

T  
622.342  
M828  
C2



**ESCUELA SUPERIOR POLITÉCNICA DEL LITORAL**  
**Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra**

**“ESTUDIO MINERALURGICO PARA LA EXTRACCION  
DE ORO POR CIANURACION DE LOS RELAVES DE  
PONCE ENRIQU”**



**TESIS DE GRADO**  
Previa a la obtencion del Título de:  
**INGENIERO GEOLOGO**

Presentada por:  
**GUSTAVO MORALES RAMIREZ**

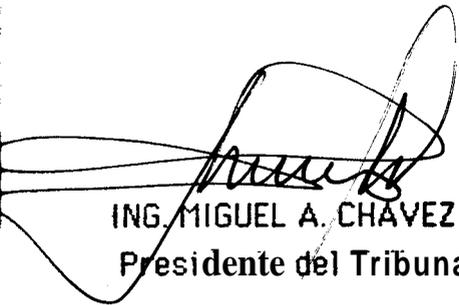
**Guayaquil- Ecuador**  
**1992**

REDICATORIA

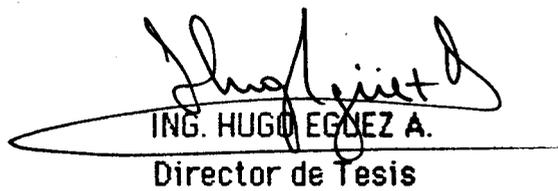
A MIS PADRES

## AGRADECIMIENTO

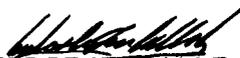
Agradezco a todas las personas que me ayudaron en la realización de este trabajo, en especial a mis padres y a Palita por el inmenso apoyo que me brindaron.



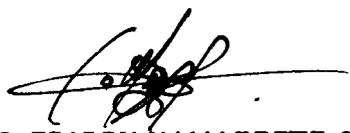
ING. MIGUEL A. CHAVEZ M.  
Presidente del Tribunal



ING. HUGO EGUEZ A.  
Director de Tesis



ING. JORGE W. CALLE G.  
Miembro del Tribunal

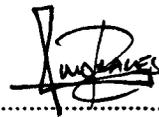


ING. EDISON NAVARRETE C.  
Miembro del Tribunal

## DECLARACION EXPRESA

“La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestos en esta tesis, me corresponden exclusivamente; y, el patrimonio intelectual de la misma, a la ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL”.

(Reglamento de exámenes y títulos profesionales de la ESPOL).



.....  
Gustavo Morales Ramírez

## RESUMEN

El presente trabajo se refiere a la investigación mineralúrgica para la recuperación de oro por cianuración de los relaves de Bella Rica, en el sector de Ponce Enriquez.

El material en estudio corresponde a una muestra representativa de las "colas" recientes del molino de Enrique Jaramillo, las que constituyen el mineral de desecho.

Para tener una idea de la respuesta del material a la cianuración por agitación, fue necesario establecer primeramente su caracterización, es decir, las propiedades mineralúrgicas, físicas y químicas que determinan la manera como se comporta la mena ante este tipo de proceso.

Conociendo la naturaleza de la muestra, se diseñaron y realizaron pruebas destinadas a obtener las condiciones óptimas para la lixiviación.

El paso siguiente fue determinar un método apropiado para recuperar el metal valioso de las soluciones cargadas. Se estudiaron dos alternativas: precipitación por medio de zinc y la adsorción con carbón activado.

A través de la caracterización mineral se distinguieron elementos cianicidas (Fe, S y Cu) en altas proporciones. Estos fueron problemáticos para el desarrollo del proceso ya que causaron un elevado consumo de reactivos.

Por medio de microscopía se observó que el oro está asociado principalmente a pirrotina y cuarzo, aunque también se presenta en los bordes de algunas piritas. Los minerales identificados, en orden de abundancia, son: pirita, pirrotina, calcopirita, arsenopirita, cuarzo y clorita. Los sulfuros forman un 30 a 40% del volumen total del material.

Las pruebas de cianuración dieron muy buenos resultados con recuperaciones de hasta 94% en 24 horas de agitación.

Al utilizar zinc como precipitante del oro, se obtuvieron resultados

relativamente bajos (75.3%); mientras que con el carbón activado la adsorción fue satisfactoria (98.1%).

En conclusión, se puede afirmar que el mineral responde efectiva y satisfactoriamente a un tratamiento directo de cianuración por agitación.

Para el diseño de una planta de tratamiento, se recomiendan investigaciones en planta piloto y más pruebas de laboratorio, pero dadas las buenas recuperaciones en un período normal de tiempo se puede decir que valdría el estudio más detallado, ya que el proceso luce económicamente interesante.

## INDICE GENERAL

	Pag.
RESUMEN.....	5
INDICE GENERAL .....	7
INDICE DE FIGURAS.....	11
ABREVIATURAS .....	13
INTRODUCCION.....	15
OBJETIVO .....	16
<b>CAPITULO I</b>	
<b>GENERALIDADES DEL DEPOSITO.....</b>	<b>17</b>
1.1 Ubicación.....	17
1.2 Vía de Acceso .....	17
1.3 Fisiografía y Clima.....	17
1.3.1 Fisiografía.....	17
1.3.2 Clima.....	20
1.4 Geología Regional.....	20
1.5 Características del Depósito.....	20
1.6 Actividades Mineras en la Zona.....	27
1.6.1 Aspectos técnicos de la explotación.....	28
1.6.2 Tratamiento y enriquecimiento del mineral.....	32
<b>CAPITULO II</b>	
<b>EL ORO.....</b>	<b>33</b>
2.1 Propiedades del Oro.....	33
2.2 Usos del Oro.....	34

2.3 Producción del Oro .....	3s
2.4 Tratamiento de Minerales auríferos .....	35
2.4.1 Influencia de los minerales acompañantes y la naturaleza de la ganga en el tratamiento de minerales auríferos .....	38
2.5 Tecnología utilizada en la Lixiviación por Agitación .....	42
2.5.1 Lixiviación convencional .....	42
2.5.2 Lixiviación de menas refractarias .....	45

### CAPITULO III

CARACTERIZACION DEL MINERAL .....	55
-----------------------------------	----

3.1 Analisis Mineralógicos .....	55
3.1.1 Analisis macroscópicos .....	55
3.1.2 Analisis microscópicos .....	56
3.2 Analisis químicos .....	60
3.3 Analisis físicos .....	60
3.4 Analisis varios .....	60
3.5 Observaciones .....	60

### CAPITULO IV

CIANURACION POR AGITACION .....	67
---------------------------------	----

4.1 Aspectos teóricos .....	67
4.1.1 Consideraciones termodinámicas de la hidrometalurgia del oro .....	67
4.1.2 Consideraciones cinéticas .....	76
4.1.3 Mecanismo de la cianuración .....	77
4.1.4 Factores que afectan la tasa de disolución de oro en Soluciones de NaCN .....	84
4.1.5 Efecto de otros constituyentes de la pulpa .....	90
4.2 Pruebas de Laboratorio .....	93
4.2.1 Grado de molienda .....	100
4.2.2 Agitación .....	100
4.2.3 Concentración de cianuro .....	101
4.2.4 Concentración de cal .....	101
4.2.5 Prueba definitiva .....	101

4.3 Resultados .....	102
4.4 Analisis de Resultados.....	102

CAPITULO V

SEPARACION <b>SOLIDO-LIQUIDO</b> .....	111
5.1 Aspectos <b>teóricos</b> .....	111
5.1.1 Separación de <b>los sólidos</b> .....	111
5.1.2 Estabilidad de <b>las</b> suspensiones .....	112
5.1.3 <b>Desestabilización química</b> de las suspensiones .....	114
5.2 <b>Espesadores</b> .....	118
5.2.1 Funcionamiento de un espesador continuo.....	116
5.2.2 Elementos de un espesador continuo y su funcibn.....	122
5.2.3 Dimensionamiento del <b>área de espesadores</b> .....	124
5.3 <b>Pruebas de Laboratorio</b> .....	124
5.3.1 <b>Pruebas</b> con <b>variación</b> granulometrica .....	125
5.3.2 Pruebas con <b>variación</b> en <b>la</b> concentracibn de cal .....	126
5.4 <b>Resultados</b> .....	126
5.5 <b>Análisis de Resultados</b> .....	126

CAPITULO VI

RECUPERACION DEL ORO A PARTIR DE SOLUCIONES CARGADAS .....	131
6.1 <b>Precipitación con Zinc</b> .....	131
6.1.1 Aspectos <b>teóricos</b> .....	131
6.1.2 Proceso de precipitación <b>Merrill-Crowe</b> .....	140
6.1.3 <b>Pruebas</b> de laboratorio.....	142
6.1.4 <b>Resultados</b> .....	145
6.1.5 Analisis de Resultados.....	145
6.2 <b>Adsorción con Carbón Activado</b> .....	148.
6.2.1 Aspectos <b>teóricos</b> .....	148
6.2.2 Proceso de <b>Carbón en Pulpa</b> .....	155
6.2.3 <b>Pruebss</b> de laboratorio .....	159
6.2.4 <b>Resultados</b> .....	160
6.2.5 <b>Análisis de Resultados</b> .....	162

**CAPITULO VII**

<b>DISEÑO DE FLUJOS PARA EL TRATAMIENTO DE LA MENA.....</b>	<b>163</b>
<b>7.1 Flujo con Merrill-Crowe.....</b>	<b>163</b>
<b>7.2 Flujo con CIP.....</b>	<b>165</b>
<b>7.3 Comparación de los dos Flujos.....</b>	<b>167</b>
<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....</b>	<b>169</b>
<b>BIBLIOGRAFIA.....</b>	<b>172</b>

## INDICE DE FIGURAS

	Pag.
1. Bloque diagrama de la explotación en Bella Rica.....	30
1.2 Secciones de la explotación en Bella Rica.....	31
2.1 Tratamientos para las menas de oro.....	43
2.2 Lixiviación convencional del oro.....	44
2.3 Proceso de Carbon en Pulpa CIP.....	47
2.4 Comparación de los procesos CIP y CIL.....	49
2.5 Flujo simplificado de la recuperación de oro empleando oxidación biológica.....	52
3.1 Distribución granulométrica.....	63
4.1 Diagrama Eh-pH para el sistema Au-agua.....	70
4.2 Diagrama Eh-pH para el sistema Au-agua-CN.....	74
4.3 Representación esquemática de la celda de corrosión en la superficie del oro.....	79
4.4 Curvas de polarización para un electrodo de oro sin pasivación.....	80
4.5 Efecto de la velocidad de flujo.....	85
4.6 Efecto de la concentración de cianuro.....	85
4.7 Efecto de la concentración de oxígeno.....	86
4.8 Efecto de la concentración de CaOH.....	88
4.9 Efecto de la temperatura.....	89
4.10 Efecto de la adición de ácidos.....	89
4.11a Recuperación vs. grado de molienda.....	105
4.11b Consumo de NaCN vs. grado de molienda.....	105
4.11c Consumo de cal vs. grado de molienda.....	105
4.12a Recuperación vs. agitación.....	106
4.12b Consumo de NaCN vs. agitación.....	106
4.12c Consumo de cal vs. agitación.....	106
4.13a Recuperación vs. concentración de NaCN.....	107
4.13b Consumo de cal vs. concentración de NaCN.....	107
4.13c Consumo de NaCN vs. concentración de NaCN.....	107



**BIBLIOTECA NACIONAL DE COLOMBIA**

4.14a Recuperación vs. concentración de cal.....	108
4.14b Consumo de NaCN vs. concentración de cal.....	108
4.14c Consumo de cal vs. concentración de cal.....	<b>108</b>
5.1 Carga <b>del</b> sistema en una suspensión coloidal.....	<b>113</b>
5.2 Campos de fuerza entre los coloides.....	115
5.3 Parches de cargas.....	<b>117</b>
5.4 Atracción de parches de cargas.....	117
5.5 Punteo del <b>polímero</b> .....	<b>119</b>
5.6 Perfil de un <b>espesador</b> continuo.....	<b>120</b>
5.7 Sección de un espesador continuo.....	<b>121</b>
5.8 Partes importantes de los espesadores.....	123
5.9 Variación del grado de <b>molienda</b> .....	<b>128</b>
5.10 Variación de la concentración de cal.....	<b>128</b>
6.1 Dominios de solubilidad e insolubilidad del zinc en soluciones de cianuro.....	<b>132</b>
6.2 Modelo simplificado de la <b>cementación</b> de oro en el zinc.....	<b>134</b>
6.3 Diagrama Eh-pH para el sistema Zn-agua y NaCN.....	<b>137</b>
6.4 Efecto de la concentración de Au en la <b>cementación</b> .....	<b>139</b>
6.5 Equipo Merrill-Crowe.....	141
6.6 Modelo de <b>adsorción</b> de oro en <b>carbón activado</b> .....	<b>149</b>
6.7 <b>Cinética</b> de la adsorción de oro.....	<b>151</b>
6.8 Concentración de oro en equilibrio.....	<b>151</b>
6.9 Efecto del pH en la adsorción de <b>oro</b> .....	<b>152</b>
6.10 Efecto de la temperatura.....	<b>152</b>
6.11 Flujo simplificado del proceso de Carbon en <b>Pulpa</b> .....	<b>156</b>
6.12a Celda <b>paralela</b> .....	<b>158</b>
6.12b Celda <b>Zadra</b> .....	158
6.12c Celda NIM de <b>grafito</b> .....	<b>158</b>
6.12d Celda <b>AARL</b> .....	<b>158</b>
7.1 Flujo con Merrill-Crowe.....	164
7.2 Flujo con CIP.....	166

## ABREVIATURAS Y SIMBOLOS

**A:** area

**ASTM:** American Society of Testing and Materials

**B<sub>2</sub>:** Const-ante de estabilidad

**CCD:** Decantación en contra-corriente (siglas en inglés)

**CIL:** Carbón en lixiviación (siglas en inglés)

**CIP:** Carbón en pulpa (siglas en inglés)

**E, Eh:** Potencial de reducción

**E°:** Potencial standar de reducción

**F:** Constante de Faraday

**M:** molaridad

**n:** Número de valencia del ion metálico

**N II:** Nícoles paralelos

**pH:** potencial de hidrógeno

**R:** Constante de los gases

**T:** Temperatura absoluta

**V:** velocidad

**Wi:** Indice de Bond

**[ I:** Concentración

## UNIDADES

**°C:** grados centigrados

**cm:** centirnetros

**cm<sup>2</sup>:** centímetros cuadrados

**cm<sup>3</sup>:** centímetros cúbicos

**g:** gramos

**h:** hora

**Kg:** kilogramo

**KW:** kilovatio

**L:** litro

**m:** metros

**m<sup>2</sup>:** metros cuadrados

m<sup>3</sup>: metros cubicos

min. : minutos

mg: miligramos

mm: milímetros

µm: micras

m.s.n.m. : metros sobre el nivel del mar

Pa: pascal

ppm: partes por millón

r.p.m. : revoluciones por minuto

T: toneladas

## INTRODUCCION

La minería se realizó en el Ecuador desde antes de la colonia. Sin embargo, esta actividad hasta hace algunos años no tenía influencia alguna en la economía del país.

A partir de la década de los ochenta, debido a la necesidad económica que llevo a varias poblaciones a la búsqueda de nuevas fuentes de ingreso, la minería tomó importancia, produciéndose en la actualidad aproximadamente 13 toneladas de oro al año, y una serie de minerales metálicos y no metálicos.

Dentro de la actividad minera, es la explotación de oro la que más importancia tiene, siendo en gran parte ejercida por "informales", es decir, gente que no cuenta con el conocimiento técnico ni con los recursos para una buena explotación.

En la minería informal, aproximadamente el 50% del oro explotable se desperdicia porque, entre otras cosas, los métodos artesanales empleados no alcanzan a recuperar el oro fino, el mismo que se acumula en las "colas" o "relaves" de molienda. Muchos mineros consideran este material como desecho, a pesar de su alta ley. La cianuración por agitación constituye una buena alternativa para el tratamiento de estos relaves.

## **OBJETIVOS**

Uno de los objetivos de este trabajo es investigar la eficiencia de la extracción de oro por cianuración para el material de relave de los molinos de Ponce Enríquez.

El estudio intenta precisar las condiciones óptimas para la lixiviación del metal precioso. También busca determinar el proceso más eficaz en la extracción de oro a partir de las soluciones cargadas.

Finalmente procura desarrollar flujos alternativos para el tratamiento de los relaves mediante el proceso de cianuración

## CAPITULO I

### GENERALIDADES DEL DEPOSITO

El material recogido para el presente trabajo proviene del distrito de Ponce Enríquez, particularmente del sector de Bella Rica, el que se ha explotado activamente desde hace algunos años para extraer oro primario.

#### 1.1 UBICACION

El sector de Bella Rica estb situado en el Sur del Occidente Ecuatoriano, entre el Rio Tenguel y el Rio Siete. La ubicación precisa del se desconoce pero se sabe que está ubicada dentro de las siguientes coordenadas (Mapa 1.1)

Latitud	3° 04' S-----3° 05' S
Longitud	79° 42' W-----79° 43' W

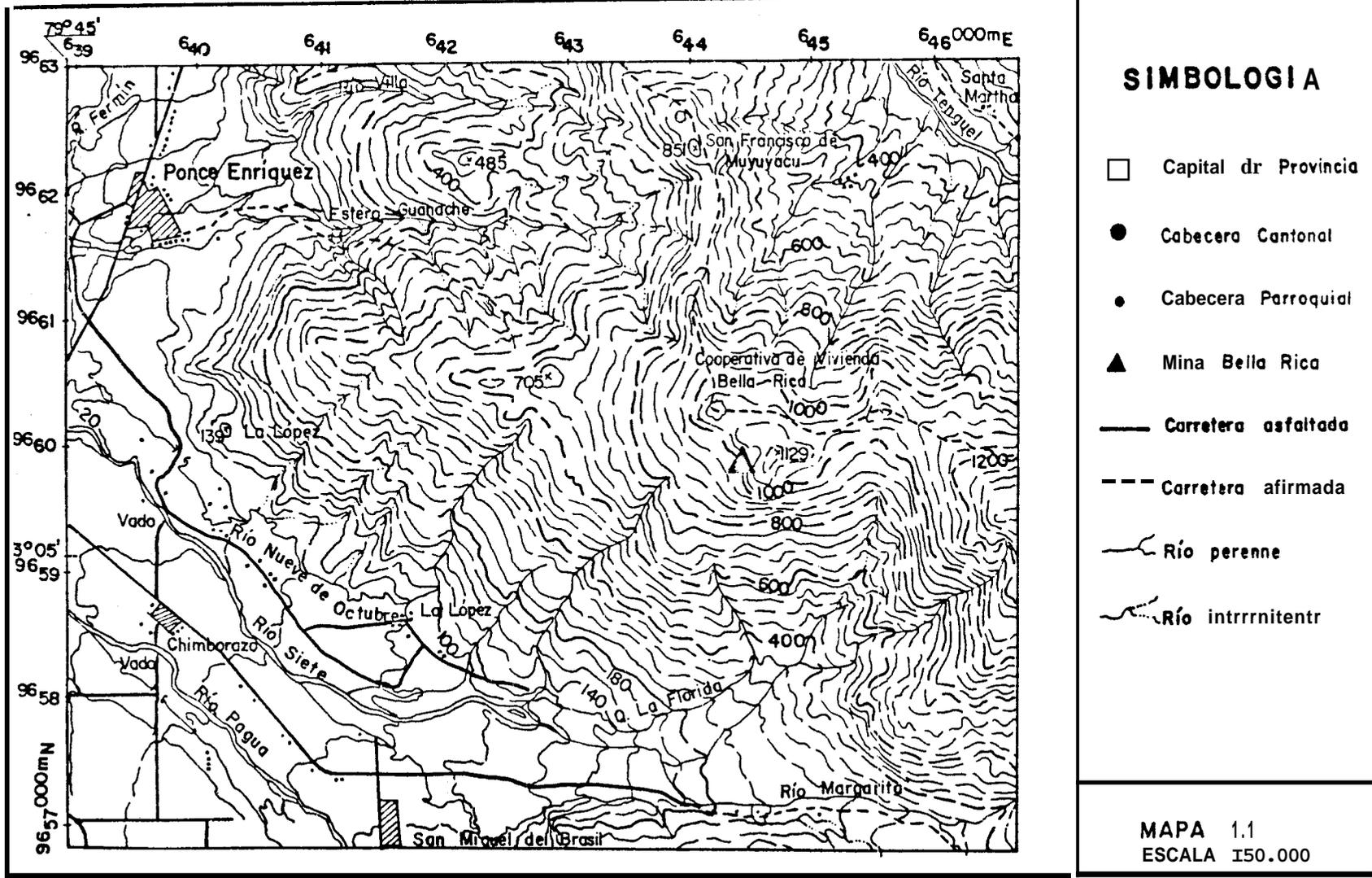
#### 1.2 VIA DE ACCESO

La via de acceso estb aproximadamente 500 metros al sur d l pueblo de Ponce Enriquez, a la izquierda de la carretera asfaltada Guayaquil-Machala ( Mapa 1.1 y Fotografia 1.1). A la entrada de este desvío hay una empacadora de camarones. De allí, por una vía no asfaltada (5 km) se llega a un caserío denominado "La López" ( 20 m.s.n.m.). A partir de este punto el viaje se realiza a pie o en mula subiendo por un camino de peatones (3 horas a pie) hasta llegar a Bella Rica (900 m.s.n.m.).

#### 1.3 FISIOGRAFIA Y CLIMA

##### 1.3.1 Fisiografía

Bella Rica se encuentra ubicada en la parte más alta de un cerro



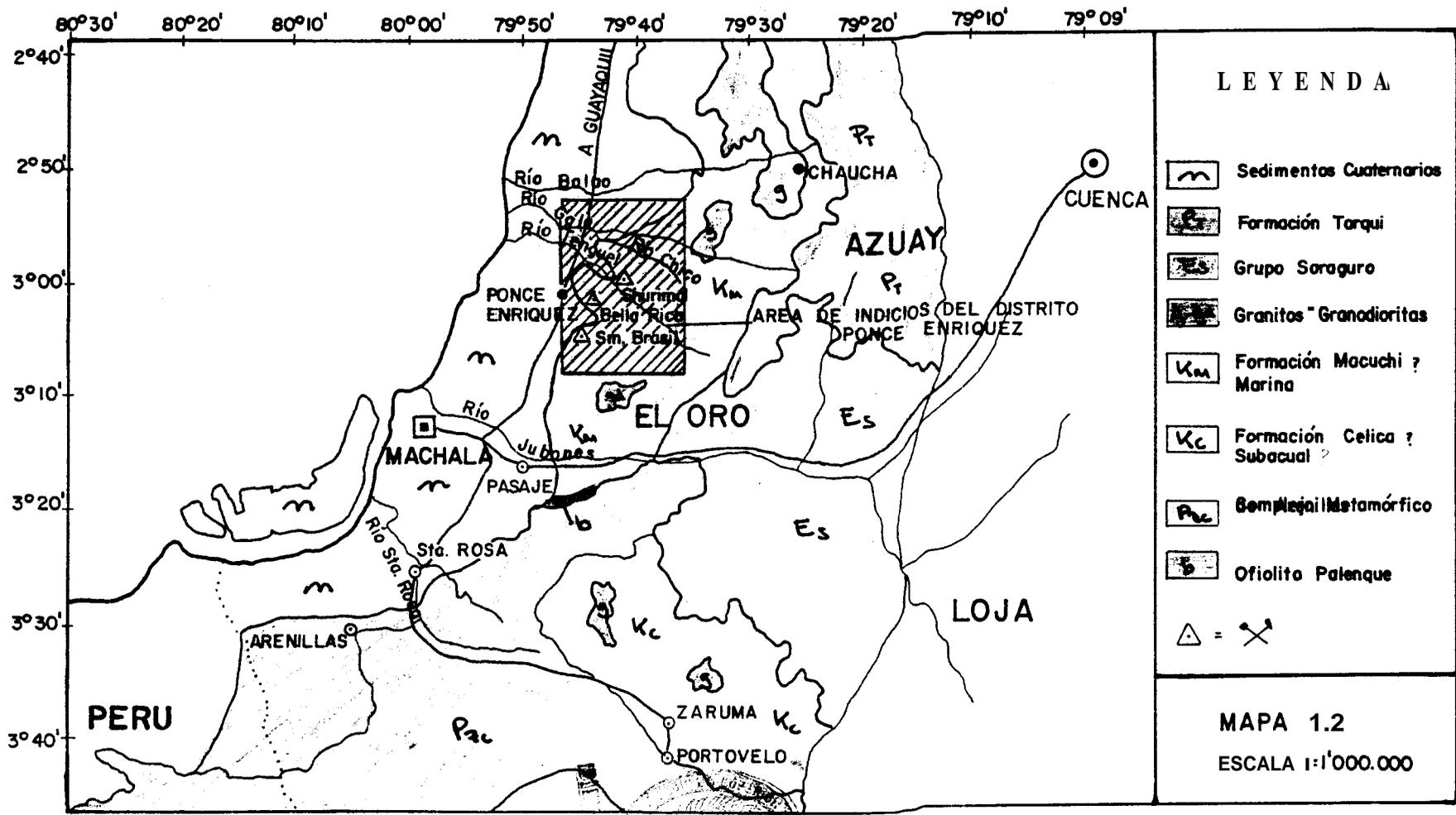
Mapa 1 1 Mapa Topográfico



Fotografía 1.1 Cami no a La Lopez



Fotografía 1.2 Vista de Bella Eica desde San Miguel de Brasil



Mapa 1.2 Mapa Geológico

que se levanta a partir de la llanura costera con leve inclinación para luego adquirir una pendiente mas fuerte (Fotografía 1.2). La llanura se encuentra a una altura que va de 20 m.s.n.m. a 80 m.s.n.m. y en ella se asientan pequeños núcleos de pobladores. Esta senibrada de pastos, arbustos, árboles frutales y palmeras aisladas. La pendiente está cubierta con selva montañosa, que presenta una espesa vegetación tropical.

En las cercanías de la población de Bella Rica, el terreno tiene mas pendiente y está cortado por varias quebradas profundas.

### **1.3.2 Clima**

A la altura de la población de Bella Rica la lluvia cae casi continuamente durante todo el año. Pocas veces se puede ver la cumbre del cerro despejada ya que generalmente se encuentra cubierta por una espesa neblina (Fotografía 1.3). La temperatura es de 17-20°C en el día y 10-14°C por la noche en la parte alta del cerro.

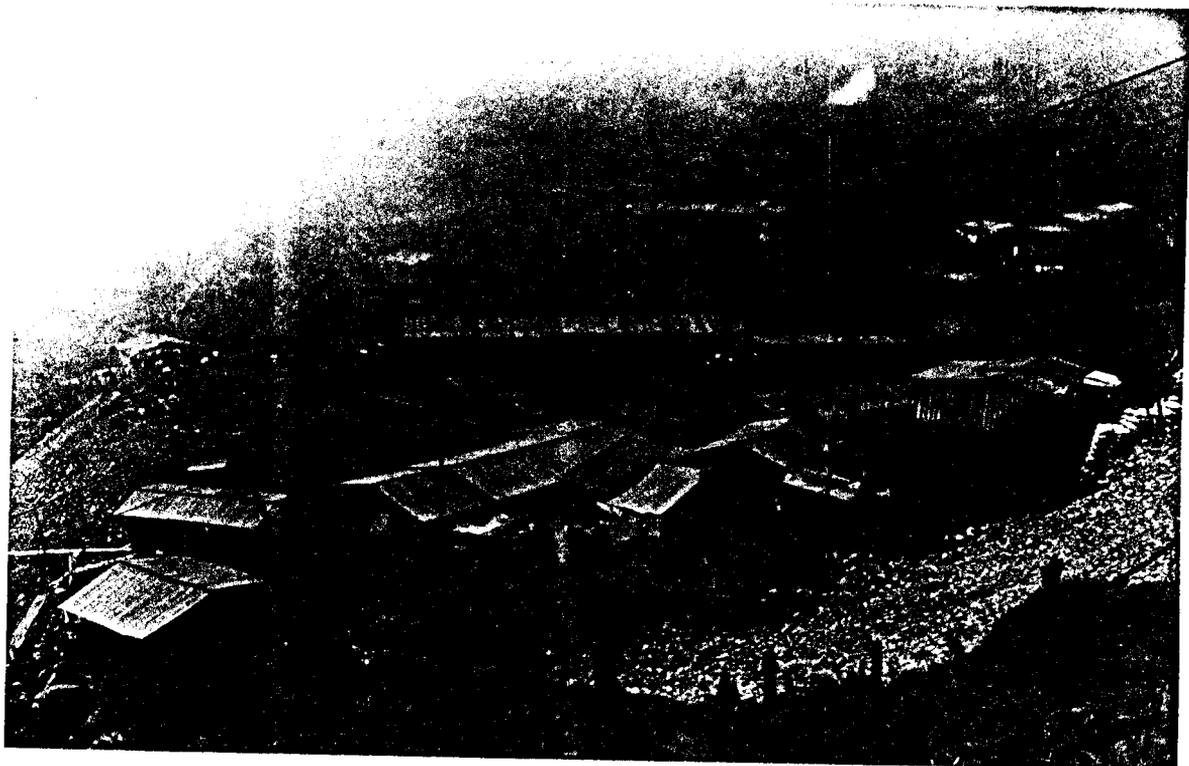
## **1.4. GEOLOGIA REGIONAL**

El distrito de Ponce Enríquez se encuentra sobre un conjunto de rocas volcánicas constituidas por andesitas y basaltos pertenecientes a la Formación Macuchi (Mapa 1.2). Al sur y al noreste del distrito existen afloramientos de granitos y granodioritas de origen plutónico, los cuales pudieron ser los responsables de los fluidos hidrotermales que causaron la mineralización en la zona.

## **1.5. CARACTERISTICAS DEL DEPOSITO**

En el depósito de Bells Rica se han observado tres fases de fracturamiento (Guisamano J., 1987):

1. Fallas o estructuras mineralizadas N-S ó N10°E/60-45°E con pirrotina, arsenopirita, calcopirita, pirits, cuarzo y oro;



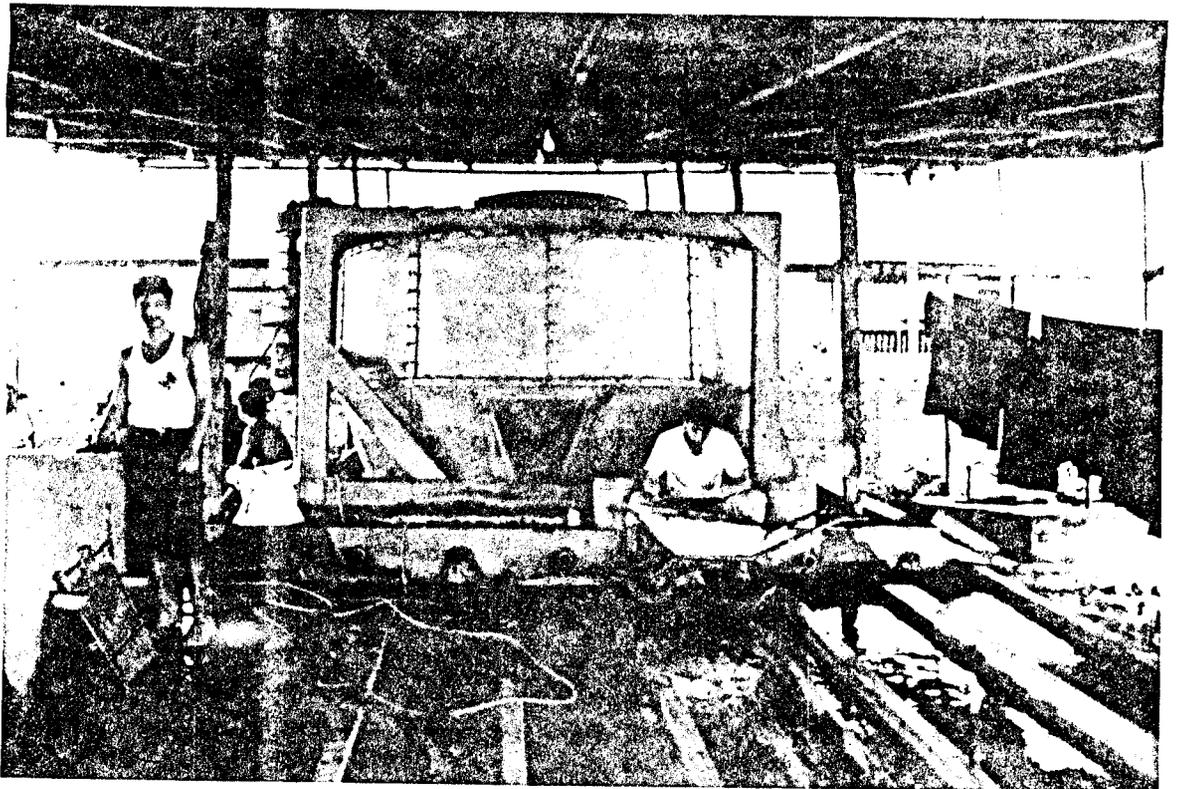
Fotografía 1.3 Bella Rica cubierta por una densa neblina



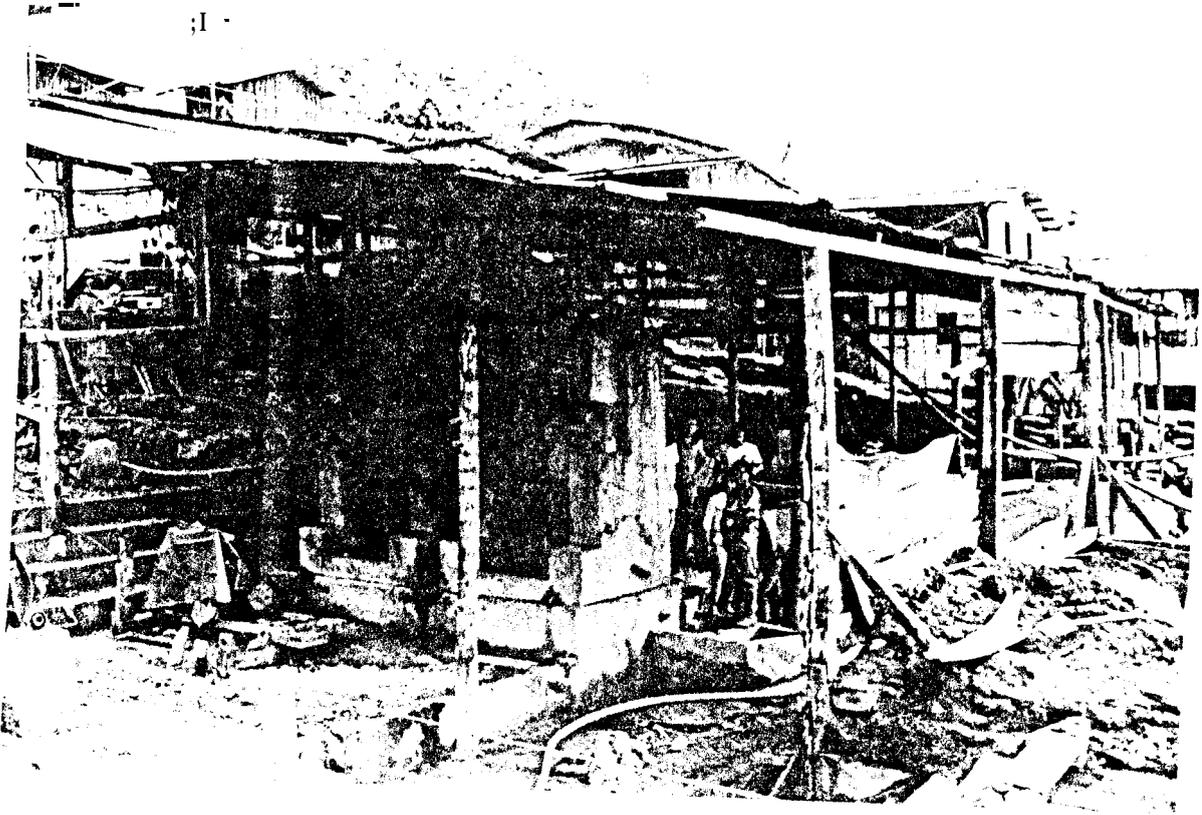
Fotografía 1.4 Las aguas negras bajan por las calles de Bella Rica



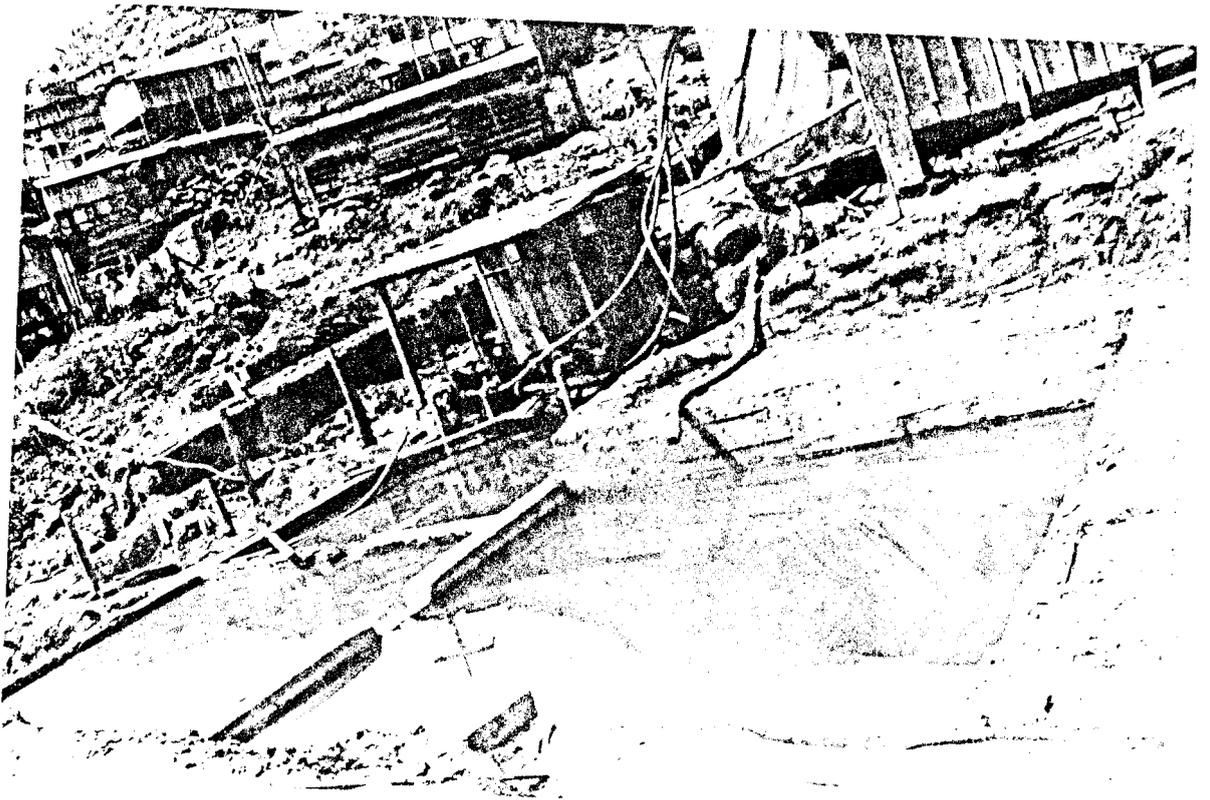
Fotografía 1.5 Centro de Bella Eica



Fotografía 1.6 Molino chileno, canchales y la cacería.



Fotografía 1.7 Molino de Pisones



Fotografía 1.8 Fragmentos de edificios con



Fotografía 1.9 Acumulación de relaves



Fotografía 1.10 Bateado del concentrado del canalón



Fotografía 1.11 Quema de la amalgama para evaporar el mercurio

2. Fallas mineralizadas N45-55°W/55°E con hematita, limonita, pirita, calcopirita, cuarzo y oro;

3. Fallas estériles que cortan a las anteriores con un rumbo N64°E.

Las vetas Norte-Sur tienen una asociación en orden dominante de los siguientes minerales: pirrotina, pirita, arsenopirita, calcopirita, cuarzo y oro microscópico incluido en la masa de los minerales, estableciéndose en principio un nivel hipó-mesotermal. Las vetas N45°W con hematita, limonita, pirita y calcopirita son probablemente correspondientes a un nivel epi-mesotermal. Un suelo pardo rojizo está expuesto claramente en el entorno de Bella Rica Alta (Sombrero de Hierro).

Las vetas N-S varían con la altura. En la cota alta (unos 950 m.s.n.m.) predominan bandas de arsenopirita-pirita con cantidades menores de pirrotina-calcopirita dentro de una matriz abundante de cuarzo; hacia la cota baja (unos 830 m.s.n.m.) progresivamente aumenta la cantidad de pirrotina, arsenopirita y calcopirita, formando un compuesto amalgamado de color café-bronce (muy denso). Esta combinación de sulfuros constituye para los mineros del sector una guía absoluta para obtener altos contenidos de oro (hasta 800g/T). Existe una particularidad adicional en estas vetas: una intercalación de valores o tal vez lentejones sucesivos de mineralización económica en las dos direcciones del filón, por ello es común observar la desaparición de sulfuros en la zona de estrangulamiento estructural o de transición entre lentejones.

## 1.6. ACTIVIDADES MINERAS EN LA ZONA

Existen indicaciones de que el área ha sido explotada en siglos pasados por los aborígenes quienes sacaron únicamente el mineral que afloraba mediante socavones.

