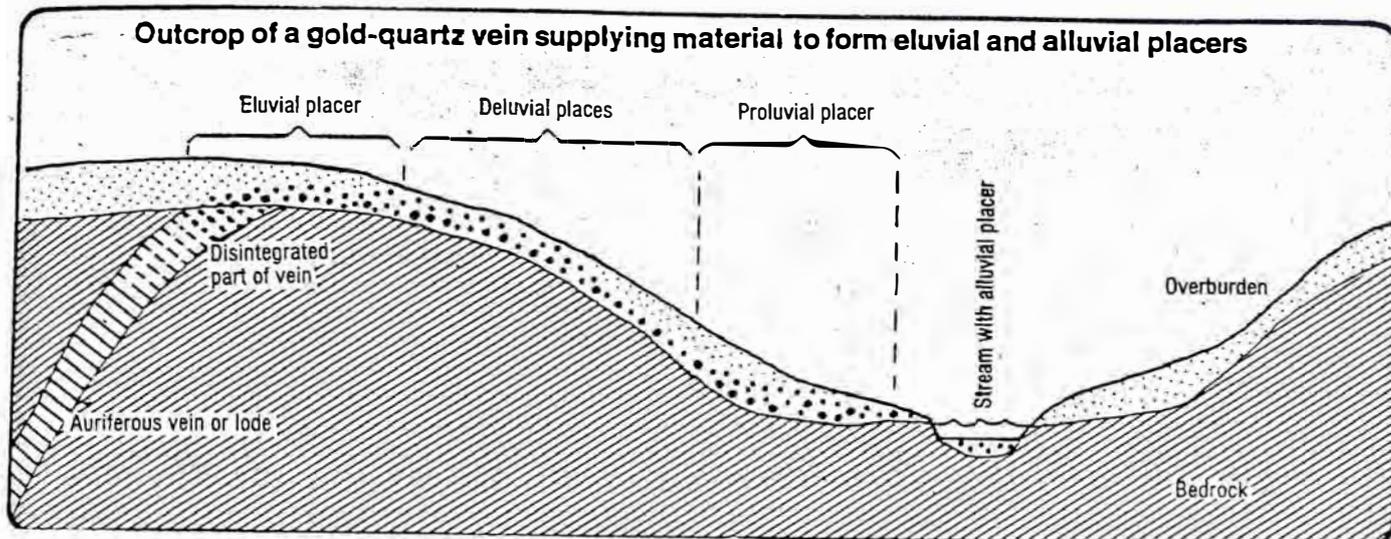
(continuación)

Gneiss	1.8
Arenisca	7.5
Dunita	8.2
Tonalita	1.7-11.3
Monzonita cuarcífera	0.4-2.7
Ultramáficos	9.4
Máficos, ign&mm	2.0-3.2
Dacita	0.6-1.4
Diabasa	1.1-7.0

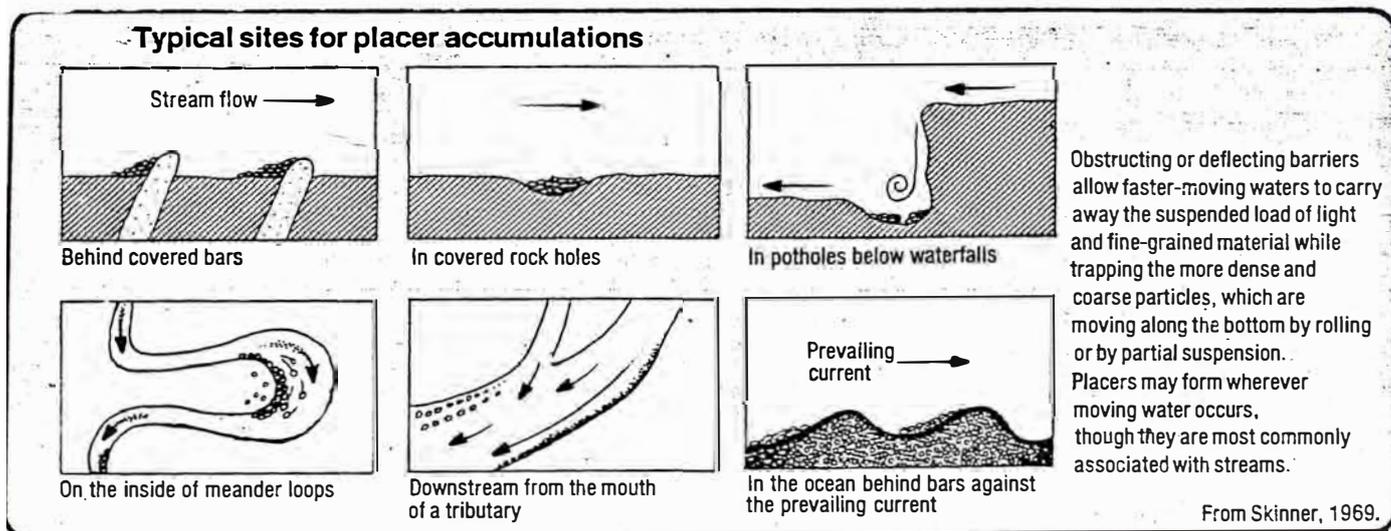
Dichas rocas por condiciones de meteorización o actividad de fluidos hidrotermales pueden generar los yacimientos hidrotermales o placeres. La mayoría del oro del mundo más económicamente recuperable se encuentra en los llamados placeres, que son depósitos de tipo aluvial o eluvial (ver figura) en la que el oro ha sido concentrado por procesos físicos debido a su alta densidad y resistencia a la oxidación.

Algunos de los pre-requisitos necesarios para la formación de un depósito de placer son: 1) una fuente del oro, que pueden ser venas o filones de cuarzo aurífero, depósitos auríferos de sulfuros, conglomerados auríferos o placeres previos; 2) un largo período de meteorización e intemperismo que actúe química y mecánicamente sobre el depósito primario; 3) concentración de las partículas de oro por gravedad o corrientes de agua; y 4) la ausencia de glaciación.

Los típicos lugares para acumulaciones de placer ocurren donde las obstrucciones o barreras de deflección atrapan las partículas gruesas y pesadas que se encuentran en rotación o suspensión parcial en los canales de las corrientes de agua, mientras las partículas finas y



FORMACION DE PLACERES ELUVIALES Y ALUVIALES
A PARTIR DE UNA VETA DE CUARZO AURIFERO.



LUGARES TIPICOS PARA LA ACUMULACION DE PLACERES AURIFEROS.

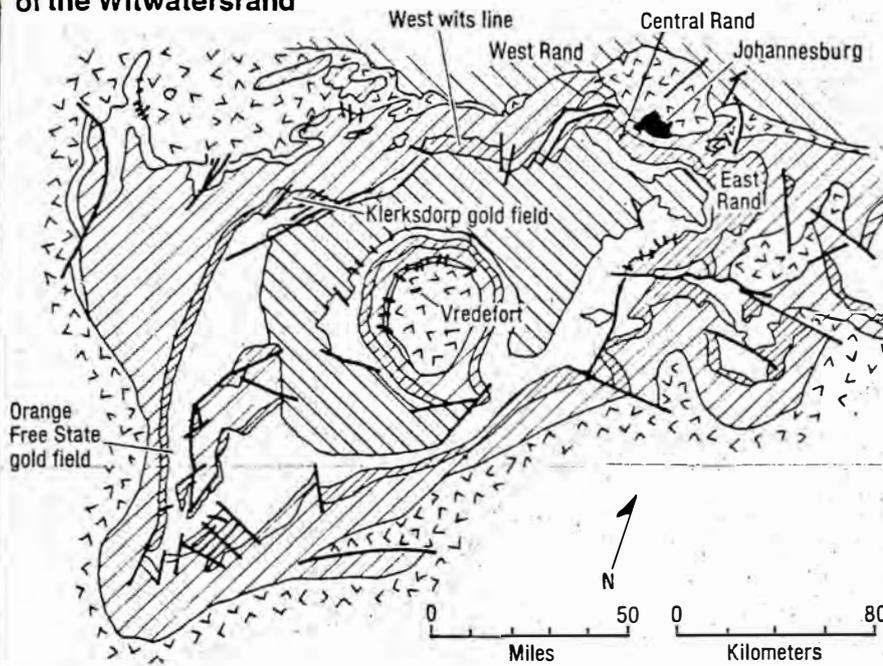
livianas son llevadas por la corriente; también (ver figuras) existen acumulaciones en los meandros y confluencias de los ríos y riachuelos, en las "tazas" formadas por la erosión de la roca en las cascadas y caídas de agua, etc.; estos principios naturales han sido utilizados con éxito en el diseño de equipos de concentración gravimétrica para la recuperación del oro y otros minerales pesados.

Teorías recientes sugieren que algunos placeres auríferos pueden haber sido formados a partir de depósitos lateríticos de otros metales, que han sido enriquecidos por lavado de soluciones migratorias subterráneas que finalmente dan origen a corrientes de agua cargadas de mineral (véase esquema propuesto por Le Count).

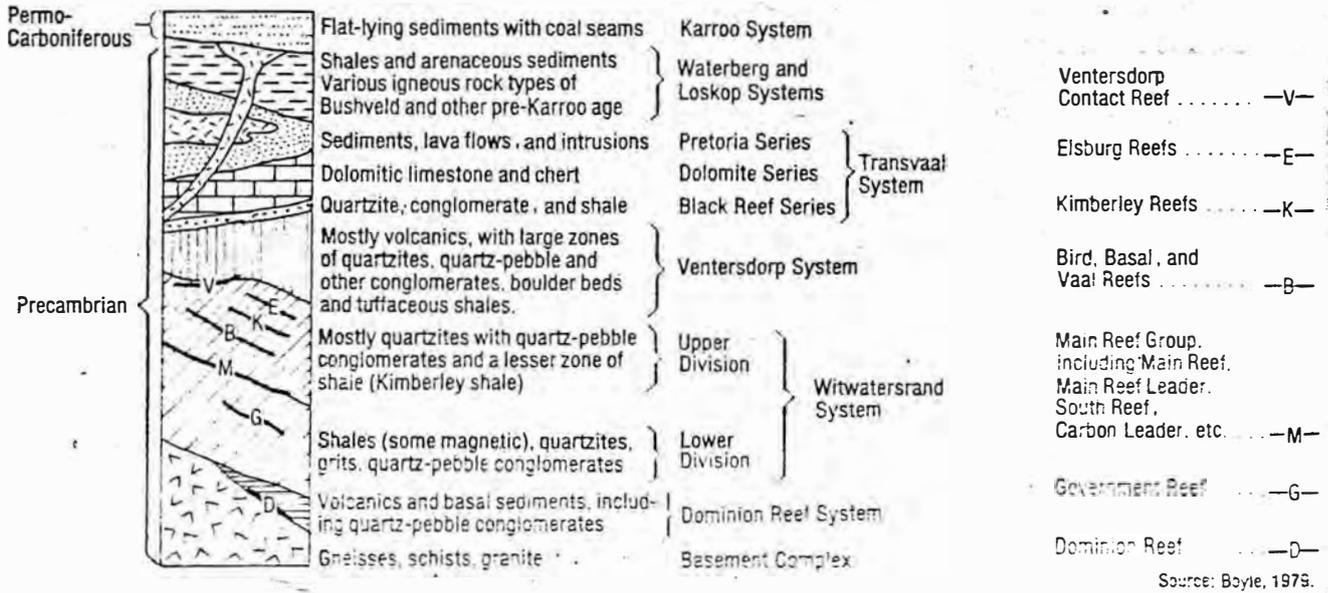
Un caso especial en los yacimientos de placer, que ha originado inclusive una teoría propia, es el de los yacimientos de *Witwatersrand*, en Transvaal, Sudáfrica, que ha suministrado hasta el momento más de mil millones de onzas de oro, 100 millones de onzas de plata, y cantidades apreciables de uranio y metales del grupo del platino (PGM). Allí el oro se encuentra en antiguos conglomerados metamorfizados, que por lo visto, constituían inicialmente placeres auríferos.

Las ocurrencias mas importantes del oro son matrices de conglomerados y cuarcitas bandeadas, las que representan una etapa de sedimentación, primera de un largo ciclo. El oro tambipen se presenta en estratos de carbón, venas de cuarzo, diques y otras que representan la etapa final de sedimentación. La mayoría del oro es de detritos, pero hay evidencia de remobilización por soluciones durante el metamorfismo.

Generalized geological map and geological column of the Witwatersrand

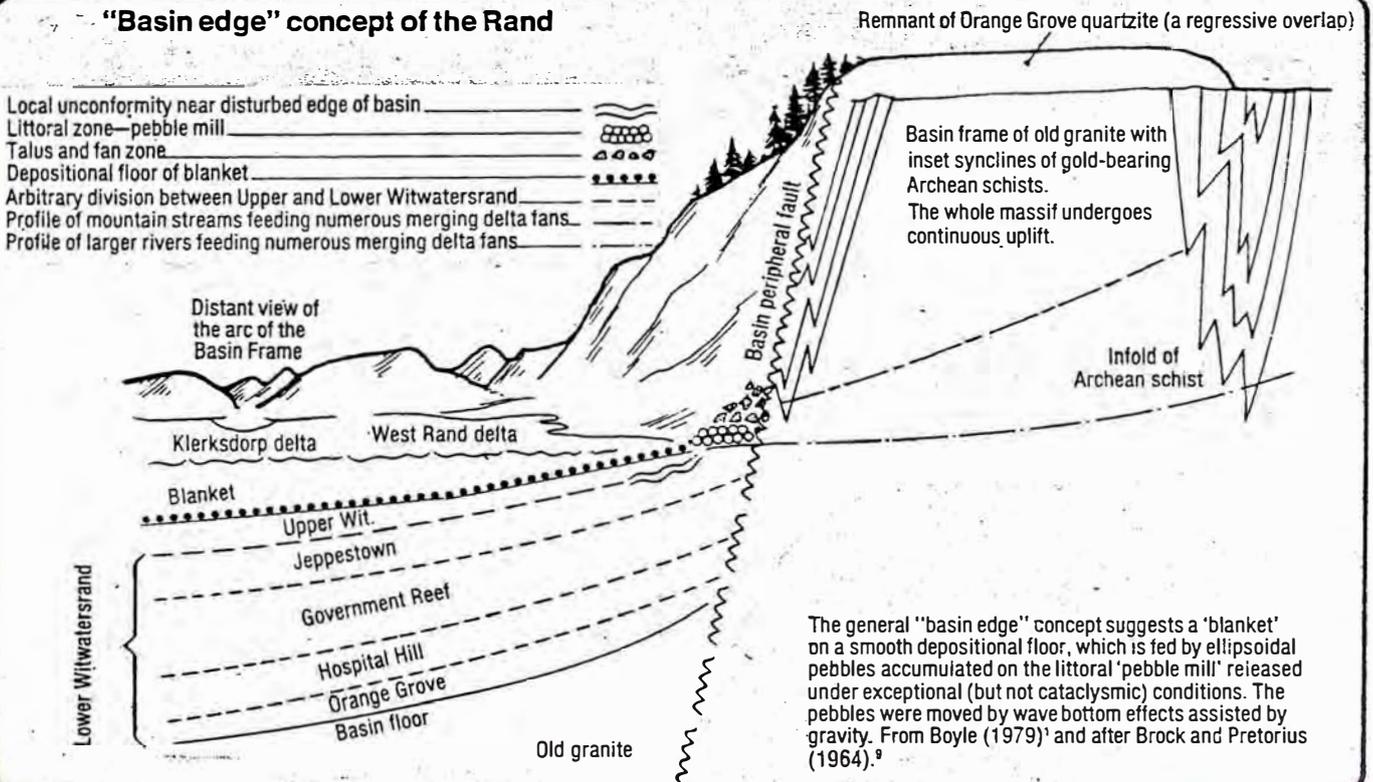


- Transvaal System:**
Pretoria Series; sediments, volcanics and intrusives
Dolomite Series; dolomitic limestone and chert
Black Reef Series; quartzite, quartz-pebble conglomerate and shale
- Ventersdorp System:**
Volcanics, quartzites, boulder beds, tuffaceous shales, and quartz-pebble conglomerates
- Witwatersrand System:**
Upper Division; quartzites, quartz-pebble conglomerates and shales
- Witwatersrand System:**
Lower Division; shales, quartzites, grits, and quartz-pebble conglomerates
- Dominion Reef System:**
Conglomerates, volcanics, etc.
- Basement Complex:**
Gneisses, schists, granite
- Fault** ———



Source: Boyle, 1979.

"Basin edge" concept of the Rand



Numerosas hipótesis se han propuesto para explicar el medio de deposición de los sedimentos y rocas volcánicas de esta cuenca; el modelo más reciente enfoca a una deposición en el borde de una valle o cuenca que ha sido fallado y desestabilizado en el tiempo. Este concepto del borde de cuenca ("Basin Edge") para la mineralización del Rand involucra la concentración del oro en depósitos formados en las desembocaduras de un río en un lago o mar interior (ver esquema anterior).

Otros depósitos de placer importantes se encuentran en Victoria, Australia, donde se han encontrado las pepitas más grandes conocidas, de varias decenas de kilogramos de peso; también en Yukon, Canadá; Alaska y California, USA; Brasil, etc.

La mayoría de los depósitos hidrotermales caen en una de dos categorías importantes: los asociados a vulcanismo Terciario, y los formados en rocas metamórficas Precambrianas. Los primeros pueden formarse en rocas volcánicas o en antiguas rocas sedimentarias del Paleozoico y Mesozoico. Los principales requisitos para la formación de estos depósitos son: 1) grandes masas de rocas volcánicas que provean un buen potencial metalífero y especialmente aurífero; 2) calderas volcánicas que provean los sistemas de migración de los fluidos hidrotermales; y 3) actividad ígnea continua que provea el calor para la convección del sistema hidrotermal.

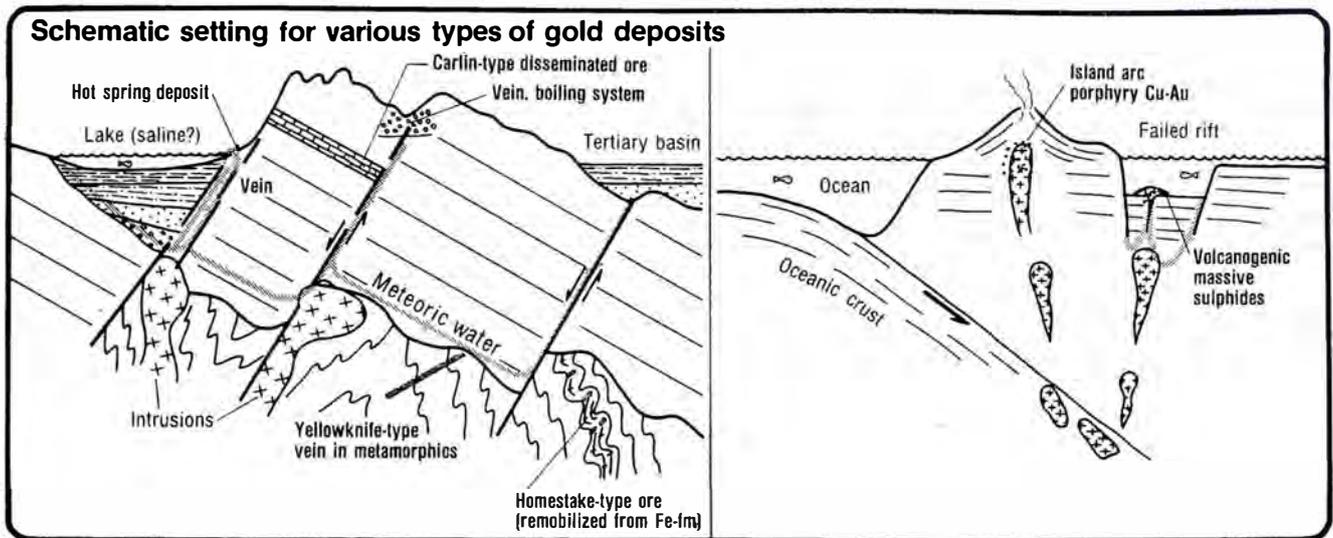
Los típicos modelos de mineralización proponen una elevación de las soluciones calientes a través de los sistemas de convección, seguido de cambios químicos del fluido y precipitación del mineral. Los cambios químicos más importantes son la ebullición de las soluciones hidrotermales, pérdida de volátiles con incremento sub-

secuente del pH, pérdida de aniones complejizantes con el vapor y enfriamiento de los fluidos. El oro parece ser precipitado a partir de los compuestos AuHS , $\text{Au}(\text{HS})_2^-$ y AuCl_2 ; en el primero por acción de la reducción con carbono, en el segundo además por disminución de la presión (a temperaturas mayores de 250°C) y por disminución del pH y temperatura, y en el tercero además por ebullición, reacción con pirita y arsenopirita (efecto observado inclusive durante la lixiviación), ebullición, incremento del pH, y disminución de la temperatura y presión.

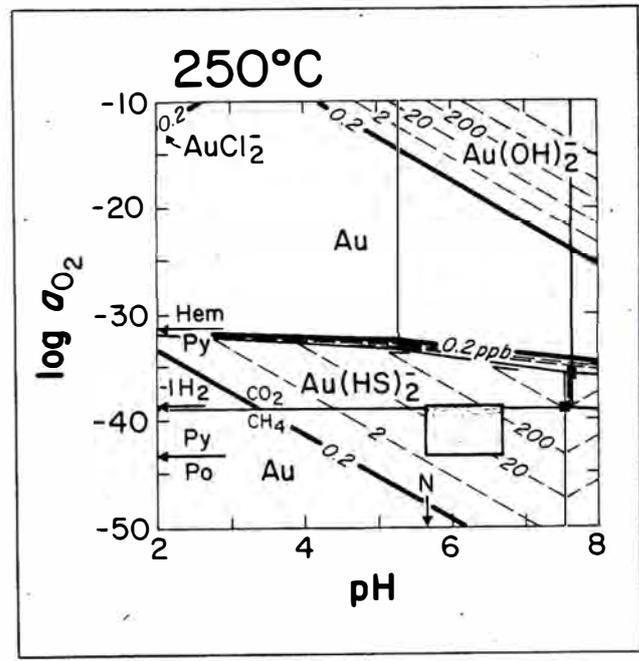
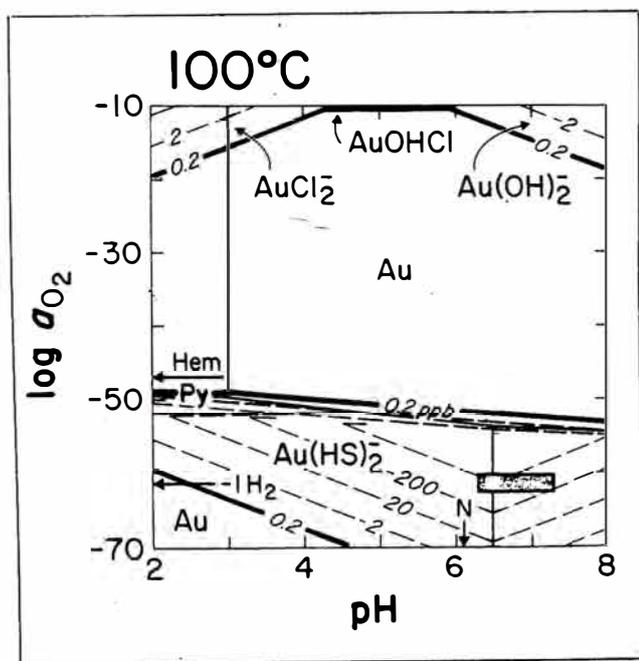
En la página siguiente se muestran los diagramas de estabilidad de estos compuestos del oro a 100° y 250°C , indicando su solubilidad para $\Sigma\text{S}=0.01$, $\Sigma\text{Cl}=0.1$, $\Sigma\text{C}=0.1$ y $\Sigma\text{Au}=0.2 \times 10^{-3}$ ppm; donde puede observarse que un cambio drástico de temperatura o pH puede precipitar el oro así como también una oxidación de las soluciones (incremento de la actividad del oxígeno) que puede hacer ingresar al campo del Au^0 .

El oro hidrotermal asociado a rocas precambrianas - existe en muchos depósitos de Canadá, Australia, USA, - pero su origen es desconocido hasta nuestros días, así como las fuentes del oro, fluidos mineralizantes y edad de mineralización.

En el Perú se tienen yacimientos aluviales y filonéticos, predominando los primeros en la selva alta y baja y en algunos lugares de la costa, mientras que los yacimientos de origen hidrotermal o primario (asociado al cobre, plata y hierro) existen en casi toda la sierra - y algunos yacimientos oxidados en la costa.



FORMACION DE VARIOS TIPOS DE DEPOSITOS AURIFEROS.



DIAGRAMAS DE ESTABILIDAD A 100° y 250° PARA LOS COMPUESTOS AURIFEROS EN SOLUCIONES HIDROTHERMALES.
(1 ppb = 10⁻³ ppm)

3.2. RESERVAS.

3.2.1. RESERVAS NACIONALES.

El panorama geológico aurífero nacional puede dividirse en los siguientes tipos de depósitos:

PRIMARIOS. En el norte, en la provincia de Pataz, La Libertad, se encuentran los yacimientos del grupo "La Poderosa-El Tingo", integrados por las estructuras de La Lima, El Choloque, etc.; un poco más al sur los yacimientos agotados de Pataz, Parcoy y Buldibullo, donde aún se recuperan remanentes de explotación anterior, todos estos depósitos se encuentran en rocas granodioríticas y andesíticas, del batolito de Pataz, siendo la mineralización principal piritas auríferas en cuarzo.

Hacia el sur, en la costa de Ica y Arequipa, tenemos los yacimientos auríferos de Saramarca, Los Incas, Sol de Oro, Calpa, Posco, Clavelinas, Ocoña, etc., de mineralización similar a la de La Libertad. Cabe recordar que Minas Ocoña es la que ha venido produciendo oro por más años en nuestro país.

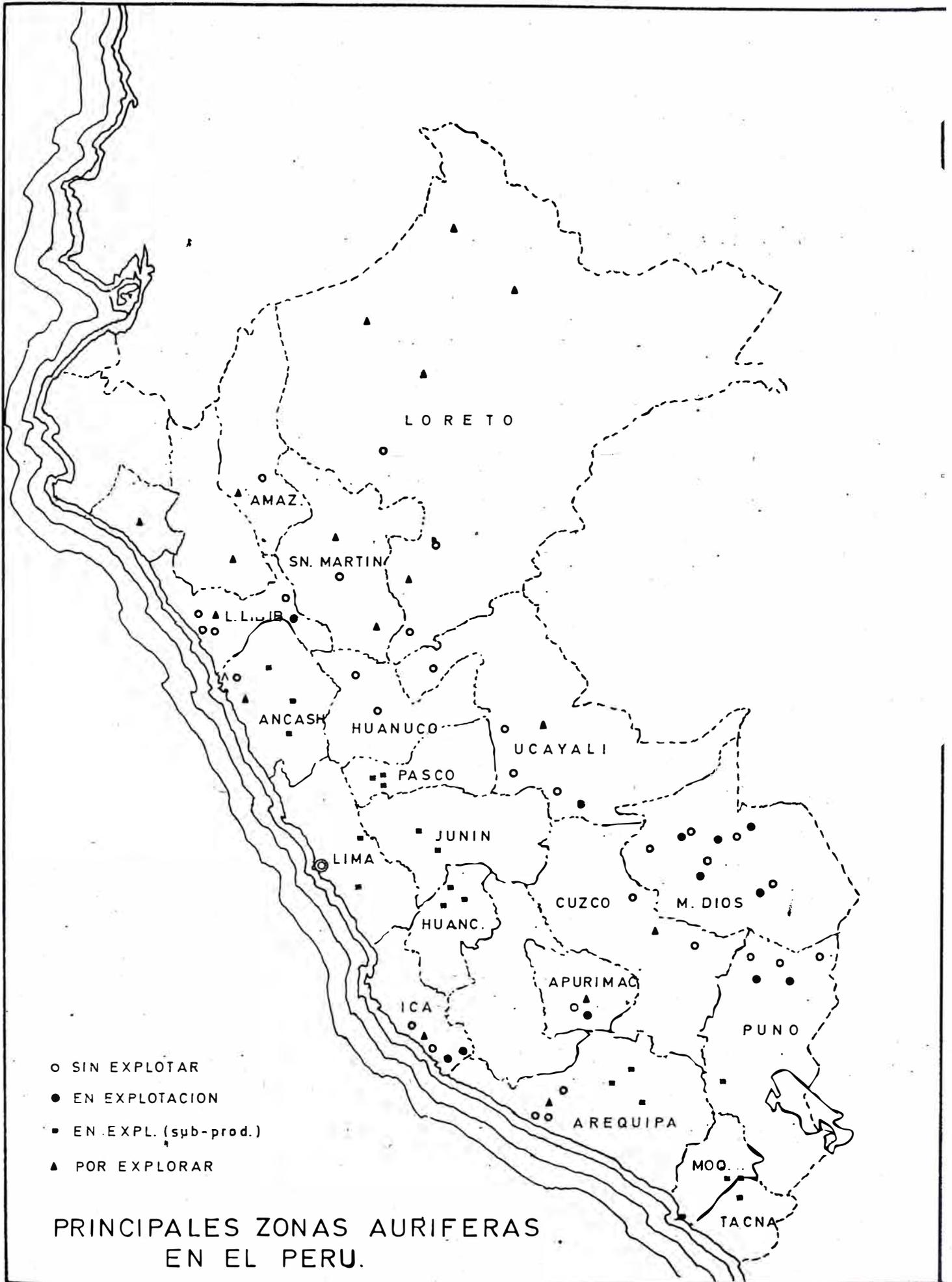
Finalmente, hacia el sureste, tenemos algunos depósitos en la cordillera de Vilcabamba y Carabaya, especialmente en la última donde se tienen yacimientos de oro nativo. Estas cordilleras se prolongan hacia el sur, pasando por el Nudo de Apolobamba, Bolivia, donde continúa con el nombre de Cordillera Real.

DETRITICOS. Las cordilleras de Carabaya y Real separan, hacia el este, las zonas selváticas de Perú y Bolivia; las partes más altas de la cordillera Real están constituidas por granitos y granodioritas de posible e-

dad Jurásica y algunos remanentes sedimentarios; y la zona peruana, en las zonas altas de los nevados de Ananea se tienen pizarras intercaladas con ortocuarcitas - del Paleozoico. Los mantos mineralizados, con potencias de hasta 10 cm, se han formado en capas paralelas a los estratos, y los rellenos consisten de cuarzo aurífero y pequeña proporción de pirita, no necesariamente ligada al oro. Después de la segunda y tercera etapa del levantamiento Andino (hace respectivamente 13 millones de años, en el Plioceno, y 1 millón de años en el Pleistoceno) y la última glaciación se formaron intensas condiciones de meteorización que terminaron erosionando las cubiertas sedimentarias y superiores de los batolitos, y los depósitos minerales, entre ellos los auríferos, que con sus remanentes detríticos se depositaron como aluviones al pie de la cordillera.

Dentro de los yacimientos detríticos fluvioglaciales se pueden citar al que se encuentra cerca de la laguna Rinconada sobre los 5,000 msnm, donde se han depositado unos 8,000 millones de m³ de gravas auríferas como mineral potencial. En la parte más baja, al otro lado de la cordillera se tienen a lo largo del río Inambari una serie de terrazas (San Juan del Oro, Chunchumayo, Aporoma y Cachi-Cachi) que constan de una capa de 40 m de arcilla rojiza ("sobre-carga"), debajo una capa variable de arcilla amarillenta, y en la parte más inferior, una capa de hasta 100 m de color oscuro, que constituye la grava aurífera. Hacia la parte selvática se tienen los grandes depósitos de la cuenca del río Madre de Dios.

Las reservas ascienden hasta el momento a 290'500,877 m³ con 0.2-1.0 g/m³ Au en la Selva Sur-Este, 1'706,000 m³ (0.25-1.0 g/m³) en la Selva Central y 16'095,000 m³ (0.5-1.4 g/m³) en la Selva Norte.



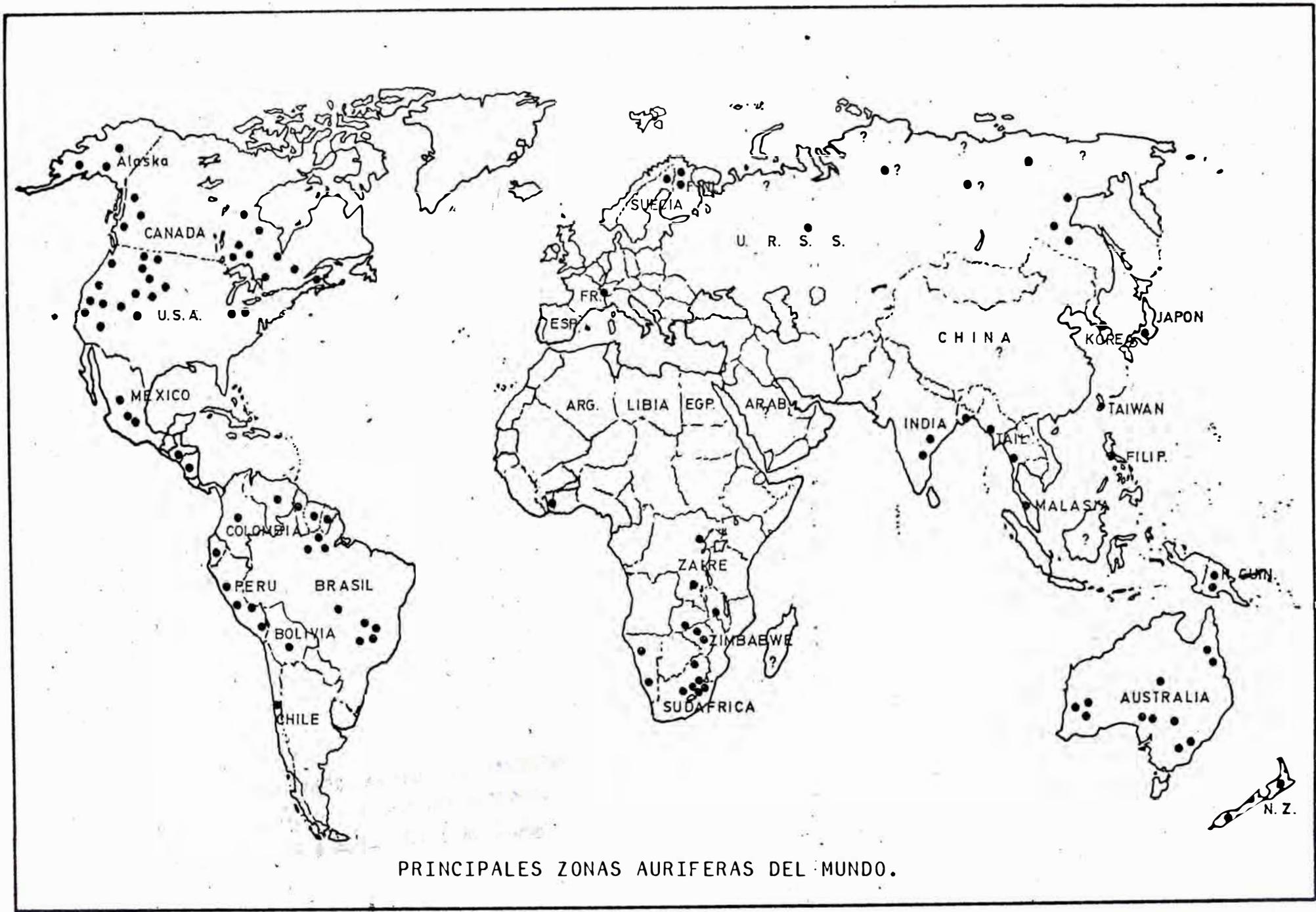
3.2.2. RESERVAS MUNDIALES.

Sin duda las mayores reservas auríferas del mundo se encuentran en Sudáfrica, con 129,881 millones de toneladas con un promedio de 0.387 Oz/t, que totalizan 50,307 millones de onzas de oro; las diez minas de oro de mayor producción en el mundo occidental se encuentran allí.

El segundo productor más grande, posee también las segundas reservas mundiales, y es que la Unión Soviética tiene en los Urales y especialmente en la Siberia, - enormes yacimientos aluviales, detríticos y primarios; por ausencia de datos no es posible saber la exacta posición de la URSS en reservas auríferas.

Aparte de Canadá y Australia, los Estados Unidos de Norteamérica cuentan con enormes reservas en California, South Dakota, Nevada, Montana y Colorado, con un total de 318,803 millones de toneladas de 0.073 Oz/t haciendo 23,202 millones de onzas de oro. Como puede apreciarse las leyes son significativamente más bajas que las de Transvaal y Orange, Sudáfrica; casi siempre la operación de extracción es en estos casos por tajo abierto, mientras que en Sudáfrica se usa exclusivamente la minería subterránea, habiendo llegado las galerías hasta 2 km - de profundidad (ver el siguiente capítulo sobre Extracción y Explotación).

Se muestra en la siguiente página un mapa mundial con los principales centros productores de oro y que consti tuyen también las reservas mundiales más importantes.



PRINCIPALES ZONAS AURIFERAS DEL MUNDO.

4. EXTRACCION Y EXPLOTACION.

4. EXTRACCION Y EXPLOTACION.

4.1. EXPLOTACION DE PLACERES AURIFEROS.

Los placeres auríferos (depósitos detríticos) son los yacimientos de más fácil explotación, ya sea porque 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).

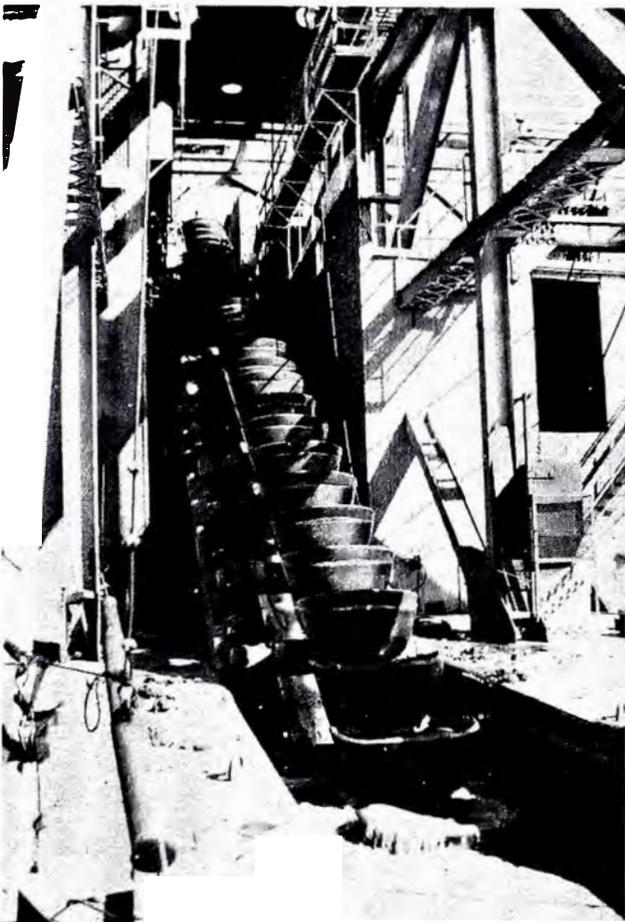
En Serra Pelada, Brasil existe un yacimiento detrítico de tanto valor, que los denuncios son de apenas $4m^2$ y son explotados por un sinnúmero de mineros que trabajan lado a lado, excavando la tierra aurífera.

Los métodos industriales de mejor rendimiento para explotar placeres auríferos son el dragado y el arranque hidráulico; en menor escala se utiliza la explotación subterránea y a tajo abierto.

DRAGADO. Consiste en extraer el lecho de los ríos con una pala mecánica continua de gran capacidad ubicada sobre pontones o flotante (ver figura); las cubas extraen el lodo y grava aurífera en forma de pulpa que es



\$7 million was spent to reconstruct the Yuba No. 21 dredge. It now excavates alluvials down to 140 ft below pond level.



The dredge's bucketline holds 147 14-ft³ buckets and can excavate at speeds up to 30 buckets/min.



Front-end loaders feed previously dredged tailings to this 2,000-ft-long conveyor system, which is moved to stay ahead of the dredge.

DETALLES DE UNA DRAGA PARA EXPLOTACION DE PLACERES.

inmediatamente tratada en la misma unidad con hidrociclones (deslamado y fraccionamiento), espirales y mesas (concentración de arenas y gravas) y tambores de amalgamación y retortas (recuperación del oro).

La explotación es rentable en gran escala, aún cuando el lecho del río contenga 0.05-0.08 g/m³ de oro; una típica draga tiene 147 cubas de 14 ft³ cada una, con una velocidad de 0-30 cubas/min y una capacidad promedio de 10,000 m³ /d. El sistema de recuperación puede ser constituido por jigs, mesas o espirales (ver detalle de estos equipos más adelante), dependiendo de la granulometría de las arenas o gravas auríferas. Así mismo, el sistema de amalgamación puede ser múltiple, placas, tambores, etc., dependiendo de las características mineralógicas de la alimentación (oro libre, cubierto con óxidos, concentrados de arenas negras).

ARRANQUE HIDRAULICO. Se utiliza en depósitos detríticos que no se encuentran cubiertos por agua (ríos o lagunas) y que más bien se encuentran en perfiles de erosión como acantilados de altura variable (hasta 10 o 15 m); estos depósitos están constituidos casi siempre por una capa superior de arena, arcilla y materia orgánica ("sobrecarga o mantillo") de unos 50 cm, y luego capas variables (0.7 a 1.5 m) de gravas, cantos rodados, arcillas y arenas de alto contenido aurífero que representan diversas etapas en la deposición del lecho.

El material es extraído con fuertes chorros de agua a presión (producidos por bombas y monitores o cañones de presión) que deshacen el material compactado haciéndolo fluir como lodos o pulpa. Esta pulpa es tamizada para eliminar las rocas y piedras y se trata en los equipos de concentración gravimétrica y amalgamación.

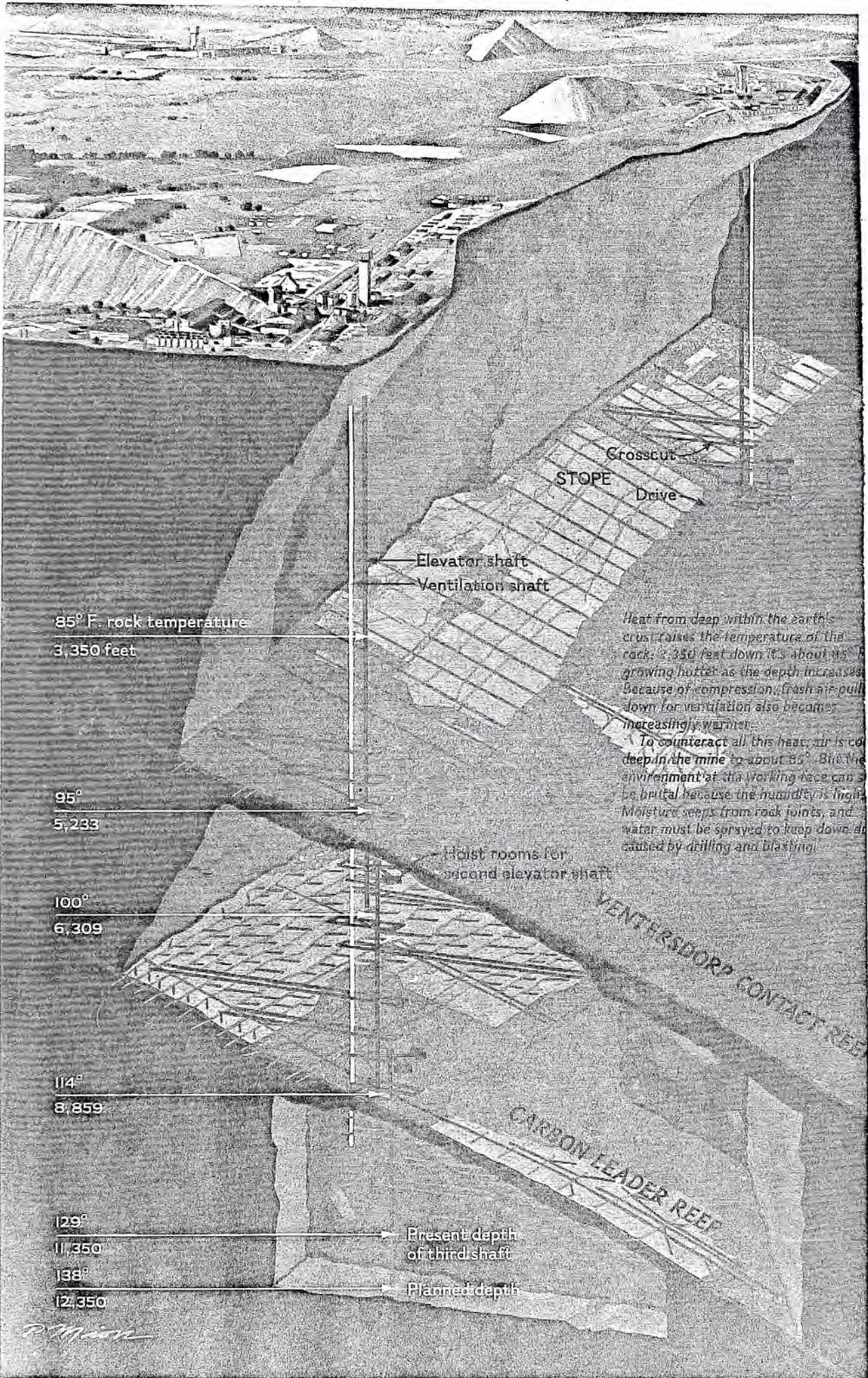
4.2. EXTRACCION DEL ORO FILONEANO.

El oro proveniente de yacimientos primarios se extrae por los dos métodos tradicionales usados en minería, la explotación subterránea y la explotación a cielo abierto. La aplicación de cada uno de estos métodos depende en primer lugar de la naturaleza del depósito y de su u bicación; en el 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 (open pit).

Así mismo, desde el punto de vista metalúrgico, el tra tamiento de los minerales extraídos por minado subterráneo o a cielo abierto puede ser por lixiviación continua (plantas convencionales de cianuración) o por lixivación en pilas (heap leaching) respectivamente; aunque - naturalmente se dan los casos contrarios.

MINERIA SUBTERRANEA. Se practica bajo los principios convencionales de perforación de chimeneas de acceso y ventilación, cruzadas por galerías de penetración hasta encontrar las caras de la veta mineralizada; los desarrollos continúan en forma paralela y transversal - al plano de la veta para extraer todo el cuerpo mineralizado y transportarlo a la superficie para su beneficio.

En Witwatersrand, Sudáfrica, las chimeneas han llega do a una profundidad de 11,350 ft (3,460 m) y se proyec tan hasta 12,350 ft (3,765 m); los cables de elevación de estas chimeneas no son de una pieza sino que están divididos en 3 o más etapas (ver figura). El método tradicional de perforación manual para construir las chimeneas ha sido reemplazado por perforación mecánica semi-au



85° F. rock temperature
3,350 feet

95°
5,233

100°
6,309

114°
8,859

129°
11,350
→ Present depth of third shaft

138°
12,350
→ Planned depth

Heat from deep within the earth's crust raises the temperature of the rock. 2,350 feet down it's about 95° F. growing hotter as the depth increases. Because of compression, fresh air pulled down for ventilation also becomes increasingly warmer.

To counteract all this heat, air is cooled deep in the mine to about 85°. But the environment at the working face can be brutal because the humidity is high. Moisture seeps from rock joints, and water must be sprayed to keep down dust caused by drilling and blasting.

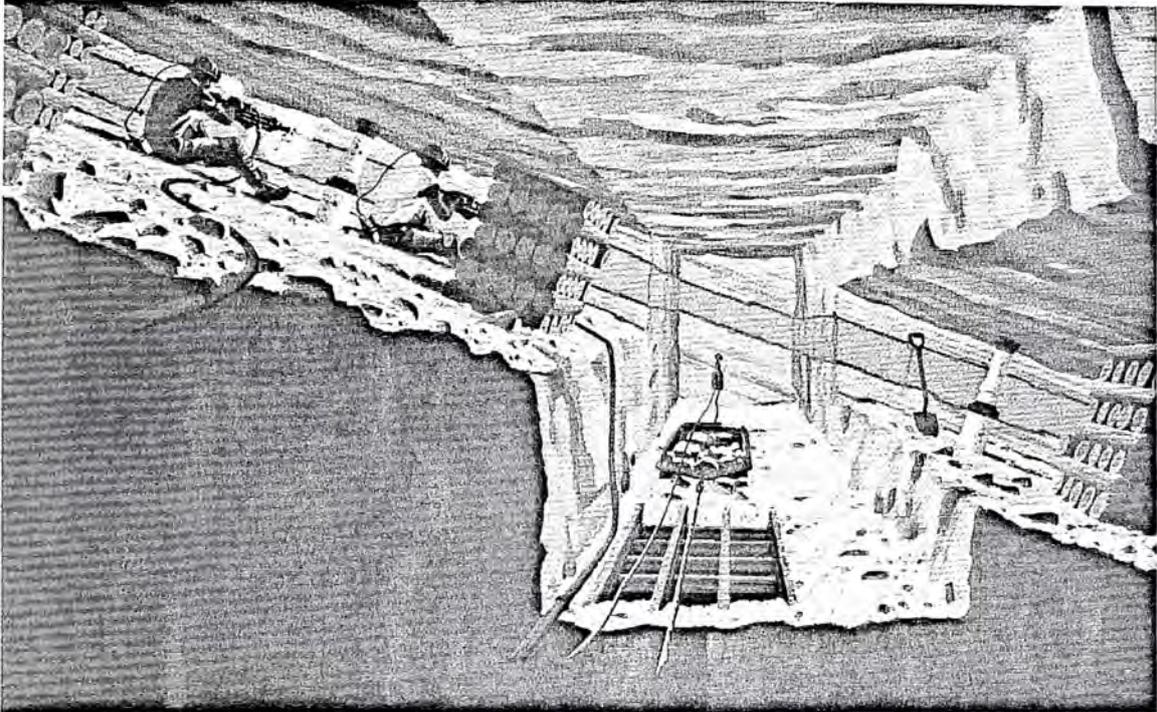
P. M. ...

tomática o automática con Jumbos, Shaft borers, etc., - que han simplificado la operación y disminuído los costos operativos.

Un problema muy especial en la explotación en galerías de mucha profundidad es la temperatura, que se incrementa con la profundidad hasta límites insoportables para el trabajo humano como 40°C (105°F) y humedades relativas de casi 100%. Para contrarrestar este efecto es necesario bombear aire y agua, refrigerarlo y extraer - el aire usado por las chimeneas de ventilación; la compresión del aire incrementa también su temperatura y las compresoras trabajan en el límite de su eficiencia para bombear aire frío a tales profundidades.

En Witwatersrand las galerías de penetración (cross-cut tunnels) se derivan de las chimeneas de extracción (shafts) hasta encontrar la veta (reef) en varios puntos; de allí se derivan nuevas galerías (drives) en forma perpendicular a la veta, de éstas se derivan nuevos túneles paralelos a la veta que se prolongan en forma ascendente (raises) o descendente (winzes). Los mineros perforan y vuelan las caras mineralizadas a lo largo de los winzes y raises (ver figura), excavando cámaras de techo muy bajo, que deben ser sostenidas con troncos o gatas hidráulicas para evitar derrumbes.

Las rocas sin valor o los relaves de tratamiento se utilizan en el relleno de las galerías extraídas (corte y relleno convencional, y relleno hidráulico); los elevadores transportan unas 20 ton por vez a la superficie y de cada 2.5 ton tratadas en la planta de cianuración se obtienen una onza de oro y una pequeña cantidad de plata. (ver detalles del proceso de cianuración en la siguiente sección).



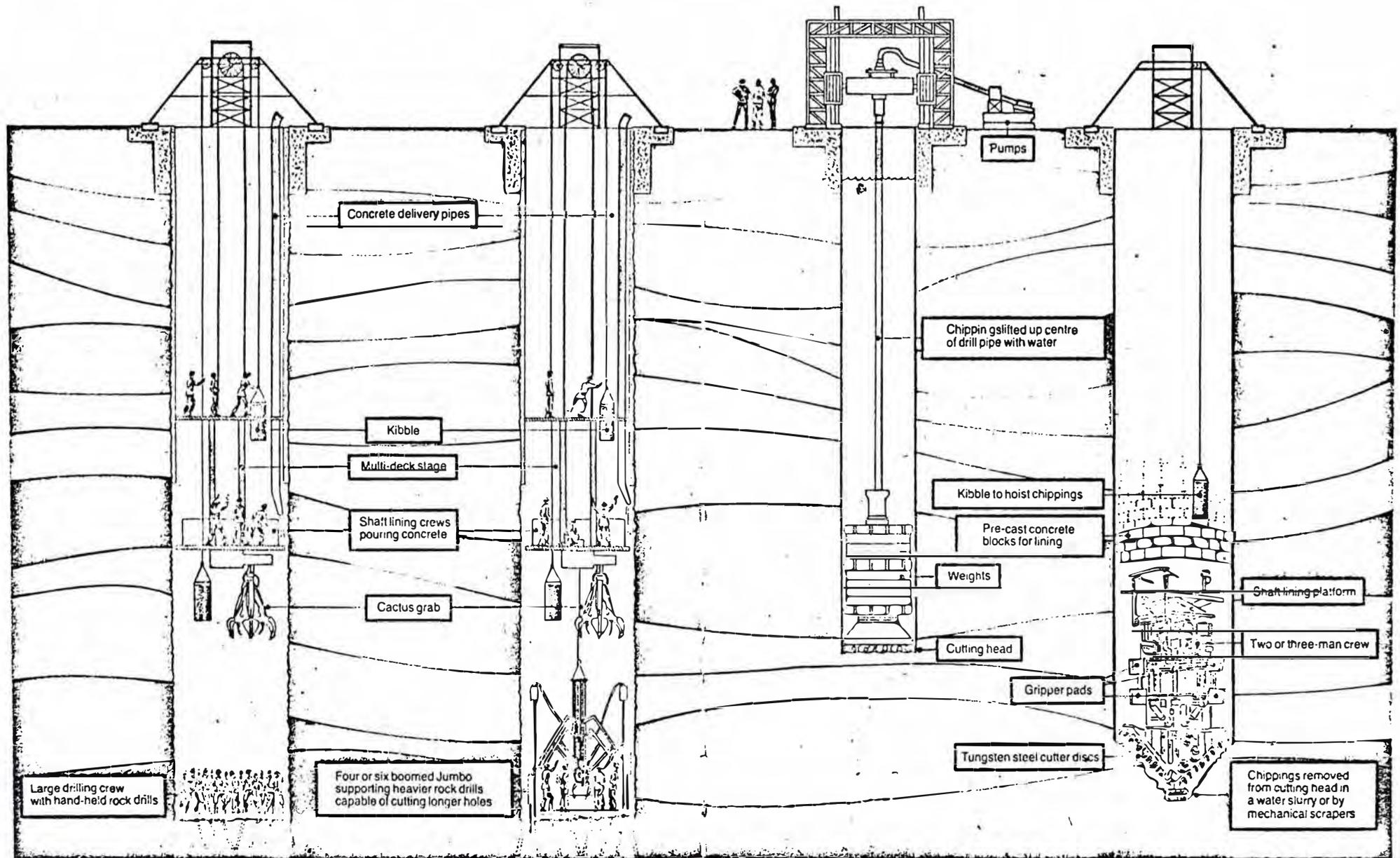
ESQUEMA DE LA EXTRACCION DE MINERAL AURIFERO
A LO LARGO DE "WINZES" Y "RAISES" EN LAS VE-
TAS DE LAS MINAS DE WITWATERSRAND, SUDAFRICA.

