

A G R A D E Z C O

Al personal docente de la ESPOL,
especialmente al Ing. Hugo Eguez A. Director
de Tesis por su apoyo y confianza.
Al Ing. Carlos Chia, y SODIREC S.A. por el
impulso, orientación y ayuda.



D-10832

DEDICATORIA

A mi PATRIA

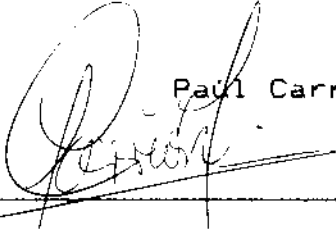
A mis Padres

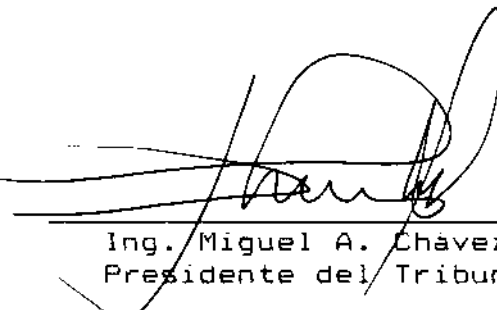
A mis Hermanas

DECLARACION EXPRESA

"La responsabilidad por los hechos, ideas y doctrinas expuestas 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)



Paul Carrión M.



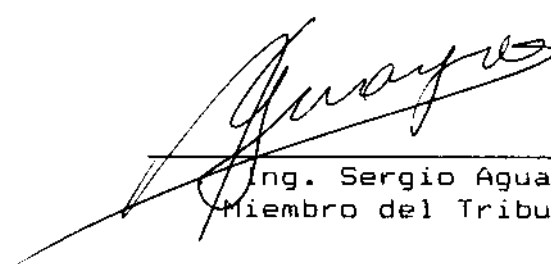
Ing. Miguel A. Chávez M.
Presidente del Tribunal



Ing. Hugo E. Eguéz A.
Director de Tesis.



Ing. Jorge Calle
Miembro del Tribunal



Ing. Sergio Aguayo
Miembro del Tribunal

RESUMEN

El presente trabajo consiste en un sencillo estudio mineralúrgico de los relaves de la zona de Zaruma. La ley de estos relaves se encuentra normalmente entre 6 y 10 gr/Tm de Au. En este caso la muestra trabajada tenía un tenor de 6 gr/Tm de Au.

Primero se analizaron las características generales del material, entre ellas se obtuvo que el 56% de peso del material es menor que los 100 Mesh, es decir que tiene un porcentaje de finos considerable, que puede en algún caso, apoyar la cianuración directamente sin previa molienda. Además cuenta con 10 % de minerales pesados, siendo 90 % ganga, lo que induce a pensar en algún método de concentración. Se calculó el índice de trabajo por dos métodos, dando un margen de error mínimo si se considera la seguridad de los métodos. El valor obtenido del índice de trabajo por el método de Bond fue de 18.46 KW-H/Tc.

La siguiente etapa fue realizar pruebas en la mesa gravimétrica Deister, con la finalidad de obtener un concentrado y analizar la posibilidad de cianurarlo. Para ello se dividió el rango granulométrico del material en varios subrangos, obteniéndose en general concentrados de alrededor del 65% de la ley de cabeza. Aunque un subrango de los finos dió un concentrado del 72% de la ley de cabeza.

Así mismo se buscó los parámetros técnicos óptimos para la cianuración por agitación encontrándose que son: 0.1% de cianuro de sodio, 0.05% de cal, granulometría natural del material (aunque mejora relativamente cuando es más fino) y porcentaje de sólidos por peso de un 30 % . Si se busca optimización técnica-económica, el parámetro que cambia es la concentración de NaCN que sería de 0.05% , ya que bajo esta condición el consumo de NaCN baja y el descenso en la recuperación es mínimo. En una prueba final se obtuvo que en la cianuración de los concentrados la recuperación disminuye algo, pero afirmaciones más contundentes acerca del caso se deben hacer bajo una serie de pruebas para material concentrado. De aquí parte la necesidad de analizar meticulosamente esta variante en posterior trabajo.

INDICE GENERAL

	PAGS
RESUMEN	5
INDICE GENERAL	7
INDICE DE FIGURAS	10
INDICE DE TABLAS	11
INDICE DE GRAFICOS	13
ABREVIATURAS	14
INTRODUCCION	16
Objetivos	18
La zona de Zaruma	18
Actividades mineras de la zona	19
Fisiografía y clima	21
Geología regional	21
Características generales. Uso y aplicaciones del oro	23 23
CAPITULO I	
ANALISIS Y PREPARACION DE LA MUESTRA	25
1.1 Recolección de la muestra	26
1.2 Preparación de la muestra	27
1.3 Análisis granulométrico	28
1.3.1 Cantidad de la muestra	29
1.3.2 Tiempo de tamizado	29
1.4 Separación gravimétrica con batea	30

1.5	Análisis macroscópico y microscópico de minerales	
1.6	Contenido de oro, según granulometría	
1.7	Grados de liberación	
1.8	Determinación del índice de trabajo	
1.9	Pruebas de laboratorio	
1.9.1	Recolección de la muestra	
1.9.2	Preparación de la muestra	
1.9.3	Análisis granulométrico	
1.9.4	Análisis mineralógico semicuantitativo	
1.9.5	Ensayos al fuego	
1.9.6	Grado de liberación	
1.9.7	Cálculo del índice de trabajo	

CAPITULO II

CONCENTRACION POR MESA VIBRATORIA HUMEDA

2.1	Principios	
2.2	Factores de operación de la mesa	
2.2.1	Naturaleza de la cabeza	
2.2.2	Gravedad específica	
2.2.3	Riffles	
2.2.4	Capacidad	
2.2.5	Velocidad y golpe	
2.2.6	Inclinación	
2.2.7	Consumo de agua	
2.2.8	Potencia	
2.2.9	Mantenimiento	

2.3 Costo de operación de la mesa concentradora	72
2.4 Pruebas de laboratorio	73
CAPITULO III	
CIANURACION POR AGITACION	
3.1 Generalidades.- Extractantes para oro y plata	77
3.2 Fundamentos físico-químicos de la cianuración	81
3.3 Mecanismo cinético de la cianuración	89
3.4 Estabilidad del cianuro en soluciones acuosas	94
3.5 Efectos que producen los constituyentes de la pulpa ..	95
3.5.1 Algunos efectos en el proceso de la cianuración.	95
3.5.2 Efectos de otros constituyentes de la pulpa	98
3.6 Factores importantes en las velocidades de lixiviación	104
3.7 Control de las soluciones.....	104
3.7.1 Preparación y utilización de los reactivos para control de la cianuración	105
3.7.2 Determinación de la concentración de oro en soluciones de cianuro	112
3.8 Tipos de cianuración.	118
3.9 Recuperación de oro de las soluciones de cianuro	124
3.10 Control de la contaminación por cianuración	130
3.11 Pruebas de laboratorio	133
ANALISIS DE RESULTADOS	139
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	139
Apéndice de tablas y gráficos	146
BIBLIOGRAFIA	142

INDICE DE FIGURAS

INTRODUCCION

	página
Mapa de ubicación de la zona de Zaruma.....	18-
Mapa Geológico-Metalogénico del distrito de Portovelo.....	21-
Cuadro de características de el oro.....	24-
Diagrama de flujo elemental de un ensayo al fuego.....	32

ANALISIS Y PREPARACION DE LA MUESTRA

Molino de bolas. Parámetros en la molienda.....	44-
Vista transversal al eje de un molino de bolas.....	44-
Grado de liberación. Etapas del producto de una molienda.....	44-

CONCENTRACION POR MESA VIBRATORIA VIA HUMEDA

Distribución de partículas en mesa gravimétrica.....	76-
Distribución de partículas en mesa gravimétrica.....	76-

CIANURACION POR AGITACION

10	Relación entre estabilidad y electronegatividad de los átomos unidos al oro en complejos de Au(I) y Au(III).....	8
11	Diversas constantes de estabilidad para complejos de Au(I) y Au(III).....	8
12	Diagrama equilibrio potencial-pH para el sistema Au-H ₂ O a 25 C.....	8
13	Diagrama equilibrio potencial-pH para el sistema Au-H ₂ O-CN ⁻¹ a 25 C.....	8
14	Diagrama equilibrio potencial-pH para el sistema Au-H ₂ O-Cl ₂ a 25 C.....	8
15	Representación esquemática local en una superficie de oro en contacto con una solución de cianuro con oxígeno.....	9
16	Componentes de un instrumento para medidas de absorción atómica.....	11
17	Proceso de absorción atómica.....	11
18	Relación entre absorbancia y concentración en el proceso de absorción atómica.....	11
19	Esquema general de un flujo de planta de cianuración por agitación.	12
20	Esquema de la operación de cianuración por percolación.....	12

INDICE DE TABLAS.



ANÁLISIS Y PREPARACION DE LA MUESTRA.

Cálculo del índice de trabajo por Método de Bond. Constantes y resultados de carga inicial, carga circular y producto.....	146
Resultados de prueba de bond.....	147
Resultados de análisis mineralógico semicuantitativo.....	147
Ensayos al fuego. Porcentaje de oro retenido por malla.....	148
Cálculo de W_i por el método de comparación para el relave de Zaruma. Tyler Mesh vs. % de peso pasante acum.....	148
Cálculo de W_i por el método de comparación para el relave de Zaruma. $F(d)$ vs. diámetro de partículas	150
3	
Cálculo de W_i por el método de comparación. Datos de la estibina de Loma Larga. Tyler Mesh vs. % de peso pasante acum.....	150
Cálculo de W_i por el método de comparación. Datos de la estibina de Loma Larga. $F(d)$ vs. diámetro de partículas.....	150
3	
Distribución de la carga de bolas para cálculo de W_i por método de Bond.....	14

MESA CONCENTRADORA.

Parámetros óptimos en los ensayos de concentración utilizando mesa gravimétrica en diferentes rangos de prueba.....	1
Evaluación de la distribución del tenor de oro de las ocho pruebas en mesa gravimétrica.....	1

CIANURACION POR AGITACION

Prueba 01 de cianuración por agitación.....	15
Prueba 02 de cianuración por agitación.....	15
Prueba 03 de cianuración por agitación.....	15
Prueba 04 de cianuración por agitación.....	15
Prueba 05 de cianuración por agitación.....	15
Prueba 06 de cianuración por agitación.....	16
Prueba 07 de cianuración por agitación.....	16
Prueba 08 de cianuración por agitación.....	16
Prueba 09 de cianuración por agitación.....	16
Prueba 10 de cianuración por agitación.....	16
Prueba 11 de cianuración por agitación.....	16
Contenido de Au en solución de CN, medido por absorción atómica (prueba 07 de cianuración).....	16
Contenido de Au en solución de CN, medido por absorción atómica (prueba 08 de cianuración).....	16
Contenido de Au en solución de CN, medido por absorción atómica (prueba 09 de cianuración).....	16
Contenido de Au en solución de CN, medido por absorción atómica (prueba 10 de cianuración).....	16
Contenido de Au en solución de CN, medido por absorción atómica (prueba 11 de cianuración).....	16
Resumen de las pruebas de cianuración.....	16

INDICE DE GRAFICOS

PAGS.

Distribución granulométrica del material de relave de Zaruma por tabla 1, carga inicial.....	172
Curvas granulométricas de los relaves de Zaruma, para cálculo del W_i por método de comparación. Tyler Mesh vs. % de peso pasante acumulado.....	173
Curvas granulométricas de los relaves de Zaruma, para cálculo del W_i por método de comparación. $F(d)$ vs. diámetro de partículas (d).....	174
Curvas granulométricas de La estibina de Loma Larga, para cálculo del W_i . Tyler Mesh vs. % peso pasante acum.....	173
Curvas granulométricas de La estibina de Loma Larga, para cálculo del W_i . $F(d)$ vs. diámetro de partículas (d).....	174
Tyler Mesh vs. % de peso pasante acum. Para cálculo de W_i , método de Bond. Curva es de carga circular, la recta del producto (Datos de tabla 1)	175
Consumo acum. de cal y CN (Kg/Tm) vs. tiempo (h). Prueba 01	
tiempo de cianuración. Datos de tablas 12 a 21.	176 a 186
Porcentaje de recuperación de Au vs. tiempo (h) . Prueba 07	
tiempo de cianuración. Datos de tabla 23 a 27.....	187 a 191

INDICE DE ABREVIATURAS

Kg	Kilogramos
m	Metro
mm	Milímetros
Au	Oro
Km	Kilómetro
o A	Amstrong
eV	Electrón Voltio
gr/cc o	gramos / centímetros cúbicos
C	grados Celcius
Kcal	Kilocalorías
Ag	Plata
Cu	Cobre
Zn	Zinc
Cd	Cadmio
HNO 3	Acido Nítrico
PbO	Oxido de plomo (litargenio)
KNO 3	Nitrato de potasio
F (d) 3	Fracción por peso acumulado
Rr	Razón de reducción
t R	Tiempo de residencia
Tr	Trabajo (Energía)
W	Peso de carga
G	Tasa de alimentacion

C	Distancia de eje al límite de superficie en círculo.
Fc	Fuerza Centrifuga
R	Radio de un círculo o esfera
g	Aceleración de la gravedad
V	Volumen
E	Energía
Cg	Centro de gravedad
L	Longitud
Wi	Indice de trabajo
GL	Grado de liberación
N	Número de revoluciones
Hg	Mercurio
Pt	Platino
Ir	Iridio
Cl	Cloro
Na	Sodio
S	Azufre
pH	Potencial hidrógeno.
C	Carbón
As	Arsénico
Sb	Antimonio
F	Fluor
Fe	Hierro

INTRODUCCION

La Geología y Minería son ciencias que aplicadas al conocimiento y aprovechamiento de los recursos naturales, constituyen bases fundamentales en el desarrollo socio-económico de las naciones.

Geográficamente el Ecuador, está rodeado de países cuyo sector minero está mucho más desarrollado, siendo esto motivo de ingresos de mayores divisas y utilización de mano de obra nacional. Las condiciones naturales le dan al Ecuador un potencial minero considerable, en lo poco que es conocido hasta hoy de los recursos que posee.

Las actividades mineras han evidenciado un incremento en general, y en particular las relacionadas a el oro. Eso sí, existiendo en muchos caso una desconexión entre el profesional y estas actividades. Por lo que la minería, principalmente para los profesionales relacionados a la rama, constituye un reto inmediato e impostergable, que requiere de máxima preparación, organización, planificación y mucho trabajo.

La zona de Zaruma es un sector minero por recursos y tradición, en ella existen, entre otros aspectos mineros, numerosos molinos (chancadoras) que día a día trituran y muelen material que les llega de diversos sectores aledaños.

Como producto de esta labor se acumula un relave que cada vez adquiere un gran volumen. Desde hace ya unos cinco años, se ha empezado a tratar estos relaves para obtener de ellos un beneficio económico.

El presente trabajo realiza un estudio sobre estos relaves y la mejor forma de aprovecharlos con mesa concentradora y/o cianuración por agitación.

OBJETIVOS

- 1.- El presente trabajo de tesis, comprende fundamentalmente la optimización de parámetros para una máxima concentración y recuperación de oro, por mesa concentradora y cianuración por agitación, respectivamente, con miras a poder hacer breves recomendaciones sobre la utilización de estos métodos.
- 2.- Obtener el valor del Índice de Trabajo del material, mediante el método de comparación con un material de Índice de trabajo conocido y por el método de Bond.
- 3.- Además, sin ser un prototipo exacto, el trabajo trata de delinear en conjunto aspectos básicos y generales en el procedimiento investigativo mineralúrgico determinado de un material.

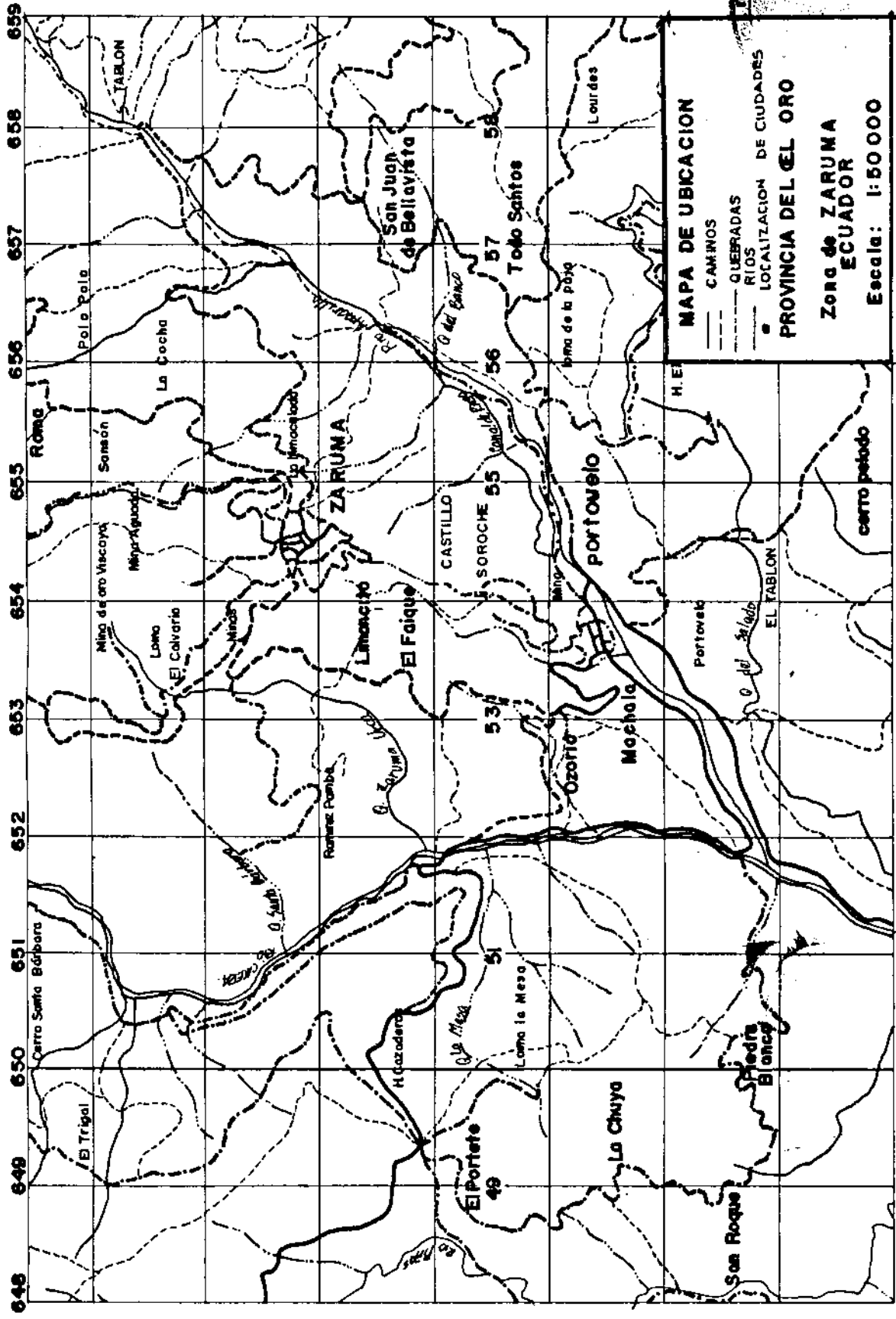
LA ZONA DE ZARUMA

Ubicación y vías de comunicación.

Zaruma es un cantón que se encuentra ubicado al sureste de la provincia de El Oro, a unos 117 Km al sur de Machala y unos 178 Km al occidente de Loja. En coordenadas geográficas está en latitud $03^{\circ}41'$ sur y longitud $79^{\circ}36'$ oeste. Ver Mapa de ubicación, figura 1.

Zaruma cuenta con vías de comunicación que la conectan con el resto del país. Las carreteras en general, son buenas,

MAPA DE UBICACION



MAPA DE UBICACION

- CAMINOS
- QUEBRADAS
- RIOS
- LOCALIZACION DE CIUDADES

PROVINCIA DEL ORO

Zona de ZARUMA
ECUADOR

Escala: 1:50 000



pavimentadas en algunos casos y por el resto bien afirmadas. Diariamente existe servicio de transporte directo hacia Machala, Guayaquil, Quito, Loja, con sus correspondientes viajes de retorno. Servicio marítimo hay en Puerto Bolívar que está a 2.5 horas de viaje en transporte terrestre a Zaruma.

ACTIVIDADES MINERAS DE LA ZONA

La zona está caracterizada por su cañicultura y minería. Tal es así que es uno de los lugares junto a Portovelo, donde se desarrollaron los primeros asentamientos mineros del país; esto es hace unos 450 años (1549), donde junto a minerales de cobre, zinc, plomo también se ha explotado principalmente plata y oro. Este último en cantidades significativas que tiene relación directa con el nombre de la provincia.