Al principio de la década de los ochenta fueron presentadas 5 solicitudes de prospección por distintas compañías, varias de estas extranjeras. A partir del invierno de 1983, los pobladores de Ponce Enríquez notaron un

aumento en la cantidad de oro que bajaba de la montaña por los ríos, fue así como decidieron "subir a buscar la veta". Actualmente existen varios asentamientos mineros en la montaña; los de mayor importancia son: Bella Rica, El Paraíso y Pueblo Nuevo. Después de varios años de explotación, la actividad minera en Pueblo Nuevo ha sido paralizada casi totalmente debido a la imposibilidad de encontrar leyes rentables.

La población de Bella Rica llega a unos 5000 habitantes, siendo el asentamiento más importante de la zona. Existen varias cooperativas en el sector, pero son pocas las que poseen una concesión. El resto de cooperativas explotan el material en ejercicio del "derecho de hecho" y tienen la esperanza de conseguir en el futuro su legalización. Una cooperativa se compone de varios grupos. Cada grupo conformado por 4 a 12 mineros, excava su propio terreno, tritura el mineral y lava el oro. El servicio de aire comprimido y molienda es alquilado. Los dueños de estos equipos pueden o no pertenecer a la misma cooperativa. Para poder afiliarse a un grupo hay que pagar una cantidad de aproximadamente 1 a 2 millones de sucres o tener una buena experiencia en el campo minero. El trabajo es realizado por obreros y jornaleros pagados a sueldo por los dueños de los frontones. Existen dos estratificaciones sociales: una está conformada por los dueños de la tierra, de los frontones, de los molinos, de los compresores y demás maquinaria, la otra por los trabajadores. Las condiciones higiénicas en los asentamientos son precarias, no existe agua potable ni alcantarillado, tampoco se recolecta la basura. Las letrinas son de uso común. Los desechos orgánicos, los estériles y los relaves son botados cerro abajo. Además el uso de una gran cantidad de mulas para el transporte contribuye a la acumulación de desechos y la proliferación de enfermedades (Fotografías 5.4 y 1.5).

### **1.6.1 ASPECTOS TÉCNICOS DE LA EXPLOTACIÓN**

La explotación del yacimiento se realiza de manera rústica y antitécnica. Cada grupo trabaja para llegar a la mineralización por su cuenta, teniendo de esta manera una gran cantidad de gastos innecesarios.

a) Labores subterráneas: Las vetas son explotadas inapropiadamente. En vez de seguir la veta, se hacen excavaciones transversales hasta llegar a ella. Cada grupo puede extenderse únicamente 20 metros en la mineralización por disposición de las reglamentaciones de la cooperativa (Figuras 1.1 y 1.2). (Proyecto ICU-ESPOL, 1984)

La explotación está conformada por 30 a 40 frentes subterráneos en tres niveles distintos. Al llegar a la veta, los mineros la explotan en todas direcciones, produciendo condiciones de riesgo en las excavaciones aledañas.

b) Perforación: El diseño de los disparos es empírico con 25 huecos por 2 de frente. La perforación utiliza barras integrales de 7/8 de pulgada de diámetro y 80 cm de longitud. Casi todos los equipos como compresores de aire y martillos son ATLAS-COPCO. (ibid)

c) El tunel: La sección del tunel es generalmente de forma irregular, pero aproximadamente de 1.6m por 1 metro. La producción por voladura es de aproximadamente 1.2 metros cúbicos. Se suelen hacer 3 voladuras diarias por grupo. (ibid)

d) Ventilación: No existe ventilación en las labores subterráneas y se deja pasar unos 15 minutos después de la explosión para continuar los trabajos. (ibid)

e) Carga y encendido: La carga de la dinamita se efectúa con un taco en los huecos centrales y con medio taco en los laterales metidos en fundas plásticas. El encendido se hace con una mecha negra y fulminante ordinario de mecha. (ibid)

f) Limpieza y transporte: La limpieza es manual y a veces se emplean carretillas para acarrear el mineral del frente de explotación hasta la boca del tunel. El material es transportado entonces mediante carretillas, sacos o en una especie de teleférico. Los caminos de acceso a los túneles pasan muchas veces

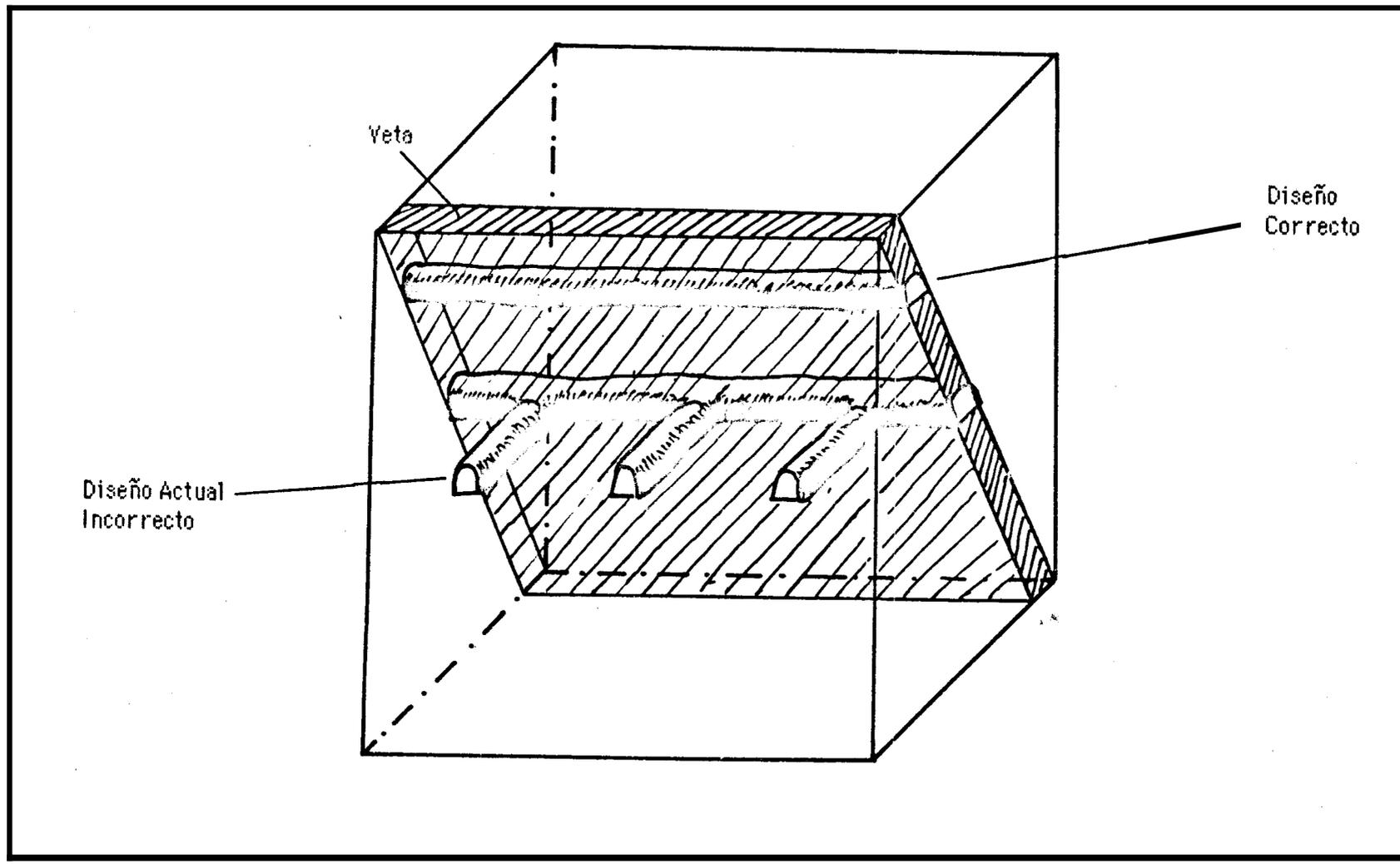


Figura 1.1 Bloque diagrama de la explotación en Bella Rica. (Proyecto ICU-ESPOL, 1984)

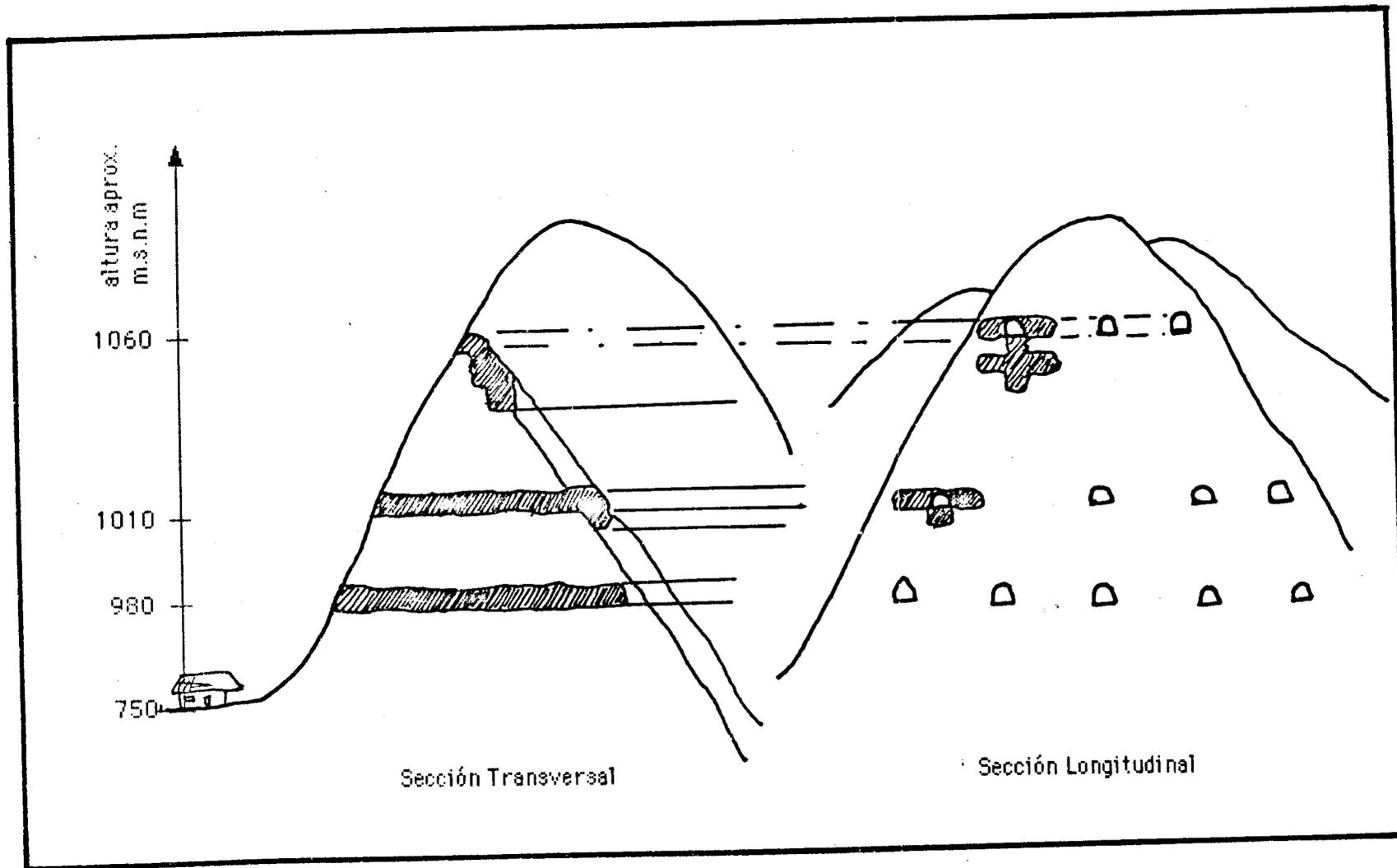


Figura 1.2 Secciones de la explotación en Bella Rica. (ibid)

por terrenos escabrosos. (ibid)

g) Selección: El material es selecciondo manualmente antes de llevarlo a triturar.

### 1.6.2 Tratamiento y Enriquecimiento del Mineral

El material es llevado de los tuneles a los molinos, actualmente existen en Bella Rica unos 3 a 4 molinos "chilenos" (Fotografía 1.6 y 1.7) y otros cuantos de pisones. En el caso de los molinos chilenos, el material es triturado primeramente en una trituradora de quijadas y luego molido con agua, la salida del material del molino es controlada por una malla. El pasante es lavado en canalones de unos 4 metros de longitud y 10° de inclinación. Sobre los canalones se colocan sacos de yute a los cuales se adhieren los minerales pesados y el oro. inicialmente se permitía que los esteriles, los relaves y el agua fluyeran montaña abajo. Desde hace algunos años, debido a la escasez del liquido, los relaves son trasladados a piscinas de sedimentación de donde se extrae el agua mediante bombas y el material seco se remueve a pals. El agua es entonces recirculada en el molino. Este proceso ha permitido la acumulación de los relaves (Fotografías 1.8 y 1.9). Posteriormente se lavan los sacos para recoger los minerales pesados que luego se batesn para obtener un concentrado (Fotografía 1.10). Este último es amalgamado a msno con una piedra. La amalgama se separa del concentrado mediante batea y es posteriormente quemada con un soplete al aire libre, sin tetnor al venenoso vapor de mercurio desprendido mediante esta operación (Fotografía 1.11). El oro recuperado por este proceso tiene un kilataje de 14 a 18. Actualmente la explotación alcanza las 250 T/día en Bella Rica.

## CAPITULO II

### EL ORO

De todos los elementos, el oro ha sido el mas codiciado por los hombres desde los inicios de la civilización. El deseo del oro ha tenido una marcada influencia en la historia del hombre y fue un factor decisivo en el desarrollo de la química.

En este capítulo se discuten brevemente las propiedades, usos y producción del oro. También se presenta un resumen del tratamiento de menas auríferas.

#### 2.1 PROPIEDADES DEL ORO

El deseo del hombre por el oro se debe a las propiedades que posee. A continuación se presentan las propiedades físicas del oro.

- Color amarillo brillante
- Dúctil
- Maleable
- Excelente conductor de calor
- Densidad de  $19.25\text{g/cm}^3$
- Dureza 1.5-3
- Punto de fusión:  $1063^\circ\text{C}$
- Punto de ebullición:  $2970^\circ\text{C}$

Entre sus propiedades químicas se citan:

-El oro es un elemento muy resistente a la oxidación y a la corrosión.

-Su valencia es de 1 ó 3.

-La mayoría de los compuestos de oro son complejos.

-La estabilidad de estos complejos tiende a decrecer con un incremento en la electronegatividad del átomo directamente unido al oro en el complejo.

## 2.2 USOS DEL ORO

Desde los inicios de la civilización hasta cerca del año 1000 A.C. los usos del oro fueron restringidos a la ornamentación, decoración y a la ostentación del poder. A este período se le llama comúnmente etapa ornamentativa en la historia del oro. Después del año 1000 A.C. el oro empezó a utilizarse como moneda y circuló libremente hasta 1916. Este período se lo conoce como etapa monetaria del oro. Luego de la Primera Guerra Mundial, el uso y movimiento del oro fueron restringidos en la mayoría de los países, exceptuando el destinado a joyería. El oro es desde entonces empleado como reserva monetaria aunque actualmente en algunos países se permite su comercio y posesión. A partir de 1450 ha habido un incremento considerable en la aplicación industrial del oro, lo suficiente como para decir que se está entrando en la etapa industrial del metal precioso. (R. W. Boyle, 1979)

Se estima que actualmente el 20% de la producción anual de oro es utilizado como reserva monetaria; un 5% pasa a manos privadas y el 75% restante se usa en la fabricación de artículos. De este último, un 60% es empleado en la joyería y en la acuñación de monedas, el restante es consumido por la industria electrónica y otras. (ibid)

El oro es utilizado en la fabricación de artículos ornamentales debido a su color seductor, su lustre y su suave textura. Los usos industriales del

oro dependen esencialmente de su capacidad de poder formar aleaciones con plata, cobre y otros metales preciosos, de su gran ductibilidad y maleabilidad, de su conductividad térmica y eléctrica y de su resistencia a la corrosión por oxígeno, sulfuro y la mayoría de los compuestos químicos. La mayor parte del oro empleado en la industria es consumido por las industrias electrónica y eléctrica. Los productos van desde revestimientos para tubos de vacío, contactos eléctricos, conductores de alta frecuencia a circuitos impresos en computadoras, radios y televisores. Una cantidad considerable es utilizada en la fabricación de aleaciones para alta temperatura, revestimientos para plantas químicas y nucleares, etc. También se usa oro en la industria de la cerámica y en la medicina. (ibid)

### 2.3 PRODUCCION DEL ORO

La producción de oro en el Ecuador para el año 1990 fue de 12 toneladas, este valor coloca al país entre los mayores productores de oro de Latinoamérica. Los principales distritos auríferos se encuentran en las provincias de Zamora-Chinipe, Loja y Azuay (Tabla 2.1). La producción es en casi su totalidad realizada por una minería informal y antitécnica. El desperdicio debido a la falta de una tecnología apropiada es del orden del 50%.

### 2.4 TRATAMIENTO DE MINERALES AURIFEROS

El oro ha sido minado de una forma u otra desde hace 4000 años. En un inicio, el oro nativo fue recogido de los ríos y de las zonas de oxidación de los depósitos primarios. La metalurgia primitiva sólo involucraba la separación gravimétrica del metal de la arena, de los placeres, y del cuarzo y otros gangos de las vetas. Alrededor del año 1000 A.C. se descubrió que el oro se adhería al mercurio y esto causó el desarrollo del proceso de amalgamación, el cual todavía se emplea. En la última parte del siglo 19, se utilizó el proceso de clorinación en gran escala. El cloro era pasado a través de la mena humedecida y la mayor parte del oro se precipitaba entonces como sulfato férrico. En 1887 McArthur y Forrest inventaron el proceso de cianuración el cual consiste en la disolución de

Tabla 2.1 Minería Informal, Asentamientos Mineros en Depósitos Primarios. (Ministerio de Energía y Minas, 1990)

REGION	MINEROS QUE LABORAN	MOLINOS EN OPERACION	MATERIAL PROCESADO (Ton/día)	PRODUCCION DE Au (Ton/año)
ZAMORA-CHINCHIPE Áreas: Nambija, Guaysimi, Campanilla, Chinapitza, Sultana-Danta, San Luis.	20780	288	1440	7.9
LOJA Áreas: Laguar, San Juan, Huato, Guadel.	50	3	15	0.6
AZUAY Áreas: Huasipamba, Pindo, Ponce Enriquez, San Martín, San Rafael, Fucaró.	5000	40	200	1.3
EI ORO Áreas: Portovelo, Sesmo, Malvas, Palenque, Sabayacu, Cerro Pelado, Tonera, Miranda, Biron, Huertas, Vizcaya, La Unión, Tablón, ect.	15000	80	400	2.2
TOTAL	40830	411	2055	12.0

oro seguida por la precipitación con zinc. Variaciones de este método son las que se utilizan hoy en día para la extracción en gran escala del oro. El proceso de licuación (fundición) para la extracción del oro de las menas fue probablemente conocido por los griegos. (ibid)

Los minerales de oro, principalmente el oro nativo, poseen ciertas propiedades características, las cuales deben ser tomadas en cuenta en la elección del método de tratamiento para la extracción del oro. Las propiedades principales son las siguientes:

- La densidad del oro y de los minerales que lo portan es muy alta. La densidad del oro nativo es de  $13-19 \text{ g/cm}^3$ , dependiendo de la proporción de plata que contenga. Esta característica condujo al desarrollo de técnicas de concentración gravimétrica para recuperarlo. (J. Libaude y G. Morizot, 1983)

- La superficie del oro es de naturaleza hidrofóbica, esto le confiere una flotabilidad excelente. El oro a menudo se encuentra asociado a sulfuros fácilmente flotables. Es por esto que la flotación es uno de los métodos de tratamiento más utilizados en la elaboración de concentrados. (ibid)

- El oro y los minerales que lo contienen son solubles en soluciones diluidas y alcalinas de cianuro. Gracias a esta propiedad es que se da la lixiviación de oro por cianuración. El oro es también soluble en otros solventes como: tiourea y tiosulfatos, en medio ácido. A más de la presencia de un solvente, es necesario que la solución de ataque tenga un potencial de oxidación-reducción lo suficientemente elevado para poder disolver al oro. (ibid)

- Ya que la tensión superficial entre el oro y el mercurio es pequeña, el oro es mojado por el mercurio. Esta propiedad es aprovechada en la amalgamación. Este proceso ha sido paulatinamente desplazado por temor a la contaminación del medio ambiente. (ibid)

## **2.4.1 Influencia de los Minerales Acompañantes y la Naturaleza de la Ganga en el Tratamiento de Minerales Auríferos**

Además de las características propias del oro, ciertos minerales presentes en la mena, tales como sulfuros, óxidos y minerales de ganga, tienen una importante influencia en el establecimiento de un proceso de tratamiento y en los valores de los parámetros de su funcionamiento (Tabla 2.2). El conocimiento de la mineralogía de la mena es indispensable, particularmente en los casos donde las técnicas de base habituales no conducen a resultados satisfactorios. (ibid)

### **Minerales de Cobre, Plomo y Zinc**

La disolución de minerales con estos elementos causa un consumo excesivo de cianuro. En el caso del cobre, para que la solución tenga un poder disolvente apropiado, debe existir una relación de 4 a 1 entre el cobre y el cianuro. Generalmente se utiliza un pretratamiento en presencia de minerales de estos elementos. (ibid)

El oro está comúnmente asociado a la calcopirita en depósitos porfiríticos. Cuando el oro se recupera a partir del concentrado de cobre, este último es llevado a fundición y luego a la refinación donde se precipita en los lodos anódicos y se extrae mediante una fundición final. Muchas veces el oro se encuentra dentro de pirita asociada con calcopirita. En este caso la calcopirita puede ser separada de la pirita aurífera por flotación. La pirita es llevada a cianuración y el concentrado de cobre a fundición. (ibid)

Cuando el oro se encuentra asociado a sulfuros de plomo y zinc, comúnmente es concentrado por flotación y luego extraído en la fundidora. (ibid)

TABLA 2.2. Métodos de Tratamiento según la Clasificación de la Mena (K. J. Henley, 1975)

CLASIFICACION DE MENA	METODO DE TRATAMIENTO	MINAS DONDE SE APLICA	Explotación	Recuperación
Vetas con oro nativo liberado en la molienda	Concentración gravimétrica y amalgamación seguida de cianuración.	Blyvoornitzicht (S.A.)	Subterranea	—
		Homestake (USA) Dome (Canadá) Vaal Reefs (S. Africa)	Subterranea Subterranea	90 a 94% —
Otras Menas con oro nativo.	Concentración gravimétrica y amalgamación, flotación y cianuración	Campbell R. Lake (Cart.) Itogon-Suyoc (Filip.)		—
Oro con Teluros.	Flotación global y selectiva de Te y Cu. Oxidación química de concentrado con oro y cianuración. Tuesta y lixiviación de concentrado con cobre.	Emperor (Fiji)	Subterranea y cielo abierto	86.2% de Au  88% de Te
	Flotación global, cianuración, tuesta y recianuración.	Kalgoorlie (Australia)	Subterranea	—
Oro en Piritita		Knox Hill (USA)	Subterranea	94.2% de Au
	Cianuración-flotación tuesta conc. y recianuración.	Kerr Adison (Canadá)	Subterranea	98% de Au
	Flotación, remolienda del conc. y cianura.	Itgon-Suyoc-Itgon Filipinas	Subterranea	93% flot. 93% cian.
	Flotación, conc. a cianuración.	Pamour (Canadá)	Subterranea	93% flot. 98% cian.
Oro en Sulfuros.	Aireación, cianuración directa.	Dome (Canadá)	Subterranea	97.1% de Au
		Homestake (USA)	Subterranea	95%
		Pamour (Canadá)	Subterranea	

Tabla 2.2 continuación

CLASIFICACION DE MENA	METODO DE TRATAMIENTO	MINAS DONDE SE APLICA	Explotación	Recuperación
Oro en menas complejas con cobre	Separación del concentrado de molibdenita del cobre y cianuración del concentrado de cobre.	Magma (USA)	Subterránea	95% de Au
	Flotación de cobre, concentrado a fusión relave a cianuración	Benguet Exploration (Filipinas)	Subterránea	90% de Au
	Flotación global-amalgamación de concentrado de cobre antes de la fusión. Relaves a cianuración.	Itogon-Suyoc-Palidan (Filipinas)	Subterránea	90.4% de Au
Oro en menas carbonaceas	Oxidación química seguida de cianuración directa.	Carlin (USA)	Subterránea	83%
	Adición de kerosen para inhibir al grafito en la cianuración.	Kerr-Addison (Canadá)	Subterránea	—
Menas con oro liberado en la molienda.	Cianuración directa circuito sin separación de finos	Benguet (Filipinas)	cielo abierto	88% de Au
		Cortez (USA) Pueblo Viejo (Rep. Dominicana)	Subterránea	83% de Au 95% de Au
Oro con Arsenopirita.	Amalg., flot. con tuesta de conc. cian. separada de calcina y relave.	Campbell Red Lake (Canadá)	Subterránea	—
	Flotación con tuesta de concentrado remolienda calcina y cianuración con relaves de la flotación			

## Minerales de Arsénico y Antimonio

Con excepción de la arsenopirita, estos minerales son regularmente solubles en soluciones de cianuro. Además de aumentar el consumo de oxígeno, cal y cianuro, retardan la extracción de oro. La causa es la formación de una película sobre la superficie del oro, resultante de la precipitación de los productos de la reacción del arsénico y antimonio con el cianuro. (ibid)

Cuando el oro se encuentra asociado a la arsenopirita la cianuración presenta muchos problemas. El oro puede ser submicroscópico y estar atrapado en ésta. La presencia de arsénico en la solución causa, durante la precipitación del oro, la generación del gas arsina que es extremadamente tóxico. (F. W. McQuiston, Jr. y R. S. Shoemaker, 1975)

En presencia de arsénico y antimonio, el oro es generalmente concentrado por flotación y luego tostado para ser posteriormente cianurado. La tostación elimina al arsénico y gran parte del antimonio. (J. Libaude y G. Morizot, 1983)

## Sulfuros de Hierro

Los sulfuros de hierro tienden a descomponerse en soluciones de cianuro; la pirita es el más estable. En presencia de pirrotita se presenta el problema de alto consumo de cianuro y de disminución considerable en la extracción de oro. Una etapa previa de oxidación en medio básico permite eliminar los problemas causados por la pirrotita durante la cianuración. Cuando ocurre una asociación oro-pirita, los concentrados son generalmente tostados y luego cianurados. (F. W. McQuiston, Jr. y R. S. Shoemaker, 1975)

## Materias carbonáceas

La materia carbonácea puede presentarse como: grafito, debris orgánicos, ácidos húmicos, etc. La materia orgánica tiene la

propiedad de precipitar el oro en solución. El oro es adsorbido por la materia orgánica y sale del circuito en los rechazos del proceso sin poder ser recuperado. Para remediar este problema se han diseñado varios tratamientos. En el caso de materiales arcillosos, se agrega una pequeña cantidad de kerosene previo a la cianuración, también se puede emplear una oxidación previa del material. En el caso de debris orgánicos se utiliza el proceso de Carbon en Lixiviación o CIL (siglas en inglés), o una flotación de la materia orgánica después de la cianuración. (J. Libaude y G. Morizot, 1983)

## 2.5 TECNOLOGIA UTILIZADA EN LA LIXIVIACION POR AGITACION

La tecnología aplicada en la extracción de oro depende de las características de la mena que lo contiene, de las asociaciones del oro, su tamaño y su ley (Figura 2.1).

### 251 Lixiviación convencional

Para la lixiviación de menas no refractarias (mena refractaria: mena que presenta problemas al ser cianurada) se utiliza el proceso de lixiviación convencional, el cual incluye las siguientes operaciones (Figura 2.2):

1. Trituración, cribado y molienda.
2. Dosificación de cal en el circuito de molienda con suficiente cal para mantener el pH protector entre 10-11 y evitar que la solución de cianuro de sodio se descomponga en el gas venenoso HCN.
3. Mezcla de la pulpa con el cianuro en una serie de agitadores (accionados mecánicamente o con aire a presión) durante 12 a 48 horas para proveer de suficiente tiempo a la lixiviación.
4. Espesado de la pulpa preñada con un posterior lavado de los sólidos en una serie de espesadores de decantación en contra corriente.

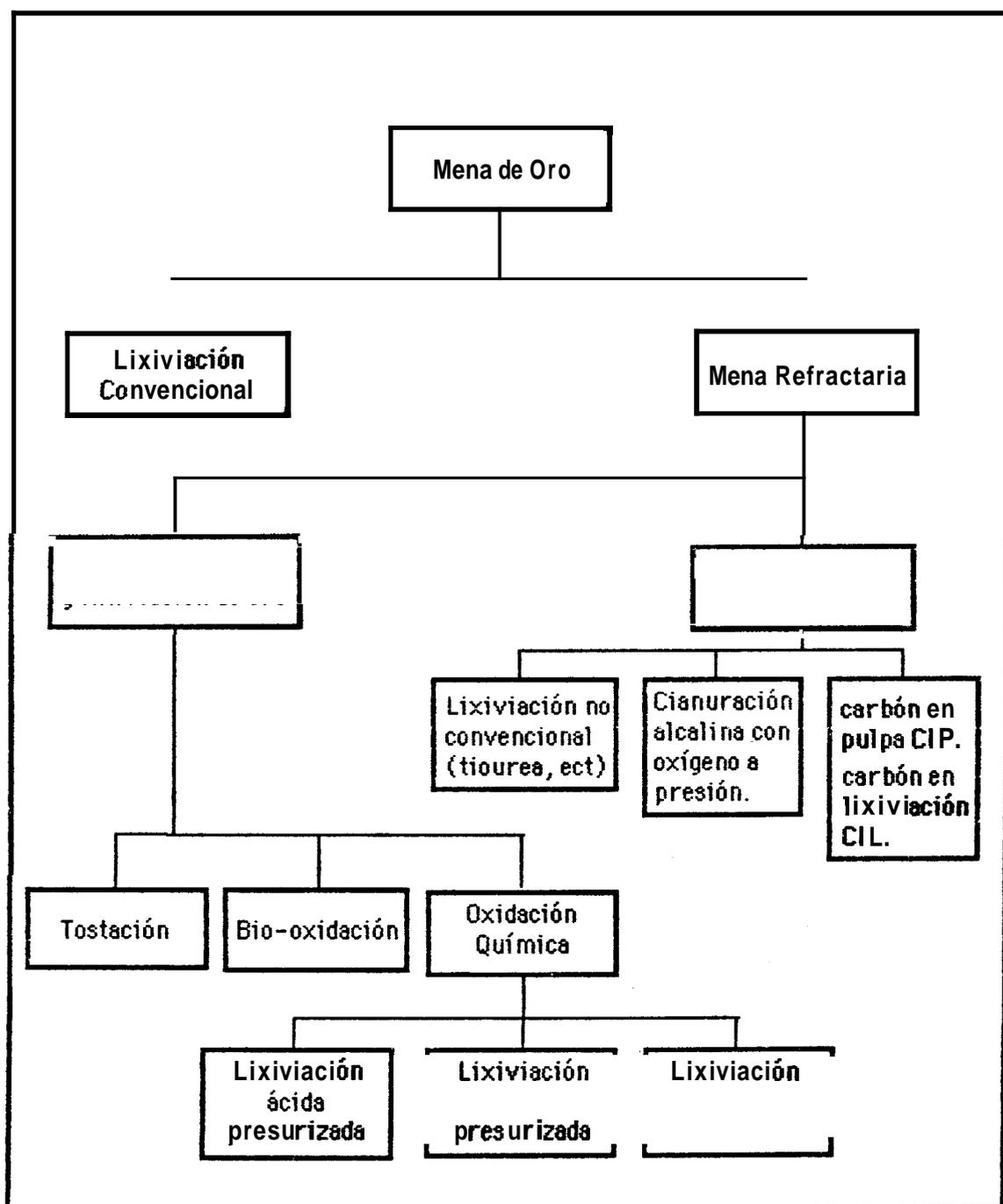


Figura 2.1 Tratamientos para las Mena de Oro. (K.E. Haque, 1987)

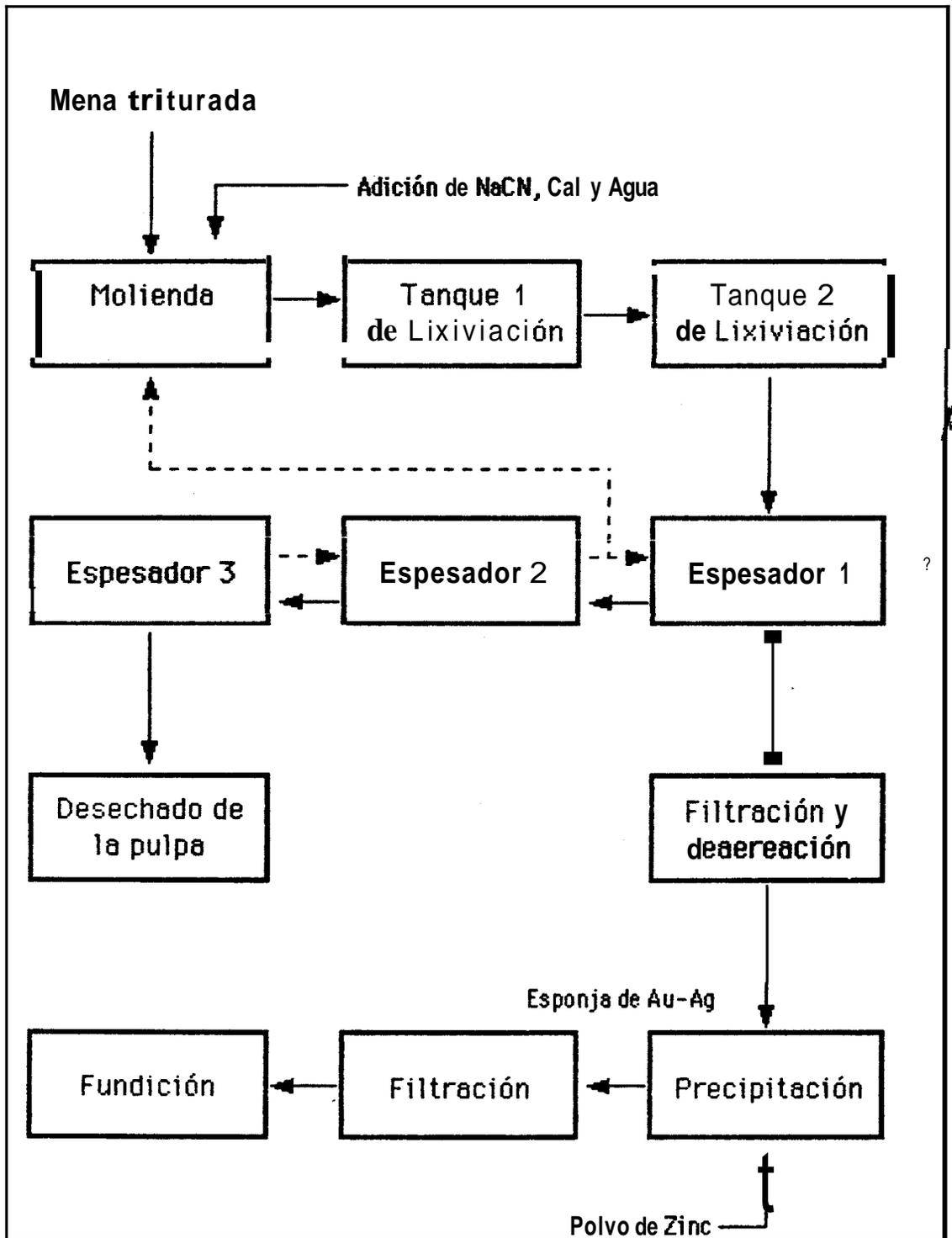


Figura 2.2. Lixiviación Convencional del Oro. (S. H. Dayton, 1987)

5. Bombeo de la solución preñada hacia un sistema de clarificación, filtración y deaireación para remover los sólidos restantes y el oxígeno disuelto.

6. Adición de zinc en polvo para precipitar el oro y la plata de la solución mediante una reacción tipo cementación de celda galvánica en la cual el exceso de zinc desplaza a los metales preciosos y a algunos contaminantes de la solución (proceso Merrill-Crowe).

7. Refiltrado del residuo de la etapa anterior a través de un filtro a presión o vacío para separar el lodo que contiene los metales preciosos.

8. Retorno de la solución estéril al circuito de lixiviación.

9. Fundición y refinación del precipitado para obtener lingotes de oro.

## **252 Lixiviación de menas refractarias**

La lixiviación de menas refractarias puede realizarse directamente con pequeñas variaciones en el proceso anteriormente mencionado 6 mediante un pretratamiento.

### **A. Lixiviación directa de menas refractarias**

La lixiviación directa de menas refractarias se puede dividir así:

#### **1) Lixiviación alcalina presurizada con cianuro y oxígeno:**

La lixiviación a presión es muy efectiva para el tratamiento de menas refractarias así como para las no refractarias. La disminución del tiempo de lixiviación es asombrosa. Menas que normalmente se lixivian en 24 horas para dar un 96% de recuperación, pueden en 15 minutos de cianuración a presión, dar recuperaciones de hasta 98%. Este tipo de proceso se lo utiliza para

menas refractarias con arsénico y antimonio. (C. Mahesh, 1987)

2) Cianuración alcalina con carbón activado en pulpa CIP (siglas en inglés) o en lixiviación CIL.

### Carbón en Pulpa (CIP)

El proceso de CIP se introdujo en 1954. Este proceso fue diseñado para el tratamiento de menas, en las cuales existían dificultades en las etapas de decantación y filtración. También se lo ha utilizado con éxito en menas con alto contenido de cianidas, los cuales reducen drásticamente la recuperación en el proceso Merrill-Crowe.

**El proceso CIP (Figura 2.3) incluye las siguientes operaciones:**

1. Trituración, cribado y molienda.
2. Dosificación de cal en el circuito de molienda con suficiente cal para mantener el pH protector entre 10-11 y evitar que la solución de cianuro de sodio se descomponga en el gas venenoso **HCN**.
3. Mezcla de la pulpa con cianuro en una serie de 2 a 4 agitadores durante 12 a 24 horas.
4. Transporte de la pulpa a una serie de 2 a 6 agitadores donde entra en contacto con carbón activado de grano grueso (10-20 Mesh). El carbón avanza en contra corriente y es separado de la pulpa mediante cribas.
5. Lavado del carbón y transporte al cuarto de desorción.
6. Lavado del carbón con una solución fuerte de NaCN y NaOH, la cual extrae los metales preciosos del carbón.
7. Bombeo de la solución preñada a las celdas de electrodeposición para precipitar los metales preciosos en cátodos de lana de acero.

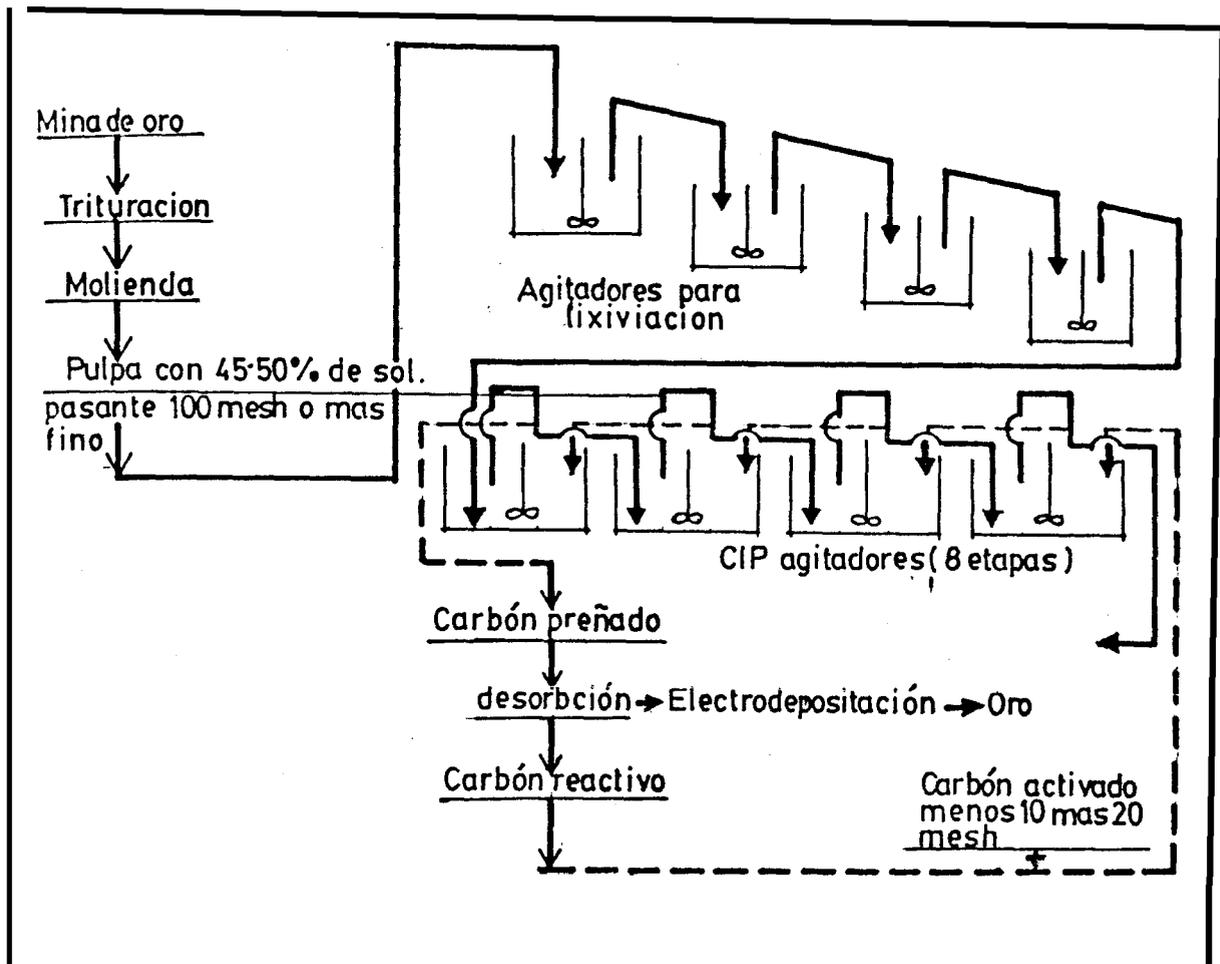


Figura 2.3 Proceso de Carbón en Pulpa CIP. (S.H. Dayton)

8. Fundición y refinación de los cátodos y de los residuos del fondo de la celda de electrodeposición.

9. Reactivación y reciclado del carbono

Este proceso se lo utiliza:

- Cuando se trata de leyes altas.
- Cuando la disolución es lenta.
- Cuando el consumo de cianidos es alto.
- Cuando se sabe que la mineralización sufre variaciones fuertes.
- Cuando no hay materia carbonácea.