CONVENTIONAL HAND DRILLING

JUMBO DRILLING

REVERSE CIRCULATION DRILLING

SHAFT BORING MACHINES



MINERIA SUPERFICIAL. El minado a tajo abierto se efectúa en depósitos oxidados de baja ley de estructura diseminada, por lo que no es necesario la perforación de chimeneas y galerías; el costo de operación es inferior y la escala de extracción es generalmente mayor con palas mecánicas, cargadores y camiones-volquete pesados de hasta 200 ton de capacidad.

El desarrollo del tajo o pozo se efectúa delimitando el yacimiento hasta que el radio de extracción (stripping ratio) no supere el límite económico de aproximadamente 1:1 (el radio de extracción representa la relación de material estéril que debe extraerse por unidad de mineral valioso, la cifra puede cambiar en función del tipo de depósito y la ley del yacimiento).

La operación de tajo abierto más grande y de mineral de más bajo tenor del mundo es posiblemente Pegasus en Montana, USA, con cerca de 3.5 millones de TM anuales - minadas en las unidades de Landusky y Zortman, con una ley promedio de 0.02 a 0.03 Oz/TC Au; es también la mayor planta de lixiviación en pilas (ver figura), llegando las pilas hasta 100 ft (30 m) de altura. Los pozos o tajos varían en tamaño de 300,000 a 6'000,000 ton, y para las explosiones se usan patrones de 14'x14' y explosivo Anfo a razón de 0.6 lb/ton.

SOLUTION MINING. Se denomina así a la lixiviación por percolación "in-situ" (en el lugar) sin extraer el mineral de la mina, se describirá en mayor detalle en la sección 5.6.4.

En nuestro país tiene mayor difusión la minería subterránea (salvo las grandes operaciones de cielo abierto que recuperan el oro como subproducto) y sólo en



Gold recovery in 1983 from Zortman (*top*) and Landusky (*bottom*) could rank Pegasus among the top 12 primary producers in North America.

forma limitada se ha venido aplicando la extracción a tajo abierto; sin embargo, los relaves de algunas operaciones antiguas de flotación tienen leyes considerables de 0.05 a 0.1 Oz/TC Au y pueden ser recuperados por extracción superficial.

Generalmente la recuperación de relaves antiguos se realiza extrayéndolo con cargadores y llevándolos a tanques de atrición y repulpeo; de allí son bombeados a hidrociclones para clasificar las fracciones gruesas y finas, las primeras se lixivian para recuperar el oro y las lamas se descartan (salvo si el contenido de oro es apreciable).

En Ocoña, se están tratando relaves antiguos por cianuración y recuperación con carbón activado (véase más adelante) y la operación es rentable, aún con leyes de 0.05 Oz/Tc. Otra alternativa para la recuperación de los relaves es la aglomeración con cemento y cal para poderlo apilar y lixiviar por percolación; este método es radicalmente más económico en instalación y operación que el tratamiento en una plata convencional.

**Materials Handling Costs
Surface—VS—Underground Milling
(1000 t/day)
TABLE I**

	CAPITAL AMORTIZATION			OPERATING			TOTAL ANNUAL COST \$/Year	
	COST \$X1000	INTERNAL Years	TOTAL \$/Year	LABOR \$/Day	SUPPLIES \$/Day	EQUIPMENT \$/Day		TOTAL \$/Year
SURFACE MILL								
Shaft and Hoisting	\$4410	10	\$440.000	\$360	\$1626	\$14	\$600.000	\$1.040.000
Tailings Disposal	290	5	60.000	86	25	5	35.000	95.000
Water Reclamation	110	5	20.000	35	104	8	45.000	65.000
Total	\$4810		\$520.000	\$481	\$1755	\$27	\$680.000	\$1.200.000
UNDERGROUND MILL								
Shaft and Hoisting	\$2430	10	\$245.000	\$144	\$163	\$ 3	\$ 95.000	\$340.000
Tailings Disposal	395	5	80.000	443	411	37	265.000	345.000
Water Reclamation	95	5	20.000	68	23	6	30.000	50.000
Concentrates to Surface	125	5	25.000	8	179	10	60.000	85.000
Total	\$3045		\$370.000	\$663	\$776	\$56	\$450.000	\$820.000
UNDERGROUND MILL DIFFERENCE								
Dollars	-\$1765		-\$150.000	-\$182	-\$979	+\$29	-\$230.000	-\$380.000
Percent	-37%		-29%	+28%	-56%	+52%	-34%	-32%

Underground Preconcentration Methods.
TABLE II

PRINCIPAL VALUABLE CONSTITUENT	AUXILIARY VALUABLE CONSTITUENT	OTHER CONSTITUENTS	FINENESS OF ASSOCIATION	POTENTIAL PROCESS
Gold (native)	—	Silicates	Coarse	Jigging Tabling
	Silver (Sulfides)	Lead, Pyrite, Arsenopyrite, Silicates	Fine	Collective Flotation Hydrocyclones
	Copper & Silver (Sulfides)	Lead, Zinc, Pyrite, Silicates	Fine	Selective Flotation Hydrocyclones
Silver (Sulfide)	Gold	Lead, Zinc, Pyrite, Silicates	Fine	Selective or Collective Flotation Hydrocyclones
Silver (Oxidized)	Gold, Lead	Silicates Carbonates	Fine	Tabling of Sands and Flotation of Slimes Hydrocyclones

Underground Mine Haulage Costs
(1000 t-km/Day Level Haul).
TABLE III

HAULAGE MODE	CAPITAL COST			OPERATING COST				TOTAL ANNUAL COST \$/Year
	CAPITAL COST \$	AMORTIZATION INTERNAL Years	TOTAL \$/Year	LABOR \$/Day	SUPPLIES \$/Day	EQUIP. MAINT. \$/Day	TOTAL \$/Year	
LOAD HAUL DUMP	1.150.000	5	230.000	980	255	615	555.000	785.000
RAIL								
Battery	870.000	5	175.000	1.160	180	80	425.000	600.000
Trolley	730.000	5	145.000	1.050	180	60	390.000	535.000
Diesel	450.000	5	90.000	900	175	85	350.000	440.000
TRUCK	340.000	5	70.000	690	280	160	340.000	410.000
CONVEYOR	250.000	5	50.000	40	30	20	27.000	77.000

5. METALURGIA Y METODOS DE BENEFICIO.

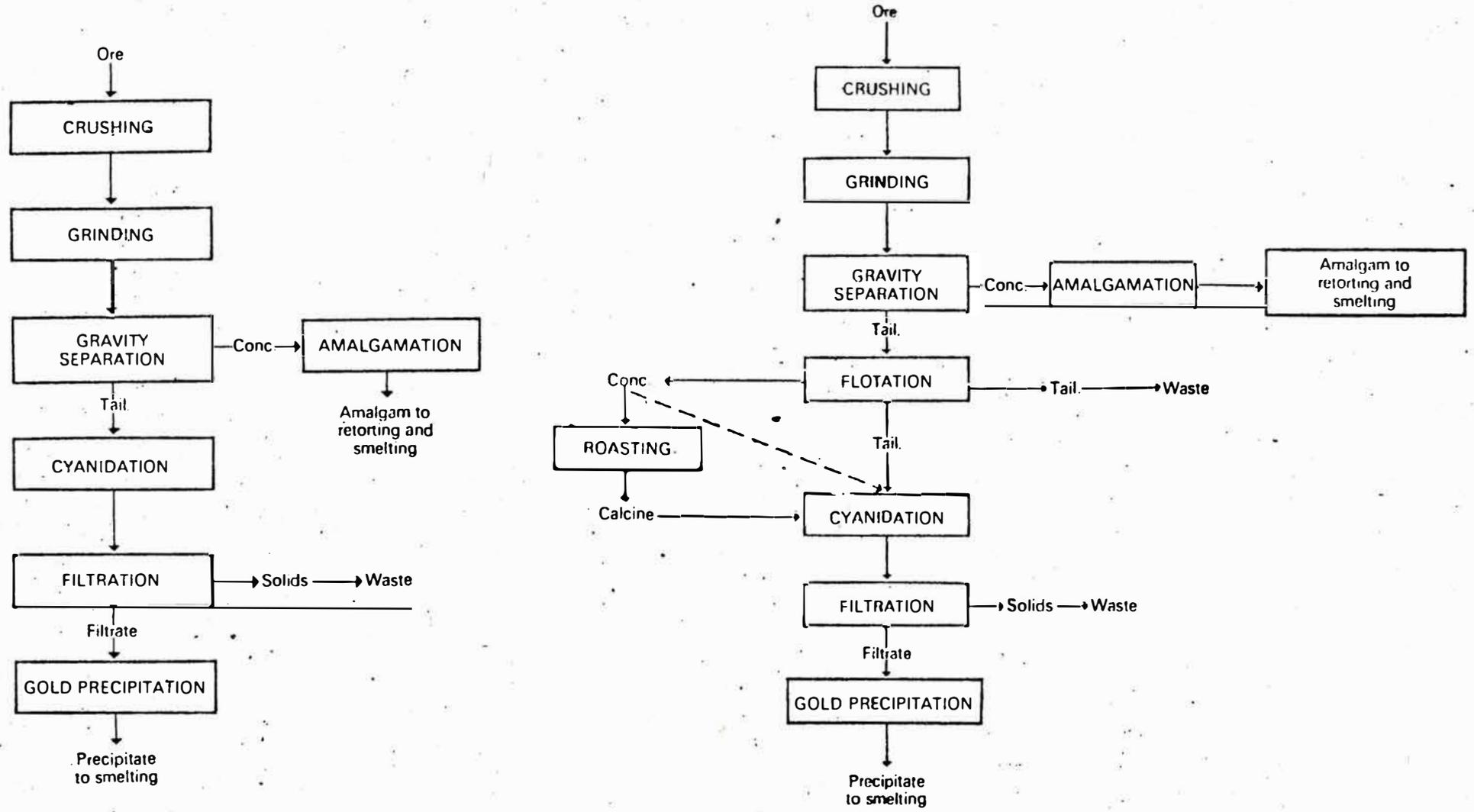
5. METALURGIA Y METODOS DE BENEFICIO.

El presente capítulo es necesariamente el más extenso de esta obra, no sólo por la especialidad del autor sino porque uno de los objetivos principales era el reunir la más amplia información bibliográfica actualizada sobre un tema que no es investigado desde hace mucho tiempo en las Tesis de los alumnos de Ingeniería Metalúrgica.

Se examinarán en orden, la concentración gravimétrica, amalgamación, flotación, recuperación como sub-producto, cianuración y el novedoso método de lixiviación con tíoúrea; cada método, como se irá mostrando, tiene su propio campo de aplicación, pero no siempre se puede pensar que son alternativas aisladas, la tecnología metalúrgica actual encuentra mejores eficiencias y costos de tratamiento en procesos combinados, de mayor complejidad.

Se ha dado especial importancia al proceso de cianuración, por tratarse de la tecnología usada en el proyecto industrial (segunda parte) y porque es la tecnología aceptada como patrón de eficiencia desde hace muchos años. Su aplicación en las plantas de lixiviación en pilas (heap leaching) de bajo costo, ha abierto una alternativa muy económica para el procesamiento de muchos minerales peruanos, con el consiguiente beneficio que significaría al país.

En la siguiente página se presenta un cuadro del esquema general de tratamiento de las diversas menas auríferas y argentíferas, se podrá observar la variedad de métodos de beneficio para un mismo tipo de mena.



ESQUEMAS DE TRATAMIENTO METALURGICO DE MINERALES AURIFEROS.

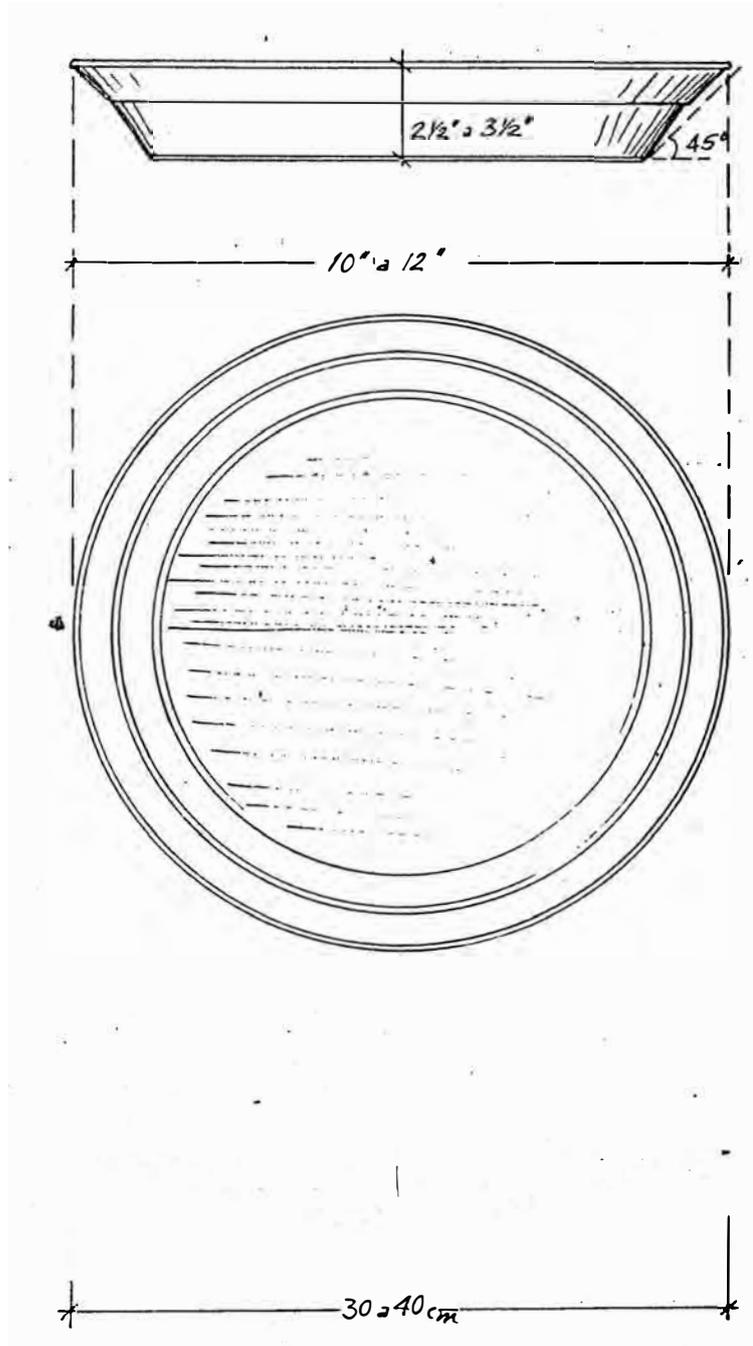
5.1. CONCENTRACION GRAVIMETRICA.

Es posiblemente el método más antiguo de obtención del oro aplicado 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 presenten 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 (19.3) y la ganga arcillosa o silíceas (2.6-2.7) 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, titanomagnetita, etc., que son también fácilmente separables 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 un movimiento circular rítmico; fué 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.

En la página siguiente puede verse el esquema y dimensiones típicas del plato (pan) de cateador y la batea de madera cónica; ambas se usan en la actualidad ya no como instrumentos de producción primitivos sino como instrumentos de cateo cualitativo que requieren una gran práctica y experiencia en su uso.

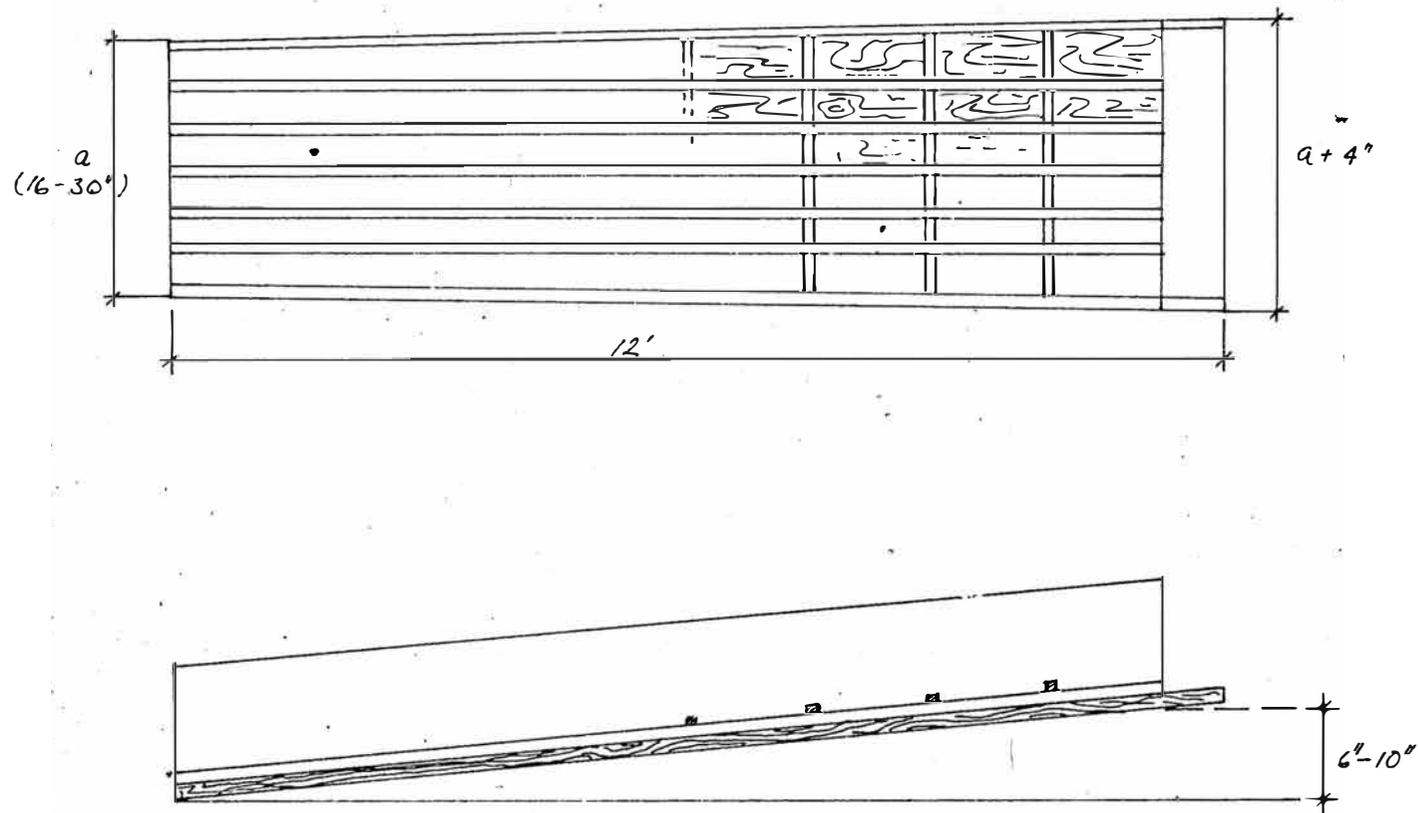


ESQUEMA Y DIMENSIONES DEL PAN Y BATEA DE CATEADOR.

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 desnuzar 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 más liviana, quedando en el fondo los guijarros, la arena gruesa y los minerales pesados, entre los que se encuentra el oro. El concentrado de "arenas negras" que contiene el oro (se necesita una gran agudeza visual y práctica en el uso de la batea para poder separar las partículas minúsculas de oro y distinguirlas) se puede amalgamar o analizar químicamente por fusión.

Para 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; casi siempre el concentrado es tratado por amalgamación, que se examinará posteriormente, y las colas o residuos por flotación y/o cianuración.

SLUICES. Son unos canales o arcaduces de madera que tienen en el fondo obstáculos transversales a la corriente donde puedan concentrarse los minerales pesados. El esquema y dimensiones puede verse en la página siguiente; por lo general el extremo de alimentación es más ancho que el de descarga, y la combinación de inclinación y corriente adecuadas permite transportar el mineral y separar las fracciones más densas en los travesaños de madera (riffles) ubicados en el fondo. Para minerales más finos se pueden utilizar también telas toscas como yute o corduroy grueso que sirven como riffles para lograr la separación de los minerales pesados.



ESQUEMA Y DIMENSIONES DE UNA CAJA (BOX) DE SLUICES (varias cajas se conectan en serie en diseños variables, constituyendo canales).

JIGS. Son equipos que se utilizan para concentrar minerales pesados como el oro, plata, galena, etc., en tamaños gruesos (generalmente de 1/8" a 3/8") por medio de una corriente ascendente y pulsante de agua (ver esquema de la página siguiente). El procedimiento de concentración con jigs (jigging) se aplica directamente a minerales de mina triturados, o en circuitos de molinera cerrada, para evitar el retorno de las fracciones pesadas del mineral a remolienda.

El equipo consta de una biela que es accionada por una excéntrica y que produce un movimiento alternado en un diafragma flexible de caucho; este funcionamiento está sincronizado con una válvula ("de media luna") que permite la entrada de agua cuando el diafragma asciende (evitando la succión del mineral) y que cierra la entrada de agua cuando el diafragma desciende (produciendo otro "pulso" de agua en el mineral). La acción combinada de la velocidad de la excéntrica, flujo de agua, desplazamiento del diafragma y una capa de mineral denso o de billas de acero ubicadas sobre una malla metálica, produce la separación de las fracciones densas del mineral que descienden y se recolectan en un recipiente cónico, mientras que la ganga, liviana, es descargada en la superficie con una corriente de agua.

La concentración con jigs es bastante eficiente y económica y permite separar en un circuito común de molinera, oro nativo, sulfuros de plata y oro, galena, y otros minerales pesados; por lo general es seguida de amalgamación del concentrado y flotación de las colas, o un proceso combinado de flotación y cianuración de los residuos, que todavía contienen valores de oro y que por el tamaño de liberación no pueden ser recuperados con estos equipos.

8. ELECCION DEL PROCESO.

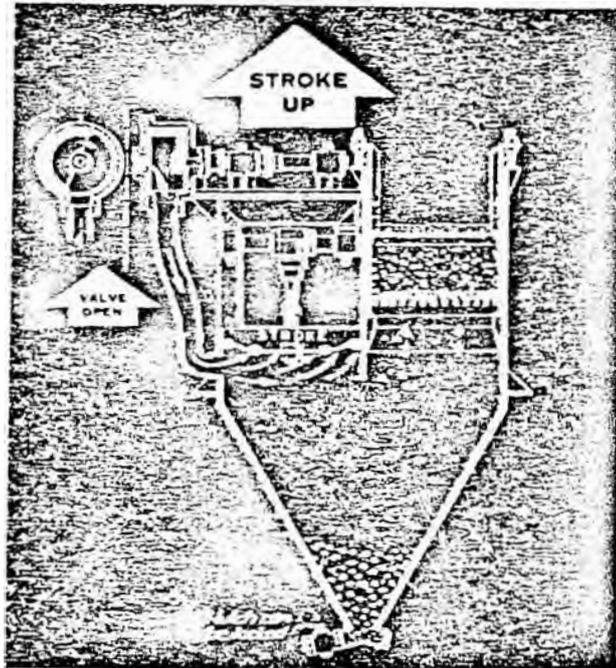
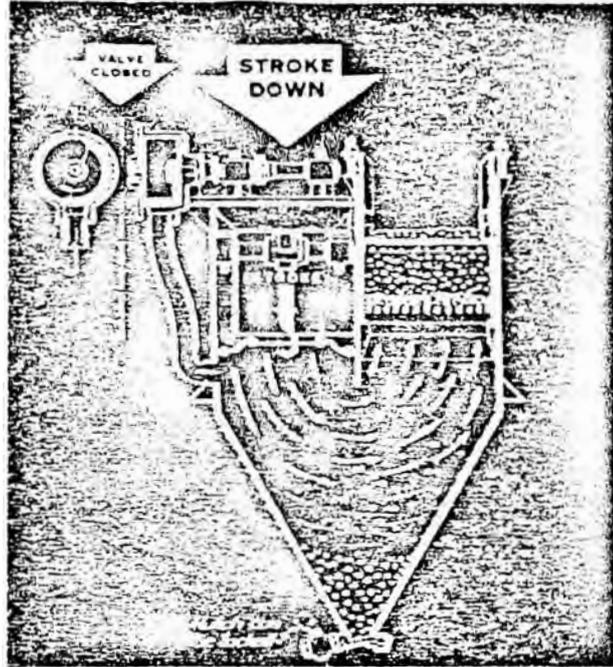
8.1. METODO DE BENEFICIO.

De las técnicas posibles de tratamiento del mineral oxidado, las dos corresponden a lixiviación por cianuración, dado el excelente comportamiento de la muestra estudiada; la elección se hará en base a dos métodos posibles: 1) Lixiviación convencional, con molienda, clasificación y espesamiento, y recuperación Merrill-Crowe; y 2) Lixiviación en pilas, con recuperación Merrill-Crowe o Carbón activado en columnas.

Para la elección se utilizará el método de ponderación de factores, que si bien es bastante cualitativo, permite valorar de alguna manera los aspectos metalúrgicos y económicos de cada proceso.

<u>Aspecto</u>	<u>Ponderación</u>	<u>M. Convencional</u>	<u>L. Pilas</u>
Costo de instalación	8	3	9
Costo de operación	7	5	8
Recuperación	7	9	7
Tratamiento del producto	5	8	8
Facilidad de operación	4	5	6
<u>Escalamiento</u>	<u>5</u>	<u>8</u>	<u>6</u>
Total/Prom.	36	6.2	<u>7.5</u>

Podría arguirse que la ventaja del proceso de heap-leaching es marginal sobre el convencional, pero habiendo ponderado igualmente los factores, la elección del método de lixiviación en pilas es perfectamente justificable metalúrgica y económicamente.



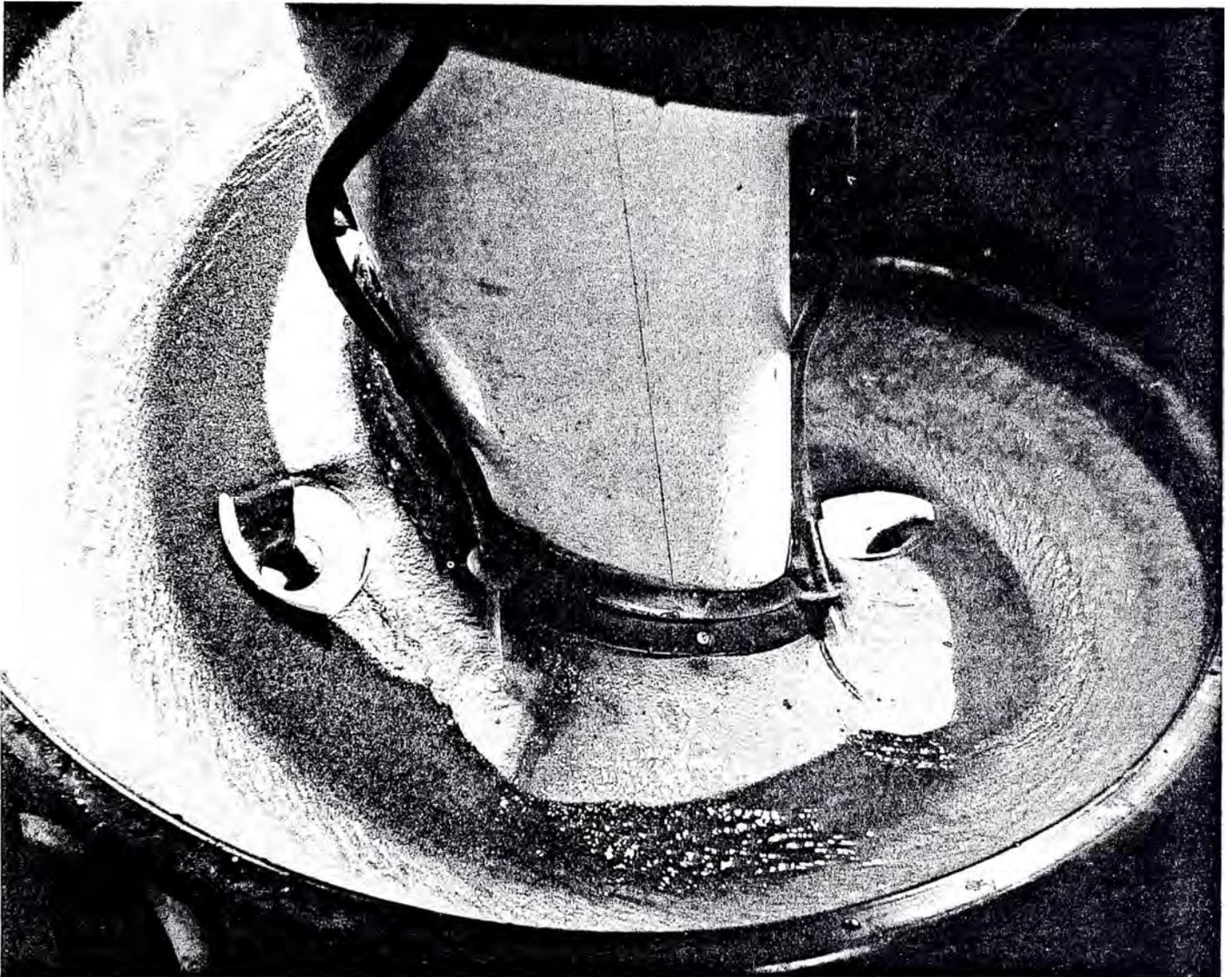
ESQUEMA DE FUNCIONAMIENTO DE UN JIG CONCENTRADOR.

MESAS VIBRATORIAS. Patentadas por las firmas americanas Wilfley y Deister y que prácticamente se conocían 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 de madera para la retención de los minerales pesados.

La inclinación de la mesa (hecha de madera, madera recubierta con jébe, o fibra de vidrio) y la disposición y tamaño de los rifles de madera, permite realizar con estos equipos funciones de pre-concentración, concentración y limpieza de concentrados, separando por acción del movimiento vibratorio y una corriente de agua las distintas fracciones pesadas del mineral en función de su densidad. Se puede separar así (ver esquema) desde el extremo de la mesa, las arenas negras, galena, pirita, cuarzo, y ganga arcillosa, que es prácticamente lavada por el agua .

La capacidad del equipo está en función del tamaño de la mesa, pudiéndose instalar varias unidades en paralelo para el tratamiento de grandes volúmenes de pulpa; las pruebas de laboratorio realizadas con equipos de 15"x40" generalmente, pueden perfectamente escalar-se a nivel piloto e industrial con la misma eficiencia.

ESPIRALES CONCENTRADORAS. Conocidas por el nombre 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, ubicada



DETALLE DEL FUNCIONAMIENTO DE UNA ESPIRAL CONCEN-
TRADORA, MOSTRANDO LA ACCION DE LAS BOQUILLAS DE
CORTE (SPLITTING) Y EL AGUA DE LAVADO.

SOME TYPICAL RESULTS WITH THE REICHERT MARK-7

SNAKE RIVER GOLD—SOUTHERN IDAHO, U.S.A.
FEED: -20 mesh material, deslimed with cyclones.

PRODUCT	WEIGHT %	MG OF GOLD	AU PERCENT DISTRIBUTION
Heads	100,0	19,09	100,0
Conc	2,2	17,58	92,1
Tail	97,8	1,51	7,9

NOTE: All the gold was -100 mesh, with the majority being -200 mesh.

SNAKE RIVER—SOUTHERN IDAHO, U.S.A.
FEED: -20 mesh material—NOT cyclone deslimed.

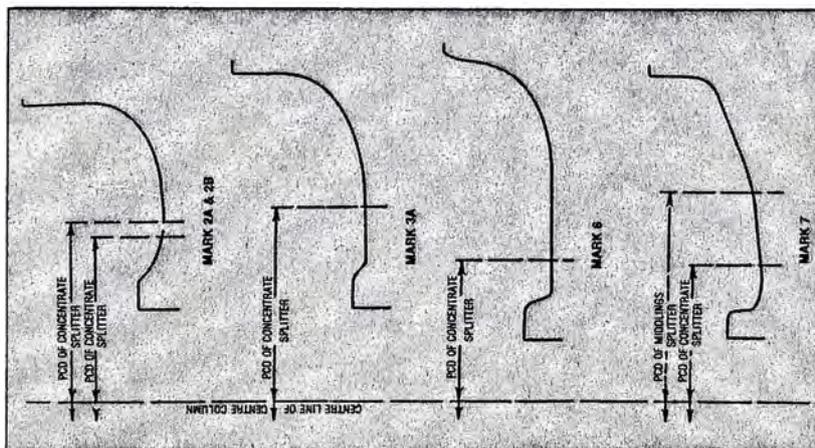
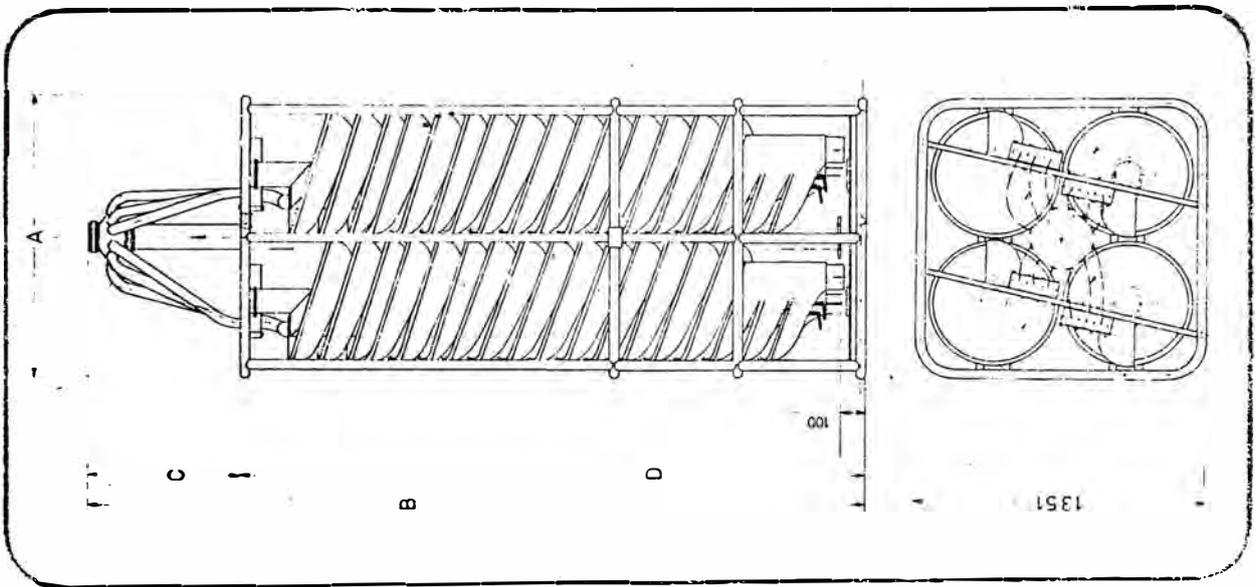
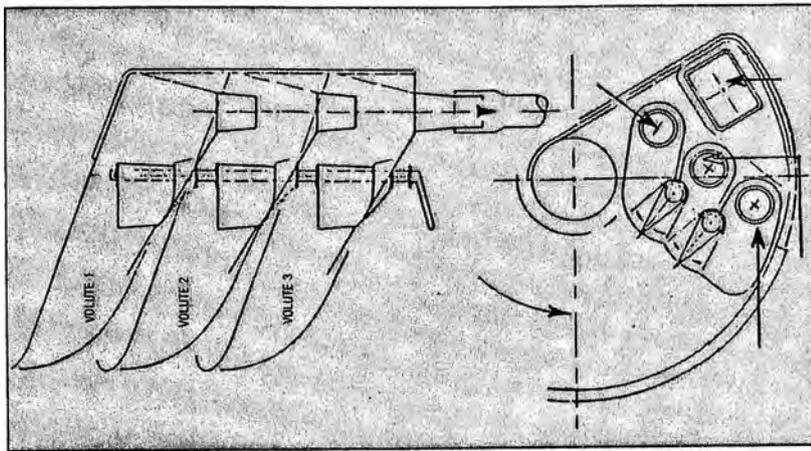
PRODUCT	WEIGHT %	MG OF GOLD	AU PERCENT DISTRIBUTION
Heads	100,0	30,00	100,0
Conc	4,8	24,87	82,9
Tail	95,2	5,13	17,1

NOTE: All the gold was -100 mesh, with the majority being -325 mesh. Some -400 mesh gold was recovered.

GRAVEL FROM THE FARIPLAY DISTRICT, COLORADO, U.S.A.
FEED: -6 mesh material, fed to the spiral at about 45% solids pulp density.
The feed rate was about 2,2 t/hr.

PRODUCT	WEIGHT %	AU ASSAY MG	GOLD DISTRIBUTION	
			TOTAL GOLD	FREE GOLD
Heads	100,0	82,5	100,0	100,0
Concentrate	5,4	—	(83,3)	—
Amalgam Conc	—	67,9	82,3	91,3
Amalgam Tail	—	0,841	1,0	—
Tailing	94,6	—	(16,7)	—
Amalgam Conc	—	6,44	7,8	8,7
Amalgam Tail	—	7,36	8,9	—

NOTE: The data shows the Reichert spiral recovered 83,3% of the total gold, and 91,3% of the free gold—into 5,4% of the feed weight. A microscopic examination of the material showed free gold was largely -65 + 200 mesh.

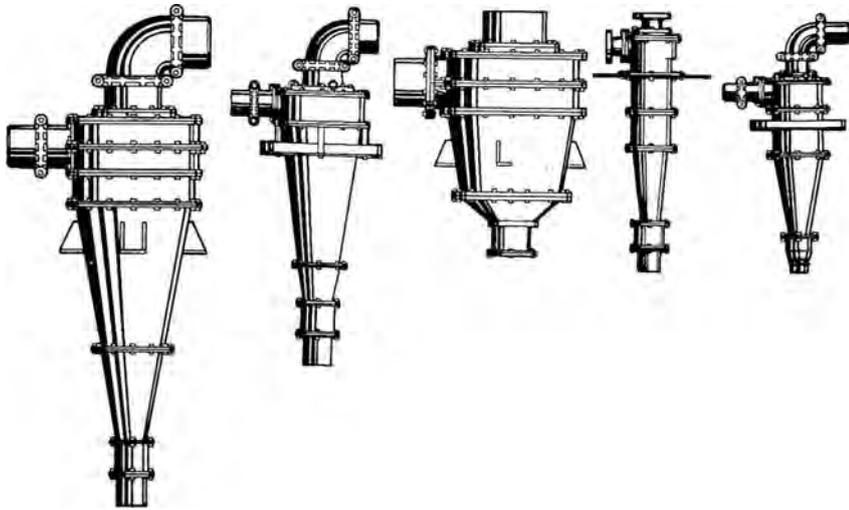


en forma vertical (ver esquema), y con un paso de 13" a 15". Por la parte superior se agrega la pulpa, que -desciende por el canal (o los canales, ya que hay espirales concentradoras de simple, doble y hasta triple arranque), separando por la acción centrífuga del giro y el agua de lavado, las partículas pesadas de las livianas que son impulsadas a la periferia. Unos pequeños tabiques o boquillas ubicados regularmente en el trayecto descendente de la espiral permiten "cortar" el flujo de la pulpa, recolectando el concentrado (pesados) hacia un tubo central que descarga en la parte inferior del equipo; la pulpa restante de la última vuelta constituye el relave.

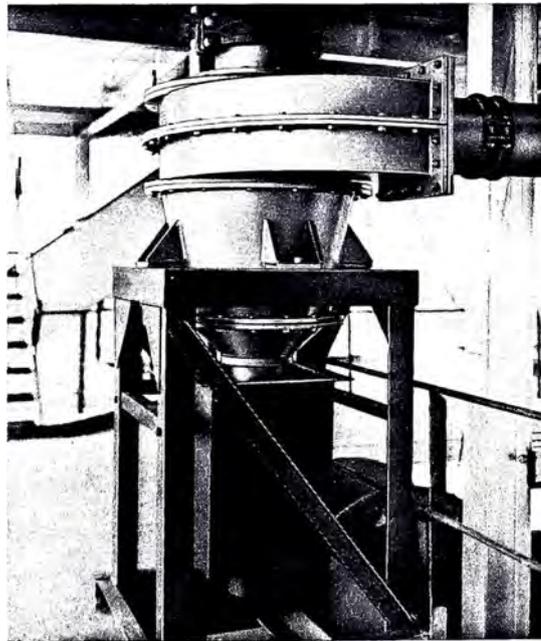
Las separaciones en las espirales concentradoras son eficientes en el rango de 0.1 a 0.3 mm, y debido a su baja capacidad se instalan varias unidades en paralelo; la eficiencia puede elevarse ubicando en la cabeza o alimentación un hidrociclón para preconcentrar el mineral, eliminando las fracciones finas estériles.

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 correspondientemente -la sección cilíndrica (ver esquema).

La alimentación de la pulpa es convencional; por medio de una bomba centrífuga, que impulsa tangencialmente a la pulpa dentro de la sección cilíndrica produciendo una elevada rotación. La fuerza centrífuga separa las fracciones pesadas de las livianas; las primeras son descargadas en la parte inferior (ápex) mientras que el mineral fino y liviano es arrastrado por un remolino se



PERFILES DE DIVERSOS HIDROCICLONES DE FRACCIONAMIENTO Y CLASIFICACION Y DE UN HIDROCICLON DE CONCENTRACION (AL CENTRO).



HIDROCICLON DE CONCENTRACION INSTALADO.

cundario (interior) que lo eleva hasta la tobera superior de descarga (vórtex). Los hidrociclones permiten preconcentrar los minerales auríferos, elevando leyes de 0.05 g/m^3 hasta cerca de 1 g/m^3 ; estos preconcentrados son posteriormente tratados en otros equipos como espirales, mesas, jigs, etc.

Los hidrociclones convencionales también se utilizan en concentración gravimétrica, pero con fines complementarios como deslamado, fraccionamiento, espesamiento. Las grandes operaciones de dragado requieren de equipos continuos de gran capacidad, para ello los hidrociclones son indispensables, ya que son equipos muy versátiles que ocupan poco espacio en comparación a otros equipos convencionales.

CARACTERISTICAS Y CAPACIDADES DE HIDROCICLONES.

<u>Diámetro</u>	<u>Rango de Separación</u>	<u>Capacidad*</u>
4"	25 - 65 μ	15-40 GPM
6"	35 - 75	55-120
10"	40 - 100	75-250
15"	50 - 110	240-510
20"	60 - 120	400-800
26"	70 - 150	1100-2000
30"	100 - 200	2000-3500
50"	150 - 250	5500-7500

(*) Capacidad medida a una presión de 10 PSI.

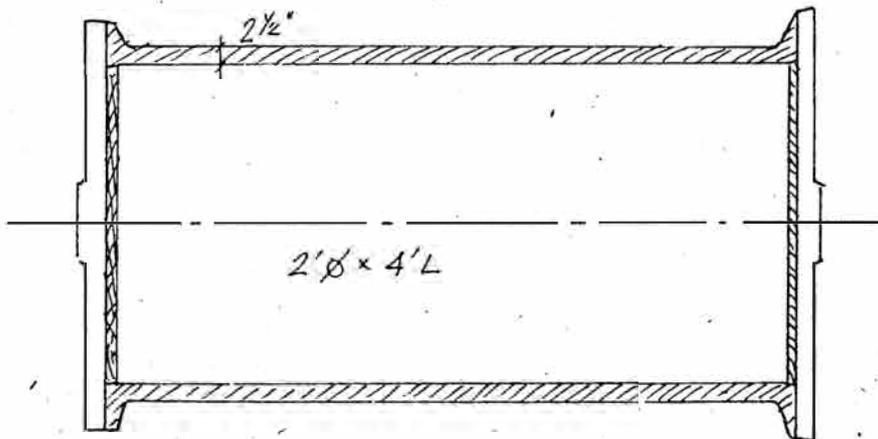
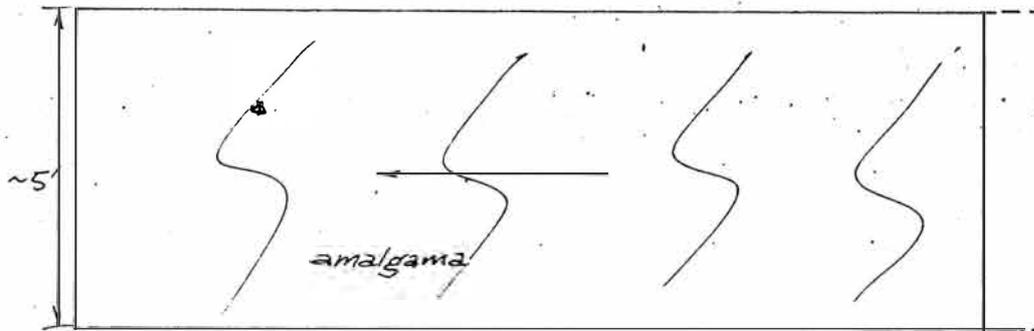
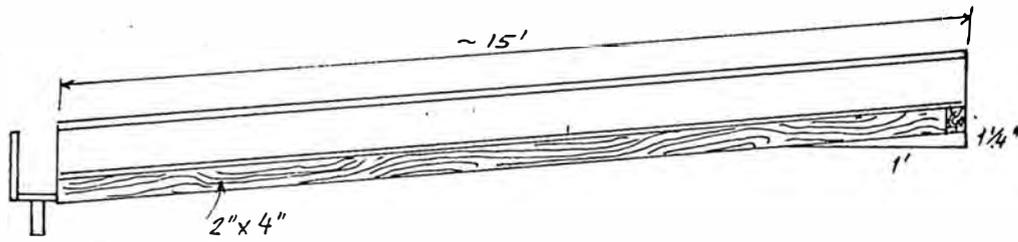
5.2. AMALGAMACION.

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.

El fundamento del método es la facilidad de aleación del oro, plata, cobre, etc. con el mercurio líquido a temperatura ambiente (ver sección 2.2., diagrama de fase Au-Hg); de la amalgama obtenida de oro y plata (30 a 45% de Au+Ag) se obtienen los metales preciosos como un bullión después de destilar el mercurio en una retorta.

En la práctica no es muy común utilizar el mercurio directamente sobre el mineral o la pulpa, sino que se prepara una pre-amalgama de mercurio y plata, que tiene mayor facilidad de "atrapar" los minúsculos granos de oro, y que, por tener consistencia pastosa, no es desinagrada fácilmente por la pulpa o corrientes de agua, evitando mayores pérdidas.

AMALGAMACION EN PLACAS. Es tal vez el método de amalgamación más usado; consiste en pasar la pulpa de mineral o concentrado (ver esquema) 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. Para la preparación de la placa se prefiere utilizar una plancha de cobre limpia y pulida, sobre la cual se aplica un plateado electrolítico (o también con nitrato de plata) y en-



ESQUEMA Y DIMENSIONES DE LAS PLACAS Y BARRILES DE AMALGAMACION.

cima una capa de mercurio uniformemente esparcida; de esta manera su limpieza es más fácil limpiarlas retirando la amalgama de oro y plata con una rasqueta o espátula. También se usan directamente las placas de cobre o metal Muntz (60Cu/40Zn) amalgamadas; las primeras absorben tanto mercurio que éste penetra en casi todo el espesor de la placa (3/16" a 3/8") y se ensucian fácilmente por oxidación o agentes orgánicos (grasas p.ej.) perdiendo eficiencia. Las placas de metal Muntz no se ensucian ni oxidan al medio ambiente, y el mercurio sólo forma una amalgama muy superficial, haciendo fácil su limpieza pero a la vez más frecuente.

AMALGAMACION 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'x4' y giran a 20 RPM, y se carga en ellos el mineral o concentrado, agua, mercurio, algunas bolas de acero y a veces la amalgama obtenida de la limpieza de las placas. Después de unas 4 horas de giro se detiene el barril y se retira la pulpa residual (que puede ser cianurada) con ayuda de agua, y también la amalgama que se envía a destilación.

DESTILACION. La amalgama de oro y plata es filtrada en una prensa para retirar el exceso de mercurio, y luego se le dá forma de bolas o ladrillos para introducirla en una retorta horizontal o vertical, que puede ser de fierro, arcilla, carburo de silicio, etc.; se calienta gradualmente la retorta hasta la temperatura de ebullición del mercurio (357°C) y los vapores se hacen pasar por un serpentín enfriado por agua, que recupera nuevamente el mercurio al estado líquido y quedando en el recipiente una masa porosa con 500 a 950/1000 de Au.

El residuo de destilación se funde con bórax y sílice para producir un bullión de oro, plata y algunas impurezas residuales como cobre, mercurio, etc.; en la fusión hay siempre una pérdida de oro en la escoria y por volatilización.

Es importante que las retortas de destilación estén herméticamente cerradas (ver esquema) para evitar el escape de los gases de mercurio que son muy tóxicos (producen una intoxicación acumulativa en el organismo y una enfermedad conocida como "saturnismo", un envenenamiento excesivo con vapores de mercurio causa la muerte).

En la selva peruana comúnmente se elimina el mercurio de la amalgama con un soplete que quema y volatiliza el mercurio, recuperándose el bullión fundido; este procedimiento, además de peligroso por la toxicidad de los vapores de mercurio, desperdicia el mercurio con la combustión, y la inversión de una retorta puede con seguridad pagarse con el mercurio recuperado.

El mercurio usado en amalgamación debe ser muy puro, y por ello el mercurio recuperado por destilación o de las prensas de amalgama es destilado nuevamente en presencia de cal y limaduras de hierro para descomponer los sulfuros; también se agrega carbón de madera para evitar la formación de óxidos volátiles.

En la página siguiente se muestra el diseño de una retorta de destilación, y los típicos esquemas de concentración gravimétrica, amalgamación y destilación aplicados en la recuperación de oro nativo filoneano o de placeres.

5.3. FLOTACION.

Si bien es apreciable la cantidad de oro y plata recuperado como sub-producto en el tratamiento de concentrados de cobre, plomo y zinc (aspecto que se tratará en la siguiente sección), 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 piritita, arsenopiritita, calcopiritita o minerales de plata como la argentita, proustita, pirargiritita (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 de oro y plata suficientemente buenos como para reemplazar la cianuración directa por cianuración de los concentrados de flotación.

El autor ha podido comprobar, en investigaciones metalúrgicas realizadas con mineral de la mina Pacococha, que el Promotor Aero 404 es un excelente reactivo para la flotación de piritita y arsenopiritita aurífera en circuito ácido (pH 4-6); y en minerales preferentemente de plata, la aplicación de los promotores 242 y 208 en medio neutro o débilmente alcalino produce resultados muy satisfactorios. La aplicación de cualquier reactivo de flotación requiere siempre de una investigación particular en laboratorio, pudiendo luego escalarse fácilmente los resultados a nivel piloto e industrial.

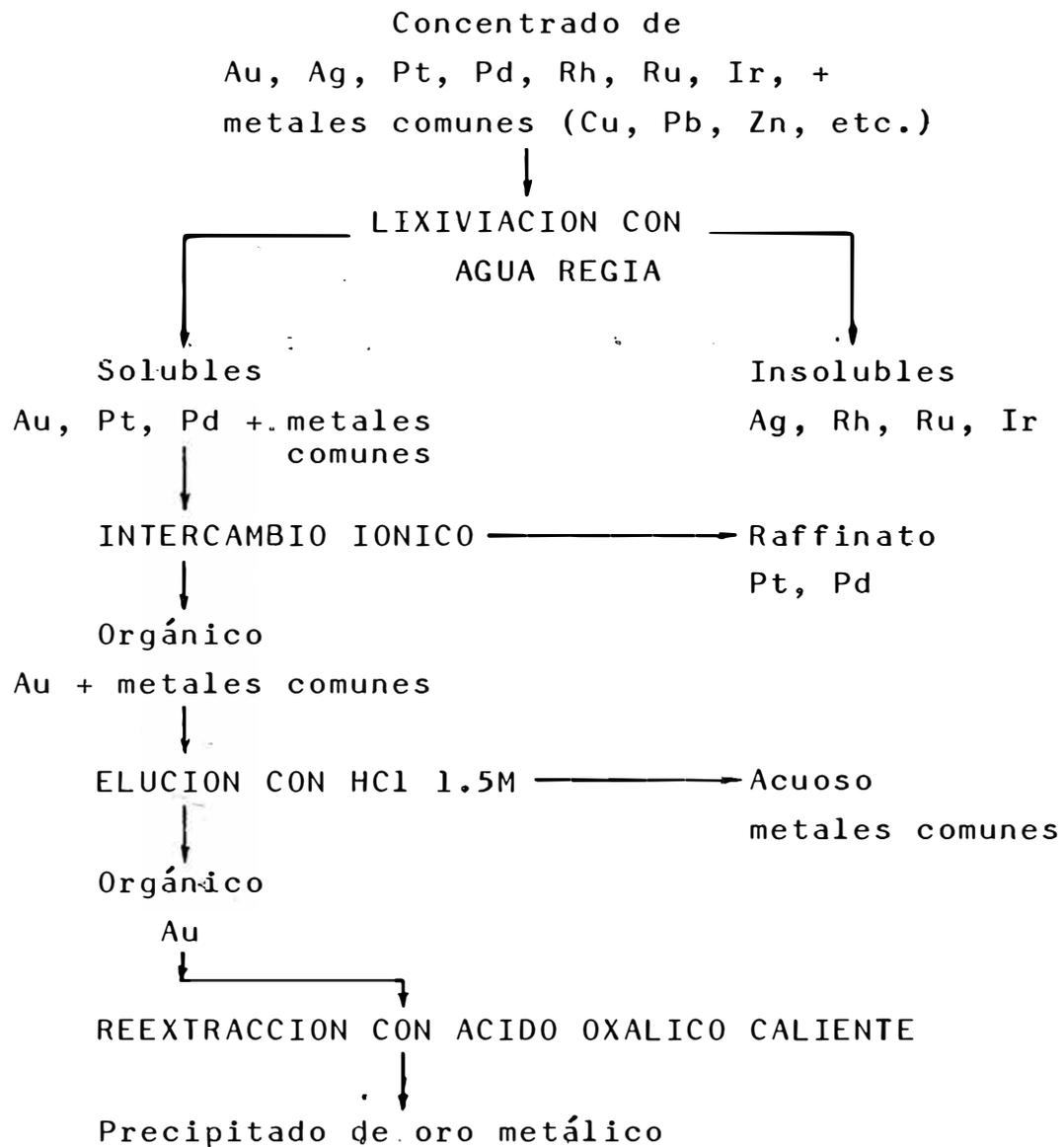
Los concentrados de flotación de oro y plata pueden tratarse por uno de los siguientes métodos:

- 1) Cianuración directa, o cianuración con tostación previa (oxidación y eliminación de As, Sb, etc.).
- 2) Lixiviación con agua regia en autoclaves y recuperación del oro con resinas orgánicas de intercambio iónico.
- 3) Fusión con concentrados de cobre y recuperación - como sub-producto de la electrorrefinación.