La actividad minera es tradicional, hay mineros que se han agrupado en cooperativas, como los hay ilegales también quienes desde el lugar de trabajo en sus minas, llevan el material a los molinos (chancadoras). Los finos obtenidos pasan con agua por canalones cubiertos por bayetas, donde el oro debido a su densidad elevada queda retenido. Las bayetas son lavadas con agua en tinajas o baldes para luego el concentrado obtenido llevarlo a bateas, donde se amalgaма con mercurio, finalmente a la amalgama se la quema para separar el mercurio en forma de gas, quedando el metal.

precioso.

Dentro del contexto mencionado en el párrafo anterior hay que considerar el material que paso el canalón, ya que este constituye el denominado relave, con el que en esta tesis se trabaja y con el que algunas personas jurídicas y particulares trabajan en la zona, aplicando métodos de cianuración por agitación y percolación, gravimétricos y hasta clorinación. Estos relaves poseen tenores de 6 gr/Tm de Au, y en algunos casos hasta 10 gr/Tm de Au, los que hacen rentables la aplicación de algunos métodos mineralúrgicos de obtención (recuperación) de minerales y metales.

Según el proyecto "Determinación de los niveles de contaminación ambiental en las zonas mineras de Zaruma, Portovelo, y Ponce Enríquez con mercurio, cianuro y otros agentes "(6), en un análisis de la capacidad de molienda en la zona de Zaruma y sus alrededores Malvas, Huertas, Arcapamba, contabilizaron 53 molinos los que en promedio tienen una capacidad de trabajo de 7 Ton/día. Considerando el año de producción en dos partes de seis meses (invierno y verano) los que se trabajan al 40% y 70% de su capacidad respectivamente. Por lo que se tiene unas 65.000 Ton/año de material de relave. También hay que notar que dicha labor ha dejado unos 1000 Kg de oro en manos de los mineros. Un dato importante que ofrece el estudio, es que las procesadoras instaladas en la zona alcanzan a trabajar aproximadamente

unas 20.000 Ton/año.

Fisiografía y clima

Fisiográficamente la zona de Zaruma está caracterizada por un relieve premontano con alturas entre 800 y 1400 m. Los drenajes de aguas superficiales, desde partes más elevadas siguen direcciones preferenciales suroeste y sur, alimentando al oeste al río Calera y sureste al río Amarillo, los cuales se unen quedando con el nombre del último. Más adelante forman el río Pindo.

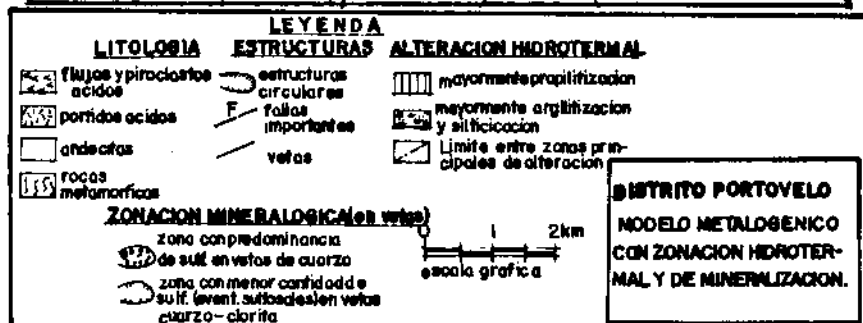
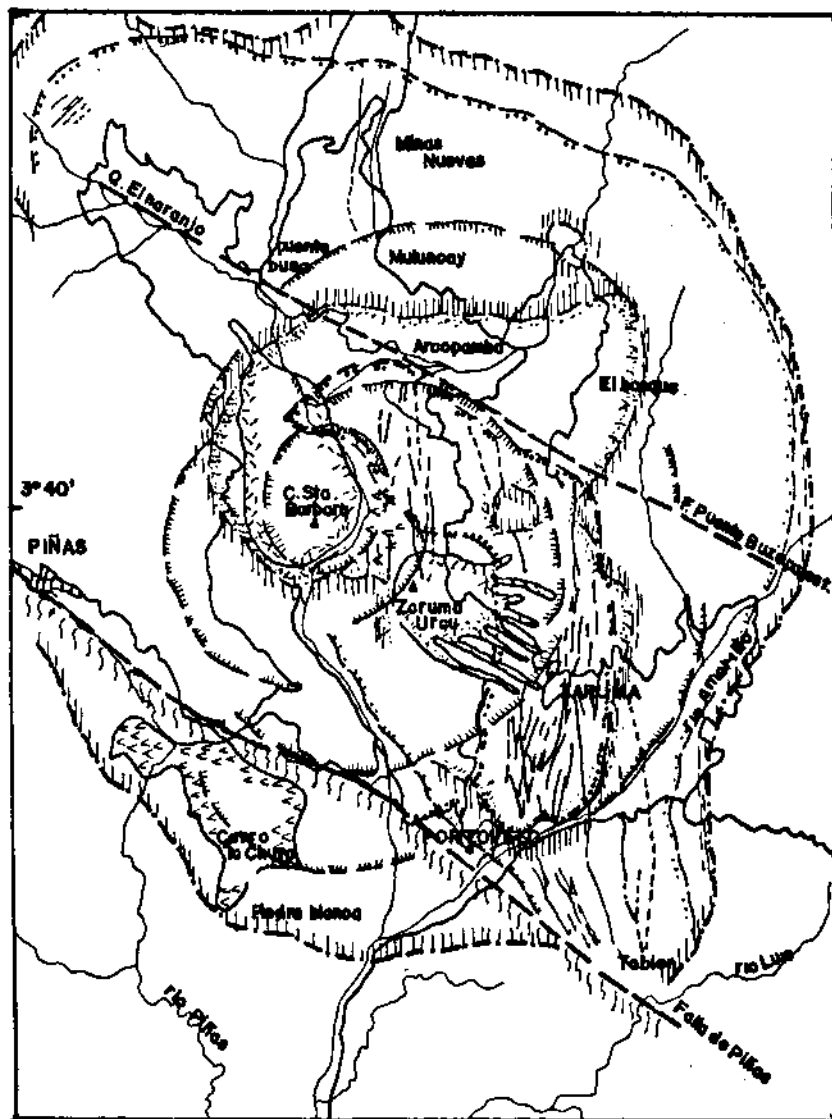
Según, Luis Cañadas (4), el clima de esta zona es subhúmedo-subtropical con precipitaciones mayores a 1000 mm, pero menores a 1500 mm anuales. El promedio general anual es 1362 mm. En general las lluvias se distribuyen de enero a mayo, aunque es tendencia general tener algunas lloviznas durante todo el año. En cuanto a la vegetación viene a ser de bosque húmedo premontano.

Geología regional.

Según INEMIN conjuntamente con técnicos de la misión de asistencia técnica de Bélgica, (Mapa de modelo geológico - metalogénico del Distrito Portovelo, fig. 2) existen en la zonas dos series volcánicas posiblemente miocénicas que constituyen probablemente un resultado de una evolución magmática dentro de un centro eruptivo común. La una es de composición andesítica cuarcífera y la segunda de

FIG. 2

MAPA GEOLOGICO-METALOGENICO DEL DISTRITO
DE PORTOVELO



composición riolítica. Estas unidades se encuentran en posición discordante encima del zócalo complejo, compuesto de unidades metamórficas con algunas fases de deformación, así como de una formación andesítica cretácica (Formación Celica), también intensamente con fallamiento y plegamiento que a su vez se encuentra discordante encima de las rocas metamórficas. Las unidades metamórficas podrán asignarse eventualmente a la Formación Chindillo.

Estructuralmente el distrito se puede dividir en tres zonas que están limitadas por sistemas de fallas de dirección NW-SE, cuyo efecto es el hundimiento relativo de la zona central. Es en esta zona, comprendida entre las fallas de Piñas y de Paccha que está la zona mineralizada. La zona tiene una serie de estructuras circulares concéntricas, expresión posible de una fase de colapso del centro eruptivo miocénico, entre las fases andesítica y riolítica. Las estructuras están centradas sobre los cerros Santa Bárbara y Zaruma Urco respectivamente. La primera fase fue acompañada por mineralización rica en sulfuro, de afinidad mesotermal, mientras la segunda con menos contenido de sulfuros, pero con muchas sulfosales y con oro libre, es una mineralización de característica epitermal.

La Unidad Portovelo, constituida por andesitas pertenecientes a la Formación Celica del Cretácico, ha jugado el papel principal de roca receptora de la mineralización, por

su propiedad física de mantener fracturas abiertas por periodos de tiempo largos. El depósito es filoniano epitermal con afinidades mesotermales, con vetas de hasta 15 Km en sentido Norte-Sur, 4 Km en sentido Este-Oeste y 1600 m en sentido vertical.

Características generales, usos y aplicaciones del oro.

El oro es un metal noble, de símbolo Au, cuyo nombre deriva del latino Aurum. Puede presentarse en la naturaleza en tres estados de oxidación : 0 [nativo (Au)], 1 [auroso (Au I)], 3 [aúrico (Au III)].

Las aplicaciones del Oro son numerosas. El principal consumidor es la joyería y decoración, que absorbe las tres cuartas partes de la producción total. También tiene aplicación en la industria y en la odontología. Muchos en la actividad económica lo emplean como forma de inversión.

Actualmente el oro es empleado en el pintado de ciertas partes críticas de los misiles, cohetes y otros artefactos aeroespaciales. En medicina constituye un componente de los remedios empleados en el tratamiento del cáncer y la artritis.

Las aleaciones de oro debido a su resistencia química son empleados en gran escala por odontólogos en forma de chapas con una aleación de gran valor de unos 20 kilates.

Las soldaduras de oro son aleaciones con un contenido de este metal y mayores adiciones de Ag, Cu, Zn y Cd; es decir, con un punto de fusión más bajo, en lo cual hay que tener cuenta presente que las soldaduras de oro deben tener el mismo color que la aleación de oro que se soldará.

Se calcula que, en la actualidad, de 35000 a 37000 Toneladas métricas de oro forman parte de las reservas de oro de la banca central de todos los países del mundo. Si se tiene cuenta que la producción mundial fluctúa entre 1200 a 1500 Toneladas métricas anuales, se comprende que las reservas oficiales de los países representen un formidable inventario en oro; algo así como 20 años de producción.

CUADRO DE CARACTERISTICAS DEL ORO

Simbolo	Au
Número atómico	79
Peso atómico	196.96
Radio covalente	1.5A°
Radio atómico	1.44 A°
Volumen atómico	10.22 cm ³
Configuración electrónica	(Xe) 4f ¹⁴ 5d ¹⁰ 6s ¹
Valencia (Estados de Oxidación)	0, 1, y III
Electronegatividad	2.4
Conductividad eléctrica	0.42
Potencial de ionización	9.22 eV
Estado fisico	Sólido
Color	Amarillo (Dorado)
Dureza	2.5 - 3 (Mohs)
Sistema cristalino	Cúbico centrado en las caras
Densidad	19.3 gr/cm ³
Punto de fusión	1064.76 °C
Punto de ebullición	2970 °C
Calor de fusión	3.03 Kcal/átomo-gramo
Calor de vaporización	81.8 Kcal/átomo-gramo
Calor específico	0.031 Cal/gr/°C
Minerales principales	Oro (Au), electro (Au, Ag) prepezita (Au, Pd), rodita (Au, Rh), nagiagita .Pb ₃ Au (Te, Sb) ₂₋₄ , petzita (Ag, Te, Au? Te), silvanita (Au, Ag) Te ₄ , calaverita (Au, Te), aurostibita Au Sb ₂

CAPITULO I

ANALISIS Y PREPARACION DE LA MUESTRA

El proceso de análisis y preparación de la muestra es una etapa inicial del tratamiento de minerales , ya sea en ensayos de laboratorio o en la industria, que abarca un conjunto de actividades o acciones capaces de determinar las características principales del material en pos de alistarlo para posteriores procesos de ensayos y/o tratamiento.

Las actividades que se pueden realizar varían de acuerdo al material con que se vaya a trabajar, pero sobre todo se destacan los diferentes grados de meticulosidad al estudio dependiendo de la profundización y conocimiento que se requiera.

Para los relaves de molinos (chancadoras) un orden de trabajo de investigación a seguir, que sin ser estricto, se puede decir general, es:

Preparación

- > Recolección de la muestra representativa.
- > Preparación del material o arenas.

Análisis

- > Análisis granulométrico.

- * Definición de la distribución de partículas.

- > Composición mineralógica semicuantitativa o cuantitativa.

- * Uso de batea y microbatea

- * Definición de porcentajes de minerales pesados y no pesados.

- * Macroscópicamente

- Mineralogía general

- * Microscópicamente

- Mineralogía óptica

- Microscopía de opacos



- > Ensayos al fuego

- * Contenido del metal o mineral por rangos de tamaño

- > Molienda

- * Determinación del índice de trabajo.

- Método de comparación con material de índice de trabajo conocido.

- Método de Bond.

- > Grado de liberación

- * Microscopía binocular.

1.1 Recolección de la muestra.

En la acción de recoger una muestra debe primar el sentido de obtener una muestra representativa, es decir obtener una porción cuyas características y condiciones

sean similares e identifiquen el total relativo del material.

Los relaves generalmente presentan gran variedad en sus componentes en contenido y tamaño, ya que normalmente el material acumulado en un molino (chancadora) no es proveniente de un solo yacimiento, sino de varios depósitos de la zona.

1.2 Preparación de las arenas.

Para relaves se suelen seguir los siguientes pasos:

Secar

Disgregar

Tamizar

Homogenizar

Cuartear

El secado es recomendable que se realice directamente con los rayos solares y no en horno, ya que la utilización de celdas con elevación de temperatura puede llegar a producir variaciones mineralógicas que pueden repercutir en la definición de la mena o material.

La operación de disgregar es aplicable a agregaciones formadas por humedad y varios. Es importante no confundir el disgregar con el moler. Generalmente se

utiliza en laboratorios botellas de vidrios o martillos para disgregar, pero siempre de debe tener cuidado de no pasar a una molienda.

La homogenización es una operación necesaria para esparcir todas las características del material en todo el volumen de manera que al cuartear pueda obtenerse una muestra representativa en relación a la muestra general.

1.3 Análisis granulométrico.

Realizar un análisis granulométrico es aparentemente sencillo, pero aún así, como toda actividad de laboratorio, requiere de mucho tino y cuidado.

El tamizado se utiliza frecuentemente en el laboratorio para determinar la distribución de tamaños de partículas de una muestra de interés.

La escala de tamices estándares "Tyler Mesh" es la base para el tamizado que comúnmente se utiliza en el laboratorio. Esta escala se basa en una progresión geométrica con una relación igual a raíz de 2 entre dos tamices consecutivos.

El equipo y material a utilizar en estas pruebas en general son un clasificador por agitación RD-TAP, tamices, contenedor de fondo, tapa y la muestra a ser

estudiada.

Si se desea estandarizar los análisis granulométricos hay que considerar:

1.3.1 Cantidad de la muestra.

Un parámetro importante para analizar es el intervalo de tamaño de las partículas presentes. A mayor intervalo se requiere de mayor cantidad de muestra y a menor intervalo de tamaño de las partículas se requiere menor cantidad de muestra.

La cantidad está relacionada con el peso. Siempre es mejor no sobrecargar los tamices, aunque la excepción se da cuando el material es de un limitado intervalo de tamaño de partículas.

1.3.2 Tiempo del tamizado.

Para encontrar el tiempo correcto, se suele tomar unas cuatro muestras y tamizarlas a intervalos de tiempo para comparar las variaciones de porcentaje de peso del material en cada tamiz y cuando el cambio es mayor que el 1 por ciento da el límite de tiempo necesario para un tamizado de confianza.

Para realizar el análisis granulométrico, una vez considerado los parámetros de estandarización, se trabaja con la muestra apropiada. Esta es un conjunto de partículas

y como tal se caracteriza por tamaño y cantidad de población.

El tamaño está dado por su diámetro, área o volumen mientras que la cantidad de población se identifica por número de partículas o la masa.

Para mostrar la distribución de peso según intervalos tamaño se suele graficar en papel log-log, designación Tyler-Mesh (tamaño) vs. porcentaje acumulado de peso pasante; o también $F_3(d)$ que es fracción por peso acumulada vs. d (tamaño, diámetro).

Los resultados de una u otra gráfica son similares, mejor aún equivalentes.

1.4 Separación gravimétrica con batea.

La separación gravimétrica se realiza en muchas ocasiones con la finalidad de poder cuantificar el porcentaje en peso en que se encuentran los minerales pesados y los livianos. En el caso de relaves de molinos, como los de Zaruma los minerales pesados los constituyen óxidos y sulfuros, mientras que la ganga los conforman principalmente el cuarzo.

La batea o plato es el más primitivo de los sistemas

usados para concentrar oro o minerales pesados. Como su nombre lo indica tiene la forma circular y cóncava como un plato y puede ser de metal o de madera. El plato de tipo moderno es de metal de unos 45 cm. de diámetro y con los bordes inclinados, pero muchos mineros sostienen que el plato de madera da mejor resultado porque detiene con más facilidad las pequeñas partículas de oro que son difíciles de retener en un plato de metal. El empleo de la batea se basa en la concentración de los materiales más densos (pesados) producida al lavar con agua, ya que esta arrastra a los livianos.

1.5. Análisis macroscópico y microscópico de minerales.

Suele considerarse los resultados de la separación gravimétrica como una base de distinción de dos grupos de minerales (pesados y no pesados) para el correspondiente análisis macroscópico y microscópico e identificar los minerales específicos que constituye aquellos grupos.

La identificación macroscópica se realiza en base criterios de Mineralogía General; mientras que la microscopía utiliza Mineralogía Óptica y Microscopía de Opacos para así barrer con todas las posibilidades.

Un análisis se denomina semicuantitativo en general cuando no todas las observaciones de minerales o grupos

de minerales no tienen porcentaje definido, ni aún un rango de porcentaje dado. Un análisis es cuantitativo cuando todos los minerales o grupos de ellos están definidos porcentualmente en rangos de existencia o en números específicos.

Así, por ejemplo, cuando por batea se conoce el porcentaje de minerales pesados y no pesados, y después solamente por microscopía binocular se identifican algunos minerales, se le llama análisis mineralógico semicuantitativo que además es sencillo de realizar y sobretodo muy económico.

1.6. Ensayos al fuego.

Sirven para calcular el contenido de oro, según rangos granulométricos.

Los ensayos al fuego por muchas generaciones, han sido utilizados como el método para determinar el contenido de oro y plata de las menas.

El siguiente diagrama muestra un plan de flujo elemental de los ensayos al fuego.

Fig. 4



Pulverizador (80% - 100 Mesh)

Mezclado

Peso muestra

Fundente --> CRISOL

Fusión (1100 °C)

Molde --> escoria

Botón de plomo (20 gr)

Copelación (850 °C)

Glóbulo metálico (Au, Ag)

Ataque químico (HNO₃)

3

Balanza de precisión

Oro (gr/Tm)

El objeto de la fusión es concentrar el metal precioso en un botón de plomo.

El peso de la muestra a tomar varía de acuerdo a las circunstancias. Unos 30 gr es una cantidad apropiada si la cantidad de oro no es menor de 7 gr/Tm.

La carga para la fusión está conformada por litargirio (Plomo rojo), carbón vegetal y fundentes apropiados. La cantidad de plomo reducido es normalmente de 20 a 30 gr. por 30 gr de muestra.

La cantidad de carbón añadida varía con el poder reductor de la muestra empleada como con el grado de oxidación de la mena. Si poco carbón es utilizado la

cantidad de plomo reducido podría ser muy pequeña. Si la mena contiene significativos sulfuros, el carbón no es usado y nitrato de potasio (KNO₃) o sodio debe ser usado

3

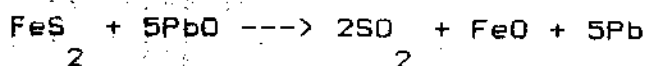
para consumir el exceso de sulfuros.

El carbonato de sodio es usado para fundir sílice y absorber sulfuros. El bórax es valioso para fundir óxidos metálicos y rendir a la escoria más líquido.

Sílice es usada para menas de mucho limo, barita, componentes de metales básicos o materiales que no contienen mucho cuarzo.

Las cantidades requeridas son juzgadas por la apariencia de la muestra y de acuerdo a los resultados de una prueba preliminar de fusión. Las cargas, generalmente, para cualquier material dado son elaboradas por el pirometalurgista de acuerdo a su juicio y experiencia.

La cantidad de plomo reducido del litargirio depende de la clase de mineral. Los sulfuros reducen fuertemente como puede notarse en las siguientes ecuaciones:



En casos así debe ponerse menos carbón o ninguno del que sería necesario para producir la cantidad correcta de

plomo.