Carbono en lixiviación (CIL)

Para el tratamiento de menas con materia carbonácea, se utiliza el proceso CIL (Figura 2.4). Este proceso es similar al CIP; la diferencia de CIL respecto a CIP es que el carbono se utiliza en forma directa en los tanques de lixiviación, realizándose la cianuración del mineral y la recuperación del oro en los mismos tanques. El proceso de CIL se aplica cuando se trata de:

- Minerales de rápida cianuración.
- Minerales de baja ley.
- Minerales con sustancias que "roban" oro.
- Minerales con alto contenido de materia orgánica.
- Minerales con leyes homogéneas y sin cianidos.

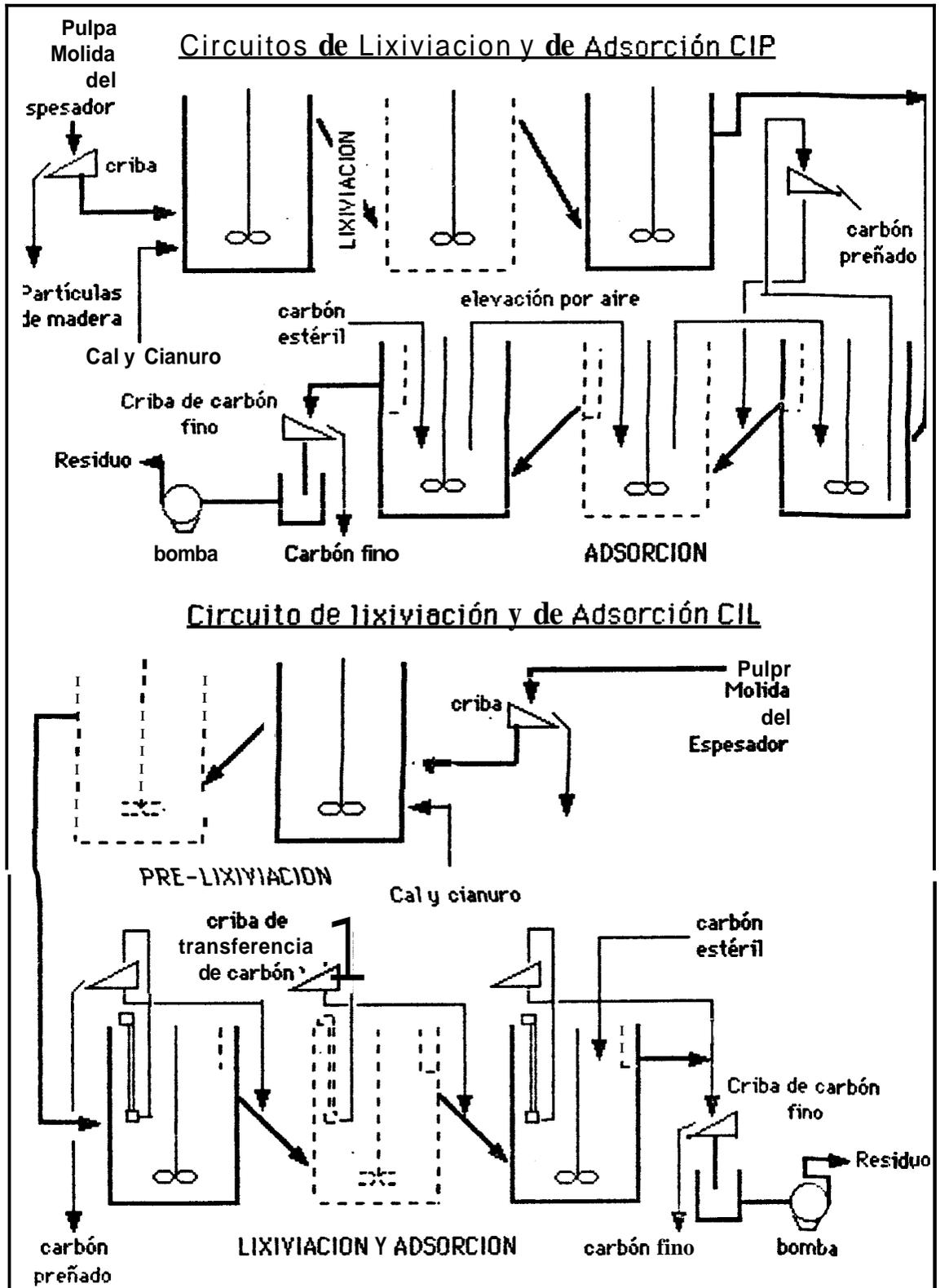


Figura 2.4. Comparación de los procesos CIP y CIL. (G.M. Newrick et al, 1983)

- Minerales que no necesitan enriquecimiento de oxígeno para su lixiviación.

3) Lixiviación con solventes no convencionales como tiourea, tiosulfato y melanonitrilo.

Entre los lixiviantes no convencionales, la tiourea es el más común. La tiourea reacciona con el oro bajo condiciones ácidas, causando la formación de un complejo catiónico  $Au[SC(NH_2)_2]_2^+$ . La presencia de un oxidante es esencial para la reacción. Entre los oxidantes empleados, el  $Fe^{3+}$  es el más utilizado. (ibid)

El proceso de lixiviación con tiourea es eficaz en el tratamiento de menas poco refractarias. La ventaja de la tiourea respecto al cianuro es su baja toxicidad.

Además de la tiourea se han hecho investigaciones con melanonitrilo, tiosulfato amoniacal, cianuro de bromo, cianuro de calcio y ácido nítrico. (ibid)

A pesar de que con el desarrollo de la cianuración, el proceso de clorinación pasó a ser obsoleto, existen algunas plantas en China y Sudáfrica que lo emplean de manera eficaz en menas refractarias.

## B. Pretratamientos u lixiviación de oro

Para ciertas menas es necesario realizar un pretratamiento para transformarlas en menas cianurables. Estas menas son separadas del resto del material por medio de flotación. El concentrado de la flotación sufre un proceso de pretratamiento para liberar el oro de los minerales refractarios o para descomponer a estos últimos. Comúnmente se realiza esta tarea mediante la destrucción oxidante de los minerales refractarios. Este tipo de oxidación puede ser llevada a cabo térmicamente (e.g. tostación), químicamente o biológicamente. (ibid)

## Tostación

Los principales sulfuros refractarios portadores de oro son la pirita y la arsenopirita. Una tostación oxidante causa la combustión del sulfuro y el arsenico liberando al oro, el cual permanece en las cenizas. Las temperaturas de la tostación se mantienen en el rango de 450 a 750 grados centígrados y requieren un buen suministro de oxígeno. La tostación es realizada en hornos rotativos, tostadores mecánicos o en reactores de cama fluida. (ibid)

Idealmente, la hematita debería ser el principal producto de la tostación de los sulfuros y sulfoarseniuros de hierro; pero a causa de variaciones de temperatura, de la cantidad de oxígeno disponible y la presencia de antimonio y plomo en el concentrado, los materiales calcinados son muchas veces refractarios a la cianuración. Además, la generación de gases tóxicos de sulfuro, arsenico, antimonio y mercurio causan muchos problemas ambientales. (ibid)

## Oxidación Biológica

Ciertas bacterias (p.e. T. Ferrooxidans y T. Thiooxidans) pueden oxidar los minerales sulfurosos (p.e. pirita, arsenopirita y otros sulfuros de metales base). El factor más importante en la oxidación bacteriana es el mantenimiento de las condiciones de crecimiento de las bacterias [temp: 25°C a 40°C; pH 1 a 3 ; O<sub>2</sub> y CO<sub>2</sub> del aire, fuentes de N y P. (ibid)

Los sulfuros de Fe, Sn, As son sujetos a una oxidación directa o indirecta causada por los organismos. También se han encontrado bacterias capaces de disolver oro, pero la reacción de estas es muy lenta. Investigadores en la URSS han demostrado la adsorción de Au en solución por el micelium del hongo Aspergillus Oryzae. En cambio, la bio-oxidación ha tenido éxito en algunas plantas (Figura 2.5). Los costos de este proceso son bastante mayores a los del proceso alternativo de flotación-tostación. (ibid)

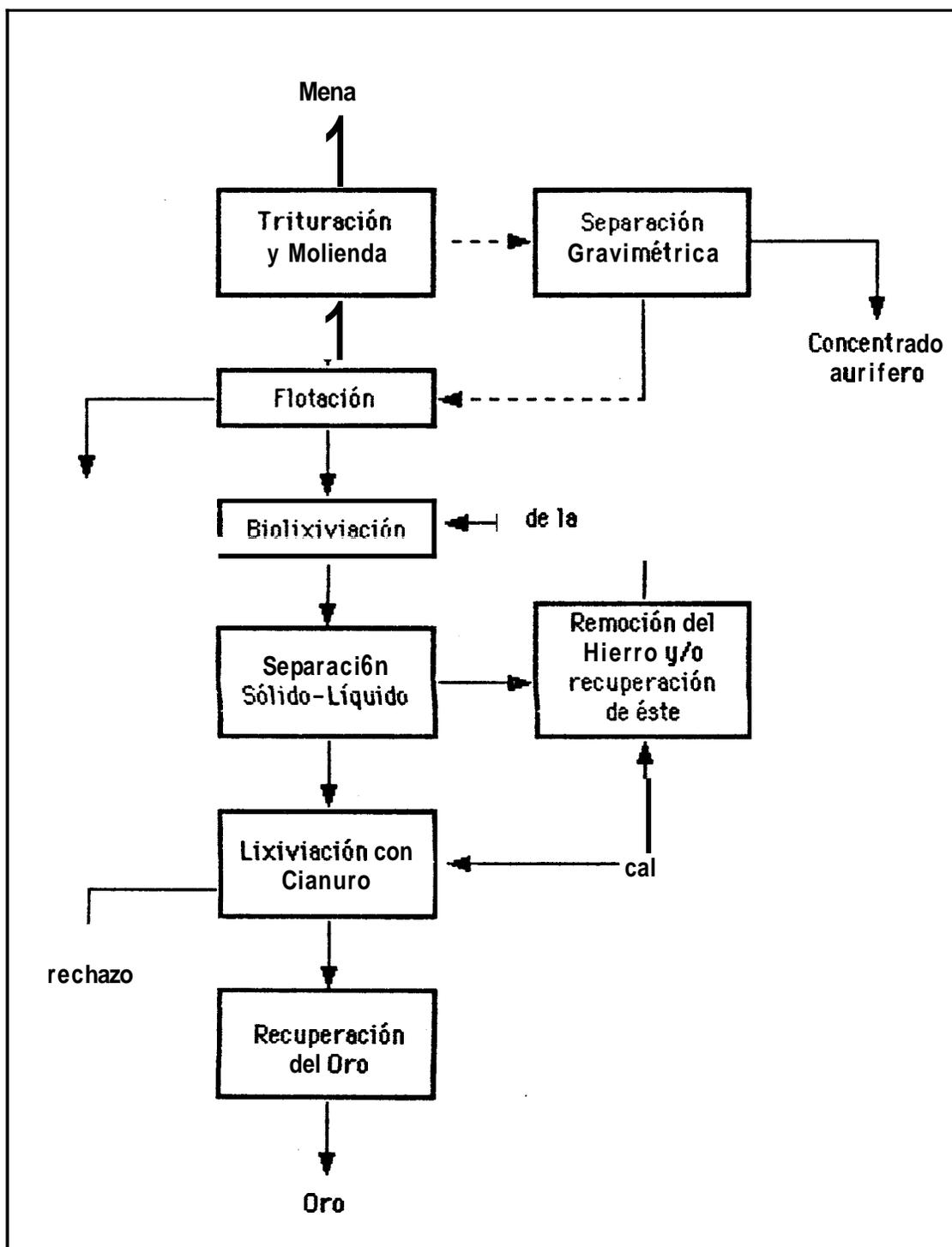


Figura 2.5 Flujo simplificado de la recuperación de oro empleando oxidación biológica. (F. D. Pooley, 1987).

## Oxidación Química de Menas Refractarias

El proceso de pretratamiento que involucra oxidantes químicos puede dividirse en:

### 1) Lixiviación-Oxidación Ácida a presión ambiental

Un proceso común en la cianuración de menas auríferas es la preaireación con aire u oxígeno. Esta preaireación no solo mantiene una concentración alta de oxígeno en la pulpa, sino que también desactiva a los sulfuros, disminuyendo así el consumo de cianuro durante la lixiviación. (ibid)

Para la eliminación del cobre o antimonio se utiliza un pretratamiento con ácido sulfúrico o con hidróxido de amonio. El ion férrico es más eficaz que el oxígeno para la pre-oxidación de menas refractarias, pero tiene poco efecto en la calcopirita y la pirita. Además, las partículas de oro pueden quedar atrapadas en el precipitado de arseniato ferrico, un producto de la oxidación de la arsenopirita. En algunos casos se ha empleado cloro acuoso como oxidante de As, Sb, Cu, Fe, Ag, y Au. La oxidación con cloro acuoso (hipoclorito) ha sido eficaz en el tratamiento de menas con materia carbonácea. (ibid)

### 2) Oxidación a Presión

Esta técnica es preferida a la tostación. La oxidación a presión tiene varias ventajas: Se recupera más oro a partir del concentrado oxidado que a partir de la calcina de la tostación, se tiene una sensibilidad menor ante el antimonio y el plomo, y un mejor control de las impurezas generadas. (ibid)

La lixiviación-oxidación a presión se realiza a temperaturas de 170-190 grados centígrados y a 1500-2000 KPa. Se requieren 2 horas de retención y un 40% a 50% de sólidos en la pulpa. Este tipo de lixiviación es muy eficaz para todo tipo de menas, sin embargo,

ha sido utilizada principalmente para tratar concentrados portadores de arsenico. Cuando se trata de menas con alto contenido de sulfuros, los requerimientos de oxígeno son muy altos. El ácido sulfúrico generado no sólo incrementa el costo de fabricación del autoclave, sino que aumenta el costo de neutralización. Se han tenido problemas en la oxidación de materias carbonáceas debido a una oxidación incompleta por falta de temperatura. (ibid)

## CAPITULO III

### CARACTERIZACION DEL MINERAL

Se realizaron una serie de analisis con el fin de determinar las propiedades del material y poder predecir su comportamiento frente a distintos procesos mineralúrgicos. Estos estudios incluyen analisis mineralógicos, quimicos, fisicos y otros.

#### 3.1 ANALISIS MINERALOGICOS

Se tomaron varias muestras de la mena que llega a los molinos a triturarse. El muestreo se realizó al azar. Las muestras fueron observadas a simple vista y luego preparadas para el análisis con luz reflejada en microscopio. En total se estudiaron 14 probetas en un microscopio de minerales opacos. Con el material del relave se preparó una probeta que también fue analizada en el microscopio de reflexión.

##### 3.1.1 Análisis Macroscópicos

Las muestras analizadas se pueden clasificar en dos grupos por su contenido mineral:

1. Muestras con gran abundancia de pirrotina y pequeñas cantidades de calcopirita y a veces arsenopirita. Entre los minerales no metálicos el principal fue el cuarzo.

2. Muestras con pirita en su mayoría, un poco de calcopirita y muy poca pirrotina: No se observa arsenopirita en este tipo de muestra. El cuarzo es también el mineral no metálico mas abundante.

Los minerales observados se presentan de la siguiente manera:

pirrotina: masiva, granular y en **hojas**.

calcopirita: cristales **pequeños como granos (facilmente deleznable)**.

arsenopirita: cristales **pequeños y** bien formados.

pirita: cristales regularmente formados.

calcopirita: cristales muy **pequeños**.

### **3.1.2 Análisis Microscópicos**

Se estudió una **probeta** pulida con la arena del **relave** para determinar **qué** minerales se encuentran presentes **y** en **qué** porcentaje por volumen:

Pirita: 14%

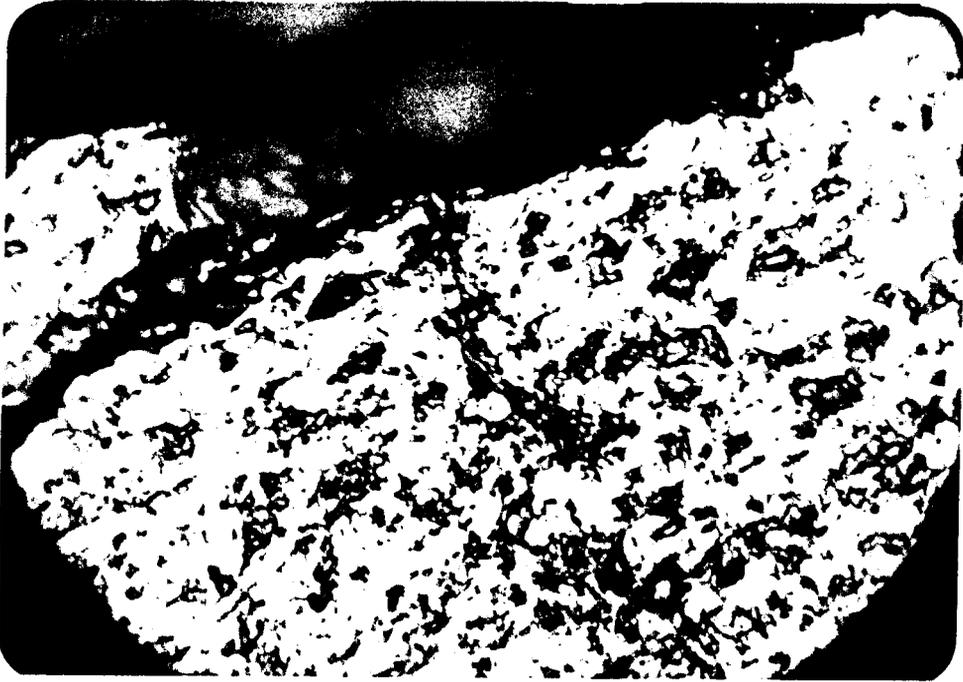
Pirrotina: 11%

Calcopirita: 4%

Arsenopirita: **0,7%**

Minerales de ganga (cuarzo, clorita, etc.): 70%

Se analizaron las muestras provenientes de la **trituración primaria** para determinar las **asociaciones** minerales. (Fotografías 3.1 a 3.3).



Fotografía 3.1 (N II oil 50x)

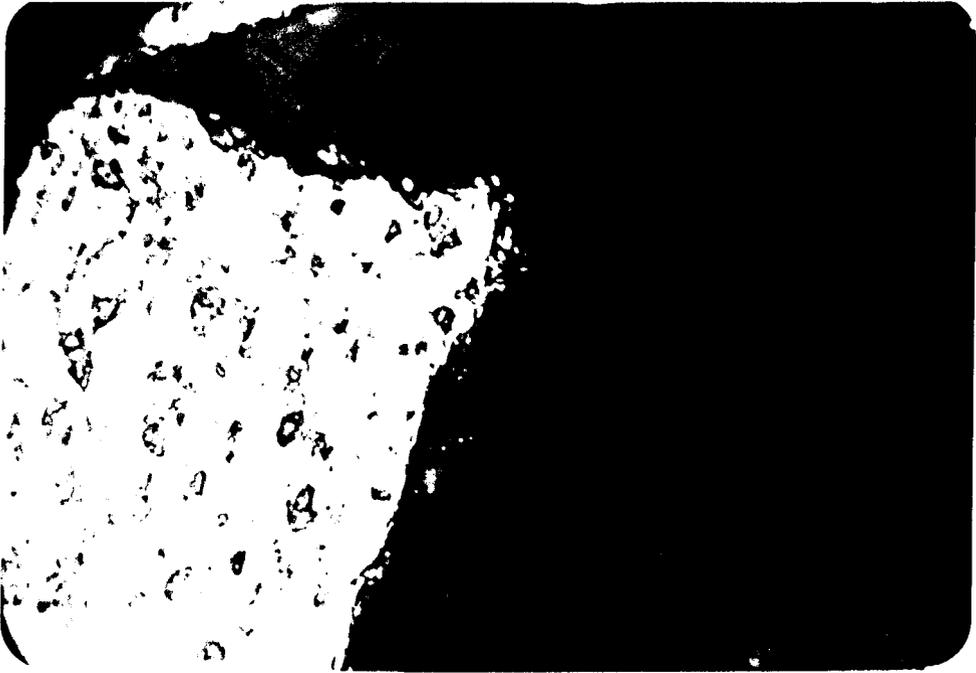
100µm

**Minerales presentes:**

pirrotina, oro y cuarzo

**Descripción:**

El oro se encuentra principalmente en el borde de la pirrotina y dentro de ésta (en fracturas), pero también se puede observar un poco de oro dentro del cuarzo. La pirrotina presenta una estructura porosa y sus bordes son irregulares, es difícil observar cristales individuales. Se puede determinar con un poco de dificultad que el oro es posterior a la pirrotina.



Fotografía 3.2 (N II oil 50 x)

100µm

**Minerales presentes:**

pirrotina, oro y cuarzo

**Descripción:**

El oro se encuentra dentro de la pirrotina junto a fracturas. La pirrotina presenta la misma estructura que en la fotografía anterior.



Fotografía 3.3 (N II oil 50 x)

100µm

**Minerales presentes:**

pit-r-rotitia, at-senopir-ita y cuarzo

**Descripción:**

La pirrotina presenta la misma estructura porosa. La arsenopirita se presenta en pequeños cristales rómbicos muy bien formados.

### 3.2 ANALISIS QUIMICOS

Se realizaron análisis químicos de elementos y sustancias importantes para el proceso de cianuración (Tabla 3.1). Todos los análisis se realizaron bajo las normas correspondientes.

### 3.3 ANALISIS FISICOS

Entre los análisis físicos realizados están, la distribución granulométrica y la densidad.

#### Distribución Granulométrica

La distribución granulométrica muestra la variación del tamaño de grsno del material (Tabla 3.2 y Figura 3.1).

#### Densidad del Material

La determinación de la densidad del material se realizó con un picnómetro. La determinación de la densidad se realizó según la norms correspondiente. La densidad del material es de  $3.31\text{g/cm}^3$ .

### 3.4 ANALISIS VARIOS

Otros análisis importantes son el índice de Bond y la distribución de oro por fracción granulométrica. Se conoce que el índice de Bond para el material es  $W_i=21.16\text{KWh/T}$  (P. i. Tagle, 1990).

La distribución de Oro y Plata por Fracción Granulométrica muestra el contenido de oro y plata en las distintas fracciones. (Tablas 3.3 y 3.4).

### 3.5 OBSERVACIONES

El oro encontrado en las probetas tiene por lo general un diámetro pequeño. La mayor parte de los granos de oro tienen un diámetro pequeño que va de 25 a  $50\mu\text{m}$ . También se ha encontrado una

**Tabla 3.1 Análisis Químicos**

<b>Sustancia Elemento</b>	<b>Símbolo</b>	<b>Cantidad</b>
<b>arsénico</b>	<b>As</b>	<b>0.45%</b>
<b>antimonio</b>	<b>Sb</b>	<b>0.02%</b>
<b>cobre</b>	<b>CU</b>	<b>0.93%</b>
<b>hierro</b>	<b>Fe</b>	<b>28.6%</b>
<b>mercurio</b>	<b>Hg</b>	<b>2.0ppm</b>
<b>plomo</b>	<b>Pb</b>	<b>0.0348;</b>
<b>zinc</b>	<b>Zn</b>	<b>0.25%</b>
<b>Sales Solubles</b>	<b>—</b>	<b>8.0%</b>
	<b>Au</b>	<b>30.3g/T</b>
<b>Plata</b>	<b>Ag</b>	<b>30.8g/T</b>

Malla (ASTM)	Diámetro (μm)	Peso (g)	%Peso	Pasante (%)
40	425	10.96	1.09	98.66
50	300	13.42	1.34	97.57
70	212	37.60	5.76	93.81
100	150	157.57	15.76	75.05
140	106	222.99	22.3	55.75
200	75	202.71	20.27	35.48
Fondo		354.75	35.48	0
Total	—	1000	100	—

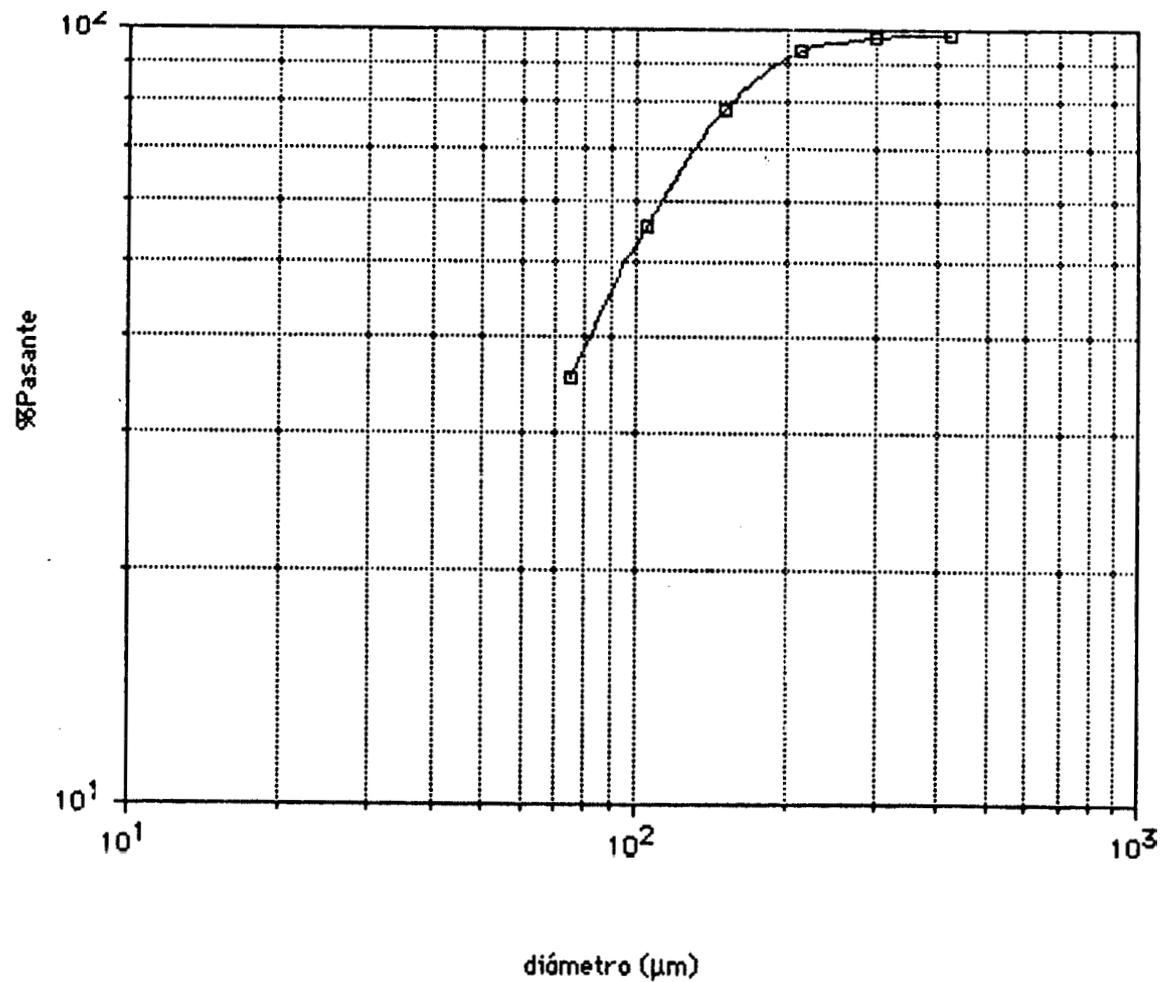


Figura 3.1 Distribución Granulométrica

**Tabla 3.3 Distribución del Oro**

<b>Malla (ASTM)</b>	<b>Peso (g)</b>	<b>%Peso</b>	<b>Ley Au (g/T)</b>	<b>Contenido de Au (mg)</b>	<b>Distribución Au (%)</b>
<b>40</b>	<b>10.9</b>	<b>1.09</b>	<b>16.28</b>	<b>0.18</b>	<b>0.59</b>
<b>50</b>	<b>13.4</b>	<b>1.34</b>	<b>26.39</b>	<b>0.35</b>	<b>1.17</b>
<b>70</b>	<b>37.6</b>	<b>3.76</b>	<b>14.18</b>	<b>0.53</b>	<b>1.76</b>
<b>100</b>	<b>157.5</b>	<b>15.76</b>	<b>14.49</b>	<b>2.28</b>	<b>7.55</b>
<b>140</b>	<b>222.9</b>	<b>22.3</b>	<b>24.47</b>	<b>5.46</b>	<b>18.03</b>
<b>200</b>	<b>202.7</b>	<b>20.27</b>	<b>28.97</b>	<b>5.87</b>	<b>19.38</b>
<b>Fondo</b>	<b>354.8</b>	<b>35.48</b>	<b>44.00</b>	<b>15.61</b>	<b>51.54</b>
<b>Total</b>	<b>1000</b>	<b>100</b>		<b>30.28</b>	<b>100</b>

**Tabla 3.4 Distribución de Plata**

<b>Malla (ASTM)</b>	<b>Peso (g)</b>	<b>%Peso</b>	<b>Ley Ag (g/T)</b>	<b>Contenido de Ag (mg)</b>	<b>Distribución de Ag (%)</b>
<b>40</b>	<b>10.96</b>	<b>1.09</b>	<b>25.67</b>	<b>0.28</b>	<b>0.90</b>
<b>50</b>	<b>13.42</b>	<b>1.34</b>	<b>23.40</b>	<b>0.29</b>	<b>0.93</b>
<b>70</b>	<b>37.50</b>	<b>3.76</b>	<b>15.96</b>	<b>0.60</b>	<b>1.94</b>
<b>100</b>	<b>157.57</b>	<b>15.76</b>	<b>15.48</b>	<b>2.44</b>	<b>7.88</b>
<b>140</b>	<b>222.99</b>	<b>22.3</b>	<b>29.47</b>	<b>6.57</b>	<b>21.28</b>
<b>200</b>	<b>202.71</b>	<b>20.27</b>	<b>42.96</b>	<b>8.71</b>	<b>28.17</b>
<b>Fondo</b>	<b>35.48</b>	<b>35.48</b>	<b>33.92</b>	<b>12.03</b>	<b>38.90</b>
<b>Total</b>	<b>1000</b>	<b>100</b>		<b>30.92</b>	<b>100.00</b>

cantidad considerable con diámetros de 90 a 120  $\mu\text{m}$ .

El oro está asociado a la pirrotina y al cuarzo, pero también se lo **puede** encontrar en los bordes de la pirita.

La presencia de pirrotina, arsenopirita **y** calcopirita puede significar problemas de **alto consumo de** reactivos y **oxígeno** durante la cianuración.

De la distribución granulométrica se puede observar **que más de** la mitad del material es fino de aproximadamente un 60.5% pasante malla 100 (ASTM).

El oro se encuentra distribuido principalmente **en** las fracciones con diámetros pequeños. Un 70.9% del oro **se** encuentra **bajo** la malla 140 (ASTM).

## CAPITULO IV

### CIANURACION POR AGITACION

#### 4.1 ASPECTOS TEORICOS

Para la comprensión del proceso de la cianuración del oro, se deben conocer las reacciones que ocurren durante la lixiviación, las propiedades del oro, el mecanismo de la cianuración, las variables que influyen en la tasa de disolución de oro y los efectos que causan los demás constituyentes de la pulpa. La teoría presentada en este capítulo es un extracto de la teoría presentada por N.P. Finkelstein en 1972 y F. Habashi en 1970, a menos que se indique.

#### 4.1.1 Consideraciones Termodinámicas de la Hidrometalurgia del Oro

El concepto de nobleza del oro puede ser empleado para predecir el comportamiento de éste bajo diferentes condiciones. También puede utilizarse en la selección de reactivos y condiciones que favorezcan la disolución de oro metálico, o alternativamente, en la precipitación de oro de una solución.

La fuerza impulsora de la precipitación de un metal, a partir de una solución con iones de éste, puede ser expresada cuantitativamente como un potencial de reducción. Para un metal **M** en contacto con una solución de sus iones **M<sup>n+</sup>**, la reacción es:



y el potencial de reducción **E** está dado por la ecuación de Nerst:

$$E = E^{\circ} - \frac{RT}{nF} \ln \frac{\{M\}}{\{M^{n+}\}}$$

donde:

R. Constante de los gases =  $8.314 \text{ Joules} \cdot \text{K}^{-1} \cdot \text{mol}^{-1}$

T: Temperatura absoluta en  $^{\circ}\text{K}$

$E^{\circ}$ : Potencial estandar de reducción para la reacción

n: Número de valencia del ión metálico.

Por convención, la actividad de la fase sólida **{M}** es igual a la unidad, y asumiendo que, bajo las condiciones encontradas en las soluciones de los procesos de extracción de oro, la concentración de  $M^{n+}$  es equivalente a la actividad, se obtiene:

$$E = E^{\circ} + \frac{RT}{nF} \ln[M^{n+}]$$

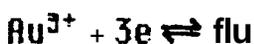
$$E = E^{\circ} + 2.302 \frac{RT}{nF} \log[M^{n+}]$$

Mientras mayor sea el valor de **E**, mayor es la tendencia del ion  $M^{n+}$  a ser reducido y precipitarse como metal. Inversamente, mientras menor sea el valor de **E**, mayor es la tendencia de la reacción a proceder en sentido contrario, y si el producto de esta reacción es soluble, el metal es disuelto.

Aplicando estas relaciones al oro tenemos, para la reducción de los iones áurico y auroso a la forma metálica, las siguientes ecuaciones:



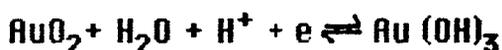
$$E = 1.730 + 0.0591 \log [\text{Au}^{+}] \quad (1)$$



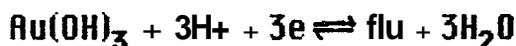
$$E = 1.498 + 0.0197 \log [\text{Au}^{3+}] \quad (2)$$

Los valores de los potenciales estándar para estas reacciones, 1.730V y 1.498V respectivamente, indican que estos iones son agentes oxidantes muy fuertes. Las ecuaciones de los potenciales **E** muestran que ambos iones **tienden a ser inestables en solución y precipitarse fácilmente en presencia de agentes reductores débiles.**

El oro al oxidarse puede formar especies insolubles: óxido áurico hidratado ( $\text{Au}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ ) o  $6 \text{Au}(\text{OH})_3$  y peróxido de oro ( $\text{AuO}_2$ ). El peróxido de oro es inestable y se descompone produciendo oro e hidróxido aurico. La sucesiva reducción del peróxido a hidróxido aurico y oro metálico puede ser descrita **mediante** las reacciones:



$$E = 2.630 - 0.0591 \text{pH} \quad (3)$$



$$E = 1.457 - 0.059 \text{pH} \quad (4)$$

El comportamiento de los sistemas de reducción-oxidación como el presente, se pueden comprender mejor **en un diagrama Eh-pH.** Las ecuaciones (1) a (4) pueden ser dibujadas en uno de estos diagramas.

La Figura 1 muestra un diagrama de este tipo para el sistema oro-agua a 25 °C. Para simplificar el análisis se han omitido algunas de las especies solubles tales como  $\text{H}_3\text{AuO}_3$  y  $\text{H}_2\text{AuO}_3^-$ , y las regiones de estabilidad relativa de las especies solubles no han sido delimitadas. Para la construcción de la Figura 1, se ha utilizado una concentración de  $10^{-4}$  M (20ppm) para las especies solubles de oro.

Esta concentración es del mismo orden de magnitud que la encontrada **en los procesos típicos de cianuración.** La línea 2 indica el rango de condiciones bajo las cuales el oro metálico se

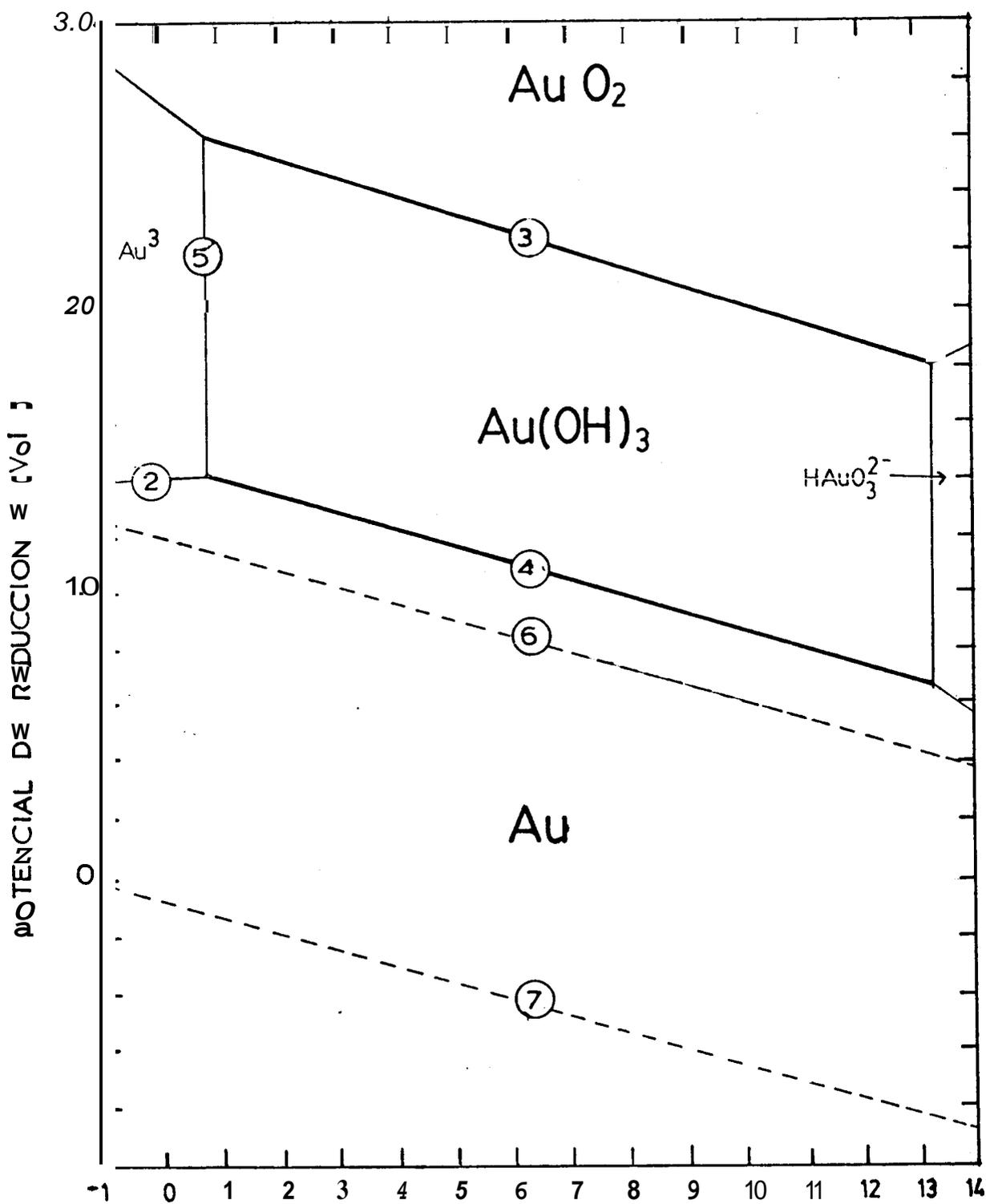
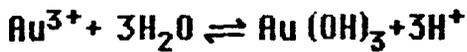


Figura 4.1 Diagrama de Eh-pH para el sistema Au-Aqua a 25°C. Las concentraciones de todas las especies solubles =  $10^{-4}$  M.  $p_{\text{O}_2} = 1 \text{ atm.} = p_{\text{H}_2}$ . (Pourbaix)

encuentra en equilibrio con iones áuricos a una concentración de  $10^{-4}$  M. La línea 5 sale de la relación:



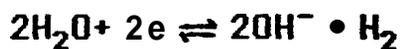
$$\text{pH} = -\frac{1}{3} \log [\text{Au}^{3+}] - 0.693 \quad (5)$$

y muestra las condiciones bajo las cuales el hidróxido áurico está en equilibrio con los iones áuricos. La Figura 1 indica asimismo las condiciones bajo las cuales el agua es inestable respecto a su oxidación a oxígeno:



$$E = 1.228 - 0.0591\text{pH} + 0.047 \log P_{\text{O}_2} \quad (6)$$

o a su reducción a hidrógeno:



$$E = -0.0591\text{pH} + 0.0295 \log P_{\text{H}_2} \quad (7)$$

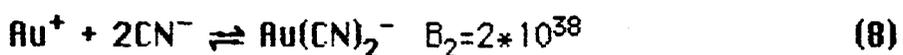
Las presiones de oxígeno  $P_{\text{O}_2}$  y de hidrógeno  $P_{\text{H}_2}$  se han tomado como una atmósfera. El área delimitada por las líneas 6 y 7 marca el dominio de estabilidad del agua líquida. En las condiciones encontradas debajo de la línea 7, el agua se reduce a hidrógeno. Al examinar la Figura 4.1, no solamente se observa que el oro es un metal noble, sino también como esta propiedad surge y cuáles son sus consecuencias. En el rango de condiciones donde el agua es estable, el estado común del oro es el metálico.