Interesa mayormente el método 2, ya que los otros se tratarán en detalle más adelante. 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, y una presión de 2 a 3 atm; después de concluída y de haber separado la solución pregnant (rica) se extrae el oro por intercambio iónico, con resinas como el dibutil carbitol o amborane que lo absorben como el complejo AuCl_4^- ; el orgánico es purificado y limpiado de los metales comunes y reextraído con ácido oxálico caliente que recupera el oro metálico (ver esquema), o también puede quemarse la resina y recuperar el oro de las cenizas por fusión en un horno de crisol.

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.

ESQUEMA DE TRATAMIENTO PARA LA REFINACION DE
CONCENTRADOS DE METALES PRECIOSOS.



5.4. RECUPERACION 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 de esta manera 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 cantidades apreciables de oro y plata (se conocen concentrados de más de 3 Oz/TC Au y 400 Oz/TC Ag) 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 refinarias 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, éste pasa durante la fusión y conversión al cobre blíster que contiene 97-98% Cu y el resto Au, Ag, As, Sb, Pb, etc.; durante la refinación electrolítica del cobre el oro y plata se precipitan como lodos (lodos anódicos) que, se dice, son suficientemente valiosos como para cubrir los gastos del proceso de refinación de cobre.

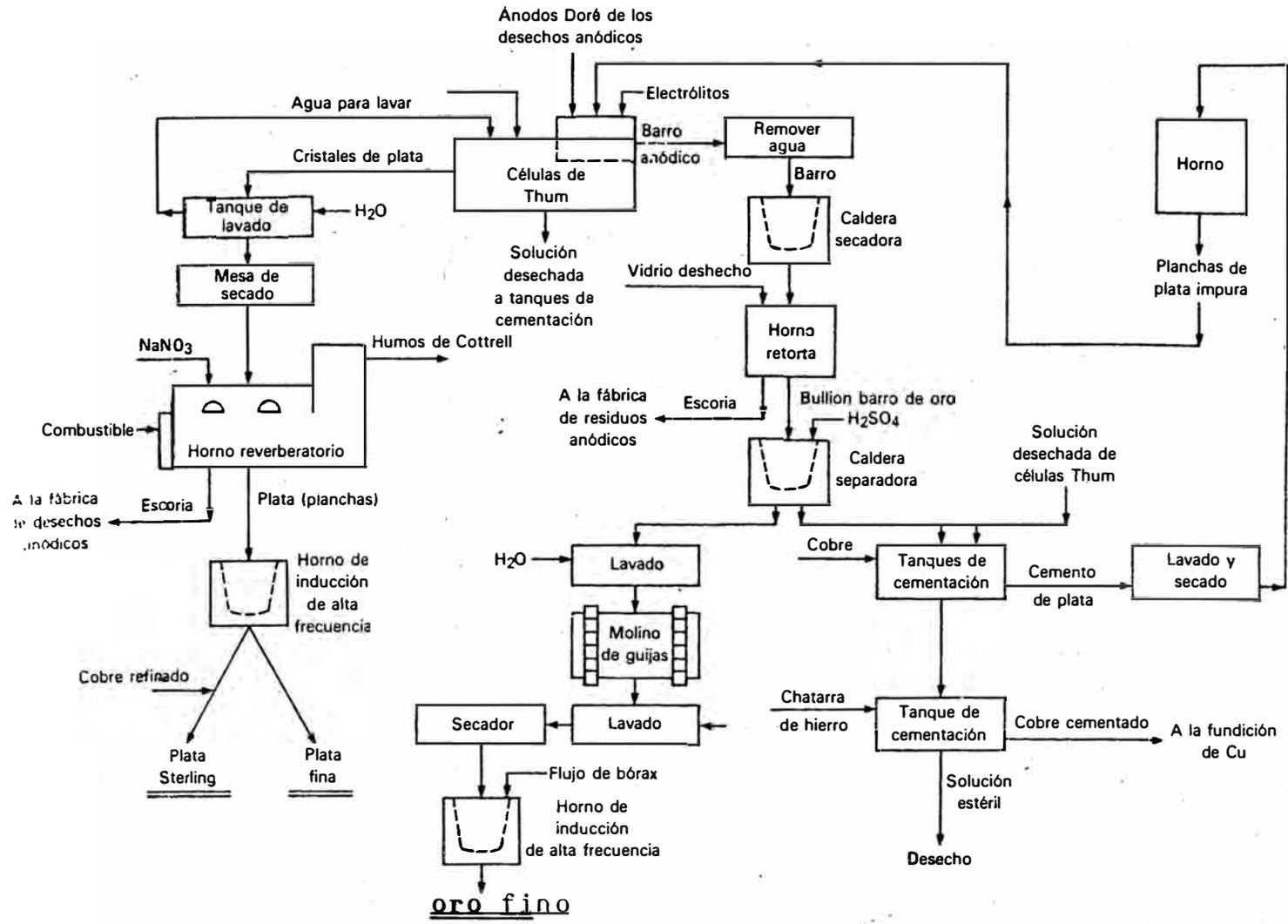
En la refinación electrolítica de plomo se recuperan también los lodos anódicos que son principalmente de Ag y una pequeña cantidad de Au. El tratamiento de ambos residuos de electrorrefinación de cobre y plomo consis-

te básicamente en fusión y refinación electrolítica; durante la fusión se eliminan y recuperan elementos como As, Sb, Pb, Bi, Cu, Se y Te, y el bullión de oro/plata resultante (doré) tiene distinto tratamiento en función del contenido de oro o plata.

Los 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 áurico 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.

En La Oroya (Centromín Perú) se tratan conjuntamente los lodos anódicos de refinación de cobre y plomo que son alimentados a hornos de fusión y conversión; los lodos ingresan con 14-15% Ag y son limpiados del As, Sb, Bi y Pb; el metal obtenido (50-60% Ag) se trata por copelación donde se recupera y elimina el Se, Te y Bi y quedando un metal doré con 97% Ag; éste se lleva a refinación electrolítica (Thum) y la plata catódica es fundida con nitrato de sodio y carbón y colada en barras de 33 kg (1000 Oz Troy aprox.). El precipitado de oro obtenido en la refinación electrolítica de la plata, es secado y fundido en lingotes.



ESQUEMA DE RECUPERACION DE ORO Y PLATA A PARTIR DE LODOS ANODICOS.

5.5. CLORURACION.

Debido a que la recuperación del oro por métodos gravimétricos o por amalgamación fue siempre baja, los primeros metalurgistas buscaron siempre 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 áurico $AuCl_3$, soluble en agua, y posteriormente recuperarlo de la solución por precipitación con sulfuro de hidrógeno, sulfato ferroso, carbón, etc. Como es sabido de las propiedades químicas del oro (2.2.2.), el cloro es un buen oxidante del oro, ya sea como gas o como solución acuosa del gas (agua de cloro); en el agua regia el ácido nítrico oxida al ácido clorhídrico para formar cloro elemental, que es el responsable de la disolución y ataque oxidante del oro.

La cloruración directa de minerales auríferos es actualmente un procedimiento en desuso, habiendo sido ampliamente desplazado por el proceso de cianuración, más eficiente, luego de que fueron superadas las dificultades técnicas originales, así como el temor por la inherente toxicidad del cianuro y sus productos de descomposición. Sin embargo muchos autores opinan que, debido a la disminución de precios del cloro industrial, el método no debe descartarse y puede ser aún una alternativa, especialmente en concentrados de flotación de oro y plata, que actualmente se tratan con agua regia.

5.5.1. LIXIVIACION.

El cloro se empleó primeramente para la extracción del oro de los residuos de tostación de minerales arsenicales, que no podían ser recuperados por amalgamación y que consistían esencialmente de óxidos de hierro y arsénico con leyes de 30 g/TM Au. El método alcanzó mayor difusión en el tratamiento de residuos de amalgamación, concentrados gravimétricos y de flotación; después fue desplazado por el novedoso proceso de cianuración.

Básicamente existían dos métodos para practicar la cloruración de una 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 aún perfeccionado 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 óxidos al Ca, Mg y Zn 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 método de producir el cloro separadamente por acción del ácido sulfúrico sobre el cloruro de sodio y peróxido de manganeso, haciendo actuar luego el gas sobre el mineral humedecido en tinajas, se conoce como el procedimiento Plattner. La producción de cloro se hace en un tanque de hierro, revestido en plomo, según la reacción:

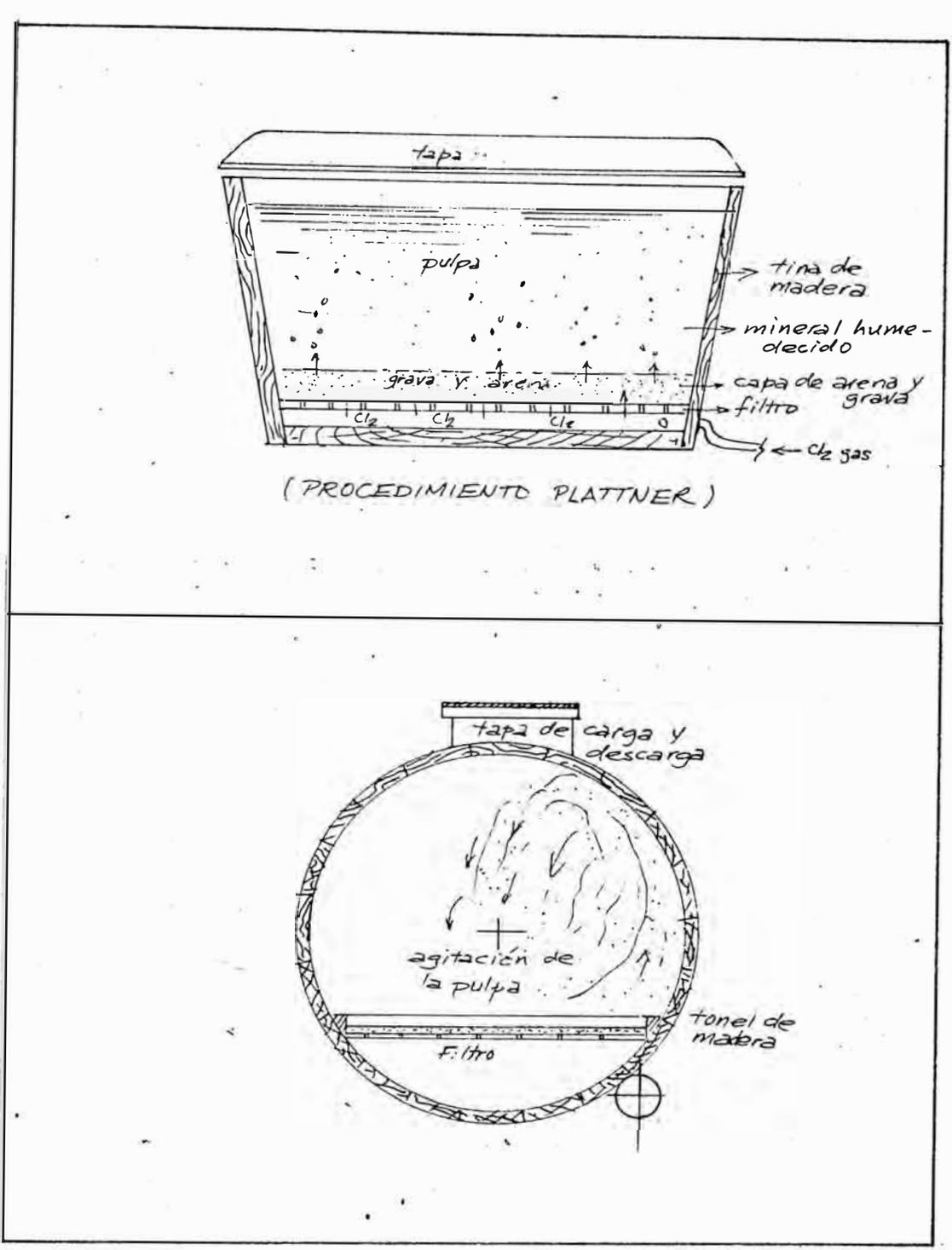


como quiera que esta reacción también produce algo de ácido clorhídrico, el cual, de ingresar a la lixiviación podría atacar a algunos sulfuros produciendo ácido sulfhídrico que precipitaría al oro, el gas cloro se lava para eliminar el HCl que pueda contener.

El mineral triturado se dispone en unas tinajas de madera con falso fondo poroso de grava cuarzosa, a través del cual se difunde el gas cloro hasta saturar completamente la carga de mineral humedecido (ver esquema), procediendo a tapar la tina con una cubierta de fierro fundido, y dejando que la carga reacciones por uno o dos días. Al final de este período se destapa la tina y se agrega agua para lavar la carga hasta que no contenga oro soluble; la solución se deja clarificar por asentamiento y filtración y se envía a precipitación.

La cloruración en toneles o barriles giratorios se hace agregando los reactivos de producción de cloro en la misma carga (por lo general ácido sulfúrico e hipoclorito de calcio). Se han diseñado cilindros de hasta 16 toneladas de capacidad discontinua y giran a 4-12 RPM según el eje horizontal (ver esquema); la pulpa se encuentra diluída a 60% de sólidos aproximadamente, y después de la lixiviación se deja asentar para retirar la solución rica que se envía a precipitación.

En cualquiera de los dos métodos la plata es transformada en cloruro insoluble y puede posteriormente recuperarse del residuo de cloruración por lixiviación con tiosulfato de sodio; ésta fue una de las razones por las que el proceso de cloruración no alcanzó gran difusión en el tratamiento de minerales de oro y plata.

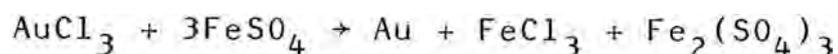


ESQUEMA DE CLORURACION EN TINAS .(PROC. PLATTNER)
Y EN TONELES O BARRILES.

5.5.2. PRECIPITACION.

La precipitación del oro de la solución de cloruro áurico 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.

El sulfato ferroso reduce al cloruro áurico según:



con un consumo real superior al estequiométrico debido a la oxidación del sulfato ferroso por un exceso de cloro libre en la solución; el precipitado se filtra, seca y se funde en un crisol de grafito con bórax, cloruro de sodio y nitrato de potasio.

La precipitación con carbón o sulfuro de hidrógeno produce sustancias que deben ser primero tostadas o incineradas antes de fundirlas (carbón cargado con oro y sulfuro de oro respectivamente); se creía en un principio que el carbono precipitaba al oro según:



pero los estudios recientes con carbón activado en la recuperación de oro de las soluciones de cianuración indican que es posible también un fenómeno de adsorción del oro en la superficie del carbón. Este método puede considerarse como antecesor de los eficientes procesos de carbón en columnas, en pulpa y en lixiviación que han logrado una enorme difusión en la recuperación del oro y plata de sus minerales.

5.6. EL PROCESO DE CIANURACION.

5.6.1. HISTORIA.

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

Fueron J. S. MacArthur, químico metalúrgico, y R. W. Forrest y W. Forrest, doctores en medicina, quienes experimentando en una sala de cirugía, improvisadamente acondicionada como laboratorio, descubrieron distintos solventes para el oro y plata, y entre ellos, las soluciones diluídas de cianuros alcalinos.

MacArthur ocupaba entonces la Jefatura principal de química en la Tharsis Sulphur and Copper Co., en Glasgow, Escocia; él había investigado extensamente en la recuperación de pequeñas cantidades de metales preciosos de las soluciones de lixiviación de cobre, encontrando particularmente ventajoso el uso de cloro y bromo.

Aunque ya en 1846, un químico alemán llamado Elsner había publicado en una revista técnica varios de sus descubrimientos en los cuales incluía la idea básica de cianuración, falló en reconocer la significancia del proceso, y no le dió importancia práctica.

El 19 de octubre de 1887 los inventores registraron su primera patente, la cual cubría la eficacia del cianuro de potasio como solvente en soluciones diluídas; - su segunda patente, registrada el año siguiente incluía el uso de álcalis, métodos de aplicación del cianuro y el uso de zinc "en un estado finamente dividido" como precipitante.

Un año después patentaron, esta vez en los Estados Unidos, sus invenciones de extracción y precipitación; ésto trajo como consecuencia una serie de litigios en Transvaal, Nueva Gales del Sur, Tasmania y finalmente Estados Unidos. Los reclamos originales de los inventores son bastante notables y se referían básicamente a la alcalinidad de las soluciones (se preferían las soluciones débiles) y al uso de zinc como precipitante; sin embargo, fueron forzados a modificar sus puntos de vista en cuanto a la concentración de las soluciones y al uso de zinc finamente dividido, que fue reemplazado en los inicios del proceso de cianuración por filamentos o virutas de zinc.

La primera planta comercial de cianuración se instaló en la mina Crown, en Karangahake, Nueva Zelandia, en 1889; en 1890 la compañía MacArthur-Forrest introdujo el proceso de cianuración en la mina Robinson, en Rand. Las primeras plantas de cianuración aparecieron en los Estados Unidos en 1891, y luego en México, en 1894; las estadísticas Sud-africanas muestran la rapidez con que fue aceptado el proceso desde sus inicios, de \$6,000 explotados en 1890 a \$6'000,000 en 1893.

Con el advenimiento de la cianuración, el proceso de clorinación (cloruración) declinó y prácticamente desapareció industrialmente; últimamente se ha empezado a emplear para minerales de plata. En éstos, el proceso de cianuración no se empezó a aplicar de inmediato cómo puede suponerse, sino hasta 1900 en minerales sulfurados de una mina Mexicana; esto se debió a que los minerales de plata la contienen principalmente en estado combinado y se pensó erróneamente que su comportamiento en las soluciones de cianuración sería diferente al del oro y plata nativas.

Los desarrollos tecnológicos que impulsó el proceso de cianuración son innumerables, no sólo en la propia área industrial sino en otras ramas de la Metalurgia y la química; entre ellos se pueden citar: 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 standard en las operaciones de lixiviación, etc.

El uso de zinc como precipitante en forma de virutas se modificó, tal como lo habían propuesto los inventores, a un fino polvo, alimentado continuamente a la solución previamente filtrada y desoxigenada, proceso patentado por C. W. Merrill y T. B. Crowe en 1907. Con estas innovaciones la producción de oro llegó a un total de 27'474,516 onzas en 1934, un récord hasta esa fecha; los últimos adelantos datan de la última década en que se empieza a utilizar carbón activado como precipitante (en realidad adsorbente) y la aplicación del proceso en menas de baja ley, lixiviadas en pilas o montones (heap leaching).

La toxicidad obvia del reactivo y las reacciones indeseadas con otros elementos presentes en el mineral han impulsado la investigación de otros lixiviantes para metales preciosos, entre los cuales la tioúrea es el más importante, y se describirá más adelante. Sin embargo hasta la actualidad la cianuración es uno de los procesos más económicamente probados para la extracción de metales preciosos de sus minerales, y las dificultades que existían al principio han sido largamente superadas en la mayoría de los casos.

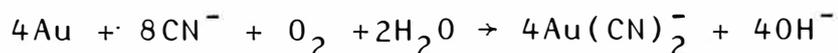
5.6.2. QUIMICA DEL PROCESO.

Desde los inicios del proceso de cianuración se presentaron animadas discusiones para esclarecer las reacciones que intervienen en éste; en su forma más simple la ecuación de disolución es la siguiente:

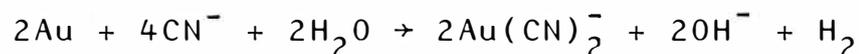


Donde el radical CN^- puede ser proporcionado por el cianuro de sodio, potasio o calcio; sin embargo, fue evidente desde el principio que la reacción sólo ocurría con una intensa aireación, y se propusieron las siguientes teorías para explicar el fenómeno:

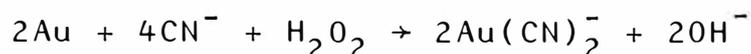
LA TEORIA DEL OXIGENO. Elsner(1846) fue el primero en reconocer que el oxígeno era esencial para la disolución del oro en las soluciones de cianuro:



LA TEORIA DEL HIDROGENO. Jannin (1888-92) no aceptó el hecho de que el oxígeno era esencial para la disolución, y propuso la evolución del gas hidrógeno durante el proceso:

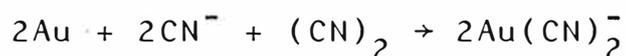
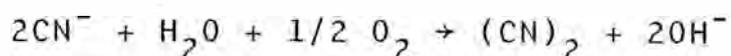


LA TEORIA DEL PEROXIDO DE HIDROGENO. Bodländer en 1896, sugirió que la disolución debió proceder a través de dos etapas de acuerdo con las reacciones:

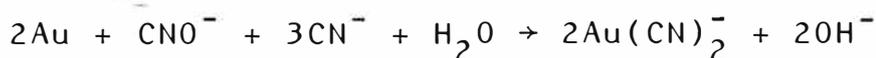


En esta disolución el peróxido de hidrógeno se forma como un producto intermedio, pues sumadas ambas ecuaciones se obtiene la ecuación original de Elsner; Bodländer sostuvo esta teoría porque detectó peróxido de hidrógeno en la solución.

LA FORMACION DE CIANOGENO. Christy (1896) propuso que el oxígeno necesario para la disolución libera gas cianógeno, que es el agente activo para atacar al oro:



LA FORMACION DE CIANATO. MacArthur (1905) sostuvo que si el oxígeno era necesario para la disolución, entonces el radical cianato formado por la oxidación del cianuro, debe ser el agente efectivo responsable de la disolución:



LA EVIDENCIA TERMODINAMICA. Barsky (1934) determinó la energía libre de formación del complejo aurocianuro en 69,064 cal/mol y con otros datos disponibles se calcularon los cambios de energía libre y las constantes de equilibrio de las distintas reacciones sugeridas:

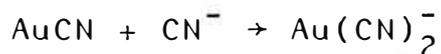
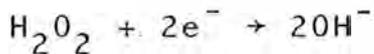
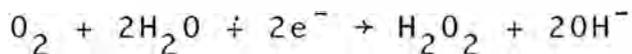
Ecuación de Elsner: $K = 10^{56}$

Ecuación de Jannin: $K = 10^{-9.9}$

Ecuación de Bodländer: $K = 10^{16}$ y $10^{12.1}$

La conclusión obvia favorecía las ecuaciones de Elsner y Bodländer, descartando la de Jannin.

LA TEORIA DE LA CORROSION. Si bien los resultados termodinámicos obtenidos por Barsky y otros investigadores vinieron a confirmar termodinámicamente la posibilidad de las reacciones propuestas por Elsner y Bodländer, durante las 4 primeras décadas de este siglo se publicó abundante literatura técnica sobre la cianuración (entre ésta unos 25 libros y manuales) y en ellas también se refutaban todas las otras teorías, que eran hipótesis sin fundamento sólido. En 1943 Boonstra reconoció que el proceso de disolución del oro en soluciones de cianuro es similar al proceso de corrosión de un metal en el que el oxígeno disuelto en la solución es reducido a H_2O_2 e ión OH^- ; en base a medidas de densidad de corriente y potencial propuso que la ecuación de Bodländer debería dividirse en las siguientes etapas:



Thompson (1947) demostró la acción electroquímica mediante experimentos exitosos usando soluciones de cianuro sin aire, a las que adicionó gelatina. En las soluciones coaguladas introdujo pequeños granos de oro para estudiar su disolución según la dirección de una corriente de oxígeno; él observó que los granos se iban corroyendo en el lado que pasaba la corriente de oxígeno, lo que hizo suponer la formación de celdas localizadas en las que el oro actúa de ánodo.

LA EVIDENCIA CINÉTICA. Habashi (1966-67) publicó un estudio en el que demostraba que el proceso de disolución, que era de naturaleza electroquímica, sigue la reacción global principal:



Su conclusión se basó en los siguientes hechos:

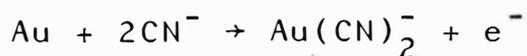
- a) Por cada 2.2 equivalentes de metal disuelto se consumía 1 mol de oxígeno.
- b) Por cada equivalente de metal disuelto se consumían 2 moles de cianuro.
- c) Durante la disolución del oro o plata se formaba peróxido de hidrógeno en la proporción de 1 mol por cada 2.2 equivalentes de metal disuelto. El hecho de que otros autores no detectaran el peróxido de hidrógeno en la solución no invalidaba sus conclusiones pues otros investigadores habían descubierto que, dependiendo de la naturaleza cristalina de la superficie de la plata, el peróxido se descomponía catalíticamente en agua y oxígeno.
- d) Los experimentos realizados por Boonstra y Lund mostraron que la disolución de oro y plata en soluciones de cianuro y peróxido, en ausencia de oxígeno era un proceso lento; de hecho la disolución del oro se inhibe si hay exceso de peróxido en la solución, pues el ión cianuro se oxida a cianato, el que se demostró no tener acción disolvente sobre el metal.

Con esta evidencia quedó definitivamente aclarado el controvertido tema que había ocupado casi un siglo de investigación.

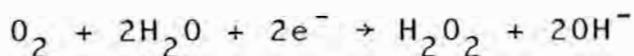
5.6.2.1. MECANISMO DE LA REACCION.

El proceso de disolución se puede considerar como electroquímico, en el que el oxígeno recibe electrones de una parte de la superficie metálica (la zona catódica), mientras que el metal los cede en otra parte (la zona anódica); para mayor claridad véase el diagrama de la página siguiente, que muestra las dos reacciones de media-celda.

La etapa de oxidación o reacción anódica es la de formación del ión complejo auro o argentocianuro:



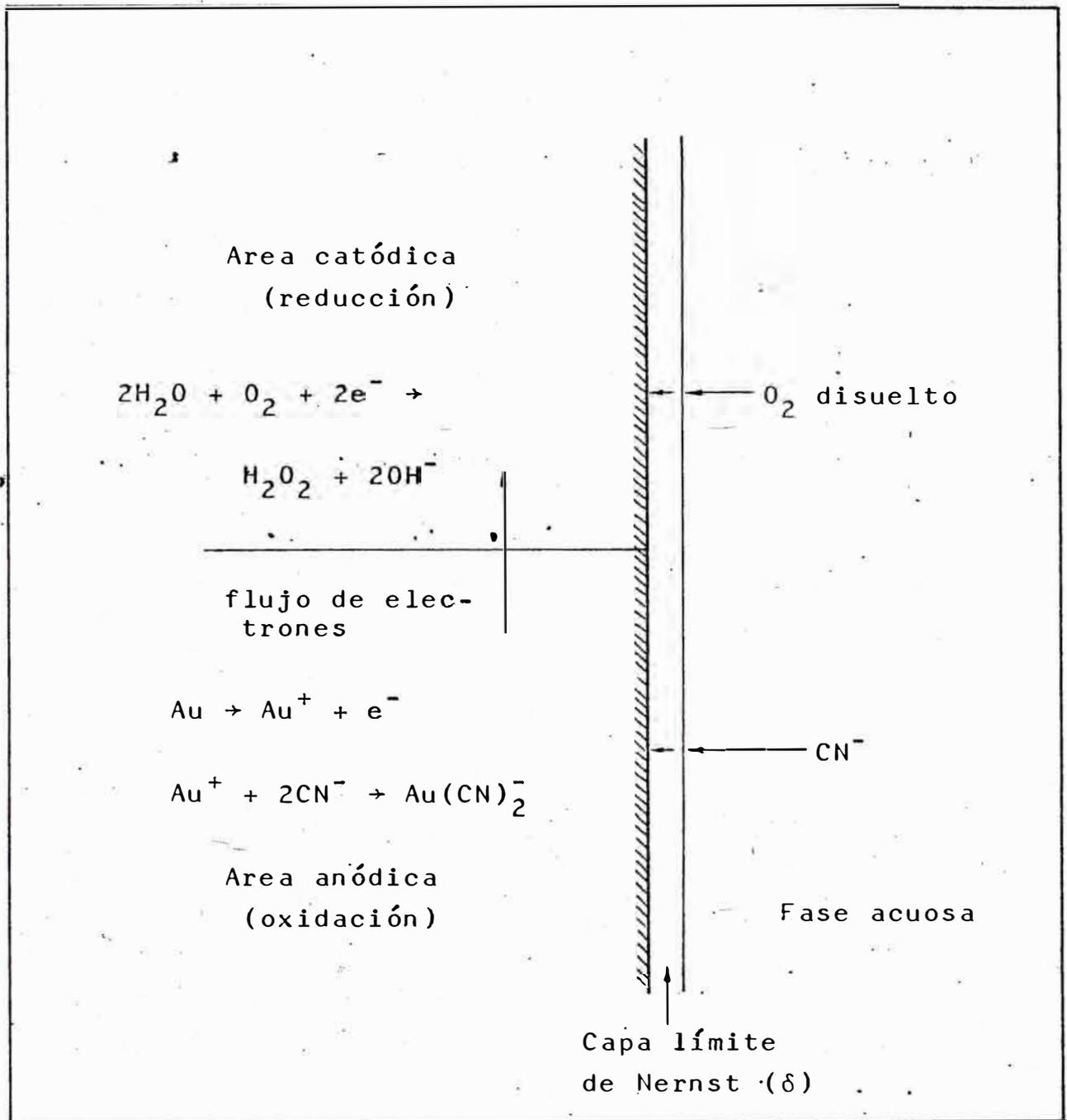
y la etapa de reducción o reacción catódica se refiere a la formación del peróxido de hidrógeno:



Habashi desarrolló la ecuación cinética del proceso aplicando el criterio de Nernst, de considerar una capa de solución (capa limitante) junto a la superficie del metal y a través de la cual las sustancias reaccionantes se difunden, y basándose en la ley de Fick llegó al siguiente resultado:

$$V = \frac{2 A D_{\text{CN}^-} D_{\text{O}_2} |\text{CN}^-| |\text{O}_2|}{\delta \{D_{\text{CN}^-} |\text{CN}^-| + 4D_{\text{O}_2} |\text{O}_2|\}}$$

donde: V = velocidad de reacción en equiv-g/s
 A = área del metal en contacto con la fase acuosa en cm^2
 D = coeficientes de difusión, 1.83×10^{-5} y $2.76 \times 10^{-5} \text{ cm}^2/\text{s}$ para el CN^- y O_2 resp.



REPRESENTACION ESQUEMATICA DE LA DISOLUCION DEL ORO EN UNA SOLUCION DE CIANURO.

| | = concentraciones en mol/ml del CN^- y O_2 disueltos.

δ = espesor de la capa limitante, varía entre 2 a 9×10^{-3} cm, dependiendo de la velocidad y el método de agitación.

Reemplazando en la ecuación valores usados comúnmente en la práctica - 2.5 gpl NaCN y 5 ppm O_2 , correspondientes a 5.1×10^{-5} y 1.56×10^{-7} mol/ml respectivamente - obtendremos, convirtiendo a unidades apropiadas, velocidades de 0.7 a 3.0 mg Au/h/cm².

Barsky y otros investigadores ya habían cuantificado esta velocidad de disolución para el oro, plata y aleaciones oro-plata, concordando perfectamente los resultados, pues según se observa en el cuadro adjunto, la plata se disuelve a la mitad de velocidad que el oro (que es aproximadamente la relación entre los pesos atómicos: $107.87/196.967 = 0.55$).

VELOCIDADES RELATIVAS DE DISOLUCION DEL ORO, PLATA Y SUS ALEACIONES.

Análisis del metal				Velocidad de disolución
A N T E S		D E S P U E S		en mg/h/cm ²
% Au	% Ag	% Au	% Ag	(máxima)
100.0	---	100.0	---	2.99
79.8	20.2	78.6	21.4	2.44
57.6	42.4	56.5	43.5	1.94
---	100.	---	100.	1.54

Se estudiarán a continuación el efecto que ejercen las diversas variables que intervienen en un proceso de disolución real.

5.6.2.2. EFECTO DE LA CONCENTRACION DE CIANURO EN LA VELOCIDAD DE DISOLUCION.

Según MacLaurin, la velocidad de disolución del oro en soluciones de cianuro alcanza un máximo al pasar de soluciones concentradas a diluídas; su trabajo muestra que este máximo se alcanza a una concentración de 2.5 gpl (0.25 %) NaCN en la solución.

Según Christy, para efectos prácticos, soluciones con menos de 0.01 gpl KCN no disuelven el oro; Julian y Smart encontraron que la velocidad de disolución del oro se incrementa rápidamente con la concentración del cianuro hasta 1.0 gpl KCN. White encontró que la máxima velocidad se consigue con 0.27 gpl KCN o 0.20 gpl NaCN con la solución saturada en oxígeno; Barsky, Swainson y Hedley encontraron la concentración óptima en 0.5 gpl NaCN (equivalente a 0.675 gpl KCN).

La causa de tantas variaciones en estas cifras se debe principalmente a la gran variedad de técnicas empleadas en su determinación; éstos incluyen entre otros la relación de volúmen de solución a superficie del oro, velocidad de agitación y aireación, condiciones ambientales (a nivel del mar por ejemplo la máxima concentración de oxígeno en la solución es de 8 ppm), etc.

En la práctica, sin embargo, la mayoría de las plantas de cianuración de oro utilizan soluciones con menos de 0.5 gpl NaCN, y el promedio general posiblemente esté entre 0.2 y 0.3 gpl NaCN. A medida que los minerales contengan mayor cantidad de plata (metálica o combinada en minerales sulfurados) la concentración de cianuro es mayor, por ejemplo, con presencia de plata metálica se usa de 1.0 a 2.5 gpl NaCN, y con presencia de minerales

sulfurados las soluciones alcanzan de 3.0 a 5.0 gpl de NaCN, debido a las distintas condiciones que intervienen en el proceso de disolución.

EFICIENCIA RELATIVA DE DISOLUCION DE LOS CIANUROS

DE SODIO, POTASIO Y CALCIO. La mayoría de los autores consideran que el poder de disolución del cianuro no depende del catión sino de la concentración del anión (CN^-). Julian y Smart comparó los efectos disolventes de los cianuros de amonio, sodio, potasio, magnesio, calcio, estroncio y bario en el oro y plata; encontrándose que el efecto disolvente era independiente del radical alcalino presente, y sólo había relación con el contenido del radical CN^- . Por ejemplo 1 mol de cianuro de calcio (92 g $\text{Ca}(\text{CN})_2$) disuelve la misma cantidad de oro y plata que 2 moles de cianuro de sodio (98 g NaCN) porque el contenido de CN^- es el mismo en cada caso (52 g).

La siguiente tabla ilustra los factores de equivalencia de los cianuros de sodio, potasio y calcio:

NaCN	KCN	$\text{Ca}(\text{CN})_2$	CN^-
1.0000	1.3265	0.9388	0.5306
0.7538	1.0000	0.7077	0.4000
1.0652	1.4130	1.0000	0.5652
1.8846	2.5000	1.7692	1.0000

Esta tabla naturalmente se refiere a compuestos puros, de los cuales sólo el cianuro de sodio comercial puede considerarse como de alta pureza (97 a 98% llegando el contenido de cianógeno hasta 53%), mientras que los otros tienen una pureza bastante inferior, de ahí que el más usado sea el cianuro de sodio.

Actualmente no se fabrica cianuro de potasio para fines comerciales, pero en los inicios del proceso debido a la gran demanda, se puso en el mercado un compuesto llamado "sal doble" que contenía cianuros de sodio y potasio en distintas proporciones ajustadas hasta 98 a 99% KCN con agentes diluyentes, posiblemente carbonato o cloruro de sodio. Hamilton comparó la eficiencia de esta "sal doble" con cianuro de sodio (130% KCN) en experimentos que duraron hasta 7 años en varias plantas de los Estados Unidos, encontrando no sólo consumos menores con la sal doble, sino extracciones de hasta 3% más altas, además de ser más económica. No hubo explicación a este fenómeno, sólo se sugirió que el potasio podría tener un efecto acelerador en la disolución.

El cianuro de potasio fue después reemplazado por el cianuro de sodio, más barato, que se vendía en forma de pelets blancos. Durante la Primera Guerra Mundial surgió una crisis en el abastecimiento del cianuro de sodio y se puso en el mercado el cianuro marca AERO (fabricado por American Cyanamid) que se vendía como hojuelas de color negro, cuya composición era de cianuro de calcio hasta un equivalente de 48 a 50% NaCN, y agentes diluyentes como cal (que era además útil para la alcalinidad del proceso) y pequeñas cantidades de carburo de calcio y cianoamida de calcio. Este compuesto tuvo un uso difundido desde su aparición, aunque en las últimas décadas ha declinado, debido principalmente al mayor peso que representa su transporte (el doble comparado al cianuro de sodio).

5.6.2.3. EFECTO DEL OXIGENO EN LA DISOLUCION.

El uso del oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución del oro en las condiciones normales que existen en la cianuración.

Oxidantes como peróxido de sodio, permanganato de potasio, cloro, bromo, etc., se han utilizado con mas o menos éxito en el pasado; pero, debido principalmente al costo de estos reactivos, o a problemas de manipuleo han caído en desuso. Además un correcto entendimiento de las reacciones involucradas en cianuración de los constituyentes valiosos y no valiosos (cianicidas) ha demostrado que con la aireación adecuada los resultados son tan buenos que con oxidantes químicos.

Barsky, Swainson y Hedley determinaron la velocidad de disolución del oro en soluciones de 1.0 gpl NaCN usando nitrógeno, oxígeno y mezclas de éstos gases; los resultados se muestran en la siguiente tabla:

% Oxígeno en mezcla	Velocidad de Disolución mg/h/cm ²
0.0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

En cada prueba la velocidad se mantuvo uniforme durante todo el proceso, excepto en el caso de oxígeno puro, donde después de la primera media hora la velocidad decayó considerablemente (los investigadores atribuyeron este fenómeno a polarización).

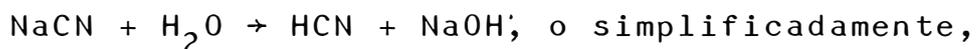
De esta tabla puede concluirse que la velocidad de disolución es directamente proporcional a la pureza del oxígeno y por lo tanto, a la presión parcial del oxígeno (que está en evidente relación con la concentración del oxígeno en la solución).

5.6.2.4. EFECTO DE LA ALCALINIDAD.

En todo proceso de cianuración se mantiene un determinado nivel de alcalinidad (pH 10.0 a 10.5 para minerales auríferos y pH 11.0 a 11.5 para minerales argentíferos) con ayuda de diversos álcalis, entre los cuales la cal hidratada (hidróxido de calcio $\text{Ca}(\text{OH})_2$) es el más difundido por su costo y facilidad de manipulación.

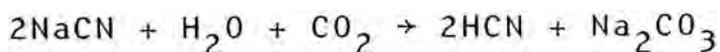
Las razones de realizar la reacción en medio básico son muchas y entre ellas se pueden mencionar las siguientes:

1. Para prevenir las pérdidas del cianuro por hidrólisis; es decir la reacción:

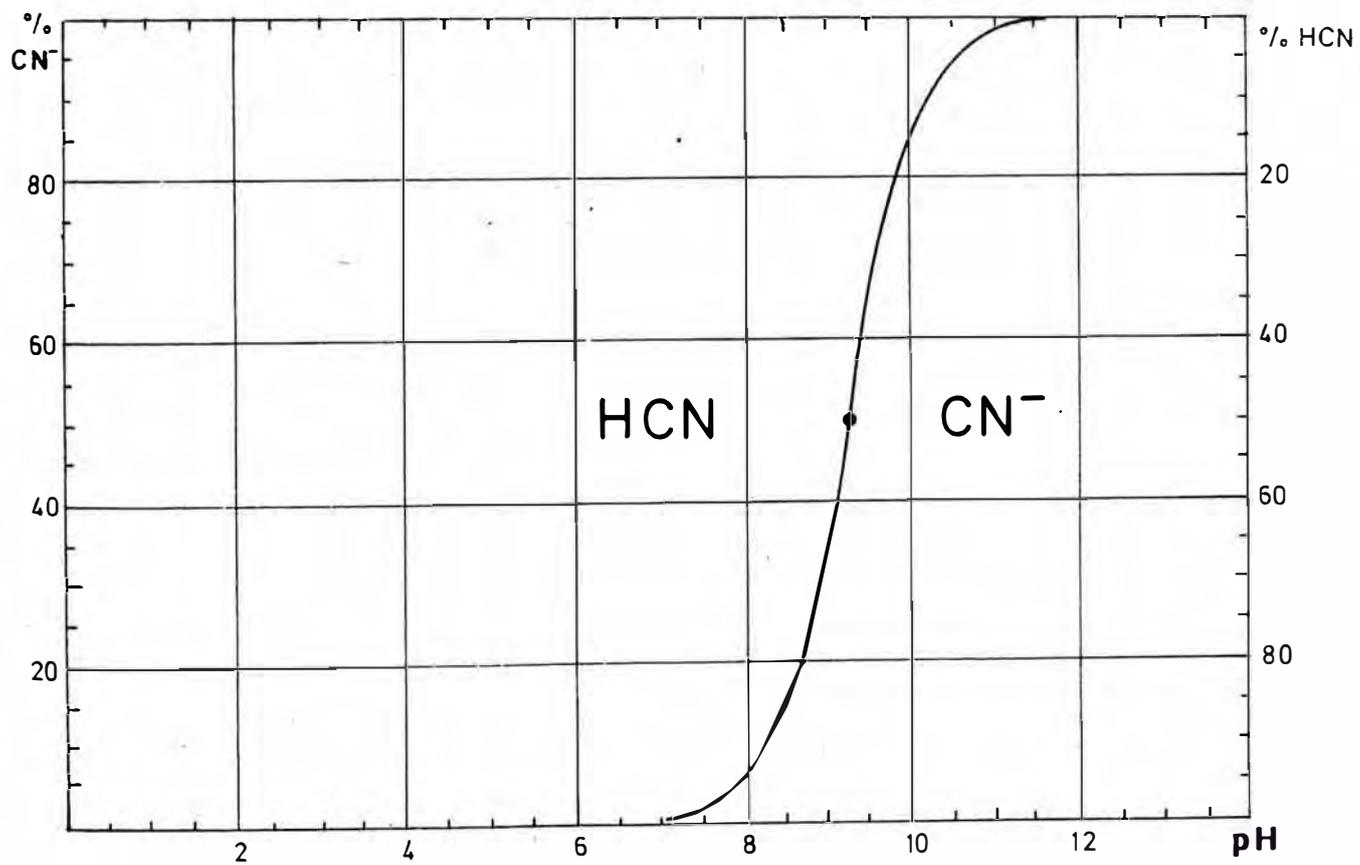
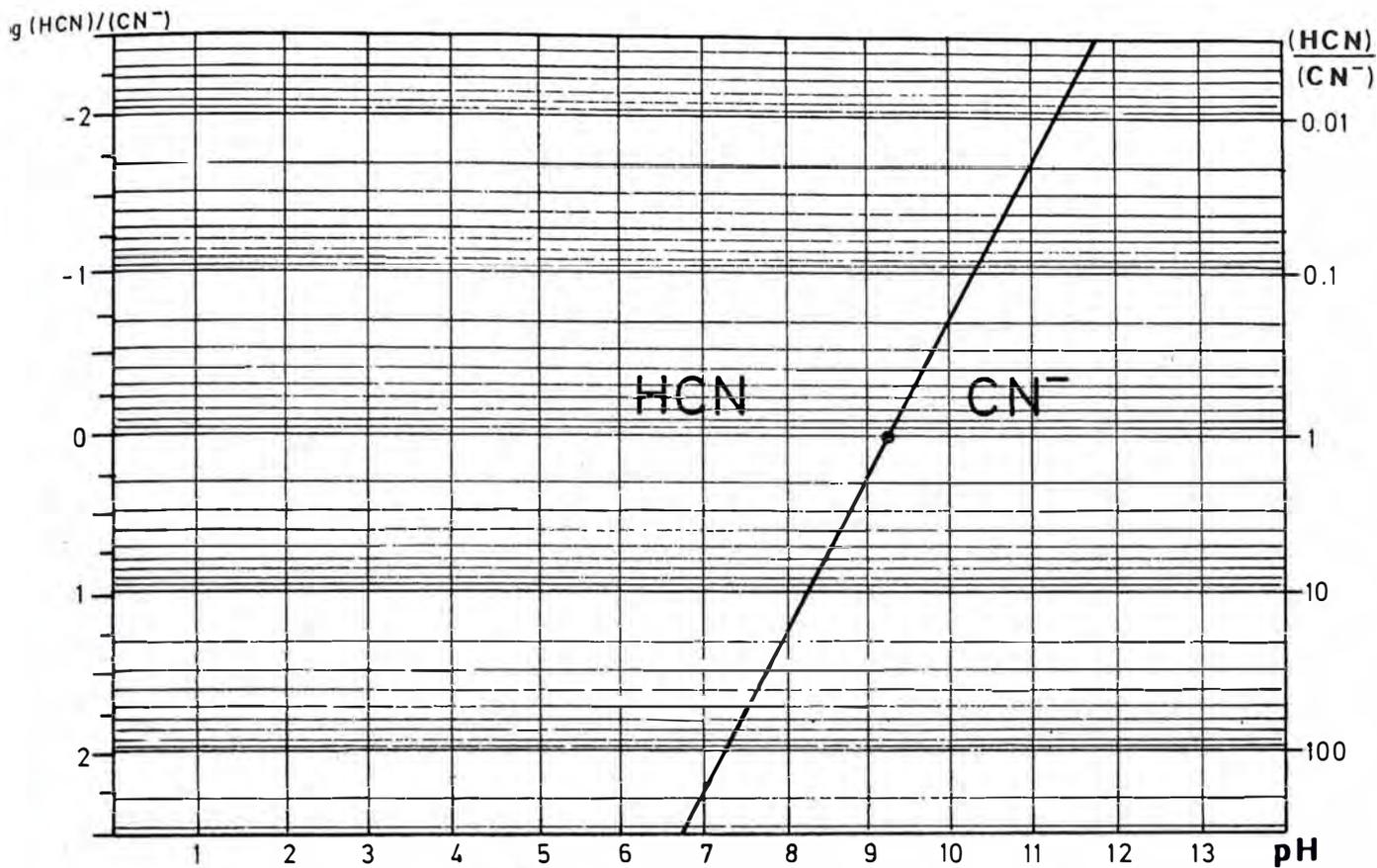


que tiene lugar, para propósitos prácticos, a pH menores que 10.0 (véase el diagrama de equilibrio de la página siguiente) y que es la razón más delicada no sólo en cuanto al costo que representa la pérdida del lixiviante sino por la toxicidad del gas HCN liberado.

2. Para prevenir las pérdidas del cianuro por la acción del dióxido de carbono del aire:



la acción del $\text{Ca}(\text{OH})_2$ consiste en neutralizar el ácido carbónico formado produciendo carbonato de calcio que es inerte en el proceso.



ESTABILIDAD DEL ION CIANURO (CN⁻/HCN) A 25°C.

3. Para descomponer los bicarbonatos presentes en el agua que se utiliza en la planta de cianuración; la acción de la cal en este caso es similar a la del punto número 2.

4. Para neutralizar los componentes ácidos tales como sales ferrosas y férricas, y sulfato de magnesio, - presentes en el agua, antes de añadirla al circuito de cianuración.

5. Para neutralizar los constituyentes ácidos del mineral, y los compuestos ácidos que resultan de la descomposición de varios minerales presentes en la mena.

6. Para ayudar en el asentamiento de las partículas finas que contiene el mineral, de manera de poder separar una solución enriquecida (pregnant) bien clarificada del mineral cianurado.

7. Para mejorar la extracción de ciertos minerales que contienen por ejemplo, telurios, "platas rojas" que se descomponen con mayor rapidez a mayor alcalinidad-

En otros casos para propósitos específicos, se utilizan otros álcalis para lograr la alcalinidad del medio, principalmente hidróxido de sodio (soda cáustica) y carbonato de sodio (ceniza de sosa). La alcalinidad tampoco puede ser excesivamente alta, y sólo se mantiene en un nivel denominado de "alcalinidad protectora".

La razón de evitar una excesiva alcalinidad es el retardo de la reacción que se produce cuando el pH es superior a 12.0; este efecto fue también estudiado por Barsky y sus colaboradores comparando el hidróxido de calcio y sodio agregados en distintos niveles de alcalinidad.

Se encontró que al utilizar hidróxido de calcio, la velocidad de disolución disminuía rápidamente a partir de pH 11.0, y era prácticamente nula a pH 12.2; el efecto del hidróxido de sodio era mucho menos pronunciado, pues la velocidad de disolución recién disminuía a pH 12.5, y aún a pH 13.4 la disolución era más rápida que en una solución de la misma concentración de cianuro pero con hidróxido de calcio a pH 12.2.

Se estudió también el efecto del ión calcio, agregado como cloruro o sulfato a la solución, sin disminuir la velocidad de disolución; también se estudió la solubilidad del oxígeno en soluciones de hidróxido de calcio, encontrándose diferencias despreciables para soluciones con hasta 1.05 gpl. Se concluyó entonces que este retardo en la velocidad de disolución se debía a los dos iones Ca^{++} y OH^- , y no a ninguno de ellos separadamente, como se había sugerido al principio.

El hidróxido de calcio también es preferible al hidróxido de sodio cuando se tratan minerales sulfurados de oro y plata, pues éste último produce mayor cantidad de sulfocianuros (CNS^-) que contaminan la solución.

Otra razón práctica para no usar un exceso de cal es que el CO_2 del aire se absorbe con facilidad cuanto mayor es el contenido de Ca(OH)_2 en la solución, y el carbonato de calcio producido tiende a obturar las telas de los filtros, que necesitan ser reemplazados con mayor frecuencia. También, durante la precipitación con zinc, un exceso de alcalinidad produce la formación de Zn(OH)_2 , precipitado blanco que es perjudicial para la recuperación del oro y plata de la solución; este efecto se tratará con mayor detalle en el capítulo correspondiente a recuperación del oro de las soluciones.

5.6.2.5. EFECTO DE LA TEMPERATURA.

Cuando se aplica calor a una solución de cianuración, dos factores opuestos afectan la velocidad de disolución del oro. El incremento de la temperatura sugiere un incremento en la actividad de la solución, y por lo tanto en la velocidad de disolución; simultáneamente la solubilidad del oxígeno disminuye con el incremento de la temperatura, dado que es un gas disuelto.

Julian y Smart determinaron la solubilidad del oro en una solución de 2.5 gpl KCN con temperaturas de 0 a 100°C. Se encontró que la velocidad de disolución llegaba a un máximo a los 85°C, aunque el oxígeno disuelto en la solución a esa temperatura era menos de la mitad que a 25°C; además, a 100°C la velocidad de disolución era sólo ligeramente menor que el máximo, y la solución no contenía ya oxígeno disuelto.

Esto puede explicarse por una disminución del efecto de polarización (fuerza electro-motriz que contrarresta la disolución al producirse hidrógeno en la superficie) a medida que aumenta la temperatura. A temperatura ambiente el oxígeno oxida al hidrógeno y por ello es necesaria su presencia en la solución, pero a mayor temperatura, cuando ya no existe oxígeno disuelto, la disolución debería ser más lenta, siempre que el hidrógeno esté en la superficie, lo cual no sucede; es decir, la ecuación de disolución de Jannin es sustancialmente correcta a altas temperaturas.

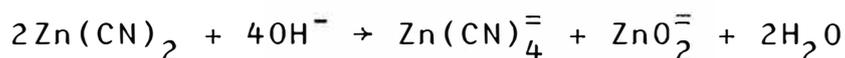
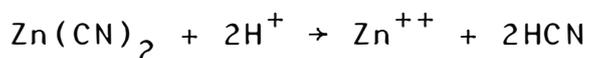
En la práctica, el uso de soluciones calientes en la cianuración acarrea serios problemas como son calentar el mineral y la solución, pérdidas elevadas por descomposición del reactivo, así como mayores consumos.

5.6.2.6. EFECTO DE LAS IMPUREZAS.

Las impurezas y elementos extraños al proceso de cianuración tienen efectos variables en la velocidad de disolución además de ocasionar un consumo elevado del lixivante, en algunos casos; la presencia de estas impurezas puede llegar al extremo de inhibir fuertemente la reacción, haciendo antieconómico el proceso.

EFECTO DEL ZINC. En cianuración, la presencia del zinc en las soluciones es muy común, por ser el precipitante más utilizado, sólo desplazado últimamente por el carbón activado. En el tratamiento de minerales auríferos el contenido de zinc en las soluciones es bajo, menos de 0.1 gpl (y frecuentemente menos de 0.05 gpl); en el caso de menas de plata, sin embargo, debido a las leyes más altas, el contenido alcanza hasta 1 gpl, y podría suponerse que cualquier problema debido a la presencia de zinc es más factible en la cianuración de minerales argentíferos.

El zinc en las soluciones de cianuración se encuentra formando el complejo $Zn(CN)_4^{=}$, pues el cianuro de zinc formado inicialmente es inestable en soluciones ácidas y básicas:



Las fuentes de este complejo no sólo se deben al zinc metálico utilizado como precipitante, sino también a los diversos minerales de zinc que pueden estar presentes en la mena original; en la siguiente tabla se ilustra la solubilidad de dichos minerales en cianuro.