Los minerales reductores se pueden conocer por su color, son grises, negro-azulados o amarillos (piritas). Los minerales pardo-rojizos (Fe_2O_3) generalmente son oxidantes. Y en este caso hay que aumentar la cantidad de carbón. Los mejores resultados se obtienen cuando el botón de plomo procedente de 30 gr de mineral pesa unos 10 gramos. Es recomendable hacer ensayos previos del mineral, para que el peso del plomo esté bien proporcionado, para ello es importantísimo considerar la pureza de algunos reactivos como:

Litargirio (PbO)

Es un reactivo muy importante, es un fundente básico, y forma con el ácido silícico del mineral silicatos que son fácilmente fusionables. También es desulfurante. El PbO debe estar seco y libre de minio (Pb_3O_4), ya que este oxida la plata llevándola a la escoria y por lo tanto induce error en el contenido de ella. El litargirio no debe tener plata o en su defecto conocer el porcentaje de plata que tiene. La forma de determinar el contenido de plata es:

Mezclar 120 gr. de Litargirio, 60 gr. de bicarbonato sódico, y 22 gr. de crémor tártaro ($\text{KHC}_2\text{H}_3\text{O}_6$); todo sobre una hoja de papel satinado. Posteriormente se

lleva a un crisol y se cubre con sal común seca y pulverizada. El crisol se lleva a un horno hasta que entra en fusión. Se retira el crisol y se golpea sujetándose con las tenazas, las paredes y piso para que partículas de plomo se desprendan y se reúnan en el fondo. Después del enfriamiento se separa la escoria de botón de plomo y se copela. Al final se pesa el botón de plata que resulta, y ese peso da el porcentaje de plata de acuerdo al peso del litargirio empleado.

Carbón vegetal.

Su poder reductor se calcula así:

Se mezclan 60 gr. de litargirio, 15 gr. de bicarbonato sódico y 1 gr. de carbón, se cubre con sal común pulverizada y se funde. Al enfriarse se pesa el botón de plomo y el resultado expresa el poder reductor del carbón. Generalmente 1 gr. de carbón debe producir aproximadamente 30 gr. de plomo.

Nitrato de potasio (KNO_3).

Es un oxidante. Su capacidad de oxidación expresada en plomo se determina así:

Se mezclan 3 gr. de KNO_3 , 60 gr. de litargirio, 1 gr. de carbón vegetal y 15 gr. de carbonato sódico; se funde la mezcla y se determina el peso del botón de plomo. Entonces se considera que si un gramo de carbón vegetal produce P gramos de plomo y si en el ensayo de KNO_3 se obtiene

gramos de plomo, la diferencia $P - p$ da la cantidad de plomo oxidado con 3 gr. de KNO_3 . Se conoce que un gramo de KNO_3 oxida unos 4 gr. de Pb.

Una parte importante es el ensayo preliminar. Se suele pesar 5 gr. de material finamente pulverizado y se mezcla con 80 gr. de litargirio, 20 gr. de bicarbonato sódico y 5 gr. de bórax. Se coloca la mezcla en un crisol y se cubre con una capa de sal común. Después se obtiene el botón de plomo y se lo pesa atendiendo lo siguiente:

Ordinariamente se trabaja con 30 gr. de material, entonces multiplicando por 6 el peso del botón de plomo que resulta del ensayo preliminar, se tiene el peso del botón del ensayo definitivo, y así pueden darse los siguientes casos:

1.- El botón de plomo pesa 3 gr.

Entonces la carga será igual a la propuesta, ya que de 30 gr. de material se obtendrá un botón de plomo de 18 gr.

2.- El botón de plomo peso menos de 3 gr.

El material es reductor, pero no lo suficiente. Se necesita agregar carbón vegetal al fundente.

3.- El botón de plomo pesa más de 3 gr.

La muestra es muy reductora, por lo que se debe añadir KNO_3 .

4.- No se forma botón de plomo. El material es neutro o

es oxidante. Se repite la prueba con un gramo de carbón y se basa el ensayo definitivo en los resultados de esta prueba.

1.7. Determinación del índice de trabajo.

La reducción de tamaño mediante trituración y molienda es una operación importante en la industria metalúrgica. Más aún la molienda que tiene las siguientes características:

- a) Producir partículas diminutas, para liberar el mineral útil del material de ganga.
- b) Existe una razón de reducción (R_r) muy grande, entre 10 y 100.

$$R_r = F / P \quad ; \text{ donde}$$

F <--- Tamaño promedio de alimentación

P <--- Tamaño promedio de producto

- c) El costo de la molienda es muy alto (más consumo de energía por tonelada del mineral producido), la energía (E) está dada en KW-H/Ton.

El objetivo básico en un circuito de molienda es obtener un producto de tamaño deseado en toneladas por hora a partir de una alimentación dada.

Existen un grupo de factores que deben ser considerados

- 1.- Tamaño del molino.
- 2.- Potencia del molino, energía de molienda.
- 3.- Condiciones eficientes de molienda.
- 4.- Eficiente clasificación y reciclamiento.
- 5.- Comportamiento del circuito de molienda bajo variadas condiciones.
- 6.- Selección del molino para circuitos complejos.
- 7.- Optimización económica.

Dentro del esquema de la figura 5 se puede definir la carga circulante como $(T + Q)/Q$, que generalmente se utiliza de 350% . Y la razón de circulación por T/Q .

En una molienda no todas las partículas están un mismo tiempo dentro del molino debido a que es un conjunto de diferentes tamaños. Si no habría clasificación y recycle se perdería innecesariamente energía. El tiempo que una partícula está en el molino se denomina tiempo de residencia (t_R) y $t_R = W/G$.

W = Peso de carga de alimentación

G = Tasa de alimentación.

Ahora se considera el molino de bolas, el que es de forma cilíndrica que gira alrededor de un eje horizontal imaginario que pasa por el centro de sus círculos tal

como en la figura 6.

Analizando la figura 6, se tiene que el trabajo (T) que realiza por revolución es $T = (W \text{ Sen } \alpha) (2\pi C)$

y la potencia (P) la que sería:

$$P = (W \text{ Sen } \alpha) (2\pi C) \Omega, \text{ donde:}$$

W = Peso

C = Distancia de eje al límite de superficie.

Ω = Velocidad angular del tambor.

La velocidad angular crítica (Ω_c) es aquella desde la cual ya no existe molienda, debido a la que la fuerza centrífuga de las bolas es igual al peso.

$$F_c = W$$

$$m a_c = mg$$

$$\Omega_c^2 R = g \implies \Omega_c = \sqrt{[2g/(D-d)]}$$

Ω_c está en radianes sobre segundos, y

$$g = 981 \text{ cm/seg}^2$$

La velocidad angular crítica adimensional ($\Phi_c = \Omega_c / \Omega$) donde Ω es la velocidad rotacional del molino. Φ_c en la práctica se la da en porcentaje y es recomendable utilizarla entre 70 y 85 por ciento.

La carga de bolas (J), es la fracción del molino ocupada por una masa de bolas.

$J = W / (V * \Sigma_e)$, donde W es el peso de las bolas, V es el volumen y Σ_e es densidad de empaque de las bolas, considerando la porosidad (Ψ_e) de empaque de las mismas.

$$\Sigma_e = (1 - \Psi_e)$$

Un molino puede tener una J máxima del 50%. Si un molino tiene una tasa de producción Q y P_t es la potencia suministrada por el motor, la energía (E) para realizar la reducción es:

$$E = P_t / Q$$

$P_t = W \text{ Sen } Tetha * 2PIC \frac{\Omega}{g}$, C es el centro de gravedad

del sistema; Tetha = ángulo de la transversal del molino con C ; de donde $C = (0.44 - 0.45J) \frac{D}{g}$.

La potencia se puede calcular en base a relaciones empíricas, como:

$$P_t = 7.048D^{3.4} \left(\frac{L}{D}\right) \frac{\Sigma}{e} (J-0.94J)^2 (1 - 0.1 \cdot (2)^Y)$$

donde $Y = 10 \text{ Epsilon} - 9$.

El resultado se obtiene en KW, y hay que trabajar con pies y toneladas cortas.

Vale la pena indicar que los tipos de ineficiencia en molienda se pueden clasificar en:

1. Directa.

a) cuando el molino se llena con una cantidad de mineral inferior a la requerida. Aquí se da un sobredestraste de las bolas.

b) Cuando se llena el molino con cantidad de materia

superior a la requerida. En este caso la molienda tiene un considerable retraso.

2. Indirecta.

Cuando se consume energía adicional en molienda de partículas cuyo diámetro está ya en el final requerido.

Dentro de los aspectos tomados en consideración entra en relación el índice de trabajo (W_i), el que se calcula experimentalmente y es la energía requerida para reducir una partícula desde un tamaño infinito (mayor a un cuarto de pulgada) hasta cien micrómetros .

$$W_i = E/10 \left(\frac{1}{X_p} - \frac{1}{X_f} \right)$$

X_p = 80 % del pasante del producto.

X_f = 80 % del pasante de la alimentación.

Con el conocimiento de W_i de un material y otros parámetros más sencillos de obtener se puede predecir el consumo de energía y hasta diseñar molinos.

1.8. Grado de liberación.

La posibilidad de poder obtener concentrados puros de un mineral dado a partir de un material está a expensas de la existencia del material útil en granos libres. En muchas ocasiones el conseguirlo está en relación con una actividad artificial de molienda, que reduce el material crudo, a pequeños tamaños donde el mineral de interés alcanza soltura (libertad).

La medida de la soltura (granos libres) de un material se la consigue mediante el concepto de grado de liberación. Para comprender mejor el criterio vale observar la figura 7 . Entonces grado de liberación (GL) es la relación entre la cantidad de mineral presente en los granos libres y cantidad total de mineral libres y cantidad total de mineral presente en granos libres y mixtos.

$GL = (\text{granos libres}) / (\text{granos libres} + \text{granos mixtos}).$

A esta medida se la suele dar en porcentajes, sería:

$$\%GL = GL * 100.$$

1.9. Pruebas de laboratorio.

1.9.1. Recolección de la muestra.

Objetivo.

FIG. 5

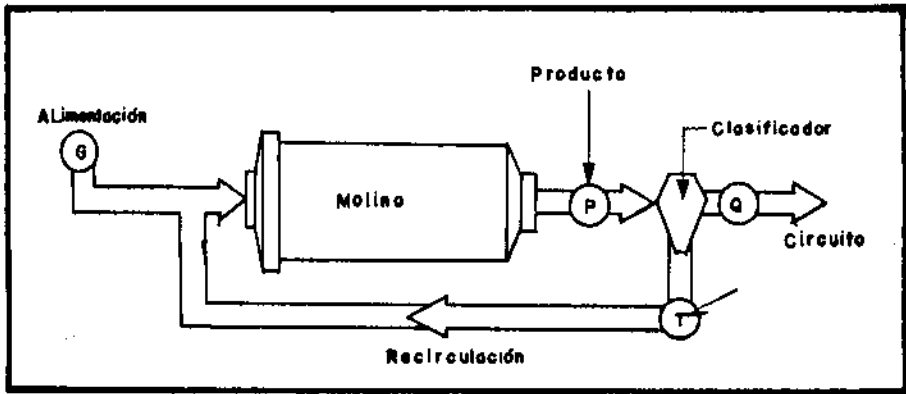


FIG. 6

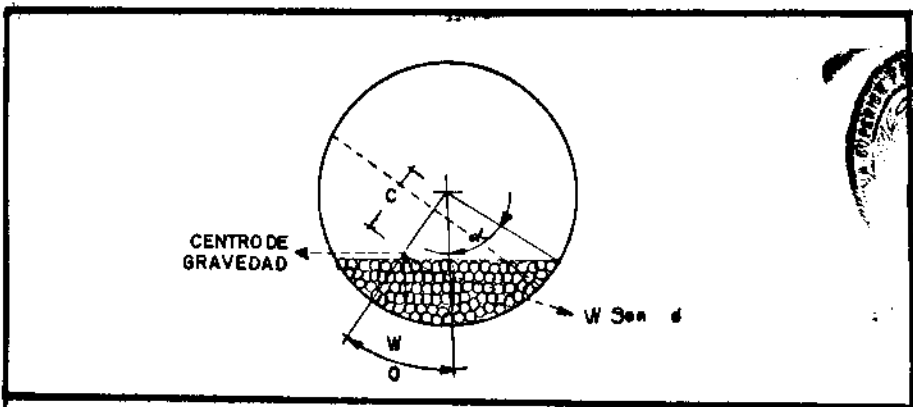
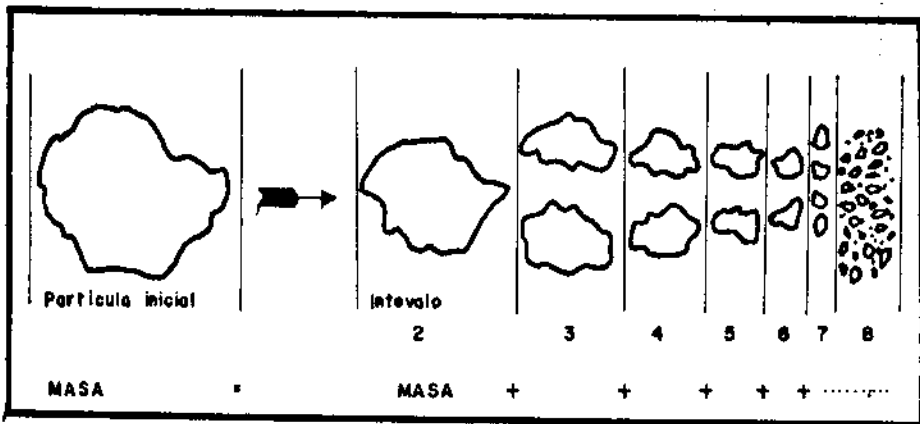


FIG. 7



Obtener una muestra representativa de relaves de molinos de Zaruma.

Procedimiento.

Las arenas utilizadas para las distintas pruebas de laboratorio fueron tomadas en la planta de tratamiento SODIREC, ubicada a la entrada del cantón Zaruma. Con la finalidad de recoger una muestra representativa de la misma, se procedió a tomar una Kg. de material cada 2 horas, a la salida de la tolva de alimentación de dicha planta, hasta completar 100 Kg.

1.9.2. Preparación del material.

Objetivo.

Adecuar el material de trabajo para posteriores análisis granulométricos, mineralógicos, ensayos al fuego, pruebas de mesa concentradora y de cianuración por agitación.

Procedimiento.

El secado se realizó colocando las arenas en recipientes plásticos, ubicándolas de tal forma que recibieran directamente los rayos del sol.

Posteriormente se removió el material a intervalos de tiempos iguales en vistas de conseguir un secado uniforme.

El material descansaba sobre un piso cubierto de plástico.

El paso siguiente es la disgregación de la muestra, para lo cual se pasa la muestra por un tamiz determinado (en este caso el número 8 Tyler Mesh) y las partículas de tamaño mayor a la especificación dada fueron separadas y acumuladas para disgregarlas mediante una botella de vidrio hasta que la mayoría del material pasó el tamiz.

Después se procede a homogenizar mediante constante remoción de la muestra con una pala en grandes recipientes. El material es homogéneo cuando la textura del mismo no ofrece variaciones internas ni externas en color y tamaño.

Una vez homogenizado, el material está listo para cualquier prueba a realizarse, y es así como para cada ensayo se procede a cuartear hasta obtener el peso de muestra necesaria.

1.9.3. Análisis granulométrico.

Objetivo.

Conocer la distribución de valores de peso por tamaño de partícula.

Obtener tamaño de granulometría del 80 % pasante del material.

Equipos utilizados.

Vibrador - Agitador RO - TAP.

Sarta de tamices.

Balanza.

Procedimiento

- a) Tomar 500 gr. de material preparado.
- b) Ubicar una sarta de tamices en orden de granulometría.
- c) Depositar la muestra sobre el tamiz superior (de mayor diámetro de malla).
- d) Llevar la sarta de tamices al vibrador - agitador RO - TAP y proceder durante un tiempo apropiado.
- e) Pasar los retenidos en cada tamiz.
- f) Calcular el porcentaje de pasante en cada tamiz y graficar en escala log-log.

La tabla 1 y su correspondiente gráfico 1 ,

confeccionados para cálculos del Índice de Trabajo por Método de Bond, presentan la distribución de valores de peso por tamiz (tamaño de partícula), en la parte de carga inicial.

1.9.4. Análisis mineralógico semicuantitativo.

Objetivos

Conocer el porcentaje de minerales pesados y no pesados del material de relave.

Identificar algunos minerales pesados y no pesados.

Equipos

Microscopio.

Materiales

Batea, imán, punzón

Procedimiento

1. Tomar 200 gr. de muestra preparada para análisis.
2. Separar mediante batea inicialmente y microbatea posteriormente los minerales pesados de los no pesados.
3. Secar naturalmente concentrado y ganga.
4. Separar con ayuda de imán los minerales pesados

(los sulfuros y óxidos) para obtener sus porcentajes por peso.

5. Identificar mediante ayuda de microscopio minerales pesados y no pesados.

La tabla 3 muestra los resultados obtenidos.

1.9.5. Ensayos al fuego.

Objetivos.

Determinar el contenido de oro en rangos granulométricos.

Equipos.

Horno, balanza, lingotera.

Materiales.

Mazo, fundentes (carga), paletas mezcladoras, vasos de precipitación, copelas, muestra de relave de Zaruma.

Procedimiento.

Idem a diagrama que está en 1.6.

La carga fundente utilizada fue:

40 gr de material de relave

40 gr de carbonato de sodio

60 gr de litargirio

15 gr de bórax

5 gr de sílice

3.5 gr de harina

Los resultados obtenidos están en la tabla 4.

1.9.6. Grado de liberación.

Objetivo.

Verificar que a menor granulometría mayor liberación del oro.

Equipos.

Microscopio, vibrador-agitador RO-TAP, tamices, punzón.

Material.

Arena de relave.

Procedimiento

1. Tomar 200 gr de concentrado.
- 2.- Tamizar el material de prueba.
3. Observar cada retenido y observar la liberación.

1.9.7. Cálculo del índice de trabajo.

Cálculo del índice de trabajo (W_i) del material por método de comparación con un material de índice de trabajo conocido.

Objetivo.

Determinar el índice de trabajo (W_i) del material de relave de Zaruma para la molienda.

Equipo utilizado.

* Molino cilíndrico de bolas de 0.9583 pies de diámetro y 0.6458 pies de longitud.

* Carga de bolas que ocupaba 35 % de volumen del molino.

* Cronómetro

Procedimiento.

1. Preparar 200 gr de material patrón (estibina de loma larga) de índice de trabajo conocido.

2. Preparar una sarta de tamices con la finalidad de realizar un diagrama log-log de fracción por peso acumulado ($F_3(d)$) vs. diámetro de partículas

(d) en micrómetros, o lo que es equivalente un grafo log-log de designación Tyler Mesh vs porcentaje de peso pasante acumulado.

3. Determinar tamaño del 80 % de alimentación del

material patrón en curvas de alimentación del mismo.

4.- Preparar 200 gr de material desconocido (relaves de Zaruma para este caso) de índice de trabajo desconocido.

5. Tamizar en la sarta estándar para realizar diagramas y establecer el tamaño del 80 % del material desconocido en curvas de alimentación del mismo material.

6. Moler en el molino de bolas durante 5 minutos en etapas separadas, las muestras de los dos materiales bajo las mismas condiciones de velocidad de rotación del molino y carga de bolas en el molino.

7. Obtener los productos y pasar en la sarta de tamices de la prueba y realizar diagramas para establecer el tamaño del 80 % de los materiales conocidos y desconocidos respectivamente.

8. Calcular el índice de trabajo (W_i) del material desconocido, igualando energía para cada material, recordando que

$$E = \left\{ W_i / \left[10 \left(\frac{1}{\sqrt{X_p}} \right) - \left(\frac{1}{\sqrt{X_f}} \right) \right] \right\}.$$

Cálculos

Datos:

W_i de estibina de Loma Larga = 9.993 KW-H/Tc.

Velocidad angular del molino de bolas
($\Omega=67\text{rpm}$).

Carga del molino de bolas ($J = 35\%$ del volumen total del molino)

Los resultados obtenidos según las tablas 5, 6, 7 y 8 con sus respectivos gráficos 2, 3, 4, y 5. Las tablas 5 y 6 al igual que 7 y 8 ; idem con gráficos 2 y 3 con 4 y 5 son pares equivalentes.

Ya que se ha calculado y graficado (en log-log) Designación Tyler Mesh vs. Porcentaje de peso pasante acumulado y lo equivalente $F(d)$ vs. $\frac{3}{3}$

diámetro de partículas (d) en micrómetros.

Por lo que:

Energía (conocida) = Energía (desconocida)

E (estibina de loma larga) = E (relave de Zaruma)

$$10 W_i (C) \left[\frac{1}{\sqrt{\frac{P}{c}}} - \frac{1}{\sqrt{\frac{F}{c}}} \right] =$$

$$10 W_i (D) \left[\frac{1}{\sqrt{\frac{P}{D}}} - \frac{1}{\sqrt{\frac{F}{D}}} \right]$$

conociendo de gráficos 2 a 5 que $\frac{P}{c} = 158$

micrómetros y $F_c = 597$ micrómetros, además $P_D = 136$ micrómetros y $F_D = 276$ micrómetros, por lo que

$$W_i(D) = 15.1087 \quad KW-H/Tc$$

Cálculo del índice de trabajo de un material, utilizando el método de BOND.