Las fuerzas impulsoras  $E$  de las reacciones (6) y (7) son menores que las de las reacciones (2), (3) y (4) para todos los valores  $\text{pH}$ . Se deduce que el oro no puede ser oxidado por la acción del oxígeno disuelto, ni atacado por ácidos fuertes (halogénhídricos, sulfúrico,

nitrico, perclórico y fosfórico), ni por álcalis fuertes. Por el contrario, si el óxido aurico se pone en contacto con el agua, el agua será oxidada a oxígeno y se precipitará oro metálico. El oro puede ser atacado por agentes extremadamente oxidantes como el ozono ( $E^{\circ}=2.076V$ ), pero los productos de la reacción son estables únicamente si el potencial de reducción es mantenido mediante la presencia continua del reactivo.

En la lixiviación del oro es necesario que el metal sea oxidado a una especie soluble y se espera que esta especie no se reduzca y permanezca en solución aun cuando haya oxígeno disuelto presente. Para que ocurra esto, la solución lixivante debe ser lo suficientemente oxidante como para oxidar al metal, y el potencial de reducción del producto formado debe ser menor que el del oxígeno disuelto. Estas condiciones se pueden lograr únicamente si los potenciales de reducción, de los iones áurico y auroso presentes en la solución, son reducidos a un valor menor que el del potencial de oxígeno.

Si se observan las ecuaciones de los potenciales de reducción (1) y (2), se comprueba que para disminuir el valor  $E$ , lo único que se puede hacer es mantener la concentración de los iones  $Au^{+}$  y  $Au^{3+}$  en un valor bajo. Esto puede ser efectuado transformando los productos primarios de la oxidación ( $Au^{+}$  y  $Au^{3+}$ ) en complejos solubles, esto no perjudica el objetivo de la lixiviación, el cual es justamente convertir la mayor cantidad posible de metal en compuesto soluble dentro de un volumen de solución razonable. El agente formador de complejos en el proceso de cianuración es el ion cianuro. Este ion forma complejos con los iones áurico y auroso. Sin embargo sólo se toma en cuenta al ion auroso, ya que éste predomina por un factor de  $10^8$  sobre el áurico, bajo condiciones normales de lixiviación. La formación del complejo auro-cianuro puede ser descrita así:

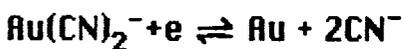


Asúmase  $[\text{CN}^-] = 10^{-3}\text{M}$ , esta normalmente se utiliza en la práctica, entonces:

$$\frac{[\text{Au}(\text{CN})_2^-]}{[\text{Au}^+]} = 10^{-6} B_2 = 2 \times 10^{32}$$

La adición de cianuro causa una disminución de varios órdenes de magnitud en la concentración del ion auroso. Según la ecuación (1) tal reducción en la concentración disminuye el valor de E en 1.91V. Efectos similares se pueden conseguir mediante el uso de otros agentes formadores de complejos. La magnitud de la disminución de la concentración de un ion simple y de la disminución del potencial de reducción está directamente relacionada a la magnitud de la constante de estabilidad  $B_2$ .

La Figura 4.2 muestra un diagrama Eh-pH del sistema agua-oro en presencia de cianuro. Las concentraciones de los productos solubles de oro y del reactivo complejante, utilizadas en el diagrama, caen dentro del rango encontrado en la práctica. La línea 9 muestra cómo el potencial de reducción para la reacción  $\text{Au}(\text{CN})_2^-/\text{Au}$  varía con el pH:



$$E = 0.50 + 0.059 \log[\text{Au}(\text{CN})_2^-] - 0.118 \log([\text{CN}^-]_{\text{total}} - 2[\text{Au}(\text{CN})_2^-]) + 0.118 \log(4.93 \times 10^{-10} + [\text{H}^+]) \quad (9)$$

Donde  $[\text{CN}^-]_{\text{total}}$  es la cantidad total de cianuro añadido a la solución. Debido a que el ácido cianhídrico es muy débil, la constante de disociación  $K_a$  es:

$$K_a = \frac{[\text{H}^+][\text{CN}^-]}{[\text{HCN}]} = 4.93 \times 10^{-10}$$

La hidrólisis tiene un efecto marcado en la proporción de cianuro total presente como ion de cianuro libre, y contribuye a la fuerza

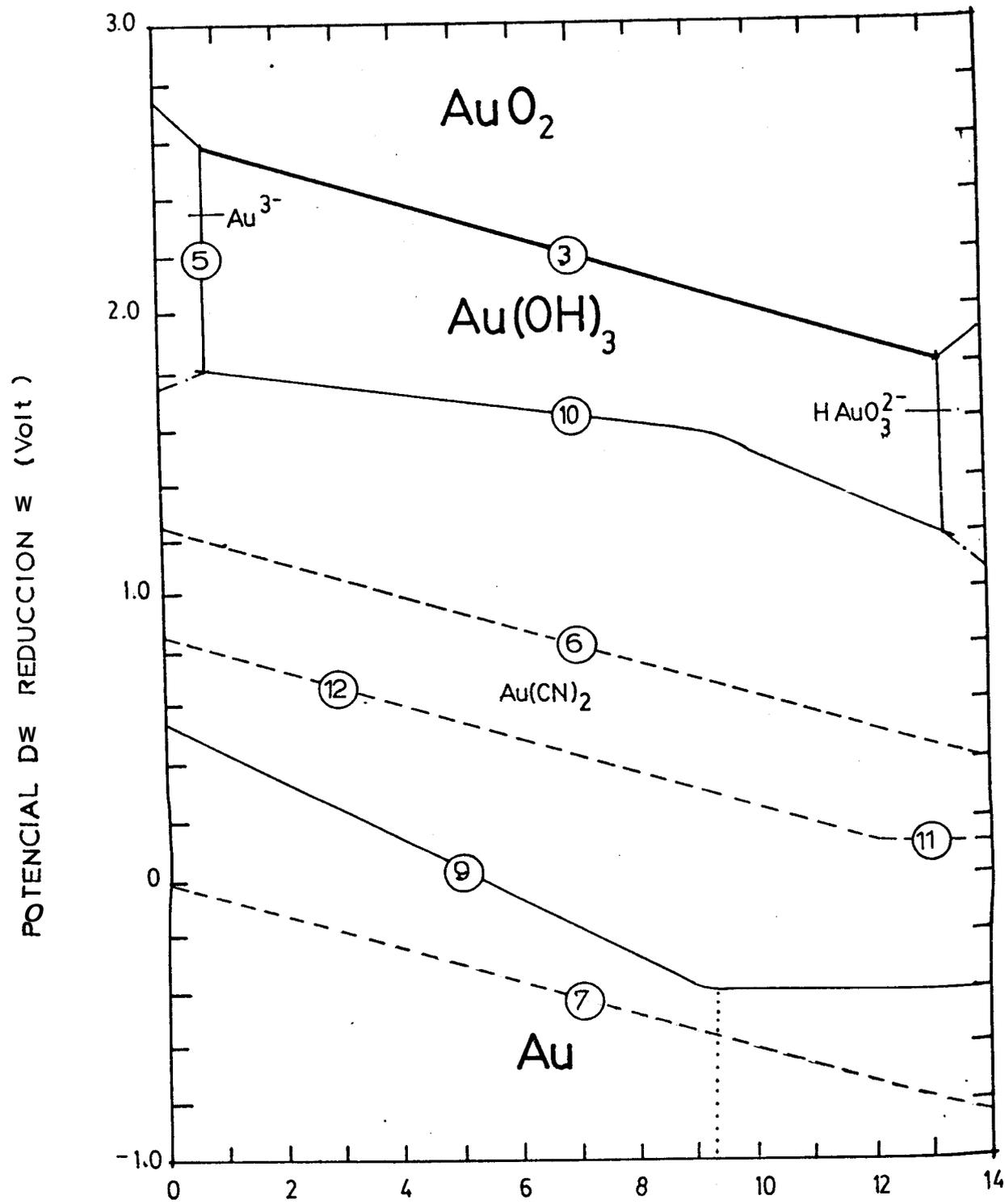


Figura 4.2 Diagrama de Eh-pH para el sistema Au-Agua-CN a 25°C.  
 Las concentraciones de todas las especies solubles =  $10^{-4}$  M.  
 $p_{O_2} = 1 \text{ atm.} = p_{H_2}$ , [CN]total =  $10^{-2}$  M. (Pourbaix)

impulsora de la reacción. Esta es la razón por la cual se tuvo que tomar en cuenta este efecto al formar la ecuación (9); y es únicamente a causa de la hidrólisis que el potencial de reducción varía con el pH. A pH bajos la concentración de cianuro libre es muy baja, la ecuación (9) tiende a ir de izquierda a derecha y el potencial de reducción tiene un valor alto. Al aumentar el pH la concentración de cianuro libre crece, el potencial de reducción cae y la reacción es inversa.

A pH un poco mayores que  $p_{K_a}$ , casi todo el cianuro se encuentra en la forma de ion libre y se vuelve insensible a la variación de pH. De una manera similar, la hidrólisis del cianuro afecta al potencial de reducción de la reacción entre el hidróxido áurico y el cianuro:



De una comparación entre las Figuras 1 y 2, se puede observar que la adición de cianuro ha disminuido el potencial de reducción y ha facilitado la lixiviación del metal y su permanencia en solución. A través de todo el rango de pH, de 0 a 14, la línea 9 está debajo de la 6. Se puede decir entonces que la cupla  $\text{O}_2/\text{OH}^-$  es un oxidante lo suficientemente fuerte como para hacer que la reacción (9) se realice hacia la izquierda, disolviendo oro o evitando la disolución del auro-cianuro. Las reacciones (11) y (12).



tienen también el potencial para oxidar el oro a metal en presencia de cianuro.

La línea de Eh-pH para la oxidación de oro al complejo auro-cianuro es fácilmente calculada. Para concentraciones de cianuro y oro encontradas en la práctica, esta línea se encuentra entre las líneas

6, 11 y 12 Esto muestra que el complejo auro-cianuro, aunque menos estable que el auro-cianuro, debe ser estable en soluciones que contienen oxígeno. También muestra que 18s cuplas oxígeno/peróxido no son lo suficientemente fuertes para efectuar la oxidación del oro a cianuro aurico. Esto probablemente explica por qué el complejo auroso es exclusivamente formado cuando soluciones de cianuro, cargadas con oxígeno, reaccionan con el oro. La intersección de la línea 9 con el eje del potencial depende de las concentraciones de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  y de todas las especies en solución que contienen cianuro. La curva de E se mueve hacia abajo cuando la concentración de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  disminuye o cuando  $[\text{CN}^-]_{\text{total}}$  aumenta. Sin embargo, la forma de la curva se mantiene.

Si la línea 9 se intersectara con la línea 7, la disolución de oro ocurriría en soluciones de cianuro carentes de oxígeno y se produciría hidrógeno:



Los dominios de estabilidad del hidróxido áurico sólido  $\text{H}_2\text{AuO}_3^-$  y el  $\text{Au}^+$  soluble son reducidos al introducir el cianuro al sistema.

#### 4.1.2 Consideraciones Cinéticas

Para el metalurgista, a quien le interesa los costos de procesamiento, es de mucha importancia conocer las tasas de las reacciones que ocurren durante la cianuración.

Se debe tomar en cuenta que si los productos de las reacciones del proceso son solubles, el mecanismo de reacción entre un sólido y una solución incluye cinco etapas principales:

1. Transporte de las partículas reactantes a la superficie metálica.
2. Adsorción de los reactantes en la superficie.

3. Reacción en la superficie.
4. Desorción de los productos.
5. Transporte de los productos desde la superficie.

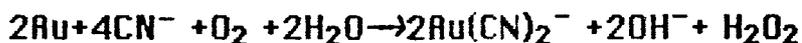
Estas etapas principales pueden incluir varios pasos. La tasa global de la reacción está determinada por la tasa de la etapa más lenta y por la tasa del paso más lento dentro de esta última. Por ejemplo, el transporte de los productos desde la superficie involucra un mezclado convectivo en la solución y la difusión a través de la capa límite sólido-líquida.

La tasa de cada una de estas etapas es proporcional al área superficial de sólido disponible para la reacción. Por esta razón, reacciones heterogéneas están particularmente sujetas a la interferencia de reacciones que causan la formación de una película sobre la superficie del oro.

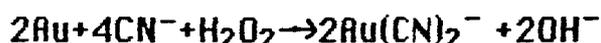
### 4.13 Mecanismo de la Cianuración

#### Reacciones Generales

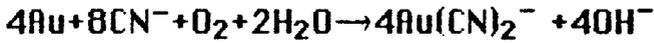
La principal reacción de la disolución de oro según (N.P.Finklestein, 1972; Hedley y Tabchnik, 1968) es la siguiente:



Parte del peróxido formado es utilizado en la siguiente reacción:



Una pequeña parte del oro es disuelta según la clásica ecuación de Elsner:



### Mecanismo Electroquímico

La disolución de oro en soluciones de cianuro es esencialmente un proceso de corrosión electroquímica. La corrosión considera dos áreas adyacentes en el metal que se corroen, una catódica y otra anódica (Figura 4.3). Para una mejor comprensión se consideran estas áreas separadamente:

La corriente  $i_a$  generada por la reacción anódica está relacionada con el potencial anódico  $E_a$  y con la cantidad de cianuro  $[\text{CN}^-]$  que llega a la superficie del área anódica. Primeramente  $i_a$  crece (al aumentar  $E_a$ ), y luego se torna constante cuando es limitada por la tasa de difusión de cianuro en la superficie (Figura 4.4a). La corriente catódica  $i_c$  se comporta de la misma manera (Figura 4.4b) y está limitada por la difusión de oxígeno. Las magnitudes de las corrientes de difusión son directamente proporcionales a las concentraciones de los reactivos relevantes en la solución, al incremento de la agitación y a la temperatura. Cuando las áreas anódica y catódica se cortocircuitan, como ocurre en una celda de corrosión local, se debe alcanzar un estado de equilibrio en el cual  $i_a = i_c$  (Figura 4.4c). La corriente  $i$  en este punto es la corriente de corrosión y es directamente proporcional a la tasa de disolución del metal.

### Control de la Tasa de Disolución de Oro

La reacción anódica del proceso de cianuración es:



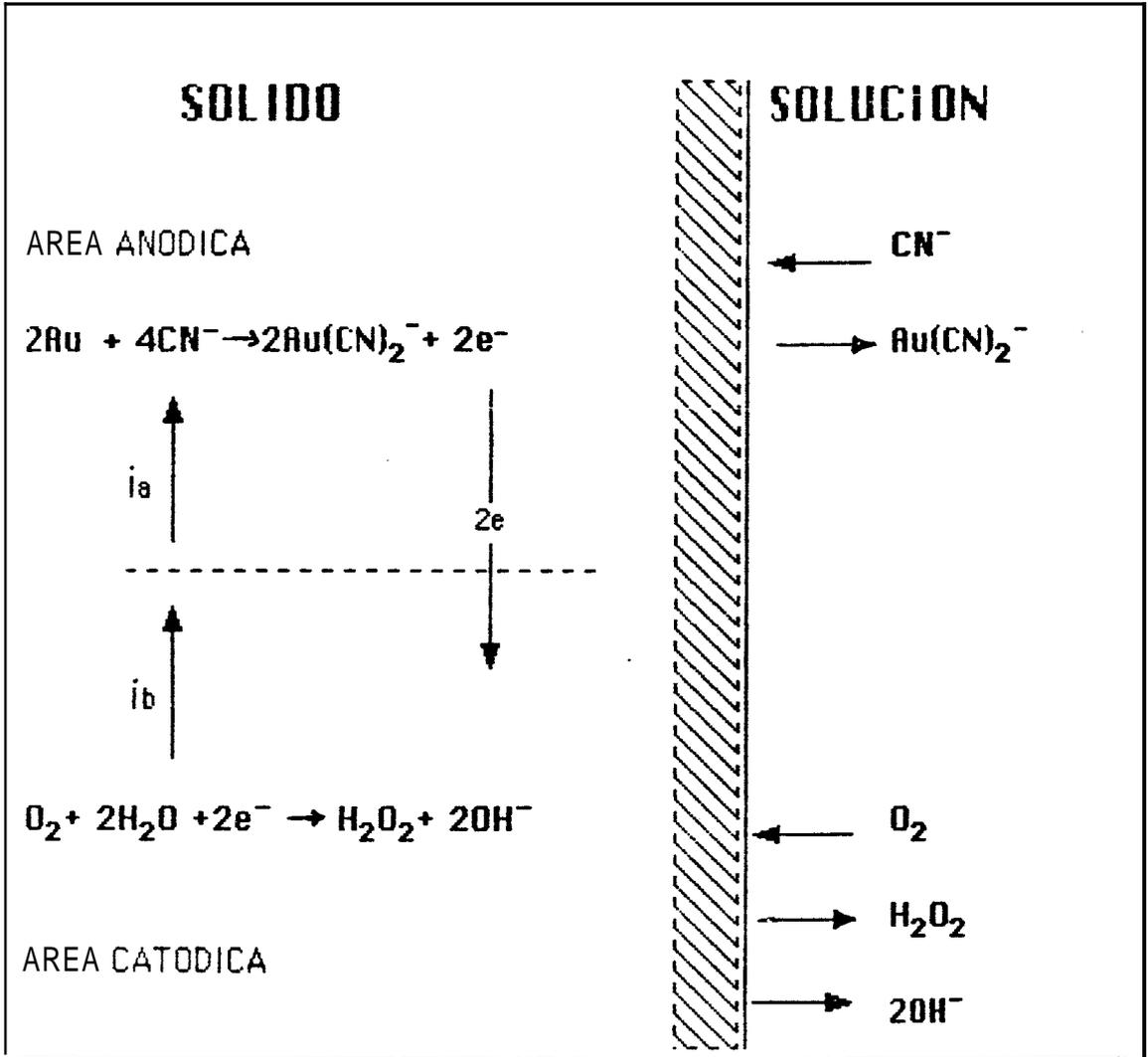


Figura 4.3 Representación Esquemática de la Celda de Corrosión en la Superficie del Oro. (N.P. Finkelstein, 1983)

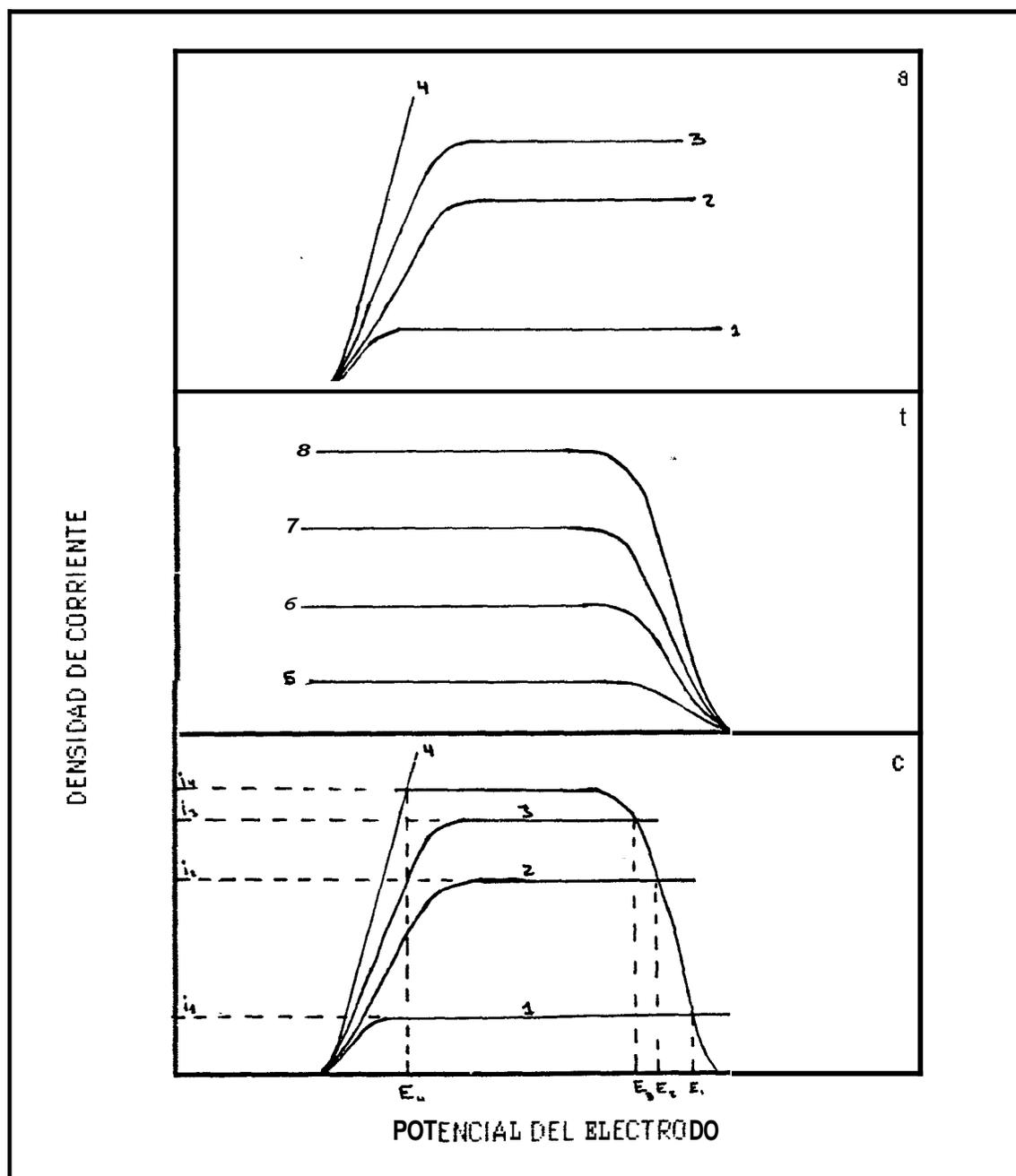
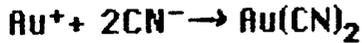
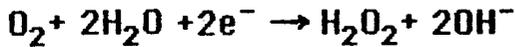


Figura 4.4. Curvas de polarización para un electrodo de oro sin pasivación. La concentración de cianuro aumenta en el orden 1, 2, 3, 4. La concentración de oxígeno aumenta en el orden 5, 6, 7, 8. (Kudrig y Kellog)

- (a) Polarización anódica del oro en una solución de cianuro oxigenada.
- (b) Polarización catódica del oro en una solución de cianuro libre de oxígeno.
- (c) Polarización anódica y catódica demostrando la disolución del oro por el oxígeno en soluciones con distinta concentración de cianuro.



mientras que la catódica es



Segun la ley de Fick:

$$\frac{d(\text{O}_2)}{dt} = \frac{D\text{O}_2}{\delta} A_1 \{ [\text{O}_2] - [\text{O}_2]_i \}$$

$$\frac{d(\text{CN}^{-})}{dt} = \frac{D\text{CN}^{-}}{\delta} A_2 \{ [\text{CN}^{-}] - [\text{CN}^{-}]_i \}$$

donde:

$\frac{d(\text{CN}^{-})}{dt}$  y  $\frac{d(\text{O}_2)}{dt}$ : tasas de difusión de  $\text{CN}^{-}$  y  $\text{O}_2$

$D\text{CN}^{-}$  y  $D\text{O}_2$ : coeficientes de difusión de  $\text{CN}^{-}$  y  $\text{O}_2$  disuelto, en  $\text{cm}^2/\text{s}$ .

$[\text{CN}^{-}]$  y  $[\text{O}_2]$ : concentración de  $\text{CN}^{-}$  y  $\text{O}_2$  solución, en  $\text{mol/ml}$ .

$[\text{CN}^{-}]_i$  y  $[\text{O}_2]_i$ : concentración de  $\text{CN}^{-}$  y  $\text{O}_2$  en la interfase, en  $\text{mol/ml}$ .

$A_1$  y  $A_2$ : area superficial en la cual las reacciones catódica y anódica tienen lugar.

$\delta$ : espesor de la capa de la interfase, en  $\text{cm}$ .

Asumiendo que las reacciones químicas en la interfase metalica son muy rápidas en comparacion con las tasas de difusion del ion

cianuro y el oxígeno a través de la capa estancada, estas serán consumidas en el momento en que alcancen la superficie metálica, por lo tanto:

$$[\text{CN}^-]_i = 0 \quad \text{y} \quad [\text{O}_2]_i = 0$$

$$\frac{d(\text{O}_2)}{dt} = \frac{D\text{O}_2}{\delta} A_1 \{ [\text{O}_2] \}$$

$$\frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = \frac{D\text{CN}^-}{\delta} A_2 \{ [\text{CN}^-] \}$$

ya que la difusión del metal es el doble que la tasa de consumo de oxígeno y la mitad de la tasa de consumo de cianuro:

$$\text{Tasa de disolución de Au} = 2 \frac{d(\text{O}_2)}{dt} = 2 \frac{D\text{O}_2}{\delta} A_1 \{ [\text{O}_2] \}$$

$$= \frac{1}{2} \frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = \frac{1}{2} \frac{D\text{CN}^-}{\delta} A_2 \{ [\text{CN}^-] \}$$

en el estado de equilibrio se tiene:

$$2 \frac{D\text{O}_2}{\delta} \{ [\text{O}_2] \} = \frac{1}{2} \frac{D\text{CN}^-}{\delta} A_2 \{ [\text{CN}^-] \}$$

pero ya que A es el área total del metal en contacto con la fase acuosa,  $A = A_1 + A_2$ .

$$\text{Tasa} = \frac{2A D\text{CN}^- - D\text{O}_2 [\text{CN}^-][\text{O}_2]}{\{ D\text{CN}^-[\text{CN}^-] + 4D\text{O}_2[\text{O}_2] \}}$$

De esta ecuación se deduce que a una concentración de cianuro bajo, el primer término del denominador es despreciable respecto al segundo y la ecuación se simplifica:

$$\begin{aligned} \text{Tasa} &= \frac{1/2 A D\text{CN}^- [\text{CN}^-]}{\delta} \\ &= K_1 [\text{CN}^-] \end{aligned}$$

Esto coincide con datos experimentales que, a una concentración de cianuro bajo, la tasa de disolución depende únicamente de  $[CN^-]$ .

De la misma manera, se deduce de la misma ecuación que cuando la concentración de cianuro es alta respecto a la de oxígeno, la tasa de disolución depende únicamente de la concentración de oxígeno.

También se puede deducir de la misma ecuación que cuando:

$$DKCN^- [CN^-] = 4D_{O_2} [O_2] \quad \text{ó}$$

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 4 \frac{D_{O_2}}{DKCN^-}$$

la tasa de disolución alcanza su valor máxima Los coeficientes de difusión son:

$$D_{O_2} = 2.76 \cdot 10^{-5} \text{ cm}^2/\text{s}$$

$$DKCN^- = 1.83 \cdot 10^{-5} \text{ cm}^2/\text{s}$$

la razón promedio de  $D_{O_2}/DKCN^-$  es 1.5, por lo tanto el valor máximo de la tasa de difusión del metal es alcanzada cuando:

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = 6$$

Actualmente el valor experimental va de 4.6 a 7.4 . A temperatura y presión ambientales; el oxígeno disuelto en agua alcanza el valor de 8.2mg  $O_2$ /litro de agua ó  $0.27 \cdot 10^{-3}$  mol/litro. De acuerdo con este valor, la concentración óptima de KCN debería ser de  $6 \cdot 0.27 \cdot 10^{-3}$  mol/litro ó 0.01%.

Desde el punto de vista técnico, ni la concentración de oxígeno disuelto, ni la concentración de cianuro libre, son importantes en la práctica, ya que lo principal es la razón entre ambas. Sin embargo se han realizado otras observaciones y se ha llegado a concluir

que es necesario modificar este simple mecanismo electroquímico.

Bajo ciertas condiciones, la tasa crece inicialmente con un aumento en la agitación, pero después decrece. Condiciones similares se han encontrado cuando aumenta la concentración de  $O_2$ . Al inicio, la tasa crece proporcionalmente, luego crece más lentamente o puede ser que disminuya. Estas observaciones muestran que, dependiendo de las condiciones, la tasa de cianuración (disolución de Au) puede ser controlada ya sea por difusión o por una reacción de superficie. La región controlada por la reacción está relacionada con una alta tasa de difusión de oxígeno en la superficie. El proceso es entonces regulado no solamente por variables relativamente accesibles y simples como las concentraciones de los principales reactivos y la intensidad de agitación, sino que es sensible a cambios de temperatura y a la presencia de iones extraños que pueden catalizar o pasivar la reacción química de la cianuración.

#### **4.14 Factores que afectan la Tasa de Disolución de Au en Soluciones de NaCN**

A continuación se presentan varios factores que tienen influencia en la tasa de disolución de oro. Los gráficos correspondientes a los efectos de la velocidad, concentración de cianuro, concentración de oxígeno, temperatura, concentración del álcali y acidez se refieren a experimentos realizados por E.L. Day presentados en la 1967 Annual Meeting of Canadian Gold Metallurgist, Ottawa. En estos experimentos se utilizó hilo de oro cortado en pequeños pedazos. No se empleó mena alguna.

##### **Efecto de la Velocidad de Flujo**

La velocidad de flujo de la solución es uno de los factores que más influencia tiene en la tasa de disolución de oro (Figura 4.5).

Se encontró que la relación entre la velocidad  $V$  y la tasa  $T$  es:

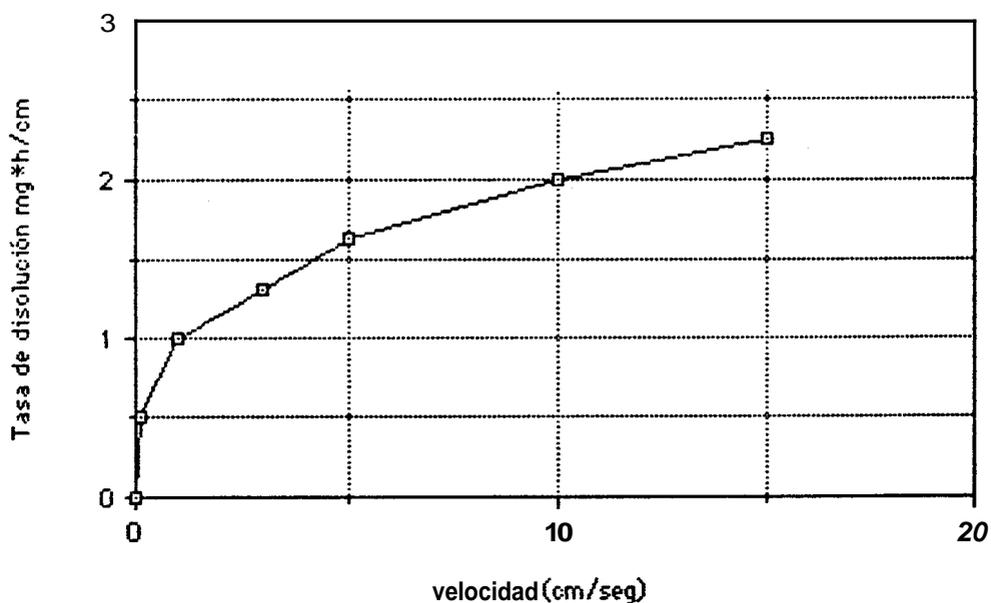


Figura 4.5 Efecto de la Velocidad de Flujo (E.L. Day, 1967)

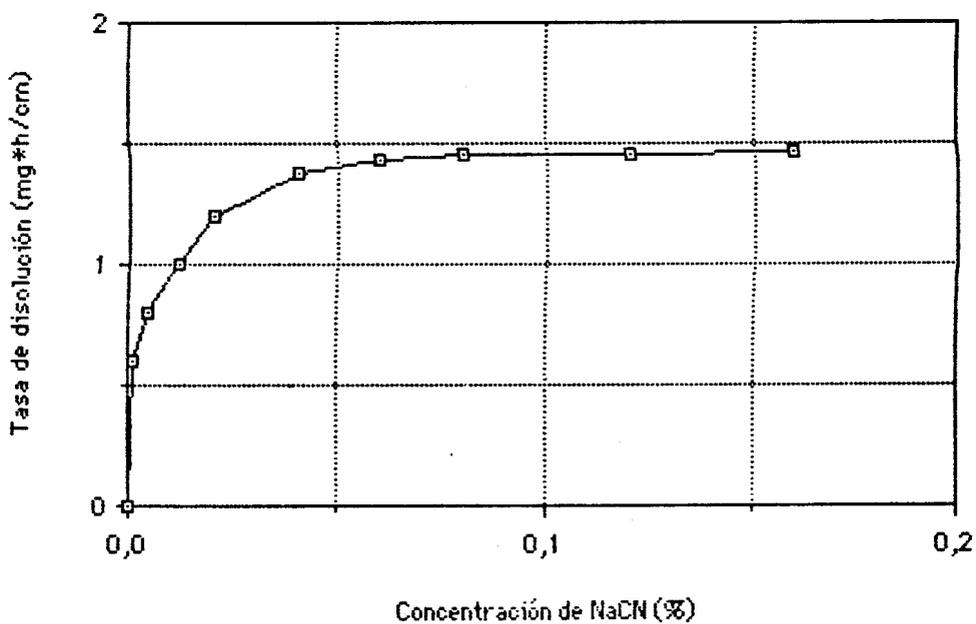


Figura 4.6 Efecto de la Concentración de Cianuro. (ibid)

$$\log T = n \cdot \log V + c$$

donde n es la pendiente de la línea recta y tiene el valor de 0.38 y c es casi cero; por lo tanto:

$$T = kV^n$$

donde  $k = 1.0$

### Efecto de la Concentración de NaCN

Se puede observar que la tasa de disolución de oro crece al aumentar la concentración de cianuro hasta 0.03%, arriba de este punto es casi constante (Figura 4.6).

### Efecto de la Concentración de Oxígeno

Al observar los gráficos relacionados con la concentración de oxígeno (Figura 4.7) se puede decir:

1. Un incremento en la concentración de oxígeno causa un incremento en la tasa de disolución de oro.
2. Al aumentar  $[O_2]$  se llega a un punto donde la tasa alcanza un máximo y luego decrece.
3. La curva de la tasa de disolución de oro alcanza el máximo de diferentes maneras; para concentraciones de cianuro bajas la cima es redondeada, para las altas es aguda.
4. La tasa máxima aumenta junto con la concentración de cianuro usada. Esto implica una relación entre la tasa de disolución, la concentración de oxígeno y la concentración de cianuro, tal como se explicó en la teoría.

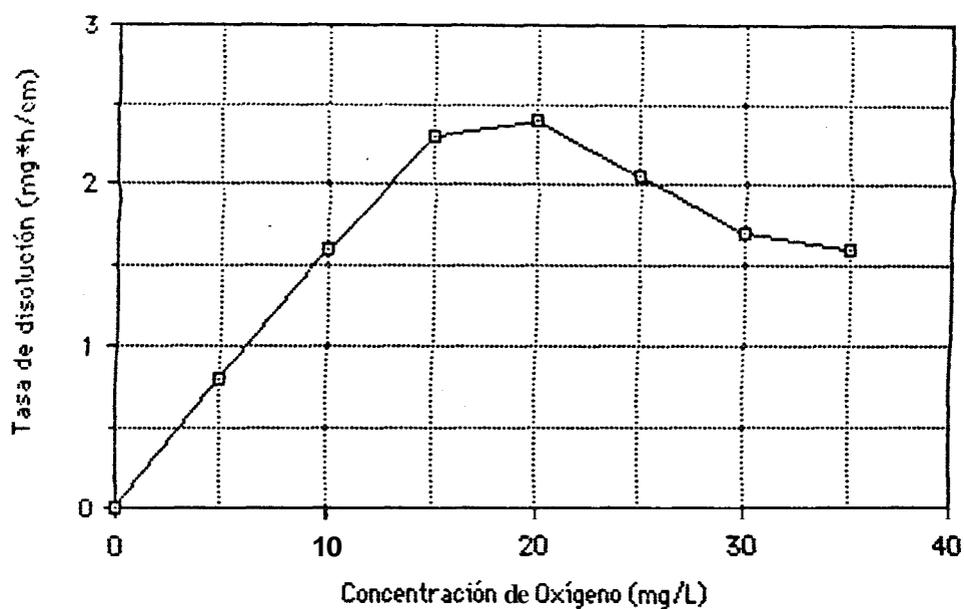


Figura 4.3 Efecto de la Concentración de Oxígeno (ibid)

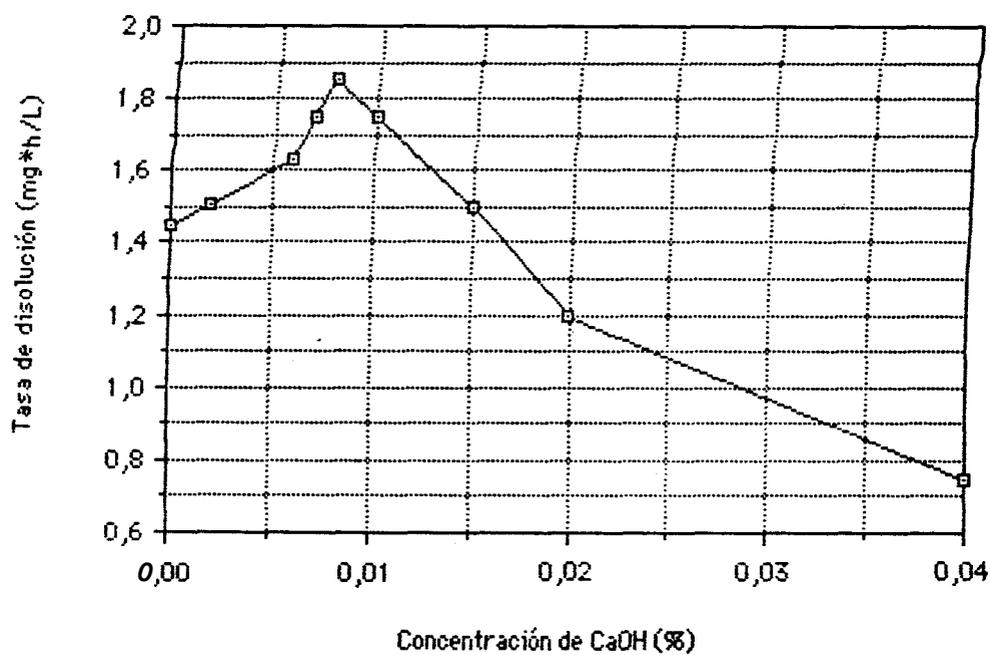


Figura 4.8 Efecto de la Concentración de CaOH (ibid)

## Efecto de la Concentración del Alkali

Las funciones de un álcali en la cianuración son:

1. Elevar el pH de la solución y prevenir la pérdida de cianuro por hidrólisis.
2. Prevenir la pérdida de cianuro por la acción del dióxido de carbono del aire.
3. Neutralizar los compuestos formadores de ácidos o aquellos que reaccionan como tales.
4. Descomponer los bicarbonatos.
5. Ayudar a la sedimentación de las partículas finas y lograr una fácil separación de la fase líquida.
6. Mejorar la extracción cuando se utilizan menas con telurios, los cuales se descomponen mejor en soluciones altamente alcalinas.

En todas las concentraciones de cal investigadas se observó que esta tiene un efecto retardante en la tasa de disolución (Figura 4.8). Por lo tanto se debe evitar el uso de una cantidad mayor de cal que la necesaria para evitar que baje el pH, y para lograr sedimentaciones y filtraciones óptimas.

## Efecto de la Temperatura

Un incremento en la temperatura de una solución implica un aumento en la actividad de la solución y por lo tanto un aumento en la tasa de disolución de oro (Figura 4.9). Sin embargo un aumento de la temperatura disminuye la cantidad de oxígeno disuelto. En el experimento que se analiza en esta figura solamente se utilizó oro.