SOLUBILIDAD DE MINERALES DE ZINC EN CIANURO.

Mineral	% Extracción de Zn
Esfalerita, ZnS	18.4
Willemita, Zn_2SiO_4	13.1
Hidrozincoita, $3ZnCO_3 \cdot 2H_2O$ *	35.1
Calamina (Hemimorfita), $H_2Zn_2SiO_5$	13.4
Franklinita, $(Fe, Mn, Zn)O \cdot (Fe, Mn)_2O_3$	20.2
Zincita, ZnO	35.2
Smithsonita, $ZnCO_3$	40.2

* también se representa por $2ZnCO_3 \cdot 3Zn(OH)_2$

Muchos autores han sugerido que el complejo $Zn(CN)_4^{=}$ es un solvente del oro y plata metálicos, mas no así de los sulfuros de plata; como quiera que este complejo se forma en presencia de cianuro libre y en ausencia de oxígeno, puede ser adecuado en minerales que contengan oro libre muy fino, más no en minerales de plata donde la concentración de cianuro es más elevada, pudiendo contaminarse fuertemente la solución.

EFEECTO DEL COBRE. La presencia de cobre es una de las más nocivas en el proceso de cianuración, es un agente que consume el cianuro libre de la solución y retarda la disolución del oro ("cianicida"); la mayoría de los minerales comunes de cobre se disuelven en cianuro formando los complejos $Cu(CN)_2^-$, $Cu(CN)_3^{=}$, $Cu(CN)_4^{=}$ por disolución de los cianuros cuproso y cúprico en exceso de NaCN; también se forman los tiocianatos (sulfocianatos) de cobre $Cu(CNS)$ y $Cu(CNS)_2$ en presencia de minerales sulfurados, contaminando la solución.

En la siguiente página puede observarse la gran solubilidad de los minerales de cobre en cianuro.

SOLUBILIDAD DE MINERALES DE COBRE EN CIANURO.

Mineral	% Extracción de Cu
Azurita, $2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94.5
Malaquita, $\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	90.2
Cuprita, Cu_2O	85.5
Crisocola, CuSiO_3	11.8
Calcosita, Cu_2S	90.2
Calcopirita, CuFeS_2	5.6
Bornita, $\text{FeS} \cdot 2\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70.0
Enargita, $3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	65.8
Tetraedrita, $4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21.9
Cobre. Metálico, Cu	90.0

Como se mencionó anteriormente, la presencia de cobre en la solución es motivo de una disminución en la velocidad de disolución del oro, debido principalmente a la formación de los complejos cianurados, que consumen el cianuro libre de la solución. Clennell ya había notado que los complejos de cobre y cianuro no disuelven el oro; Leaver y Woolf indicaron que la eficiencia de disolución disminuye a partir de 5 a 10 gpl Cu en la solución, y en el supuesto caso de ocurrir dicha concentración se puede contrarrestar el efecto nocivo incrementando el contenido de cianuro libre.

En el cuadro siguiente se examina este efecto y puede concluirse que con una relación NaCN/Cu mayor a 4 la eficiencia de disolución es cercana a la normal, - aún con contenidos de cobre inusualmente altos en la solución (aunque ello signifique también un mayor gasto de cianuro debido a reacciones secundarias con otros elementos presentes en el mineral).

EXTRACCION DE ORO CON DISTINTAS RELACIONES DE
NaCN:Cu EN LA SOLUCION DE LIXIVIACION

Relación NaCN/Cu en peso	2.64	3.63	4.03	4.45
Relación NaCN/Cu molar	3.42	4.72	5.28	5.76
Extracción Au (%)	31.82	90.46	95.45	97.73

El cuadro anterior se refiere a una concentración promedio de 1.9 a 2.2 gpl Cu en la solución, y un consumo de 3.5 kg/TM de NaCN. La solución de aumentar la proporción de cianuro en el caso de menas con altos contenidos de cobre es satisfactoria en la mayoría de los casos, pero con minerales muy "refractarios" se pueden emplear diversos tratamientos previos; por ejemplo, con minerales oxidados de cobre puede efectuarse una lixiviación previa con ácido sulfúrico, seguido de una neutralización con cal; o también lixiviaciones previas con hidróxido de amonio, cuprocianuro de sodio, y otros reactivos.

EFECTO DEL FIERRO. Prácticamente todos los minerales que se tratan por cianuración contienen fierro, y adicionalmente el equipo utilizado en las plantas se construye principalmente de fierro y acero. Afortunadamente las soluciones de cianuración tienen una acción muy leve en el hierro metálico y en la mayoría de los minerales de hierro, de otro modo el proceso de cianuración jamás habría sido práctico para el tratamiento de las menas de metales preciosos.

La corrosión de acero laminado estructural en cianuro es prácticamente despreciable: 3×10^{-5} mpy (milésimos de pulgada por año), lo que lo ubica como un material de construcción de equipos muy adecuado.

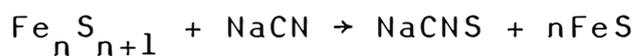
Los minerales oxidados de hierro como hematita, magnetita, limonitas, siderita y minerales silicosos de hierro no son atacados por las soluciones de cianuro y su presencia no representa ningún problema en la cianuración del mineral; sin embargo, los minerales sulfurados de hierro sí se descomponen apreciablemente en las soluciones de cianuro, si bien el grado de descomposición depende del mineral en particular, el tamaño de partícula y las condiciones de la solución.

El hierro forma con el radical CN^- dos tipos de complejos, los ferrocianuros $\text{Fe}(\text{CN})_6^{-4}$ con Fe^{+2} y los ferricicianuros $\text{Fe}(\text{CN})_6^{-3}$ con Fe^{+3} , que son bastante estables en las condiciones normales de cianuración y reaccionan con muchos de los iones presentes (Cu^{++} , Zn^{++} , Fe^{++} , Fe^{+++} , etc) formando precipitados en la mayoría de los casos. El efecto nocivo del hierro no reside en su condición de cianicida, como sucede con el cobre, si no que los minerales sulfurados de hierro (fundamentalmente pirita, marcasita y pirrotita) son oxidados a sulfatos solubles (consumiendo el oxígeno de la solución) - los cuales reaccionan posteriormente con el cianuro libre en la solución.

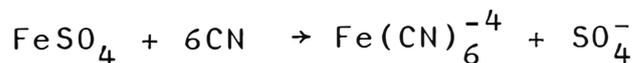
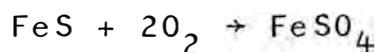
La pirita es el sulfuro más estable de los tres mencionados, la marcasita tiene la misma composición que la pirita (FeS_2) pero distinto sistema cristalino (rómico en vez de cúbico), reacciona más rápidamente que la pirita; la pirrotita es variable en su composición química, se dice que es sulfuro ferroso con cantidades variables de azufre disuelto, la fórmula general es Fe_{1-x}S o también $\text{Fe}_n\text{S}_{n+1}$ (donde n varía de 5 a 16, es decir, la composición varía de Fe_5S_6 a $\text{Fe}_{16}\text{S}_{17}$), este mineral es el más reactivo de los tres, y su presencia puede llegar a ser muy nociva en el proceso.

La descomposición de los sulfuros de hierro en soluciones acuosas alcalinas ha sido sujeto de amplia investigación, el mecanismo no es muy claro todavía pero aparentemente se libera el ión $S^{=}$ a la vez que es adsorbido el ión OH^- en la superficie del mineral, la reacción continúa sólo si se remueve el ión OH^- de la superficie por acción de algún compuesto ácido. En la práctica se ha observado que un sulfuro de hierro como la pirita en contacto con el agua y en presencia del oxígeno del aire se oxida produciendo sales ácidas (sulfatos, sulfitos, tiosulfatos y sulfuros) que pueden disminuir el pH de la solución hasta 3.2, en caso de adicionarse un agente alcalino el pH disminuye hasta 8.5 partiendo siempre de un pH entre 11 y 12. Esta solubilidad aumenta con mayor grado de molienda de la partícula (mayor superficie expuesta).

La pirrotita se descompone en soluciones de cianuro según la siguiente reacción:

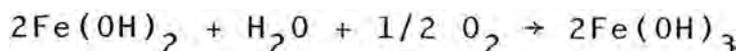
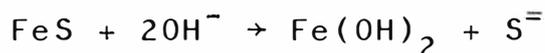
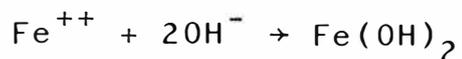


El sulfuro ferroso se oxida rápidamente a sulfato, el cual reacciona formando ferrocianuros:



Es así que la pirrotita no sólo es cianicida (aunque en menor grado que cualquier mineral de cobre) si no que consume el oxígeno necesario para la disolución del oro, además los productos ácidos que se forman contribuyen a un mayor consumo de cianuro, lo cual no siempre puede prevenirse con un incremento en la alcalinidad de

la solución pues los agentes utilizados para este fin (hidróxido de calcio o de sodio) producen otras reacciones secundarias como por ejemplo:



El hidróxido férrico es insoluble y no consume cianuro, pero la oxidación de ferroso a férrico consume el oxígeno de la solución, vital para la disolución del oro; así mismo el hidróxido de sodio es más reactivo con los sulfuros de hierro, produciendo sulfuros solubles que reaccionan con el cianuro para formar tiocianatos. En resumen, puede afirmarse que las sales ferrosas son nocivas al proceso (algunos minerales asociados a la melanterita $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ pueden ser muy antieconómicos en su tratamiento) originando un consumo elevado de reactivos y el oxígeno de la solución, lo cual disminuye la velocidad de disolución del oro.

Algunas de las soluciones propuestas para contrarrestar el efecto de los sulfuros nocivos son:

- a) Someter a la pulpa del mineral a una preaeración y alcalinización, antes de la adición del cianuro; esto logra oxidar la mayoría de las sales de fierro y las precipita como hidratos férricos.
- b) Añadir litargirio (PbO) para acelerar la disolución del oro; consumos de hasta 0.25 kg/TM son usuales existiendo la ventaja de disminuir también el consumo de reactivos hasta casi la mitad. La efectividad

de este reactivo o de otras sales de plomo (también se utiliza acetato o nitrato de plomo) es limitada; con niveles de alcalinidad superiores a 0.20 gpl CaO el efecto es casi nulo, y no puede contrarrestarse aún incrementando 0.30 kg/TM de litargirio; la alcalinidad óptima es de 0.12-0.14 gpl CaO al inicio del proceso, disminuyendo a 0.05 gpl al final.

- c) Utilizar otras sales metálicas, como las de zinc y particularmente las de mercurio, cuyo efecto es probablemente análogo al de las sales de plomo. El tratamiento de preaereación no es necesario cuando se usan sales metálicas con baja alcalinidad.
- d) Como regla general las soluciones de preaereación - con baja alcalinidad deben descartarse antes de la cianuración para evitar la formación de Ferro y Ferricianuros con el consiguiente consumo del lixivian te. Si la preaereación se realiza con alta alcalinidad los sulfuros solubles se oxidan a tiosulfato y sulfato, los que a su vez inhiben la reacción entre la pirrotita y el cianuro; estas soluciones no deben descartarse y se utilizarán durante la lixiviación.

EFFECTO DEL ARSEENICO Y EL ANTIMONIO. La cianuración de minerales auríferos que contengan sulfuros de arsénico o antimonio tales como oropimente, rejalgar, estibina o arsenopirita es generalmente muy difícil y muchas veces imposible; las extracciones son bajas (aún - donde mineralógicamente, puede esperarse una disolución satisfactoria por existir el oro liberado y completamente expuesto) y las soluciones se deterioran perdiendo - su poder lixivian te. Esto se debe a que parte del arsénico y antimonio se disuelven formando compuestos complejos de acción reductora que retardan o inhiben la di

solución de oro. Es probable que si la disolución de estos minerales pudiera prevenirse, o si los efectos de los productos de descomposición pudieran atenuarse, entonces la cianuración sería practicable; pero a menudo las alternativas son costosas y el tratamiento no resulta económico.

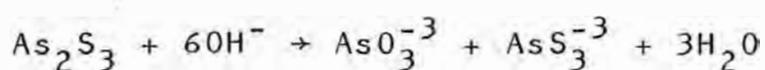
En el siguiente cuadro puede observarse la descomposición de los minerales comunes de arsénico y antimonio citados anteriormente; el más reactivo de todos es el oropimente, seguido de estibina, rejalgar y arsenopirita, ésta última sólo se descompone en pequeña proporción y su efecto, como se verá posteriormente, es casi despreciable en la cianuración.

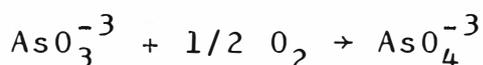
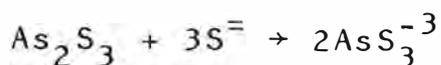
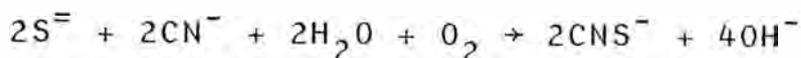
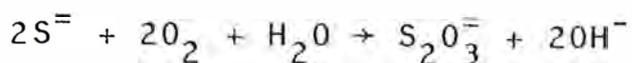
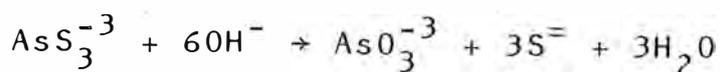
DESCOMPOSICION DE MINERALES SULFURADOS DE ARSENICO Y ANTIMONIO EN CIANURO A pH 10 Y pH 12 (*).

Mineral	% Extracción a pH 10.1	% Extracción a pH 12.2
Oropimente, As_2S_3	14.0	73.0
Rejalgar, AsS	2.0	9.4
Arsenopirita, $FeAsS$	0.8	0.9
Estibina, Sb_2S_3	1.5	21.1

(*) La alcalinidad equivalente a pH 12.2 es de 1.1 gpl CaO ; a pH 10.1 no se utilizó CaO . La solución contenía 0.5 gpl $NaCN$.

Como puede observarse la influencia de la alcalinidad es notable en la disolución de estos minerales; se han sugerido diversas reacciones para explicar este hecho y algunas de ellas son:

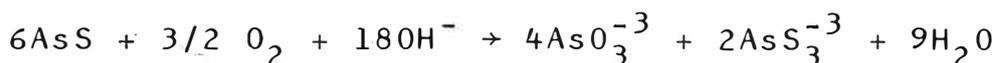




Para la estibina las reacciones son similares, en cambio para el rejalgar la primera etapa es probablemente la oxidación:

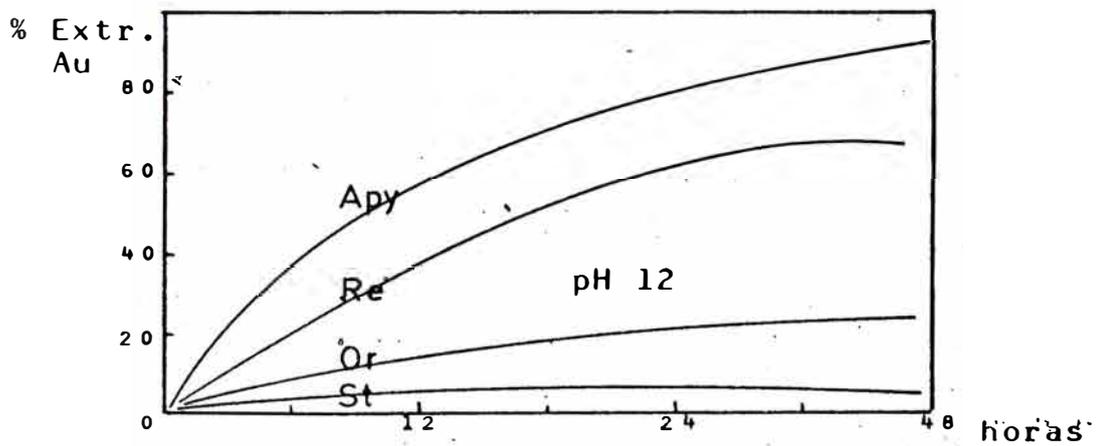
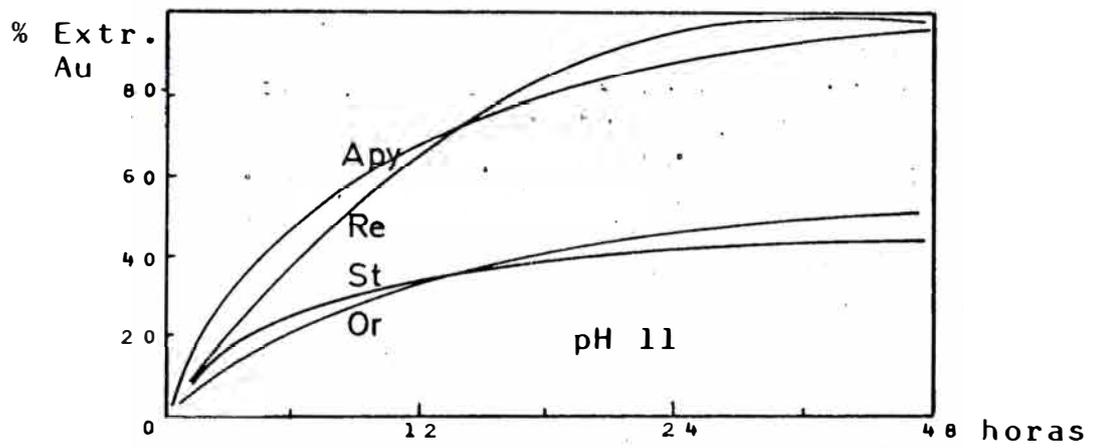
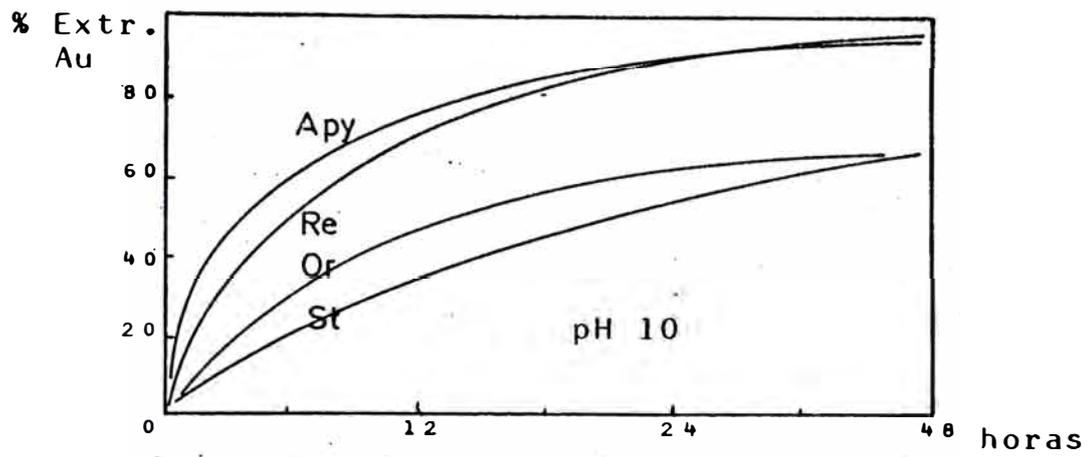


El As_2S_3 así formado reacciona como el oropimente y la reacción global podría ser:



El efecto de la descomposición de los minerales de arsénico y antimonio durante la cianuración de minerales auríferos está descrito en los gráficos de la página siguiente; puede notarse el efecto de la alcalinidad en la extracción del oro y también el efecto casi despreciable de la presencia de arsenopirita. Se han sugerido diversas hipótesis para explicar los efectos retardantes de los tioarsenitos, tioantimonitos y sulfuros alcalinos en la disolución del oro, algunas de estas hipótesis son:

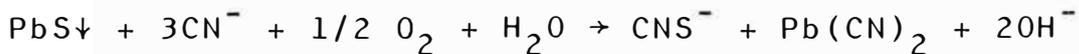
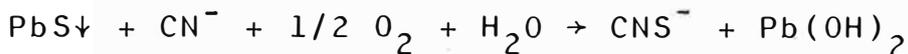
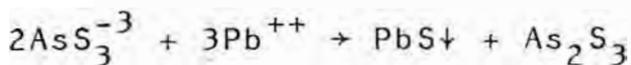
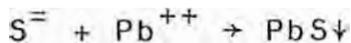
- Los sulfuros formados durante la descomposición de



EFFECTO DE ALGUNOS MINERALES DE ARSENICO Y ANTIMONIO EN LA EXTRACCION DEL ORO (Apy = Arsenopirita, Re = Rejalgar, Or = Oropimente, St = Estibina).

agentes aceleradores como las sales de plomo (nitrato o acetato se utilizan comúnmente). La razón es que aún a pH 10 la extracción del oro es menor que si los minerales de arsénico o antimonio no estuvieran presentes; ésto fue comprobado en un estudio realizado por American Cyanamid con mineral aurífero preparado sintéticamente (el método utilizado está descrito en el trabajo original) al cual se adicionaron muestras puras de minerales de oropimente, rejalgar, arsenopirita y estibina. Consumos de hasta 0.75 kg/TM $Pb(NO_3)_2$ son usuales y el efecto puede apreciarse en los gráficos de la siguiente página.

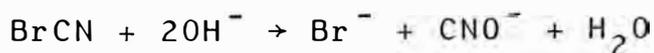
Las sales de plomo realizan por lo menos dos funciones, primero, precipitan los sulfuros solubles y segundo, descomponen los tioarsenitos (o tioantimonitos); el sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato (sulfocianuro):



Los diversos compuestos de plomo formados, como hidróxido, cianuro, plumbitos, etc. son ligeramente solubles en soluciones alcalinas de cianuros permitiendo adicionalmente precipitar más sulfuros y descomponer más tioarsenitos; las soluciones de lixiviación quedan finalmente exentas de los iones nocivos de arsénico y antimonio.

EFFECTO DE OTRAS IMPUREZAS. Existen otros casos de presencia de impurezas (menos comunes por cierto) en los que la cianuración es difícil; el más importante es el de la presencia de materiales carbonáceos en el mineral cuya acción reductora ocasiona una precipitación prematura del oro disuelto y por consiguiente, extracciones bastante bajas; ocurre lo mismo con el agua utilizada en las plantas de tratamiento, que es obtenida a veces de lagos o ríos y que contienen materia orgánica. La alternativa de tratamiento para estos casos es única: oxidación de las impurezas por tostación u otros procesos; para los minerales la tostación es actualmente una alternativa costosa y ha sido reemplazada por oxidación en pulpa con aire, vapor y cloro gaseoso (la mina Carlin utiliza este proceso con el nombre de doble oxidación); para las aguas con materiales orgánicos nocivos es aconsejable un tratamiento de pre-aereación con adición de cal, seguido de sedimentación de las impurezas y clarificación del agua.

Otros minerales de oro que contienen telurio como la calaverita (AuTe_2) y silvanita (AuAgTe_4) son también difíciles de cianurar y para su tratamiento es aconsejable la adición de un oxidante como el bromocianuro - BrCN que por ser inestable debe prepararse en forma fresca y adicionarse a la pulpa, la cual debe tener la alcalinidad más baja posible, porque el bromocianuro es descompuesto por los álcalis:



Aunque no es el tema de este trabajo la cianuración de minerales esencialmente argentíferos es importante mencionar los casos en los que se presentan dificultades en la disolución de la plata; el más importante es

el de la presencia de minerales de manganeso (sulfurados u oxidados) en los cuales la extracción puede ser tan baja como 5%, aunque no siempre en proporción inversa al contenido de manganeso; el mineral de manganeso más común es la pirolusita MnO_2 pero no está esclarecida la manera de asociación con la plata, y es casi inevitable que su presencia ocasione una baja extracción de la plata por cianuración. La alternativa de tratamiento para este tipo de minerales consiste en solubilizar los minerales de manganeso inyectando SO_2 en la pulpa, este proceso sin embargo es costoso y no siempre es efectivo al grado de permitir posteriormente la cianuración completa del mineral.

También existen dificultades considerables en la cianuración de minerales como la argentita Ag_2S , pirargirita Ag_3SbS_3 y proustita Ag_3AsS_3 , que ocasionan adicionalmente el deterioro del poder lixiviante de las soluciones por las reacciones ya vistas para el arsénico y antimonio. La solución a este problema consiste en la adición de sales de plomo o mercurio durante la lixiviación para acelerar la disolución; otro método consiste en tratar los minerales con aluminio metálico y soda cáustica, la acción del $NaOH$ sobre el aluminio produce hidrógeno nascente que reduce la plata, arsénico y antimonio de los minerales a estado elemental, la plata así reducida es fácilmente cianurable y el As y Sb no interfieren en este proceso.

En todo caso las dificultades presentadas por un mineral en particular deben ser investigadas y deben tratarse todas las alternativas posibles para lograr la disolución de los valores de Au y Ag por cianuración, antes de descartar el proceso, que ha probado ser el más eficiente y económico en la actualidad.

5.6.3. RECUPERACION DE LOS METALES PRECIOSOS DE LAS SOLUCIONES DE CIANURACION.

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, y se examinarán en mayor detalle; 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.

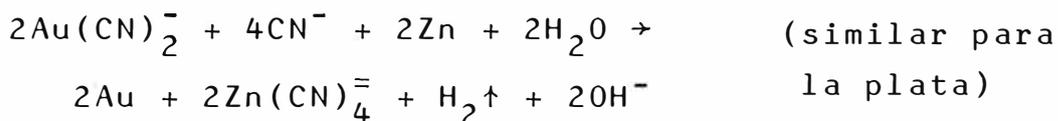
5.6.3.1. PRECIPITACION CON ZINC.

Tal como se ha mencionado en la historia del proceso de cianuración, el uso de zinc como precipitante del oro y la plata es casi tan antiguo como el descubrimiento de la cianuración y fue incluido en la segunda patente, registrada en 1888.

El fundamento del uso de zinc como precipitante se basa en que el oro y la plata se encuentran en el extremo opuesto al zinc en la serie electromotriz, y son por lo tanto, desplazados electroquímicamente por este

último de las soluciones de cianuración. Adicionalmente, la formación del complejo $Zn(CN)_4^{=}$ ocurre con gran facilidad, permitiendo la completa sustitución del oro y la plata de sus complejos cianurados-

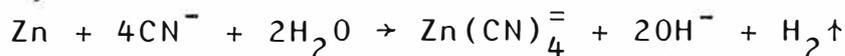
La reacción que describe el proceso es:



En ella se pueden diferenciar las etapas de reemplazamiento electroquímico del oro y la plata por el zinc:



y la disolución del zinc por acción del cianuro:



La reacción explica perfectamente los siguientes hechos, observados en la práctica:

- 1) Incremento de la alcalinidad después de la precipitación y evolución de hidrógeno gaseoso.
- 2) La presencia de cianuro libre favorece la precipitación.
- 3) La presencia de oxígeno disuelto disminuye la eficiencia de la precipitación.

El aumento de la alcalinidad y la evolución de hidrógeno se explican fácilmente por la ecuación de disolución del zinc con cianuro, de la serie electromotriz se sabe que el zinc desplaza al hidrógeno; la presencia de cianuro libre debe entonces favorecer al proceso - pues la continua disolución del zinc expone superficies

frescas del metal para la precipitación del oro y la plata; algo similar a lo que ocurre en la cementación del cobre de soluciones ácidas con hierro, donde el ácido libre favorece la precipitación.

La presencia de oxígeno disuelto durante la precipitación puede considerarse como un serio problema, pues es evidente que en presencia de cianuro libre y oxígeno los metales preciosos precipitados se redisolven y la eficiencia del proceso puede disminuir hasta 40 o 50%, en vez de 95% o más que se consigue sin presencia de oxígeno.

Otro problema que usualmente se presenta en la precipitación con zinc es la formación (con exceso de álcalis) de un precipitado blanco insoluble de $Zn(OH)_2$ que impide la precipitación del oro y la plata en la superficie del zinc, según la reacción:



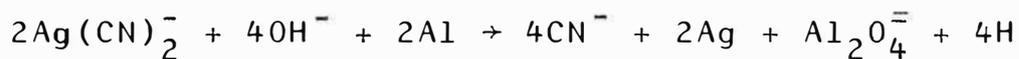
Afortunadamente esta reacción no es tan veloz como la precipitación del oro y puede controlarse con el pH de la solución. Sin embargo, en los inicios del proceso, el uso de viruta de zinc como precipitante acarrea todas estas dificultades y el cemento obtenido era de baja ley y alto contenido de impurezas; desde la introducción de la Merrillita o polvo de zinc, el uso de virutas se desestimó a favor del novedoso proceso Merrill-Crowe en el cual las soluciones de cianuración son continuamente desoxigenadas en un tanque de vacío e inmediatamente precipitadas con polvo de zinc muy fino (-200 mesh) y filtradas para recuperar el precipitado, que es posteriormente fundido y refinado de las impurezas como cobre, plomo, antimonio, bismuto, arsénico, telurio y el zinc residual.

El uso de sales de plomo en la precipitación es también benéfico, ya que la formación de un activo par galvánico Pb/Zn acelera la precipitación y eleva la eficiencia del proceso. El plomo, al igual que otros metales es desplazado de las soluciones por el zinc, pero sin embargo, a pesar de ser termodinámicamente favorable, la precipitación de oro y plata con plomo es muy lenta y es preferible que las partículas de zinc no estén totalmente recubiertas con plomo, para ello la solución de nitrato o acetato de plomo se agrega inmediatamente antes de la adición de zinc a la solución desoxigenada.

Para ilustrar los dominios termodinámicos de estabilidad de las especies que intervienen en el proceso de precipitación con zinc, se muestra en la página siguiente el diagrama E vs. pH del sistema Au-Ag-Zn-CN⁻-H₂O, nótese que se ha incluido la línea de equilibrio Pb/Pb⁺⁺ por ser el plomo otro constituyente importante del sistema. (para las ecuaciones de construcción de este diagrama, consultar el Apéndice)

5.6.3.2. PRECIPITACION CON ALUMINIO.

La diferencia principal de este método con la precipitación con zinc es que el aluminio no reemplaza a los metales preciosos en el complejo cianurado:



Como agente alcalinizador es necesaria la presencia de soda cáustica, siendo la presencia de cal nociva, ya que la formación de aluminato de calcio, insoluble, contamina el precipitado formando un producto de baja ley que es casi imposible de fundir para convertirlo en lingotes, el aluminato de calcio además ocasiona dificultades

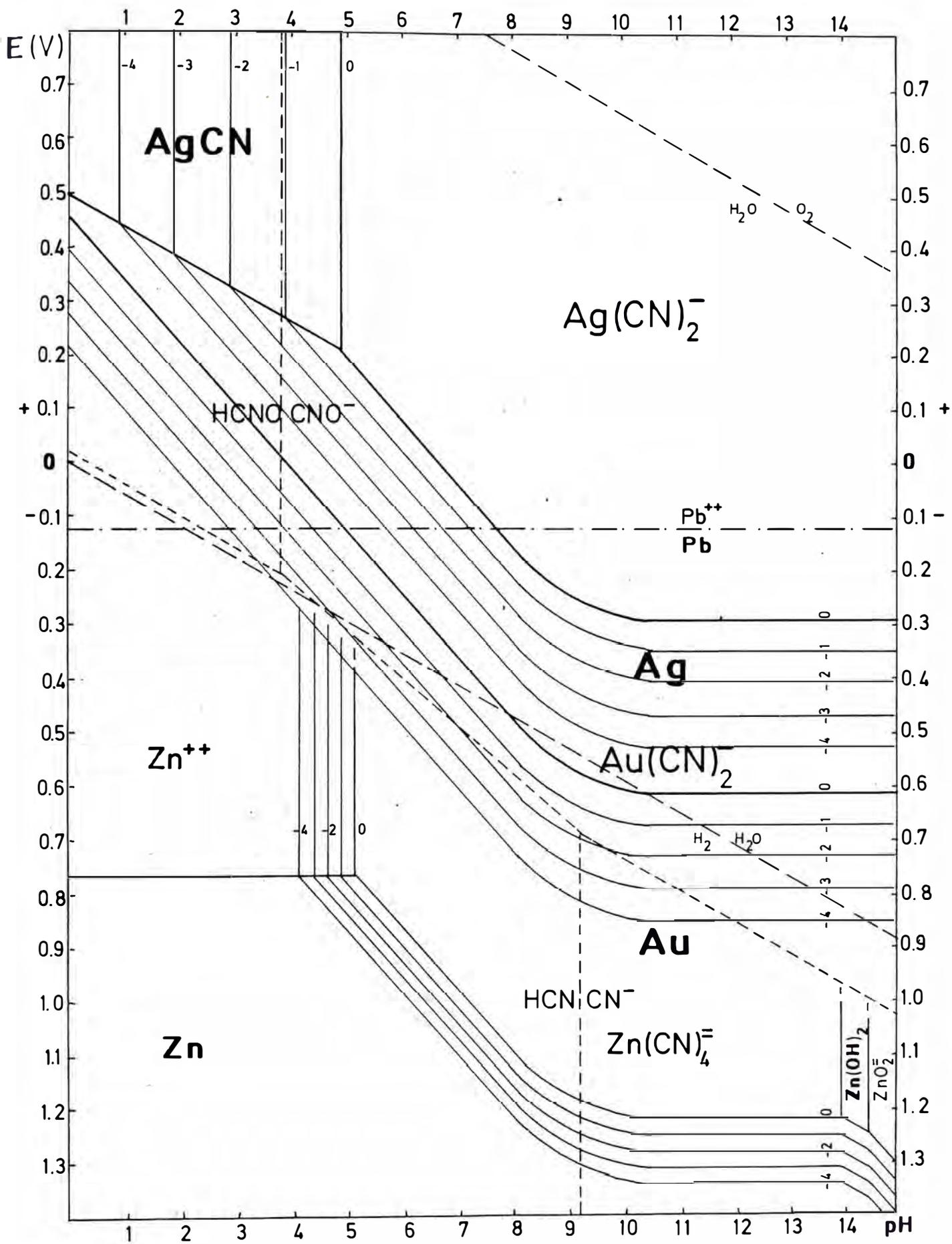


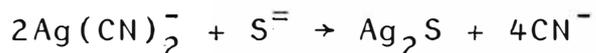
DIAGRAMA DE ESTABILIDAD Au-Ag-Zn-CN⁻-H₂O A 25°C.

des en la filtración. Sin embargo, con un adecuado control, la precipitación con aluminio en menas de plata es ventajosa, debido a la regeneración del cianuro combinado, que es bastante considerable en minerales de este tipo. Además, como se ha explicado anteriormente, en el caso de minerales de plata con contenidos de arsénico y antimonio, la presencia de aluminio resulta en una mejor extracción de la plata.

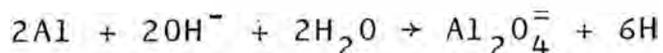
El uso de aluminio como precipitante en minerales que contengan exclusivamente oro no es efectivo y su uso es preferible en minerales de plata-oro o plata principalmente.

5.6.3.3. PRECIPITACION CON SULFURO DE SODIO.

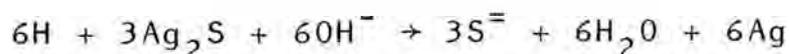
El sulfuro de sodio se utiliza en las soluciones de cianuración que contienen plata solamente, pues no precipita al oro. La ventaja de su uso, al igual que el aluminio, es la regeneración del sulfuro combinado:



El sulfuro de plata producido puede ser reducido a limos metálicos por tratamiento con soda cáustica y aluminio metálico. Primeramente la acción de la soda cáustica sobre el aluminio genera hidrógeno nascente:



El hidrógeno formado reduce al sulfuro de plata:

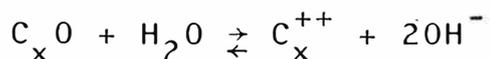


Los limos producidos se filtran y luego se funden pa

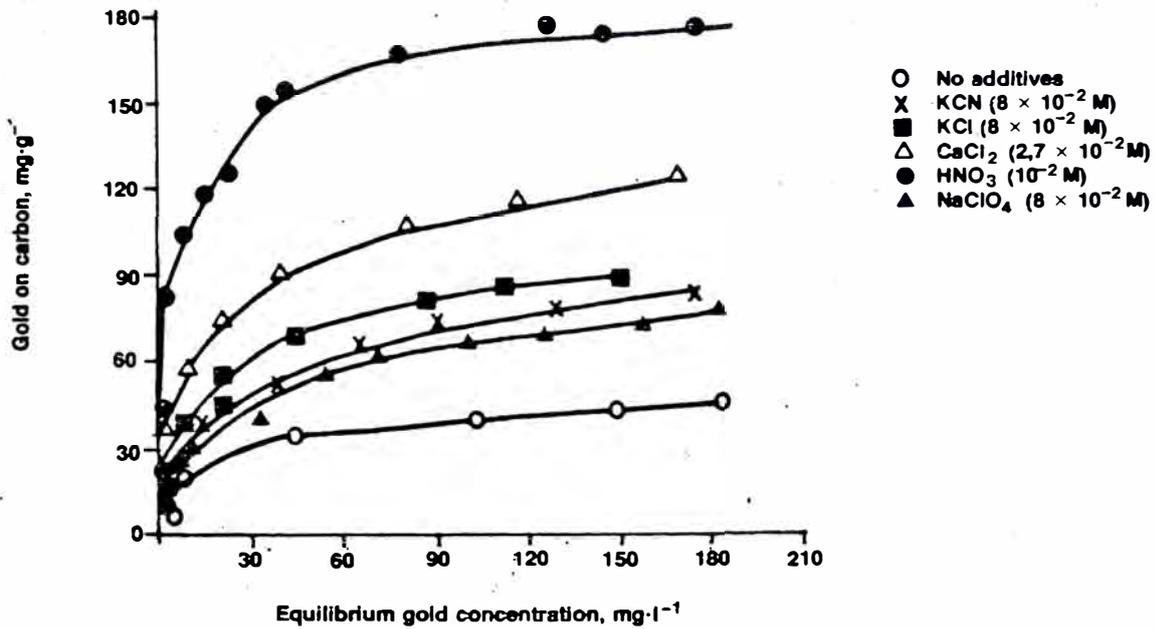
Existen en la actualidad muchas teorías para explicar el fenómeno de la adsorción del oro y plata en carbón activado, sin haberse llegado hasta ahora a ningún acuerdo; ésto se debe a que el carbón activado ofrece un campo muy reducido para la investigación directa por difracción de rayos X o espectrometría infrarroja, y así averiguar la naturaleza del compuesto adsorbido en la superficie del carbón, quedando en el campo de la especulación científica.

Sin embargo, McDougall en 1980 publicó un estudio que resume las investigaciones anteriores y las suyas propias en el campo. Dice el autor, que independientemente de todas las teorías propuestas, existen dos hechos importantes que han sido observados y confirmados en la práctica; en primer lugar, la extracción de los iones $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ es fuertemente favorecida por la presencia de electrolitos como KCl o CaCl_2 ; en segundo lugar, la adsorción se incrementa fuertemente con el incremento de la acidez del medio.

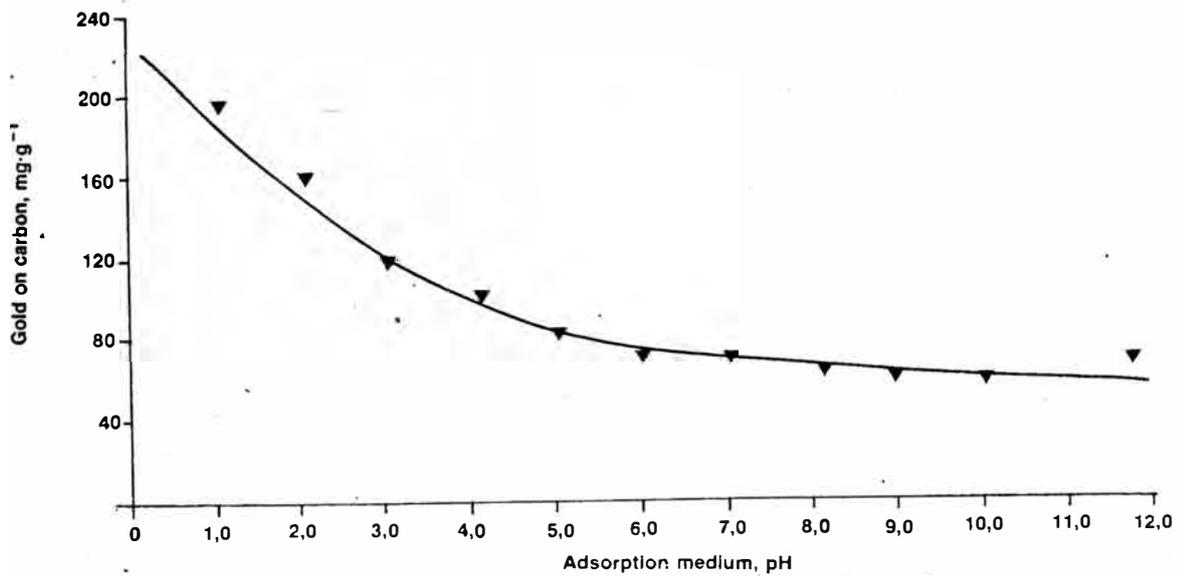
Sobre éste último hecho, Frumkin había propuesto que el oxígeno reacciona con la superficie fresca activada del carbón formando complejos del tipo C_xO (las estructuras propuestas pueden verse en la página anterior) - los cuales luego reaccionan con el agua según:



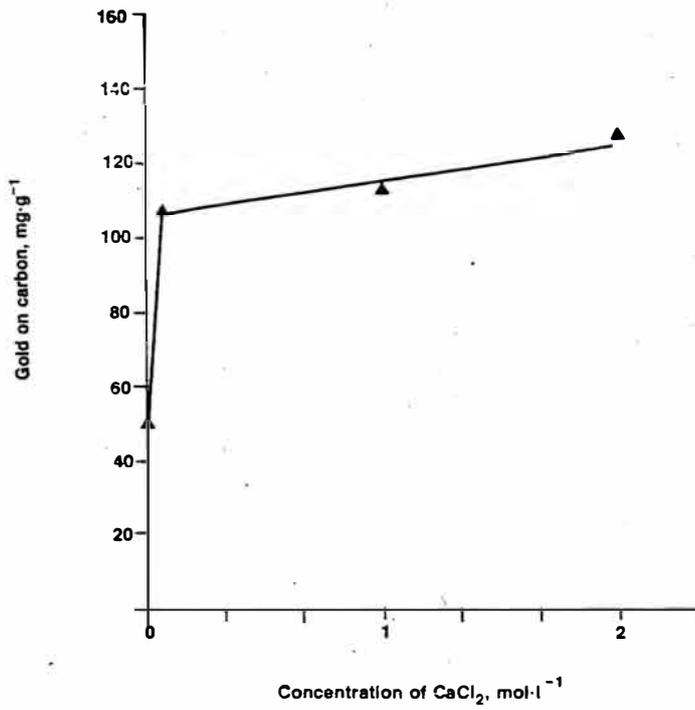
El efecto neto de esta reacción es la remoción de iones H^+ de la solución, que es una característica observada con el ácido acético y con el ión aurocianuro (presente en medio ácido como $\text{HAu}(\text{CN})_2$). Los gráficos de la página siguiente ilustran algunos de los efectos observados durante la adsorción del oro en carbón activado.



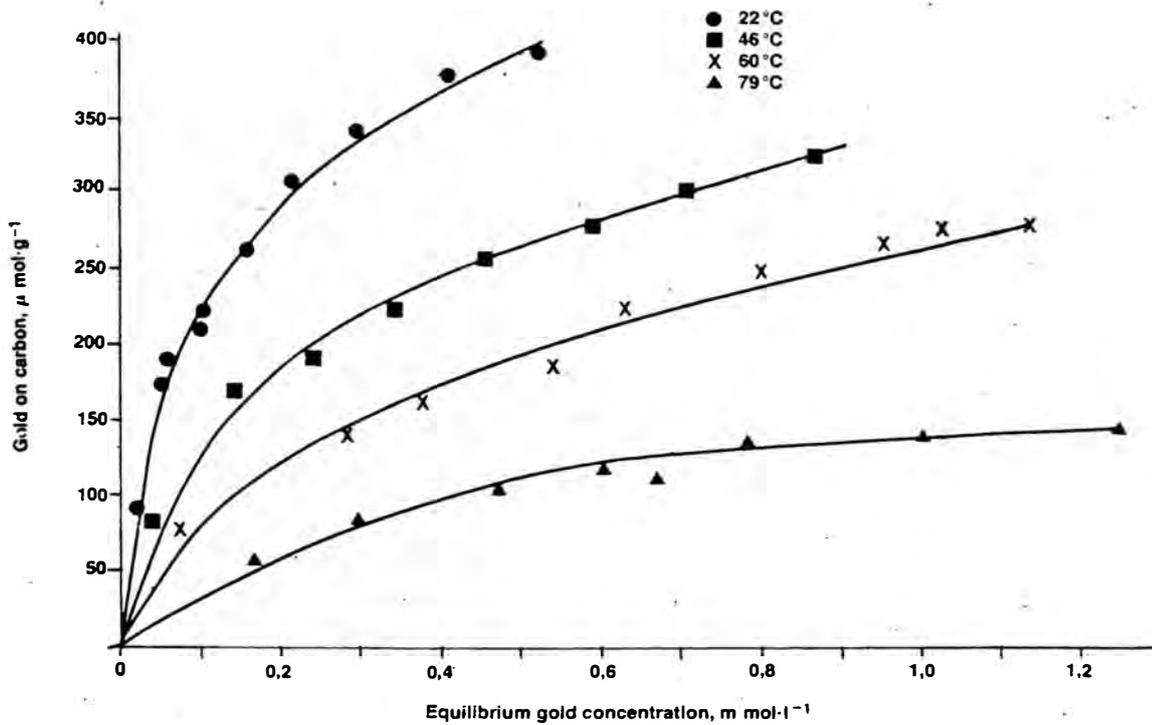
Equilibrium adsorption isotherms for gold cyanide on carbon in the presence of various electrolytes at the same ionic strength (experimental conditions: volume of solution 50 ml, mass of carbon 0,25 g)



Effect of the pH value of the adsorption medium on the gold capacity of the carbon (experimental conditions: volume of solution 300 ml, mass of carbon 0,25 g, nitrogen atmosphere, initial concentration of gold 190 mg.l⁻¹)



Effect of the ionic strength of the adsorption medium on the gold capacity of carbon (experimental conditions: volume of solution 300 ml, mass of carbon 0,25 g, pH 10,0, nitrogen atmosphere, initial concentration of gold 192 mg.l⁻¹)



Equilibrium adsorption isotherms for gold cyanide on carbon at different temperatures (experimental conditions: volume of solution 50 ml, mass of carbon 0,25 g, adsorption medium contained 2,8 g of CaCl₂ and 0,5 g of KCN per litre)

McDougall concluye finalmente que el mecanismo de adsorción probablemente involucra una primera etapa en la que el complejo $M^{+n}(Au(CN)_2)_n$ es adsorbido ($M = Na^+, K^+, Ca^{++}, H^+$) seguido de una etapa de reducción en la que la especie sub-estequiométrica $Au(CN)$ o algún tipo de compuesto ramificado de oro se forma; entre éstos últimos se han propuesto el $Au_{11}(CN)_3L_7$, donde L representa al grupo $P(C_6H_5)_3$; dicho compuesto tendría la forma de bipirámide pentagonal compuesta de tres átomos Au^+ y ocho átomos Au^0 .

DESORCIÓN DEL ORO. Para la recuperación del oro del carbón cargado existía anteriormente la alternativa de quemarlo y reducirlo a cenizas que pueden ser luego apropiadamente fundidas para obtener el bullión; como este método era costoso y no competía con el proceso de precipitación Merrill-Crowe, se descartó el uso de carbón activado en la cianuración.

El proceso Zadra de 1952, propuesto para recuperar el oro con carbón activado mezclado en la pulpa y posterior desorción del carbón, dió un gran impulso al método, hasta que en 1973 la Homestake Mining Co. puso en marcha la primera instalación industrial de carbón en pulpa (CIP).

La desorción consiste en separar el adsorbato (ión auro- o argentocianuro) del adsorbente (carbón activado) y depende de una reacción de equilibrio. Los métodos propuestos son:

1) Desorción con soda cáustica caliente a presión atmosférica; se usa una solución de 1% NaOH y 0.1% NaCN a 90-93°C, que se hace recircular a través del carbón cargado y se envía luego a electrodeposición.

2) Desorción con soda cáustica caliente a alta presión; se utiliza una solución similar a la anterior pero el proceso se lleva a cabo a una presión de 4 atm y 115°C , la solución luego de la desorción se hace pasar por un intercambiador de calor donde se enfría hasta 82°C , de donde se envía a electrodeposición.

3) Desorción con soluciones alcohólicas alcalinas; es el método más eficiente, consiste en desorber el carbón con una solución alcalina de cianuro de sodio y etanol cuya composición óptima es 0.1% NaCN, 1% NaOH y 20% $\text{C}_2\text{H}_5\text{OH}$ (en volúmen), a una temperatura de 80°C .

Cada uno de los métodos descritos tiene sus propios méritos e inconvenientes; la desorción a presión atmosférica es lenta requiriéndose hasta 48 horas para completar el proceso; la desorción a presión reduce el tiempo de tratamiento hasta 12 horas, pero requiere de tanques presurizados; la desorción con soluciones alcohólicas reduce aún más el tiempo de tratamiento, pero los costos aumentan y las soluciones son volátiles e inflamables. La tendencia actual parece ser el uso del segundo método que ofrece un tiempo de tratamiento no muy largo y a la vez evita los peligros y alto costo de las soluciones alcohólicas.

En cualquier caso el carbón desorbido puede reutilizarse nuevamente (la recuperación en la desorción puede llegar hasta 97%, la ley del carbón cargado puede ser de 400 Oz/TC Au+Ag, y la del carbón desorbido 10-15 Oz/TC, dependiendo del tipo particular de mineral y solución) hasta 3 veces sin mayor tratamiento y hasta 7 veces con un tratamiento de reactivación o regeneración en hornos rotatorios a 600°C en ausencia de aire y enfriamiento en el horno o por inmersión en agua.

El tipo de enfriamiento aplicable al carbón después de la regeneración depende principalmente del tipo de carbón; el enfriamiento por inmersión en agua es rápido y barato pero puede tornar al carbón friable y deshacerlo en pequeños trozos; el enfriamiento normal en el horno con gases inertes (N_2 , CO_2 etc.) restituye completamente las propiedades mecánicas al carbón evitando su degradación pero es más lento y puede incrementar los costos de tratamiento.

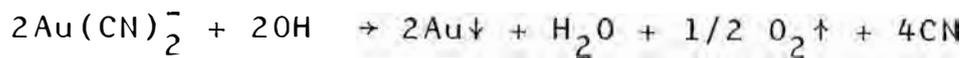
El carbón ya regenerado es tamizado para eliminar los finos, éstos se incineran y se agregan nuevamente al proceso de cianuración para extraer los valores de oro que puedan contener.

Si la solución re-extraída (eluato) contuviera oro y plata a la vez, es necesario separar la plata antes de la electrodeposición precipitándola con sulfuro de sodio (0.06 lb/Oz Ag) y un agente floculante (0.25 gpl CaO). La solución filtrada típica contiene menos de 1 ppm Ag y más de 800 ppm Au (contra 20-25 ppm promedio obtenidos después de la lixiviación); se recupera el 99% de la plata y la cantidad coprecipitada de oro es menor de 0.1% del total contenido en solución.

ELECTRODEPOSICION DEL ORO. Después de la elución o desorción, los metales preciosos contenidos en la solución se recuperan en celdas de electrodeposición.

Generalmente éstas se fabrican de fibra de vidrio o porcelana y constan de ánodos de malla de acero inoxidable y cátodos de viruta de hierro compactada y encerrada en una bolsa plástica permeable a la solución (por lo general perforada); estos cátodos se funden para recuperar los metales preciosos.

La reacción global de electrodeposición es básicamente la ecuación de cianuración de Elsner invertida, donde el oxígeno se libera en el ánodo y el oro se deposita en el cátodo:



como puede verse, el cianuro es regenerado y para lograr una rápida precipitación del oro y evitar la redisolución de partículas pequeñas se utiliza una gran área de deposición en el cátodo. La f.e.m. teórica de esta reacción es de 1.6 V, pero se apuntó anteriormente que se mantiene en la práctica sobre 2.4 V por efectos de sobrepotencial y polarización.

Las densidades de corriente son del orden de 0.3 a 0.8 A/dm² referido a superficie catódica; los consumos energéticos oscilan entre 0.4 y 0.8 kW-h/Oz de Au depositado.

El electrolito agotado (se recupera más del 99% en la electrodeposición) se puede y de hecho se recicla al proceso de desorción, previo precalentamiento en el intercambiador de calor. Los cátodos se funden escoriando el hierro y produciendo un bullión que usualmente contiene 70-75% Au, 20% Ag y el resto Cu, Pb, Zn, etc.; posteriormente los bulliones son fundidos en barras que se envían a refinación.

Con un control adecuado, el proceso de recuperación con carbón activado es aplicable prácticamente en cualquier circuito de cianuración economizando tanto en costos de instalación como de operación. La siguiente sección describe los métodos industriales actualmente en operación en diversas plantas del mundo.

5.6.4. METODOS INDUSTRIALES.

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, usualmente mayor a malla 65; el segundo, llamado "slime leaching" (lixiviación de finos o lamas) se aplicaba a minerales que requerían una liberación muy fina, generalmente menor que malla 100.

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.

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. Es conveniente hacer notar una vez más el gran desarrollo tecnológico impulsado por la cianuración en el diseño de nuevos equipos que hoy son standard en muchas otras industrias.

5.6.4.1. CIANURACION CONVENCIONAL.

Hasta nuestros días es uno de los métodos mas eficientes para el tratamiento de minerales de oro y plata por cianuración, y si bien los nuevos procesos puestos en práctica requieren menor control en varias etapas, el método convencional es todavía preferido por gran cantidad de empresas mineras.

El diagrama de flujo de la página siguiente describe en forma esquemática el proceso de cianuración convencional, que consta de las siguientes etapas:

1) Molienda y clasificación.