Objetivos.

Determinar el índice de trabajo (W_i) del material de relave de Zaruma, para su molienda.

Comparar el resultado obtenido por el método de comparación y el método de BOND y obtener explicaciones y recomendaciones según los resultados.

Equipos utilizados.

Molino cilíndrico de bolas de 0.9583 pies de diámetro y 0.6458 pies de longitud del eje (dimensiones interiores). El molino rota a velocidad angular de 67 rpm.

La carga de bolas de acero es de un peso total de 14.255 gr distribuidas de tal forma como la tabla 9 lo esquematiza.

Sarta de tamices.

Vibrador, agitador RD-TAP

Cronómetro.

Procedimiento

1. Secar la carga y triturar a -3360 micrómetros (-6 Mesh)
2. Determinar la densidad de empaque de la carga en un recipiente de 0.1 pies³.
3. Calcular el peso de la carga que ocuparía 700 ml con técnica de muestreo.
4. Calcular el producto de periodo ideal (PPI), asumiendo el 250% de carga circulante.

$$PPI = (\text{peso de 700 ml de material})/3.5$$
5. Obtener un análisis granulométrico de la carga con una sarta de tamices muy amplia.
6. Calcular el porcentaje en peso de material de tamaño inferior a la malla de prueba (X %), X % normalmente corresponde a material de tamaño inferior a 200 Mesh (75 micrómetros) es lo que se denomina estándar. Si X % es mayor que el 28 % , se asignan 0 al número de revoluciones y al producto neto por revolución PNR para el primer periodo.
7. Separar el material de tamaño inferior a la malla de prueba. Completar la carga inicial

agregando igual cantidad de nuevo material representativo (N_{co}).

8. Colocar las bolas y la carga en el molino.

9. Arrancar el molino para un número arbitrario de revoluciones (N). Es recomendable inicialmente de 100 a 150 revoluciones.

10. Finalizada la molienda se descarga el molino y se limpia molino y bolas.

11. Tamizar la descarga con la sarta de tamices de la prueba.

12. Pesarse y reportarse el material retenido (R_i)

13. Calcular y reportarse el material pasante (P_i).

14. Calcular la cantidad de producto que ya tenía tamaño inferior a la malla de prueba antes del primer periodo de molienda (P_o).

$$P_o = (N_{co})(X \%).$$

15. Calcular el producto neto del periodo (PN_i).

$$PN_i = P_i - P_o$$

16. Calcular el producto neto por revoluciones (PNR_i).

$$PNR_i = PN_i / N_i$$

17. Separar el material pasante (P_i) y completar la carga con igual cantidad de nuevo material representativo (N_{ci})

18. Calcular la cantidad de producto en la nueva

carga que ya tiene un tamaño inferior a la malla de prueba (Poi)

$$Poi = Nci (X \%)$$

19. Calcular la cantidad de material que debe ser molido en el siguiente periodo para mantener la carga circulante inicial (CC).

$$CC = PP1 - Poi.$$

20. Calcular el número de revoluciones para el siguiente periodo donde $Ni = CC/PNRi$

21. Colocar la carga de material y la carga de bolas en el molino de la misma forma descrita desde el paso 8 al 21. Se debe repetir el ciclo hasta que se logren por lo menos 5 periodos de molienda, hasta que el PNR se estabilice (se haga constante), caso contrario se sigue con los periodos de molienda.

22. Obtener un promedio de los 2 o 3 últimos periodos y calcular el correspondiente valor de la carga circulante y el producto neto por revolución. Este último promedio es el valor de Gbp.

23. Realizar los análisis granulométricos de pasante y retenido de la malla de prueba en el último periodo.

24. Graficar en escala log-log el tamaño de malla en micras vs. el porcentaje en peso del pasante d

las distribuciones de los pasos 5 y 23.

25. Determinar del gráfico de 24 los tamaños de productos (X_p) y alimentación (X_f) donde se obtiene el 80 % de pasante.

26. Calcular el índice de trabajo a partir de la siguiente ecuación:

$$W_i = 44.5 / (M_i)^{0.23} (Gbp)^{0.82} (A - B), \text{ donde :}$$

$$A = (10 / \sqrt[p]{X_p}), \text{ y}$$

$$B = (10 / \sqrt[f]{X_f})$$

M_i es el tamaño en micras de la malla de prueba.

También puede utilizarse la ecuación:

$$W_i = \frac{E}{10 \left[1 / \sqrt[p]{X_p} - 1 / \sqrt[f]{X_f} \right]}$$

Los resultados se muestran en las tablas 1 y 2 y en los gráficos 1 y 6. El gráfico 1, muestra la curva granulométrica de los relaves de Zaruma con datos de la tabla 1 de las columnas de carga inicial. El gráfico 6 muestra las curvas de carga circular (curva) y producto final (recta), con datos de la tabla 1.

Cálculos efectuados.

Diámetro interno del molino (D): $D = 0.9583$ pies

Longitud del cilindro (L): $L = 0.6458$ pies

Densidad de bolas de acero (Rho): $Rho = 0.2330$
Tc/pies³

Porosidad de empaque de la carga de bolas

(Psi):
e

$$Psi_e = 42.638 \%$$

Densidad de empaque de las bolas (Sigma):
e

$$Sigma_e = Sigma(1 - 0.42638)$$

$$Sigma_e = 0.1337 \text{ Tc/pies}^3$$

Velocidad de rotacion del molino (Omega):

$$Omega = 67 \text{ RPM}$$

Peso de la carga de bola (W): $W = 14255$ gr

Velocidad angular critica (Omega):
c

$$Omega_c = 76.63 / \sqrt{(D-d)}$$

$$Omega_c = 76.63 / \sqrt{(0.9583 - 0.1208)}$$

$$Omega_c = 83.73 \text{ rpm}$$

La velocidad angular adimensional (Ω_r):

$$\Omega_r = \Omega / \Omega_c = 67 / 83.73$$

$$\Omega_r = 0.80$$

El molino rota al 80.02 % de su velocidad crítica.

Carga de bolas (J): $J = W / (V)(\Sigma_e)$

$$J = 14255(4) / [PI(0.9583)^2 (0.6458)(0.1117)]$$

$$J = 0.3020$$

Potencia (P_t):

$$P_t = 7.19(D)^{3.4} (L/D)(\Sigma_e) * (J - 0.94J^2)(\Omega_r)[1 - 0.1(2)^y]$$

$$P_t = 0.07699 \text{ KW.}$$

Energía (E): $E = P/Q$

$$Q = Gbp \times \Omega$$

$$Q = 1.3064(67)$$

$$Q = 87.5288 \text{ gr/min} = 0.005726 \text{ Tc/H}$$

$$E = 0.07699 \text{ KW} / (0.005726 \text{ Tc/H})$$

$$E = 13.298 \text{ KW-H/Tc}$$

Indice de trabajo (W_i)

$$W_i = E / (10[(X_p)^{-0.5} - (X_f)^{-0.5}])$$

De los gráficos de la prueba de Bond 1 y 6:

80 % del pasante de la carga de alimentación (X_f).

80 % del pasante de la carga del producto (X_p)

$X_f = 287$ micrómetros $X_p = 58$ micrómetros

Por lo que $W_i = 18.46$ KW-H/Tc.

CAPITULO II

CONCENTRACION POR MESA VIBRATORIA VIA HUMEDA.

La moderna mesa concentradora por vía húmeda es un plano rectangular o romboide que adicionada a su superficie tiene riffles (fig. 8). El mecanismo funciona mediante un movimiento diferencial al Deck, a lo largo del eje axial, cuando el agua fluye en la dirección del eje más corto.

Las mesas, normalmente, se emplean para procesar grandes tonelajes de carbón y un poco menos de barita, arena de playas, arena de cuarzo, hierro, manganeso, mica, potasio, estaño, titanio, tungsteno, y zircón. También se emplea en la recuperación de metales de arenas de fundición, reprocesar escorias.

Como todo invento del hombre, la mesa ha desarrollado desde 1860 (Hartwig) y cada vez ha incorporado alguna característica más que le produce mayor capacidad de concentramiento.

2.1 Principios.

La separación efectuada en una mesa concentradora vía húmeda es el resultado de varios principios de procesamiento mineral que actúan simultáneamente sobre

la carga en la mesa. Así se tiene concentración debido a una película de flujo laminar, el principio de obstrucción de libre asentamiento de la partícula (hindered settling), reordenamiento por consolidación (consolidation trickling), y aceleración asimétrica.

El fenómeno de película de flujo laminar es el resultado de la velocidad diferencial de una película de flujo líquido, siendo la máxima velocidad cerca del tope de la película, y es casi nulo en el fondo. Este tipo de concentración da como resultado de que partículas gruesas y de baja densidad sean movidas, por la capa superior de este flujo, moviéndose consecuentemente a la máxima velocidad. Por el contrario, partículas finas de elevada densidad se presentan en el fondo de este fluido y se mueven con mínima velocidad. Las partículas gruesas de alta densidad y las finas de baja densidad se mueven a una velocidad intermedia en la mitad de la capa de la película líquida.

El principio de obstrucción al libre asentamiento de las partículas (hindered settling) es un proceso de selección debido a la gravedad específica de las partículas que están sobre la mesa cuando la suspensión de partículas densamente empaquetadas se concentran entre los riffles y son suspendidas verticalmente por el flujo. La clasificación resultante de las partículas es

similar a la obtenida por el principio anterior.

El reordenamiento por consolidación es un fenómeno que ocurre subsecuentemente al fenómeno de interrupción al libre asentamiento de las partículas, por el que las partículas finas continúan colándose entre los espacios porosos de las partículas más gruesas, después de que estas se han asentado.

La aceleración asimétrica es el resultado del movimiento recíproco asimétrico impartido a la superficie de la mesa, el cual provoca un movimiento intermitente de los sólidos que descansan en la superficie de la mesa.

En Operación, una suspensión de sólidos y aguas es alimentado en la parte superior de la mesa. A medida que el material en suspensión se mueve a través de la mesa, este es atrapado y llena de agua los sitios detrás de los riffles longitudinales. La acción vibratoria diferencial de la mesa causa clasificación por tamaño así como estratificación debido a la gravedad específica de las partículas. Como resultado se obtiene que partículas de gravedades específicas similares se comienzan a ordenar verticalmente de acuerdo a su tamaño.

Una vez que la capa es formada la adición de más sólidos en suspensión y la acción del flujo transversal de agua

causa arrastre en las capas superiores de las partículas estratificadas, forzando a las partículas gruesas y de baja gravedad específica a remontar los riffles y viajar hacia el lado más bajo de la mesa concentradora.

La altura de los riffles y el de la capa de las partículas decrece desde el extremo de alimentación hasta el extremo de descarga y como resultado se obtiene una concentración continua del tipo de flujo laminar por el cual las partículas más finas y de alta densidad se mueven longitudinalmente a lo largo de los riffles de la mesa.

El mecanismo del movimiento diferencial esta diferenciado de tal manera que al final del golpe hacia atrás (la mesa se mueve hacia la alimentación) la mesa y las partículas sobre su superficie se encuentran momentáneamente en reposo. La mesa recibe una aceleración hacia adelante, hasta que al final del golpe el sentido del movimiento es rápidamente revertido. Las partículas sobre la superficie de la mesa y que se mueven con ella en el golpe hacia adelante, se deslizarán con ella manteniendo el sentido del movimiento hacia adelante debido a su inercia, mientras que la mesa revierte su sentido de movimiento comenzando su golpe hacia atrás. Así, las partículas siempre viajan hacia el extremo de descarga de la mesa.

El tamaño ideal y la estratificación (debido a la gravedad específica) por peso del accionar de la mesa descritos se muestran en las figuras 8 y 9. La altura, la colocación de los riffles, irregularidades en tasa de alimentación, la superficie de la mesa, el movimiento de la mesa, la alimentación de agua, y la distribución, todos ellos ejercen influencias que modificarán el comportamiento idealizado de la pulpa alimentada. La presencia de mixtos y de finos y una marcada diferencia en tamaño, forma y porosidad de las partículas también afectan el accionar de la mesa.

2.2 Factores de operación de la mesa.

Para obtener una buena concentración sobre una mesa, hay que poner atención especial en varias condiciones de operación. Relación de agua y sólidos de alimentación, tamaños de alimentación.

Los factores son interdependientes y para que los cambios de uno u otro no afecte hay que estudiar la mecánica total de la mesa.

2.2.1 Naturaleza de la cabeza.

La separación en la mesa se da por tamaño y densidad de las partículas, las cuales son

influenciadas por forma, porosidad, tamaño de partículas minerales, clasificación de tamaño del material que forma la alimentación.

La clasificación en la mesa puede emplearse para minerales de poca mojabilidad. Se emplea también, con frecuencia, en la industria del carbón. El tamaño de las partículas que puede trabajarse es alrededor de $3/4$ pulg. cuando se lava carbón, y cerca de 10 Mesh cuando se procesa menas. Los materiales gruesos, en general, son procesados con mejor resultado en jigs.

Para una alimentación cualquiera, el material fino es el lavado con menos efectividad. En un proceso cuyo tamaño tope es $3/8$ de pulgada de carbón, el tamaño que es límite inferior para un lavado eficiente es 100 Mesh; sin embargo, algunos materiales son obtenidos en concentración hasta 200 Mesh. El separar pirita libre de menas puede lograrse hasta 325 Mesh. Para menas de alta gravedad específica, el tamaño límite en que todavía puede conseguirse beneficio está bajo los 325 Mesh.

2.2.2 Gravedad específica.

La vibración de la mesa separa de la pulpa,

partículas de mineral cuando existe una diferencia relativa entre la gravedad específica de mineral y ganga.

La efectividad y velocidad de separación depende del rango de tamaño y forma de las partículas; y sobre todo de la diferencia relativa de las gravedades específicas entre una y otra partícula.

Poco rango y tamaño no gobiernan la separación, como al menos lo logra la diferencia de una unidad de gravedad específica entre dos materiales. Notables excepciones para esta regla se dan cuando las partículas al ser separadas son marcadamente diferentes, como carbón y lutita o mica y ganga granular, y cuando las partículas difieren solamente en tamaño como lanas lodosas y material granular.

2.2.3 Riffles.

Las mesas son de dos tipos básicos: mesas o deck de arena, las cuales se caracterizan por riffles de significativo espesor y un sistema de ellos necesario para optimizar el proceso de partículas de tamaño de arena o un poco superior, y mesas de deck de limos, los que se caracterizan por riffles de no muy significativo espesor para minimizar la

disturbancia en una capa de partículas finas y así permitir el salto de agua necesario para remover el material de baja densidad. Los riffles deben ser espesos en la alimentación para asegurar estratificación. El espesor de los riffles debe decrecer desde la alimentación hasta la descarga de la mesa, para así permitir el desalojo de partículas de baja densidad. El espacio de riffle a riffle debería ser al menos tres veces el ancho como el diámetro de la partícula tratada, para así prevenir estancamiento por atascamiento.

Además los riffles ayudan a retener los pesados en la mesa, como transmitir una acción estratificadora más efectiva a la pulpa y también proporciona una variación del flujo inicial para de esta forma, clasificar el material entre los riffles mediante un flujo turbulento.

2.2.4 Capacidad.

La capacidad de la mesa tanto para menas metálicas, o no metálicas está determinada por el tamaño y gravedad específica del material. La capacidad de las mesas para lavado y clasificación de carbón es mucho mayor que para minerales, porque el promedio de tamaño de las partículas de carbón es mayor que la de minerales, y aún más ,

la densidad del carbón es menor que la densidad promedio de muchos minerales. Ya que a partículas que presentan mayor área al flujo de agua y que es de baja densidad, es más rápido el movimiento que le produce dicho flujo.



La capacidad también depende de la tasa de recuperación, que a su vez está relacionada con el criterio de concentración, tamaño relativo de las partículas y el grado de liberación.

2.2.5 Velocidad y golpe.

La longitud y frecuencia del golpe son variables dependientes. Para alimentación gruesa, se recomienda un golpe largo y baja velocidad, así como golpes cortos y alta velocidad se usan para arenas finas y limos.

Los diseñadores de mesas recomiendan un rango de 230 a 285 r.p.m. y 1 1/4 a 3/4 pulgadas de tamaño para arenas; y de 285 a 325 r.p.m. con 3/4 a 3/8 de pulgadas de tamaño para finos. El criterio sirve para carbón y para menas.

Cuando las diferencias de densidad de un mineral con impurezas asociadas, es mínimo, se requiere un golpe largo.

La longitud y frecuencia del golpe son viceversos para mantener una misma velocidad de rehusar el viaje hacia la descarga.

2.2.6 Inclinación.

La inclinación de la mesa se subdivide en longitudinal y lateral. La inclinación longitudinal se la mide en dirección paralela a la diagonal mayor de la mesa y la inclinación lateral se mide en dirección paralela a la diagonal menor del deck.

La pendiente debe ser la mínima para que permita buena distribución del material en la mesa. Una mayor inclinación se da cuando el material es grueso o cuando hay deficiencia de agua. Hay que tener cuidado al dar mayor pendiente ya que el material tiende a bajar con menos clasificación.

2.2.7 Consumo de agua.

El consumo de agua depende del tamaño de la alimentación y del tipo de operación de clasificar o limpiar el material. Para clasificar se

requiere por lo menos 700 galones por tonelada de mena. Para limpiar se utiliza más agua, tanto como 1000 galones por tonelada. Para tratar limos se requiere de 800 a 1000 galones por tonelada.

2.2.8 Potencia.

En la práctica, un deck y la mayoría de sistemas de deck son movidos en base a un motor. Para un deck se utiliza de 1 a 3 horsepower. Dobles y triples deck son equipados con motor de 3 horsepower.

2.2.9 Mantenimiento.

La causa principal de mantenimiento es el cambio de riffles y cubierta de la mesa. Pero hay que considerar que el caucho con que son fabricadas estas partes hacen que tengan vida larga. Puede ser diez años con trabajo constante. El paso del tiempo solamente no le afecta mucho.

2.3 Costo de operación de la mesa concentradora.

Comparado con otros métodos gravimétricos, la mesa concentradora es relativamente barata. Sin embargo hay diferencia notable en tratar carbón en la mesa con la que concierne el trabajo de concentrar mineral. Ya que

la mesa tiene alta capacidad para el carbón, no así con los minerales. Y aun más a los minerales hay que realizarles un poco de limpieza.

Cuando se trabaja con un mesa hay que considerar:

- 1) Costo de Supervisión. Cuando la alimentación es uniforme, un hombre puede realizar el trabajo con un grupo de mesas y así rebajar costos.
- 2) El Costo de Potencia (Energía)
- 3) El Costo de Mantenimiento; que generalmente es bajo.

2.4 Pruebas de laboratorio.

Objetivos.

Obtener los rangos granulométricos más apropiados para la mejor concentración.

Determinar los parámetros adecuados para una mejor concentración de los diferentes rangos granulométricos en la mesa deister.

Equipos y Materiales utilizados.

Mesa concentradora deister 15-S.

Agitador y dosificador de pulpa.

Tanque cilíndrico para suministro de agua.

Balanza.

Muestra de material (arena) de relaves de Zaruma.

Tamices Tyler Mesh.

Recipientes (tinajas y baldes).

Conecciones y otros (mangueras, uniones).

Procedimiento.

1) Tomar diferentes tipos de muestras representativas de diferentes rangos granulométricos. Las muestras (4 Kg.es suficiente) y los rangos son:

PMC1	< 10	Mesh
PMC2	(10-100)	Mesh
PMC3	(10- 70)	Mesh
PMC4	(70-100)	Mesh
PMC5	(10-100)	Mesh
PMC6	< 100	Mesh
PMC7	(100-200)	Mesh
PMC8	< 200	Mesh

Las cuatro primeras se realizaron en el Deck de arenas y las cuatro restantes en el Deck de limos.

2) Tomar individualmente cada muestra y llevar a mesa deister en funcionamiento.

3) Regular los parámetros de la mesa: inclinación longitudinal, inclinación lateral, amplitud, velocidad del golpe, flujo de agua, porcentaje de sólidos por peso; hasta conseguir una línea de corte (separación del material según densidad). La línea de separación es recomendable que coincida con la bisectriz del ángulo de la esquina de la descarga de la mesa.

- 4) En las primeras pruebas preliminares se puede realizar la alimentación del material a mano, para finalmente utilizar el dosificador de pulpa.
- 5) Una vez regulados los parámetros en las pruebas preliminares, se procede a realizar la prueba definitiva.
- 6) Acumular en recipientes el material de descarga clasificado generalmente en concentrado, medio y ganga.
- 7) Secar el material acumulado en las tres clasificaciones de descarga (concentrado, medio y colas) y pesar cada uno.
- 8) Determinar la recuperación del metal en el concentrado.