En la práctica el uso de soluciones calientes para la extracción de

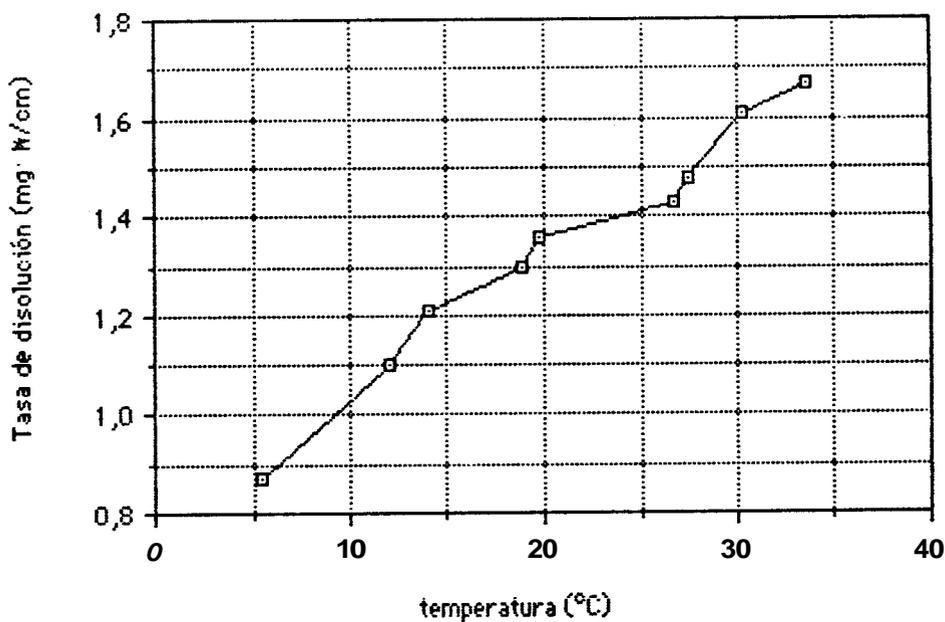


Figura 4.9 Efecto de la Temperatura. (ibid)

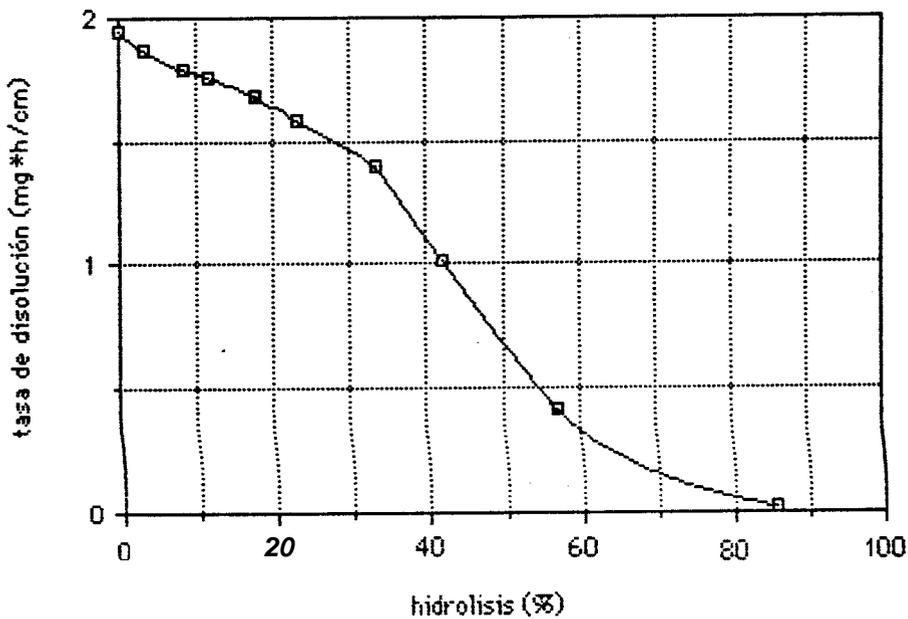


Figura 4.10 Efecto de la adición de acidos (ibid)

oro tiene muchas desventajas tales como: alto costo debido al consumo de mayor cantidad de energía, consumo mayor de cianuro debido a una reacción scelerada de este con los cianicidas, etc.

### Efecto de la acidez

En el tratamiento de ciertas menas ocurre la formación de ácido en la pulpa, esta acidez es débil y puede ser local. Este ácido puede incrementar la hidrólisis del cianuro (Figura 4.10):



Esto causa, además de la pérdida de cianuro, la formacibn del gas HCN que es letal. Por esta razón se debe tener en la solución una cantidad determinada de iones OH<sup>-</sup> para llevar la reacción a la izquierda. Esto se logra manteniendo el pH entre 10 y 12 mediante la adición de cal.

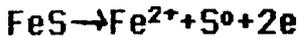
### 4.15 Efecto de Otros Constituyentes de la Pulpa

Constituyentes extraños pueden influenciar la cianuración de muchas maneras. Pueden reaccionar directamente en la superficie del oro, ya sea para incrementar o reducir la tass de la cianuracion; pueden reaccionar con el cianuro, el ion hidroxido y el oxígeno reduciendo así la tasa de cianuración; pueden reaccionar con un inhibidor de la reacción, presente en la solución, e incrementsr la tasa; pero tambien pueden causar la precipitación del auro-cianuro.

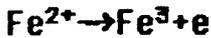
### Minerales de Sulfuro de Hierro

La pirita, la marcasita y la pirrotita son constituyentes comunes de las menas de oro. Pueden descomponerse parcialmente en soluciones alcalinas de cianuro de sodio y formar hidrbxido de hierro, sulfato de hierro o sulfato de calcio. Para la pirrotita la

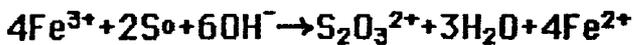
primera etapa de reacción es:



Luego ocurre en la solución la siguiente reacción:



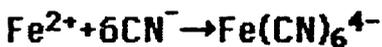
y en la superficie del mineral:



Bajo ciertas condiciones la reacción es diferente:



y el ion ferroso reacciona con el ion cianuro formando ferrocianato:



Cuando se utiliza una pre-aireación en ausencia de cianuro, se forma hidróxido férrico y se evita la formación del ion sulfuro.

### Minerales de Cobre

Los minerales de cobre se disuelven fácilmente en soluciones alcalinas de cianuro de sodio. Estos minerales forman complejos como  $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$ ,  $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$ ,  $\text{Cu}(\text{CN})_6^{4-}$  dependiendo de la relación entre las concentraciones de cianuro y cobre. Los minerales de cobre además de consumir cianuro, consumen oxígeno:



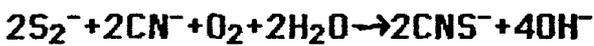
### Minerales de Arsénico y Antimonio

Los minerales de arsénico son poco solubles en soluciones de cianuro. Sin embargo, los productos de la reacción de estos

minerales con la solución ( p.e. la tioarsenita) forman películas insolubles sobre la superficie del oro. La adición de sales de plomo ayuda a destruir estas películas. Un efecto similar ocurre en el caso de los minerales de antimonio.

### Ion Sulfuro

El ion sulfuro es uno de los mayores problemas de la cianuración. Reacciona con el oxígeno y con el ion cianuro, formando tiocianato.



Otro problema es la formación de películas de sulfuro en la superficie del oro y en las aleaciones de oro-plata. Estas películas inhiben la disolución del oro. Se han utilizado sales de plomo para eliminar estas capas de sulfuro. El plomo reacciona con el ion sulfuro y forma un precipitado insoluble de sulfuro de plomo.

### Iones de Metales Base

El retardo en la cianuración debido a la adición de  $Fe^{2+}$ ,  $Fe^{3+}$ ,  $Ni^{2+}$ ,  $Cu^{2+}$ ,  $Zn^{2+}$  y  $Mn^{2+}$  es causada principalmente por la reacción de estos iones con el cianuro. Este efecto retardante puede ser eliminado añadiendo más cianuro. También se ha observado que pequeñas cantidades de cobre, zinc y hierro son adsorbidas en la superficie del oro, y que la película formada retarda la lixiviación. Sin embargo este último efecto es insignificante.

El efecto de iones como  $Pb^{2+}$ ,  $Bi^{2+}$ ,  $Hg^{2+}$ , y  $Tl^+$  no es tan sencillo. Las sales de talio aceleran espectacularmente la cianuración siempre que existan condiciones que favorezcan la pasivación.

En pruebas de laboratorio se ha demostrado que las sales de plomo, bismuto y mercurio pueden acelerar considerablemente la disolución de oro. Sin embargo, en la práctica, el comportamiento de estas sales no es bien conocido. Bajo ciertas condiciones puede ocurrir un retraso de la disolución de los metales preciosos.

## 4.2. PRUEBAS DE LABORATORIO

Se realizsron una serie de pruebas de laboratorio con el fin de investigar el comportamiento del material frente a una solución de cianuro de sodio en medio alcalino y determinar las condiciones optimas para una maxima extracción del oro.

Se utilizaron dos tipos de agitación mecánica: Agitación en botellas cilíndricas de plástico sobre una mesa de rodillos (Fotografía 4.1) y en un agitador tipo Denver, construido especialmente para esta prueba (Fotografía 4.2).

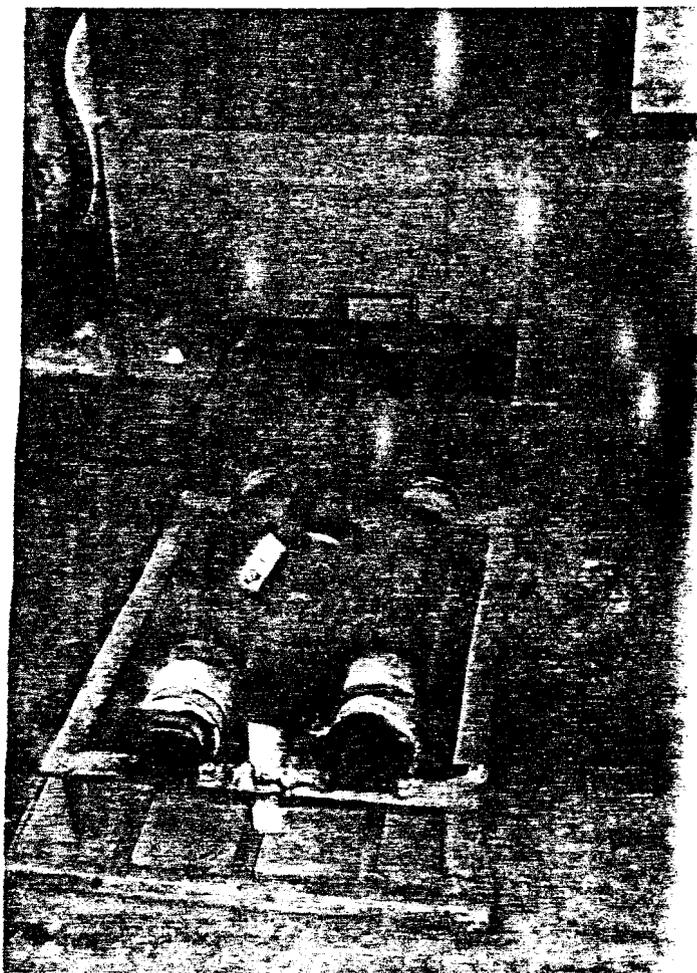
Se investigaron las siguientes variables:

- Agitación
- Grado de liberación
- Concentración de cianuro
- Concentración de cal

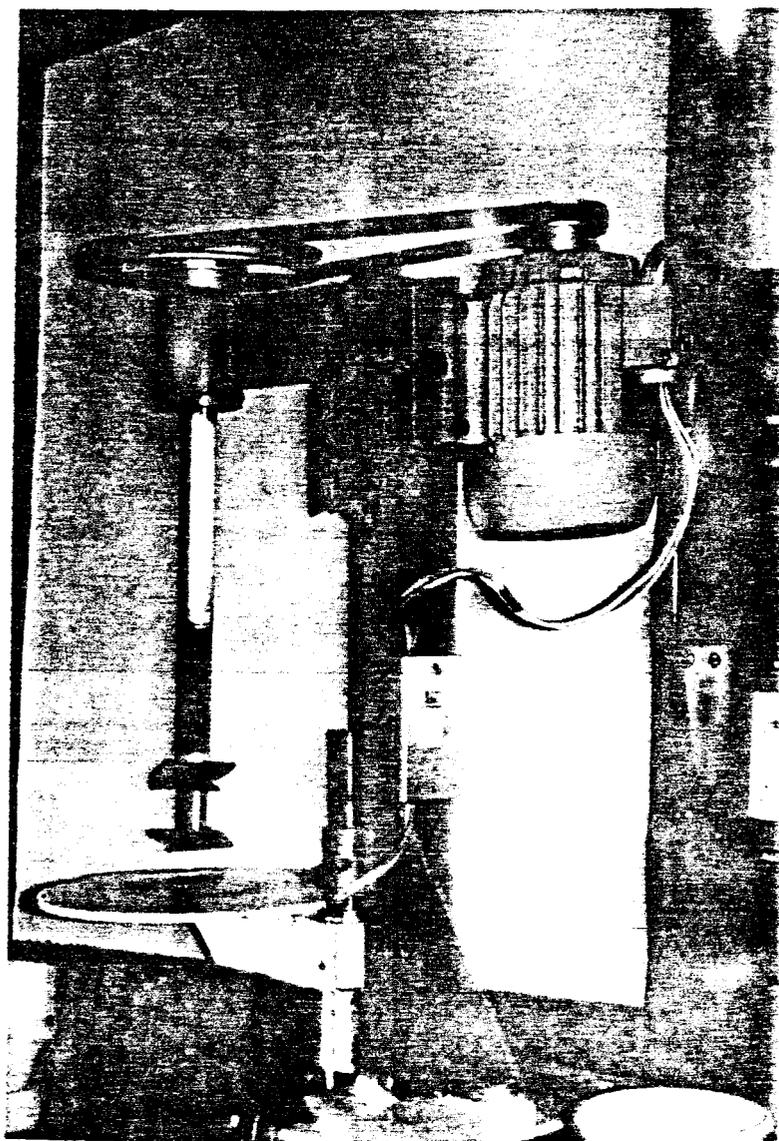
Por falta de equipo y reactivos fue imposible investigar otras variables importantes en la cianuración. Sin embargo se pudieron obtener resultados muy satisfactorios.

### Equipos Utilizados

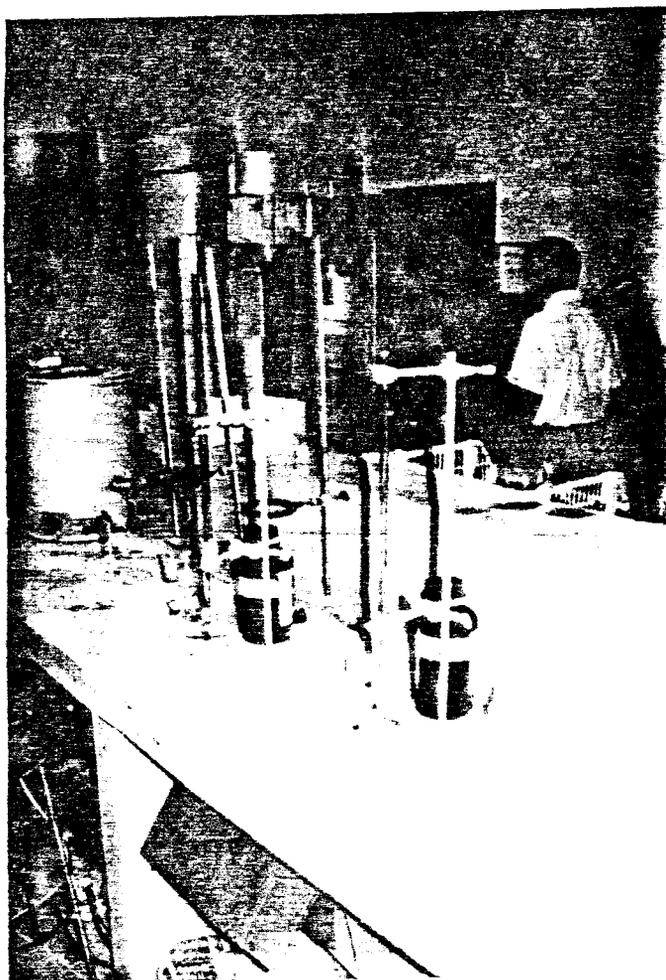
1. Agitador de rodillos
2. Agitador tipo Denver
3. Botellas de plástico de 10litros.
4. Equipo necesario para la titulación de cal y cianuro (Fotografía4.3):
  - 2 buretas



Fotografía 4.1 Agitación en botellas de plástico



Fotografia 4.2 Agitador tipo Denver



Fotografía 4 B Equipo de titulación

- 2 soportes universales
- 2 beakers de 15ml
- 2 goteros
- 2 pipetas de 5 y 10ml

5. Equipo necesario para filtrar (Fotografía 4.3):

- 1 soporte universal
- 1 anillo de soporte
- papel filtro No.4
- 2 beaker de 40ml.

6. Equipo necesario para pesar y agregar la cal y el cianuro:

- 1 balanza analítica con una precisión de 0.00001mg
- 2 vidrios reloj
- 1 espátula pequeña
- 1 piseta

7. pH metro.

8. Equipo para guardar muestras de solución:

- tubos de ensayo con tapones de caucho
- refrigerador
- pipeta de 25ml ó de 10ml.

9. Equipo para medición de oro.

- equipo de espectrometría de absorción atómica Ferkin-Elmer

10. Equipo para realizar la prueba de Chiddey.

- 1 plato caliente
- 1 beaker de 500ml
- 2 beaker de 20ml

- 1 varilla de vidrio
- 1 vidrio de reloj grande
- 1 sorbona

### Reactivos

1. Cianuro de sodio de grado industrial
2. Cal industrial **P-24**
3. Acido oxálico
4. Nitrato de plata
5. Fenolftaleina
6. Ioduro de potasio
7. Zinc en polvo (para prueba de **Chiddey**)
8. Acetato de plomo (para prueba de Chiddey)
9. Acido clorhídrico (para prueba de **Chiddey**)
10. Agua destilada
11. Reactivos para ensayos al fuego
12. Reactivos para ataque ácido del doré.

### Procedimiento

Las pruebas de cianuración se realizaron siguiendo básicamente el mismo procedimiento. Las pequeñas variaciones se explican al inicio de cada prueba. El procedimiento es el siguiente:.

1. Se muele una cantidad de material mayor a la que se va a utilizar en la prueba. Se cusrtea bien y se sepsran unos 150g para calcular la ley de cabeza. Se muelen los 150g y se realiza un ensayo al **fuego**, luego se ataca con agua regia y se lleva a medir en el espectrofotómetro de absorbcibn atómica. Se calcula la ley de cabeza.

2. Se pesa la cantidad de material a utilizarse, se coloca dentro del recipiente de agitación y se agrega la cantidad necesaria de agua para obtener la densidad de pulpa que requiere la prueba.

3. Se agita la pulpa por 15 minutos y luego se mide el pH. Para la medición del pH se saca un poco de pulpa con un beaker de 40ml y se filtra. Luego se mide el pH del filtrado mediante un pH-metro.

4. Se agrega la cantidad de cal necesaria para elevar el pH a un valor apropiado para la cianuración. La cantidad de cal a agregarse se determina experimentalmente. Es decir se agrega la cal, se agita por 2 minutos, se mide el pH y se repite hasta que el pH este entre 10 y 11. Luego se agita la pulpa por 15 minutos..

5. Se filtra un poco de pulpa, se cogen 5ml de filtrado y se titula la cal; se compara la concentración de cal de la pulpa con la concentración requerida para la prueba. Si la concentración en la pulpa es menor a la deseada se agrega la cantidad de cal necesaria para mantener la concentración óptima. Se devuelve la solución restante.

6. Inmediatamente se agrega el NaCN necesario para tener la concentración de NaCN que requiere la prueba. Se itiiicia la agitación y se da inicio a la cianuración.

7. Después de una hora se titula la cal y el cianuro. Se agrega la cantidad necesaria de estos reactivos para mantener las concentraciones deseadas. Se recoge una muestra de solución para medición de oro. Este paso se repite despues de 3, 6, 9, 12, 18, **24**, 36, 48 horas de haber empezado la cianuracion.

8. A las **48** horas se detiene la prueba. Se deja asentar el sólido y se saca el líquido. Para eliminar la solución restante en el sólido, se lava el sólido unas cuatro veces con agua alcalinizada. Luego se seca el sólido, se realiza un ensayo al fuego de éste, se ataca el doré con agua regia hasta su disolución total; ésta se diluye con HCl y se mide una parte en el espectrofotómetro de absorción atómica. Con la solución restante se realiza una prueba de Chiddey, se funde el precipitado, se copela y se mide de la misma manera.

9. Se calcula la recuperación comparando la extracción con la ley de cabeza y se corrige con la ley de los relaves.

#### **4.2.1 Grado de Molienda**

Para determinar el grado de molienda necesario para obtener la mejor recuperación se realizaron tres pruebas; una con la granulometría original del material 80% pasante malla 70 (ASTM), una con el material molido hasta un 80% pasante malla 140 (ASTM) y otra con el material molido hasta un 80% pasante malla 230 (ASTM). Las demás variables se mantuvieron iguales para todas las pruebas (Tabla 4.1 y Figuras 4.11a-c):

-concentración de NaCN:	0.5g/l
-concentración de Cal:	0.3g/l
-densidad de pulpa:	2:1
-cantidad de sólido:	1.000Kg
-agitación:	100r.p.m. en botella

#### **4.2.2 Agitación**

Se realizaron investigaciones con dos tipos de agitadores, de rodillos y tipo Denver. En el agitador de rodillos se realizaron dos pruebas a distintas r.p.m.: una a 35r.p.m. y otra a 100r.p.m. En el agitador tipo Denver se realizaron también dos pruebas: una a 350r.p.m. y otra a 700r.p.m. Se hicieron mediciones de oxígeno en solución para las pruebas de 350r.p.m. y de 100r.p.m. Las demás

variables se mantuvieron iguales para todas las pruebas:

- concentración de NaCN: 0.5g/l
- concentración de Cal: 0.3g/l
- densidad de pulpa: 2:1
- cantidad de sólido: 1.000Kg
- granulometría: 80%-Malla 140

#### **4.2.3 Concentration de Cianuro**

Se realizaron tres pruebas con tres concentraciones diferentes de cianuro: 0.35g/l, 0.45g/l y 0.80g/l. Las demás variables se mantuvieron iguales para todas las pruebas :

- concentración de Cal: 0.3g/l
- densidad de pulpa: 2:1
- cantidad de sólido: 1.000Kg
- granulometría: 80% -Malla 140
- agitación: 100r.p.m. en botella

#### **4.2.4 Concentración de Cal**

Se realizaron dos pruebas con distinta concentración de cal: 0.3g/l y 0.25g/l. Las demás variables se mantuvieron iguales para todas las pruebas:

- concentración de NaCN: 0.5g/l
- concentración de Cal: 0.3g/l
- densidad de pulpa: 2:1
- cantidad de sólido: 1.000Kg
- granulometría: 80% -Malla 140
- agitación: 100r.p.m. en botella.

#### **4.2.5 Prueba Definitiva**

Se realizó una pruebas definitiva con las condiciones óptimas las

cuales fueron:

- concentración de NaCN: 0.5g/l
- concentración de Cal: 0.3g/l
- densidad de pulpa: 2:1
- cantidad de sólido: 1.000Kg
- granulometria: 80% -Malla 140
- agitación: 350r.p.m. en el agitador tipo Denver

### 4.3. RESULTADOS

Los resultados de las pruebas anteriormente mencionadas se pueden observar en las Tablas 4.1 a 4.5 y Figuras 4.11-4.14.

### 4.4. ANALISIS DE RESULTADOS

#### Grado de Molienda

La mayor recuperación se obtuvo con la prueba realizada con el 80% pasante malla 230 (ASTM).

Se puede observar en los resultados que hay un consumo levemente mayor para las granulometrías más finas. Esto se puede deber a que a menor tamaño de las partículas, mayor es el área de contacto entre los minerales y la solución, dando como resultado una mayor disolución de elementos y sustancias cianicidas.

Para la elección de la mejor prueba se deben tomar en cuenta otros factores como el costo de molienda, el costo en los espesadores y en los clarificadores.

Para llegar a una granulometría más fina el costo de molienda es mayor. La separación del sólido-líquido se hace más difícil y por lo tanto costosa. Para poder determinar con qué granulometría se debe trabajar en una planta es necesario tomar en cuenta todos los beneficios y costos.

Tabla 4.1 Pruebas de grado de moliends

		Recuperación de Au (%)			Consumo de cal (Kg/T)			Consumo de NaCN (Kg/T)		
		12h	24h	48h	12h	24h	48h	12h	24h	48h
80% pasante lalla (ASTM) ( $\mu\text{m}$ )										
230	63	88.2	93.1	93.8	5.22	6.06	6.81	4.10	5.43	5.85
140	106	87.0	91.7	92.2	4.83	5.95	6.53	4.04	5.17	5.78
70	212	79.8	84.6	87.3	4.50	5.78	6.39	3.90	4.76	5.60

Tabla 4.2 Pruebas de agitación

Velocidad de agitación (rpm)	Recuperación de Au (%)			Consumo de cal (Kg/T)			Consumo de NaCN (Kg/T)		
	12h	24h	48h	12h	24h	48h	12h	24h	48h
35 (en rodillos)	73.1	76.8	80.0	4.40	5.31	6.09	4.62	5.78	6.47
100 (en rodillos)	77.5	86.0	93.1	4.35	5.81	6.27	3.81	4.63	5.09
350 (en agitador)	33.1	90.6	94.3	5.37	6.15	6.42	3.90	4.72	5.11
700 (en agitador)	36.2	93.3	94.8	4.60	5.82	6.30	2.76	3.63	3.84

Tabla 4.3 Variación de la Concentración de NaCN

Concentración de NaCN (g/l)	Recuperación de Au (%)			Consumo de cal (Kg/T)			Consumo de NaCN (Kg/T)		
	12h	24h	48h	12h	24h	48h	12h	24h	48h
0.35	69.2	78.5	82.6	6.93	8.30	9.10	3.17	3.88	4.80
0.45	84.3	88.9	91.8	5.21	6.47	7.83	3.81	4.75	5.23
0.80	90.6	91.6	93.1	2.69	3.49	4.53	6.62	8.25	8.92

Tabla 4.4 Variación de la concentración de cal

Concentración de cal (g/L)	Recuperación de Au (%)			Consumo de cal (Kg/T)			Consumo de NaCN (Kg/T)		
	12h	24h	48h	12h	24h	48h	12h	24h	48h
0.3	85.1	90.2	93.4	4.4	5.5	6.2	4.1	4.8	5.2
0.5,	73.0	82.2	85.1	5.0	6.0	6.6	4.7	5.6	6.1

Tabla 4.5 Prueba definitiva

Recuperación de Au en 24 horas	92.4%
Consumo de cal en 24 horas	6.20Kg/T
Consumo de cianuro en 24 horas	4.60Kg/T

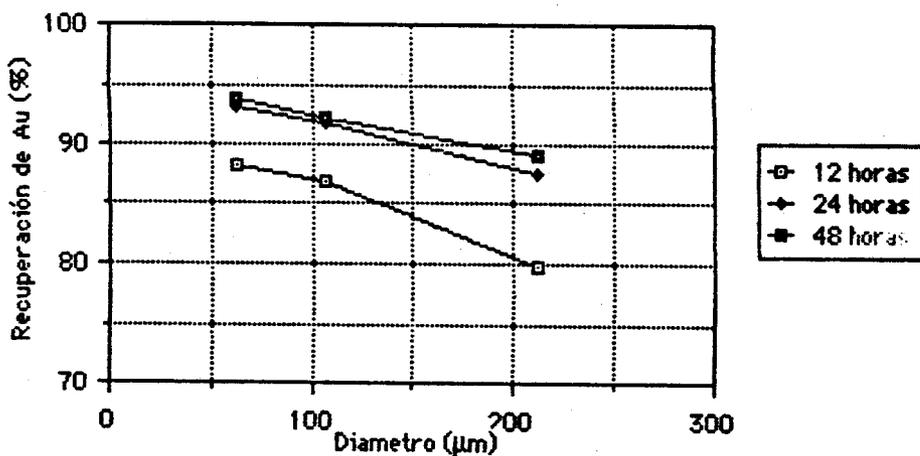


Figura 4.11a Recuperación vs. Grado de Molienda

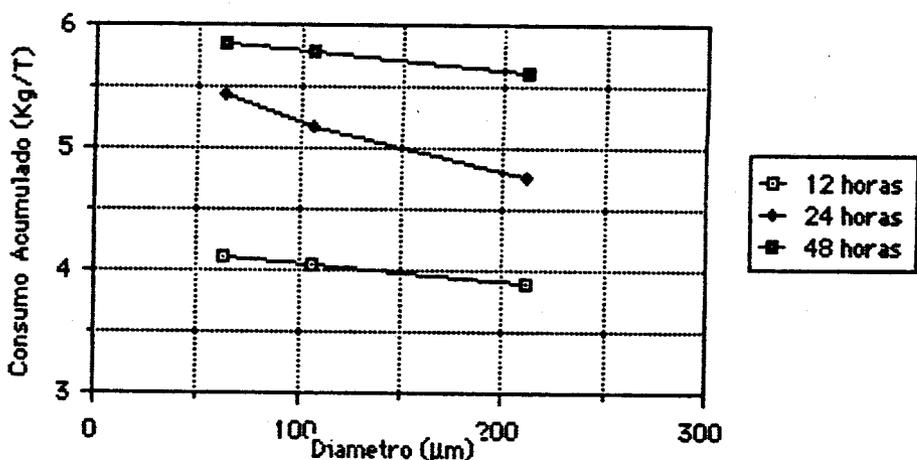


Figura 4.11c Consumo de cal vs. Grado de Molienda

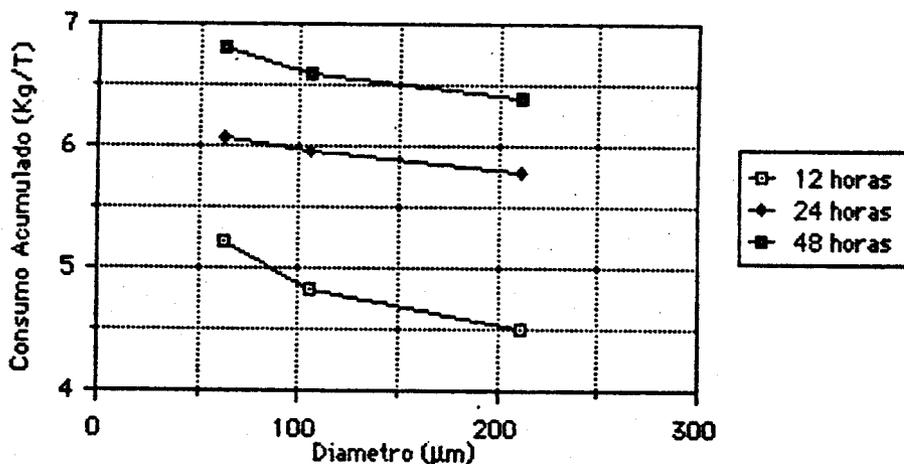


Figura 4.11b Consumo de NaCN vs. Grado de Molienda

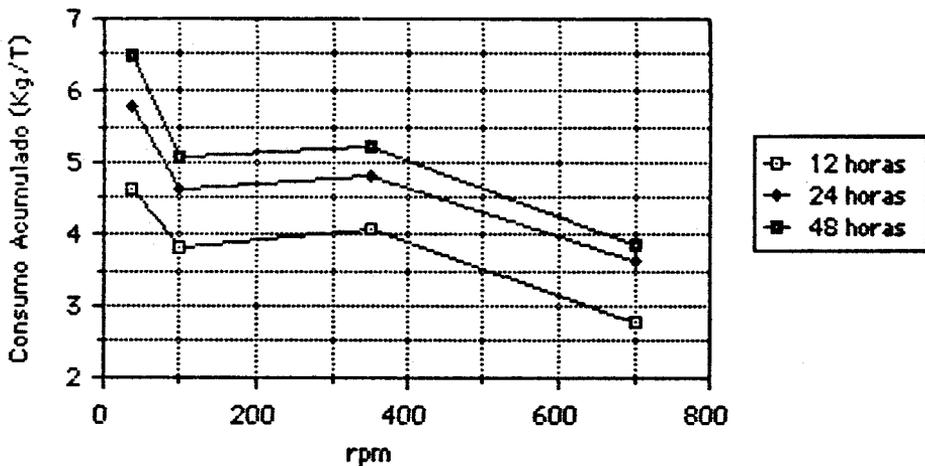


Figura 4.12b Consumo de NaCN vs. Agitación

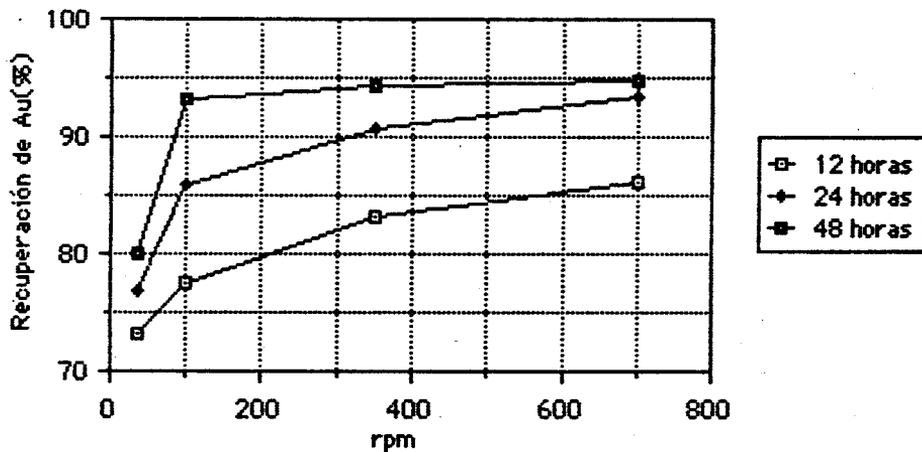


Figura 4.12a Recuperación vs. Agitación

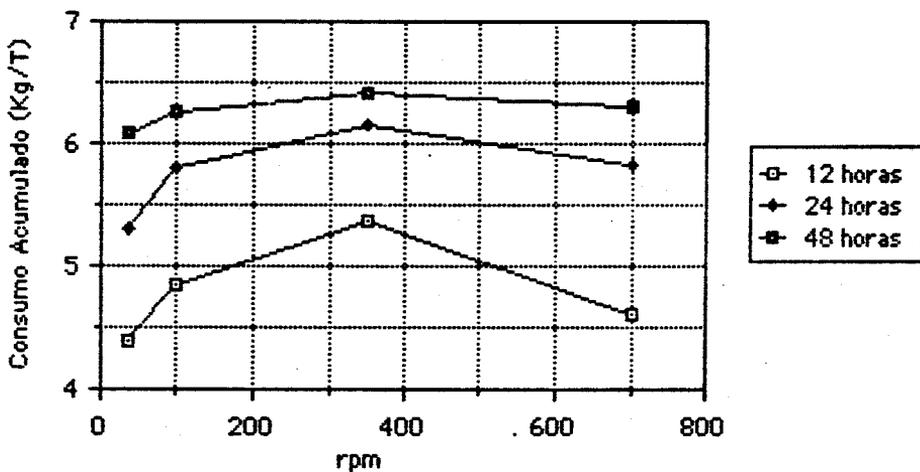


Figura 4.12c Consumo de Cal vs. Agitación

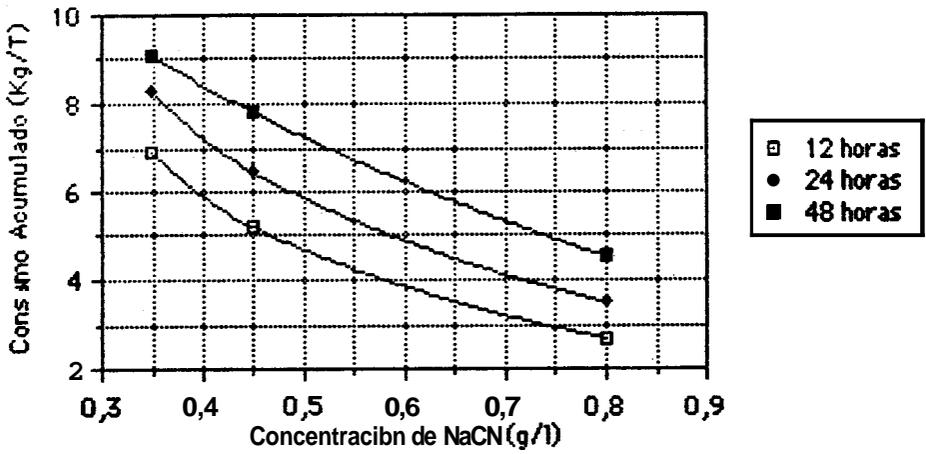


Figura 4.13b Consumo de CaI vs. Concentración de NaCN

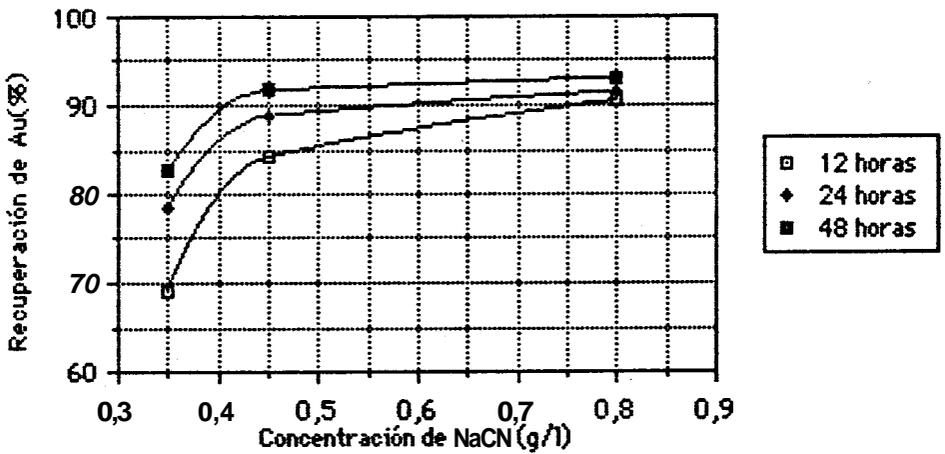


Figura 4.133 Recuperación vs. Concentración de Cianuro

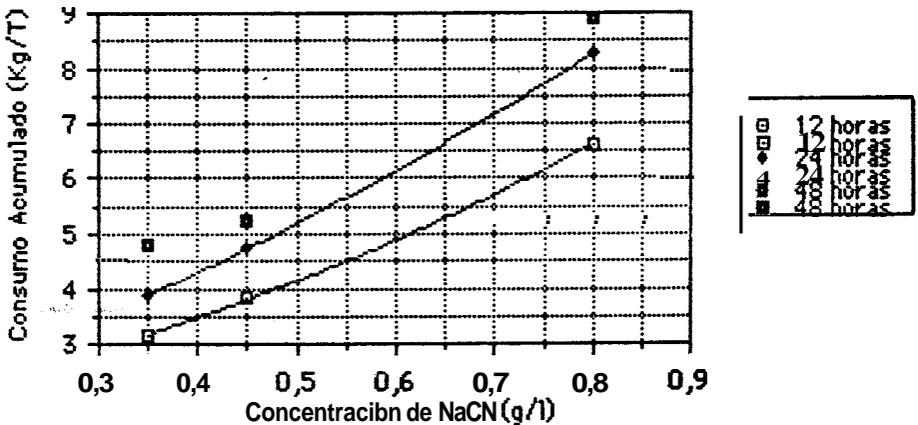


Figura 4.13c Consumo de Cianuro vs. Concentración de Cianuro

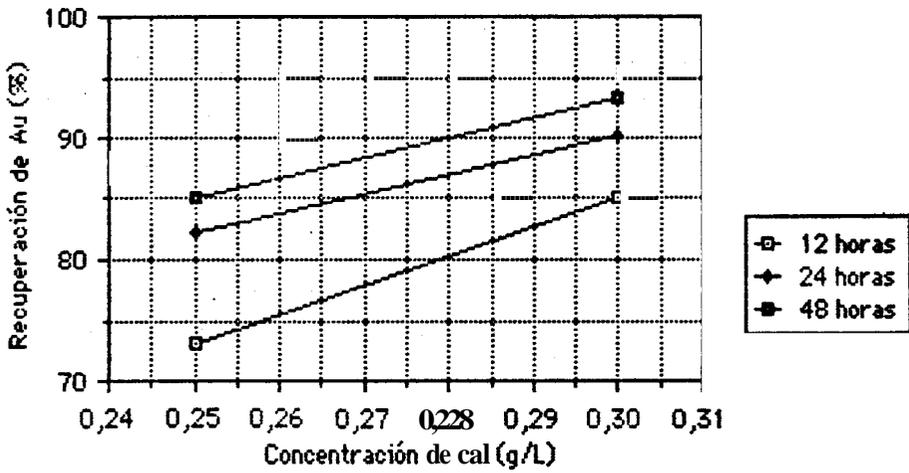


Figura 4.14a Recuperación vs. Concentración de Cal

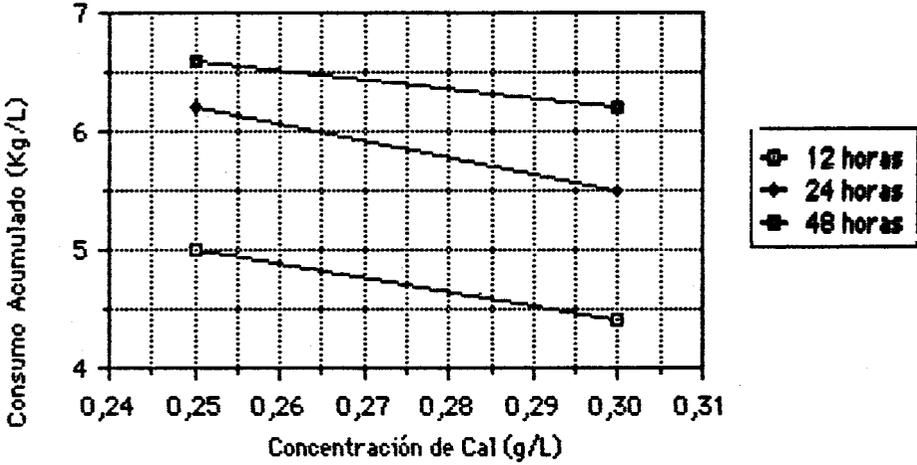


Figura 4.14b Consumo de NaCN vs. Concentración de Cal

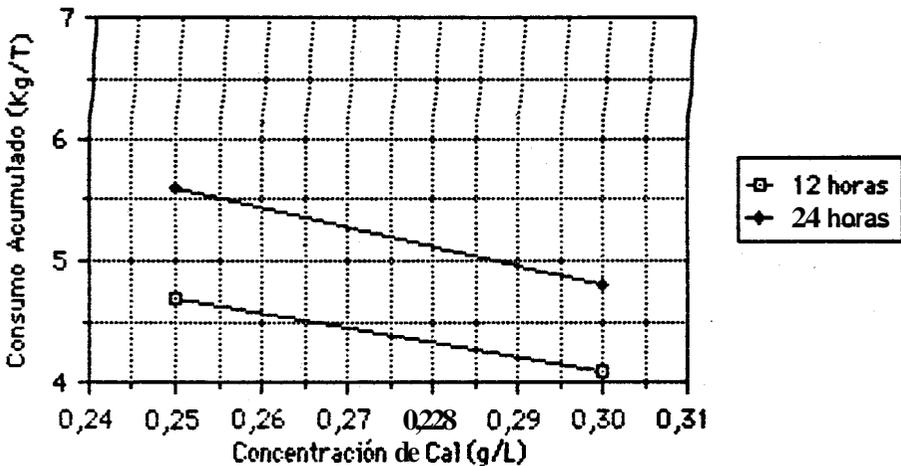


Figura 4.14c Consumo de Cal vs. Concentración de Cal

Se tienen que realizar pruebas en planta **piloto** o por lo **menos** realizar pruebas de todos los procesos que pueden **ser** influenciados por el **uso** de distintas granulometrias.