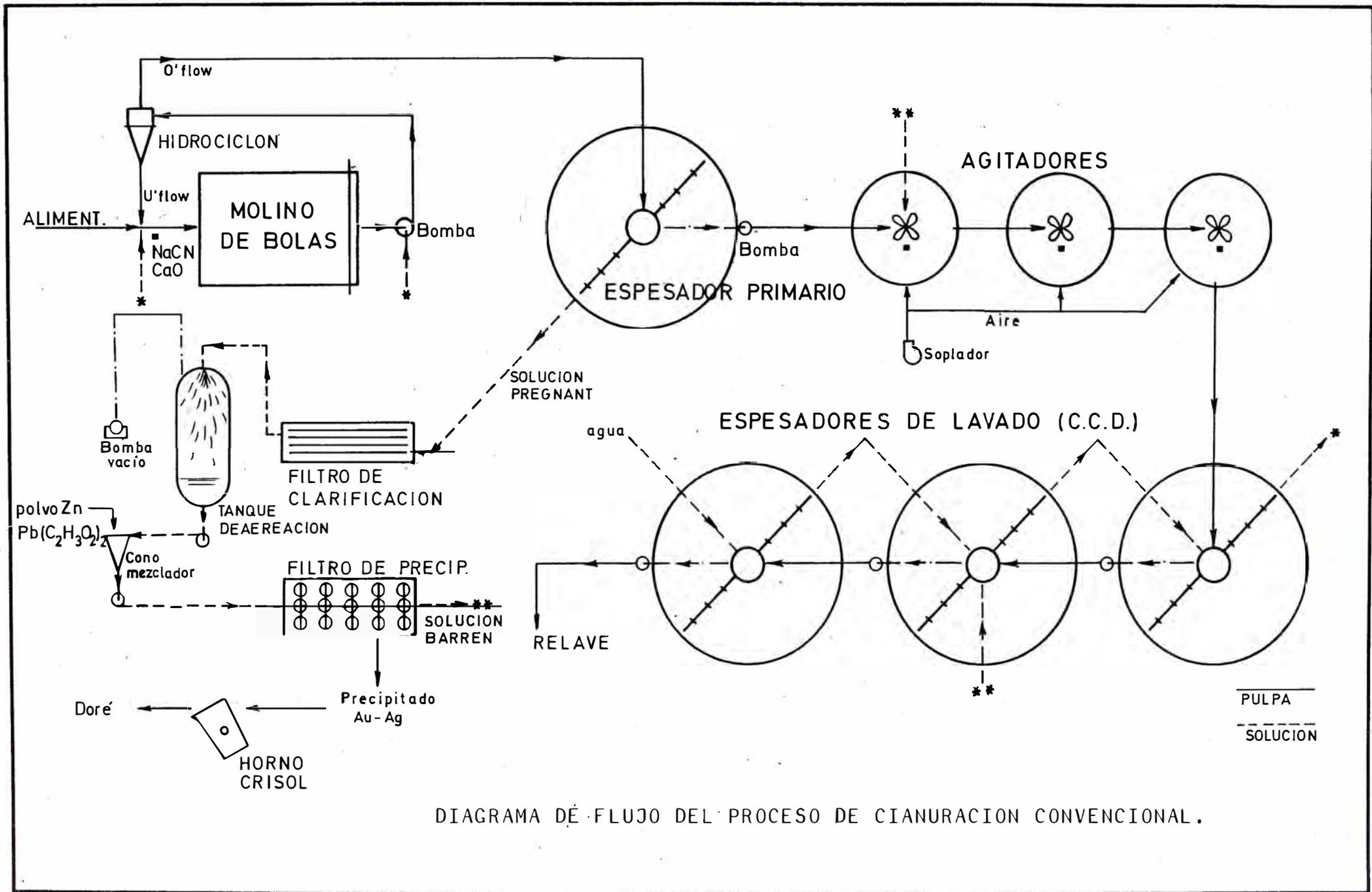
El mineral triturado en seco (2 o 3 etapas) es alimentado al circuito de molienda en circuito cerrado con el propósito de moler las partículas hasta liberar suficientemente los granos de oro y exponerlos a la acción del cianuro que se agrega desde esta etapa (se lo gran extracciones de 30 a 85%).

2) 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 una 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.

3) Decantación continua en contra-corriente.

La pulpa lixiviada debe someterse a un lavado pa-



ra recuperar todos los valores disueltos, el método más eficiente consiste en espesar y diluir sucesivamente la pulpa en 3 ó 4 espesadores, agregando la pulpa al primero de ellos y agua fresca al último, de manera que la 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.

4) 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 con camas de arena sílice, para eliminar las partículas finas y coloidales que interfieran con la precipitación; la segunda etapa es la deareación (desoxigenación) de la solución por atomizado en un tanque de vacío, reduciendo el contenido de oxígeno de 5-6 ppm a 0.5 ppm con un vacío de 22" Hg (esto es una presión absoluta de 0.25 atm); la solución deareada se precipita inmediatamente con polvo de zinc fino (-200 ó -325 mesh), 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.

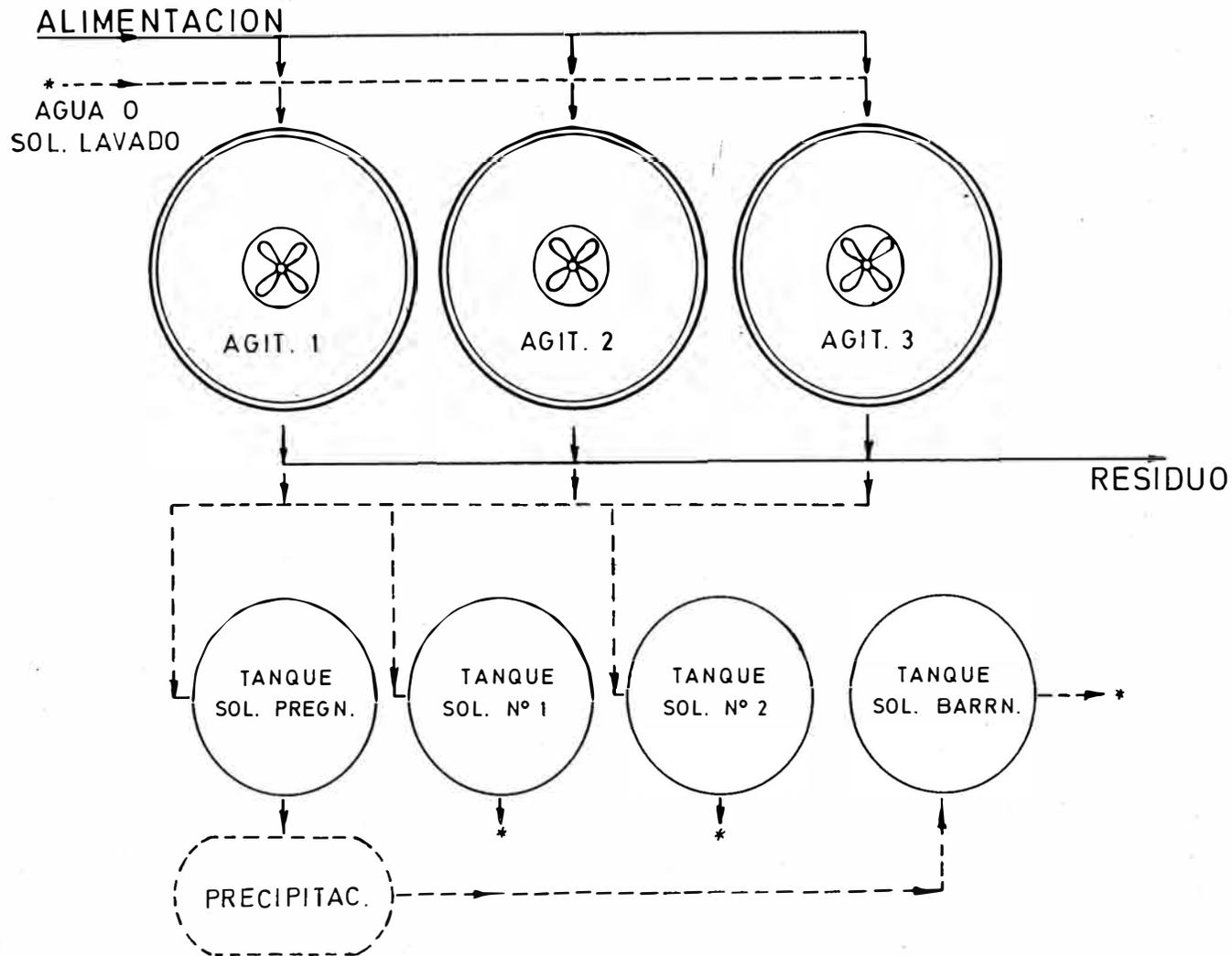
5.6.4.2. CIANURACION DE CONCENTRADOS.

La cianuración de concentrados de flotación de oro y plata difiere fundamentalmente de la cianuración convencional en la escala del procesos y en que el tratamiento es discontinuo (batch).

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 concentrados usualmente se someten a preaereación y agitación en solución alcalina para eliminar y oxidar las sales solubles que son nocivas al proceso.

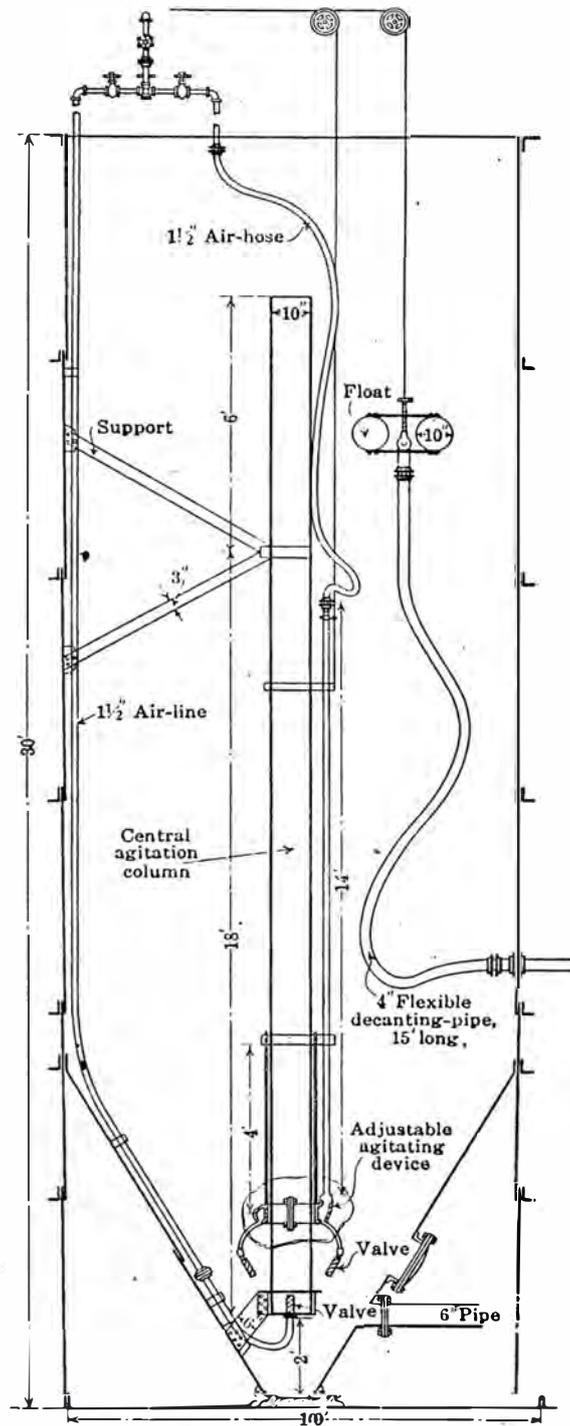
La lixiviación propiamente dicha se lleva a cabo en 3 agitadores que funcionan también como espesadores para decantar la solución, también es usual realizar la lixiviación en 8 o más agitadores verticales tipo Brown (Pachuca) que utilizan exclusivamente aire comprimido para mantener la pulpa en suspensión. De esta manera la lixiviación y el lavado de la pulpa se lleva a cabo en los agitadores recirculando entre ellos las soluciones decantadas (según esquema de la página siguiente) 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. Se muestra a continuación el esquema de operación de este proceso y el diseño de los típicos agitadores mecánicos (Dorr) y de suspensión con aire (Brown).

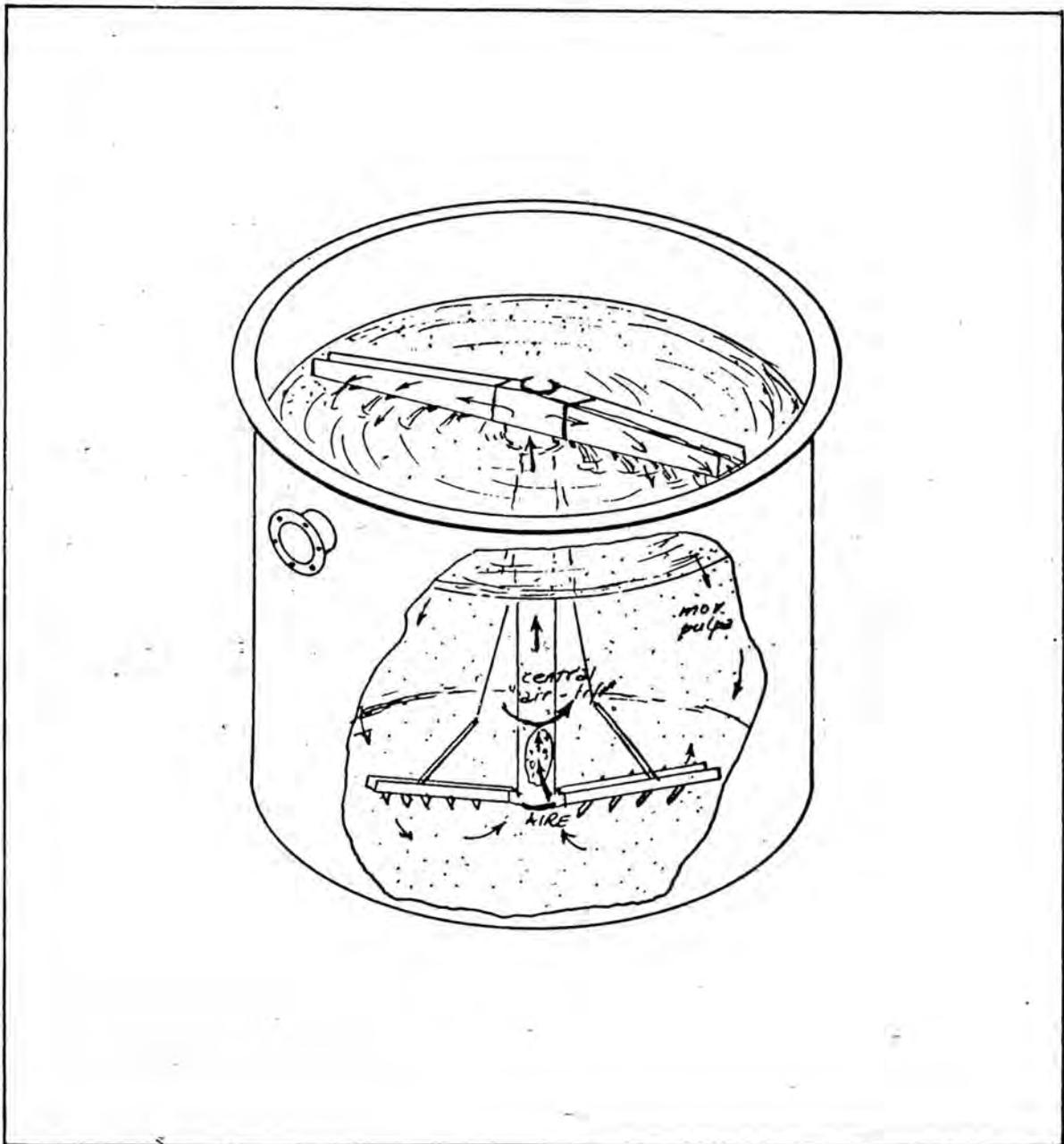


ESQUEMA DE CIANURACION BATCH DE CONCENTRADOS

horas	AGITADOR 1	AGITADOR 2	AGITADOR 3
6		Asentam. Dc. s. pregn.	Pre-agit. y aereación
12	CARGA	Lav. s. N.2 Dc. s. N.1	Desc. soln. Ll. sol. N.1
18		Lav. s. barr. Dc. s. N.2	LIXIVIACION
24		Lav. agua DESCARGA	
30	Pre-agit. y aereación Desc. soln.		Asentam. Dc. s. pregn.
36	Llenado c. sol. N° 1	CARGA	Lav. s. N.2 Dc. s. N.1
42	LIXIVIAC.		Lav. s. barr. Dc. s. N.2
48			Lav. agua DESCARGA
54	Asent. y dc. sol. pregn.	Pre-agit. y aereación Desc. soln.	
60	Lavado c. sol. N° 2 Dc. sol. N° 1	Ll. sol. N.1	CARGA
66	Lavado c. sol. barrn Dc. sol. N° 2	LIXIVIACION	
	Lavado c. agua y DESCARGA		



ESQUEMA Y DIMENSIONES DE UN TANQUE PACHUCA.



ESQUEMA DE FUNCIONAMIENTO DE UN AGITADOR ME-
CANICO DE RASTRILLOS CON ELEVACION CENTRAL -
DE LA PULPA ,(CENTRAL AIR-LIFT AGITATOR)

5.6.4.3. CIANURACION CON RECUPERACION CON CARBON 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 (CIP). Básicamente existen dos métodos para utilizar el carbón activado en la recuperación del oro y plata de la solución pregnant:

- 1) Por tratamiento de la solución clarificada con carbón activado granular, percolando la solución ascendentemente en columnas (CIC).
- 2) 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 grafíticas que reprecipitan al oro el carbón se agrega directamente a la pulpa durante la lixiviación y el proceso se denomina Carbón en Lixiviación (CIL).

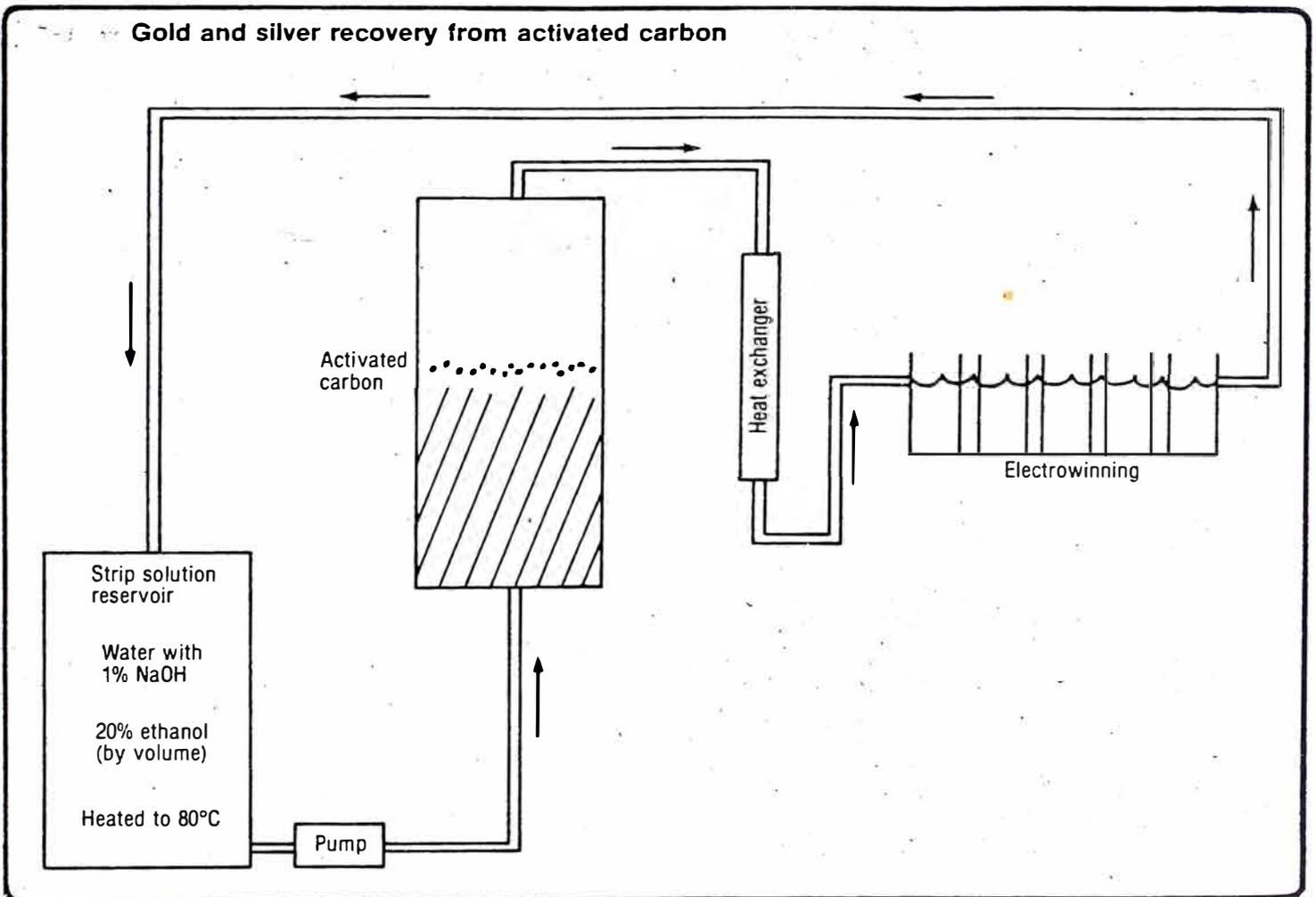
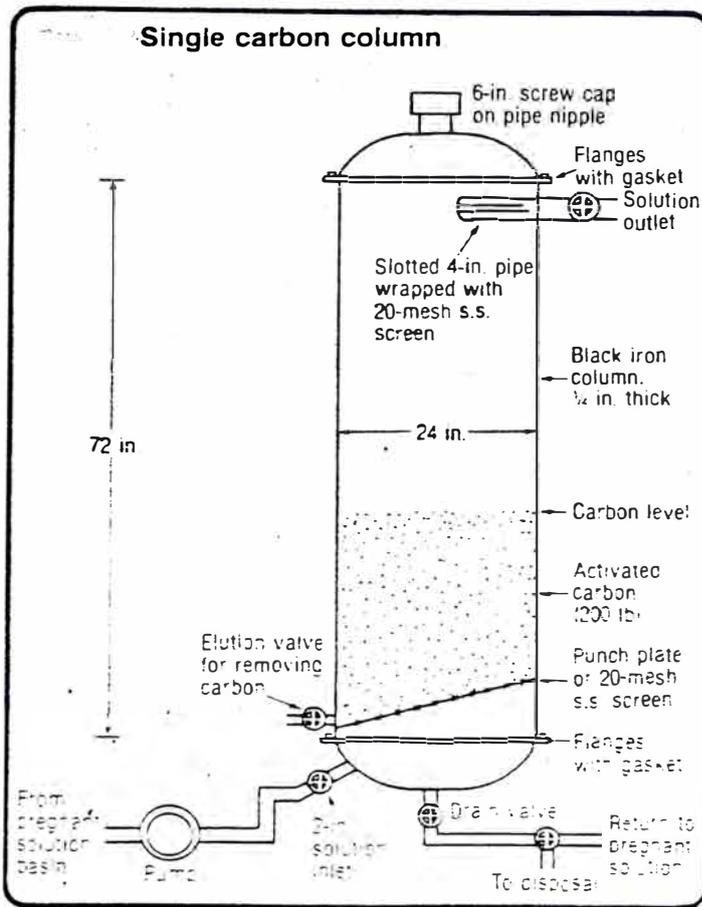
Una variante de los procesos CIP o CIL consiste en utilizar carbón activado más fino mezclado con magnetita y sinterizado con un aglomerante como silicato de so dio, este proceso denominado MAGCHAR (Magnetic Charcoal) tiene la ventaja de no requerir una molienda tan fina del mineral para pasar los cedazos, el carbón más fino se recupera con un mínimo de pérdidas y ofrece mayor su perficie 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.).

El proceso CIC requiere, como se ha remarcado, soluciones clarificadas y por ello no se utiliza comúnmente en lixiviación de finos (all-slime), ya que sólo se modificaría la planta de recuperación respecto al proceso convencional y no habría ahorro en instalación de espesadores; en cambio el uso del proceso CIC es ideal en lixiviación por percolación, donde sí se obtienen soluciones bastante clarificadas que se pueden precipitar directamente. Sin embargo la empresa Golden Sunlight Mines ha puesto en marcha recientemente una planta de cianuración con doble circuito CIP y CIC (el diagrama de flujo se muestra más adelante) con una capacidad de tratamiento de 5000 TC/d.

Básicamente, el proceso CIC se lleva a cabo en 5 columnas cilíndricas dispuestas en serie, que se cargan con carbón activado 6x16 ó 16x20 y a través del cual circula la solución en forma ascendente. Cuando el carbón de la primera columna ha sido suficientemente cargado con unas 300 Oz/TC Au se retira de la columna y se envía a desorción; las otras columnas se mueven un lugar adelante, y se dispone al final una columna con carbón fresco reactivado, funcionando así el proceso en contracorriente.

Puede verse en la página siguiente el esquema de un proceso CIP con la unidad de desorción y electrodeposición; se muestra también el diseño de una típica columna de carbón activado que se usa en el circuito.

Los procesos de carbón en pulpa o lixiviación (CIP o CIL) ofrecen una reducción considerable de costos de instalación al eliminar los espesadores primario y de CCD. La adsorción del oro y plata en el carbón también funciona en contracorriente, el carbón activado se agre



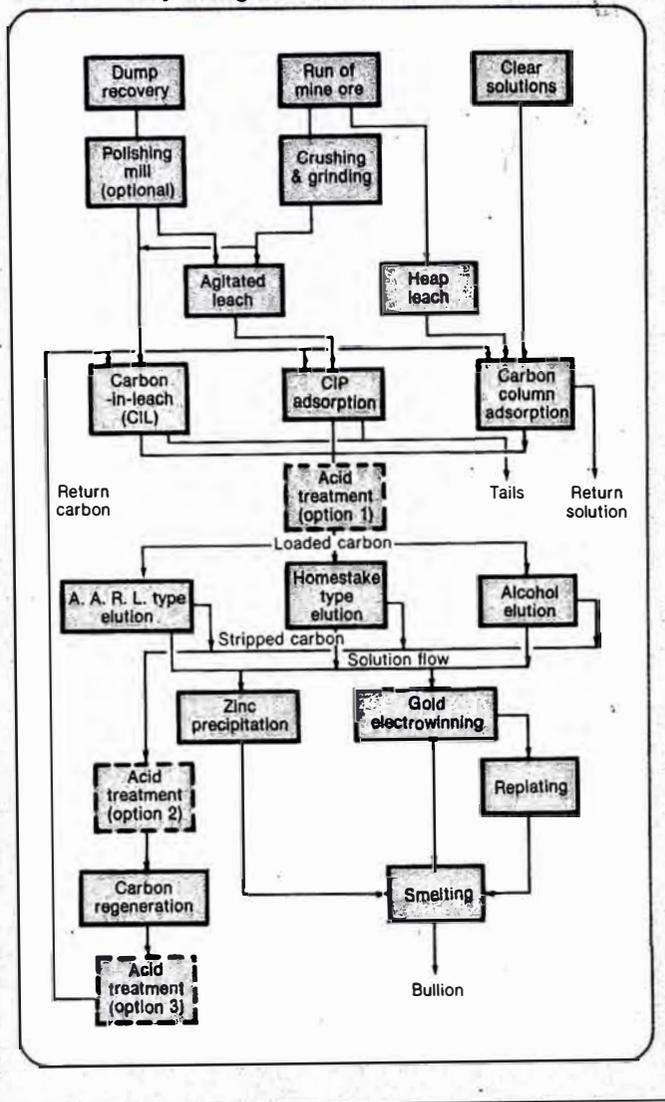
ga al último de los agitadores air-lift (elevación de la pulpa con aire para no degradar mecánicamente el carbón) y avanza en dirección opuesta a la pulpa enriqueciéndose en oro y plata, mientras la pulpa se empobrece hasta el último agitador, donde se descarga como relave final de la planta.

Los cedazos vibratorios están provistos de mallas de jebe para no degradar el carbón, usualmente malla No. 30 y el carbón puede ser 10x16; la pulpa, molida a menor tamaño (-65 o -100 mesh) pasa a través del tamiz y el carbón queda retenido, el carbón avanza al agitador anterior y la pulpa al siguiente agitador.

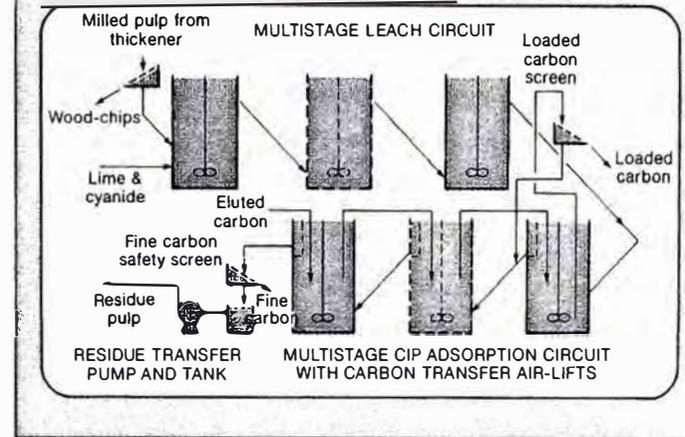
La razón de cargar el carbón activado en contracorriente con la pulpa o solución es que el carbón fresco ractivado tiene mayor facilidad de eliminar las trazas de Au o Ag de las soluciones pobres, mientras que el carbón ya cargado disminuye su capacidad de adsorción a medida que aumenta la ley. Así, el carbón cargado se retira del primer agitador y se envía a desorción para recuperar el oro y plata adsorbidos.

En las páginas siguientes se muestran los diagramas de flujo de los procesos CIP y CIL, y el de planta de la Golden Sunlight Mines con doble circuito CIP y CIC; nótese en éste, la novedad de realizar un lavado en contracorriente de la pulpa con hidrociclones, de los cuales no se obtiene una solución clarificada, como es de esperar, pero sí un menor volumen de pulpa que es espesada para enviar overflow y underflow a CIC y CIP respectivamente, con un considerable ahorro en instalación de espesadores y una alta eficiencia en recuperación y ahorro de energía; esta planta se encuentra ubicada en Montana, USA y está en operación desde 1983.

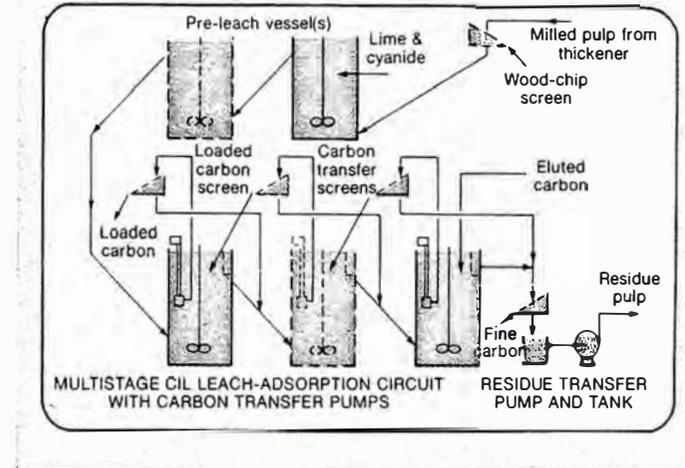
Gold recovery using activated carbon



Leach and CIP adsorption circuits

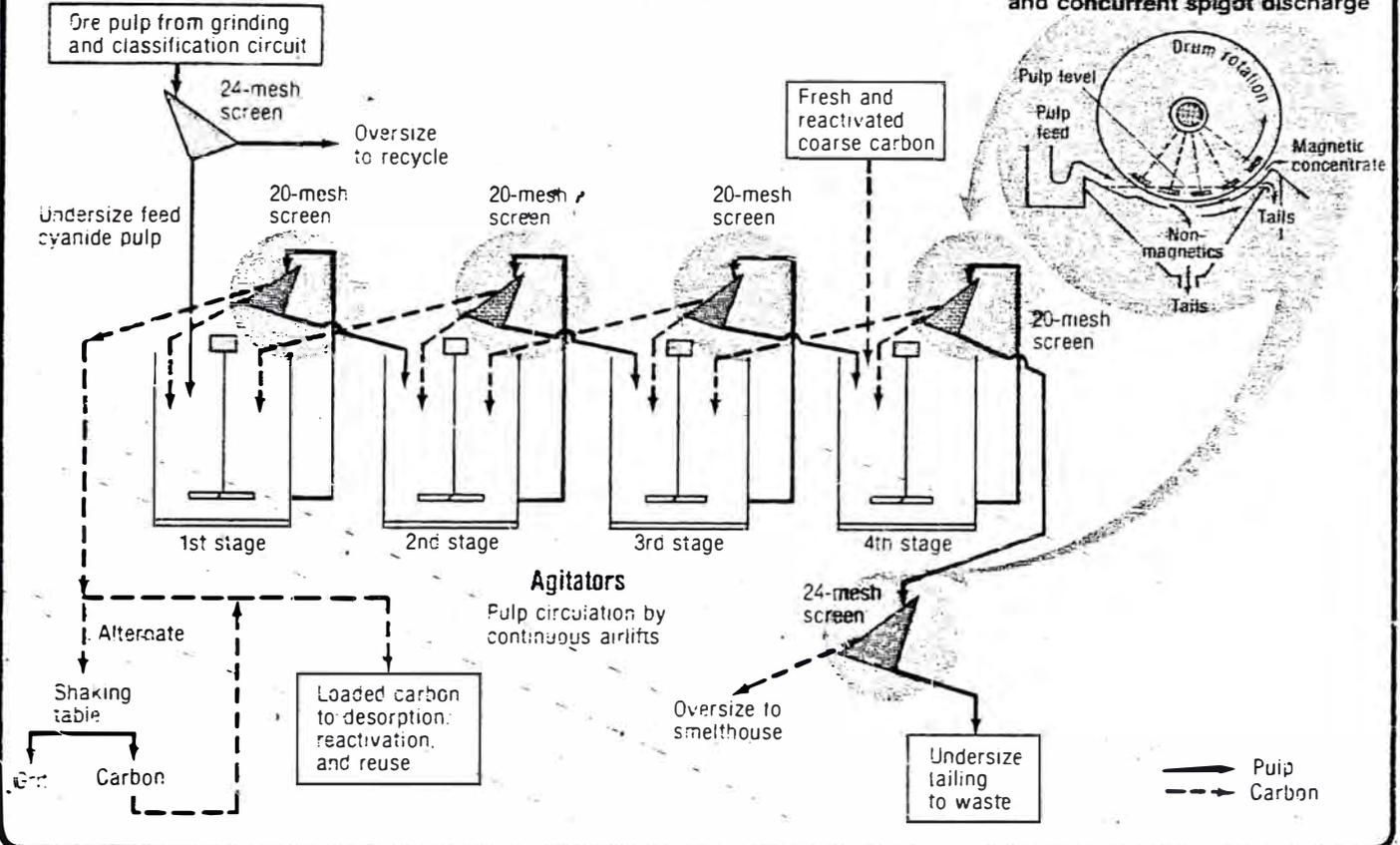


CIL leach-adsorption circuit

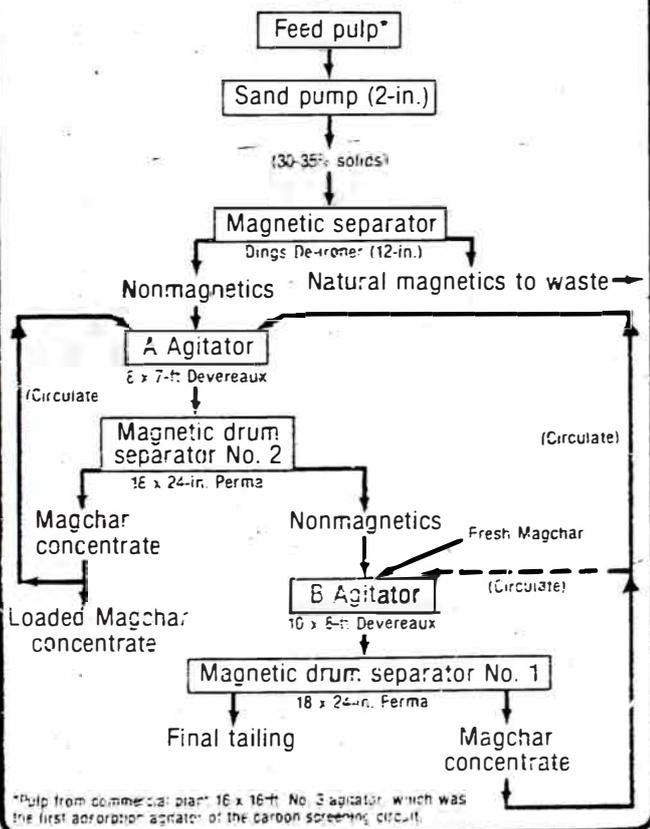


How synthetically magnetized charcoal could be separated from typical cyanide leach pulps in a carbon-in-pulp gold plant

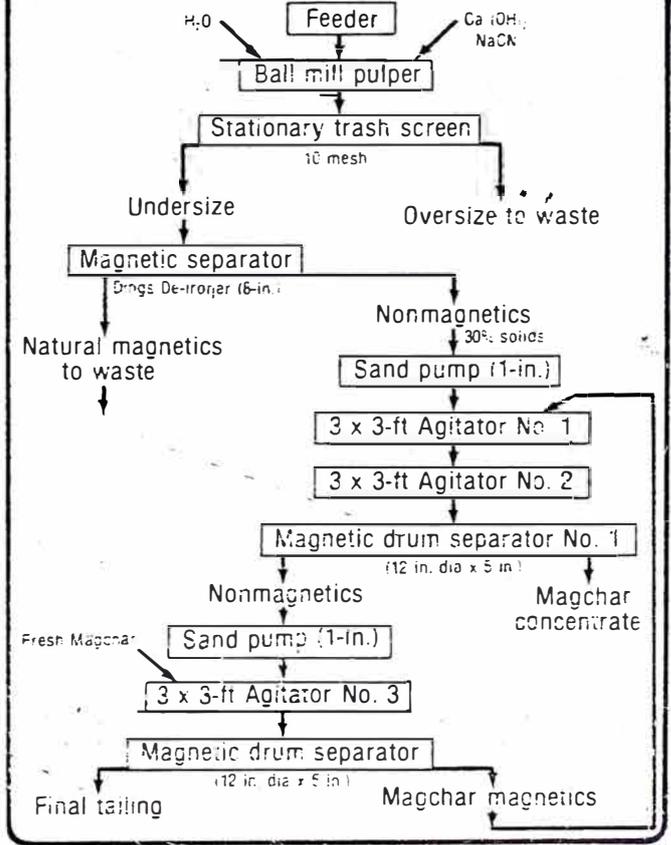
Magnetic drum separator with 5 poles and concurrent spigot discharge



Flow scheme, Getchell pilot plant



Flow scheme, Eagle-Picher pilot plant



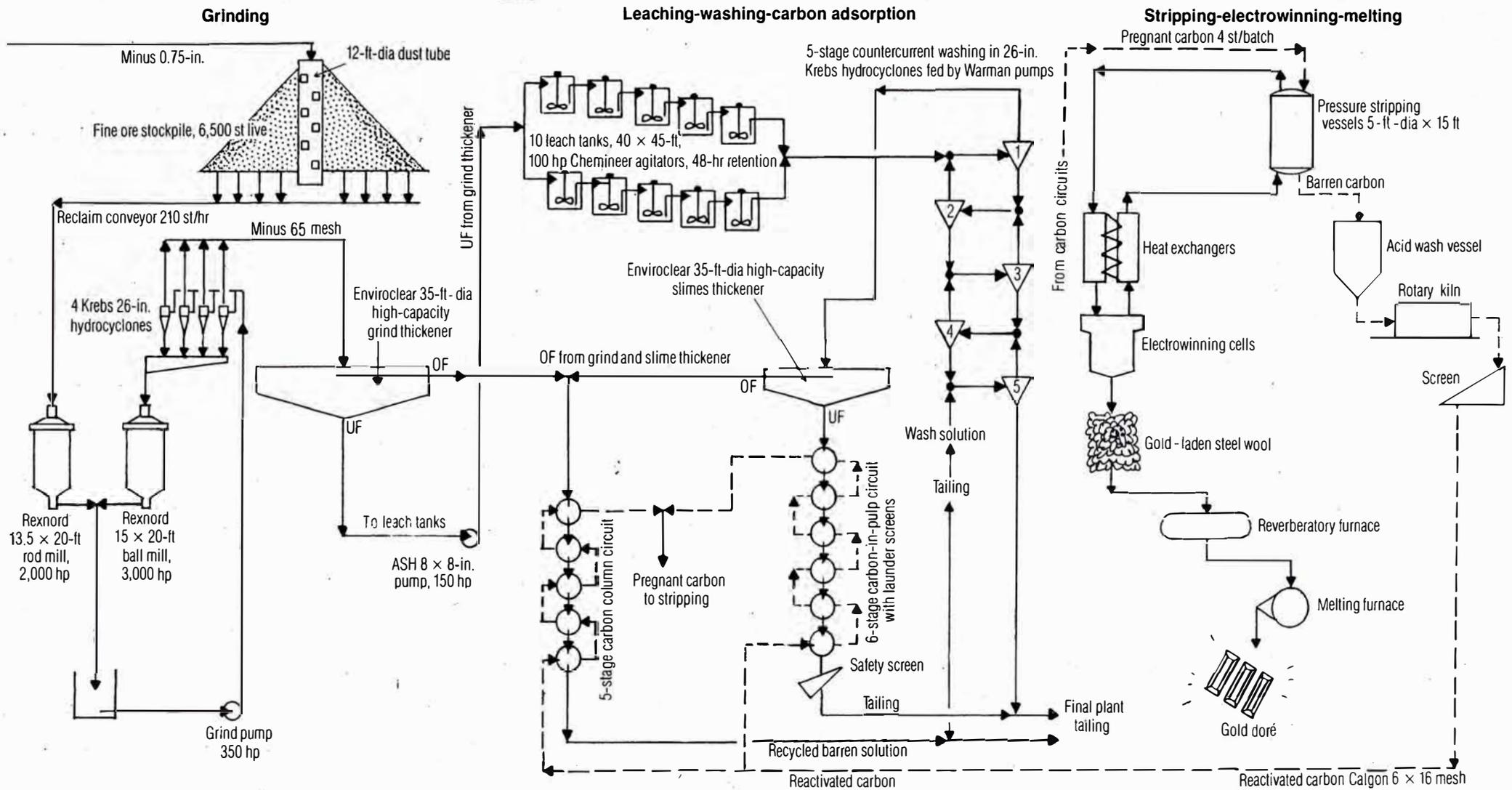


DIAGRAMA DE FLUJO DE LA PLANTA DE 5000 TPD DE GOLDEN SUNLIGHT MINES INC.

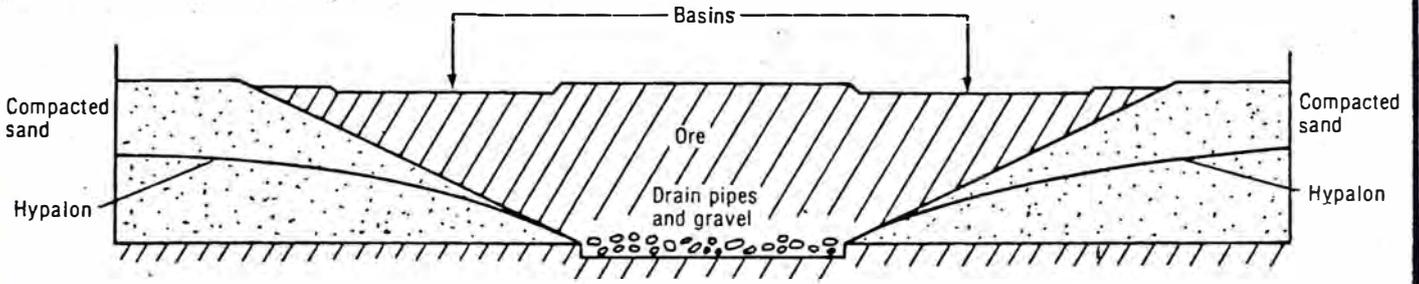
5.6.4.4. CIANURACION POR PERCOLACION.

A diferencia del primer método aplicado para cianurar minerales de oro y plata por percolación, que consistía, como se ha visto, 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.

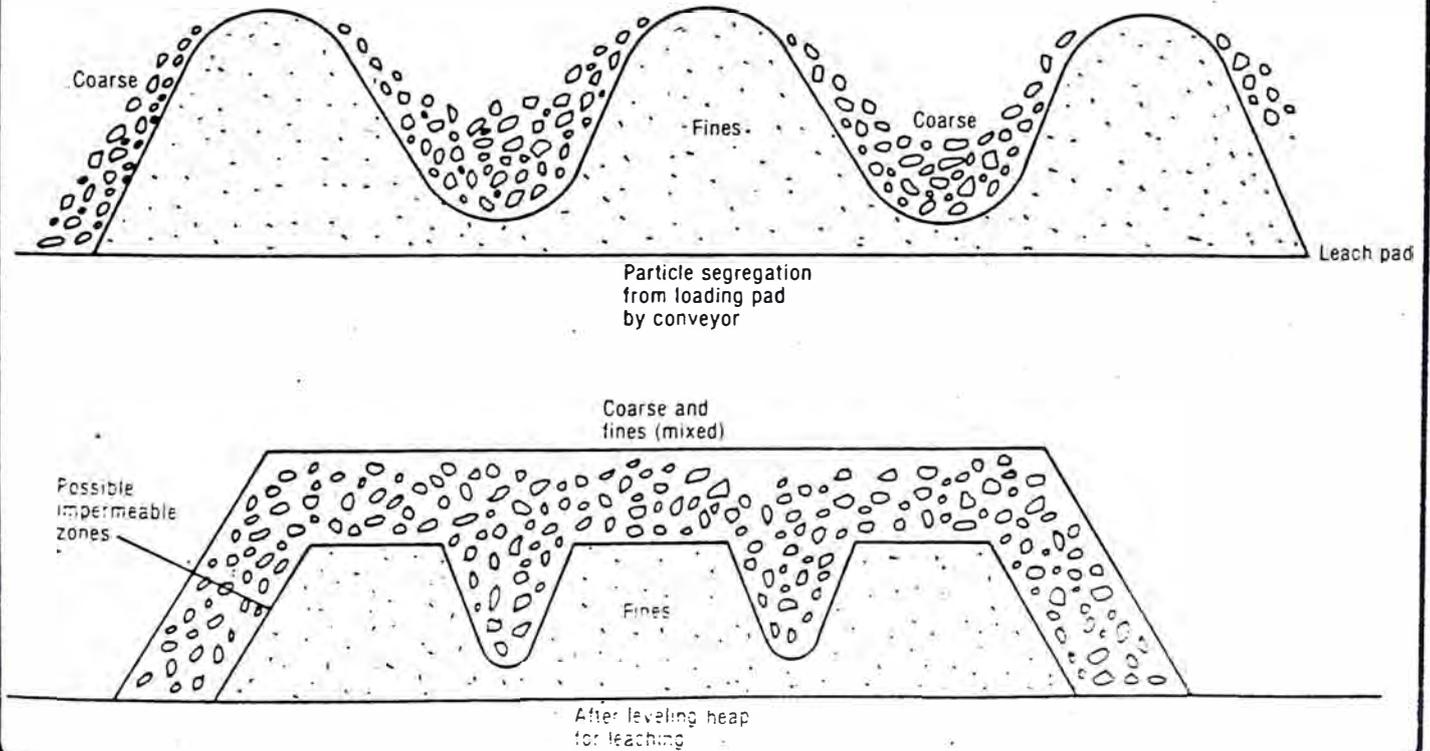
Es así que la lixiviación en pilas (heap-leaching), en botaderos o desmontes de mina (dump-leaching) y en la misma mina (in situ=leaching), han cobrado en la última década un auge inusitado en la metalurgia del oro y es el motivo principal de este trabajo. En la página siguiente pueden verse los esquemas principales de lixiviación por los métodos citados, se nota claramente el fundamento de cada uno y el mecanismo de funcionamiento que es básicamente el mismo en los tres casos.

Se tratará en mayor detalle la lixiviación en pilas por ser el procedimiento más común en la actualidad 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 1/2" aproximadamente (el rango de trabajo va desde 1/4" 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 a-

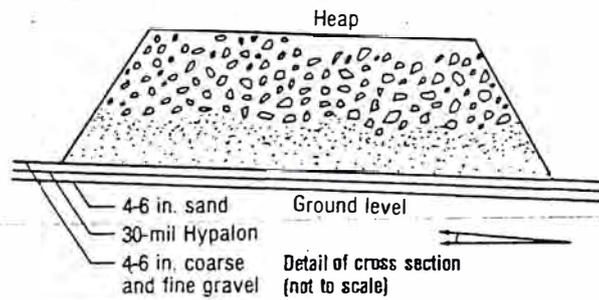
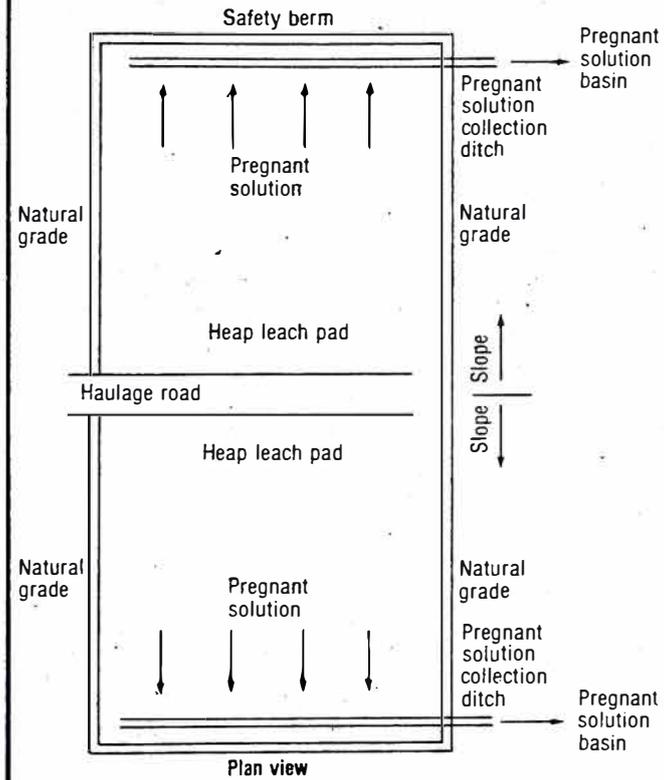
Heap leach pit construction



Creating an impermeable zone via mechanical means



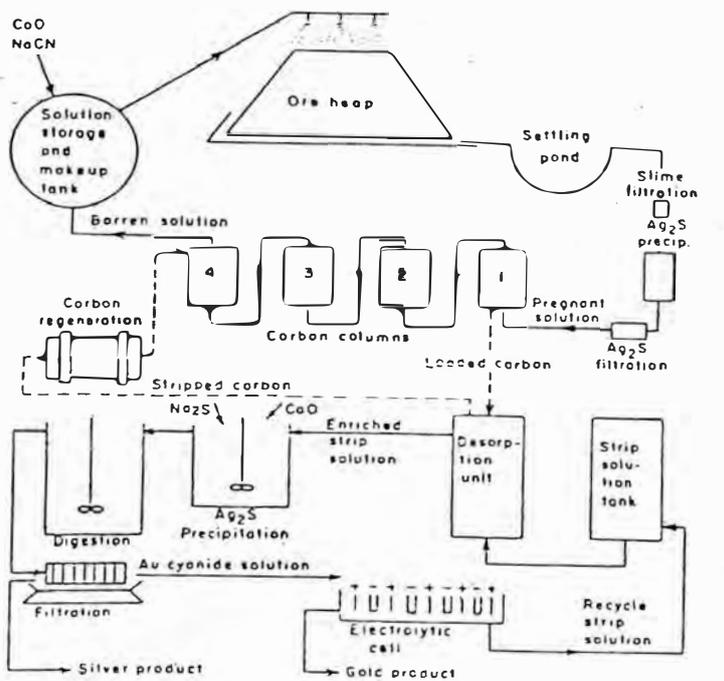
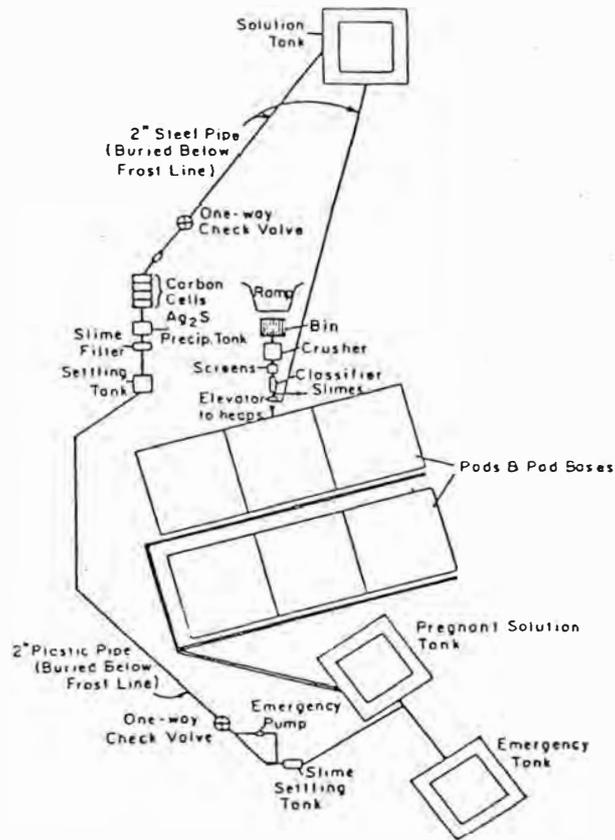
Heap leach pads and collection system



pilado 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.

Para la aplicación del método de lixiviación en pilas el mineral debe ser adecuado y reunir características como porosidad (los minerales oxidados son los más usuales), contenido de oro libre (acequible por la solución de cianuro a través de los poros) y naturalmente un bajo contenido de impurezas y cianicidas (especialmente impurezas como la pirrotita que consumen el oxígeno de la solución, el cual es menos abundante en la percolación de pilas de mediano y gran tamaño).