Existen dos tablas que resumen todas las pruebas en la mesa concentradora (10) y (11). En la tabla 10 se presentan los parámetros óptimos en cuanto a inclinación lateral y longitudinal, amplitud de golpe, velocidad de golpe, porcentaje de sólidos por peso, agua de lavado para las ocho pruebas realizadas en mesa gravimétrica o concentradora. De éstas, cuatro pruebas se realizaron en la mesa de arenas y cuatro en la mesa de limos, de acuerdo al rango de material. La tabla 11 muestra una

evaluación del proceso, ya que muestra las leyes del concentrado, en consideración con la ley de cabeza.

FIG 8

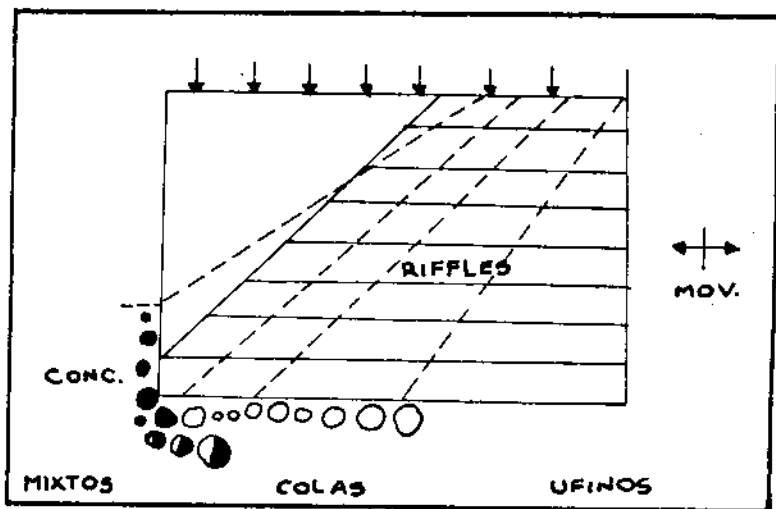
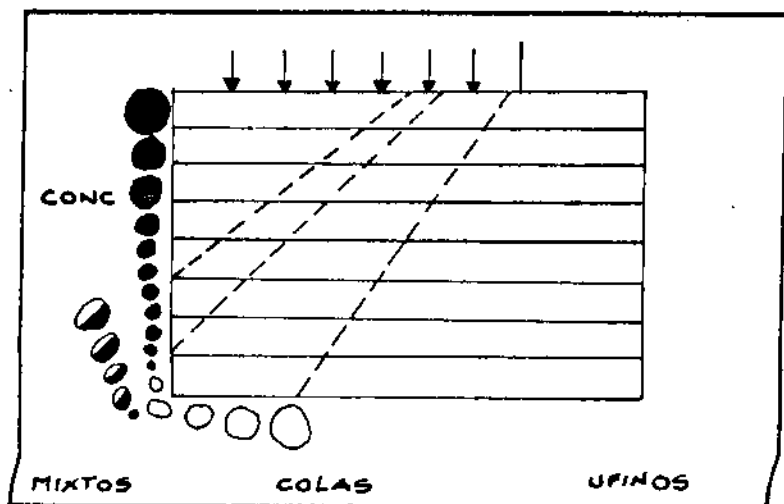


FIG. 9.



CAPITULO III

CIANURACION POR AGITACION.

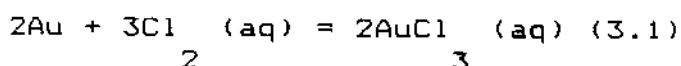
3.1 Generalidades.- Extractantes para Oro y Plata.

Una de las características principales del oro y la plata es su presentación en estado nativo o metálico en las menas debido a su elevada estabilidad química. Por ello el oro y la plata se presentan en pocos minerales comunes, siendo el nativo el estado más importante. Pese a ello puede presentar afinidad por otros metales nobles como Cu, Hg, Pt, Ir y suelen estar asociados a minerales sulfurados como pirita, arsenopirita, galena, blenda y otros.

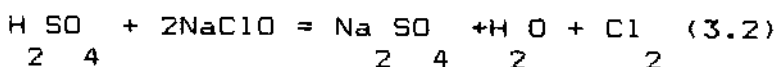
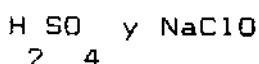
Se ha llegado a observar que el uso de agentes acomplejantes acompañados de condiciones oxidantes, dan buena estabilidad química al sistema lixivante para disolver oro y plata. Se han propuesto diversos extractantes, pero pocos se han aplicado con éxito a la industria. Caracteriza a la lixiviación industrial el empleo de cianuros alcalinos y oxigenos.

Cloro gaseoso.

Utilizado en el antiguo método de clorinación



Para generar cloro y lixiviar oro es agregado a la pulpa



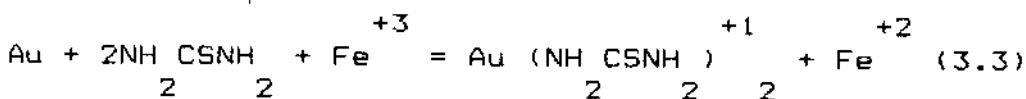
Agua regia.

Utilizada en química analítica, disuelve el oro, la plata y sus aleaciones, consiste en una mezcla de HNO_3 y

HCl (1:3). Es un energético reactivo oxidante acomplejante, siendo el cloro el oxidante activo.

Tiurea.

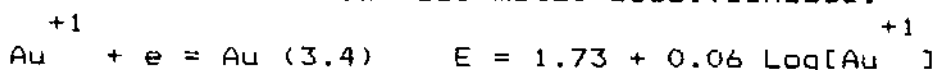
El proceso opera en soluciones ácidas, acompañado de un agente oxidante, en vez de oxígeno (Fe^{+3}). La ventaja primordial es que no es tóxico como el cianuro y más selectivo frente a menas con ganga ácida. La cinética de extracción es alta y un 95 % se puede lograr en dos horas de ataque.



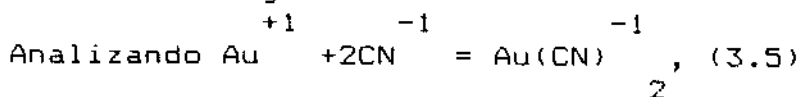
El problema es el alto costo del reactivo y su pérdida, debido a que la tiurea puede ser oxidada a sulfuro de formamidina; caso que se da con el Fe^{+3} , y peor aún si es que este existe en solución.

Cianuros alcalinos.

Las soluciones acuosas de cianuro son fuertemente acomplejantes de iones metálicos, formando complejos de gran estabilidad desplazando las reacciones de oxidación al bajar la actividad del ión metálico y, por lo tanto, aumenta la oxidación del metal disolviéndose.

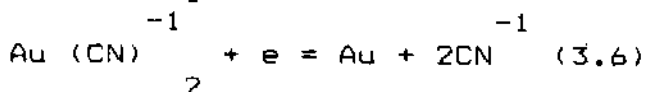


Esto indica que el oro es estable en la zona de estabilidad del agua y se requiere, para disolverlo, contactarlo con una solución con potencial oxidante superior a 1.73 o bajar la concentración de Au^{+1} para hacer al E negativo.



donde $K = 2 \times 10^{38}$.

La ecuación está desplazada hacia el complejo y la reacción global sería:

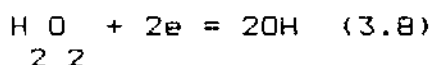
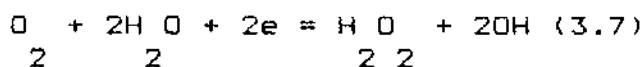


El complejo es estable en agua, y el potencial es menor a mayor pH.

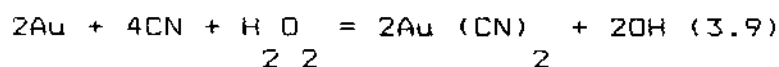
Dado que el cianuro alcalino se hidroliza al contactar con H_2O , se genera HCN que es un ácido débil, gaseoso y

tóxico letal.

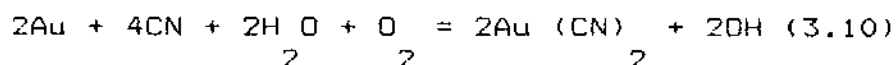
A bajos pH, la concentración de cianuro libre es muy baja, no siendo óptimo para la disolución del oro. Incrementando el pH, se aumenta la concentración de cianuro, el potencial de reducción decrece y la reacción de lixiviación se favorece. Esta es la razón de cianurar en ambiente alcalino, de pH mayor a 9, minimizando la pérdida de cianuro por hidrólisis y se favorece termodinámicamente la reacción de lixiviación del Au. Dado que el mecanismo de lixiviación es electroquímico, se necesita una reacción catódica en la superficie metálica; el O_2 se reduce por la reacción:



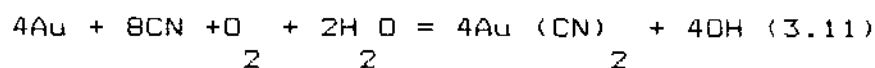
El peróxido de hidrógeno es un oxidante fuerte tal que



Muchos proponen que el oro se disuelve según:



y una parte significativa según:



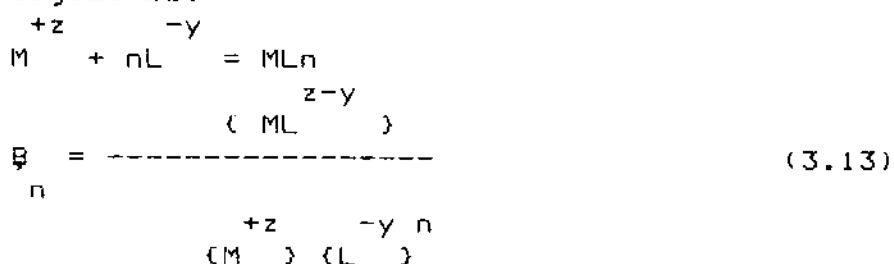
Esto se avala por un incremento del peróxido de hidrógeno que aumenta levemente la cinética; pero altas

concentraciones pasivan la superficie y reducen la velocidad.

3.2 Fundamentos físicos-químicos de la cianuración.

Los compuestos de oro tienen la característica de presentar al metal en dos estados de oxidación, el auroso (+1) y el aúrico (+3). El estado aúrico es generalmente, pero no siempre más estable que el auroso. Los iones Au^{+1} o Au^{+3} no ocurren libremente, están en estado sólidos o en estado gaseoso; los compuestos del oro son invariablemente ligados covalentemente y la mayoría son complejos.

Un complejo consiste de un catión central con un número de enlaces. Los ligantes pueden ser iones (p.e. Cl^- , SCN^-) o moléculas no cargadas (p.e. NH_3 , H_2O , $(NH_2)_2CS$). El número de enlaces al catión es conocido como el número de coordinación del catión. La constante de estabilidad β , de un complejo formado de un catión M^{+z} , y n ligaduras; L^{-y} , es la constante de equilibrio de la reacción para la formación del catión libre y sus ligaduras:



() denota la actividad de las especies encerradas, y se expresa en moles por litro. Si las condiciones son tales que ML_n^{z-y} precipita de la solución, la relación es

$$K_s = \{M^{+z}\}\{L^{-y}\}; \quad (3.14)$$

donde K_s se conoce como producto de solubilidad.

Mucha atención merece el hecho de que el oro en ambos estados de oxidación +1 y +3 (Au(I) y Au(III)) ocurre casi siempre exclusivamente en forma de complejos. Ciertas generalizaciones pueden ser hechas; ya que las propiedades de estos complejos varían sistemáticamente. Las estabilidades de los complejos de Au(I) y Au(III) tienden a decrecer con el incremento de la electronegatividad (tendencia de los átomos a atraer electrones) de los átomos unidos directamente a el oro en complejos.

Esto se observa en la figura 10.

De esta apreciación se puede notar que $SeCN^- > SCN^- > OCN^-$ (el átomo unido al oro es el subrayado en cada caso) $OCN^- > NH_3 > H_2O$, e indican porque los telururos y antimoniuros, aurostibina ($AuSb_2$) son estables al ser encontrados en la naturaleza.

El número de coordinación del Au(I) es siempre 2 y del

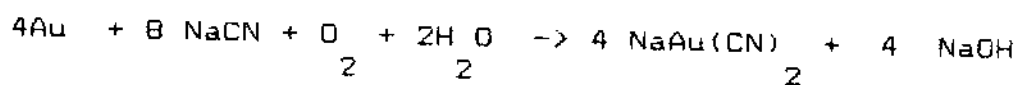
Au(III) es siempre 4. Por ejemplo, los complejos cianuro de Au(I) y Au(III) son, respectivamente, Au(CN)_2^- y Au(CN)_4^- .

En la figura 11 se expone una muestra representativa de las constantes de estabilidad de varios complejos de Au(I) y Au(III).

Las principales teorías encaminadas a explicar el mecanismo de disolución de oro y plata en solución de cianuro son:

1) La teoría del oxígeno de Elsner.

Elsner (1846) fue el primero en reconocer que el oxígeno era esencial para la disolución del oro en solución de cianuro.



(3.11)

la disolución de la plata puede ser representada por una ecuación similar.

2) Teoría del peróxido de hidrógeno de Bodlander.

Bodlander (1896) sugiere que la disolución se realiza en dos etapas de acuerdo a las ecuaciones siguientes:

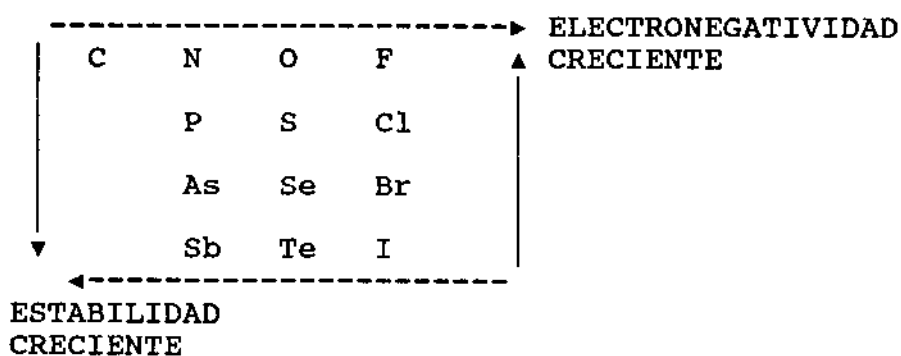
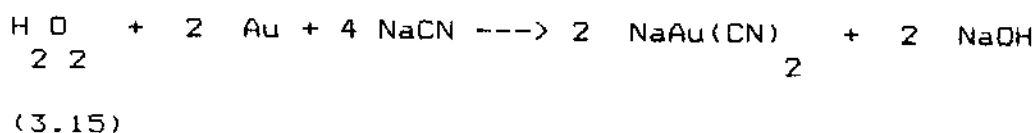
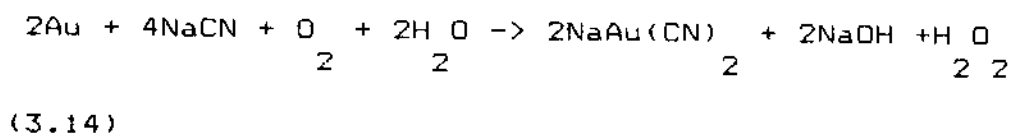


Fig 11

DIVERSAS CONSTANTES DE ESTABILIDAD PARA COMPLEJOS DE Au (I) y Au (III)

Au (I)		Au (III)	
Complejos	β_2	Complejos	β_4
$\text{Au}(\text{CN})_2^-$	2×10^{38}	$\text{Au}(\text{CN})_4^-$	$\approx 10^{56}$
$\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{-3}$	5×10^{28}	AuI_4^-	5×10^{47}
AuI_2^-	4×10^{19}	$\text{Au}(\text{SCN})_4^-$	10^{42}
$\text{Au}(\text{SCN})_2^-$	1.3×10^{17}	AuBr_4^-	10^{32}
AuBr_2^-	10^{12}	AuCl_4^-	10^{26}
AuCl_2^-	10^{09}		

Los valores de estabilidad son tomados de la tabulación de Sillen.



en las cuales el peróxido de hidrógeno se forma como un producto intermedio. El sostenía su punto de vista por haber detectado H_2O_2 en solución. La ecuación completa para estos pasos es la ecuación de Elsner.

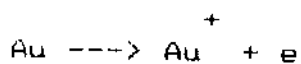
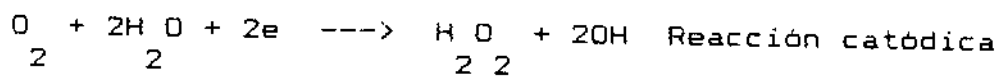
3) Evidencia Termodinámica.

Barsby et al (1934) determinó la energía libre de formación de iones cianuro complejos auríferos e iones cianuro complejos argentíferos, y con estos datos calculó el cambio de energía libre en las varias reacciones sugeridas. Los cálculos resultaron las ecuaciones favoreciendo las ecuaciones de Elsner.

4) Teoría de la Corrosión.

Boonstra (1934) fue el primero en reconocer que la disolución de Au en solución de cianuro es similar al proceso de corrosión de un metal en el cual el oxígeno disuelto en la solución se reduce a peróxido

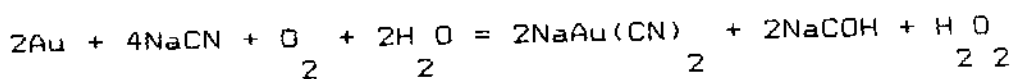
de hidrógeno e ión hidroxilo . Puntualizó que la ecuación de Bod-Lander podría ser dividida en los siguientes pasos:



Esto fue demostrado experimentalmente por Thompson (1947).

5) Evidencia Cinética.

Fue dada por Habashi (1966-1967). Dice que el proceso de disolución el cual es de naturaleza electroquímica, sigue principalmente la reacción :



(3.14).

Equilibrio termodinámico acerca de la hidrometalurgia del oro.

La nobilidad de el oro es una de las más conocidas más importante característica del metal, que proporciona la clave para comprender la hidrometalurgia de el oro.

Las fuerzas que conducen a la precipitación de un metal de una solución de sus iones puede ser expresado cuantitativamente como una reducción de potencial. Para

un metal, M, en contacto con una solución de sus iones M^{+n} la reacción es $M^{+n} + ne = M$ (3.18),

y la reducción de potencial, E, está dada por ecuación de Nernst:

$$E = E^{\circ} - (RT/nF) (\ln \{M\} / \{M^{+n}\}) \quad (3.19)$$

donde R es la constante de los gases, 8.134 joules K⁻¹ mol⁻¹, T es la temperatura absoluta y E^o es la constante

de potencial de reducción para la reacción, sobre la escala del hidrógeno.

Adoptando la convención que la actividad de la fase sólida (M) es única, y asumiendo que, bajo condiciones encontradas en los procesos de extracción de Au de las soluciones, la concentración [Mn] es equivalente a la actividad, {Mn+}, se obtiene:

$$E = E_0 + (RT/nF) (\ln [Mn+]) \quad (3.20)$$

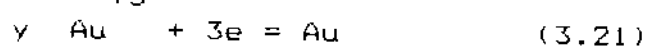
Así mientras E es mas grande, mayor es la tendencia del ion Mn^{+} a ser reducido y a precipitarse como metal.

Contrariamente, a un valor mínimo de E, es grande la tendencia para la reacción a proceder en dirección reversa y, si el producto final de la reacción es soluble; el metal se disuelve.

Aplicando las relaciones anteriores al Au, se tiene que la reducción de el simple auroso y ion aúrico a la forma metálica a 25 ° C.



$$E = 1,730 + 0,0591 \log [Au^{+}]$$



$$E = 1,498 + 0,0197 \log [Au^{+3}]$$

Los altos valores de la constante potencial para estas reacciones, 1.730 V y 1,418 V respectivamente, indican

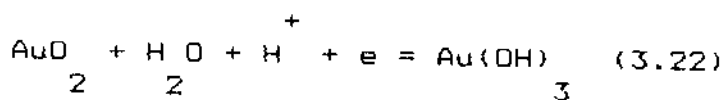
que ambos iones son poderosos agentes oxidantes bajo condiciones normales. Las expresiones de E muestran que ambos iones tienden a ser inestables en solución y a ser precipitados por débiles agentes reductores.

Junto a la oxidación de el oro puede también formarse especies de óxidos insolubles, óxidos aúricos hidratados

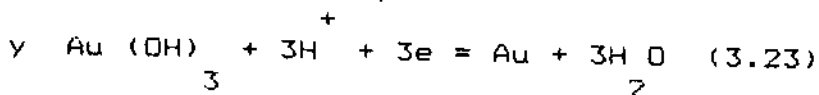


auroso, Au_2O_2 , es inestable con respecto a la

descomposición de oro e Hidróxido aúrico. Las sucesivas reducciones de el peróxido e hidróxido aúrico y oro metálico está descrito por las siguientes relaciones:



$$E = 2,630 - 0,0591 \text{ pH}$$



$$E = 1,457 - 0,0591 \text{ pH}$$

Ambos tienen potenciales de reducción elevados y por lo tanto son poderosos oxidantes. Hay que anotar que en 3.4 y 3.21 el poder oxidante depende de la acidez y declina con pH.