Se eligió la **granulometría** de **80%** pasante malla 140 (ASTM) para el resto de pruebas por tener una buena **extracción** de **oro** y porque se **sabe** que esta granulometria es lo suficientemente fina como para no representar problemas en la **separación** del **carbón** de la pulpa en el proceso de CIP.

### Aagitación

La **disolución** de **oro** aumenta con la **agitación**. Al **comparar** las **recuperaciones** y los **consumos** de reactivos de la prueba realizada a 100 r.p.m. en la botella y la prueba de 350 r.p.m. en el agitador **tipo Denver**, se puede **observar** que a pesar de la diferencia de número de r.p.m. estos valores son **bastante** similares.

El consumo de reactivos disminuye con el aumento del número de r.p.m., esto se debe a que la cantidad de **oxígeno** disuelto en el **agua** también aumenta con la **agitación**. Una mayor cantidad de **oxígeno** en la **solución** **incrementa** la oxidación de **cianidas**.

La prueba con mejor **recuperación** y con menor consumo de reactivos fue la realizada en el agitador **tipo Denver** a 700 r.p.m. Sin embargo, en la **práctica** no se **utilizan** agitadores con más de 400 r.p.m. Las **pruebas** siguientes se llevaron a **cabo** con el **agitador** de rodillos a 100 r.p.m. por la **facilidad** de poder realizar varias **pruebas** **simultáneas** y porque los resultados no fueron muy distintos a los logrados con el agitador **tipo Denver** a 350 r.p.m..

### Concentración de Cianuro

La **recuperación** y la tasa de **disolución** de **oro** aumentan con la **concentración** de cianuro. Este **incremento** se **hace menor** mientras mayor sea la **concentración** de NaCN. Arriba de 0.8g/L de NaCN el **incremento** es

insignificante y la recuperación se estabiliza.

El consumo de cal disminuye con el aumento de la concentración de NaCN. Con el consumo de cianuro ocurre lo contrario. Este aumento se debe a una mayor disolución de cianicidas, como el cobre ó arsenico, que pueden causar problemas en el proceso de precipitación Merrill-Crowe. La medición realizada en la solución de la prueba de 0.45g/L para determinar la cantidad de cobre dio un resultado de 300ppm de cobre para 24 horas de lixiviación, valor que es bastante alto.

### Concentración de Cal

Al disminuir la concentración de cal de 0.3 a 0.25 g/L la recuperación disminuye considerablemente. La cantidad de cal presente en la solución no es suficiente para eliminar los cianicidas, y el cianuro es consumido por estos sin poder lixiviar al oro.

### Prueba definitiva

La prueba definitiva dio una recuperación de 92.43 a las 24 horas de agitación, un consumo de cal de 6.20 Kg/T y de cianuro de 4.60 Kg/T.

## CAPITULO V

### SEPARACION SOLIDO-LIQUIDO

#### 5.1 ASPECTOS TEORICOS

La teoría sobre la separación de las fases sólido-líquido presentada a continuación es un extracto de la información presentada por la American Cyanamid Company en el "Manual de Productos Químicos para la Minería" en 1986.

##### 5.1.1 Separación de los Sólidos

Se utilizan comúnmente los términos sedimentación y clarificación para los procesos que separan los sólidos de los líquidos, utilizados en la cianuración. La sedimentación puede ser clasificada en varios tipos dependiendo esto de las características y concentraciones de los sólidos suspendidos. Las partículas cuyo tamaño, forma, y gravedad específica no cambia con el tiempo se llaman partículas discretas. Partículas, cuyas propiedades superficiales son tales que permiten que formen agregados o coágulos con otras partículas cambiando su tamaño, forma y quizás su gravedad específica, se llaman partículas floculantes.

Bajo condiciones normalmente encontradas en la práctica, una remoción eficiente de partículas menores que  $50\mu\text{m}$  es casi imposible sin ninguna ayuda. En algunos casos es posible aglomerar las partículas, cambiando de esta manera su tamaño y sus velocidades de asentamiento. Esto se puede lograr mediante el uso de espesadores, los cuales agitan mecánicamente las pulpas obligando a las partículas a aglomerarse y precipitar, o mediante el empleo de reactivos químicos. En el caso de pulpas con una sedimentación muy lenta también pueden utilizarse filtros.

## 5.1.2 Estabilidad de las Suspensiones

En una suspensión mineral, usualmente hay una gran diferencia en los tamaños de las partículas. Algunas partículas pueden ser lo suficientemente grandes para sedimentar rápidamente, mientras que las partículas muy finas pueden no sedimentar. La velocidad de sedimentación de cualquier partícula dada depende de su tamaño, densidad relativa respecto a la del medio que la suspende, viscosidad del medio y de las fuerzas que interactúan entre ésta y las otras partículas suspendidas.

El valor alto de la razón superficie-volumen es el factor más importante de la estabilidad de las suspensiones coloidales. Los fenómenos superficiales predominan sobre los fenómenos de la masa. El fenómeno superficial más importante es la acumulación de partículas eléctricas en la superficie del mineral. La carga superficial es generalmente negativa. Esta se debe a uno o más de los siguientes factores:

- Distribución desigual de los iones constituyentes
- Ionización de las superficies debido a abrasión
- Adsorción específica de los iones de la solución
- Rearreglo molecular dentro de los cristales
- Orientación dipolar

Iones contenidos en la solución, cercanos al coloide, pueden ser afectados por la carga en la superficie de las partículas (Figura 5.1). En el caso de un coloide negativo, la primera capa de cationes es atraída a la superficie y se "une" a ella. Posteriormente se ordenan otros iones en la vecindad del coloide, con una mayor concentración de iones positivos en la cercanía de la superficie. Esta disposición produce una carga neta que es mayor en la capa de unión y disminuye exponencialmente con la distancia.

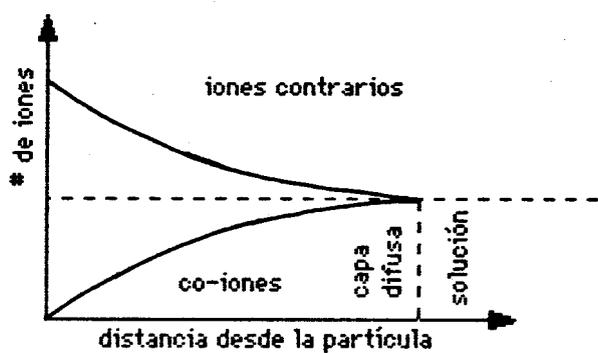
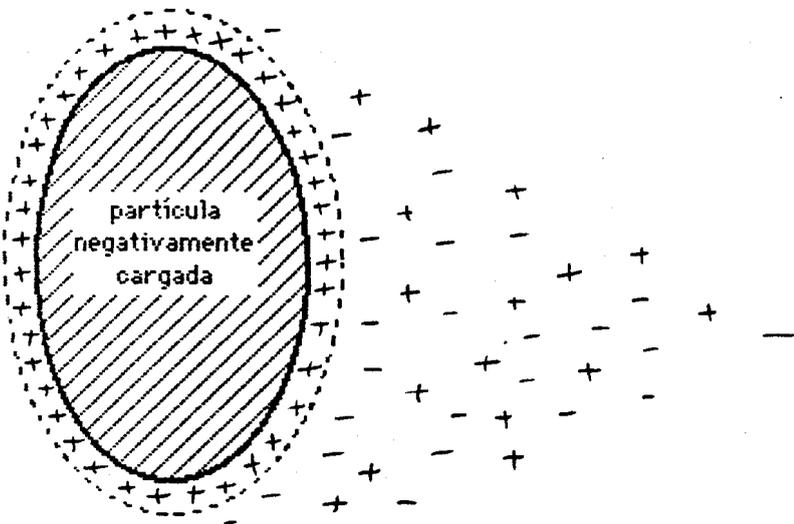


Figura 5.1 Carga del sistema en una suspensión coloidal. (s/n,s/f)

Cuando dos coloides se acercan, dos fuerzas actúan sobre ellos. Una es el potencial electrostático creado por el halo de iones "contrarios" alrededor de cada coloide que causa que las partículas se repelan. La segunda fuerza, una fuerza de atracción llamada fuerza de Van der Waals, propicia el acercamiento. Esta fuerza es inversamente proporcional a la sexta potencia de la distancia entre las partículas y también disminuye con la distancia. Esta fuerza decrece más rápidamente que el potencial electrostático, pero es mayor a distancias menores (Figura 5.2). La fuerza resultante es repulsiva a distancias grandes y se torna atractiva cuando sobrepasa el máximo de la fuerza repulsora neta llamado barrera energética. Para que ocurra la aglomeración se debe sobrepasar esta barrera. La agitación mecánica puede dotar a las partículas de inercia suficiente para traspasar la barrera energética. En la mayoría de los casos encontrados en los procesos de separación sólido-líquido, la agitación es suficiente. En otros casos se utilizan químicos para conseguir la coagulación de las partículas.

## 5.1 Desestabilización química de las S

La desestabilización de suspensiones puede ser lograda comúnmente por uno de los siguientes métodos:

- Adición de un electrolito
- Adición de un ion metálico hidrolizable
- Floculación mediante polímeros

La adición de cualquier electrolito a la suspensión resultará en la compresión de la doble capa eléctrica, y una disminución del potencial zeta. La magnitud de este efecto aumenta con el incremento de la cantidad de iones contrarios, de manera que para suspensiones cargadas negativamente, los cationes trivalentes ( $\text{Fe}^{3+}$ ,  $\text{Al}^{3+}$ ) son más efectivos que los cationes divalentes ( $\text{Ca}^{2+}$ ,  $\text{Mg}^{2+}$ ), los cuales son a su vez más efectivos que

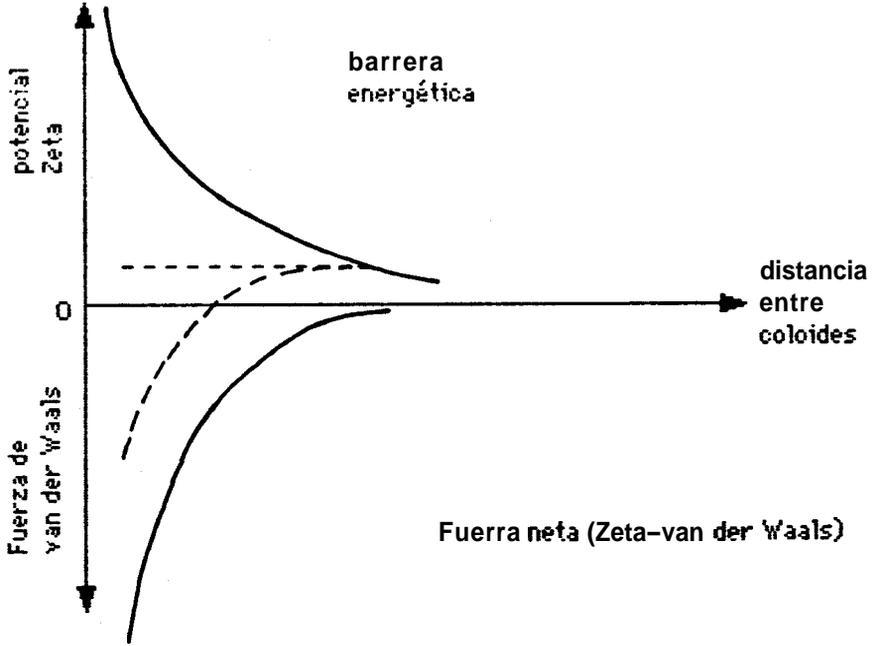


Figura 5.2 Campos de fuerza entre los coloides. (s/n, s/f)

Los monovalentes ( $\text{Na}^+$ ).

Los aniones contrarios pueden reaccionar químicamente con la superficie de la partícula y ser adsorbidos por ella. Una adsorción específica de iones contrarios resultará en una disminución de la carga de la partícula, pudiéndola reducir lo suficiente como para permitir una aproximación a otras partículas, facilitando la coagulación de la suspensión. En la cianuración se utiliza cal la misma que ayuda en la coagulación y muchas veces evita el uso de floculantes sintéticos.

Los polímeros orgánicos altamente cargados y solubles en agua son polielectrolitos. Por lo tanto, si su carga es opuesta en signo a la de las partículas suspendidas, la adición de tal polímero a la suspensión resultará en una aglomeración por adsorción de iones específicos. La acción de polímeros floculantes se lleva a cabo ya sea por "atracción de parches cargados" o por "enlaces de polímeros".

La atracción de parches cargados ocurre cuando la superficie de la partícula está cargada negativamente y el polímero positivamente. El polímero debe tener una densidad de carga alta. Inicialmente estos polímeros se adsorben sobre la superficie de la partícula por atracción electrostática. Sin embargo, como a menudo es el caso, si la densidad de la carga en el polímero es mucho mayor que la de la superficie de la partícula, el polímero neutralizará todas las cargas negativas dentro del área geométrica de la partícula en la cual es adsorbido y aun llevará un exceso de cargas sin neutralizar. El resultado de esto es la formación de parches positivamente cargados, rodeados de carga negativa (Figura 5.3). Estos parches pueden causar la atracción de áreas cargadas negativamente en la superficie de otras partículas.

El enlace de polímeros se realiza en dos etapas (Figura 5.4). La primera involucra la adsorción de moléculas del polímero sobre las partículas individuales suspendidas. El tamaño de las

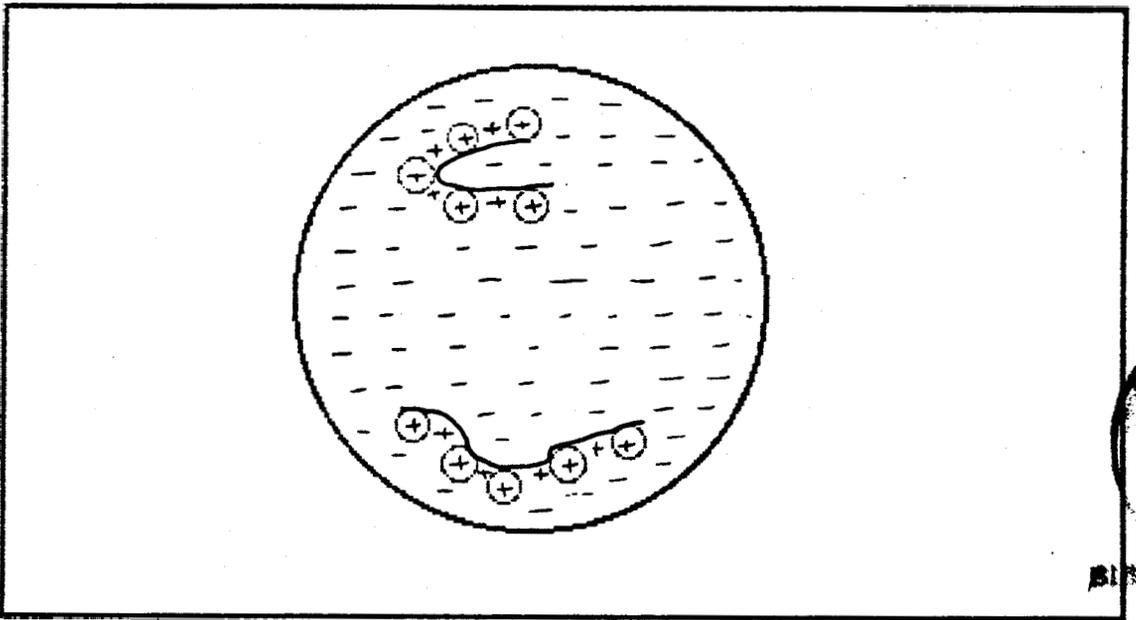


Figura 5.3 Parches de cargas. (American Cyanamid Company, 1986)

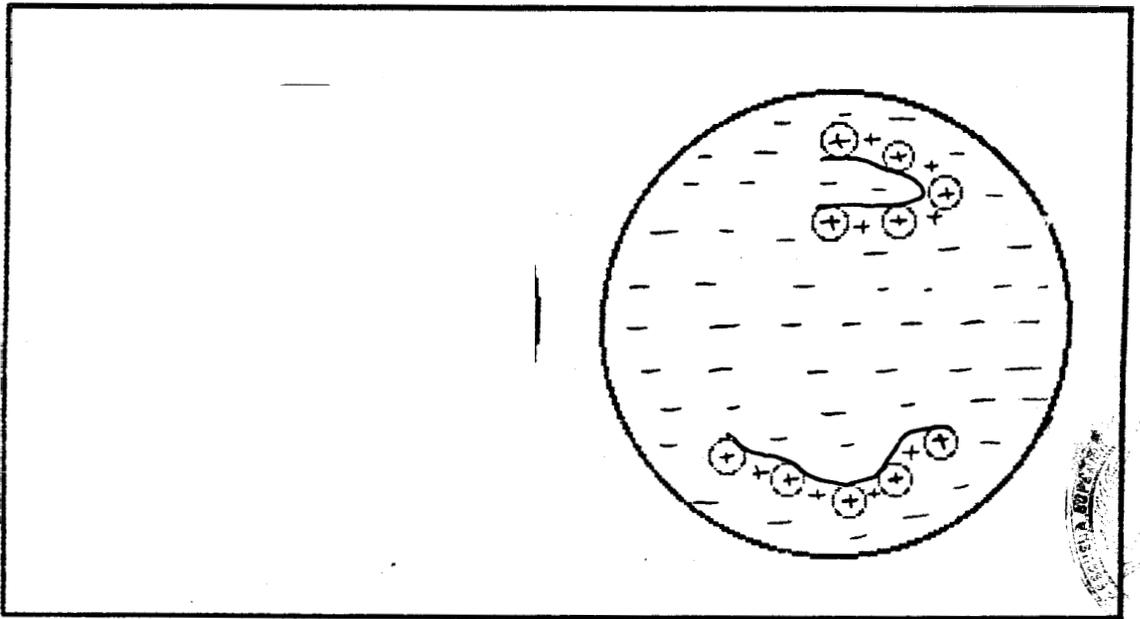


Figura 5.4 Atracción de parches de cargas. (American Cyanamid Company, 1986)

moléculas del polímero es tal, que porciones considerables de éste no son adheribles a la partícula. Esto trae como consecuencia que las terminaciones de la cadena que son dejadas libres, se introduzcan en el medio sin contacto con la superficie de la partícula. En esta segunda etapa del proceso, las terminaciones libres o lazos de las cadenas del polímero conectan y adsorben otras partículas suspendidas, formando flóculos (Figura 5.5).

## 5.2 ESPESADORES

Los espesadores son los equipos más utilizados en la cianuración para la separación del sólido y líquido. Los espesadores cumplen la función de sedimentar las partículas contenidas en la pulpa. La teoría sobre espesadores se basa en el trabajo realizado por D. L. King en 1980.

### 5.2.1 Funcionamiento de un Espesador continuo

Cuando la alimentación entra en un espesador, los sólidos se sedimentan en el fondo. El licor clarificado sale por el borde superior (flujo superior) del tanque y los sólidos sedimentados salen por la parte inferior (flujo inferior).

Visto en un corte (Figura 5.6), se puede mostrar la operación de un espesador continuo. La zona A, constituida por el licor o flujo superior, está casi libre de sólidos en la mayoría de las aplicaciones. La zona B consiste en una pulpa con una consistencia uniforme y una concentración de sólidos igual a la de la alimentación. La zona C es un estado intermedio en el cual la pulpa se encuentra en transición entre la sedimentación libre y la compresión. La zona D muestra la pulpa en compresión, donde el agua es eliminada por la compresión de los sólidos. En la práctica es difícil diferenciar estas zonas, la alimentación se diluye rápidamente al entrar en el pozo de alimentación (Figura 5.7). Para mantener esta dilución, ocurre un considerable movimiento lateral en la zona de los flóculos. Las partículas se aglomeran y se sedimentan en la superficie de la pulpa espesante y se concentran en esta zona hasta que la densidad del flujo

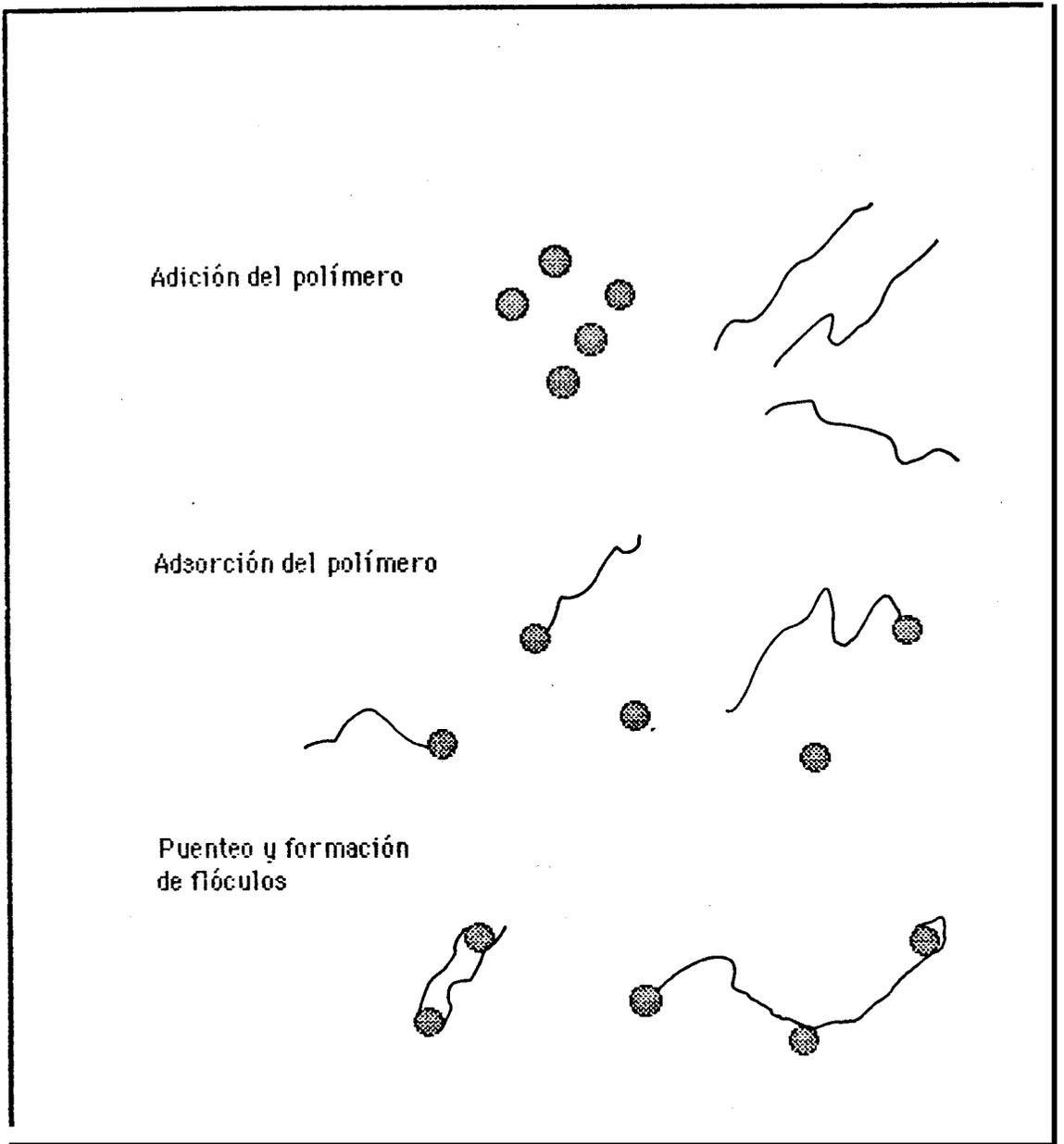
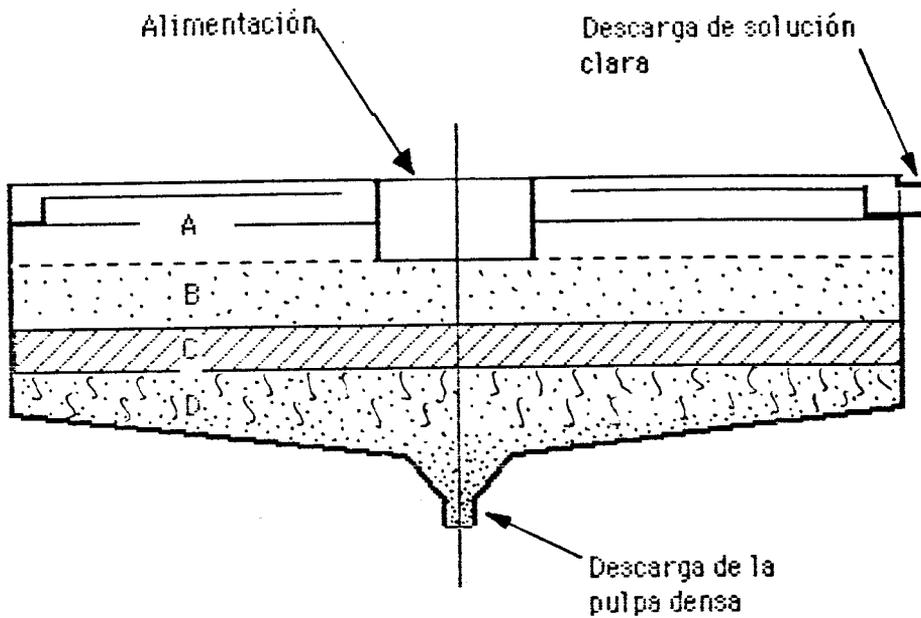


Figura 5.5 Puenteo del polímero. (American Cysnamid Company, 1986)



### ZONAS DE ASENTAMIENTO



ZONA A: Solución clara



ZONA B: Pulpa con la misma consistencia que la alimentación



ZONA C: Pulpa en transición de B a D



ZONA D: Pulpa en compresión

Figura 5.6 Perfil de un espesador continuo mostrando la posición de la 4 zonas de asentamiento. (D. L. King, 1980)

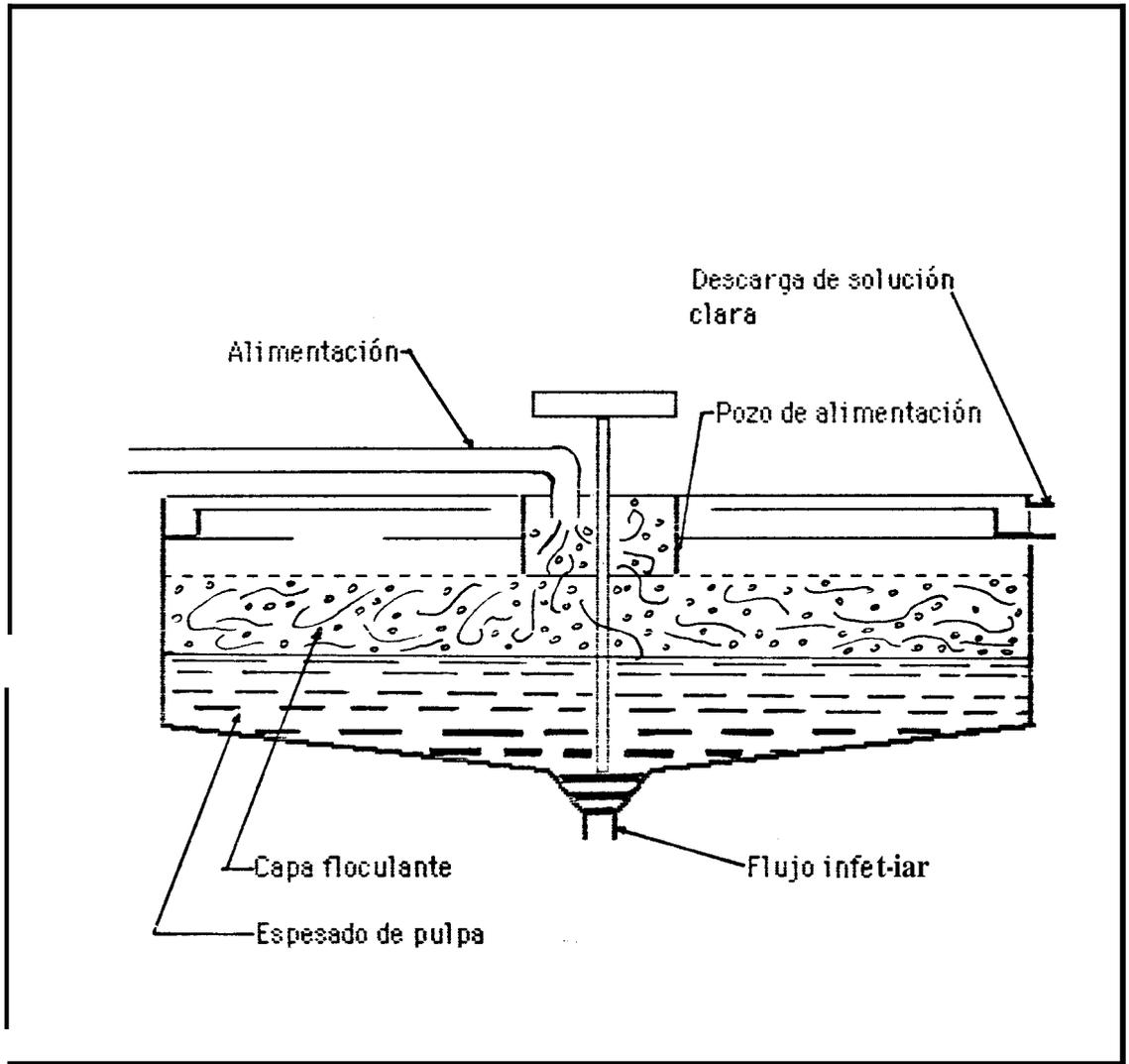


Figura 5.7 Sección de un espesador continuo y su acción de espesado. (D. L King, 1980)

inferior es alcanzada.

## **5.2.2 Elementos de un Espesador continuo u su Funcion**

Las partes esenciales de los dos tipos de espesadores mas comunes se explican a continuación. (Figura 5.8):

- El pozo de alimentación: La función de éste es disipar la energía del movimiento de la corriente de alimentación y permitir la entrada de la alimentación a una profundidad adecuada.
- El tanque: El tamaño de éste proporciona el tiempo suficiente para producir la sedimentación de los sólidos y la clarificación del licor. La inclinación del fondo ayuda al traslado de los sólidos al punto de descarga.
- Los rastrillos: Los rastrillos mueven los sólidos hacia el punto de descarga, mantienen el grado de fluidez en el espesador para asegurar la remoción hidráulica e incrementar la concentración de sólidos en el flujo inferior, permitiendo que el agua escape hacia arriba por compresión.
- Los raspadores del cono o de fosa: Estos tienen una función similar a la de los rastrillos.
- Lavadero del flujo superior: Este lavadero recoge el licor clarificado y lo transporta a una salida. Generalmente bordea todo el tanque.
- Timón de los rastrillos: Es el que provee el torque suficiente para el movimiento de los rastrillos.
- Elevador de los rastrillos: Permite elevar los rastrillos para evitar el contacto con sólidos muy concentrados reduciendo de esta manera la fuerza necesaria para mover los rastrillos.

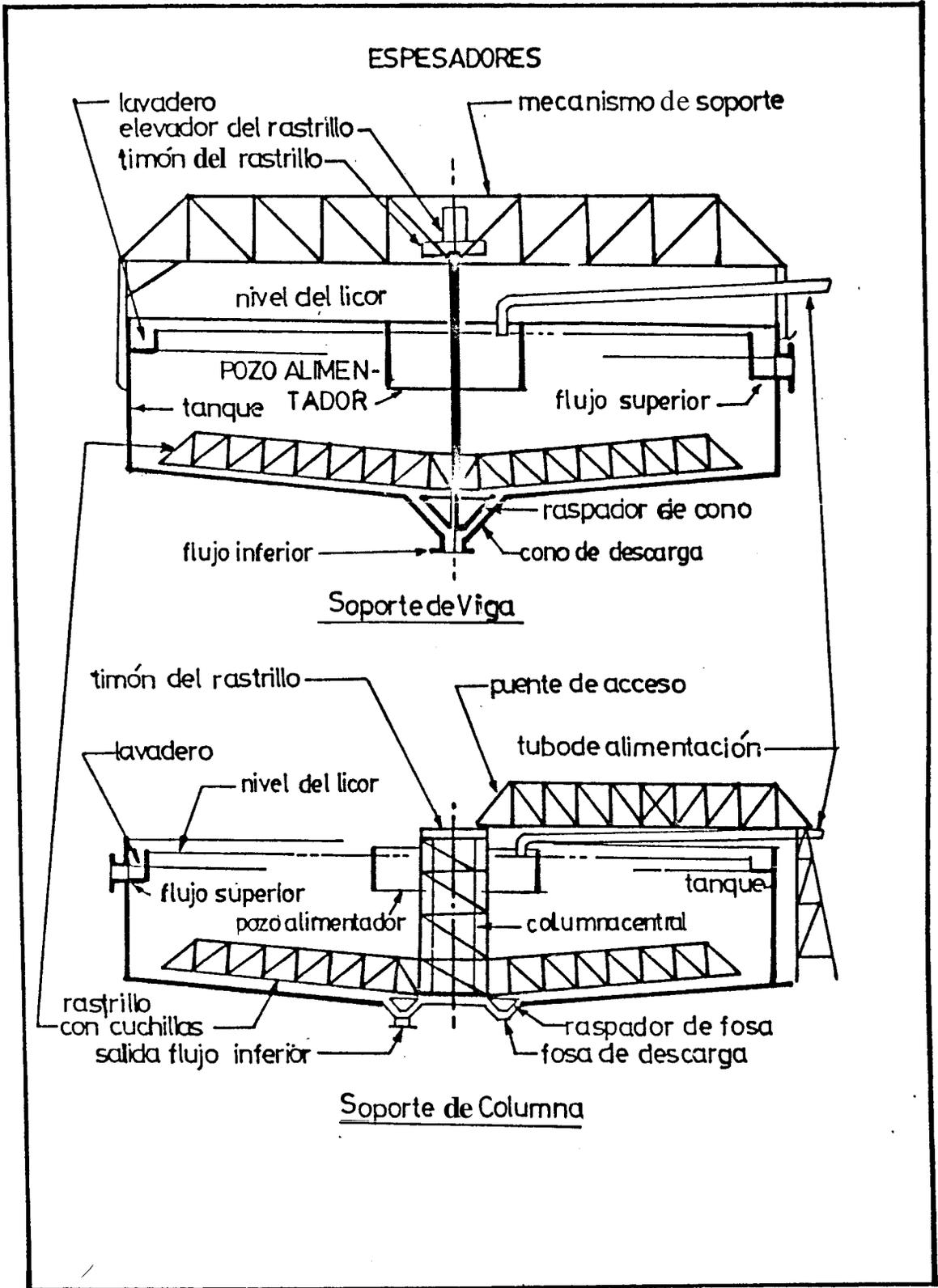


Figura 5.8 Partes importantes de los espesadores (D. L. King, 1980)

### 5.2.3 Dimensionamiento del Area de Esnesadores

Para dimensionar un espesador se debe conocer primero el área unitaria de asentamiento la cual se determina con la siguiente fórmula:

$$A = 1.333(D - D_1) / R$$

Donde:

A= Área necesaria de asentamiento en pies cuadrados por tonelada por 24 horas

D= Dilución de la alimentación, agua o solución a sólidos

D<sub>1</sub>=Dilución de la descarga

R= Velocidad de asentamiento de los sólidos en la pulpa, en pies cúbicos por hora.

Luego se multiplica el área unitaria por la cantidad de material a espesarse y se obtiene el área requerida para el proceso.

### 5.3 PRUEBAS DE LABORATORIO

Se realizaron varias pruebas de sedimentación, variando la granulometría y la concentración de cal. La ejecución de pruebas con floculantes no se pudo llevar a cabo, debido a la imposibilidad de conseguir estos reactivos en el país. No fueron necesarias pruebas de filtración ya que las tasas de sedimentación fueron bastante satisfactorias y el líquido quedaba lo suficientemente claro.

#### Equipos Utilizados

1. Agitador tipo Denver
2. Cilindro Volumetrico de 1000ml.

3. Cronómetro

4. Molino de bolas

### Reactivos

1. Cal industrial

2. NaCN industrial

### Procedimiento

1. Se prepara un litro de pulpa con una densidad de sólidos de 2:1. Se agita por 15 minutos y se le agrega la cantidad de cal y cianuro necesarios para mantener una concentración de 0.3g/L y 0.5g/L respectivamente. Posteriormente se agita por tres a cinco minutos y se miden las concentraciones de cal y cianuro. Se agrega la cantidad necesaria para mantener las concentraciones deseadas y se vuelve a agitar por 4 minutos.

2. Se detiene la agitación y se traslada inmediatamente la pulpa a un cilindro volumétrico de 1000ml, en el cual se ha colocado verticalmente una tira de papel milimetrado.

3. Se marca la variación de la posición de la interfase A-8 con el tiempo, realizando observaciones después de 30 seg., 1, 1.5, 2, 3, 4, 5, 10, 20, 30 minutos. Se debe controlar y anotar el tiempo en el que la interfase A-R se cruce con la interfase C-D.

#### 5.3.1 Pruebas con Variación granulométrica

Se realizaron tres pruebas. Una con material 80% pasante malla 70 (ASTM) y otra con material 80% pasante malla 140 (ASTM) y otra con 80% pasante malla 230 (ASTM). Las concentraciones de cal y cianuro utilizadas fueron 0.3 y 0.5g/L respectivamente.

### **5.3.2 Pruebas con Variación en la Concentración de Cal**

Se realizaron tres pruebas con concentraciones de cal de 0.0g/L, 0.3g/L y 0.5g/L, respectivamente. La granulometría utilizada fue 80% pasante malla 140 (ASTM). El procedimiento es similar al de las pruebas anteriores. La concentración de cianuro utilizada fue 0.5g/L.

## **5.4 RESULTADOS**

Los resultados se pueden ver en las Tablas 5.1 a 5.2 y en las Figuras 5.9 a 5.10.

## **5.5 ANALISIS**

### **Pruebas con Variación en el Grado de Molienda**

La velocidad de asentamiento es mayor para las granulometrías más gruesas. El tiempo de intersección de las interfases A-B y C-D para la prueba con 80% pasante malla 230 (ASTM) es el doble que el de la prueba con 80% pasante malla 140 (ASTM) y aproximadamente el triple que el de la prueba con 80% pasante malla 70 (ASTM) (Tabla 5.1 y Figura 5.9).

Debido a que la mejor granulometría para la cianuración no puede ser muy gruesa se eligió la granulometría de 80% pasante malla 140 (ASTM) como la más adecuada.

### **Pruebas con Variación en la Concentración de Cal**

La prueba en la que no se agregó cal tuvo una velocidad de asentamiento muy pequeña y el contacto entre las interfases se realizó una hora después de iniciada la misma.

Al agregar 0.3g/L de cal la velocidad de asentamiento se incrementó casi 9 veces. Al agregar más cal, el incremento es cada vez menor. La mejor prueba se realizó con 0.5g/L de cal (Tabla 5.1 y Figura 5.10).