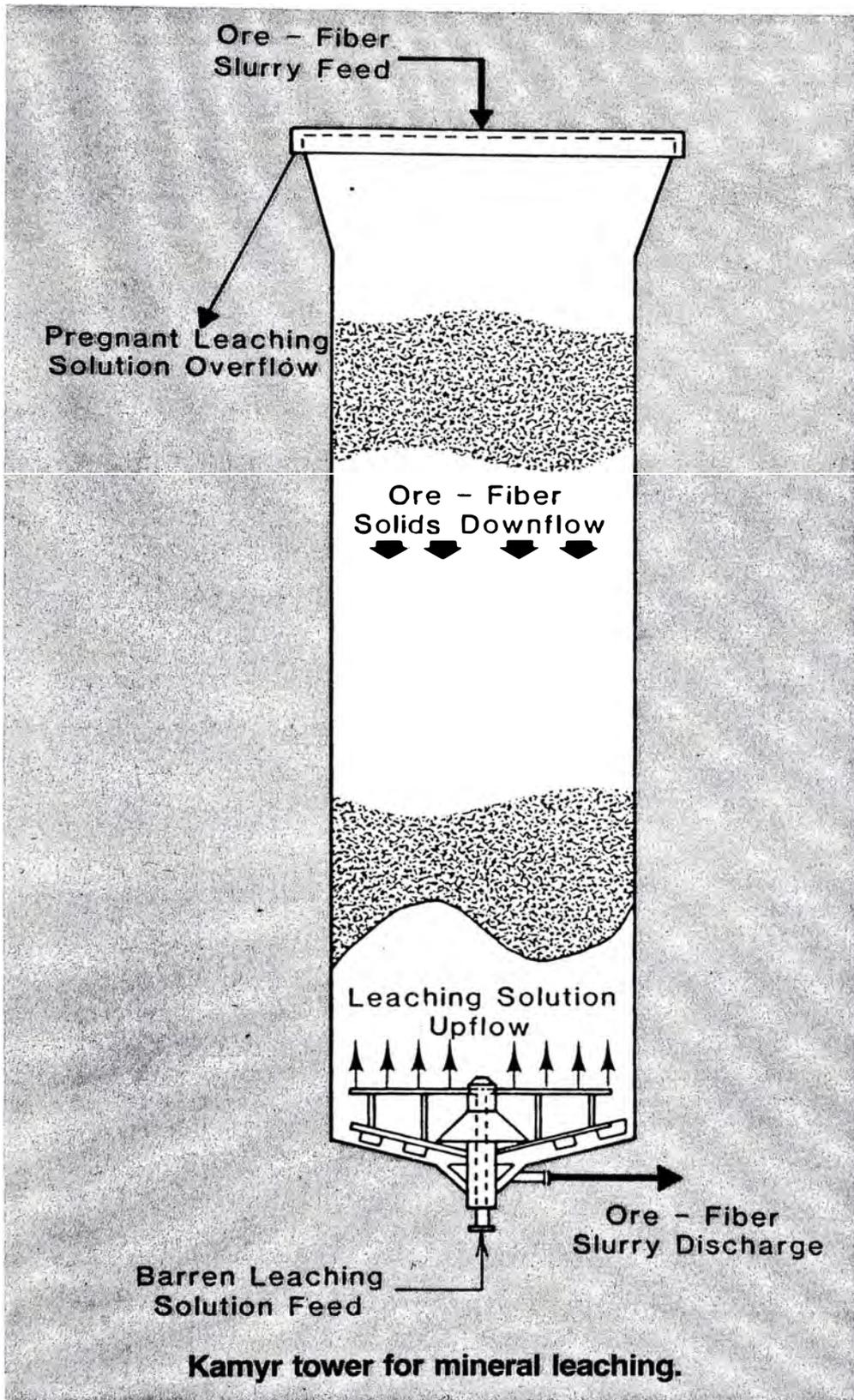
El contenido de finos en el mineral, evidentemente nocivo al proceso por la formación de zonas impermeables durante la lixiviación y fenómenos de canalización de la solución, merece actualmente una descripción aparte. Se acostumbraba homogenizar el mineral (gruesos y finos) con agua o solución de cianuro a manera de curado, antes de la carga de la pila de mineral (más de 5% de finos se consideraba nocivo); pero en la actualidad se ha disminuído considerablemente este problema por aglomeración o peletización del mineral con cal y cemento Portland (3-40 kg/TM según el tipo de mineral) con lo cual se logra formar trozos compactos y resistentes al apilamiento, pero a la vez permeables a la solución; existen por lo tanto en la actualidad un mayor número de minerales dóciles a este tipo de tratamiento, y hasta es posible el tratamiento de relaves sin necesidad de separar las fracciones finas previamente.



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 como \$5/TM en minerales adecuados; de esta manera es posible el tratamiento de grandes tonelajes de mineral (hasta 10,000 TM/d en USA) de baja ley (0.03 - 0.10 Oz/TC).

Recientemente, la empresa Kamyrr Inc. ha desarrollado y patentado un novedoso proceso de lixiviación en contracorriente que inicialmente se está aplicando en la cianuración de oro y plata. En este método (no clasificable como agitación ni percolación) el mineral se mezcla con fibra de madera y floculantes de modo de lograr una masa permeable pero cohesionada, la alimentación se hace en la parte superior de una torre o columna y simultáneamente se alimenta por la parte inferior la solución de lixiviación, logrando la cianuración del mineral en contracorriente.

En la página siguiente puede verse el esquema de la torre de lixiviación, en la cual se distinguen tres zonas; la zona superior de asentamiento de la mezcla mineral/fibra que tiene forma cónica para este fin; la zona intermedia de lixiviación, donde por una presión adecuada de la solución se mantiene la masa en suspensión evitando el asentamiento al grado de compresión; la zona inferior de descarga del mineral lixiviado y alimentación de la solución de manera uniforme a través de un mecanismo rotatorio. Se logra de esta manera un sistema simple y continuo de lixiviación en contracorriente que puede tratar mineral tan grueso como malla 6 y tan fino como -200 mesh, con control adecuado.



5.6.4.5. VENTAJAS Y DESVENTAJAS COMPARATIVAS.

Cada uno de los métodos citados tienen sus propios méritos y desventajas, y su aplicación depende de muchos factores como son inversión, capacidad de tratamiento, docilidad del mineral, etc.

El método convencional (Agitación/CCD) es probadamente eficiente, pero el costo de tratamiento es mayor comparado con los procesos CIP o CIL; la reducción de costos de éstos últimos es de 10 a 40% tanto en instalación como en operación, pero probablemente dentro del rango de $\pm 20\%$ aplicable a un proyecto de este tipo. En cuanto a heap-leaching, la reducción de costos es de 60% - comparado con los métodos continuos y su elección es preferible si el mineral es adecuado y las leyes no son muy altas como para desprestigiar un 15-20% menos en la recuperación; en este sentido el proceso Kamyr se presenta como un intermedio entre heap-leaching y los métodos continuos.

En las páginas siguientes se muestran algunos gráficos y tablas comparativas de costos y beneficio metalúrgico de los diversos procesos citados; después de diversas discusiones técnicas se ha concluido que el proceso CIP o CIL es preferible en minerales arcillosos y de sedimentación lenta y con contenido principal de oro, mientras que el método CCD sigue siendo adecuado en minerales de plata mayormente, pudiéndose eliminar la precipitación con zinc por electroobtención directa para regenerar el cianuro combinado y disminuir los costos en este rubro. Heap-leaching es preferible en minerales de ley no muy alta (menos de 0.08 Oz/TC) y de características adecuadas y el proceso Kamyr con leyes de 0.10-0.20 Oz/TC y climas muy fríos para heap-leaching.

Los minerales de arsénico y antimonio en soluciones de cianuro consumen el oxígeno necesario para la disolución del oro.

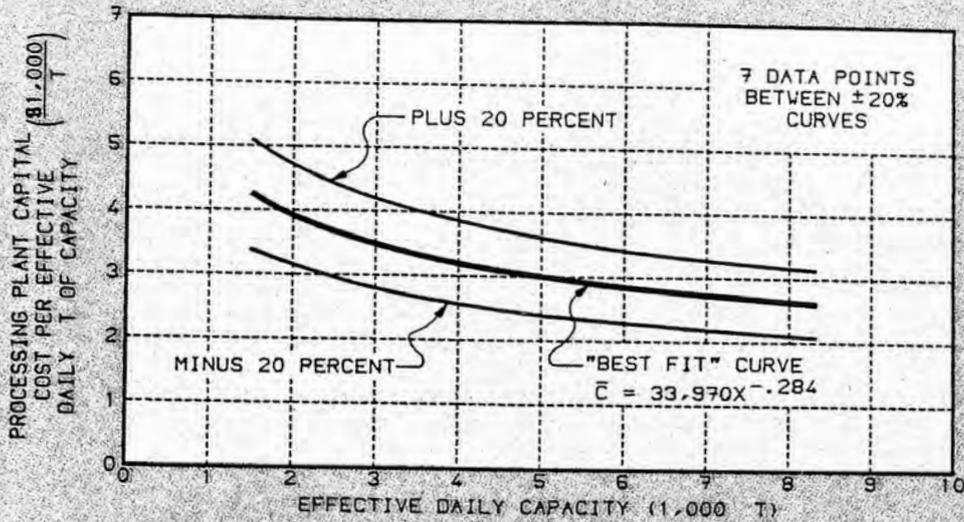
- Los arsenitos, antimonitos, tioarsenitos y tioantimonitos son reductores fuertes y precipitan el oro de las soluciones.

El efecto inhibitor de la disolución del oro por los compuestos resultantes de la descomposición de minerales de arsénico y antimonio es un fenómeno de superficie; éstos compuestos o sus iones se adhieren a las superficies expuestas del oro y se previene parcialmente la interacción del oro, oxígeno y los iones CN.

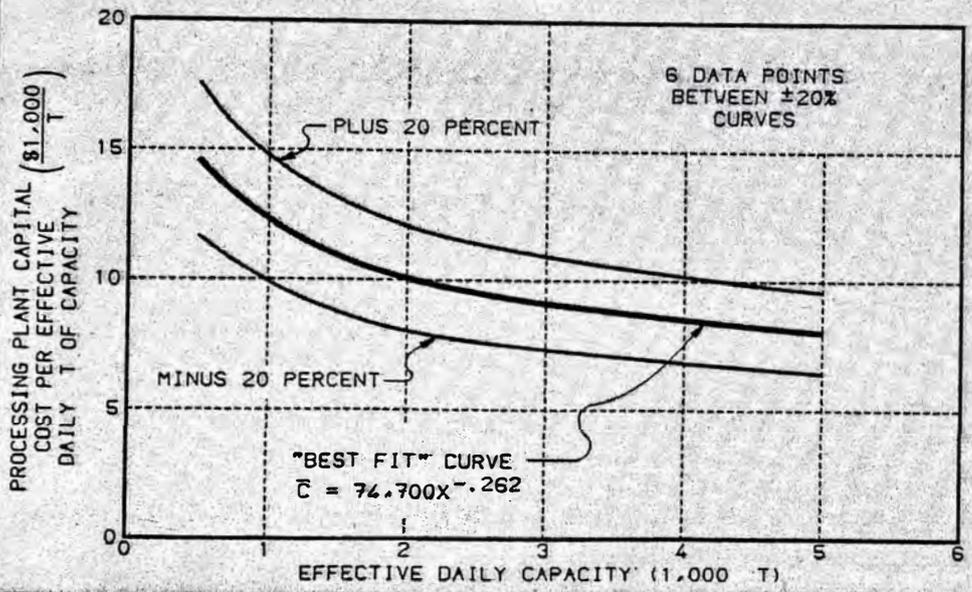
De estas hipótesis las dos primeras han sido descartadas, o por lo menos el efecto descrito no ocurre en proporción apreciable y la última ha quedado como la más probable, aunque no sido demostrada del todo.

Las alternativas propuestas para disminuir el efecto nocivo de los minerales de arsénico y antimonio en la disolución del oro son varias, y como se ha mencionado anteriormente, implican mayores costos de tratamiento; una de ellas es la tostación parcial o total de los minerales nocivos que permite la formación de productos como el As_2O_3 que se recupera en los gases de tostación (para evitar la contaminación) y que es inocuo en la cianuración. Esta alternativa sólo se justifica cuando los valores de oro y plata del mineral son altos y compensan el mayor costo de tratamiento y una instalación mucho más compleja que requiere también una mayor inversión. La otra alternativa es el control de la alcalinidad de la solución (un pH de 10 es el más favorable para la lixiviación) y la adición de

Processing Plant Capital Cost Versus Plant Capacity—Conventional Heap Leach.



Processing Plant Capital Cost Versus Plant Capacity—Agitated Leach CCD/CIP or CIL.



330,000 T/Year Operation

Kamyr Process Advantage

Ore Grade Au, oz/t	vs Heap Leach		vs CIL	
	\$/Year	\$/T	\$/Year	\$/T
0,05	\$ -2,800	\$ -0,01	\$1,427,100	\$4,32
0,10	1,317,200	3,99	1,427,100	4,32
0,20	3,957,200	11,99	1,427,100	4,32

1,650,000 T/Year Operation

Kamyr Process Advantage

Ore Grade Au, oz/t	vs Heap Leach		vs CIL	
	\$/Year	\$/T	\$/Year	\$/T
0,05	\$ 2,503,800	\$ 1,52	\$4,133,600	\$2,51
0,10	9,103,800	5,52	4,133,600	2,51
0,20	22,303,800	13,52	4,133,600	2,51

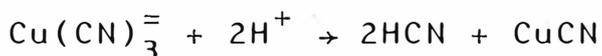
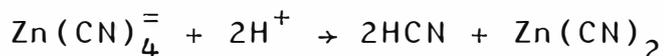
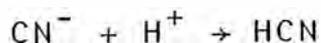
5.6.4.6. TRATAMIENTO DE LAS SOLUCIONES RESIDUALES.

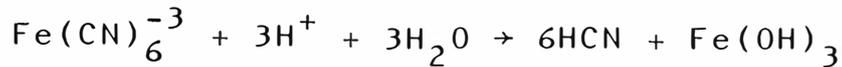
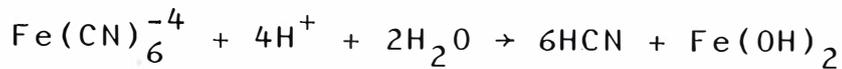
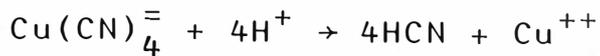
Debido a la alta toxicidad de las soluciones residuales de cianuración, es necesario un tratamiento y/o disposición adecuada de ellas. En muchos países no se permite descargar soluciones residuales con más de 0.02 ppm de radical CN^- ; la razón fundamental no sólo es la toxicidad de este radical sino que por acidificación o simplemente neutralización de la solución residual, se genera el HCN (ácido cianhídrico) que puede existir líquido o gaseoso y que tiene una toxicidad más elevada.

Existen dos tipos principales de procesos de tratamiento de las soluciones residuales de cianuración, el primero consiste en la regeneración del cianuro para ser usado nuevamente en la lixiviación, el segundo consiste en la destrucción del cianuro por transformación en CNO^- de toxicidad 1000 veces menor, o mejor aún por oxidación y descomposición en N_2 y CO_2 .

REGENERACION DEL CIANURO. El método consta de dos etapas básicas, la acidificación en recipientes cerrados con formación de HCN gaseoso, y la recuperación del HCN en soluciones alcalinas para regenerar el radical CN^- .

La acidificación descompone el cianuro libre y el cianuro combinado con los metales disueltos conjuntamente con el oro y plata (cobre, zinc, fierro):



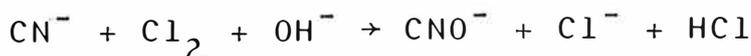


Existen además otras reacciones secundarias o intermedias que producen hidróxidos de zinc, hierro, sulfocianuros y otros productos de descomposición del azufre. El HCN formado se recupera luego en soluciones alcalinas (soda cáustica o cal) regenerando el cianuro:



En la práctica el proceso se lleva a cabo con adición de ácido sulfúrico o SO_2 en tanques herméticos, de los cuales se remueve el HCN inyectando aire a la solución; el aire con el gas cianhídrico se envía a torres de adsorción donde circulan en contracorriente con la solución de soda cáustica o cal. En la etapa de acidificación se trabaja en rangos de pH de 2 a 7 con formación de diversos compuestos y debido al HCN los equipos son bastante sofisticados y costosos por lo que este método se aplica difícilmente en escala industrial.

DESTRUCCION DEL CIANURO. Existen dos métodos conocidos para oxidar al cianuro a cianato, el de clorinación y el proceso SO_2 /aire (Inco); en el método de clorinación se adiciona un hipoclorito o bien cloro gaseoso con soda cáustica a la solución o pulpa, oxidándose el cianuro:

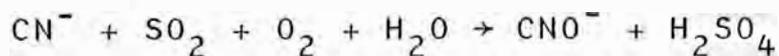


El pH de esta reacción debe ser mantenido sobre 10 - para evitar la liberación de un producto muy tóxico, el CNCl, producido por oxidación intermedia. Como se ha indicado, el CNO^- no es muy tóxico, pero puede destruirse con mayor cantidad de hipoclorito:



esta reacción es lenta a pH 10, pero puede acelerarse bajando el pH a 8.0 - 8.5, pero evidentemente requiere un consumo adicional de hipoclorito, 150% más según los cálculos estequiométricos. El tratamiento por clorinación es en general efectivo, pero su costo es muchas veces elevado, debido a la tendencia del hipoclorito a destruir el sulfocianuro (SCN^-) existente en la solución y aumentando los costos innecesariamente, ya que el SCN^- es tan sólo 200 veces menos tóxico que el CN^- .

El proceso Inco de oxidación con SO_2 y aire es reciente (1982) y es mucho más ventajoso que la oxidación con hipoclorito u ozono. La mezcla de aire y SO_2 oxida el ión CN^- y sus complejos metálicos:



la reacción es catalizada por iones cobre (algunos efluentes lo contienen, pero para otros se deben hacer adiciones de sulfato de cobre), el ácido producido se neutraliza por adiciones de cal que mantienen el pH entre 9 y 10 (aunque puede trabajar entre pH 6 y 11).

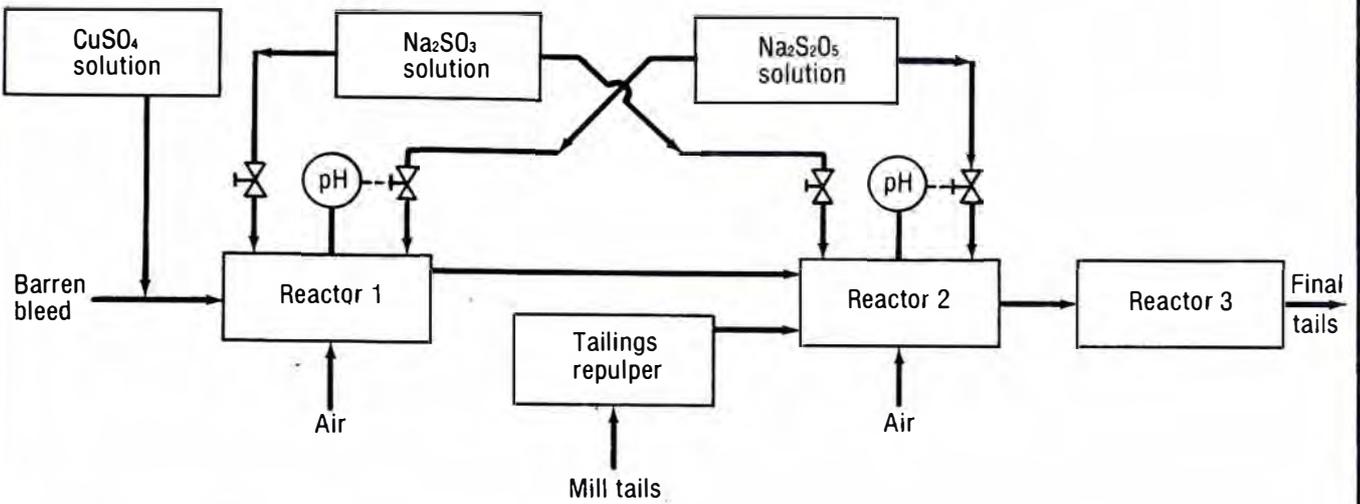
Según los inventores del proceso, existen muchas ventajas respecto a otros procesos de oxidación, entre ellas se pueden citar: bajo contenido de cianuro en la solución tratada (menos de 1 ppm, y experimentalmente hasta 0.1ppm)

destrucción del cianuro libre y sus complejos, especialmente los de fierro (que cada vez están siendo más controlados por regulaciones ambientales); también el consumo de reactivo es bajo ($\text{SO}_2/\text{CN}^- = 3:1$), la cinética de reacción es elevada a temperatura ambiente y poca tendencia a la oxidación del sulfocianuro. El rango de operación es amplio, pudiendo trabajar con temperaturas de 4° a 60°C (20° recomendado) y reemplazando el SO_2 por otros reactivos de más fácil manipuleo (tal como se hace industrialmente en Canadá) como el sulfito o disulfito de sodio (Na_2SO_3 ó $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_5$).

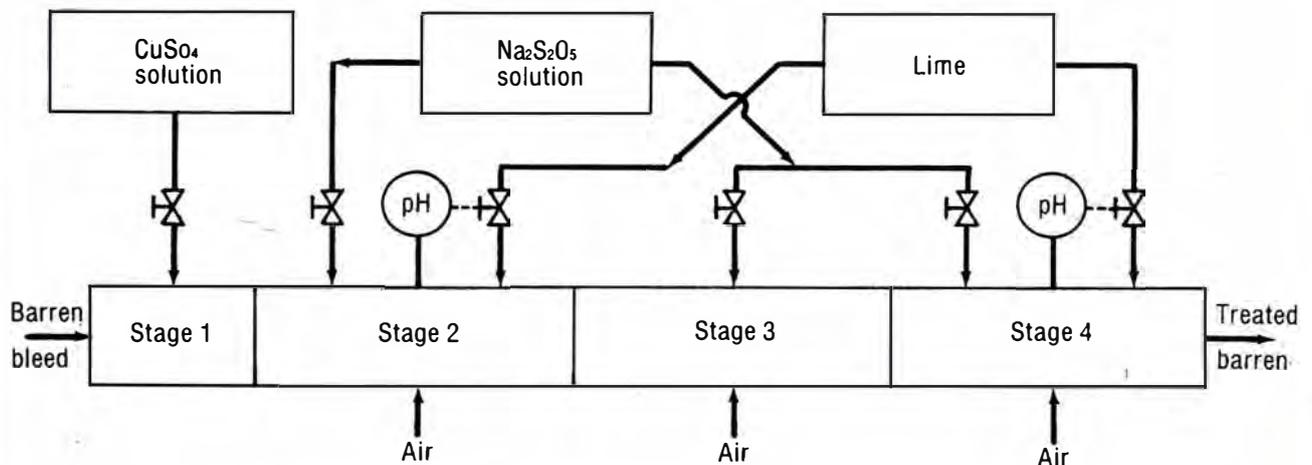
Las pruebas a escala piloto e industrial realizadas con este proceso indican excelentes resultados, casi 100% de eliminación del cianuro, usando celdas de flotación modificadas para dispersar el SO_2 y aire en la solución, y en presencia de suficiente cantidad de catalizador.

Según el avance de la tecnología en este proceso, será posible el tratamiento de aguas residuales de cianuración en forma completa, de manera que inclusive será posible recircularlas íntegramente al circuito sin el riesgo de acumulación de iones extraños o impurezas que hagan perder su poder lixivante (fouling); de esta manera el antiguo y eficiente proceso de cianuración no perderá su campo de aplicación y estará con el avance y exigencias de la tecnología moderna.

Inco SO₂/Air process at Scottie Gold Mines Ltd.



Inco SO₂/Air process at the McBean mill



Summary of results from commercial practice of Inco Tech SO₂-Air cyanide removal process

Site	Stream	Assays (mg/l)					Cyanide distribution (%)
		CN _T	Cu	Fe	Ni	Zn	
Campbell Red Lake Mines Ltd. (pilot circuit)	Barren bleed	665	62	35	50	78	100
	Stage II effluent	0.7	0.5	0.2	0.2	0.2	0.1
Scottie Gold Mines Ltd.	Barren bleed	450	35	1.5	—	66	75
	Treated barren bleed	0.1-2	1-10	<0.5	—	0.5-2	0.4
	Mill tails (55% solids)	115	17	0.7	—	18	25
	Treated effluent (35% solids)	0.1-1	0.2-2	<0.3	—	<0.1	<0.5
DuPont of Canada Exploration (Baker)	Sump + mill tails	240	20	6	—	90	100
	Treated tails	<0.3	1	0.3	—	<0.2	0.2
Carolin Mines Ltd. (Ladner Creek)	Barren bleed	1,500	350	75	—	—	91-84
	Mill tails	11-19	13-15	3	—	—	9-16
	Treated combined effluent	0.3-2	0.5-5	<0.3	—	—	<2

5.7. LA LIXIVIACION CON TIOUREA.

5.7.1. HISTORIA.

La propiedad de la tioúrea, conocida desde hace tiempo, de formar complejos estables y solubles de carácter catiónico con los metales nobles oro y plata en soluciones acuosas, se aplicó relativamente tarde en la lixiviación y recuperación de dichos metales.

Durante la introducción a nivel mundial del proceso de cianuración para la obtención del oro y plata, que comenzó a finales del siglo pasado, la tioúrea no fue considerada y su creciente interés se inició hace sólo unos 20 años. La disolución oxidativa del oro y la plata metálicos en soluciones ácidas de tioúrea se cita por primera vez en el año 1941, por Plaksin y Kozuhova; no fué hasta casi 20 años después en que se volvió a considerar y examinar más detenidamente (1960). A partir de este momento, la tioúrea tuvo un creciente interés y fue objeto de una intensa investigación en Rusia, y empezaron a aparecer las citas bibliográficas y finalmente las pruebas a escala piloto. Hoy día se tienen indicios seguros de que el empleo de la tioúrea juega un papel importante en la producción de oro de la URRS.

Relativamente tarde, a partir de la década del 70, la tioúrea fue también objeto de intensa investigación en Sudáfrica, aunque con distinta finalidad. En la Unión Soviética se buscaba principalmente 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); en cambio en Sudáfrica interesaba principalmente encontrar un reactivo apropiado para la lixiviación continua de minerales auríferos.

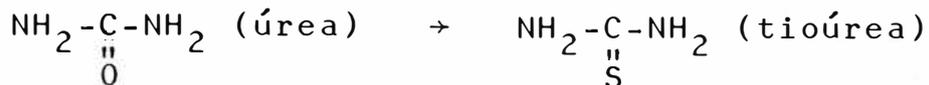
ros con contenidos de uranio, y para lixiviación de minerales auríferos in situ. Hoy día en Sudáfrica la tioúrea se reserva como alternativa para el tratamiento de minerales de baja ley, como complemento o alternativa a la amalgamación y para re-extracción del oro en medio ácido a partir de resinas orgánicas como aminas de cadena larga, cargadas después de lixiviación de concentrados con agua regia.

Los estudios mas recientes se deben a los investigadores Cheng, Lung y Wang de Taiwan, quienes en 1979 realizaron una serie de experiencias de lixiviación con tioúrea utilizando oro puro en un disco rotatorio y mineral aurífero de la mina Chin-Kua-Shin de Taiwan. También realizaron una prueba cualitativa de lixiviación in situ en la propia mina de Chin-Kua-Shin, que si bien no se evaluó económicamente, ofrecía resultados muy favorables e indicaban que se requería mayor investigación en este campo.

La utilización de la tioúrea como sustituto del cianuro en el tratamiento de minerales de oro y plata, debido a su mayor velocidad de lixiviación, menor toxicidad y menores pérdidas debido a impurezas, probablemente no se realizará a escala comercial debido a tres factores principales; el primero y más importante es cómo evitar la degradación de la tioúrea por oxidación y evitar altos consumos del reactivo; el segundo es el mayor costo de la tioúrea respecto al cianuro (un 25% más caro por lo general); y el tercero es que se requiere mayor tratamiento en la recuperación del oro y plata de la solución. Superadas estas dificultades es posible un nuevo auge en el tratamiento de minerales auríferos con un método más rápido, seguro y de menor contaminación al medio ambiente.

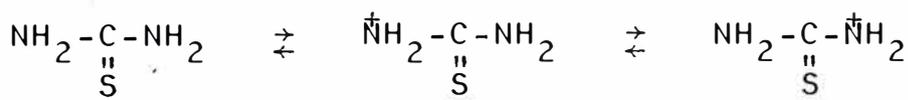
5.7.2. QUIMICA DE LA TIOUREACION.

La tioúrea proviene del reemplazamiento del oxígeno de la úrea (carbodiámidas) por azufre:



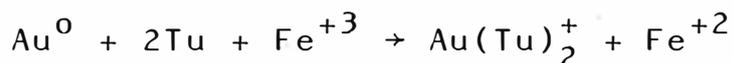
y en el transcurso de esta sección se denotará por Tu o (menos abreviadamente) $\text{CS}(\text{NH}_2)_2$.

La naturaleza catiónica de los complejos de tioúrea con oro y plata, $\text{Au}(\text{Tu})_2^+$ y $\text{Ag}(\text{Tu})_2^+$, en contraparte con los complejos negativos auro- y argento-cianuro $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$, es probablemente el elemento de mayor interés en el estudio de este proceso. Debido al rápido desarrollo en las dos últimas décadas de técnicas de investigación de estructuras químicas, se acepta actualmente que la molécula de tioúrea tiene las siguientes formas en resonancia:

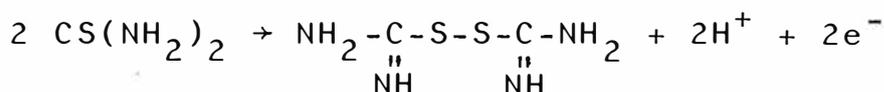


Estas moléculas forman con el oro y la plata complejos estables en soluciones ácidas (a través de fuertes enlaces de coordinación). Las constantes de estabilidad de los complejos $\text{Au}(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)^+$ y $\text{Ag}(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)^+$ han sido calculadas en $10^{22.5}$ (según Chen, Lung y Wang) y $10^{13.9}$ respectivamente. Debido a la acción reductora de la tioúrea sobre el Au^{+++} , es de esperar que el oro en soluciones de tioúrea exista sólo como Au^+ (naturalmente como complejo). Los iones férricos Fe^{+++} forman también complejos estables con la tioúrea, sobre todo en soluciones diluídas con la forma $\text{FeSO}_4(\text{CS}(\text{NH}_2)_2)^+$.

La disolución oxidativa del oro y plata en soluciones de tioúrea requiere de oxidantes como el peróxido de sodio o hidrógeno, o más comúnmente, el ión férrico (principalmente como sulfato):



La acción del oxidante también descompone a la tioúrea, principalmente en disulfuro de formamidina:



esta reacción procede casi cuantitativamente con un incremento de la cantidad de oxidante y disminución de la acidez, pudiendo descomponerse este producto en azufre elemental (importante diferencia con la cianuración, en donde el principal producto de descomposición es el HCN tóxico). Puede hacerse aquí, hincapié en algunas diferencias básicas entre la lixiviación con tioúrea y con cianuro:

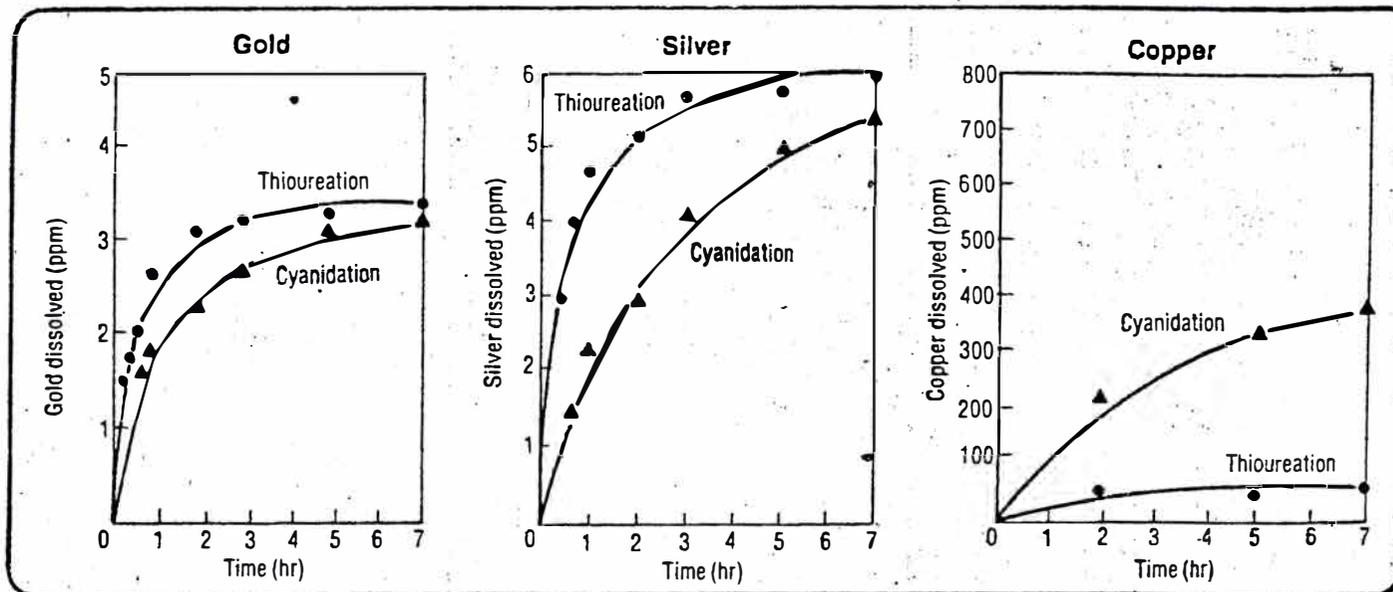
<u>Tioureación</u>	<u>Cianuración</u>
- medio ácido	- medio alcalino
- diversos oxidantes	- oxígeno
- complejos catiónicos	- complejos aniónicos
- descomposición en sustancias inertes	- descomposición en sustancias tóxicas

La velocidad de lixiviación es otro aspecto de especial importancia, ya que velocidades hasta 5 veces superiores en relación a la cianuración son de tener en gran consideración en vista de las implicancias económicas y prácticas que conlleva. Chen, Lung y Wang estudiaron detenidamente este fenómeno, así como la influencia de impurezas comunes en los minerales.

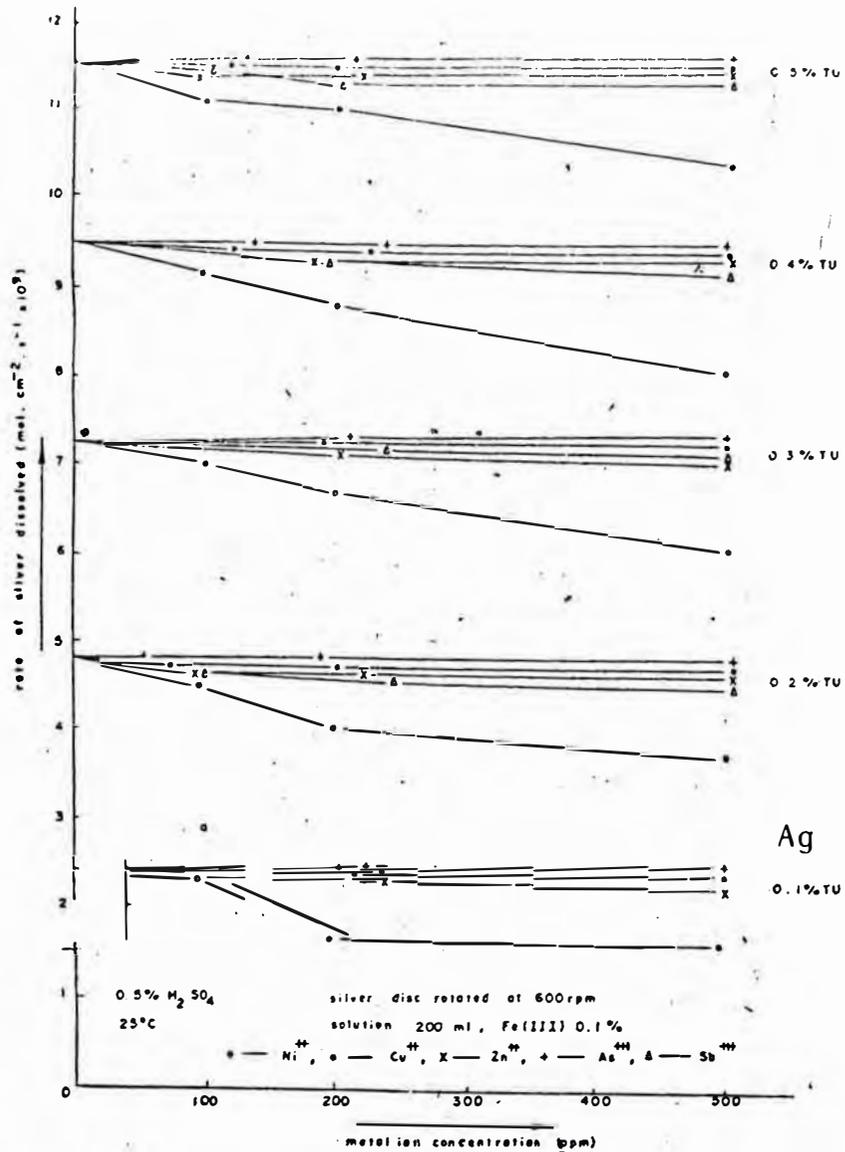
En las páginas siguientes pueden apreciarse diversos gráficos comparativos del efecto de diversas variables en la lixiviación con tioúrea; principalmente los autores estudiaron el efecto de la concentración del ión férrico en la tioureación de oro y plata, el efecto de impurezas como Ni^{++} , Cu^{++} , Zn^{++} , As^{+++} y Sb^{+++} , manteniendo la acidez aproximadamente entre pH 1 y 2 con ácido sulfúrico, ya que a partir de pH 4.3 la descomposición de la tioúrea es completa (el propio disulfuro de formamidina que se forma sirve como oxidante de la tioúrea).

También es de gran interés el estudio comparativo entre tioureación y cianuración del mineral de la mina Chin-Kua-Shin, el cual contiene 50 g/TM Au, 250 g/TM Ag y 6.0% Cu, bajo condiciones similares 0.5% tioúrea, 0.5% H_2SO_4 y 0.1% Fe^{+++} en la tioureación, y 0.5% NaCN y 0.5% CaO en la cianuración. Se observa en los gráficos la preferente disolución del oro y la plata en solución ácida de tioúrea, mientras que el cobre se disuelve con mayor rapidez en solución alcalina de cianuro. Este hecho es posiblemente el de mayor interés donde pueda desarrollarse mayor investigación en la tioureación, ya que en cianuración, las impurezas tienen un efecto muy nocivo, especialmente los minerales de cobre, arsénico, antimonio y algunos de fierro.

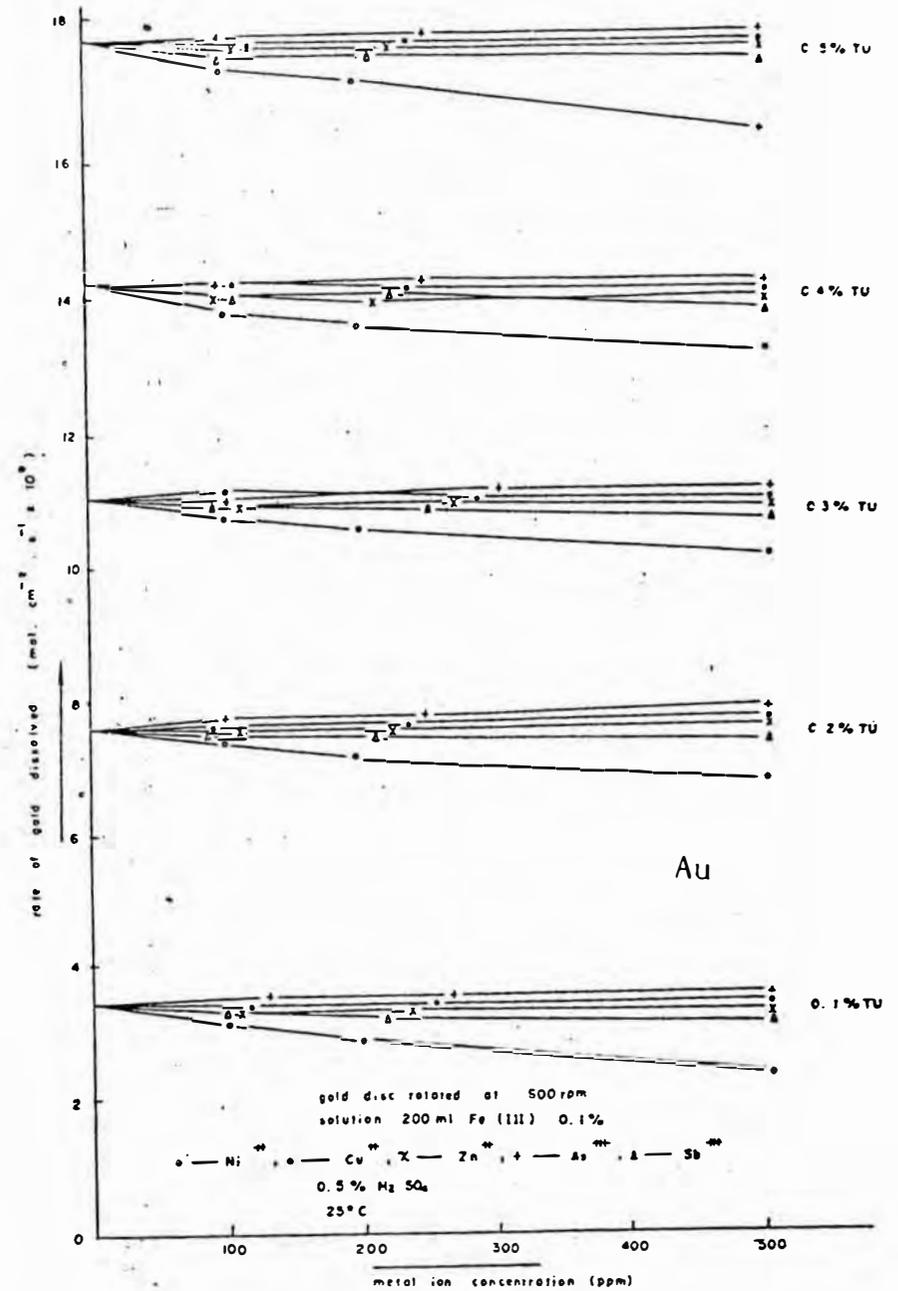
El empleo de otro agente de acidificación diferente al ácido sulfúrico también fué investigado, y se encontró que el comportamiento era similar con ácido clorhídrico, pero el ácido nítrico tiende a retardar la disolución. En función de costos es preferible el uso de ácido sulfúrico y sulfato férrico como oxidante, en vez de otros reactivos de similar efecto pero de mayor costo como el peróxido de hidrógeno.



COMPARACION ENTRE LA VELOCIDAD DE DISOLUCION CON CIANURO Y TIOUREA EN EL ORO, PLATA Y COBRE (Condiciones: 5 gpl NaCN, 5 gpl CaO para la cianuración, 5 gpl CS(NH₂)₂, .5 gpl H₂SO₄, 1 gpl Fe⁺⁺⁺ para la tioureación).



The effect of metal ions on the rate of dissolution of silver in thiourea solutions.



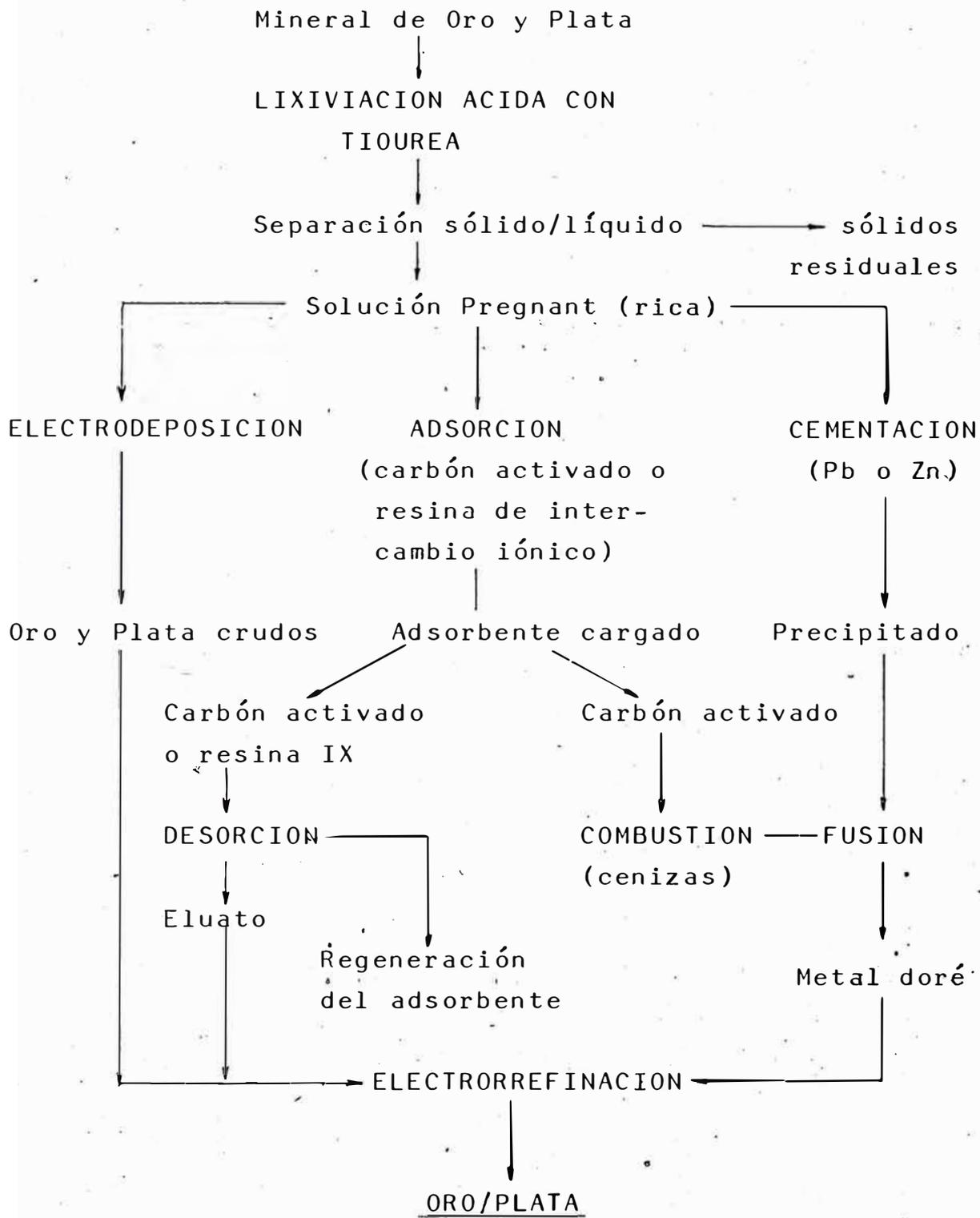
The effect of metal ions on the rate of dissolution of gold in thiourea solutions.

5.7.3. PROCEDIMIENTOS INDUSTRIALES.

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; es de tener en cuenta que el equipo debe ser resistente a la corrosión por soluciones ácidas de pH 1 a 3 que es el medio de trabajo en tioureación.

La recuperación de los metales preciosos de las soluciones ácidas de tioúrea puede realizarse por precipitación con zinc o plomo, electrólisis o adsorción con carbón activado, procediendo después a la refinación de los metales; puede verse en la página siguiente un esquema general de los métodos posibles para la recuperación de los metales preciosos. Chen, Lung y Wang investigaron especialmente la adsorción con carbón activado, dado que era conocida la tendencia del carbón a adsorber mayor cantidad de oro y plata en soluciones ácidas; se encontró que la cantidad de oro adsorbida es mayor si existe menor cantidad de tioúrea libre en la solución, prefiriéndose soluciones con no más de 1% Tu y logrando una recuperación de 95% después de 3 horas en que se alcanza el equilibrio. Como la cantidad de tioúrea libre se opone a la adsorción, se estudió la desorción del carbón cargado con una solución de 10% Tu, lográndose una eficiencia de 70%; en cambio, con el carbón quemado a cenizas y una solución de 5% Tu, 1% Fe^{+++} y 0.2% H_2SO_4 , la eficiencia de desorción es de casi 100% para el Au y 90% para la Ag. Tales estudios preliminares requieren una investigación más detallada para poder definir un método que pueda ser adecuadamente llevado a escala industrial, previa experimentación a nivel piloto.

METODOS POSIBLES DE RECUPERAR EL ORO Y LA PLATA DE LAS SOLUCIONES DE LIXIVIACION CON TIOUREA.



SEGUNDA PARTE

ESTUDIO DE INSTALACION DE UNA PLANTA DE CIA-
NURACION PARA TRATAMIENTO DE MINERAL AURIFERO .

6. ANTECEDENTES.

6. ANTECEDENTES.

Esta segunda parte del trabajo intentará describir - la metodología que se sigue en el desarrollo de un proyecto de ingeniería metalúrgica, como lo es el diseño e instalación de una planta de lixiviación en pilas.

El ejemplo tomado para este trabajo es el de la mina Utupara, Apurímac, para la cual se realizaron los trabajos de investigación metalúrgica y diseño de la planta. Se dará especial énfasis en los aspectos de ingeniería del proyecto mientras que la sección económica será descrita en forma general.

El autor ha efectuado otros estudios para minerales similares (para las compañías mineras "Gran Chimú" y "Jesús") habiendo encontrado excelentes resultados y demostrado las ventajas de la aplicación del método de lixiviación en pilas para minerales auríferos oxidados.

Es muy posible que la difusión de esta técnica permita incrementar a corto plazo la producción de oro en el país, y ya son varias las empresas y mineros independientes que se han lanzado a la instalación de operaciones de heap-leaching, habiendo inclusive una de ellas - (Compañía minera aurífera Carolina) patentado el sistema de lixiviación y recuperación con zinc con el nombre de Augemin, lo que demuestra el grado de interés por esta técnica en nuestro país.

EXCLUSIVO

Oro en Apurímac: Explotarán Veta De 300 Mil Tons.

Un Consorcio Peruano-Canadiense Iniciará Extracción el Año Próximo; Ya Lleva Invertidos 860 Millones

Por Luis Cáceres Villa

CUZCO, 24 (LA PRENSA).— Un gigantesco yacimiento aurífero, cuyas reservas se calculan en 300 mil toneladas métricas, comenzará a ser explotado próximamente por un consorcio Peruano-Canadiense, en una extensa zona localizada en el paraje de Utupara, de la provincia de Antabamba, departamento de Apurímac.

La sensacional noticia fue confirmada por el Ing. Gustavo Gómez Palza, Gerente de Operaciones de la Compañía Aurífera Utupara, que en el proyecto inicial tiene ya invertido 860 millones de soles.

En declaraciones exclusivas a LA PRENSA, el Ing. Gómez Palza, señaló que la explotación abarcará 600 hectáreas de terreno. El oro ha sido localizado en mantas y vetas, y tendrá una ley de 0.4 onzas por tonelada.

Las minas de Utupara están llamadas a convertirse en el mayor yacimiento aurífero en el país, y podrán compararse en producción con las minas de Ocoña, en Arequipa, según el Ing. Gómez Palza, que es sicuaneño y está considerado como uno de los profesionales más competentes en su especialidad.

Las minas de Utupara están localizadas a 15 kilómetros de Antabamba, con la que estará unida a través de una moderna supercarretera cuya construcción está en marcha. La explotación propiamente dicha debe iniciarse en los primeros meses del próximo año.

En la actualidad se están instalando los campamentos, se hacen los trabajos de limpieza y se está trasladando equipo electrónico y otras máquinas para emprender la fase de la explotación.

"Estas minas permitirán, además, la elevación del nivel socioeconómico de esa región que es una de las más deprimidas del país", afirmó con optimismo el Ing. Gómez Palza.

6.1. UBICACION DE LA MINA Y ACCESO.

La mina Utupara se encuentra ubicada en la provincia de Antabamba, departamento de Apurímac, a una altitud aproximada de 3,900 a 4,000 m.s.n.m. y en las inmediaciones del cerro y quebrada del mismo nombre; las coordenadas aproximadas son $72^{\circ}50'W$ y $14^{\circ}22'S$ (ver mapa de la página siguiente).

Para el acceso a la mina existen varias rutas, siendo la primera etapa Lima-Antabamba y la segunda Antabamba-Utupara; para la primera se pueden escoger cualquiera de las siguientes:

- 1) Lima-Cuzco(avión) y Cuzco-Abancay-Chalhuanca-Antabamba (carretera 438 km).
- 2) Lima-Nazca-Puquio-Chalhuanca-Antabamba (carretera 910 km).

Son posibles también la ruta del centro o la de Ayacucho, pero son demasiado extensas (más de 1200 km); de Antabamba a la mina existen caminos de herradura que llegan al poblado de Utupara y luego ascienden a la mina, con una longitud de 30 a 35 km. Hasta el momento el medio de transporte más adecuado es a lomo de bestia (3 a 4 horas), pese a que de Antabamba a la mina sólo median 5 km en línea recta y 12' en helicóptero.

La Compañía Minera Aurífera Utupara instaló campamentos de trabajo para las labores de exploración y explotación preliminar de los mantos de mineral oxidado que se extraía a tajo abierto; se encontraron además indicios de exploraciones anteriores que datan posiblemente de hace 20 años.



UBICACION DE LA MINA UTUPARA EN ANATABAMBA, APURIMAC.
 (Escala 1:100,000 La cruz corresponde a las coordenadas $72^{\circ}50'W$ y $14^{\circ}20'S$)

6.2. GEOLOGIA Y RESERVAS DEL YACIMIENTO.

El denunciado Utupara comprende 400,000 TM probadas de mineral aurífero oxidado con una ley de 0.4-0.5 Oz/TC - Au y 0.8-1.2 Oz/TC Ag; 1'000,000 TM probables de mineral sulfurado (pirita y pirrotita) con una ley de 0.3 Oz/TC Au y cerca de 1'500,000 TM posibles de mineral primario con ley variable de 0.2-0.4 Oz/TC Au.