El comportamiento de sistemas de reducción-oxidación y sus interacciones con otros sistemas reductores son mas fáciles de entender si las relaciones termodinámicas son

presentadas en diagramas de potencial-pH. En estos diagramas las ecuaciones 3.4, 3.21, 3.22 y 3.23 pueden ser dibujadas, como también las regiones de predominancia de diferentes especies y reacciones.

Para ello los diagramas de las figuras (12), (13), (14). Los diagramas E vs pH se utilizan para este tema, ya que indican la estabilidad del Au en contacto con agua, el efecto del cianuro para disminuir el área de estabilidad y las zonas de lixiviación con CN⁻, cloro o un oxidante energético que pueda atacar el Au, como es el ozono (E=2,076 V), manteniendo el potencial oxidante de la solución alto, hace no precipitar el oro.

3.3 Mecanismo cinético de la cianuración.

Las bases termodinámicas de la cianuración no proporcionan información acerca de la velocidad con que el sistema alcanza su equilibrio; esta limitación es importante para el metalurgista, quien busca conseguir la máxima recuperación minimizando tiempo y costos.

Hay que analizar que si los productos son solubles, el mecanismo de reacción entre un sólido y una solución incluye cinco pasos:

1. Transporte de moléculas reactantes a la superficie.
2. Adsorción de los reactantes en la superficie.

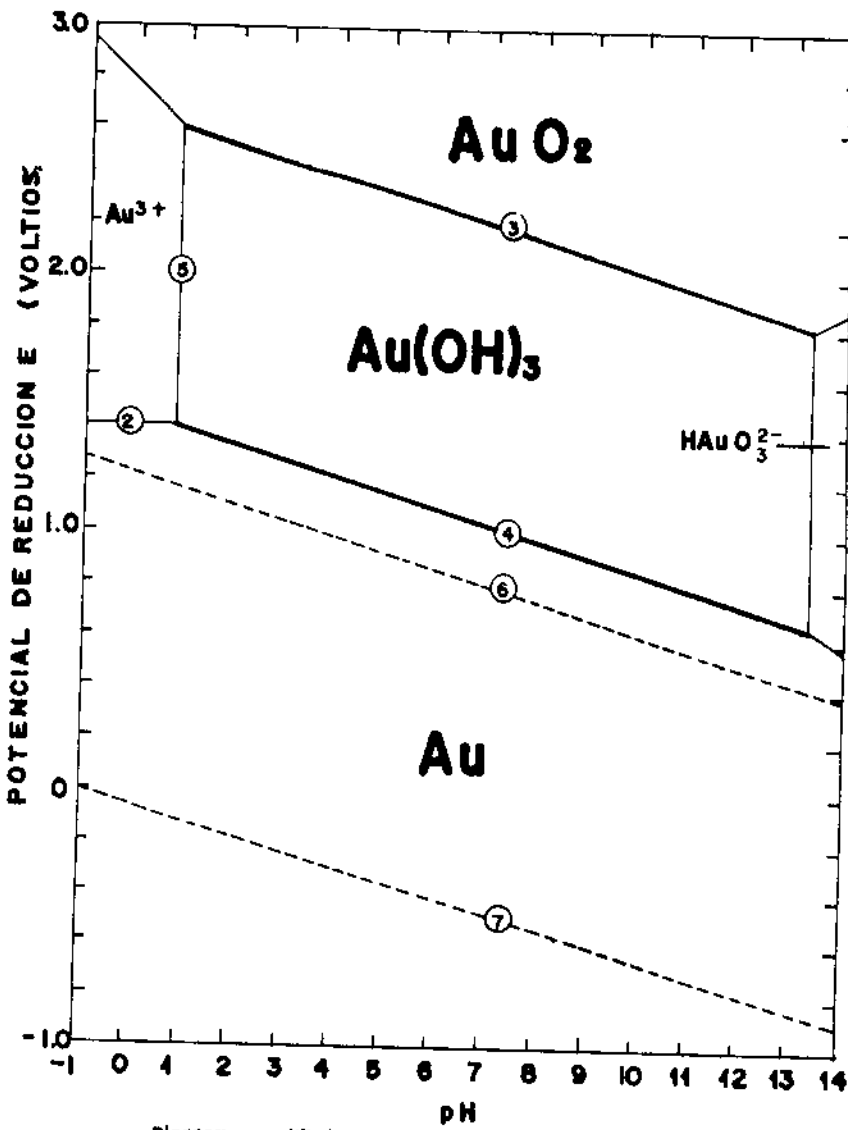
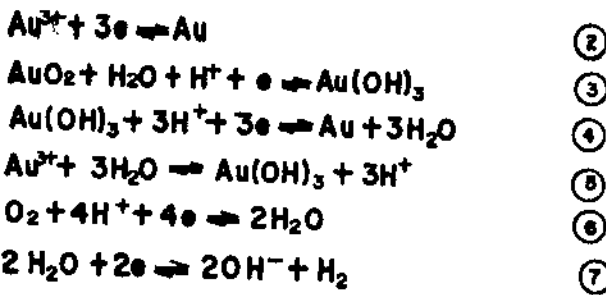


Diagrama equilibrio potencial pH para el sistema Au-H₂O a 25°C
 Las concentraciones de todas las especies solubles de oro = 10⁻⁴ M
 p_{O₂} = 1 atm. = p_{H₂}



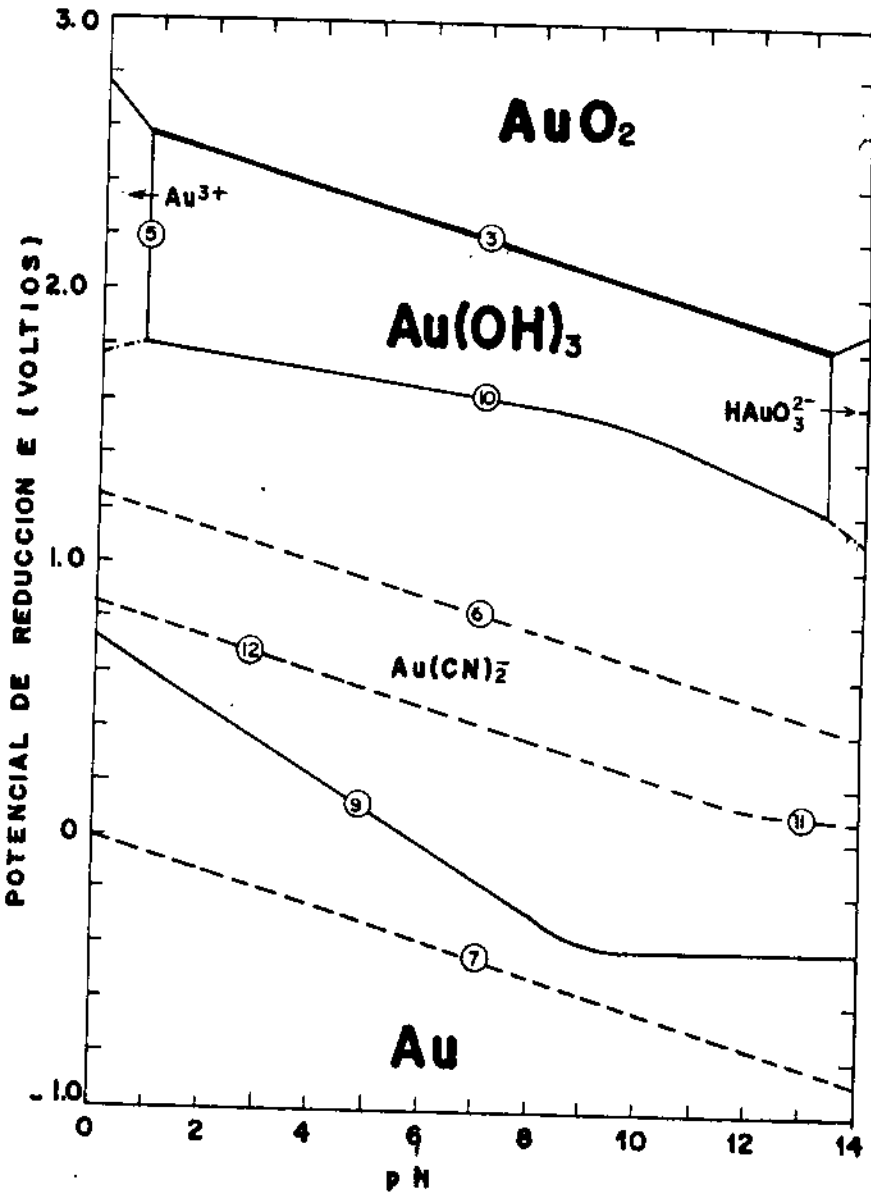


Diagrama equilibrio potencial - pH para el sistema Au - H₂O - CN⁻ a 25°C

Concentraciones de todas las especies de Oro soluble = 10⁻⁴ M

[CN⁻]_{total} = 10⁻³ M $p_{O_2} = p_{H_2} = 1 \text{ atm. } \log \frac{[H_2O_2 + HO_2^-]}{[O_2]} = -6$

- AuO₂ + H₂O + H⁺ + e ⇌ Au(OH)₃ (3)
- Au³⁺ + 3H₂O ⇌ Au(OH)₃ + 3H⁺ (5)
- O₂ + 4H⁺ + 4e ⇌ 2H₂O (6)
- 2H₂O + 2e ⇌ 2OH⁻ + H₂ (7)
- Au(CN)₂⁻ + e ⇌ Au + 2CN⁻ (9)
- Au(OH)₃ + 2CN⁻ + 2e + 3H⁺ ⇌ Au(CN)₂⁻ + 3H₂O (10)
- O₂ + 2H⁺ + 2e ⇌ H₂O₂ (11)
- O₂ + H⁺ + 2e ⇌ HO₂⁻ (12)

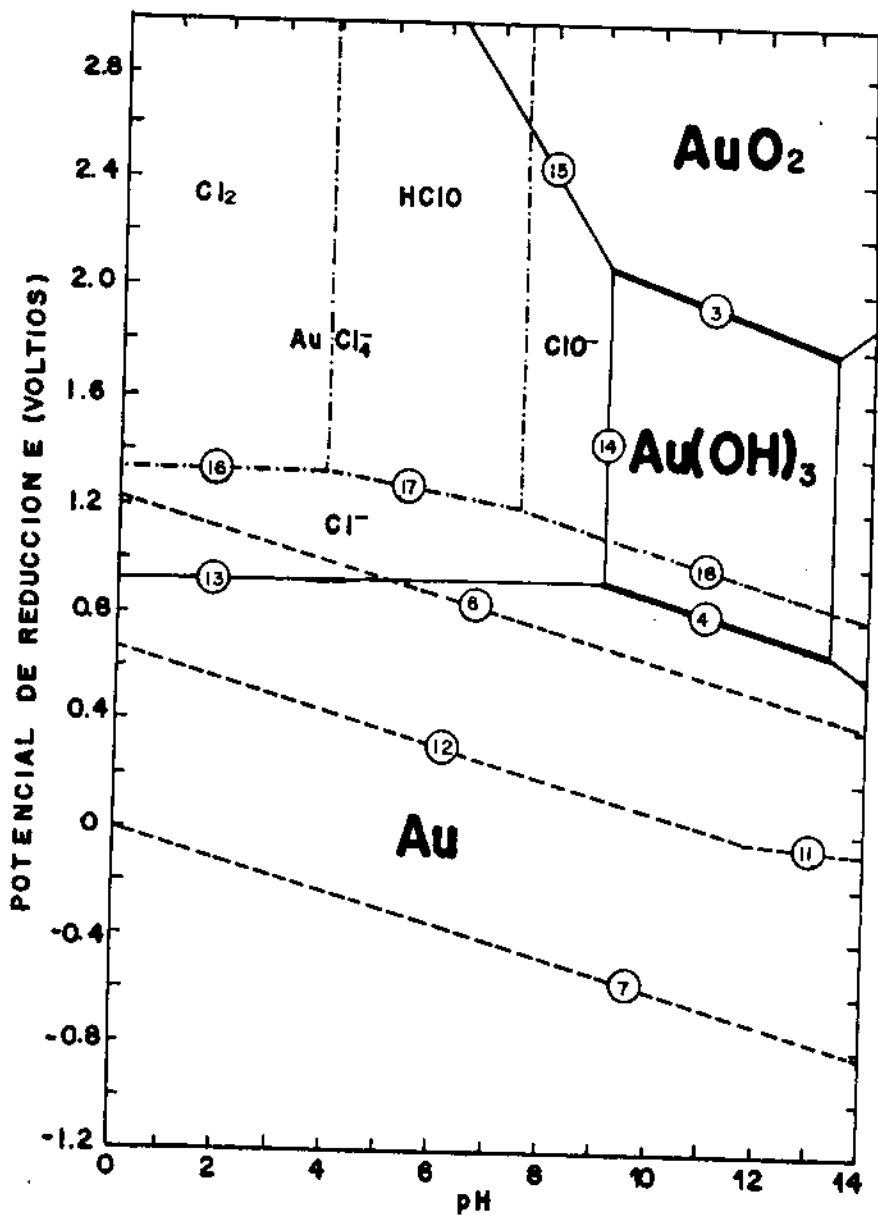


Diagrama equilibrio potencial - pH para el sistema Au - H₂O - Cl a 20°C

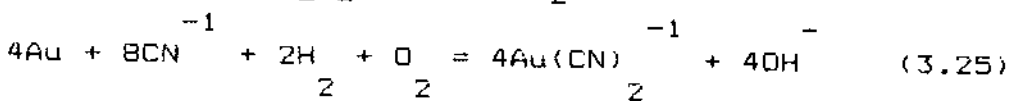
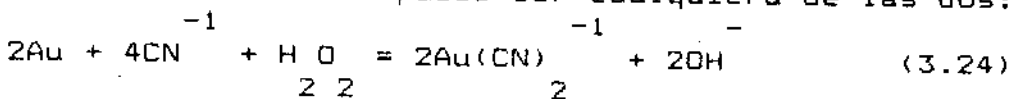
- | | |
|--|------|
| $AuO_2 + H_2O + H^+ + e \rightleftharpoons Au(OH)_3$ | (3) |
| $Au(OH)_3 + 3H^+ + 3e \rightleftharpoons Au + 3H_2O$ | (4) |
| $O_2 + 4H^+ + 4e \rightleftharpoons 2H_2O$ | (5) |
| $2H_2O + 2e \rightleftharpoons 2OH^- + H_2$ | (6) |
| $O_2 + 2H^+ + 2e \rightleftharpoons H_2O_2$ | (7) |
| $O_2 + H^+ + 2e \rightleftharpoons HO_2^-$ | (11) |
| $AuCl_4^- + 3e \rightleftharpoons Au + 4Cl^-$ | (12) |
| $Au(OH)_3 + 4Cl^- + 3H^+ \rightleftharpoons AuCl_4^- + 3H_2O$ | (13) |
| $AuO_2 + 4Cl^- + 4H^+ + e \rightleftharpoons AuCl_4^- + 2H_2O$ | (14) |
| $Cl_2 + 2e \rightleftharpoons 2Cl^-$ | (15) |
| $HClO + H^+ + 2e \rightleftharpoons Cl^- + H_2O$ | (16) |
| $ClO^- + 2H^+ + 2e \rightleftharpoons Cl^- + H_2O$ | (17) |
| | (18) |

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

Cuando todos los productos no son solubles, como en cementación, los pasos 4 y 5 no se aplican. En ese caso los productos insolubles pasan por los procesos de superficie difusión y cristalización.

Las reacciones.

En la disolución del oro por cianuración la mena es puesta en contacto con cianuro alcalino diluido y aire es introducido. Como el diagrama potencial pH muestra, la reacción mediante la cual el oro es disuelto en la solución de cianuro puede ser cualquiera de las dos:



Es conocido que la reducción de oxígeno al ión hidróxido no ocurre directamente, pero siempre tiene que ver con la formación intermedia de peróxido de hidrógeno, así como lo dicen las ecuaciones (3.16) y (3.17).

Así el H_2O_2 es un fuerte oxidante que promueve la

formación de $(\text{CN})_2^{-1}$. Tal como lo muestra la ecuación

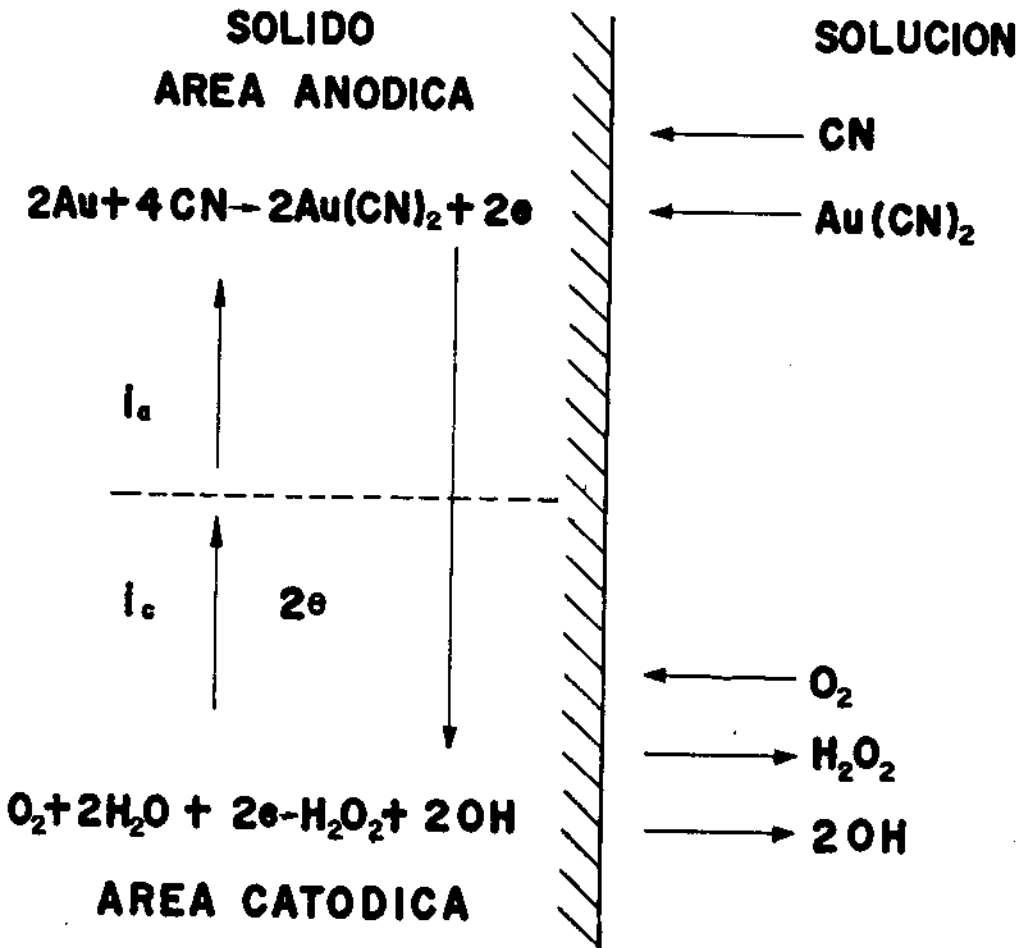
(3.24).

El mecanismo electroquímico.

La disolución de oro en soluciones de cianuro es esencialmente un proceso de corrosión electroquímica. Para lo que hay que considerar áreas adyacentes de el metal en corrosión, una que es catódica y otra anódica. La figura (15) muestra una representación de el resultado para la reacción de cianuración. Primeramente se puede considerar estas regiones separadamente. La corriente, i_a , generada por la región anódica está relacionada, a el potencial anódico E_a , y el suministro del reactivo (CN) a el area anodica de la superficie. Mediante experiencias se ha logrado notar que i_a inicialmente crece exponencialmente con el incremento de E_a , y después se vuelve constante cuando está limitado por la ruta de difusión de cianuro a la superficie. A la corriente catódica i_c , le ocurre un comportamiento análogo y está limitada eventualmente por la difusión de oxígeno.

Las magnitudes de las corrientes de difusión son directamente proporcional a las concentraciones de dos reactivos en el volumen de la solución e incrementa con

FIG. 15



Representación esquemática de la corrosión local en una superficie de oro en contacto con una solución de cianuro que contiene oxígeno.

i_a = corriente anódica

i_c = corriente catódica

agitación. Cuando las áreas anódicas y catódicas son cortocircuitadas, como están en una celda de corrosión, un estado constante debe ser alcanzado en el que $i_a = i_c$.

La corriente en este punto, es la corriente de corrosión, y es directamente proporcional a la rata de disolución del metal.

La disolución del oro, en soluciones de cianuro, es un proceso de corrosión electroquímico, en la cual el O_2 capta electrones en una parte de la superficie metálica en la denominada zona catódica, así mismo el metal entrega electrones en la denominada zona anódica.