Tabla 5.1 Pruebas de sedimentación

tiempo (horas)	Distancia (pulgadas)					
	Concentración Cal			Grado de Molienda		
	(g/L)			80% pasante malla (ASTM)		
-----	0	0.3	0.5	70	140	230
0	0	0	0	0	0	0
0.01	0.39	0.66	0.70	0.90	0.59	0.53
0.03	0.77	1.96	2.67	2.28	1.76	1.23
0.05	1.29	2.95	3.81	3.38	2.65	1.94
0.06	1.77	3.74	4.96	4.40	3.18	2.54
0.08	2.24	4.52	5.31	4.72	4.06	3.00
0.10	2.75	5.03	5.51	5.31	4.46	3.57
0.11	3.15	5.31	5.55	5.43	4.52	3.89
0.13	3.34	5.43	5.63	5.47	4.59	4.17
0.15	3.54	5.51	5.70	5.51	4.63	4.32
0.16	3.74	5.55	5.74	5.55	4.67	4.42
0.20	3.93	5.59	5.78	5.59	4.70	4.44
0.23	4.13	5.63	5.82	5.59	4.72	4.46
0.26	4.33	5.66	5.86	5.59	4.74	4.48
0.30	4.44	5.70	5.86	5.59	4.76	4.50
0.33	4.52	5.70	5.87	5.59	4.77	4.51

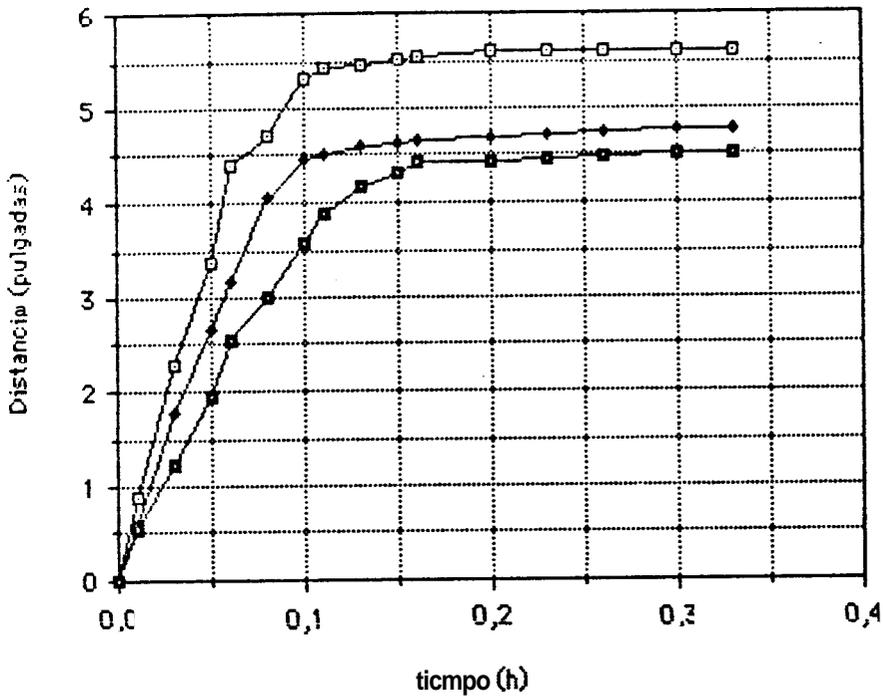


Figura 5.9 Variación del Grado de Molienda

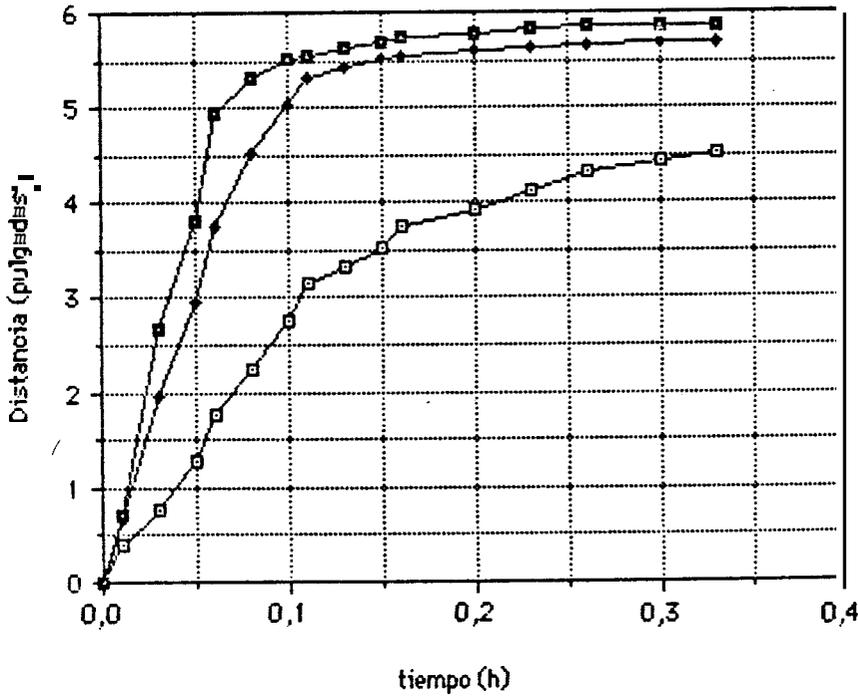


Figura 5.10 Variación de la Concentración de Cal

Tabla 5.2 Dimensionamiento del área de un espesador

Dilución de la alimentación	D	2:1
Dilución de la descarga	D <sub>1</sub>	1.1:4.3
Velocidad de asentamiento de los sólidos en el punto crítico	R	8.6 * 10 [pie /hora]
Area unitaria necesaria para el asentamiento	$A=1.333(D-D_1)/R$	269.7 [(pie /T)/día]
Area requerida para una planta de 40T/día	$AR=A*40$	10788 [pie ]
Diámetro de un espesador con esa capacidad	$D=\sqrt{AR/\pi}$	58.6 [pie]

## Diseño del Area de un Espesador

Utilizando los datos de la mejor prueba de sedimentación se realizó el dimensionamiento del área de un **espesador** para 40 toneladas por día. La fórmula utilizada es la siguiente:

$$A = 1.333(D - D_1) / R$$

Donde:

A= **Área** necesaria de asentamiento en **pies cuadrados** por tonelada por 24 horas

D= Dilución de la alimentación, agua o solución a sólidos

D<sub>1</sub>=Dilución de la descarga

R= Velocidad de asentamiento de los sólidos en la pulpa, en **pies cúbicos** por hora.

El área requerida es de 10788 pies cuadrados.(Tabla 5.2).



## CAPITULO VI

### RECUPERACION DEL ORO A PARTIR DE SOLUCIONES CARGADAS

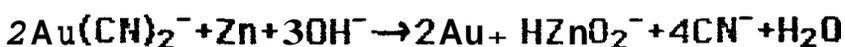
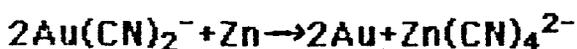
#### 6.1 PRECIPITACION CON ZINC

El proceso de la recuperación de oro y plata mediante la cementación con Zinc fue introducido en 1890. Durante los treinta años siguientes, se realizaron las modificaciones más importantes que ha sufrido el proceso. La primera fue la adición de sales de plomo para la formación de la cupla plomo-zinc (1894). Luego se implementó el reemplazo de las virutas de zinc por el polvo de zinc (1897). La última innovación fue la desaireación de las soluciones, antes de la precipitación (1916). La teoría relacionada a la cementación con Zinc es un extracto del artículo presentado por M. J. Nical et al en la revista "Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy" de febrero 1979 y el capítulo escrito por N. P Finkelstein en el libro "Gold Metallurgy in South Africa" de 1972.

##### 6.1.1 Aspectos Teóricos

###### Cementación por medio de Zinc

Los diagramas de Eh-pH de la Figura 6.1 muestran las reacciones posibles en el sistema bajo diferentes condiciones y prueban que la precipitación del oro puede ser directa:



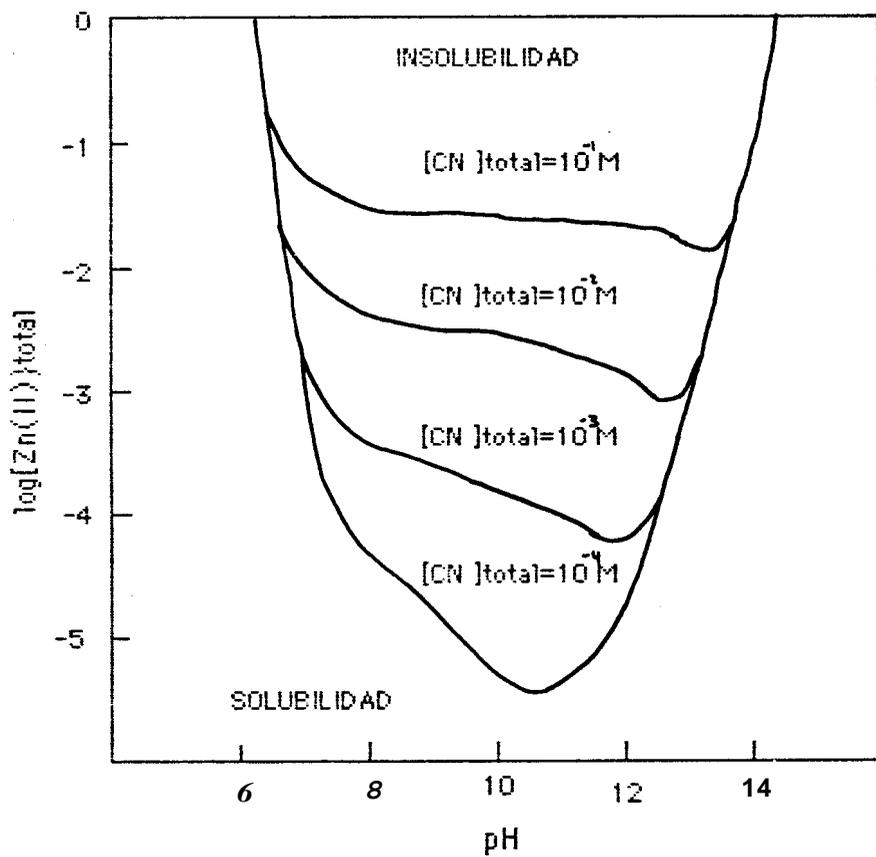
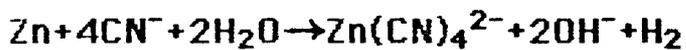
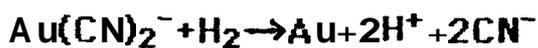


Figura 6.1 Dominios de solubilidad e insolubilidad del zinc en soluciones de cianuro a 25°C. (N. P. Finkelstein, 1972)

El zinc puede reaccionar en soluciones alcalinas de cianuro produciendo hidrógeno:



Y el hidrógeno formado por esta reacción puede precipitar al oro en solución:



Esta última reacción ocurre rara vez bajo condiciones normales.

La cementación, así como la cianuración, es un proceso heterogéneo de reducción-oxidación. El zinc es disuelto en las áreas anódicas de la superficie, y los electrones liberados sirven en la reducción de los iones aurosos en las áreas catódicas. La reacción catódica es la siguiente:



$$E^\circ = -0.60\text{V}$$

Y la reacción anódica:



$$E^\circ = -1.35\text{V}$$

En la Figura 6.2 se puede observar el modelo electroquímico de la cementación de oro.

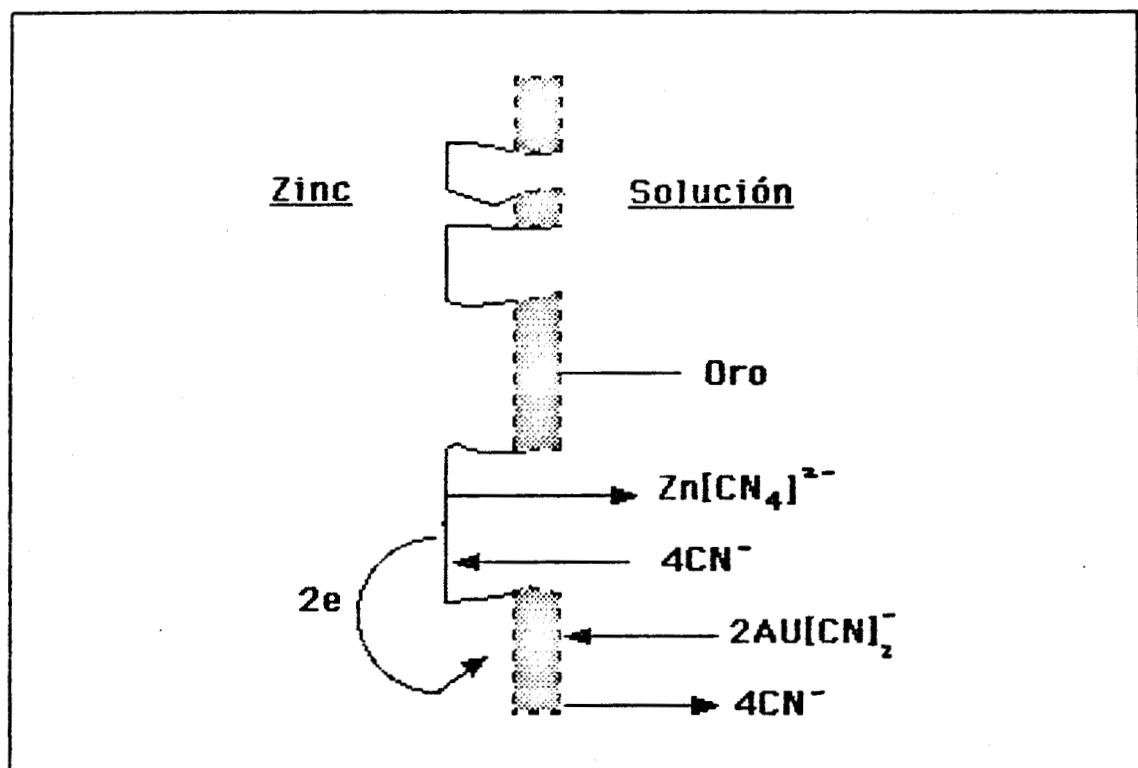


FIGURA 6.2 Modelo simplificado de la cementación de oro en el zinc.  
(M. J. Nicol et al, 1979)

La adición de sales de plomo causa la precipitación de plomo sobre el zinc (áreas catódicas), permitiendo la precipitación del oro, pero evitando la formación de una película de éste que detendría el proceso de cementación. La tasa de la reacción obedece a una ecuación de la forma:

$$\text{Log } \frac{C_0 - kAt}{C_A}$$

Donde:

$C_0$ : concentración inicial de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$

$C_A$ : concentración de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  en un tiempo  $t$

$A$ : superficie del zinc

$k$ : constante

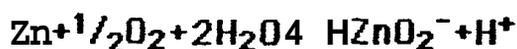
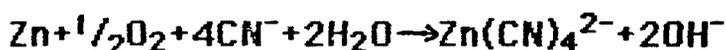
La tasa de la reacción depende de  $C_0$  y del área.

Se ha comprobado experimentalmente que la reacción de la cementación es controlada únicamente por la difusión. Debido a que la difusión del auro-cianuro está controlada por la tasa, se puede deducir que la reacción en las áreas catódicas es la que gobierna el proceso. Aparentemente, la reacción anódica tiene una influencia significativa cuando, bajo ciertas condiciones, las áreas anódicas son recubiertas por productos insolubles y películas. Durante la precipitación del oro, la tasa cae uniformemente. Al mismo tiempo, el potencial en las superficies catódicas cae mientras que en las anódicas permanece casi constante.

La presencia de oxígeno en la solución afecta el proceso de

cementación de varias maneras:

- La tasa de reacción varía inversamente con la presión parcial de oxígeno.
- Existe una tendencia del oro precipitado a redisolverse en presencia de oxígeno (esta reacción es depreciable en la práctica).
- El oxígeno puede causar mecanismos alternativos para la disolución de zinc, que no conllevan a la precipitación del oro.



- El oxígeno puede depolarizar las áreas catódicas.

La cementación del oro es influida por la alcalinidad de la solución y por el contenido de cianuro en solución. Se ha demostrado que la precipitación disminuye significativamente para valores de pH menores que 8 y concentraciones de cianuro de  $2$  ó  $3 \times 10^{-3}\text{M}$ . Arriba de  $\text{pH}=8$  la recuperación se incrementa gradualmente hasta un máximo en  $\text{pH}=11.5$ . Bajo cierto nivel de concentración de cianuro, no se realiza la precipitación. A éste nivel se lo conoce como nivel mínimo. Sobre este nivel, la precipitación de oro sufre un aumento insignificante.

En la Figura 6.3 se muestran los dominios de solubilidad e insolubilidad del  $\text{Zn}(\text{II})$ ,  $[\text{Zn}(\text{II})]_{\text{total}}$  y  $[\text{CN}^-]_{\text{total}}$ , cuando se varía el pH. La precipitación de  $\text{Zn}(\text{OH})_2$  es muy importante en la cementación de oro. El hidróxido de zinc se precipita en la

POTENCIAL DE REDUCCION E [Volt]

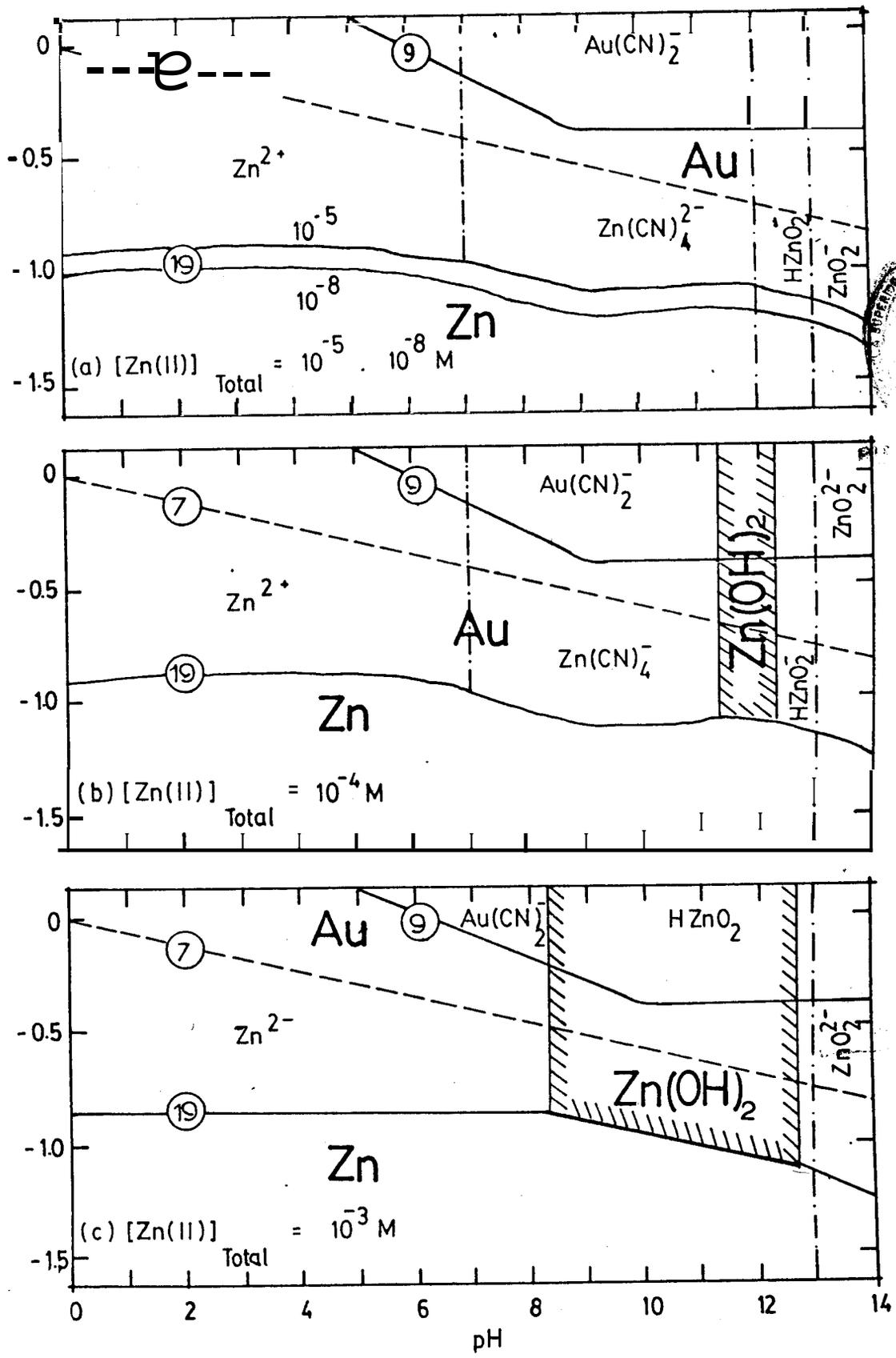


Figura 6.3 Diagrama Eh-pH del sistema Zn-Agua y Cianuro a 25°C. [CN]=10 M y [Au(CN) = 10 M. p= 1atm. ( N. P. Finkelstein, 1972)

superficie del zinc, sirviendo de obstáculo a la precipitación del oro. Si la precipitación del hidróxido continúa, se puede detener el proceso. Es posible evitar las dificultades debidas a la precipitación de hidróxido de zinc, controlando la alcalinidad y la concentración de  $\text{CN}^-$  y manteniendo en lo mínimo la concentración de zinc en el estado oxidado (Figuras 6.2 y 6.3). La desaireación impide también la formación de hidróxido de zinc.

La tasa de cementación es afectada también por la concentración de oro en la solución. A mayor concentración de oro mayor es la tasa de cementación. Este fenómeno es fácilmente observable (Figura 6.4).

Muchos de los constituyentes comunes de las soluciones cargadas influyen en la reacción de cementación. El sulfato de calcio se precipita sobre el zinc y lo inutiliza. En la ausencia del ion sulfato, se ha observado que los iones de calcio pueden acelerar la recuperación. Los iones sulfato, sulfito, tiosulfato y ferrocianuro desaceleran el proceso hasta en un dos a tres por ciento para concentraciones de hasta  $10^{-2}\text{M}$ . Efectos mayores pueden esperarse con sulfuro de sodio, cianuros de cobre, y compuestos de arsénico y antimonio. Ellos reducen considerablemente la recuperación cuando se encuentran en concentraciones tan bajas como  $10^{-5}\text{M}$  a  $10^{-6}\text{M}$ . La cementación cesa cuando se tienen las siguientes concentraciones.

Sulfuro	$4.5 \cdot 10^{-4}\text{M}$
Cianuro de Cobre	$6.0 \cdot 10^{-3}\text{M}$
Antimonio	$1.65 \cdot 10^{-4}\text{M}$

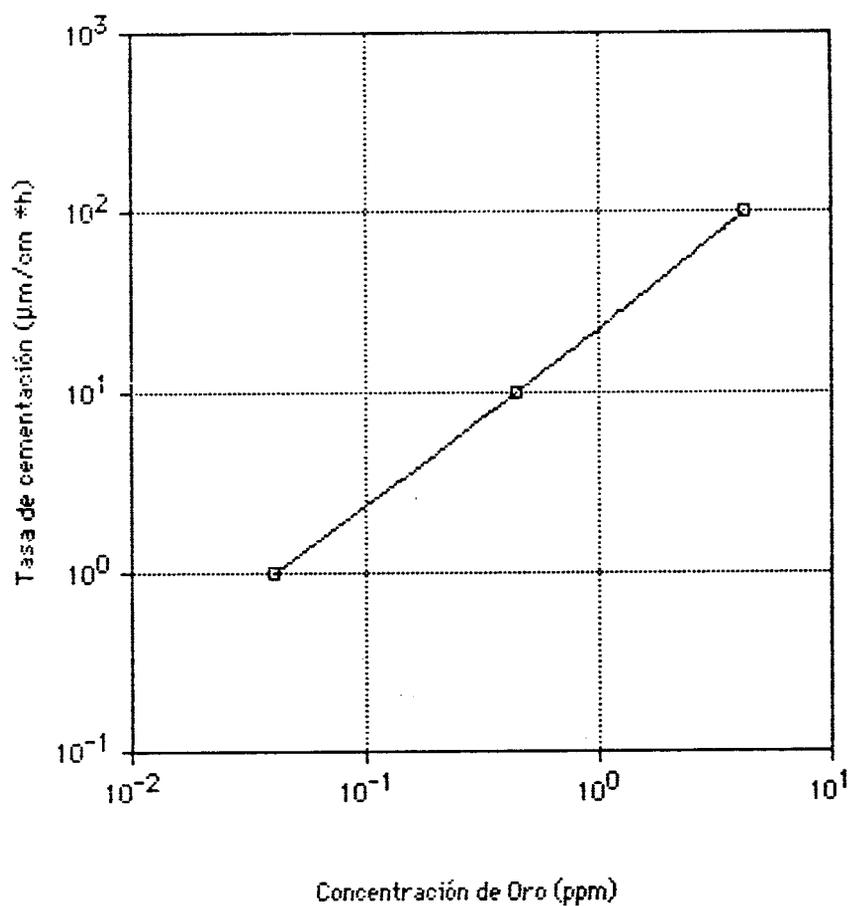


Figura 6.4 Efecto de la concentración de Au en la cementación

Arsénico

$2.3 \cdot 10^{-4}M$

## **1.2 Proceso de Precipitación Merrill-Crowe**

El proceso utilizado en la práctica para la extracción del oro de la solución por medio de zinc, es llamado proceso Merrill-Crowe (Figura 6.5) e implica las siguientes operaciones:

1 Clarificación de la solución preñada proveniente de los espesadores. El clarificador más utilizado es el clarificador de hojas. Este consiste en un sistema de filtros de tela dispuestos paralelamente en un tanque rectangular o radialmente en un tanque circular.

2. Remoción del oxígeno disuelto mediante una torre de deaireación Crowe. Este proceso consiste en exponer la solución a vacío mientras se la hace pasar por una serie de rejillas horizontales de madera situadas dentro de un tanque cilíndrico (torre). De esta manera toda la solución es expuesta al vacío y se remueve todo el oxígeno.

3. La solución es llevada a un tanque emulsificador donde se le agregan zinc en polvo y una sal de plomo (generalmente nitrato de plomo). Para evitar el problema que pueden presentar los residuos de compuestos de plomo no solubles, se aconseja añadir la sal de plomo antes de la clarificación. De esta manera los residuos son atrapados en los filtros. La cantidad de plomo y zinc agregados por tonelada es de 35g a 15g y 10g a 5g respectivamente.

4. La mezcla, generada en el paso anterior, es llevada al

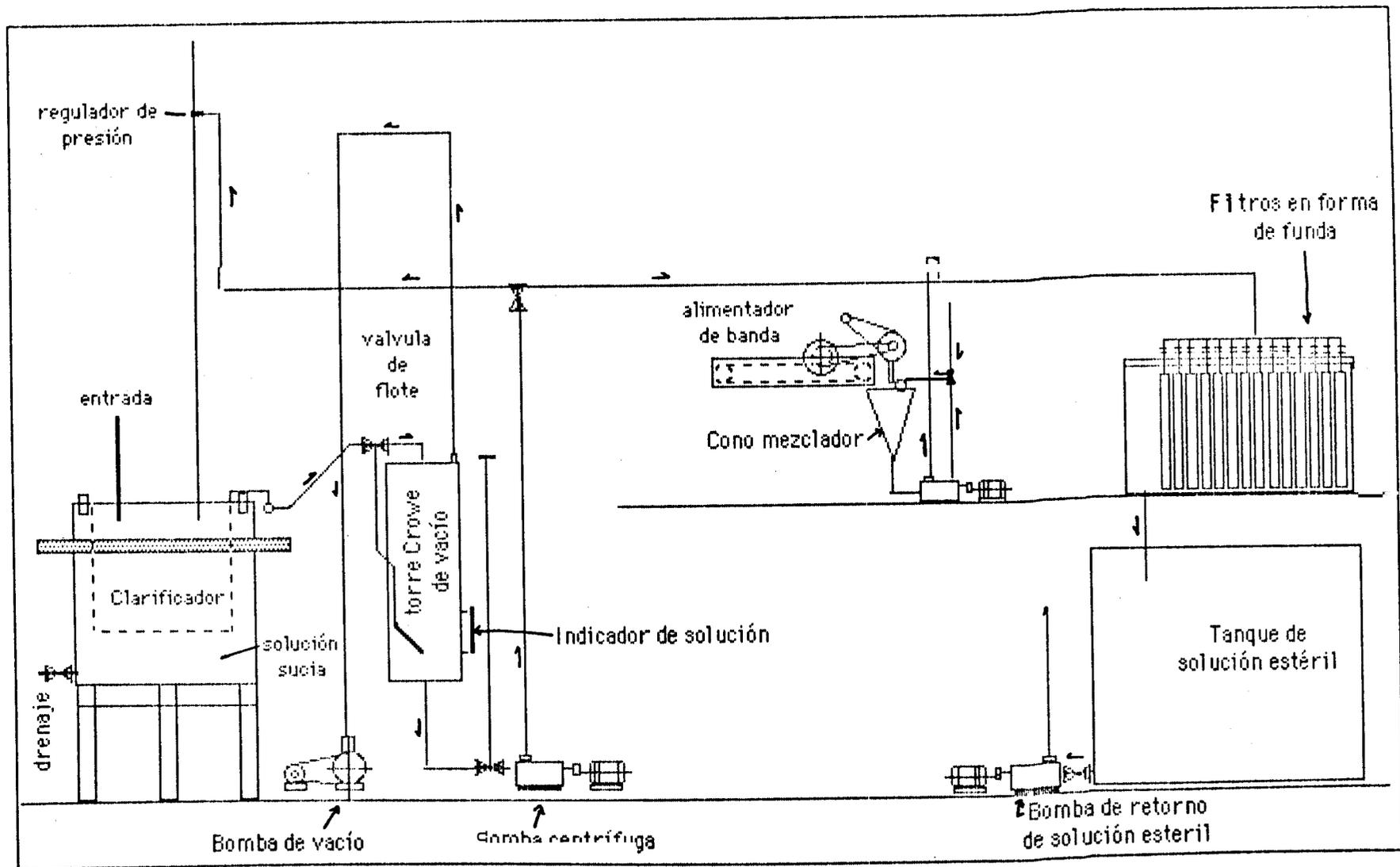


Figura 6.5 Equipo Merrill-Crowe (Denver Co.)

tanque precipitador o filtro Merrill. Este equipo consiste en un tanque y unas mangas u hojas de tela filtro conectadas al vacío. Existe una válvula que msntiene el nivel de líquido en el tanque. Debido al vacío, el lodo de zinc se precipita sobre las paredes de los filtros formando la llamada torta o cake. Cuando la precipitación ha terminado, el tanque de filtrado se drena y el precipitado *es lavado de* los filtros con un chorro de agua.

5. El producto es secado, atacado con HCl o ácido sulfúrico para eliminar el exceso de zinc, calcinado y luego fundido con una carga fundente. Se obtienen entonces los metales preciosos.

### 6.9.3 Pruebas de Laboratorio

Para poder determinar la eficacia del proceso Merrill-Crowe en la mena a la que se refiere el presente trabajo, se realizó una prueba de cianuración a la cual se aplicaron cuatro lavados para extraer la mayor cantidad de solución preñada posible. Al líquido recuperado en cada lavado se le midió la cantidad de oro que contenía. El relave restante fue lavado y su concentración de oro fue determinada. Posteriormente se realizó una prueba con la solución inicial en el equipo Merrill-Crowe de laboratorio.

#### Equipo

1. Equipo utilizado para la cianuración, enumerado en el Capítulo IV.
2. Equipo Merrill-Crowe de laboratorio (Fotografía 6.1).

## Reactivos

1. Reactivos utilizados en la cianuración, enumerados en el Capítulo IV.

2. Reactivos para la precipitación con **Zinc**.

- Acetato de Plomo (grado reactivo)

- Polvo de Zinc (grado reactivo)

## Procedimiento

1. Se realizó una prueba de cianuración de 24 horas en el agitador tipo Denver. Se utilizó 1 kilo de material y 2 litros de agua.

2. Se permitió la precipitación de los sólidos y se extrajo 1 litro de solución **fuerte**.

3. Se agregó un litro de agua con pH 10 a la pulpa restante y se agitó durante el lapso de tiempo necesario para su homogenización. Se detuvo la agitación y se dejó sedimentar el material hasta que la solución quedó completamente clara.

4. Se extrajo 1 litro de solución y se agregó 1 litro de agua a pH 10. Se repitió este proceso hasta obtener 4 espesados de lavado.

5. A la pulpa del último lavado se la filtró mediante un filtro de vacío.

6. Posteriormente se tomó 1 litro de solución fuerte y se la



colocó en el matraz de filtración del equipo de laboratorio tipo Merrill-Crowe.

7. En el embudo separador se colocó una solución de acetato de plomo al 10% y 20g de polvo de zinc.

8. Se expuso la solución a vacío mediante la bomba manual de vacío.

9. Después de cierto tiempo, cuando el burbujeo en la solución cesó, se abrió la válvula del embudo separador y se agitó fuertemente el matraz de filtración.

10. Se midió la concentración de oro remanente en la solución, se la comparó con la concentración inicial y se calculó la recuperación del proceso.

#### **6.1.4 Resultados**

Los resultados de las pruebas de lavado se encuentran en la Tabla 6.1 y los de la prueba de Merrill-Crowe en la Tabla 6.2.

#### **6.1.5 Análisis de Resultados**

Luego del cuarto lavado la cantidad de oro que queda en el relave es pequeña y no justifica un nuevo lavado.

La recuperación con el equipo Merrill-Crowe de laboratorio no fue muy buena y sólo se pudo lograr un 75.3% de recuperación del oro de la solución, dando una recuperación total de 69.5%. Este valor es muy bajo y puede deberse a una falta de vacío en el sistema. La existencia de cierta cantidad considerable de iones de cobre, arsénico y sulfuro,

Tabla 6.1 Análisis de las soluciones de lavado

	Au(mg/l)	Recuperación
Solución fuerte	15.21	46.2
Solución del primer lavado	7.67	69.5
Solución del segundo lavado	3.83	81.2
Solución del tercer lavado	1.92	87.0
Solución del cuarto lavado	0.96	92.8
Relave		2.5g/T de Au

Tabla 6.2 Resultados de la precipitación con zinc

Cantidad de material	1 Kg
Volumen de solución	2 litros
Ley de cabeza	33g/T
Au en solución después de 24h de lixiviación	15.23mg/l
Au lixiviado (%)	92.3%
Au recuperado por zinc a partir de 2 litros de solución	22.93mg
Eficiencia del proceso de precipitación con zinc	75.3%
Recuperación total	69.5%

posiblemente también influyó en la baja recuperación.

## 6.2 ADSORCIÓN CON CARBÓN ACTIVADO

La adsorción con carbón activado se conoce desde finales del siglo pasado, sin embargo su utilización en gran escala no comenzó sino hasta principios de la década de los setenta. La teoría presentada a continuación es un extracto de las memorias del "Carbon-in-Pulp Seminar, July 1982".

### 621 Aspectos Teóricos

#### Modelo de la Adsorción

No existe todavía modelo alguno que pueda explicar todas las características de la adsorción del oro por el carbón activado. Esto se debe principalmente al conocimiento incompleto de la naturaleza de la superficie del carbón activado.

El carbón activado se comporta muchas veces como una resina de intercambio iónico. Sin embargo, el carbón no intercambia aniones ni retiene al oro como ion simple. La selectividad del C.A. hacia  $\text{Au}(\text{CN})_2^- > \text{Ag}(\text{CN})_2^- > \text{CN}^-$  está acorde con la teoría de solvatación de iones, ya que el ion más grande (o el que menos agua solvatada tiene) es el de preferencia. Otras veces el carbón se comporta como la superficie cargada de un electrodo. Como los procesos que involucran electrodos, el modelo de adsorción actualmente adoptado, toma en cuenta las fuerzas de corto alcance (químicas) que actúan en la interfase y en la región interfacial (capa doble), y a las fuerzas de largo alcance (electrostáticas) que actúan en la capa difusa que se

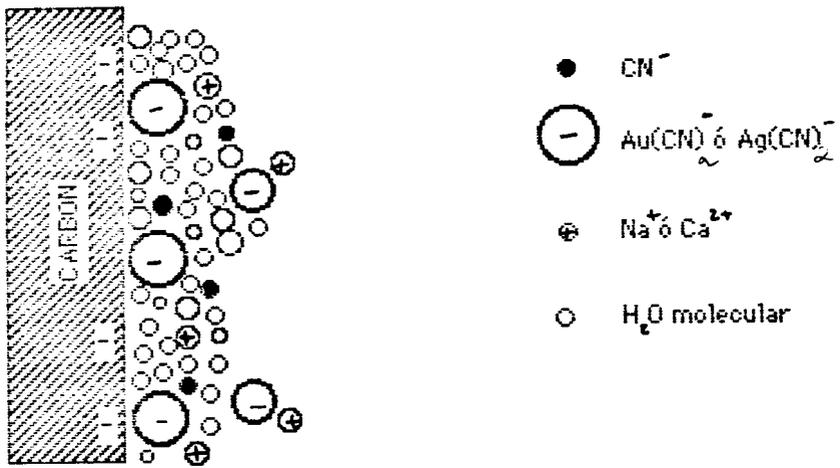


Figura 6.6 Modelo de adsorción de oro en carbón activado (D. M. Muir, 1982)

**extiende más allá de la caps doble (Figura 6.6).**

El modelo considera que el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  es químicamente adsorbido en las partes activas de la superficie y que va acompañado por una desolvatación parcial de las moléculas de agua del ion complejo. Esta capa negativa atrae a cationes duros en especial al  $\text{Ca}^{2+}$ . Los cationes neutralizan la mayor parte de la carga y permiten que se adsorba más  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  y  $\text{CN}^-$  debido a fuerzas electrostáticas de la capa difusa. Se supone que durante la adsorción química, el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  se transforma en  $\text{AuCN}$  insoluble o en  $[\text{Au}(\text{CN})_x]^{8-}$  donde el  $\text{CN}^-$  es compartido por varios iones de Au.

### Cinética y Adsorción del Oro por el Carbón

Podría decirse que las tasas y el equilibrio de la adsorción dependen de la cantidad de oro previamente adsorbida por el carbón, pero en realidad obedecen a los sitios activos disponibles. Mientras más oro tenga el carbón, más lenta es la extracción del oro (Figura 6.7) y mayor es la concentración de oro de equilibrio (Figura 6.8).

### Factores que influyen en la Adsorción

-pH: La adsorción de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  es independiente de los valores de pH en la pulpa (Figura 6.9).

-Temperatura: La actividad del carbón disminuye marcadamente al incrementarse la temperatura (Figura 6.10).

-Fuerza iónica: Una característica inusual del carbón activado es que la carga de oro y la cinética de la adsorción son influenciadas por la presencia de electrolitos en la

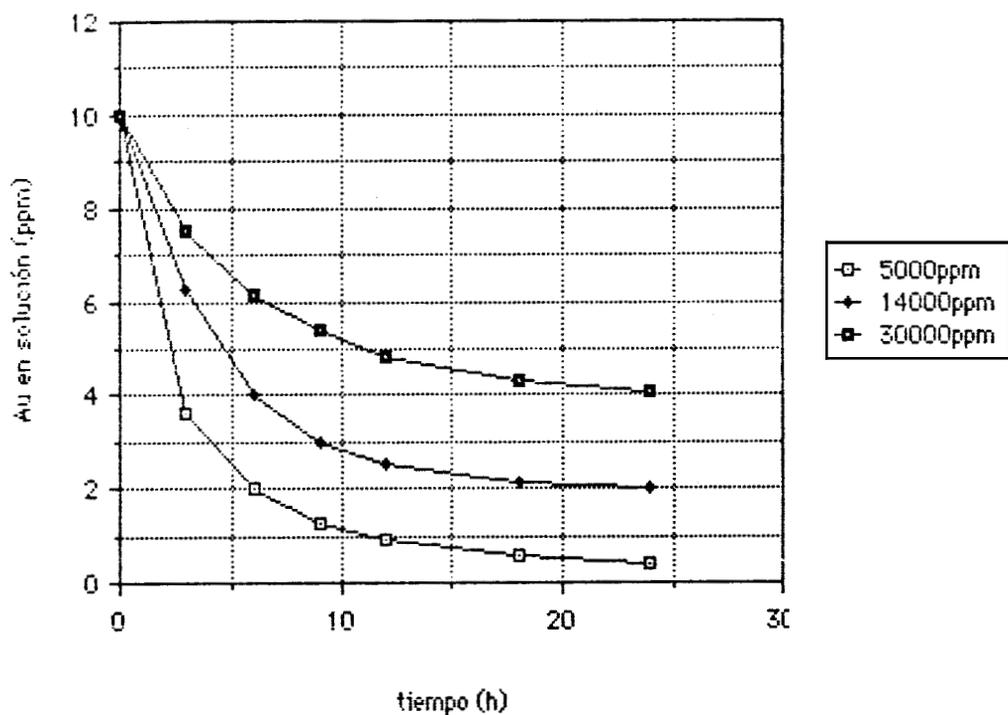


Figura 6.7 Cinética de la Adsorción de Oro

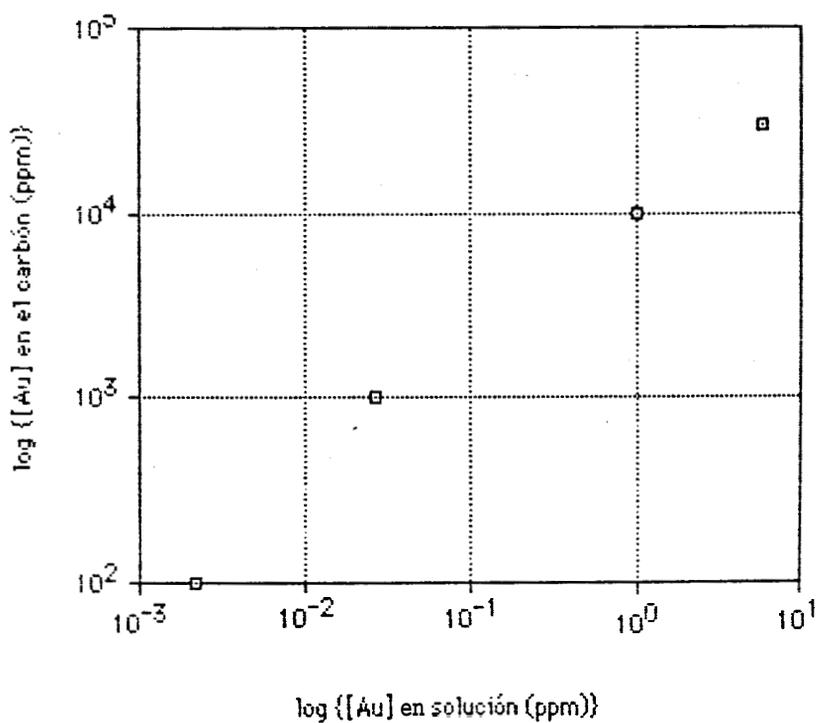


Figura 6.8 Concentración de Oro en equilibrio

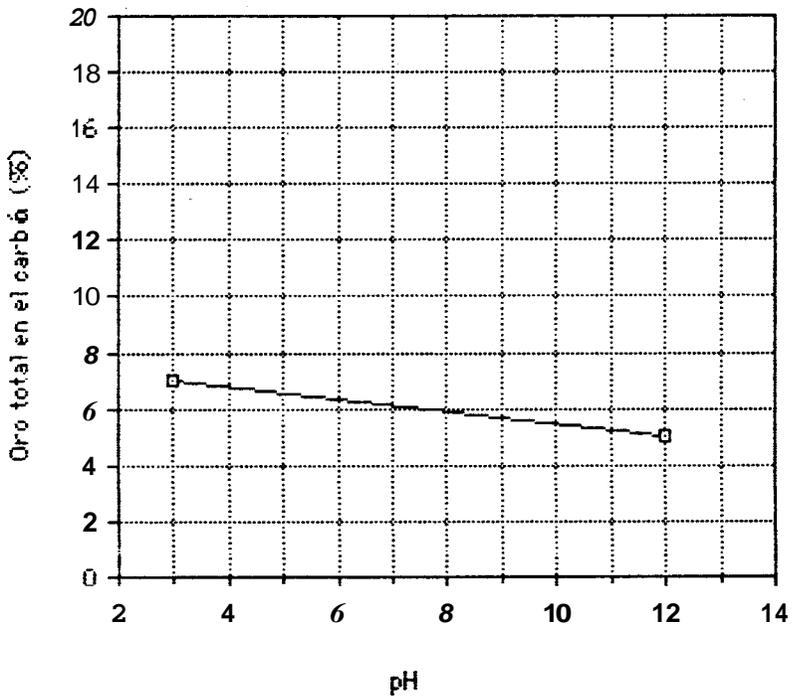


Figura 6.9 Efecto del pH en la Adsorción de Oro

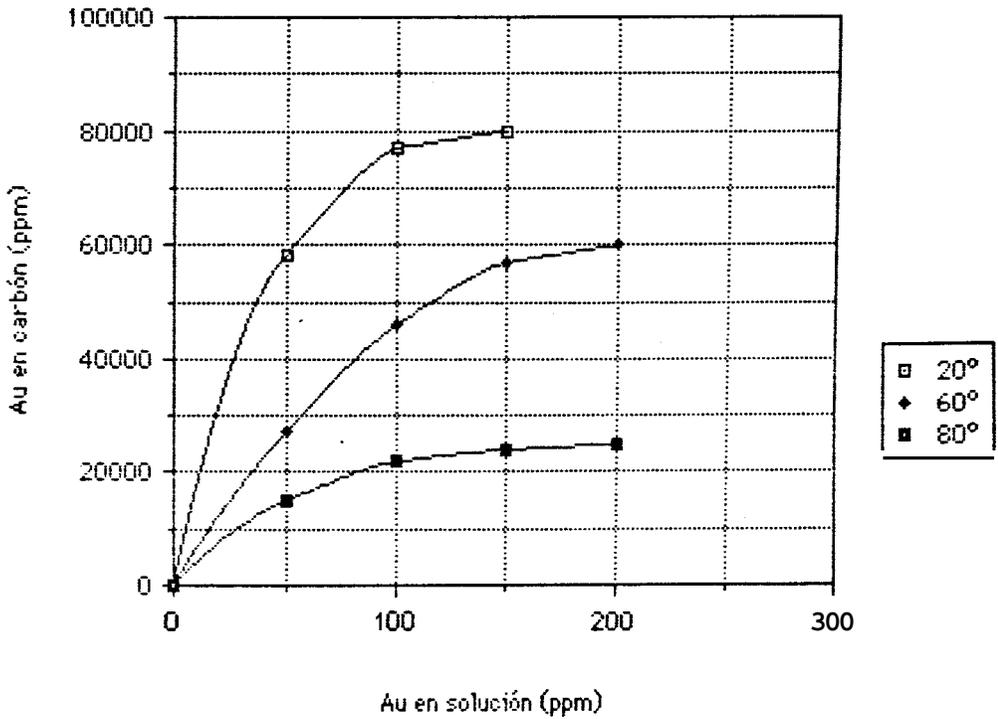


Figura 6.10 Efecto de la Temperatura

solución, particularmente  $\text{CaCl}_2$ . Pequeñas concentraciones de  $\text{NaCl}$  o  $\text{CaCl}_2$  (hasta 0.2M) pueden elevar la capacidad del carbón al doble. El efecto de la adición de iones es en el siguiente orden:  $\text{Ca}^{2+} > \text{K}^+ > \text{Na}^+$ .