El yacimiento está constituido por mantos oxidados superficiales que han sido formados por la alteración de venas de pirita en cuarzo, en estas venas la pirita ocurre como granos anhedrales dispersos, claramente corroídos por las gangas, y dentro de éstos, los granos de oro ocurren en formas sub-redondeadas y en tamaños de 2-3 μm ; en la parte oxidada la pirita lógicamente ha desaparecido casi completamente, y ha sido oxidada a hematita y "limonita", ésta última ocurre en forma masiva y dispersa dentro de la masa de cuarzo; dentro de la "limonita" como dentro del cuarzo manchado por ésta ocurren granos aislados de oro nativo en tamaños de 10 a 15 μm . Debe recalcar que el estudio principal ha sido dedicado a este tipo de mineral ya que es el más dócil a la lixiviación por cianuración.

Mientras que la zona de oxidación se denomina "zona de cuarcitas" por la presencia de esta roca, la zona primaria se denomina "zona de granodiorita" por ser ésta la roca más abundante y en la que se encuentran las vetas del mineral aurífero sulfurado más abundante. Las vetas tienen direcciones y buzamientos variables y constan esencialmente de pirrotita en proceso de alteración a marcasita, y a manera de venillas irregulares. La pirrotita contiene inclusiones relativamente abundantes de calcopirita, la que a su vez, presenta inclusiones i

rregulares de esfalerita (especialmente del tipo "estrellita") y abundantes maclas del tipo "hoja de laurel".

Por las características observadas, es probable que la asociación pirrotita-calcopirita corresponda a un proceso de mineralización de temperatura relativamente alta (rango meso a hipotermal). Dentro de la masa de pirrotita ocurren también numerosos granos de oro nativo en tamaños de 2 a 5 μm , tanto en forma libre como en asociación a argentita y "platas rojas" (proustita-pirargirita).

En este tipo de mineral primario, el proceso de cianuración ha demostrado no ser aplicable, principalmente debido a la acción directa de la pirrotita y marcasita que son especies muy nocivas (consumen el oxígeno de la solución y destruyen el cianuro). En las muestras de esta zona, las pruebas de cianuración resultaron vanas, pese a diversas variantes recomendadas para este tipo de minerales, los resultados se describen más adelante.

7. ESTUDIO METALURGICO.

7. ESTUDIO METALURGICO.

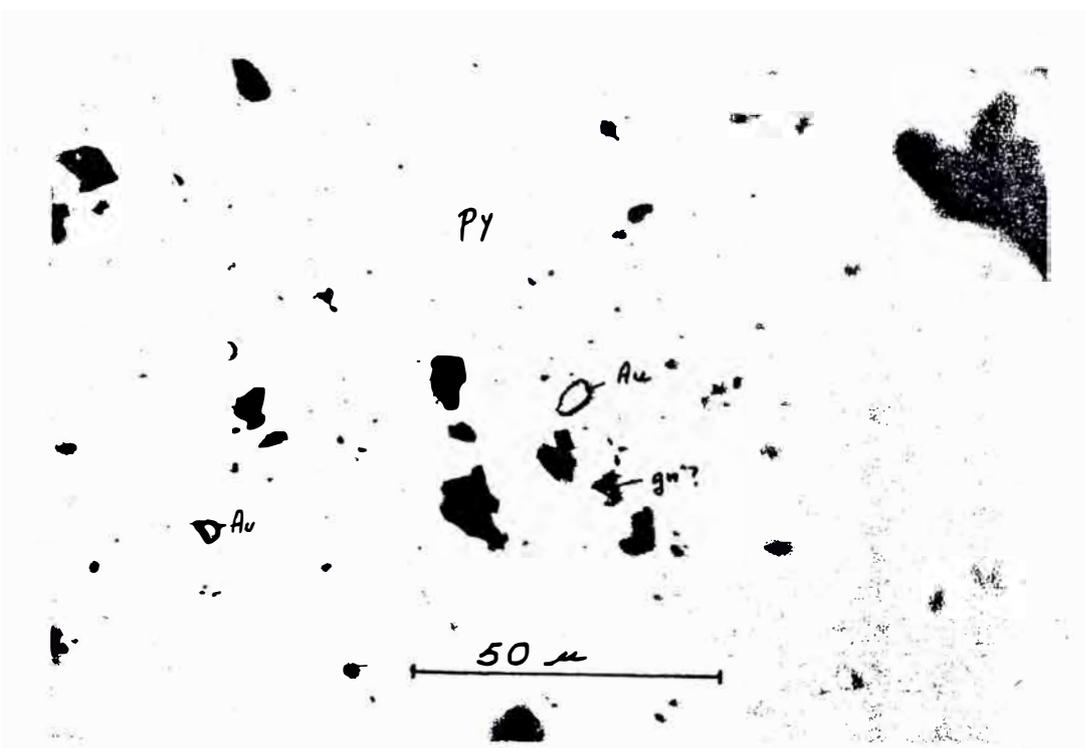
7.1. EXAMEN DE LA MUESTRA Y PREPARACION MECANICA.

Se trabajaron cerca de 400 kg de mineral oxidado de la zona de cuarcitas y 200 kg de la zona de granodioritas, los estudios de microscopía fueron realizados por el Dr. César Cánepa en marzo de 1980 y las pruebas metalúrgicas preliminares fueron realizadas en los laboratorios C.H. Plenge a principios de 1981.

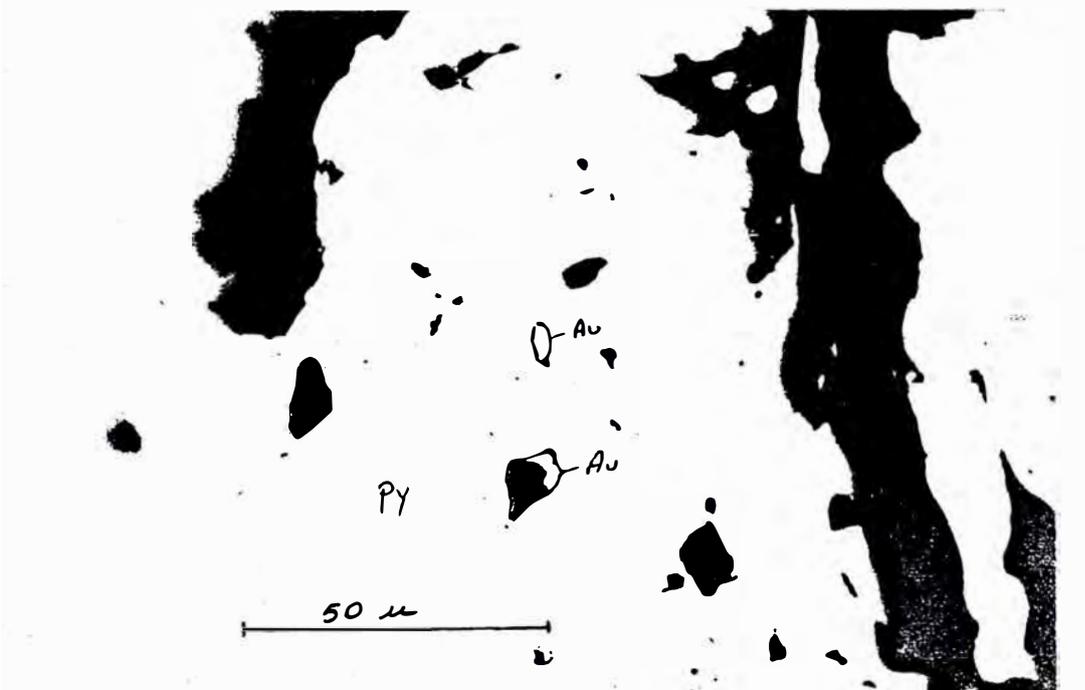
Las muestras de la zona de oxidación tienen el típico aspecto de la limonita (pulverulentas y color amarillo a rojo ladrillo) y presentan numerosas oquedades y dan la impresión de haber sido "carcomidas" por oxidación; en estas oquedades y perforaciones se encuentran la mayor cantidad de granos de oro nativo que ha sido liberado de los sulfuros (pirita) que lo contenían originalmente; se nota también la abundante presencia de cuarzo limpio y manchado por la limonita.

Las muestras de la zona primaria o de granodiorita tienen coloración oscura y presentan granos y masas irregulares de pirrotita y marcasita y ocasionalmente pirita, los sulfuros se encuentran casi totalmente recubiertos con una película de oxidación marrón.

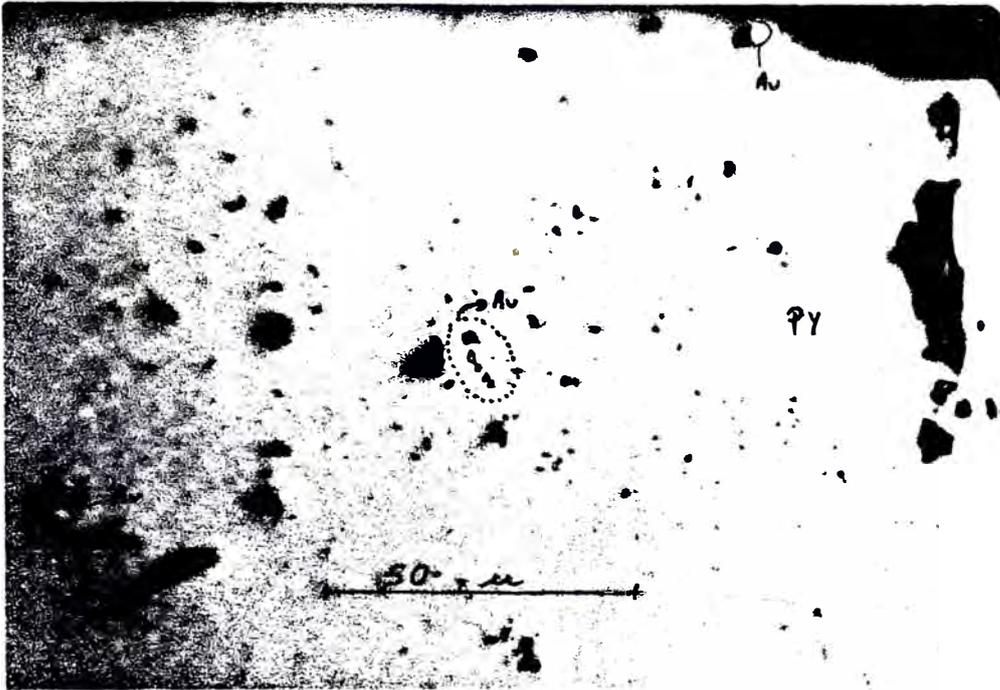
En las páginas siguientes se muestran las microfotografías del estudio mineragráfico, y su explicación; la muestra A corresponde a la zona de oxidación y la muestra B a la zona de sulfuros; las escalas gráficas están dadas en micrones.



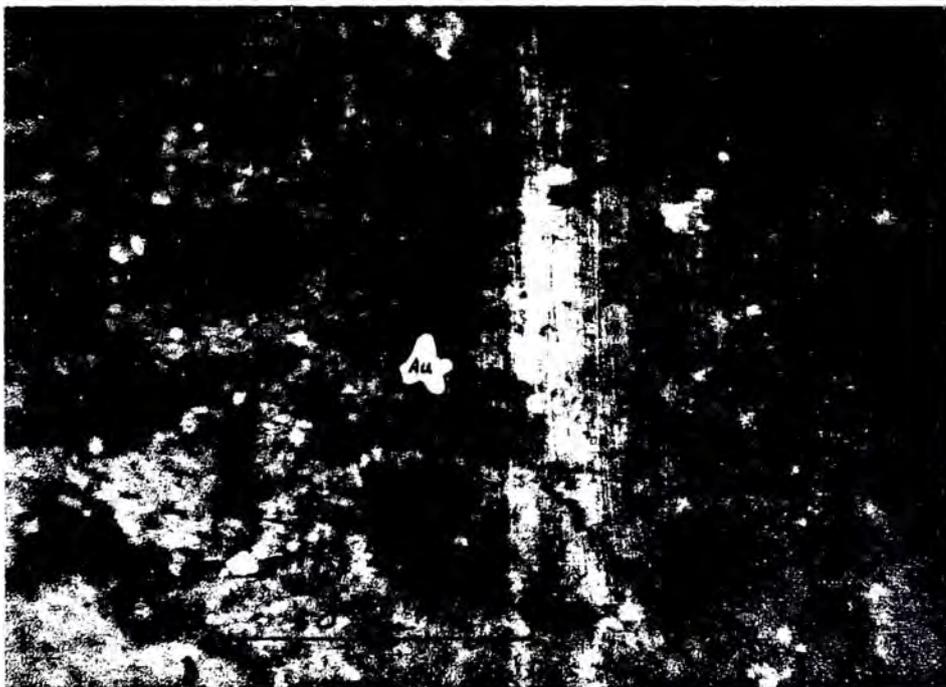
Muestra A. Inclusiones de oro nativo de formas subredondeadas, dentro de pirita. Junto al oro un grano de galena (?).



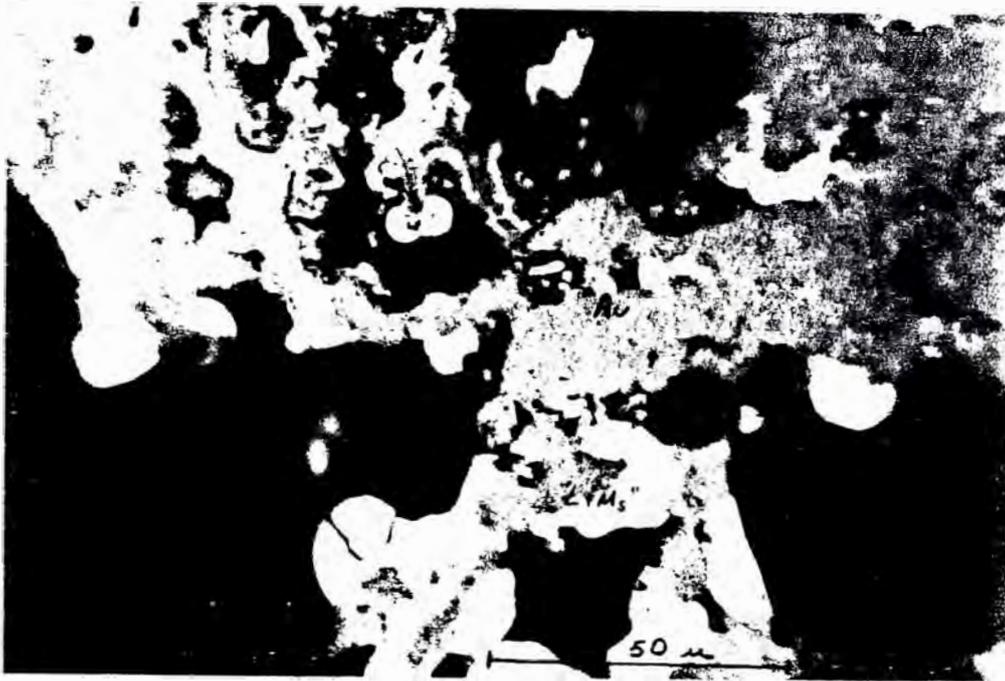
Muestra A. Similar a la anterior, obsérvese el pequeño tamaño de las inclusiones de oro nativo y las venillas de oxidación que cortan a la masa de pirita.



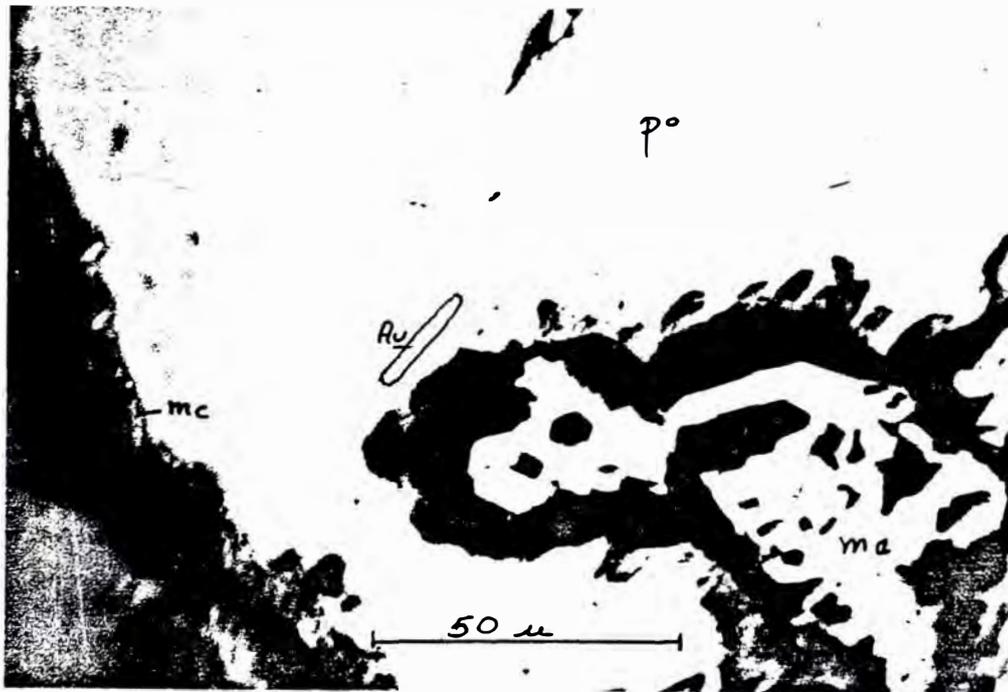
Muestra A. Dentro de la masa de pirita se observan dos inclusiones aisladas de oro nativo y en la parte central un agrupamiento de pequeñas inclusiones (dentro del círculo).



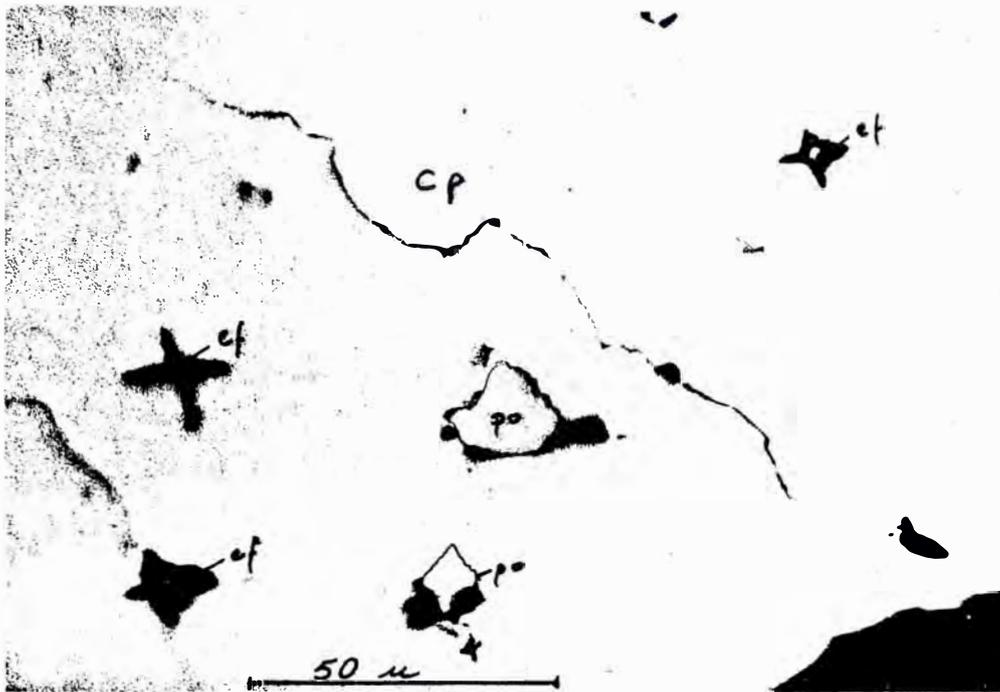
Muestra A. Grano de oro nativo incluido dentro de una masa de cuarzo muy limonitizado.



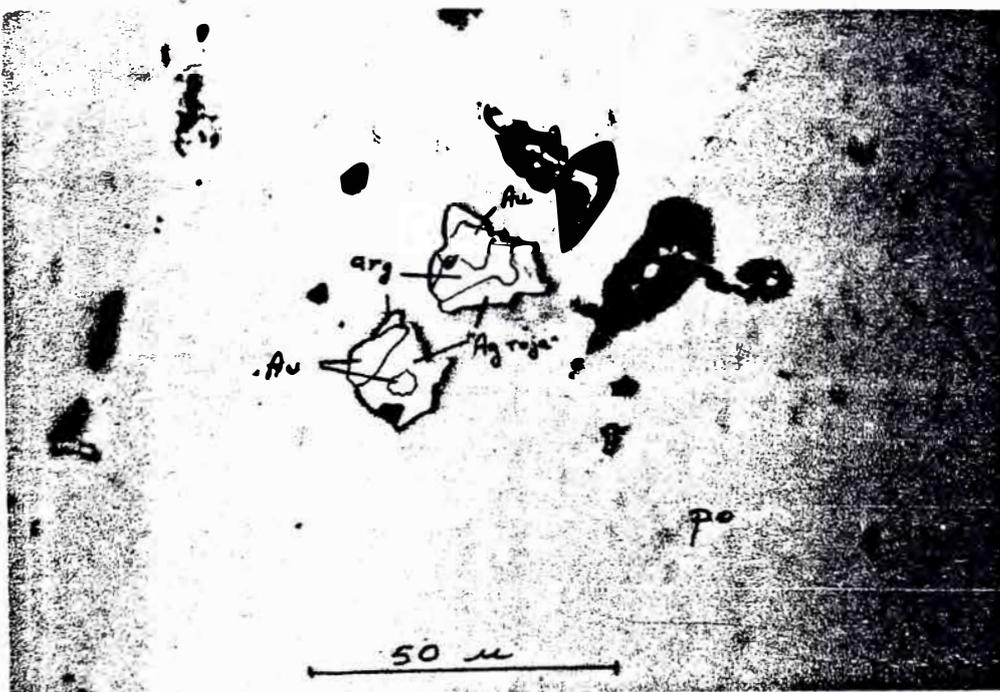
Muestra A. Partículas de oro nativo completamente rodeada por "limonitas" de diferente grado de hidratación y cristalinidad.



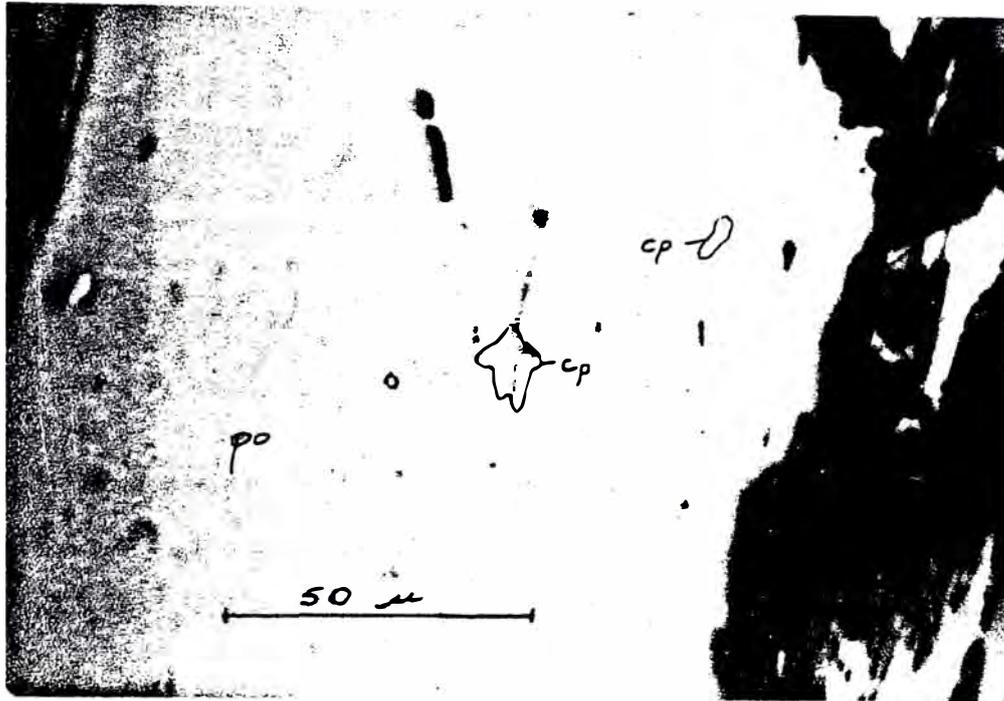
Muestra B. Inclusión alargada de oro nativo dentro de la masa de pirrotita. Se observa como la pirrotita es corroída por la marcasita, probablemente supérgena.



Muestra B. Calcopirita con inclusiones relativamente grandes de pirrotita e inclusiones de esfalerita en forma de "estrellitas".



Muestra B. Partículas mineralógicamente complejas incluídas dentro de la pirrotita, constituidas por oro nativo, argentita y "platas rojas" (proustita o pirargirita).



Muestra B. Inclusiones de Calcopirita de forma irregular, dentro de la pirrotita. Se aprecia el proceso de oxidación de la pirrotita al lado derecho.

Las muestras de la zona de oxidación (cuarcitas) se cuartearon y analizaron (promedio 0.62 Oz/TC Au y 0.78 Oz/TC Ag) y se prepararon en dos grupos, A triturado a 100% -3/8" y B triturado a 100% -1 1/2"; además se guardaron unos 15 kg como contramuestra del mineral triturado a 100% -0.5 mm (-35 mesh ASTM).

El análisis granulométrico de las dos muestras se encuentra en el gráfico de la página siguiente, y la distribución de valores en las fracciones finas se detallan a continuación:

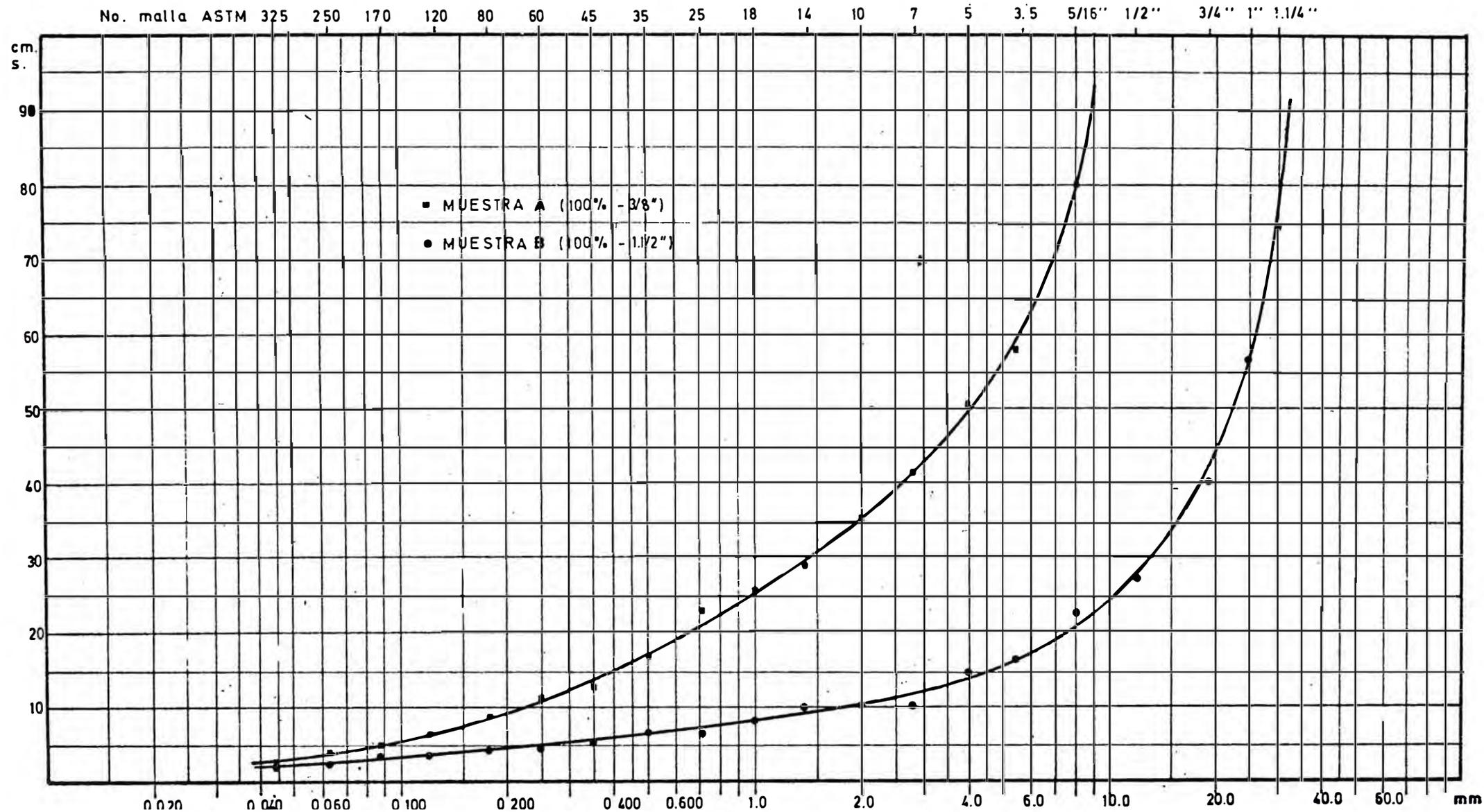
Muestra A (100% -3/8")

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>Au Oz/TC</u>	<u>Ag Oz/TC</u>	<u>Au %</u>	<u>Ag %</u>
+230	96.42	0.58	0.38	94.68	85.32
+270	0.87	1.40	1.45	2.03	2.87
+325	0.27	1.20	1.25	0.54	0.77
+400	0.29	0.96	1.19	0.46	0.78
-400	2.15	0.64	2.10	2.29	10.26
		0.60	0.44		

Muestra B (100% -1 1/2")

<u>MALLA</u>	<u>% PESO</u>	<u>Au Oz/TC</u>	<u>Ag Oz/TC</u>	<u>Au %</u>	<u>Ag %</u>
+230	95.60	0.58	1.30	94.50	93.44
+270	0.47	1.40	1.45	1.12	0.51
+325	0.10	1.20	1.25	0.20	0.09
+400	0.05	0.96	1.19	0.08	0.04
-400	3.78	0.64	2.10	4.10	5.92
		0.59	1.34		

NOTA: A pesar del cuidadoso muestreo y cuarteo no se puede considerar estos datos como 100% representativos.



ANALISIS GRANULOMETRICO DE LAS MUESTRAS A Y B

7.2. PRUEBAS DE CIANURACION.

Las investigaciones metalúrgicas preliminares realizadas por C.H. Plenge indicaban resultados altamente satisfactorios para la cianuración de las muestras oxidadas por métodos convencionales (pruebas de agitación - por 72 horas) encontrándose extracciones tan altas como 73% para el mineral molido a -10 mesh (-2 mm); ésto se encuentra en directa concordancia con la naturaleza mineralógica de la muestra (las oquedades producidas por la oxidación son el mejor acceso de la solución de cianuro hacia los granos de oro nativo) y además hacía suponer que el mineral se comportaría dócilmente a la lixiviación por percolación.

Cuando el autor tomó a su cargo el desarrollo de investigaciones metalúrgicas específicas del mineral se trataron dos métodos:

- 1) Pruebas convencionales de agitación por 72 horas y en diversos grados de molienda.
- 2) Pruebas convencionales de lixiviación por percolación en columnas y en trituración $-3/8''$ y $-1\ 1/2''$ (muestras A y B respectivamente).

Con el mineral sulfurado los resultados eran radicalmente distintos, las extracciones no superaban el 40% y generalmente eran menores que 35%, a la par con un alto consumo de reactivos que hacía antieconómico su tratamiento. Como alternativa se probó la flotación de los sulfuros y las recuperaciones fueron del orden de 80% y un radio de 2.5:1 (principalmente debido a la gran cantidad de sulfuros existentes en la muestra) quedando por investigar el tratamiento de los concentrados.

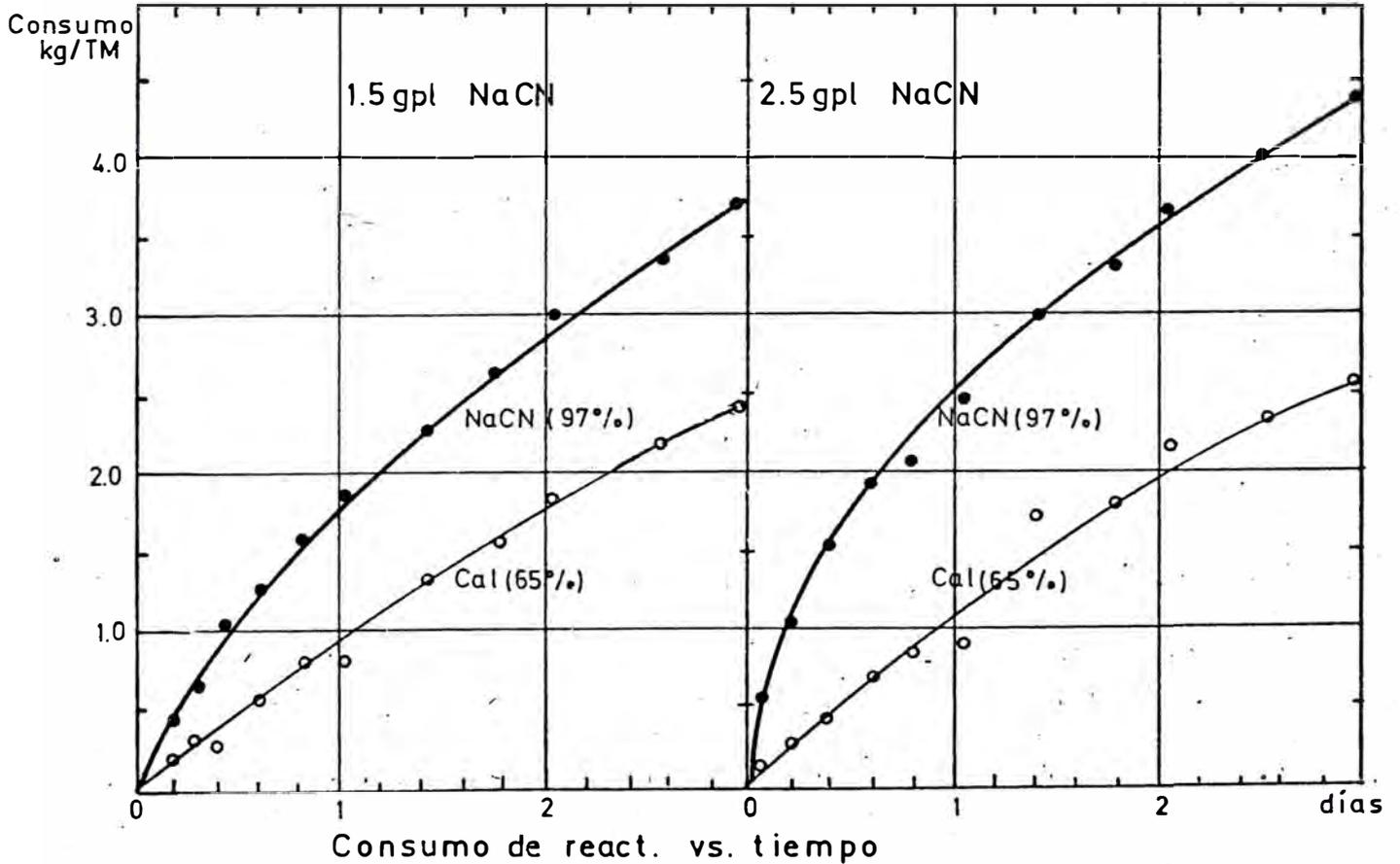
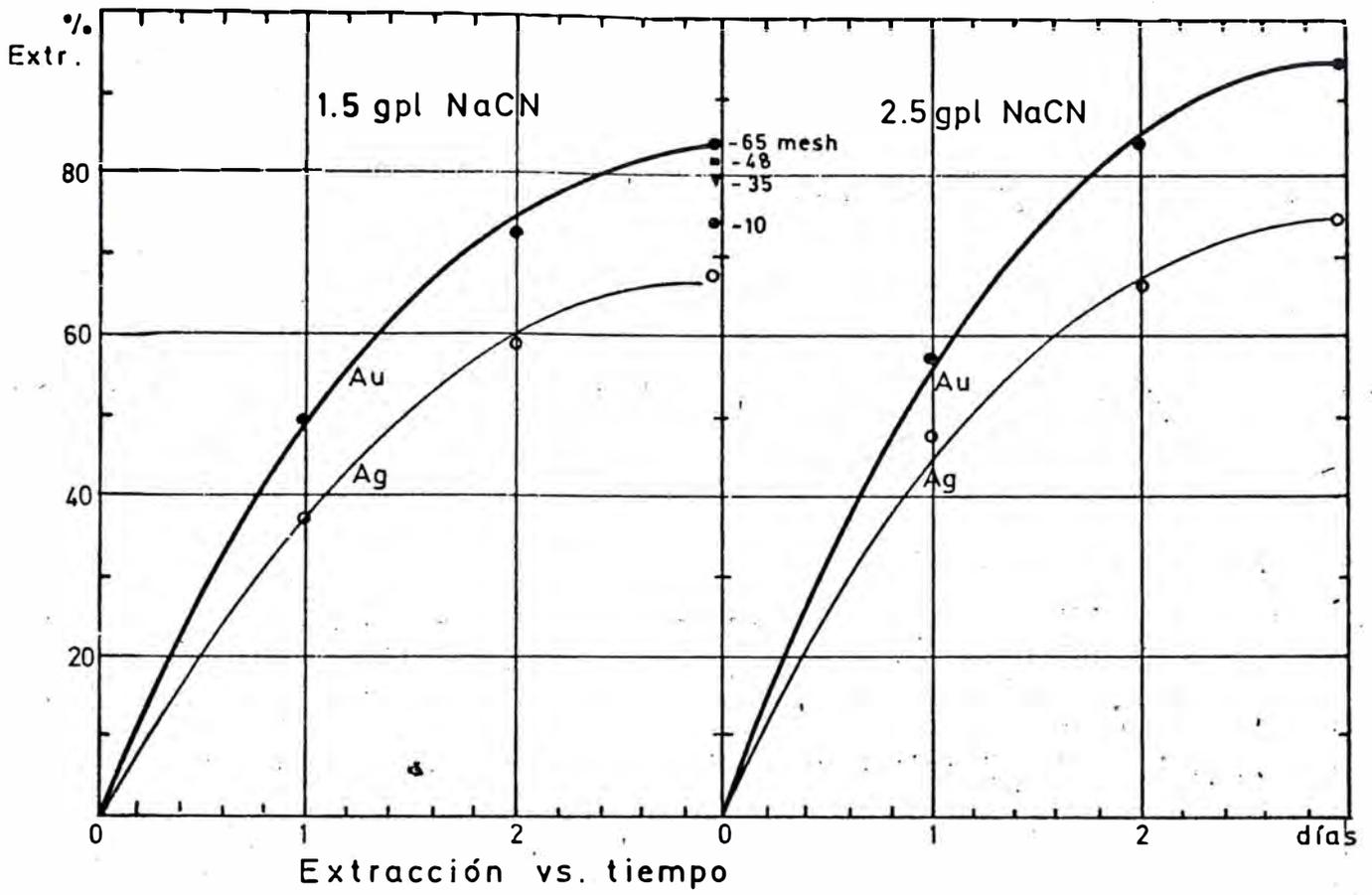
7.2.1. PRUEBAS DE LIXIVIACION POR AGITACION.

Se efectuaron en forma convencional, 250 g de mineral molido y solución de cianuro con 1.5 ó 2.5 gpl NaCN en dilución 2.5:1 (28.6% de sólidos), la alcalinidad se mantuvo en 0.25 gpl CaO correspondiente a un pH de 10.0 a 10.5. La pulpa se puso en una botella de 1 gal y se hizo girar sobre rodillos de jebe por 24, 48 y 72 horas para controlar la extracción; cada hora y luego cada 2 o 3 horas se extrajeron muestras de solución para controlar y mantener la concentración de NaCN y CaO.

El grado de molienda fué de -10, -35 y -120 mesh ASTM (-2.0, -0.5 y -0.125 mm respectivamente) y en cada caso se utilizaron dos concentraciones distintas de cianuro (1.5 y 2.5 gpl).

En las páginas siguientes se muestran los gráficos de los resultados de estas pruebas; como puede observarse el consumo de reactivos es de 3 a 3.5 kg/TM NaCN y de 2.4 a 2.5 kg/TM CaO. Este alto consumo es evidencia de la presencia de pirrotita en la muestra, conocida por su acción cianicida durante la lixiviación.

Durante la extracción de las muestras para control por cianuro y cal era notoria la coloración verdosa al principio de la lixiviación y amarillo-parda al final; ésto se explica perfectamente por la formación de los complejos ferro y ferricianuro, durante la disolución de la pirrotita y de algunas sales de fierro presentes en la muestra (véase efecto del fierro en la cianuración en la sección 5.6.2.6.).



PRUEBAS DE CIANURACION POR AGITACION

El mineral sulfurado también se investigó en pruebas de agitación con resultados poco satisfactorios; se requerían cerca de 8 kg/TM de cal para neutralizar el efecto ácido de las sales de fierro, y durante las pruebas preliminares de cianuración con 2 gpl NaCN y 5 kg/TM Li targirio la extracción nunca subió de 40% en 72 horas y el consumo de reactivos subió a 6 kg/TM NaCN y casi 20 kg/TM cal (utilizada para neutralizar el mineral).

De esta manera se descartó del estudio de lixiviación por percolación a la muestra sulfurada, mientras que la muestra oxidada daba claros indicios de ser dócil a este tipo de tratamiento.

Cabe mencionar que los consumos a que se refieren estas pruebas son de reactivos industriales, cianuro de sodio de 97% de pureza, y cal hidratada de 65% CaO, de modo que para encontrar en los gráficos el consumo de reactivos puros, multiplíquese el valor de la escala por 0.97 para el cianuro y 0.65 para la cal.

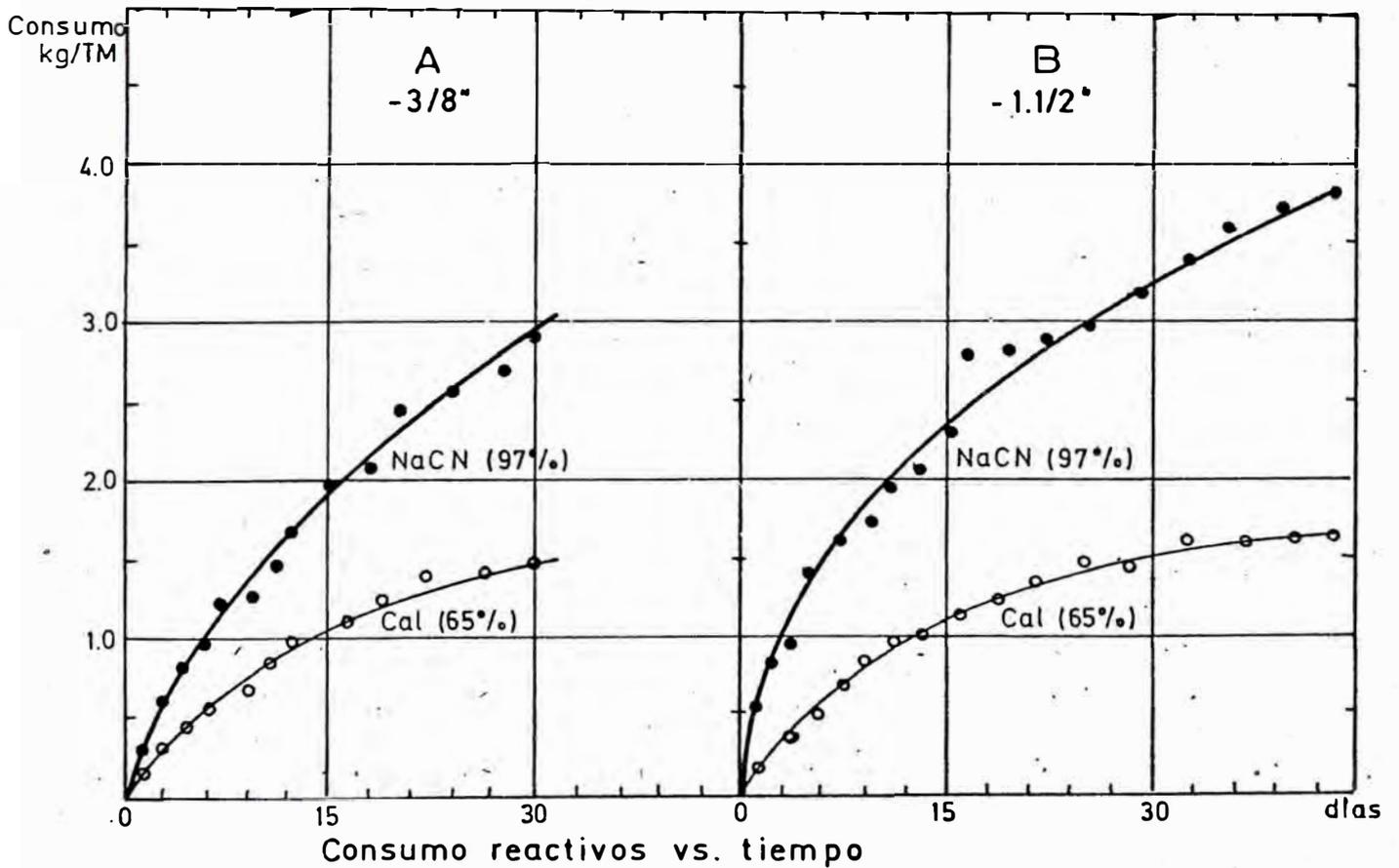
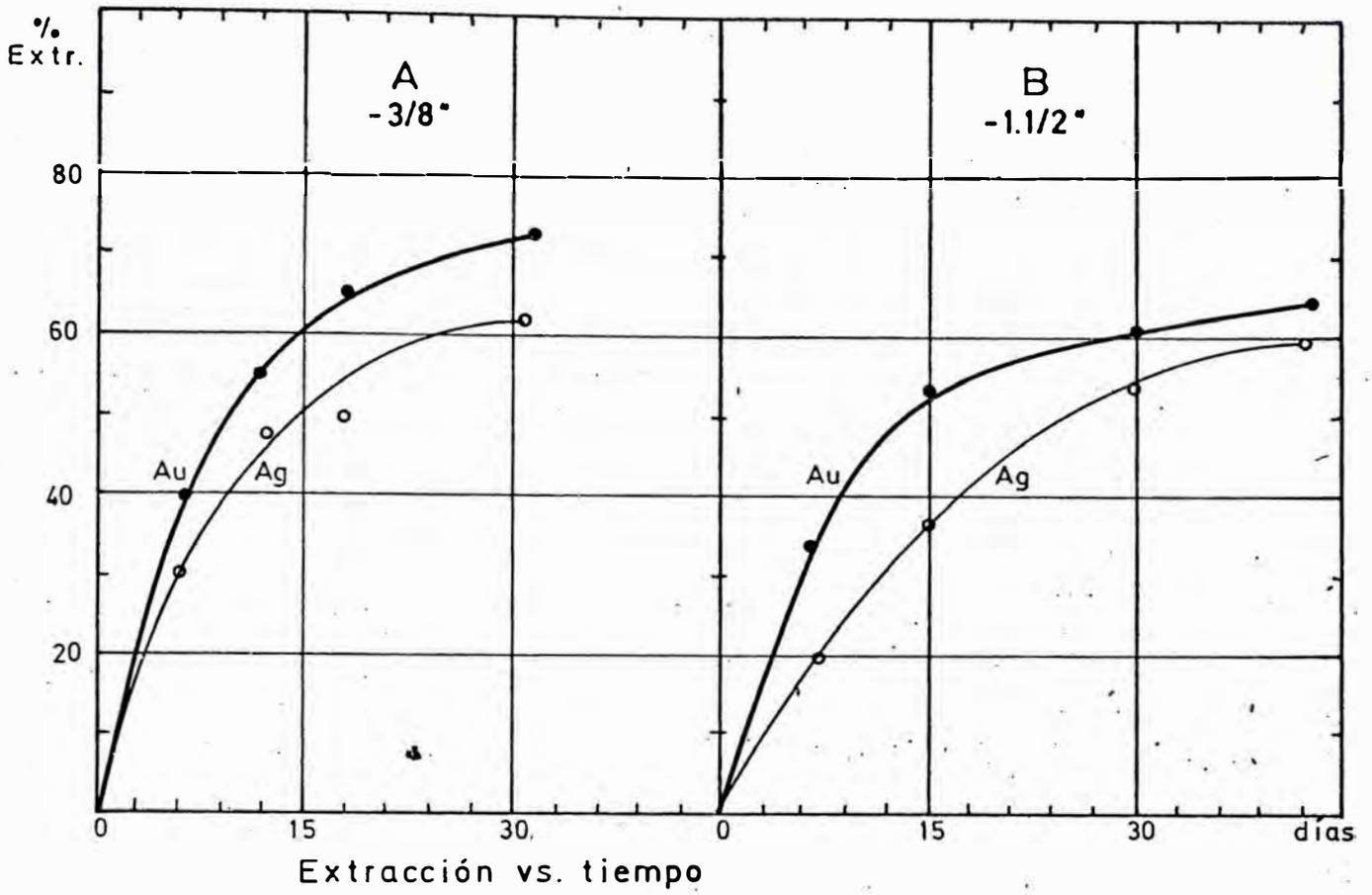
7.2.2. PRUEBAS DE LIXIVIACION POR PERCOLACION.

Se efectuaron en columnas de PVC de 8" y 12"Ø expresamente construídas para este fin, en las cuales se cargaron las muestras oxidadas trituradas a -3/8" y -1 1/2" respectivamente (detalles de la construcción de las columnas fabricadas por el autor pueden apreciarse en el apéndice).

Las columnas de 8"Ø x 40"H se cargaron con 38 kg de mineral y las de 12"Ø x 48"H con 62 kg, se hicieron varias pruebas paralelas con solución de cianuro de 1.5 gpl NaCN y proporción de 10 a 15% del peso de mineral y un flujo de aspersión de 50 l/h-m² (equivalente a 50 - 100 ml/min).

Se midió también la velocidad de percolación del mineral en 25 y 35 l/h-m² para las muestras A y B respectivamente, y la densidad aparente en 1.63-1.65 kg/dm³; éstos datos se utilizaron en el diseño del sistema de lixiviación. El grado de saturación real y aparente se midió para ambas muestras en vasos de vidrio de 2000 ml y se encontró en 11% y 24% respectivamente; se consideró adecuado trabajar con 10-15% del peso de mineral para la saturación con solución de cianuro en las pruebas de percolación.

Los resultados de las pruebas realizadas se encuentran en los gráficos de las páginas siguientes; como se puede apreciar, las extracciones son superiores a 70% y el consumo de reactivos es moderado (3.5 kg/TM NaCN y 1.5 kg/TM Cal).



PRUEBAS DE CIANURACION POR PERCOLACION

7.3. CONCLUSIONES.

El estudio metalúrgico indicó claramente que el mineral de la zona de oxidación es dócil a la lixiviación - por percolación, y el proyecto se basará en el beneficio de las 400,000 TM de ése mineral.

Algunas de las implicancias de la adopción de este tipo de tratamiento están basadas en los resultados y las observaciones; por ejemplo, las soluciones de lixiviación serán contaminadas paulatinamente por acumulación de complejos de fierro y será necesario eliminarlas a intervalos regulares; también, a medida que se extraiga mineral mixto, con presencia de sulfuros, las recuperaciones serán menores y el consumo de reactivos se incrementará; por lo tanto no podrá esperarse un rendimiento ideal de todo el mineral.

Considerando una ley promedio de 0.5 Oz/TC para el oro y 0.8 Oz/TC para la plata, con 70 y 60% de extracción respectivamente y un precio de \$300/Oz Au y \$7/Oz Ag, el valor bruto del mineral sería:

$$(0.5 \times 0.7 \times 300 + 0.8 \times 0.6 \times 7) \times 1.1023 = \$119.45/\text{TM}$$

Sobre este valor se desarrollará la adopción de la tecnología de heap-leaching para el beneficio del mineral oxidado. No se considerará en este estudio las reservas probables de mineral sulfurado porque no se trata de una muestra dócil al proceso y su tratamiento es mas bien antieconómico, ya que el valor bruto es de alrededor de \$40/TM (35% de extracción) y es fácilmente superado por el costo de los reactivos; su posible beneficio requerirá de mayores investigaciones metalúrgicas por otros métodos no convencionales.

8. ELECCION DEL PROCESO.

8.2. TAMAÑO DE PLANTA.

Para los objetivos de este estudio se considerará una capacidad pequeña de tratamiento, 50 TM/d nominales, que en un horizonte de 10 años equivale a un tratamiento de 182,500 TM del mineral oxidado, es decir, conservadoramente la mitad de las reservas probadas del mineral oxidado y parcialmente mezclado con sulfuros.

Se considera razonable el tratamiento de la mitad de estas reservas dado que por lo menos la extracción de éstas se hará completamente en forma superficial, y su comportamiento será muy similar al de las pruebas de laboratorio; sin embargo, la segunda mitad se puede perfectamente asumir que contendrá parcialmente los sulfuros primarios pirrotita y marcasita (tales indicios existen en muchas de las muestras obtenidas de la mina) y tendrán gradualmente un comportamiento metalúrgico mucho más difícil.

En la práctica se llegó a trabajar en escala piloto con una pila de 50 TM y con resultados bastante satisfactorios (muchos factores aparecen en la práctica, como los efectos de la altitud, temperatura, evaporación, que modifican el comportamiento del mineral en relación al obtenido en laboratorio); lamentablemente, la caída en los precios de los metales en 1982, modificó drásticamente el plan de inversiones de la compañía, retrasando por varios meses los trabajos de ampliación de mina, carreteras y campamentos.

Otro aspecto importante de tener en cuenta en el tamaño de la planta es la facilidad de escalamiento del proceso, es decir, en que medida los resultados obtenidos en el laboratorio pueden aplicarse industrialmente

en gran escala y con la misma eficiencia. Como se ha visto en la sección anterior, en este aspecto las plantas de operación continua de lixiviación y flotación tienen una gran ventaja en este aspecto, con factores de escalamiento usualmente superiores a 1000; pero en las operaciones de heap-leaching, a pesar de las recomendaciones de los autores, es preferible experimentar a escala piloto con un factor de 500 o menos en el tamaño de las pilas y 2 a 3 en la altura de éstas.