Mediante, el análisis anterior, es posible predecir que la disolución del metal puede variar su velocidad con las concentraciones de CN^- y O_2 en la solución y con la intensidad de la agitación.

Un investigador, Habashi, propone que el control del proceso se debe a la difusión del O_2 y del CN^- , dado que responde a resultados experimentales.

Así dice que a bajas concentraciones de CN^- la velocidad depende solamente de CN^- ($V_{dis} = K [CN^-]^{-1}$) y a altas

concentraciones de CN la velocidad de disolución depende solamente de la concentración del O_2 en la

solución ($V_{dis} = (K [O_2])$). El valor crítico del control

del proceso es:

$$\left(\frac{[CN]_{lim}}{[O_2]_{lim}} \right) = 6 \quad (3.26)$$

Dado que $p = 1 \text{ atm}$ y 25 grados C. , la solubilidad del O_2

en soluciones acuosas es muy baja ($0.27(10)^{-3}$ moles/lit)

y el cianuro libre utilizado está entre $1-2 \text{ gr/lit}$. Esto induce a que, la velocidad de disolución está controlada por la concentración de O_2 y su difusión hacia la

superficie de ataque. El aumento de la concentración de cianuro libre no acelera la reacción.

Experimentalmente se ha logrado deducir que el tiempo de ataque es proporcional a R^2 (R es radio inicial de una partícula), por lo que se requiere bastante tiempo en disolverlas completamente. En la práctica, para tener buenas extracciones en menores tiempos de tratamientos, el oro grueso se separa por otros medios antes de la cianuración.

En general, la cinética de lixiviación con cianuro sobre

concentraciones de CN^- la velocidad de disolución depende solamente de la concentración del O_2 en la

solución ($V_{dis} = (K [O_2])$). El valor crítico del control

del proceso es:

$$\left(\frac{[CN^-]_{lim}}{[O_2]_{lim}} \right) = 6 \quad (3.26)$$

Dado que $p = 1$ atm y 25 grados C., la solubilidad del O_2 en soluciones acuosas es muy baja [$0.27(10)^{-3}$ moles/lit] y el cianuro libre utilizado está entre 1-2 gr/lit. Esto induce a que, la velocidad de disolución está controlada por la concentración de O_2 y su difusión hacia la superficie de ataque. El aumento de la concentración de cianuro libre no acelera la reacción.

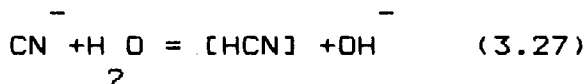
Experimentalmente se ha logrado deducir que el tiempo de ataque es proporcional a R^2 (R es radio inicial de una partícula), por lo que se requiere bastante tiempo en disolverlas completamente. En la práctica, para tener buenas extracciones en menores tiempos de tratamientos, el oro grueso se separa por otros medios antes de la cianuración.

En general, la cinética de lixiviación con cianuro sobre

oro es lenta, debido fundamentalmente a la solubilidad baja del O_2 , que es fundamental en la reacción química.

3.4. Estabilidad del cianuro en soluciones acuosas.

Al disolver NaCN en agua, este tiende a hidrolizarse según:



El HCN es gaseoso a condiciones normales, letal para el organismo y es un ácido muy débil.



La hidrólisis del reactivo juega un importante rol, sobre la cantidad del cianuro total que está presente como CN^- , que es el reactivo extractante que interesa en la solución. Como se observa en las dos reacciones, se aumenta la actividad del ión OH^- en la solución, es decir, se aumenta el pH se está dando condiciones de estabilización de HCN, que es muy perjudicial por la pérdida de cianuro gaseoso por mayor consumo y por razones de seguridad. El HCN es estable en ambiente

acuoso de pH ácido. Esta es la principal razón de cianurar a pH entre 10 y 12 mediante el agregado de cal como reactivo regulador de pH y mantener una cal libre de 0.5 a 0.25 gr/Lt en la solución. Además el agregar cal a la solución es importante para disminuir el consumo de cianuro y como floculante de lamas silíceas.

3.5 Efectos que producen constituyentes de la pulpa.

Se requiere tener atención en diferentes tipos de efectos que se pueden dar:

3.5.1 Algunos efectos en el proceso de cianuración.

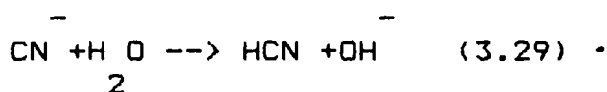
Efecto de la concentración de cianuro.

La velocidad de disolución de Au aumenta linealmente con el aumento de la concentración de cianuro hasta un máximo, desde ese punto el aumento de la concentración de cianuro produce efecto retardante.

Límites generales para el máximo son: 0.6 % de KCN; 0.3 % de NaNC.

La disminución de la rata de disolución a

concentraciones altas se debe al aumento del pH de la solución, ya que el ión CN^- sufre hidrólisis, de acuerdo con:



Efecto de la concentración del ión de hidrógeno.

Es esencial que la solución cianuro se mantenga alcalina. En la práctica los rangos de pH van generalmente de 10 a 11.5. Esto es para:

- 1) Prevenir hidrólisis del ión cianuro.
- 2) Prevenir la descomposición del cianuro por el CO_2 atmosférico.



- 3) Neutralizar componentes ácidos en las menas, tales como sales ferrosas, férricas.
- 4) Descomponer bicarbonatos en las aguas de las plantas antes de usarse en cianuración, neutralizar el sulfato de magnesio contenidos en el agua antes de agregarle al circuito de cianuración.
- 5) Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse la solución rica y clara de la mena cianurada.

Efecto de la temperatura

A mayor temperatura existe mayor rata de disolución, pero tambien el contenido de oxígeno de la solución disminuiría. Experimentalmente fue hallada una temperatura óptima de 80 grados centigrados, según Julian & Smart.

Efecto de la velocidad de agitación

En procesos que se controlan químicamente la velocidad de agitación no tiene ningún efecto en la rata del proceso. En procesos controlados difusionalmente la velocidad de agitación tiene un marcado efecto sobre la rata del proceso. La cianuración se controla difusionalmente, es afectada por la agitación. Al aumentar la velocidad de agitación se incrementa la rata de disolución de oro y plata. Esto se debe a la disminución de la capa límite del fluido que rodea la partícula, ya que a menor espesor de la capa límite del líquido, menor espacio deben recorrer los iones cianuros y el oxígeno para alcanzar la superficie del metal.

Efecto de la concentración de oxígeno



BIBLIOTECA

A altas concentraciones de cianuro la rata es independiente de la concentración de cianuro, y depende únicamente de la presión del oxígeno. A bajas concentraciones de cianuro, la rata de disolución solo depende de la concentración de cianuro.

3.5.3 Efectos de otros constituyentes de la pulpa

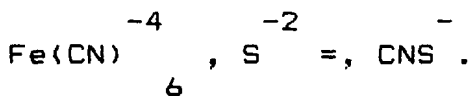
Los reactivos necesarios en la solución para cianurar oro y plata son: CN^- , OH^- y O_2 disuelto.

Las soluciones en general pueden ser más complejas y la ganga de la mena puede reaccionar de alguna manera con los reactivos y alterar las condiciones de cianuración. Los reactivos de flotación son inhibidores a las reacciones de cianuración; *los materiales carbonáceos en las menas absorben el oro y la plata disueltos, disminuyendo su extracción.*

Minerales sulfurados de hierro.

Pirita, marcacita y pirrotita son constituyentes comunes de menas de oro y plata.

Ellos se oxidan medianamente en las soluciones alcalinas aireadas de cianuro y forman $\text{Fe}(\text{OH})_3$,



Se recomienda realizar una preaireación de la pulpa cuando la mena tiene estos minerales, antes de agregar el CN^- , con el propósito de formar $\text{Fe}(\text{OH})_3$ evitando los ferrocianuros y el ión sulfuro.

Minerales de cobre.

Representan uno de los mayores problemas, debido a una gran afinidad en formar complejos solubles con el cianuro, consumiendo gran cantidad de CN^- , según haya Cu en la mena.

Se recomienda remover la solución por lixiviación ácida, flotación o utilizando mezclas de cianuro y amonio en la cianuración, y también el uso de sales de mercurio. El otro efecto del Cu es en la etapa de precipitación y refinación, ya que contamina el oro y la plata.

Minerales de arsénico.

Los minerales arsenopirita $(\text{FeS}_2 \cdot \text{FeAs}_2)$,

Ellos se oxidan medianamente en las soluciones alcalinas aireadas de cianuro y forman $\text{Fe}(\text{OH})_3$, $\text{Fe}(\text{CN})_6^{-4}$, S^{-2} , CN^- .

Se recomienda realizar una preaireación de la pulpa cuando la mena tiene estos minerales, antes de agregar el CN^- , con el propósito de formar $\text{Fe}(\text{OH})_3$ evitando los ferrocianuros y el ión sulfuro.

Minerales de cobre.

Representan uno de los mayores problemas, debido a una gran afinidad en formar complejos solubles con el cianuro, consumiendo gran cantidad de CN^- , según haya Cu en la mena.

Se recomienda remover la solución por lixiviación ácida, flotación o utilizando mezclas de cianuro y amonio en la cianuración, y también el uso de sales de mercurio. El otro efecto del Cu es en la etapa de precipitación y refinación, ya que contamina el oro y la plata.

Minerales de arsénico.

Los minerales arsenopirita ($\text{FeS}_2 \cdot \text{FeAs}_2$),

rejalgar (As_2S_3) y oropimente (As_2S_3) y

antimonita (Sb_2S_3), están asociados con algunas

menas de oro y/o plata y actúan como interferencia en la cianuración.

El tratamiento que se da a estas menas es la tostación antes de cianurar para volatizar el arsénico e impedir su efecto inhibitor.

Ión sulfuro.

Este ión inhibe fuertemente la disolución de oro y de plata, ya que se absorbe fuertemente sobre la superficie, bajando la cinética, también consume cianuro y óxido.

Las sales de plomo son agregadas para remover al S^{-2} como PbS insoluble.

Teluros.

Los teluros de oro son lentamente disueltos por las soluciones de cianuro, principalmente cuando están molidos a un tamaño de grano excesivamente fino.

Una alta alcalinidad y aereación promueven la descomposición de los teleruros. El peróxido de sodio reduce grandemente el tamaño de tratamiento

requerido para la máxima extracción del oro.

Tiosulfatos y tiocianatos

Se producen por la descomposición de sulfuros y consumen cianuro.

El tiocianato (CNS^-) se forma al reaccionar CN^- con S^{-2} , S , S O_2^{-2} no causando problemas.

El tiosulfato es solvente del oro es presencia del ferrocianuro.

Cationes metálicos.

Fe^{+2} , Fe^{+3} , Ni^{+2} , Mn^{+2} en las soluciones causan consumo de cianuro debido a la formación de complejos estables con el CN^- . El uso de la cal precipita los iones, disminuyendo el consumo de CN^- .

Los cationes Pb^{+2} , Bi^{+2} , Hg^{+2} , Tl^{+2} son agentes acelerantes de la lixiviación, causando despasivación del metal.

El catión Ca^{+2} es introducido mediante la cal y cuando se utiliza $\text{Ca}(\text{CN})_2$ tiene un efecto

inhibidor a pH mayor a 10.5, debido a precipitación del peróxido de calcio sobre la superficie metálica.

También reacciona con el SO_4^{-2} formando un compuesto insoluble, que puede ocasionar inconvenientes en tuberías y filtros.

Un efecto positivo del Ca^{+2} es que flocula las lamas de sílice, las cuales están negativamente cargadas en pulpas alcalinas.

Hierro.

Prácticamente, todas las menas auríferas tratadas por cianuración contienen minerales de hierro. Además, el equipo de las plantas de cianuración con el cual entran en contacto las soluciones está constituido en gran parte de hierro y acero. Afortunadamente, las soluciones de cianuro causan muy poco efecto sobre el hierro metálico y la mayoría de sus metales. De otra forma, la cianuración de los metales preciosos sería impracticable. Los cianuros, sin embargo, reaccionan fácilmente con las sales solubles de hierro.

Carbón.

Muchos minerales constituyen materias carbonáceas.

A veces estos constituyen un activo precipitante del oro en las soluciones de cianuro. Entre los materiales carbonáceos figuran: grafito, pizarra carbonácea o esquisto grafitico. Para evitar la precipitación del oro de las soluciones de cianuro, los materiales carbonáceos deberían eliminarse por flotación o por tostación antes de la cianuración.

Agentes oxidantes.

KMnO_4 ; NaClO_2 , NaClO_3 y H_2O_2 en bajas

concentraciones aceleran la cinética y oxidan el S^{-2} y las materias orgánicas, pero en mayores concentraciones son pasivantes y destruyen el ión CN^- .

Reactivos de flotación.

Las menas de oro y plata son a menudo flotadas antes de cianurarlas, y en este proceso el oro y la plata son recuperados; junto a los sulfuros y colectores tióxicos utilizados (xantatos, ditiofostatos).

Cuando los concentrados no son calcinados, los reactivos disminuyen la extracción. Las superficies hidrofóbicas; debido al colector,

impiden el ataque por el CN en fase acuosa. Cetonas, éteres y sitios sobre la superficie del Au.

3.6 Factores importantes en las velocidades de lixiviación.

- a) La velocidad de lixiviación aumenta al disminuir el tamaño de la partícula.
- b) Si la reacción es controlada por difusión, la velocidad es afectada por la agitación.
- c) La velocidad de lixiviación aumenta al elevarse la temperatura.
- d) En algunos casos, la velocidad de lixiviación aumenta con la concentración del solvente.
- e) La velocidad de lixiviación aumenta al disminuir la densidad de pulpa.
- f) Si se forman productos insolubles (sulfuros, óxidos) la velocidad disminuye si el producto no es poroso, y no es muy afectada si este producto es muy poroso.

3.7 Control de las soluciones.

Ya sea para realizar pruebas en laboratorio, planta

piloto, planta industrial es necesario llevar un control efectivo de las soluciones y los parámetros a ella relacionados.

Generalmente los compuestos que se utilizan para cianurar son: NaCN, KCN y $\text{Ca}(\text{CN})_2$. En nuestro medio es más utilizado es el NaCN.

Para un control de soluciones se debe considerar entre otros los siguientes aspectos:

Preparación y utilización de los reactivos para control de la cianuración.

Pulpa

Preparación de los reactivos.

Determinación de la pureza de cianuro de sodio.

Determinación de la pureza de cal.

Determinación del consumo de cianuro de sodio.

Determinación del consumo de cal.

Determinación de la concentración de oro en soluciones de cianuro.

Método de Chiddy.

Absorción atómica.

3.7.1 Preparación y utilización de los reactivos para control de la cianuración.

Pulpa

La pulpa es la mezcla de un conjunto de partículas diminutas de un material sólido de mena con agua.

Pulpa = sólido(mena) + líquido(agua)

La pulpa puede ser expresada de 3 maneras:

a) Porcentaje de sólidos por peso de pulpa. (%P)

$$\% P = (ps \text{ (mena)} / pp \text{ (sólido+líquido)}) \times 100$$

ps <--- peso sólido y pp <--- peso pulpa

$$\%P = [W/(W+L)] \times 100 \quad (3.31)$$

b) Ratio (relación) de pulpa (R)

P

R = Peso sólido : peso líquido
P

$$R = W : L \quad (3.32)$$

P

Ejemplo. La relación de pulpa podría ser una tonelada de mena a 3 toneladas de agua o simplemente R = 1 : 3 . El peso del sólido
P

siempre va primero.

c) Densidad de pulpa (Sigma)

P

$$\text{Sigma} = \frac{\text{(peso de una muestra de pulpa)}}{\text{(volumen de la muestra de pulpa)}}$$

$$\text{Sigma}_p = (W_p)/(V_p) \quad (3.33)$$

$\%P$ y R_p son adimensionales; mientras que Sigma_p tiene unidades en gr/cc; Kg/m³, etc.

Preparación de los reactivos.

Los reactivos que se utilizan en el control de soluciones para medir concentraciones de cianuro de sodio y cal, son nitrato de plata (AgNO₃) y ácido oxálico (H₂C₂O₄ · 2H₂O), y los indicadores que se agregan son yoduro de potasio y fenolftaleína, respectivamente.

El indicador para el cianuro de sodio, es el yoduro de potasio al 5 %.

La fenolftaleína, indicador para la cal, se prepara agregando 1 gr de ella en 50 cm³ de alcohol, y todo ello en 100 cm³ de agua destilada.

Al preparar las soluciones de los reactivos, interesa precisar la concentración molar. Esta puede medirse bajo diversas definiciones, pero aquí se considerará la más conocida, el de molaridad (M).

$$M = n / V \quad (3.34) ; \quad \text{donde}$$

n = numero de moles del soluto

V = Volumen de la solución en Lt

La molaridad de una solución X se representa entre corchetes $[X]$ y su unidad es moles/lit.

$$\text{Recordando que } n = [m / PM] \quad (3.35) \text{ donde}$$

m = masa del soluto en gramos.

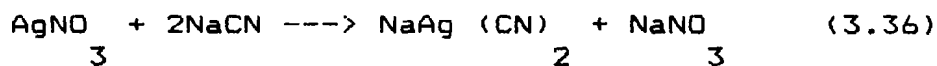
PM = peso molecular del compuesto (soluto).

Con la ecuación (3.34) se puede llevar la concentración a gr/lit. Y de esta forma se hace sencilla prepararla, sea cual sea la concentración que se desee o requiera.

Determinación de la pureza de NaCN.

La pureza determina la cantidad en peso (gr) de un compuesto que debe utilizarse para cierto control y/o preparación de reactivo.

Para determinar la pureza de NaCN, debe analizarse la ecuación química que representa la reacción con el nitrato de plata.



(169.9 gr) (98gr).

De (3.36) se dice que 169.9 gr de AgNO_3 saturan a 98 gr de NaCN o también 4.334 gr de AgNO_3 saturan a 2.5 gr de NaCN.

El procedimiento para calcular la pureza de NaCN es:

- 1) Preparar una solución de AgNO_3 ; con 4.334 gr del reactivo en 1 Lt de agua destilada, con (3.34) y (3.30) se conoce la molaridad M del reactivo.
- 2) Preparar una solución de NaCN de molaridad M, que es a la que se le medirá su pureza.
- 3) Para obtener la pureza se titula, el punto final de la titulación se obtiene cuando el número de moles, según la ecuación química (3.34) es igual, por lo que:

$$n(\text{AgNO}_3) = n(\text{NaCN}) \quad (3.37)$$

$$MV(\text{AgNO}_3) = MV(\text{NaCN}) \quad (3.38)$$

- 4) Tomar 5 ml. de solución de NaCN preparada de molaridad M, agregarle gotitas del indicador yoduro de potasio al 5%. Finalmente se le agrega gota a gota AgNO_3 hasta que alcance una opalescencia amarilla. Para notar mejor el cambio de coloración se ubica en fondo negro.

5) Una vez alcanzado el punto final de la titulación, la incógnita es [NaCN]. La concentración de NaCN que se preparó inicialmente, teóricamente es el 100 % de pureza, mientras que la obtenida en la practica representa un X %.

Determinación de la pureza de cal.

Se parte de la ecuación química que controla las reacciones en la solución:



(3.39)

(126 gr) (56gr)

De la ecuación (3.39) se deduce que 5.6 gr. de ácido oxálico ($\text{H C O} . 2\text{H O}$) saturan a 2.5 gr de

2 2 4 2

cal (CaO).

El procedimiento para calcular la pureza de cal es el mismo que para cualquier otro los que varían son los compuestos y las concentraciones.

- 1) Preparar una solución de ácido axálico, con 5.6 gr. en un Lt. de agua destilada y calcular la M del reactivo.

2) Preparar la solución de cal de la molaridad M , a la que se medirá su pureza.

3) Titular agregando como indicador fenolftaleína a la solución de cal a medir (5ml.). Al añadir el indicador la solución toma coloración rosado rojiza. Se agrega ácido oxálico gota a gota hasta que la solución tome color blanco que indica el punto final de la titulación.

4) Teóricamente la molaridad de cal es M ; pero mediante la titulación se consigue un valor M_1 ($M < M_1$). De esta forma M tiene siempre 100% de pureza y M_1 un $X\%$.

Determinación del Consumo de Cianuro de Sodio y Cal.

Para determinar los consumos de cianuro y cal en una cianurización, debe titularse con los reactivos ya mencionados en los cálculos para la pureza. Lo importante es que la solución a medir proviene luego de un contacto con la mena. Y es probablemente seguro que su concentración inicial haya variado. De esta forma el consumo=[inicial]-

[final] y representa que hay que agregar reactivo (igual al consumo) hasta alcanzar la fuerza necesaria (inicial). Considerando el volumen total de la solución.

La manipulación del equipo y material y cantidades de reactivos es importante. Por ello se recomienda utilizar 5 ml. de solución a medir y estimar el rango de concentración molar a la que puede estar, para así preparar el reactivo a una concentración molar que permita utilizar por lo menos unos 4 ml. de solución. De esta forma el control está más sistematizado.