-Cianuro libre y otros aniones en la solución: Se ha comprobado que el  $\text{CN}^-$  y los iones complejos como  $\text{Cu}(\text{CN})_3^-$  y  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$  son adsorbidos por el carbón y disminuyen la adsorción de oro. Sin embargo, se necesita una concentración de 0.1M de  $\text{CN}^-$  para causar un efecto significativo. La selectividad del carbón hacia aniones complejos es:  $\text{CN}^- < \text{Cu}(\text{CN})_3^- < \text{Ag}(\text{CN})_2^- < \text{Au}(\text{CN})_2^-$ .

### Desorción del Carbón

No es fácil desorber las especies  $\text{Au}(\text{CN})_x^{\ominus}$  del carbón, esto no se logra ni con agua regia ni con soluciones fuertes de  $\text{NaCN}$ . Los procesos de desorción desarrollados durante las últimas dos décadas se basan en la elución a altas temperaturas utilizando soluciones acuosas diluidas de  $\text{NaCN}/\text{NaOH}$  o se basan en el uso de solventes orgánicos a temperatura ambiental (Tabla 6.3).

### Electro-depositación

La electrodeposición de oro involucra un proceso de celda electrolítica en el cual las reacciones son las siguientes:

En el ánodo:

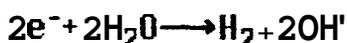
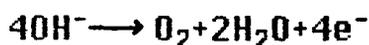
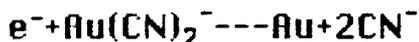


Tabla 6.3 Desorción del oro del carbón. (D. M. Muir, 1982)

Mina	Solución de Elución (au en carbón)	Temperatura (°C)	Tiempo (h)	Au max. (ppm)	Problemas
Homestake (1970)	10g/l NaOH 2g/l NaCN  (5-15000 ppm)	90	36	bajo	desorción lenta elución debil alto cons. energía
N.I.M. (1978)	50g/l NaCN 10g/l NaOH (20000 ppm)	110	6	5000	elución en autoclave
Anglo-Amer. (1976)	90% de acetona ethanol metanol	70-90	6	1000-2000	reflujo del solvente pérdidas de vapor
Murdoch (1981)	20-40% orgánico (5500)	25	8	6000	----

En el cátodo:



Además de oro, pueden depositarse cobre, plata, platino y otros metales nobles.

Las variables que afectan la electrodeposición son: tipo de celda electrolítica, voltaje utilizado, densidad de corriente, composición de la solución y la tasa de flujo de la solución en la celda. Se ha demostrado que al incrementar el área del cátodo por unidad de volumen de electrolito, aumenta el porcentaje de depositación. Por medio de la electrodeposición se puede recuperar hasta un 99.9% del oro contenido en la solución.

## 6.2.2 Proceso de carbon en Pulpa

Un circuito simplificado del proceso de carbón en Pulpa incluye los siguientes procesos (Figura 6.11):

1. Trituración y molienda: El material a cianurar es triturado y molido hasta que posea la granulometría adecuada para el proceso. Generalmente menor que 100 Mesh (ASTM).

2. Preparación: Espesado del material molido. Este proceso tiene como fin el mantener un porcentaje de sólidos alto (entre 45% y 50%). El flujo inferior del espesador es llevado a la cianuración y el flujo superior es reutilizado.

3. Lixiviación: Cianuración en una serie de agitadores (3 a 4). Se agita la pulpa en agitadores mecánicos por unas 12 a 24

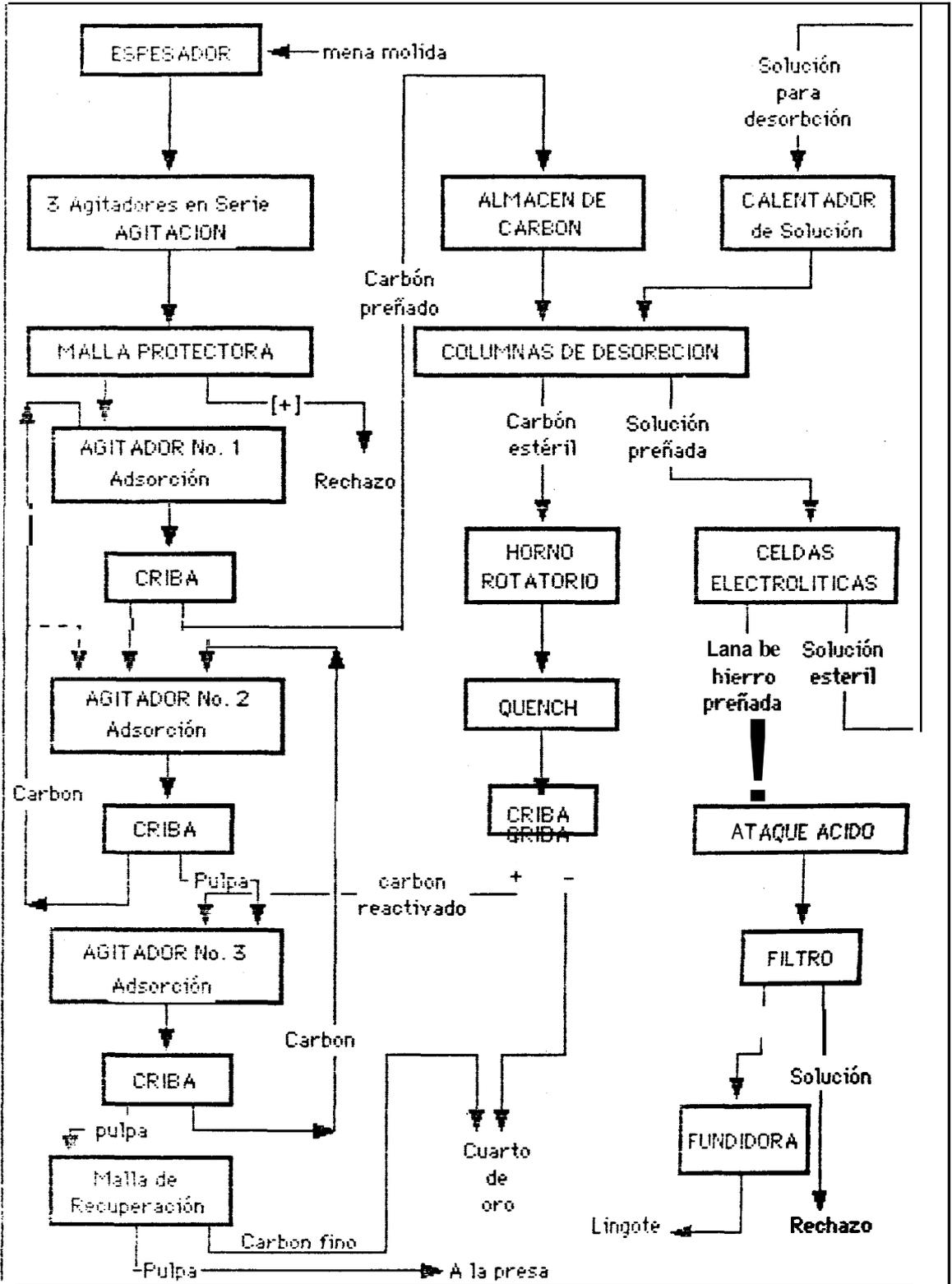


Figura 6.11 Flujo Simplificado del proceso de Carbón en Pulpa. (D. M. Muir, 1982)

horas, para lograr una lixiviación completa o casi completa.

4. Precribado: La pulpa es pasada por una criba de protección. Esta criba retiene a los granos grandes que pueden dañar las cribas separadoras utilizadas en la adsorción.

5. Adsorción: Se traslada la pulpa a una serie de agitadores (3 a 4) para la adsorción con carbón activado. El carbón activado es puesto en contacto con la pulpa (6-12 horas) para una completa adsorción. Se añade el carbón al circuito en el último tanque y se lo hace avanzar en contra-corriente hasta el primer tanque de donde es extraído. El traslado del carbón se realiza mediante un elevador de flujo de aire y una criba. Después de pasar por el último agitador, la pulpa es circulada por una criba donde se retiene al carbón que retorna al circuito de adsorción. La pulpa es posteriormente pasada por una malla con una abertura menor para la recuperación del carbón fino. Este carbón no regresa al circuito, sino que se lleva directamente al cuarto de oro. La pulpa es trasladada al depósito.

6. Desorción y Electrodeposición: El carbón preñado se almacena en un reservorio. Cuando este reservorio se llena, el carbón se traslada a las columnas de desorción. Se hace pasar una solución de NaOH/NaCN por las columnas y por las celdas electrolíticas, donde se precipita el oro (Figuras 6.12a-d). La solución se recircula por las columnas de carbón hasta que se haya extraído todo el oro. Se acostumbra lavar el carbón con HCl antes de llevarlo a la desorción para eliminar impurezas tales como calcio y hierro.

7. Fundición: Las lanas de acero de las celdas son atacadas con ácido, filtradas y luego secadas y fundidas. Como

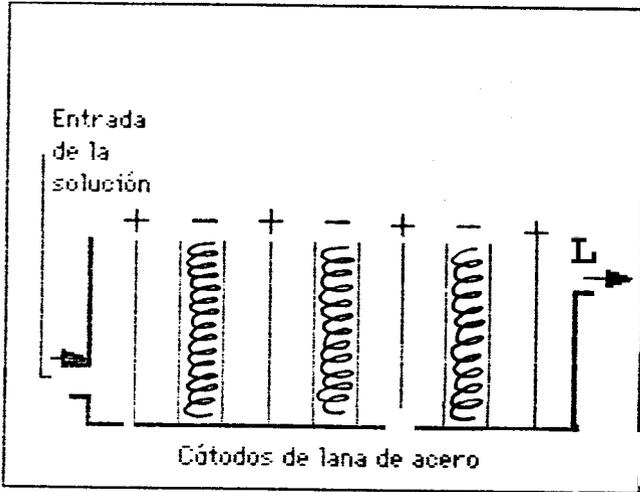


Figura 6.12a Celda paralela

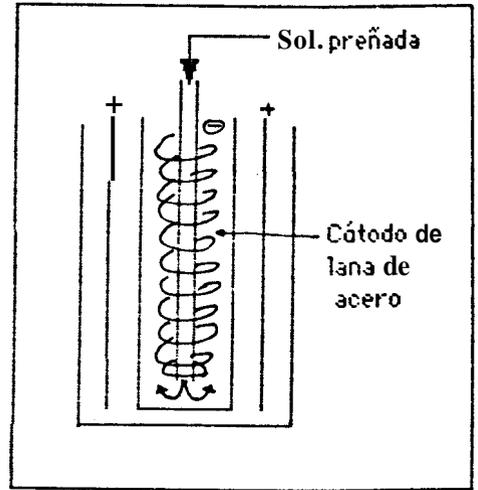


Figura 6.12b Celda Zadra

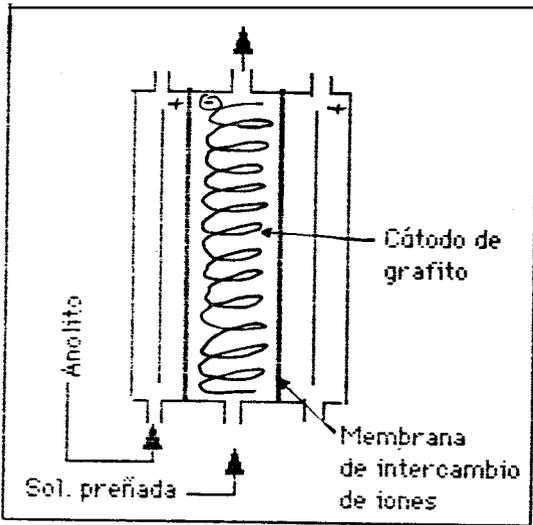


Figura 6.12c Celda NIM de Grafito.

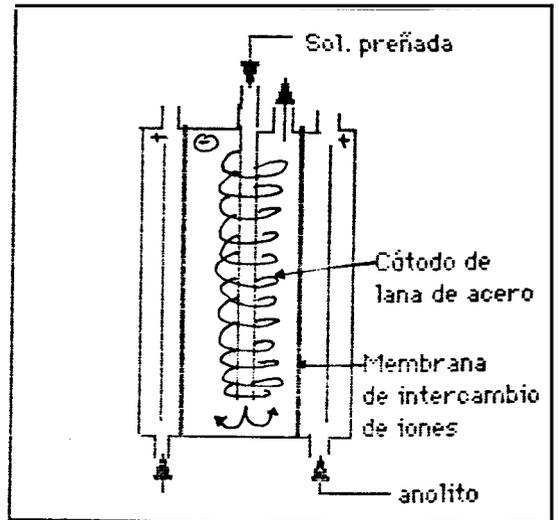


Figura 6.12d Celda AARL

producto **de** la fundición *se* obtienen lingotes de oro que por su alto contenido **de** otros metales, deben ser refinados.

8. Reactivación del carbón: El carbón es reactivado cada cierto tiempo. El intervalo **de** tiempo entre cada reactivación depende de la velocidad con la que el carbón **es** cargado con impurezas y esto depende de las propiedades químicas de la pulpa. La reactivación se realiza **en** un horno rotatorio calentado **externamente** por resistencias eléctricas. El vapor generado por el agua contenida en **el** carbón impide la entrada de aire al horno. La temperatura utilizada está entre 650 y 700°C.

### **6.2.3 Pruebas de Laboratorio**

Se realizó una prueba de cianuración en el agitador tipo Denver. Se cianuró **el** material por un día y luego se le agregó carbón activado. Se agitó la pulpa con el carbón durante un tiempo suficiente (4 horas) para que se realizara la adsorción. **Se** utilizó **el** mismo equipo y reactivos que en **las** pruebas **de** cianuración por agitación (Capítulo IV). El carbón activado utilizado para esta prueba es de origen norteamericano y fabricado a partir de cascara de coco. Su granulometría está entre 6- 16 Mesh (ASTM).

#### **Procedimiento**

1. Se realizó una prueba de cianuración de 24 horas en el agitador tipo Denver. Se utilizó 1 kilo de material y 2 litros de agua. Las condiciones de la prueba fueron las siguientes:

- concentración de NaCN: 0.5g/l
- concentración de Cal: 0.3g/l
- densidad de pulpa: 2:1

- cantidad de sólido: 1000g
- granulometria: 80% -Malla 100 (ASTM)
- velocidad de agitación: 350rpm

2. Se tomó una muestra de la solución para determinar la cantidad de oro presente en solución.

3. Posteriormente se agregaron 40g de carbón activado fabricado con cáscara de coco de tamaño 6-16 Mesh (ASTM) para dar una densidad de 20g de carbón por litro de solución.

4. Se agitó la pulpa por 4 horas para dar suficiente tiempo a la adsorción del oro.

5. Se tomó una muestra de la solución.

6. Se hizo pasar la pulpa por un tamiz malla 30 (ASTM) a fin de recuperar el carbon.

7. Se secaron, calcinaron y fundieron 20 gramos de carbón para determinar la cantidad de oro adsorbida.

8. Se compararon los valores de oro encontrados en la solución con el valor de oro en el carbón activado y se calculó la recuperación.

#### **6.2.4 Resultados**

Los resultados de la pruebas de adsorción con carbón activado se pueden observar en la Tabla 6.4.

Tabla 6.4 Resultados de la adsorción con carbón activado

Cantidad de material	1 Kg
Volumen de solución	2 litros
Leu de cabeza	32.8g/T
Au en solución después de 24h de lixiviación	15.10mg/l
Au lixiviado (%)	92.1%
Au recuperado por 40g de C.A. en 4h de adsorción	29.63mg
Eficiencia del proceso de recuperación con C.A.	98.1%
Recuperación total	90.35%

### **6.2.5 Análisis de Resultados**

La adsorción del oro en el carbón (98.1%) es muy buena, sin embargo se deberían realizar pruebas de desorción y electroprecipitación para poder conocer la eficiencia de el proceso en su totalidad. Se empleó una concentración de C.A. de 20 g/L por considerarse la adecuada.

## CAPITULO VII

### DISEÑO DE FLUJOS PARA EL TRATAMIENTO DE LA MENA

Para el tratamiento de la mena en estudio se diseñaron dos flujos simplificados. Uno utiliza el proceso de Merrill-Crowe para la extracción del oro y el otro incluye el proceso de CIP. El proceso de Merrill-Crowe está siendo reemplazado en el mundo por el proceso de carbn en pulpa o CIP (siglas en inglés). Sin embargo, el proceso de Merrill-Crowe es todavía el más utilizado. Se presentaron los dos circuitos con el fin de realizar una comparación entre estos y determinar cuál es el más efectivo para la extracción de oro de la mena en estudio.

#### 6.1 FLUJO CON MERRILL-CROWE

El flujo con Merrill-Crowe debe incluir los siguientes procesos (Figura 7.1):

1. Molienda del material en un circuito cerrado para la liberación del oro fino, y dosificación de cal en el circuito de molienda para mantener el pH protector entre 10-11 y evitar que la solución de cianuro de sodio se descomponga en el gas venenoso HCN.
2. Espesado de la pulpa para conseguir el porcentaje de sólidos por peso adecuado para la agitación.
3. Mezclado de la pulpa con el cianuro en una serie de agitadores (accionados mecánicamente o con aire a presión) durante unas 12 a 48 horas para proveer de suficiente tiempo a la lixiviación.
4. Espesado de la pulpa preñada con posterior lavado de los sólidos en una serie de espesadores de decantación en contra corriente.
5. Bombeo de la solución preñada hacia un sistema de clarificación,

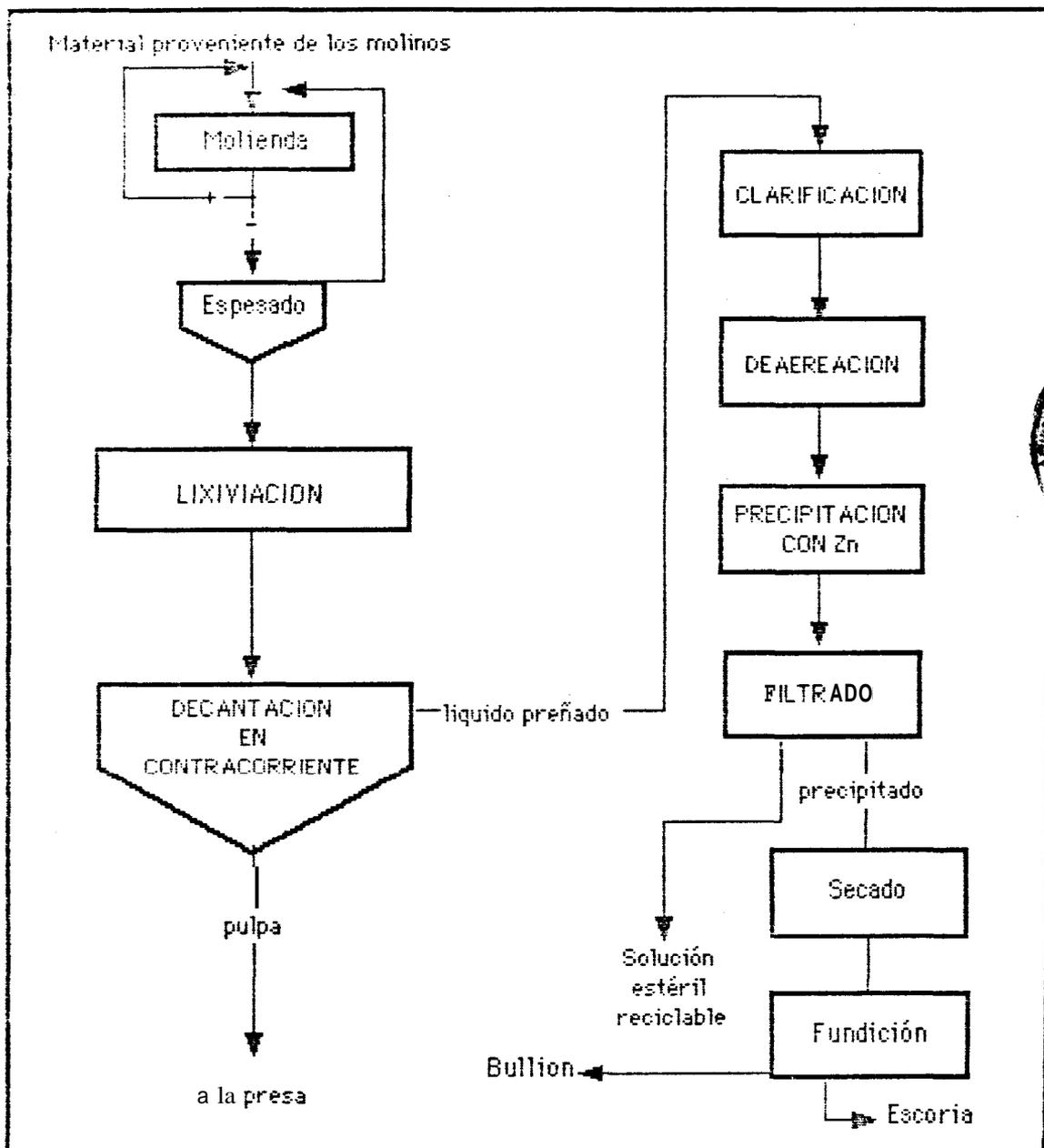


Figura 7.1 Flujo con Merrill-Crowe

filtración y deaireación para remover los sólidos restantes y el oxígeno disuelto.

6. Adición de zinc en polvo para precipitar oro y plata de la solución mediante una reacción tipo cementación de celda galvánica en la cual el exceso de zinc desplaza a los metales preciosos y a algunos contaminantes de la solución. (proceso Merrill-Crowe)

7. Refiltrado del residuo de la etapa anterior a través de un filtro a presión o vacío para separar el lodo que contiene a los metales preciosos.

8. Retorno de la solución estéril al circuito de lixiviación.

3. Fundición y refinación del precipitado para obtener lingotes de oro.

## 7.2 CIRCUITO CON CIP

El flujo diseñado con CIP incluye las siguientes operaciones (Figura 7.2):

1. Molienda del material en un circuito cerrado, para liberar el oro fino, y dosificación de cal en el circuito de molienda con suficiente  $\text{CaO}$  para mantener el pH protector entre 10-11 y evitar que la solución de cianuro de sodio se descomponga en el gas venenoso  $\text{HCN}$ .

2. Espesado de la pulpa para conseguir el porcentaje de sólidos por peso adecuado para la agitación.

3. Mezcla de la pulpa con cianuro en una serie de 2 a 4 agitadores durante 12 a 24 horas.

4. Traslado de la pulpa a una serie de 2 a 6 agitadores donde se pone en contacto con carbón activado de grano grueso (10-20 Mallas). El carbón avanza en contra corriente y es separado de la pulpa mediante cribas.

5. Lavado con agua y traslado del carbón al cuarto de desorción.

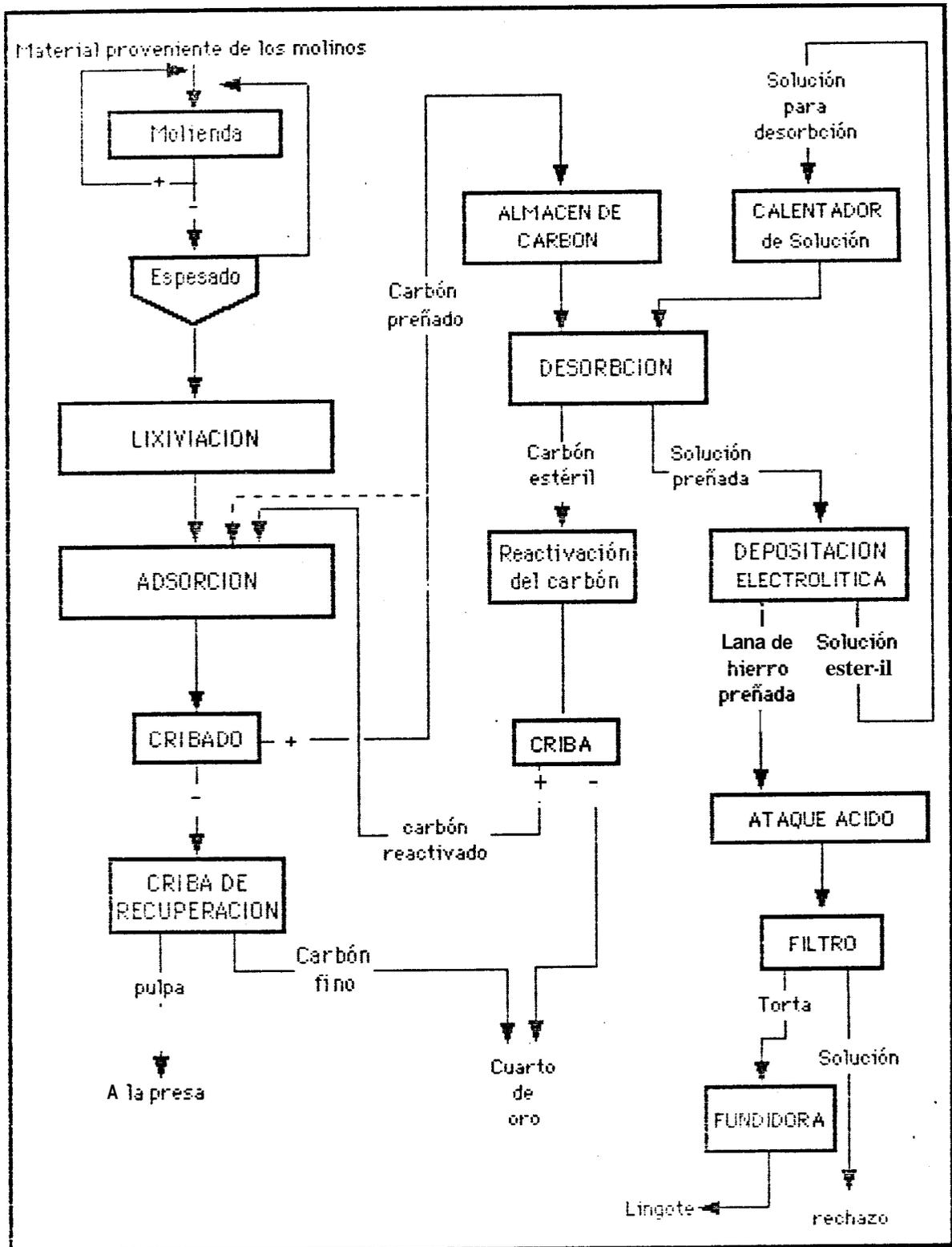


Figura 7.2 Flujo con CIP

6. Lavado del carbón con una solución fuerte de NaCN y NaOH que extrae los metales preciosos contenidos en el carbon.

7. Conducción de la solución preñada a la electrodeposición para precipitar los metales preciosos en cátodos de lana de hierro.

8. Los cátodos y los residuos en el fondo de la celda de electrodeposición son llevados a fundición y refinación.

3. El carbón es reciclado y periódicamente reactivado o sustituido.

### 7.3 COMPARACION DE LOS DOS CIRCUITOS

- Los dos diagramas son similares hasta la extracción de oro de la solución. A partir de este punto varían sus flujos presentando distintas ventajas y desventajas.

- Las pruebas de extracción de oro de la solución con Merrill-Crowe y con carbon activado presentan valores de recuperación distintos. Para la precipitación con zinc se tienen valores de recuperación a partir de la solución de 75.3%, en cambio la recuperación por medio de carbón puede dar valores de hasta 98.1%. La diferencia es de aproximadamente 22.8%. La causa de la ineficiencia del proceso con Merrill-Crowe puede ser la alta concentración de cobre presente en la solución (hasta 400ppm), sobrepasando los límites permisibles para este proceso (Tabla 7.1).

- Los costos de capital para una planta CIF son aproximadamente un 80% de los de una planta con decantación en contra-corriente ó CCD (siglas en inglés) y precipitación con zinc. La razón de esto es que en una planta con CIF, se ahorra el capital que se invierte en la construcción de los equipos para la separación sólido-líquido y clarificación, p.ej. espesadores, filtros y clarificadores (G. Potter, 1981).

- Las pérdidas de oro son mayores en el caso de plantas con decantación en contracorriente y Merrill-Crowe, debido a la imposibilidad de recuperar la totalidad de la solución del material de flujo inferior del

último espesador. Estas pérdidas son generalmente muy pequeñas y despreciables (ibid).

- Los costos de operación para plantas con CIP y plantas con CCD son similares. Sin embargo puede existir una pequeña diferencia a favor de la CIP, aunque esto depende de cada planta (D. M. Duncan, 1981).

## CONCLUSIONES

- 1) El oro se encuentra asociado principalmente al cuarzo y a la pirrotina. Sin embargo también se presenta en los bordes de pirita. En las probetas analizadas se encontraron los siguientes minerales (en orden de abundancia): pirita, pirrotina, calcopirita, arsenopirita, cuarzo y clorita.
- 2) La cantidad de sulfuros en la mena es bastante elevada, aproximadamente un 30-40% del volumen total de la muestra.
- 3) El tamaño de grano del oro encontrado en las probetas tiene un diámetro que va de 25 a 50µm. Una cantidad considerable posee un diámetro de 90 a 120µm. También se puede observar este fenómeno en la distribución de oro por fracción granulométrica, pues el 88.95% del oro se halla por debajo de la malla 100 (ASTM). La ley promedio de oro es de 30g/T y la de plata 31g/T.
- 4) Existe una cantidad considerable de hierro (28.4%), sulfuro (4.0% de sulfuro soluble) y cobre (1.3%) en la mena. El material también contiene una fracción apreciable de arsénico (0.45%). La presencia de estos elementos en tales cantidades explica el alto consumo de reactivos durante la cianuración (aprox. 6 Kg/T de cal y 5 Kg/T de cianuro). Además, la presencia de concentraciones elevadas de cobre en solución (hasta 400ppm) y quizás también sulfuro, puede ser la causa de la baja eficiencia en el equipo de precipitación con zinc (75.3%). La concentración de cobre rebasa la concentración máxima admisible para el proceso de Merrill-Crowe (aprox. 390ppm).
- 5) La eficiencia de la lixiviación resultó mucho menor para la plata que para el oro. En el primer caso fue del 25% y en el segundo del 94%.
- 6) En la recuperación de oro a partir de la solución preñada, el proceso de carbón en pulpa presentó un rendimiento considerablemente mayor que el

proceso de Merrill-Crowe. Las recuperaciones fueron de 75.3% y 96.1% respectivamente.

- 7) La recuperación de oro por medio de la cianuración resultó ser efectiva para el tipo de mena tratado. En 24 horas de lixiviación se consiguió recuperar hasta un 94% del oro de la solución preñada, y luego, mediante la extracción con carbón activado se obtuvo el 96% del oro en solución. En el presente trabajo se llegó, con 24 horas de lixiviación, a una recuperación del 92.12% ,considerando la lixiviación y adsorción en carbón activado.
- 8) Debido al comportamiento de la mena en el proceso de cianuración, es posible clasificarla como una mena refractaria que puede ser lixiviada directamente, obteniendo recuperaciones satisfactorias.
- 9) La cianuración es una buena alternativa para recuperar el oro fino, y presenta además la ventaja de que el cianuro, a pesar de ser muy venenoso, es biodegradable.
- 10) Con una ley promedio de oro en los relaves de 30g/T y una extracción superior al noventa por ciento en la cianuración, se puede afirmar que un tratamiento de este material mediante el proceso en mención, sería económicamente factible.

### RECOMENDACIONES

- 1) Se recomienda realizar pruebas de precipitación con zinc utilizando equipos más parecidos a un Merrill-Crowe para determinar la eficiencia verdadera del proceso. También se deben hacer mediciones, en la solución preñada, de elementos que interfieren en la precipitación con zinc, como son: Fe, S y As.
- 2) Para conocer la eficiencia de todo el proceso de CIP, es necesario ejecutar pruebas de elución del carbón y electrodeposición del oro a partir de la solución de desorción.

- 4) **Es necesario un estudio más profundo** que involucre pre-tratamientos para evitar el alto consumo de reactivos. Uno de estos podría ser la pre-aireación en media alcalino.
- 5) Se deben realizar pruebas tipo planta piloto para determinar correctamente los balances de masa, los costos y duración de los distintos procesos y poder así llevar a cabo el escalamiento correcto para el diseño de una planta de tratamiento, siempre y cuando esta sea económicamente factible.
- 6) En la zona de Ponce Enriquez existen varios molinos que llevan trabajando algunos años y han acumulado grandes cantidades de relaves. Se debería realizar un estudio detallado de estos relaves y considerar su utilización.
- 7) Un factor de mucha importancia es la cantidad de reservas. En la actualidad es casi imposible determinar las reservas en las minas del sector de Bella Rica. Se necesitaría un estudio de evaluación de las vetas conocidas y prospección en los alrededores de la zona. Debido a que las cooperativas carecen de recursos, la realización de tal estudio sería imposible sin ayuda externa.
- 8) El exceso de contaminación en la zona requiere de acciones inmediatas que impidan la polución debida a la "quema" del mercurio al aire libre y el desecho de los concentrados amalgamados.
- 9) En el manejo del cianuro se debe tener sumo cuidado debido a su elevada toxicidad.
- 10) Los mineros del sector de Bella Rica no siguen las precauciones adecuadas en el proceso de destrucción de la amalgama. La amalgama es usualmente calentada con un soplete al aire libre. Todo el mercurio que esta posee es evaporado, contaminando el ambiente. Se recomienda el uso de retortas para evitar este problema.

## BIBLIOGRAFIA

1. Aguayo, E. S. *et al.* Informe sobre los aspectos técnicos y económicos y otros relacionados con las labores mineras de la cooperativa "Bella Rica", Proyecto ICU-ESPOL, 1984, 13 p.
2. Ammen, C. W., Recovery and Refining of Precious Metals, Van Nostrand Reinhold, New York, 1984, pp. 1-28, pp. 221-245.
3. Boyle, R. W., The Geochemistry of Gold and its Deposits, Geol. Surv. of Canada, Bull. 280, Canada, 1983 pp. 1-14, pp. 489-492.
4. Bradford, B., Small Precious Metal Mining Projects, Mining Magazine, May 1988, pp. 406-415.
5. Castro, D., Experimentación de Minerales de Oro y Plats por el Proceso de Cianuración, Comisión de Fomento Minero, México, D. F., 1960, pp. 7-66.
6. Coleman, R. L., Metallurgical Testing Procedures, Mineral Processing Plant Design, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1980, pp. 144-181.
7. DeMent, E. R. and King, N. D., Merrill-Crowe/Carbon-in-Pulp An Economic Evaluation, Carbon-in-Pulp Seminar, Aus. I.M.M., Australia, 1982, pp. 89-106.
8. Friz, A., Metalurgia del oro, Dirección de Geología y Minas, CODELCO-Chile, s/f, pp. 23-30.
3. Habashi, f., Principles of Extractive Metallurgy, Vol. II, Gordon and Breach, New York, 1970.
10. Hedley, N. & Tabachnick. H., Mineral Dressing Notes, American Cyanamid Company, New Jersey, 1968, pp. 3-53.

11. Hisshon R. J. & Waller C. G., Recovering Gold with Thiourea, Mining Magazine, Sept. 1984, pp. 237-243.
12. Houot, R., Minéralurgie des métaux précieux, Annals des Mines, Dec. 1969, pp. 13-39.
13. King, L. D., Thickeners, Mineral Processing Plant Design, Society of Mining Engineers of AIME, New York, 1980, pp. 541-575.
14. Libsude, J. & Morizot, G., Le traitement des minerais d'or, Congres SIM, 1983, pp. 772-835.
15. Mahesh, C., Refractoriness of Certain Gold Ores to Cyanidation: Probable Causes and Possible Solutions, Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review, Vol. 2, Gordon and Breach, 1987, pp. 331-352.
16. McQuiston, F. W., Jr., & Shoemaker, R. S., Gold and Silver Cyanidation Plant Practice, Port City Press, Baltimore, USA, 1975, pp. 11-184.
17. Michaelis von, H., Recovering Gold and Silver from Pregnant Leach Solutions, E&MJ, June 1987, pp. 50-55.
18. Ministerio de Energía y Minas, Desarrollo Minero en el Ecuador, 1990, pp. 2-24.
19. Muir, D. M., Recovery of Gold from Cyanide Solutions Using Activated Carbon, Carbon-in-Pulp Seminar, Aus. I.M.M., Australia, 1982, pp. 7-22.
20. Nicol, M. J. *et al.* A modern study of the kinetics and mechanism of the cementation of gold, Journal of the South African institute of Mining and Metallurgy, Feb. 1979, pp. 191-198.
21. Osseo-Asare, K., Xue T., Ciminelli, V. S. T., Solution Chemistry of Cyanide Leaching Systems, Precious Metals: Mining, Extraction, and Processing, AIME, New Jersey, 1984, pp. 173-195.

22. Piedra, F. J., *Bella Rica y su mineralización aurífera*, *Minería Ecuatoriana*, INEMIN, Julio 1988, pp. 66-69.
23. Potter M. G. and Bhappu, S. R., *The Chemistry of Gold and Silver Recovery from Natural Resources*, *Mountain States Research and Development*, Tucson, 1978, pp. 27-35.
24. Pourbaix, M. *et al.*, *Atlas D' équilibres électrochimiques*, Gauthier-Villars & Cie., Paris, 1963, 644 p.
25. Shoemaker, R. S., *Carbon-in-Pulp Processing of Gold and Silver Ores*, *Minig Engineering*, October 1981, pp. 1441-1444.
26. Suttill, K. R., *Tailings Retreatment in Northern Ontario*, *E&MJ*, September 1988, pp. 58-62.
27. Suttor, A. *Essais de Cyanuration en Laboratoire pour les minerais aurifères*, TSICM, 1960.
28. Wilson, A. R. and Dawson, H. A. *Metallurgical Flowsheet Development, Mineral Processing Plant Design*, *Society of Mining Engineers of AIME*, New York, 1980, pp. 183-199.
29. Woodcock, J. T., *Carbon-in-Pulp Technology in Gold Extraction*, *Carbon-in-Pulp Seminar*, Aus. I.M.M., Australia, 1962, pp. 1-6.