Es así que como en laboratorio se trabajó con un máximo de 62 kg en las columnas de 12"Ø, se puede considerar una operación piloto de unas 30 TM y una altura de pilas no superior a 3 m. Sólo en una segunda etapa se pueden considerar pilas de 500 a 1000 TM y de una altura de hasta 5m (aparte de los factores ambientales, la altura de las pilas tiene una relación con el consumo - del oxígeno de la solución, vital para la lixiviación, y por ello no puede no se puede considerar cualquier altura en forma discriminada).

8.3. UBICACION.

Para la ubicación de la planta se tuvieron en cuenta los siguientes factores:

- 1) Pendiente del terreno
- 2) Area disponible
- 3) Cercanía a abastecimiento de agua
- 4) Cercanía a la mina
- 5) Naturaleza y resistencia del terreno
- 6) Condiciones ambientales y climáticas
- 7) Deposición de residuos

No necesariamente representan estos factores algún orden de prioridad o importancia, y es necesario tenerlos en cuenta a todos para una adecuada localización de la planta.

1) La pendiente del terreno apropiada para las operaciones de heap-leaching es de 2 a 5% (1 a 3⁰), pero considerando la naturaleza de las laderas del cerro Utu para (ver plano) se ha escogido la de menor pendiente y ésta es de 40% ó 22⁰; este tipo de pendiente implica el uso de muros de contención para el mineral apilado, y en todo caso puede ser disminuída hasta 10 ó 15% (6 a 8.5⁰). Una ventaja en este tipo de terreno es que se aprovechan mejor los desniveles para instalación de tolvas, fajas, tanques, etc.

2) El área disponible con la misma pendiente para esta operación es de unas 30 hectáreas, que como se verá más adelante es bastante amplia para las necesidades de la planta de trituración, lixiviación y recuperación.

3) La quebrada Utupara tiene en la mayor parte del año 50 lt/s (180 m³/h) que es suficiente para la opera-

ción de la planta, ocasionalmente en la temporada seca el caudal disminuye a menos de 5 lt/s y en la temporada de lluvias el caudal se incrementa considerablemente y es difícil de estimar por las grandes variaciones que experimenta en un sólo día. La distancia de esta fuente no es mayor de 200 m y la altura inferior a 75 m.

4) La mina se encuentra entre 100 a 150 m sobre el nivel del lugar escogido para la planta, lo que equivale al desarrollo de una carretera de unos 2 km para permitir el transporte del mineral; naturalmente la distancia en línea recta es mucho menor, y puede pensarse en una instalación futura de un sistema de cable-carril o faja transportadora.

5) El terreno es en su mayor parte rocoso, salvo algunas zonas donde se observan desprendimientos (huaycos) que deberán evitarse; por otro lado, la preparación del terreno no es necesariamente tan intensa y se preferirá el uso de material sintético para la impermeabilización.

6) La mayor parte del año el clima es frío y seco, típico de las alturas de cerca de los 4000 m.s.n.m.; se tomarán providencias adecuadas para las épocas de heladas (Junio-Julio) y la temporada lluviosa (Febrero-Marzo) para no afectar ni interrumpir la operación. La altura tiene otro efecto importante que es la disminución de la saturación de oxígeno en la solución de lixiviación (de 60 a 70% del valor a nivel del mar) y también la evaporación de la solución por la escasa humedad y baja presión (si bien la temperatura compensa este efecto).

7) Los residuos sólidos y líquidos se dispondrán en áreas adecuadas cercanas, evitando la contaminación de la quebrada que también abastece a algunos cultivos.

9. DISEÑO DE LA PLANTA METALURGICA.

9. DISEÑO DE LA PLANTA METALURGICA.

9.1. UNIDAD DE TRITURACION.

Consta de una tolva de recepción con chute de descarga y una chancadora de quijadas para la trituración del mineral hasta 1" (las pruebas de laboratorio dan casi los mismos resultados para la lixiviación del mineral triturado a 3/8" o 1 1/2"); el mineral triturado será transportado para formar las pilas de lixiviación (el método se describe más adelante).

TOLVA. Tendrá una capacidad equivalente a 1.5 días de producción, es decir $1.5 \times 50 = 75$ TM, que a una densidad aparente de 1.6 TM/m^3 dá $75 \times 1.6 = 120 \text{ m}^3$. La construcción puede hacerse en el lugar con concreto y/o madera, evitando así el costo de transportar un tolva metálica al lugar.

CHANCADORA. Para este caso se considera que funcionará por 12 horas diarias, es decir, la capacidad será de $24/12 \times 50 = 100 \text{ TM/d} \approx 4 \text{ TM/h}$ (con 16 horas diarias de trabajo la capacidad es de 3 TM/h); la chancadora escogida tiene las siguientes características:

Tipo : De quijadas
Dimensiones : 8"x10"
Motor : 10 HP
Capacidad : 4 t/h a -1"
Peso : 5800 kg incluido embalaje

La potencia es suficiente ya que para la trituración se requieren (según la fórmula de Bond):

$$\text{HP} = 1.341 \times 4 \times 10 \times (1/\sqrt{25400} - \sqrt{127000}) \times 15 = 2.8 \text{ HP}$$

Donde 15 (kWh/TC) es el índice de trabajo, 25400 mic es el tamaño de descarga P_{80} (1") y 127000 mic el tamaño de alimentación F_{80} (5"), 4 (t/h) la capacidad y las otras cifras son los factores de conversión adecuados.

La chancadora puede ser de provisión nacional, ya que es de un tamaño muy común fabricado por varias empresas como Fima, Magensa, Comesa, Fundición Callao, y otras.

El mineral triturado debe ser transportado para su apilación, para ello pueden utilizarse los siguientes métodos:

- 1) Faja transportadora fija con sistema móvil de descarga (tripper).
- 2) Faja transportadora móvil (en sentido circular).
- 3) Cargador frontal.

De estos métodos los dos primeros son tal vez los más recomendables, pero su costo es muy alto (una faja transportadora aumenta considerablemente de costo no sólo con la longitud, sino también con el ancho) y requieren de estructuras de soporte; en cambio un cargador frontal flexible de unas 5 yd³ puede hacer perfectamente las labores de carga y descarga del mineral de la pila y su costo es comparativamente menor.

9.2. UNIDAD DE LIXIVIACION.

Comprende el sistema de apilamiento (pilas, "pads", sistema de carga y descarga), las tuberías y aspersores de lixiviación, los tanques de reactivos, bombas, y otros equipos accesorios.

PILAS. Para el diseño del tamaño de las pilas debe considerarse el número de ellas, capacidad de carga, capacidad de descarga, tiempo de lixiviación, y tiempo adicional para operaciones de lavado del mineral, etc. A manera de ejemplo consideremos los siguientes datos:

P = tamaño de la pila (TM)
n = número de pilas (2 ó 3)
T = tiempo de lixiviación (30 días)
t = tiempo adicional (5 días)
C = capacidad de carga (50 TM/d)
D = capacidad de descarga (75 TM/d)

Con estos datos, y para que la operación sea continua, debe cumplirse que:

Duración del ciclo completo de una pila = n x duración del período de carga de una pila

luego:

$$P/C + T + t + P/D = n \times P/C$$

De donde reemplazando los valores dados y calculando para 3 pilas resulta $P = 1310 \text{ TM} = 820 \text{ m}^3$. Considerando una altura de 3 m resulta un área media de 270 m^2 (con un ángulo de reposo de 35° el área en la base será de -

350 m², es decir unos 13m x 27m); las otras características se pueden calcular fácilmente:

Duración de la carga = 1310/50 = 26.2 días

Duración de la descarga = 1310/75 = 17.5 días

Total ciclo = 26.2 + 17.5 + 30 + 5 = 78.7 días

En todo caso se pueden considerar ciclos completos de 90 días, con márgenes adecuados de seguridad para la preparación correcta del apilamiento, y las operaciones secundarias como aglomeración y humedecimiento del mineral, lavados, etc.; en la página siguiente se tiene el esquema general de operación simultánea de las tres pilas, como puede apreciarse, en la mayor parte de la duración del ciclo, mientras una pila se encuentra en carga, la otra está en operación (lixiviación) y la otra en lavado y descarga.

LIXIVIACION. Definido el tamaño de las pilas puede calcularse el flujo de aspersion en $270\text{m}^2 \times 15 \text{ lt/h-m}^2 = 4 \text{ m}^3/\text{h}$. Las pilas se saturarán con $0.15 \times 1310 = 196.5$ (≈ 200) m³ de solución; y por lo menos se dispondrán de dos pozas de la misma capacidad para las soluciones pregant y barren; la bomba requerida para aspersion será de 1" o 1 1/2" (hasta 30 GPM a 60') con un motor de 2HP de acuerdo a los siguientes cálculos:

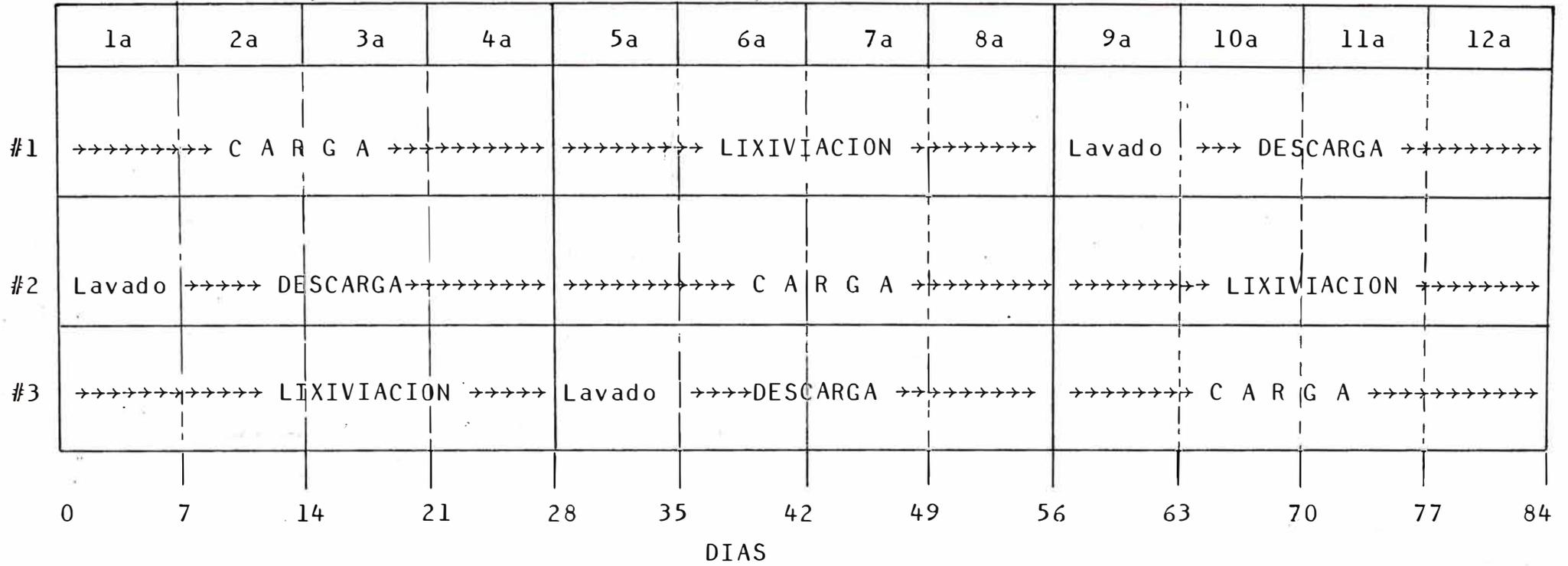
Presión = 3m (altura de la pila) + 7m (10 PSI presión de bombeo) = 10m (aprox.30')

Caudal = $4 \text{ m}^3/\text{h} = 17.6 \text{ GPM}$

Potencia = $17.6 \times 30 / 3960 / 0.8 = 0.17 \text{ HP nominal}$

Adicionalmente se requieren dos tanques agitadores para la preparación y alimentación de reactivos (cianuro de sodio y cal hidratada), sus dimensiones serán para un -

SEMANAS



ESQUEMA DE OPERACION SIMPLIFICADO DE LA LIXIVIACION EN PILAS, CON LAS ETAPAS DE CARGA, LIXIVIACION, LAVADO Y DESCARGA.

stock de un día de operación son:

Cianuro : $1310 \text{ TM} \times 3 \text{ kg/TM} / 30 \text{ d} = 131 \text{ kg/d}$
= 873 kg (al 15%) \approx 800 lt (aproximadamen-
te un tanque de $1\text{m}\emptyset \times 1.4\text{mH}$)

Cal : $1310 \text{ TM} \times 1.5 \text{ kg/TM} / 30 \text{ d} = 66 \text{ kg/d}$
= 330 kg (al 20%) \approx 250 lt (aproximadamen-
te un tanque de $0.6\text{m}\emptyset \times 0.85\text{mH}$)

Estos tanques de reactivos alimentarán en la poza de solución barren para reactivar la solución de lixiviación; adicionalmente, la solución de cianuro al 15% se puede alimentar a la planta de precipitación con polvo de zinc.

La unidad de lixiviación requiere también de un almacenamiento adecuado de agua; se considera que se consumirán los 200m^3 de cada pila al mes, más un 30% adicional por pérdidas (evaporación, filtración etc.), es decir un total de $260 \text{ m}^3/\text{mes} = 8.7 \text{ m}^3/\text{d} = 0.36 \text{ m}^3/\text{h}$. Para ello se considerará un tanque de $8' \times 8'$, que tiene el equivalente de la capacidad diaria de consumo.

El consumo de agua será suministrado, como se ha indicado anteriormente, por la quebrada Utupara, para lo cual se dispondrá de una bomba de $3'' \times 3''$ ó $4'' \times 3''$ con motor de 6-8 HP y una draga dinámica total de 150 a 200'.

9.3. UNIDAD DE RECUPERACION DEL ORO. X

Sobre este aspecto debe decidirse primeramente el método de recuperación, que puede ser con polvo de zinc o con carbón activado; cada uno tiene sus propias ventajas e inconveniencias (según se ha visto en 5.6.3.) pero al margen de ellas, la tendencia es de utilizar el método Merrill-Crowe cuando el mineral es de alta ley, y las soluciones serán consiguientemente muy ricas en oro (p. ej. de 15 a 20 ppm), mientras que el método CIC es apropiado en minerales marginales que producirán soluciones pregnant más débiles (p.ej. menos de 5 ppm). En este caso el contenido de plata no es un factor decisivo en la elección del método de recuperación.

De esta manera, y debido también a la confianza que existe en un método tan probado como la precipitación - con polvo de zinc, se decidió en el diseño considerar - una unidad de recuperación del tipo Merrill-Crowe y un horno de crisol adicional para la fusión del precipita- do (aunque también se pensó en el tratamiento del preci- pitado en otro lugar más apropiado, como algún laborato- rio de la capital).

Considerando un 70% de extracción en 30 días, y una ley promedio de 0.5 Oz/TC Au y, para la plata, 60% de - extracción y 0.8 Oz/TC Ag, la cantidad disuelta será:

$$\text{Au} : 1310 \times 0.5 \times 34.2857 \times 0.7 = 15720 \text{ g}$$

$$\text{Ag} : 1310 \times 0.8 \times 34.2857 \times 0.6 = 21559 \text{ g}$$

Si bien la velocidad de disolución tendrá la tendencia de la curva de extracción, se puede considerar cada se- mana, precipitar el oro y plata de la solución pregnant cuyo contenido será:

$$\text{Au} : 15720/4/400 = 9.8 \text{ g/m}^3 \approx 10 \text{ ppm}$$

$$\text{Ag} : 21559/4/400 = 13.5 \text{ g/m}^3 = 13.5 \text{ ppm}$$

Si la precipitación se realiza por 3 días cada semana, la capacidad de la planta de precipitación será $400 \text{ m}^3 / 24/3 = 5.6 \text{ m}^3/\text{h} \approx 25 \text{ GPM}$. Como es sabido las etapas de esta unidad son clarificación, deaereación, precipitación con zinc y filtración.

Con el caudal de entrada (25 GPM) se pueden diseñar los equipos componentes de la planta:

Filtro de clarificación :

$$25 \text{ GPM} / 0.75 \text{ GPM/ft}^2 \times 1.50 = 50 \text{ ft}^2 \text{ (área filtrante)}$$

Tanque de vacío :

$$25 \text{ GPM} \times 5' / 0.2 \text{ (5 minutos de retención en la quinta parte del volumen)} = 625 \text{ gal} = 83.6 \text{ ft}^3 \text{ (p.ej. un tanque de } 3'\text{Ø} \times 12'\text{H)}$$

Cono de precipitación :

$$25 \text{ GPM} \times 5' \text{ (retención)} = 125 \text{ gal} = 16.7 \text{ ft}^3 \text{ (p.ej. un tanque de } 4'\text{Ø} \times 4'\text{H)}$$

Filtro de precipitado :

$$50 \text{ ft}^2 \text{ (similar área filtrante que en clarificación)}$$

Bombas :

1 Bomba de vacío de 0.5 HP y 8.3 cfm (a 0")

2 Bombas centrífugas de 1-1/2" y 2 HP

1 Bomba centrífuga de 1" y 1 HP

Horno de crisol :

25 lb de capacidad (crisol de grafito No. 10)

9.4. INSUMOS PARA LA OPERACION DE LA PLANTA.

9.4.1. REACTIVOS.

Cianuro de sodio industrial (97%) :

$$3 \text{ kg/TM} \times 50 \text{ TM/d} \times 30 = 4500 \text{ kg/mes}$$

Cal hidratada (65%) :

$$1.5 \text{ kg/TM} \times 50 \text{ TM/d} \times 30 = 2250 \text{ kg/mes}$$

Polvo de zinc :

$$0.03 \text{ kg/TM (aprox.)} \times 50 \times 30 = 45 \text{ kg/mes}$$

Otros :

$$\text{Nitrateo de plomo : } 0.005 \text{ kg/TM} \times 50 \times 30 = \\ 7.5 \text{ kg/mes}$$

$$\text{Acido sulfúrico : } 0.04 \text{ kg/TM} \times 50 \times 30 = \\ 60 \text{ kg/mes}$$

$$\text{Bórax : } 0.001 \text{ kg/TM} \times 50 \times 30 = 1.5 \text{ kg/mes}$$

NOTA : Nitrateo de plomo se utiliza para mejorar la precipitación con polvo de zinc; ácido sulfúrico se utiliza en el lavado ácido del precipitado (su uso elimina las impurezas residuales del precipitado antes de enviarlo a fusión; adicionalmente también se disuelve algo de plata, que puede precipitarse con sal o ácido clorhídrico, operación adicional); bórax se utiliza como fundente del precipitado.

Los consumos de zinc, nitrateo de plomo, ácido sulfúrico, y bórax se considerarán aproximados (el zinc p.ej. está en proporción de 2.5:1 con el contenido soluble de oro), variaciones en estos valores no tienen una incidencia muy significativa en los costos de operación.

9.4.2. AGUA.

Se ha visto anteriormente un consumo de $260 \text{ m}^3/\text{mes}$ - para las operaciones de lixiviación, lavado, y para com pensar pérdidas por evaporación, filtración, etc.

9.4.3. ENERGIA ELECTRICA.

Se consideran todos los equipos accionados por motores eléctricos (chancadora, bombas) y opcionalmente el horno de fusión (evitando el consumo de petróleo, pero un grupo electrógeno requiere necesariamente de combustible, por lo que se considerará el horno con quemadores de petróleo).

Chancadora :	10 HP
Bombas centrífugas :	8 HP (agua)
	2 HP (lixiviación)
	2 HP (filtración)
	2 HP (precipitación)
	1 HP (sol. pregnant)
Bomba de vacío :	<u>0.5 HP</u>
TOTAL :	25.5 HP = 19 kW

Consumo específico : $19 / (50/24) = 9.12 \text{ kWh/TM}$

9.4.4. PETROLEO.

Principalmente para el grupo electrógeno y una pequeña proporción para el horno de fusión y una mufla para ensayos por vía seca.

$$9.12 \text{ kWh/TM} \times 3600 \text{ kJ/kWh} \times 0.239 \text{ kcal/kJ} / 9500 \text{ kcal/kg} / 0.25 \text{ ef} = 3.3 \text{ kg/TM} = 0.9 \text{ gal/TM}$$

UNIDAD DE TRITURACION

MINERAL DE MINA
50 TM/d
0.5 Oz/TC Au
0.8 Oz/TC Ag

TOLVA 75 TM

GRIZZ.

CHANC.
8"x10"

CARGADOR
FRONTAL 5yd³

PILA Nº1
CARGA

1310 TM

PILA Nº2

LIXIV.

PILA Nº3
DESCARGA

ASPERSORES

FILTRO CLARIF.

Bomba 1.1/2"

FILTRO PRECIP.

TQ.

VACIO

B. vacio

B. 2"

Zn

PRECIP. Au/Ag

DORE
HORNO CRISOL

UNIDAD DE RECP. Au

UNIDAD DE LIXIVIACION

a. precip.

RIPIOS

del
rio

TANQUE
DE AGUA
8'x8'

POZA SOL. PREG.
200 m³

Bomba
2"

POZA SOL. BARREN
200 m³

TANQUES PREP. REACTIVOS



Cianuro Cal
97% NaCN 65% CaO

FLWSHEET

PLANTA DE CIANURACION 50 TM/d

CIA. MINERA UTUPARA

10. ESTUDIO ECONOMICO DEL PROYECTO.

10. ESTUDIO ECONOMICO DEL PROYECTO.

En esta sección se examinarán en forma general los aspectos de la inversión, costos de operación, financiación, comercialización, y evaluación económica del proyecto. No es el objetivo de este estudio, como se ha remarcado anteriormente, hacer un análisis detallado del aspecto económico, y por esta razón las cifras aquí indicadas deberán tomarse como referenciales.

Sin embargo los cálculos económicos preliminares demuestran la medida en que este tipo de tecnología es aplicable a un costo bastante inferior que los métodos convencionales.

Para los cálculos económicos se han considerado todas las cifras en dólares americanos, debido a que nuestra moneda se encuentra en un proceso constante de devaluación y los cálculos quedarían desactualizados en menos de un mes; por otro lado los precios de equipos y de insumos se encuentran casi todos en dólares, así mismo la financiación de la inversión es necesario hacerla en dólares ya que la inflación no sólo afecta a la moneda en la devaluación sino también en las tasas de interés, lo que haría muy complicados los cálculos.

10.1. INVERSION.

En este rubro se detallarán los aspectos de la planta de lixiviación; la inversión necesaria en exploración geológica, trabajos de desarrollo de la mina, estudios metalúrgicos y mineralógicos, instalación de campamentos y otros, se estimó inicialmente en 1.5 millones de dólares. Es probable que se haya actualizado este costo en un 10 a 15% más; debe tenerse en cuenta que esta cifra incluye sólo los trabajos preliminares para la explotación del mineral oxidado y no los costos de extracción del mineral.

En la planta de beneficio los costos se pueden dividir en las unidades de trituración, lixiviación y precipitación; adicionalmente deben considerarse los costos de instalación, fletes de transporte, y el laboratorio metalúrgico para el control de la operación.

Unidad de trituración

- Tolva 120 m ³ , grizzly y chute	US\$ 15,000
- Chancadora de quijadas 8"x10", 10HP	15,000

Unidad de lixiviación

- Tanque de agua 8'x8'	4,000
- Bomba de agua 4"x3", 8HP	4,500
- Bomba de lixiv. 1-1/2", 2HP	3,000
- Tuberías y aspersores	750

Unidad de precipitación

- Bomba sol. pregnant 1", 1HP	2,500
- Bombas precip. y filtr. 1-1/2" (2)	6,000
- Tanque de vacío 3'x12'	1,500
- Cono precip. y alimentador Zn	750
- Filtro clarificación 50 ft ²	750
- Filtro precipitado	750

- Horno de crisol	US\$ 800
Sub-total	US\$ 55,300
<u>Instalación</u>	
- Preparación del terreno (pads, pozas), bases en instalación de equipos, cables y tableros de control eléctricos	80,000
<u>Equipos de mov. mineral</u>	
- 2 cargadores frontales de 5 yd ³ para carga, descarga y disposición de residuos	70,000
<u>Laboratorio Metalúrgico</u>	
- Chancadora 4"x3", pulverizador 8", mufla de petróleo, potenciómetro portátil, material de vidrio y stock de reactivos	25,000
<u>Grupo electrógeno</u>	
- Grupo electrógeno Diesel de 25 kW	50,000
<u>Transporte</u>	
- Fletes de transporte de los equipos hasta el lugar (aprox.)	<u>35,000</u>
TOTAL ESTIMADO	US\$ 315,300.-

Con un 10 a 15% de seguridad se puede considerar el total de la inversión en unos \$ 350,000 (es decir \$7,000 por tonelada diaria de tratamiento, bastante menor que los \$15,000 usuales en plantas convencionales de menos de 100 TPD).

10.2. COSTOS DE OPERACION.

Comprende varios aspectos en el tratamiento del mineral, el primero de ellos son los costos de minado y movimiento de desmontes que, de acuerdo a varias referencias se encuentra alrededor de \$4.50/TM; el siguiente rubro el la trituración y transporte \$0.90/TM.

En la operación de lixiviación propiamente se incluyen los costos de carga y descarga de las pilas (aprox. \$1.50/TM), reactivos (cianuro \$7.50/TM, cal \$0.15/TM, otros \$0.05/TM), preparación del mineral (\$0.40/TM), agua (\$0.02/TM), electricidad (\$0.45/TM) y otros (\$0.80/TM), haciendo un total de \$10.87/TM (estimado en base al comportamiento real de este mineral).

Las operaciones de recuperación del oro y fusión (aprox. \$1.00/TM), controles metalúrgicos y muestreos (aprox. \$0.50/TM), completan los costos directos de tratamiento. Para el aspecto de ingeniería y administración se considera un personal de 10 obreros en mina, 5 en planta (\$200/mes c/u), 1 jefe de mina, 1 jefe de planta (\$350/mes c/u), 1 ingeniero de mina y 1 ingeniero de planta (\$500/mes c/u), que en total representan un costo de \$3.13/TM.

Con estas cifras se obtiene un costo total de \$20.90 por tonelada de mineral tratado (6.40 minado y 17.5 tratamiento del mineral, separando los costos de personal en cada una); si se considera 70% de extracción y 95% de recuperación en precipitación del oro, el costo por onza de oro sera:

$$20.90 / (0.5 \times 1.10231 \times 0.70 \times 0.95) = \$57.02/0z \text{ troy}$$

La siguiente lista resume los costos de operación de este tratamiento, y su incidencia porcentual:

<u>Operación</u>	<u>Costo \$/TM</u>	<u>%</u>
- Minado y mov. desmonte	4.50	21.5
- Trituración y transporte	0.90	4.3
- Carga y descarga pilas	1.50	7.2
- Reactivos	7.70	36.8
- Preparación mineral	0.40	1.9
- Agua y electricidad	0.47	2.2
- Otros, lixiviación	0.80	3.8
- Recuperación oro y fusión	1.00	4.8
- Control y muestreo	0.50	2.4
- Ingeniería y administración	<u>3.13</u>	<u>15.1</u>
Total	20.90	100.0

Como puede observarse, aparte de los costos de minado y administración, el mayor rubro en esta operación particular es el consumo de reactivos, principalmente el de cianuro de sodio (3 kg/TM contra 0.5-1.0 kg/TM en la mayoría de las operaciones conocidas), lo cual eleva en gran forma el costo unitario sobre los \$15/TM usuales. Sin embargo, como se verá en la evaluación económica, el proyecto continúa siendo rentable, en gran parte debido a la ley del mineral, bastante superior a las de las operaciones comunes de heap-leaching (0.05-0.10 Oz/TC Au) en los Estados Unidos.

10.3. FINANCIACION.

El total de la inversión asciende a 1'500,000 (inversión inicial mina y camp.) + 350,000 (planta) = 1'850,000 dólares; de éstos 1'000,000 serán cubiertos con capital privado, y los restantes 850,000 serán financiados a 5 años al 10% (si bien el horizonte del proyecto es de 10 años, se tomará conservadoramente la mitad) según la siguiente tabla de amortización:

Monto = 850,000

$$\text{Factor de amortización } (a_{\overline{n}|i}) = \frac{1 - (1 + 0.10)^{-5}}{0.10} = 3.7908$$

Amortización anual = 850,000/3.7908 = 224,228

<u>Año</u>	<u>Amortiz.</u>	<u>Am.Capital</u>	<u>Am.Interés</u>	<u>Deuda rest.</u>
1	224,228	139,228	85,000	850,000
2	224,228	153,151	71,077	710,772
3	224,228	168,446	55,762	557,621
4	224,228	185,312	38,916	389,155
5	<u>224,228</u>	<u>203,843</u>	<u>20,385</u>	<u>203,843</u>
	1'121,140	850,000	271,140	0

La presente tabla considera amortizaciones iguales, también es posible hacer un cuadro con interés a rebatir simple (5 cuotas de 170,000 más el correspondiente interés de la deuda restante), pero sin embargo en los primeros años las amortizaciones serán mayores, lo que no conviene en un proyecto según el grado de riesgo que tenga (bajas pronunciadas de los precios, factores políticos, etc.), dado que, por el contrario, es usual considerar períodos de 1 o 2 años de gracia.

10.4. EVALUACION ECONOMICA.

Al valor bruto señalado anteriormente (\$119.45/TM) - se descontará un 5% como margen de seguridad en las recuperaciones, quedando en $119.45 \times 0.95 = 113.50$.

A éste valor deben descontarse el costo de operación (\$20.9/TM) y un 15% aproximado por gastos de comercialización e impuestos (fletes, ensayos, gastos de refinación, INGEMMET, etc.), lo que dá un valor neto de \$75.6 por tonelada de mineral. Al año equivale a \$1'379,700 - que viene a ser el beneficio neto anual; en los primeros 5 años, sin embargo, debe descontarse \$224,228 por el servicio de la deuda, quedando en \$ 1'155,472/año.

Los índices económicos VAN y TIR se calculan a manera de evaluación general del proyecto. El Valor Actual Neto (VAN) se calcula con la fórmula conocida:

$$VAN = \sum_{i=1}^n Bi/(1+r)^i - I_0, \text{ donde:}$$

B_i = Beneficio neto en el año "i" (1'155,472 cuando $i=1-5$ y 1'379,700 cuando $i=6-10$)

I_0 = Inversión inicial (1'000,000)

r = Tasa de actualización (15%)

n = Horizonte del proyecto (10 años)

Reemplazando los valores se obtiene un VAN igual a - \$ 5'172,748, y una Tasa Interna de Retorno (TIR) de 141% (tasa de actualización cuando VAN = 0), cifras que demuestran la extraordinaria rentabilidad del proyecto.

El período de recuperación se puede considerar en 1 año, ya que en el primer año el VAN es de $1'155,472/1.15 - 1'000,000 = 4,758$ (≈ 0 para las cifras del proyecto).

En resumen, se trata de una operación rentable, teniendo en cuenta muchas consideraciones conservadoras - que se han supuesto en aspecto de leyes, precios del oro, rendimientos, etc.

Naturalmente un análisis económico más completo requiere de por lo menos tres evaluaciones: optimista (inversión mínima, altas recuperaciones, leyes elevadas, precios en aumento, etc.), estable o conservadora (que se ha adoptado en este estudio) y pesimista (incremento en los costos de inversión y operación, recuperaciones y leyes menores, precios bajos); aún en éste último caso se podrá apreciar que el proyecto sigue siendo rentable, prolongando sólo en uno o dos años más el período de recuperación.

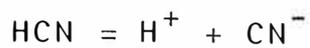
Si pudiera aventurar el autor una conclusión respecto a este estudio, ésta será la de la necesidad primordial de promover este tipo de proyectos de inversión, - como se señaló en la introducción de la obra, una parte esencial del futuro económico del país se deberá a la producción minera, y por qué no remarcarlo, a la mayor producción de metales preciosos, que han demostrado su gran valor en tiempos de crisis.

APENDICE

APENDICE A.

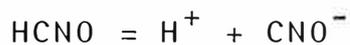
ECUACIONES PARA LA CONSTRUCCION DEL DIAGRAMA DE ESTABILIDAD Au - Ag - Zn - CN⁻ - H₂O.

1) HCN/CN⁻



$$\text{pH} = 9.22 + \log(\text{CN}^-)/(\text{HCN})$$

2) HCNO/CNO⁻



$$\text{pH} = 3.84 + \log(\text{CNO}^-)/(\text{HCNO})$$

3) HCNO/HCN



$$E = 0.02 + 0.02951 \log(\text{HCNO})/(\text{HCN}) - 0.059 \text{ pH}$$

4) CNO⁻/HCN



$$E = 0.13 + 0.02951 \log(\text{CNO}^-)/(\text{HCN}) - 0.0885 \text{ pH}$$

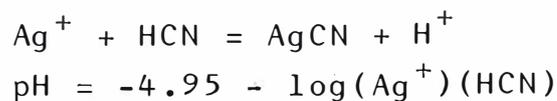
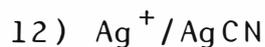
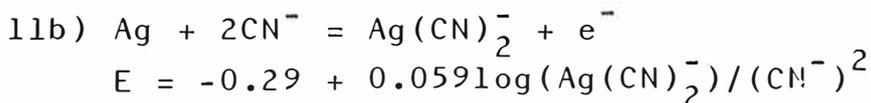
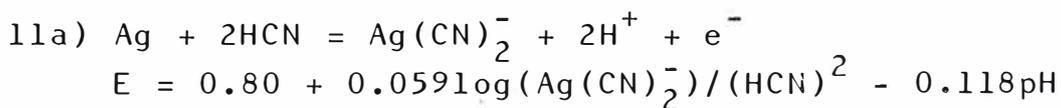
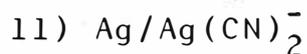
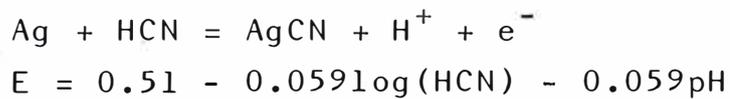
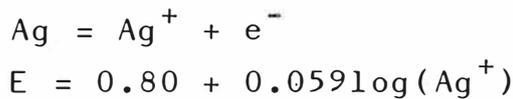
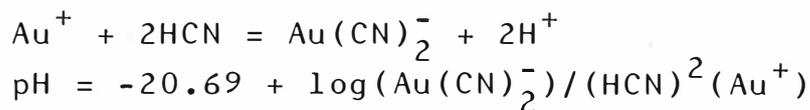
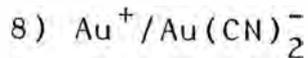
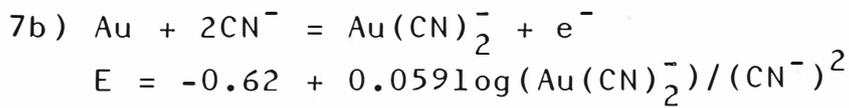
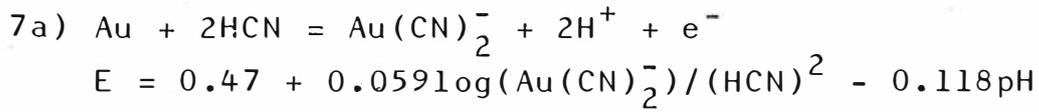
5) CNO⁻/CN⁻

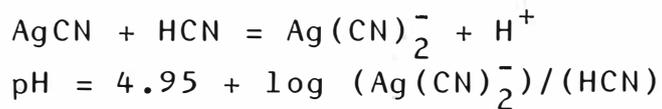
$$E = -0.14 + 0.02951 \log(\text{CNO}^-)/(\text{CN}^-) - 0.059 \text{ pH}$$

6) Au/Au⁺

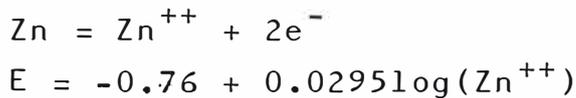
$$E = 1.69 + 0.0591 \log(\text{Au}^+)$$

7) Au/Au(CN)₂⁻

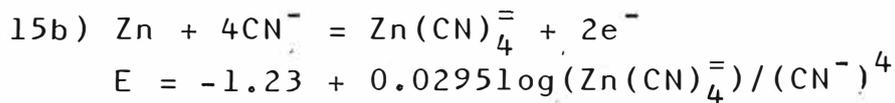
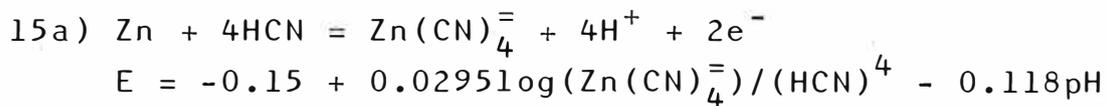




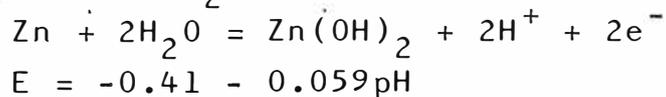
14) Zn/Zn⁺⁺



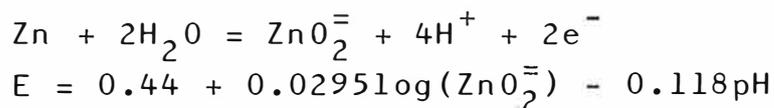
15) Zn/Zn(CN)₄⁼



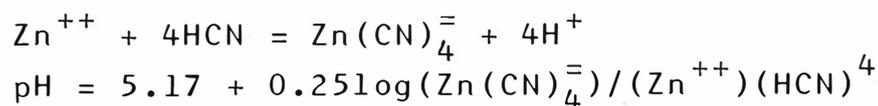
16) Zn/Zn(OH)₂



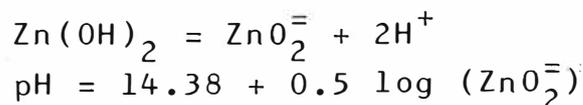
17) Zn/ZnO₂⁼



18) Zn⁺⁺/Zn(CN)₄⁼



19) Zn(OH)₂/ZnO₂⁼



APENDICE B.

DISEÑO DE COLUMNAS PARA PRUEBAS DE CIANURACION POR PERCOLACION.

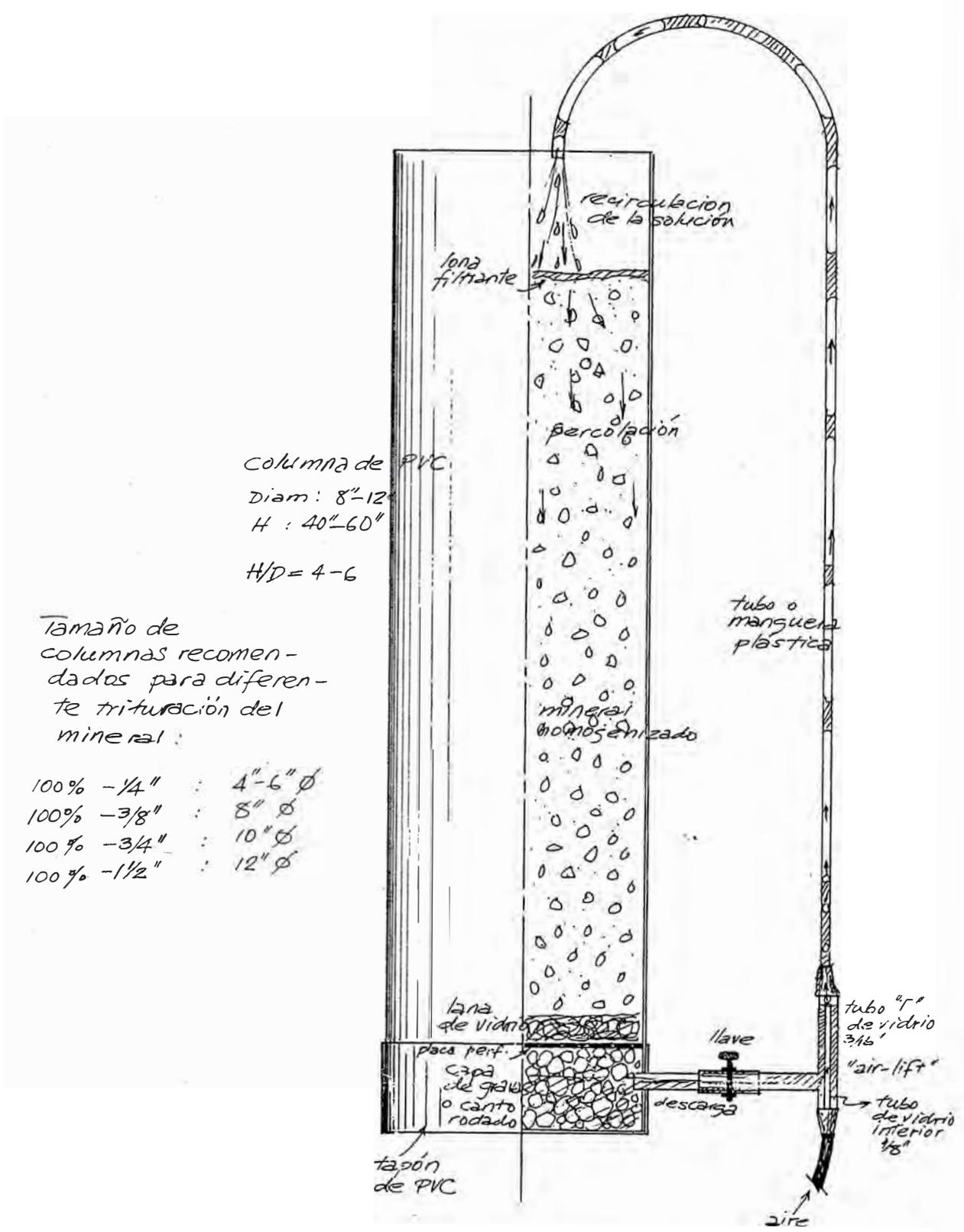
Las columnas se fabrican preferentemente en plástico transparente, o bien en PVC, para lo cual pueden utilizarse los tubos comerciales de desagüe de diámetros 8" a 12" (ocasionalmente pueden hacerse columnas de 4"Ø).

La relación H/D es variable de 4 a 6, dependiendo la altura que se desee simular; p.ej. una columna de 8"Ø x 40" ó 48"H es bastante apropiada para los fines de laboratorio.

La columna cilíndrica es cerrada por el fondo con un tapón ciego de PVC del mismo diámetro; después de secada la unión (utilizar el mismo pegamento de PVC del fabricante) se perfora a 3/4" del fondo un agujero de 1/2" o 5/8" para introducir un tubo de descarga del mismo diámetro y unas 4" de longitud (se puede utilizar el tubo comercial de luz), que también será fijado con pegamento de PVC.

El sistema de recirculación es completado con manguera flexible de 3/16" (látex o polietileno) y una bomba peristáltica. En este estudio se diseñó un sistema de recirculación tipo "air lift" (ver figura) con un tubo T de vidrio y otro tubo de menor diámetro insertado verticalmente, por éste último se hace burbujear aire (es suficiente con una bomba de pecera) que eleva la solución a más de 1.5m, además que la oxigena.

Dentro de la columna se prepara una "cama" de grava de unas 2", y encima de ella una plancha circular perfo



columna de PVC.
 Diam: 8"-12"
 H: 40"-60"
 H/D = 4-6

Tamaño de
 columnas recomen-
 dados para diferen-
 te trituración del
 mineral:

100%	-1/4"	:	4"-6" ϕ
100%	-3/8"	:	8" ϕ
100%	-3/4"	:	10" ϕ
100%	-1 1/2"	:	12" ϕ

ESQUEMA Y DIMENSIONES DE UNA COLUMNA DE PVC
 PARA PRUEBAS DE CIANURACION POR PERCOLACION.

rada (de plástico también) y sobre ésta, una capa de lana de vidrio compactada (1" es suficiente).

El mineral previamente homogenizado y humedecido para evitar la segregación de finos, se carga uniformemente en el centro de la columna, hasta la altura deseada; y la solución inicial de cianuración se carga por abajo, es decir por el tubo de descarga (puede utilizarse un depósito más alto); naturalmente, la cantidad de solución se determina en pruebas de saturación de laboratorio, en vasos de vidrio de 2000 ml (o probetas).

Una vez cargado el mineral y la solución, y conectado el equipo de recirculación, se pesa el conjunto para poder compensar las pérdidas por evaporación (que pueden ser de hasta 20%), y se inicia la lixiviación. Al inicio será necesario controlar cada hora el contenido de cal y cianuro (medir el pH también) y compensar el consumo manteniendo la concentración inicial con adiciones apropiadas de cal y cianuro.

Después del primer día los controles son más espaciados, cada tres horas, seis horas, y luego será suficiente uno cada día (esto depende del comportamiento particular del mineral). Cada 5 a 7 días se extrae una muestra de solución para analizar por oro y plata, y calcular la extracción (antes de extraer la muestra es importante compensar primero el agua perdida por evaporación y dejar estabilizar por unas tres horas el contenido de oro y plata de la solución).

Después de los 30 ó 45 días que dure la prueba se descarga la solución y se hace un lavado con agua o cianuro muy diluído; se descarga el mineral, se seca, cuartea y se analiza por oro y plata.

APENDICE C.

CONTROLES DE CONSUMO DE RACTIVOS EN PRUEBAS DE CIANURACION POR AGITACION Y PERCOLACION.

Para controlar el contenido de CaO y NaCN en una solución de cianuración, se procede de la siguiente forma: A 25 ml pipeteados de solución filtrada (en un filtro seco, para evitar dilución) se agregan unas gotas de yoduro de potasio KI al 10% y se titula con solución standard de nitrato de plata (AgNO_3 4.33 gpl, 1 ml = 0.0025 g NaCN = 0.1 gpl NaCN en una muestra de 25 ml) hasta notar una turbidez amarillo-verdosa (yoduro de plata).

En la misma solución titulada por NaCN, se agregan unas gotas de fenolftaleína (1 g en 50 ml de alcohol etílico y 50 ml de agua) y se titula con solución standard de ácido oxálico ($\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ 5.62 gpl, 1 ml = 0.0025 g CaO = 0.1 gpl CaO en una muestra de 25 ml).

Una vez conocidas las concentraciones de NaCN y CaO se ajustan los contenidos de estos reactivos a la concentración inicial deseada; por ejemplo:

Peso mineral = 20 kg

Volúmen de solución = 4.5 lt

Concentración inicial = 2.5 gpl NaCN
0.25 gpl CaO

Concentración titulada = 1.37 gpl NaCN
0.13 gpl CaO

Consumo NaCN = $4.5 \times 2.50 - 4.475 \times 1.37 = 5.11925$ g
($5.11925/20 = 0.26$ kg/TM)

Consumo CaO = $4.5 \times 0.25 - 4.475 \times 0.13 = 0.54325$ g
($0.54325/20 = 0.03$ kg/TM)

BIBLIOGRAFIA

BIBLIOGRAFIA.

J. Dorr & F. Bosqui, Cyanidation and Concentration of Gold and Silver Ores, Mc Graw-Hill 1950.

- E. M. Hamilton, Manual of Cyanidation, Mc Graw-Hill 1920.
- N. Hedley & H. Tabachnick, Notes on the chemistry of Cyanidation, Cyanamid 1968.
- A. C. Daman, Mineral Processing Flowsheets, Denver Equipment Co. 1952.
- M. Pourbaix, Atlas of Electrochemical Equilibria in aqueous solutions, Pergamon Press 1965.
- M. Pourbaix, Thermodynamics of Dilute Aqueous Solutions, Arnold & Co. 1949.
- W. M. Latimer, The Oxidation States of the elements and their potentials in aqueous solutions, Prentice-Hall Inc. 1952.
- A. Butts, Metallurgical Problems, Mc Graw-Hill 1943.
- J. L. Bray, Metalurgia Extractiva de los Metales no férricos, Ed. Interciencia 1962.
- F. Habashi, Principles of Extractive Metallurgy, Vol. 2, Gordon & Breach 1970.
- E. Diez Canseco, Metalurgia del Oro y la Plata, Universidad Nacional de Ingeniería-

- J. Perry, Manual del Ingeniero Químico, Unión Tipográfica Editorial Hispano-Americana 1982.
 - A. Taggart, Elementos de Preparación de Minerales, Ed. Interciencia.
 - A. Taggart, Handbook of Mineral Dressing.
 - L. Leet & S. Judson, Fundamentos de Geología Física, Ed. Limusa 1974.
 - A. Holmes, Geología Física, Ed. Omega 1973.
 - Hulbruth, Manual de Mineralogía de Dana.
 - A. Betejtin, Curso de Mineralogía, Ed Mir 1977.
- S.V. Dudenhov, L.Y Shubov, L.A. Glazunov y otros, Fundamentos de la teoría y la práctica de empleo de reactivos de flotación. Ed. Mir 1980.
- A. Sutulov, Flotación de minerales, Universidad de Concepción.
- Dow Chemical Co., Flotation fundamentals and Mining Chemicals.
 - Cyanamid, Manual de productos químicos para minería.
 - G. Van Arsdale, Hidrometalurgia de metales Comunes, UTEHA 1965.
 - Operaciones de separación en Metalurgia Extractiva, J. L. Otero de la Gándara, Ahambra 1976.

- P. C. Merrit, Book of Flowsheets, E&MJ 1984.

- R. Thomas, Operating Handbook of Mineral Processing, E&MJ 1977.

- L. White, Second Operating Handbook of Mineral Processing, E&MJ 1980.

- A. Lewis, Gold Geochemistry, E&MJ Dec. 1982.

- W.W. Malan, 114th Annual Survey on Gold, E&MJ Mch. 1983.

- R.M. Van Zyl, Computer controlled Merrill-Crowe processing, E&MJ Apr. 1983.

- A. Lewis, Leaching and precipitation Technology for Gold and Silver ores, E&MJ June 1983.

- D. Jackson, Carlin Gold, E&MJ July 1983.

- J. Burger, Ortiz Gold Fields' New world gold mine, E&MJ Sept. 1983.

- J. Burger, Utah's Mercur Gold mine, E&MJ Oct. 1983.

- Australian Gold, E&MJ Nov. 1983.

- C.T. Fenton, 115th Annual Survey on Gold, E&MJ March 1984.

- S. Dayton, Golden Sunlight Mines, E&MJ May 1984.

- A. Lewis, New Inco Tech process attacks toxic cyanides, E&MJ July 1984.

- M. Harrop, Echo Bay's Arctic Gold Adventure, E&MJ Oct. 1984.
- Carbon-in-pulp versus Carbon-in-leach, G, Newrick, G. Woodhouse & D, Dods, World Mining June 1983.
- Precious Metals, American Society of Metals Handbook.
- Chronology of Metals and Metalworking to 1900 A.D., C.S. Smith, ASM Handbook.
- Physical properties of the elements, ASM Handbook.
- H.C. Sergeant & N.M. Rice, The Mechanism of uptake of gold by Dibutyl carbitol, University of Leeds, U.K.
- Thiourea: a potential alternative for Au/Ag leaching, E&MJ February 1982.
- T. Groenewald, Potential applications of thiourea in the processing of gold, Journal of South African Institute of Mining and Metallurgy, June 1977.
- T.N. Lung & C.K. Chen, The chemistry of thiourea- tion of gold and silver, original paper from 1979. Bilateral workshop on enrichment of low grade ores, sponsored by Korea Research Institute of Geoscience and Mineral Resources (Republic of Korea) and Mining Research and Service Organization (Republic of China).
- C.K. Chen, T.N. Lung & C.C. Wan, A study of the leaching of gold and silver by acidothioureation, Hydro- metallurgy, 5 1980.
- N.G. Klimenko, E.A. Savari, E.I. Koroleva & N.V. Shve

dova, Dissolution of gold by acidic thiourea solutions, Institut Tsvetnykh i Blagorodnykh Metallov, vol. III 1974.

- Lixiviación y obtención de metales nobles con Tioúrea, SKW Trotsberg, Februar 1981.

O.B. Mathre, F.W. DeVries, Destruction of Cyanide in gold and silver mine process water.

- B.M. Clem, Heap leaching gold and silver ores, E&MJ April 1982.

- D. Jackson, Jerrit Canyon Project, E&MJ July 1982.

L. Webster, Northair: Bucking the trend in gold, CIM March 1977.

- P.J. Brandt, J.H. Van Dalen, F.W. Wessels, The automatic determination of gold y gold-plant barren solutions, Journal of SAIMM, June 1980.

- S.J. Hussey, H.B. Salisbury, G.M. Potter, Carbon-in-pulp gold adsorption from cyanide leach slurries, U.S. Bureau of Mines report, 1979.

- E. Herkenhoff, Magchar: an alternative for gold plants using carbon-in-pulp systems, E&MJ August 1982.

G.J. McDougall, R.D. Hancock, Activated carbons and gold, a literature survey, Min. Sc. Eng. Apr. 1980.

- G.J. McDougall, R.D. Hancock, M.J.J. Nicol, O.L. Wellington, R.G. Copperthwaite, The mechanism of the adsorption of gold cyanide on act. carbon, JSAIMM Sep. 1980.

- R.J. Davidson, D. Duncanson, The elution of gold from activated carbon using deionized water, Journal of SAIMM, July 1977.
 - W.J. Guay, How Carlin treats gold by double oxidation, World Mining, March 1980.
 - D.C. Seidel, Percolation Leaching, Colorado School of Mines Research Foundation.
 - G.A. Stroganov et al, Optimizing gold ore heap leaching procedures, World Mining May 1981.
- G.M. Potter, Design factors for heap leaching operations, Mining Eng-neering, March 1981.
- P.D. Chamberlin, Heap leaching and pilot testing of gold and silver ores, Am. Mining Congress Sept. 1980.
- R.S. Shoemaker, R.M. Darrah, The economics of heap leaching, Mining. Eng- Dec. 1968.
- S.V. Khryashchev et al, Autoclave treatment of gold-containing concentrates, The Soviet journal of non-ferrous metals.
- Soviet summaries, Hydrocyclones improve gold recovery on dredge plants, World Mining, July 1981.
 - K.J. Henley, Gold-ore mineralogy and its relation to metallurgical treatment, MSE, Oct. 1975.
 - F. Habashi, The theory of cyanidation, Transactions, September 1966.

- Hansen, Binary phase diagrams handbook.
- Metalurgia del Oro y la Plata, X Jornada Metalúrgica, Universidad Nacional de Ingeniería, Oct. 1984.
- A. Hammond, Recuperación del oro mediante el proceso de cianuración, Pontificia Universidad Católica, 1981.
- A. Pinaya, Hidrometalurgia del oro y la plata, Seminario de difusión y transferencia de las tecnologías desarrolladas en los proyectos andinos de desarrollo tecnológico en el área del cobre, Junta del Acuerdo de Cartagena, Febrero 1984.

* * * * *