Para dejar la solución percolante con la fuerza inicial, una vez establecido el consumo se multiplica por el volumen total de la solución y se obtiene la cantidad en gr. de reactivo que hay que añadir.

3.7.2 Determinación de la concentración de oro en soluciones de cianuro.

Conocer la recuperación de oro con el transcurso

del tiempo es un factor importante para un planta para consideraciones económicas. No está demás decir que la recuperación al final de una prueba es el factor que ha permitido o no el avance del proyecto. Las determinaciones a nivel de laboratorio, como de Planta son imprescindibles. Entre las diversas formas posibles de determinación, aquí se mencionan dos:

El Método de Chiddy

Absorción atómica

El método de Chiddy

Se basa en la cementación del oro con el zinc.

- 1) Tomar 1 litro de solución de cianuración y medir su concentración de cianuro.
- 2) Llevar la $[\text{NaCN}]$ a 1 gr./lt.
- 3) Colocar en dos vasos de 600 ml el litro de solución (500 ml y 500 ml).
- 4) Calentar las muestras en vasos por 5 minutos.
- 5) Agregar a cada vaso 20 ml de acetato de plomo al 10 % .
- 6) Agregar a cada vaso 1 gr de polvo de Zn.

- 7) Mezclar y agitar hasta casi ebullición (20 a 30 min).
- 8) Añadir, a cada vaso, lentamente 30 ml de HCl al 50 % .
- 9) Continuar calentando durante media hora o hasta que cese el burbujeo, lo que indica total disolución del Zn.
- 10) Filtrar la solución con el objeto de retener las partículas de plomo.
- 11) Secar el papel filtro que contiene la muestra.
- 12) Preparar carga fundente y fundir a más de 1100 C.^o
- 13) Separar escoria de cono concentrado y cubificar este último.
- 14) Copelar el cubo concentrado a unos 800 C.^o
- 15) Aplastar botón y tratar con ácido nítrico (1:7).
- 16) Pesar la hoja resultante y calcular la recuperación.

Este método se utiliza mucho en laboratorios, para medir al instante final la recuperación obtenida.

También en plantas para medir en diversos momentos de una etapa de cianuración, la recuperación que se va produciendo. Pero en laboratorio, es imposible utilizar el método para hacer mediciones de una prueba en diversos instantes ya que utiliza mucho volumen para cada ensayo. Por ello se suele utilizar absorción atómica, ya que emplea poco volumen de la solución.

Absorción atómica.

Los métodos de absorción están basados en la disminución (o atenuación) de la radiación electromagnética como consecuencia de la absorción que se produce en su interacción con el analito.

Es necesario considerar la radiación electromagnética como un flujo de partículas discretas o paquetes de energía llamados fotones o cuantos. La energía de un fotón es proporcional a la frecuencia de la radiación.

Los átomos tienen un número limitado de niveles discretos de energía cuantizada. Para que se de la absorción debe ocurrir que la diferencia de energía entre el estado fundamental de la especie

absorbente y uno de sus niveles energéticos sea igual a la energía del fotón. Estas diferencias de energía son únicas para cada especie y originan espectros característicos que se utilizan para la identificación cuantitativa de sustancias.

Sin importar la región del espectro implicada, los instrumentos que miden la absorvancia de una solución se compone de cinco elementos básicos:

- 1) Una fuente estable de energía radiante.
- 2) Un selector de longitudes de onda para aislar una determinada región de longitudes de onda de la fuente.
- 3) Cubetas transparentes para la muestra y el blanco.
- 4) Un detector de radiaciones, o transductor para convertir la energía radiante recibida en una señal medible que es generalmente electrónica.

Un esquema gráfico de los componentes de los instrumentos para medidas de absorción se muestra en la fig. (16).

En general los espectrofotómetros constan de una fuente, un sistema de rendija, un monocromador, un detector fotoeléctrico y un sistema de traducción-

lectura.

El proceso de absorción atómica se ilustra en la figura. (17). En resumen consiste en una onda de luz de intensidad I_0 , la cual pasa a través de la llama de la celda, en donde están átomos en su estado normal. La luz que pasó la celda varía en conformidad a las características de los átomos presentes en ellas. Por lo tanto en el detector se recepta una intensidad I . La cantidad de luz absorbida se determina comparando I con I_0 .

Diversos términos son usados para medir esa cantidad de luz. La transmutancia (T) se define como la relación de la intensidad final a la intensidad inicial.

$$T = I/I_0 \quad (3.40)$$

El porcentaje de transmisión ($\% T$) es simplemente la transmutancia expresada en porcentaje.

$$\% T = (100 \cdot I) / I_0. \quad (3.41)$$

El porcentaje de absorción ($\% A$) es el complemento del porcentaje de transmisión que define el porcentaje de la intensidad de luz inicial que es absorbida en la llama.

$$\% A = 100 - \% T \quad (3.42)$$

En laboratorio, para soluciones cianuradas el espectrofotómetro Perkin-Elmer modelo 30B ofrece medidas directas de la concentración de oro o elemento. Es necesario e importante para realizar cualquier medida preparar soluciones estándares que definan un rango de medición. Ya que es espectrofotómetro trabaja en base a una relación lineal de absorvancia y concentración tal como se nota en la figura.(18).

3.8. Tipos de cianuración.

Los métodos de cianuración, utilizados para recuperar oro y plata se seleccionan de acuerdo a características de la menas cianurables, y estas son:

Propiedades físicas.

Propiedades mineralógicas.

Ocurrencia de los metales preciosos y su ley.

Magnitud del tonelaje a tratar.

Los métodos de cianuración se clasifican en dos grandes grupos con sus subgrupos, y son:

Cianuración por agitación.

Cianuración por percolación.

Percolación en Pilas (Heap-Leaching).

FIGURA 16

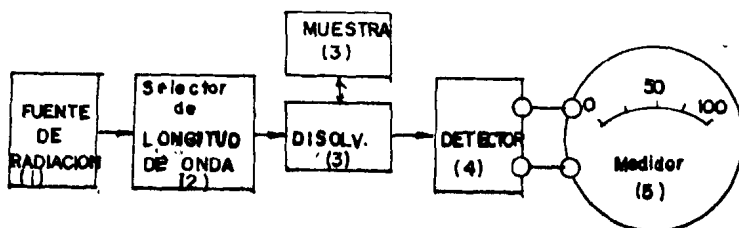


FIGURA 17

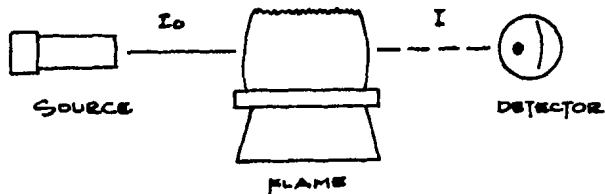
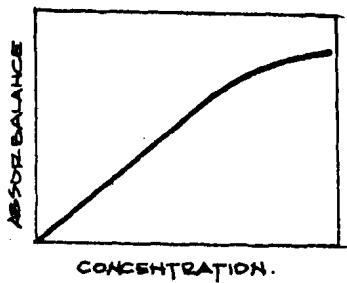


FIGURA 18



Percolación en montones o botaderos
(Dump-Leaching).

Percolación en Minas (in situ-leaching).

Percolación por Inundación (Batch-Leaching).

Cianuración por agitación.

Las menas sometidas a este proceso deben contener oro fino, normalmente bajo los 150 de designación Tyler Mesh. Por ello siempre se utiliza molienda para lograr la liberación de las partículas de oro.

Este método se utiliza para menas con alto tenor de oro y plata o de ley económica al proceso, colas de flotación, concentrados tostados. También se aplica a menas que contienen mucho lodo que dificultarían la percolación.

Las ventajas de la agitación son las altas recuperaciones obtenidas de 90% a 95%, tiempos de lixiviación relativamente cortos, permite aplicar métodos de concentración a la pulpa para recuperar oro y plata, ya sea flotación, concentración gravitacional, amalgamación. Algunas de las características que deben tener los materiales para tratar por cianuración por agitación es el bajo contenido de cianicidas y velocidad

de asentamiento aceptable (separación de sólido y líquido).

Los costos de operación e inversión son mayores que los de percolación, debido a la gran cantidad de equipos y operaciones a efectuar.

Un esquema muy general de una planta de cianuración por agitación se presenta en la figura (19).

Cianuración por percolación.

Este tipo de cianuración se aplica a menas de baja ley de oro y plata como de material de desmonte y de basura de minas, para minas pequeñas sin mayor inversión, siempre que la mena presente porosidad y permeabilidad y mineralización fina.

Para obtener percolaciones aceptables las menas o material deben tener las siguientes características:

- a) El tamaño de partículas de oro y plata debe ser extremadamente pequeño.
- b) Las partículas útiles deben reaccionar con el cianuro acuoso debido a la porosidad natural de la mena o como resultado del chancado para aumentar superficie expuesta.
- c) Las menas deben tener pocos cianicidas (sulfuros

parcialmente oxidados de Sb, Zn, Fe, Cu, As, minerales de Cu).

d) Las menas no deben tener excesiva cantidad de finos o arcilla, que puedan impedir la percolación de las soluciones disminuyendo el contacto metal-solución.

(Esto puede presentarse y tratarse por aglomeración).

e) Poco o nada de material carbonáceo, ya que puede absorber los cianuros de oro y plata.

BIBLIOT

Se deduce lógicamente que en percolación se evita la presencia de finos, que puedan formar masas impermeables. Por ello se limita la presencia de material menor que 200 Tyler Mesh a solamente como máximo un 20%. El problema de los finos (arcillas, lodos) es que llegan a producir canalizaciones y por ende un contacto menor de la solución con la mena, en casos extremos de pilas llega a producir derrumbes en los extremos. Una solución interesante desde el punto de vista práctico y económico es la AGLOMERACION de los finos, que además disminuye el tiempo de ataque y eleva la extracción.

Para ello se necesita un aglomerante, el cual debe reunir las siguientes características:

a) Servirá como medio de adherencia entre las partículas favoreciendo las fuerzas de cohesión.

b) No debe contaminar al mineral. Se usará en bajas cantidades de modo que que no interfiera con el proceso para el cual se aglomera.

c) Su granulometría será tal que ocupe los volúmenes intersticiales entre las partículas.

Hasta ahora se ha descubierto y comprobado al cemento como un buen aglomerante.

La recuperación por percolación generalmente es del 65% al 70%; con aglomeración y por bath puede alcanzar 80% a 85%.

La cancha, donde se cianure por percolación con o sin aglomeración, debe tener un piso impermeable (asfalto o arcilla) e inclinado suavemente de tal forma que colecte y almacene solución percolante. Un esquema sencillo de percolación se observa en la fig. (20).

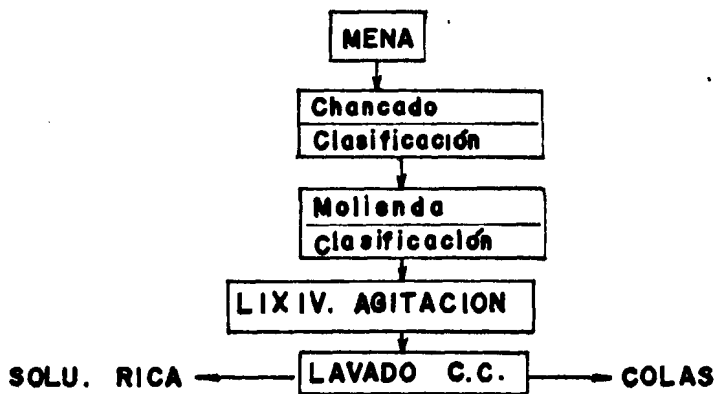
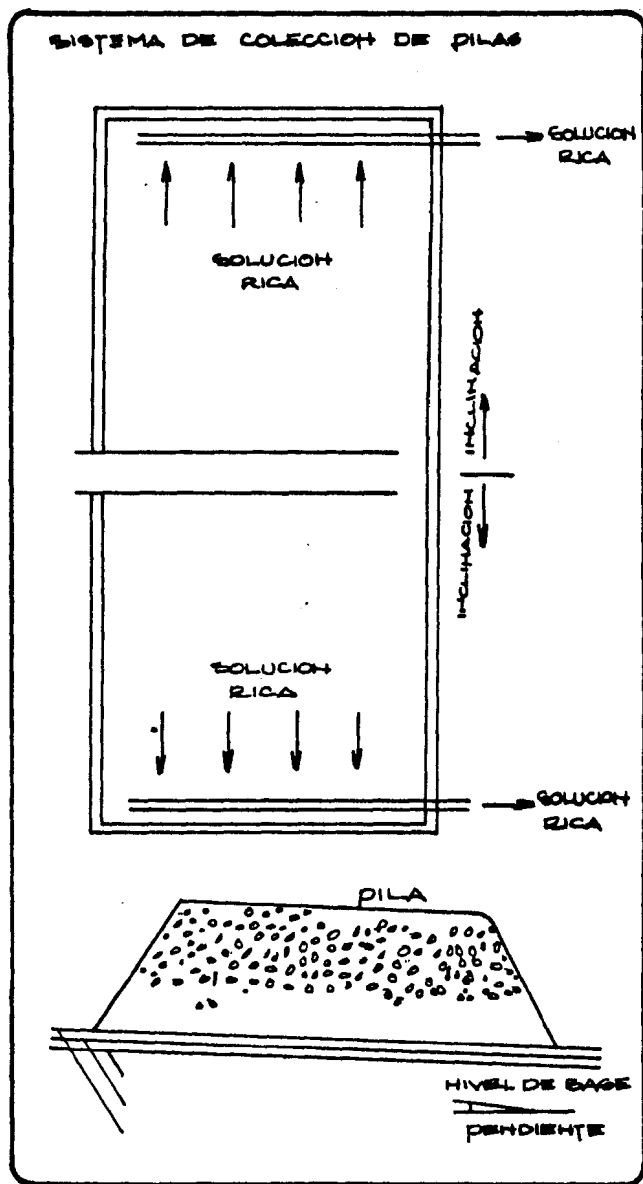


FIG. 20



filtra obteniéndose el precipitado del metal precioso y la solución estéril que puede retornar al circuito de lixiviación.

Adsorción del carbón activado.

En la actualidad se emplea mucho el carbón activado para precipitar oro de soluciones y pulpas cianuradas. En este proceso, el oro se fija por adsorción sobre carbón activado a partir de la solución. Se conocen algunos tipos de extracción con carbón activado, que son:

CIP: Carbón en pulpa.

CIL: Carbón en lixiviación.

CIC: Carbón en columna.

En el proceso CIP, el carbón activado fluye en contracorriente al curso de la pulpa de sólidos lixiviados y de soluciones preñadas. Las partículas de carbón activado son de tamaño aproximado entre 1 mm. y 3 mm. y el mineral lixiviado es menor a 150 tyler mesh. Por lo que es fácil separar el carbón enriquecido con oro de la pulpa lixiviada por un simple cribado (Tamizado). Contrariamente a la precipitación con zinc, en los procesos CIP y CIL, no se puede recuperar el cianuro de la solución esteril. CIP en comparación con el método convencional reduce costos de inversión hasta

Percolación en pilas (Heap Leaching).

Se efectúa sobre materiales chancados. La irrigación se la hace a un flujo lento y con fuerza de cianuro bajas. La pila está sobre un piso impermeable que puede ser de asfalto, arcilla. El piso tiene una pequeña pendiente la cual permite que el flujo percolado sea recogido para luego aplicar la recuperación.

Percolación en montones, o botaderos (Dump Leaching)

Comprende la lixiviación de material que se elimina en minas. El tamaño del material es generado por la tronadura en la explosión minera, entregando un rango amplio de tamaños, desde finos a muy gruesos. Este material es depositado en áreas preparadas. El cianuro es rociado superiormente y en la parte baja se recolecta la solución rica. Es un método a largo plazo. Para ser económico el proceso, el tonelaje en la pila debe ser alto y la construcción de la cancha de bajo costo, ya que no se ocupará nuevamente.

Percolación en Minas (In situ-leaching)

La mena debe ser fracturada y posteriormente lixiviada. El período de percolación debe mantenerse durante años. Pero el método no está muy controlado, las dificultades y resultados no siempre son halagadores.

Percolación por Inundación (Batch-leaching)

No se basa en una simple irrigación, sino que se asegura de una perfecta inundación para asegurar mayor contacto entre solución y mena. Se aplica más cuando la cantidad de material a ser tratado es poca (100 Ton.) y cuando el material tiene una distribución de metal muy errática.

3.9 Recuperación de oro de las soluciones con cianuro.

Para recuperar el oro y plata disueltos en las soluciones de cianuro, hay diversos métodos basados en los usos de sales, metales y corriente eléctrica como agentes precipitantes.

La electrodeposición para ser económica es aplicable cuando la concentración del metal precioso en las soluciones es alta. Y dado que algunos procesos de lixiviación tratan menas de baja ley, entonces en estos no es aplicable este método.

Los metales que se utilizan como agentes precipitantes de las soluciones cianuradas son cobre, aluminio, zinc.

De ellos , el zinc es el que presenta mayores ventajas técnicas y económicas. Y es el que genera el método más empleado para la cementación del oro y la plata.

Cementación con Zinc

Este proceso fue introducido en 1890. Después de 26 años se habían introducido tres cambios, que buscaban alta eficiencia y minimización de costos.

La primera modificación, fue el agregado de sales de plomo (acetato, nitrato) para la formación de pares galvánicos plomo-zinc para promover la actividad electroquímica de las reacciones de cementación. La segunda, fue el reemplazo del zinc en láminas por zinc en polvo (Merril), para aumentar la cinética del proceso. En 1916 Crowe aplicó vacío para desairear las soluciones antes de la cementación.

El aporte de Merrill y Crowe, dio origen al proceso actual de cementación con zinc en polvo, conocido como Proceso Merrill-Crowe.

En el Proceso Merrill-Crowe es importante la clarificación, la desaireación y el control químico adecuado. Las soluciones deben contener las suficiente cantidad de cianuro libre para disolver zinc y mantener

en solución los compuestos formados. Los principales inconvenientes de una elevada concentración de cianuro y cal consisten en que el primero da lugar a un elevado consumo de zinc y el segundo tiende a recubrir el metal y a retrasar la precipitación de todas las soluciones. Para eliminar este retraso se adiciona acetato de plomo.

Se induce que el plomo precipita en el zinc en forma de película metálica creando así, un galvánico, que da lugar a una precipitación más rápida y casi completa de el oro, así como también un menor consumo de zinc.

La precipitación es un proceso reductor y por eso la presencia de condiciones oxidantes disminuye su rendimiento. En el proceso Crowe se efectúa desaeración mediante aplicación de vacío. El aparato consiste en un tambor, donde se crea el vacío más alto posible con una bomba que desaerea completamente la solución. Está exenta de aire, se introduce en el filtro prensa de precipitación Merrill o a un depósito de almacenamiento. Posteriormente se añade polvo de zinc finamente dividido mediante un alimentador automático; produciéndose la precipitación del metal precioso en forma inmediata y casi completa.

Finalmente la solución que contiene el precipitado se

un 50 % y disminuye en 10 % costos de operación.

Si el material contiene muchos finos (arcilla), resulta muy costoso proceder a separar sólidos-líquidos, y la solución lógica reside en aplicar CIP.

El CIL difiere del CIP, porque en vez de poner en contacto el carbón con el oro disuelto en tanques separados, son puestos en contacto en los reactores de lixiviación. El proceso de lixiviación es más lento que el de adsorción, por ello la lixiviación se empieza anteriormente que el del carbón. Así si se está usando 5 tanques agitadores, se añadiría carbón en los tres últimos. El CIL con respecto al CIP tiene otra ventaja que es el de procesamiento de minerales que contienen absorbentes pesados. El CIL aventaja al CIP cuando el mineral es de bajo contenido y de grado de lixiviación elevado. Sin embargo cuando se trabaja con minerales de alto contenido que requieren poca lixiviación, se necesitan cantidades de carbón elevadas y las cargas son bajas con el CIL, siendo entonces preferible utilizar el CIP.

Elegir un método u otro es cuestión de estudio. Según los expertos el CIL es favorable en los siguientes tipos de materiales:

- Minerales fáciles de lixiviar
- Minerales de bajo contenido
- Ley de cabeza invariable.
- Minerales puros no contaminados por carbón.
- No requieren enriquecimiento de oxígeno durante la lixiviación.

El proceso CIC, resulta del contacto del carbón activado con una solución rica relativamente clara. El contacto ocurre normalmente en columnas verticales con porciones horizontales en las cuales se mueve el carbón en contracorriente y de manera intermitente respecto al caudal de solución, en movimiento.

Desorción del oro del carbón activado.

Para el descargado o desorción del metal desde el carbón activado, existen algunos métodos:

a) Método de zadra.- Una solución acuosa de hidróxido de sodio al 1 % y otra de cianuro al 0.2 % son disueltos a elevada temperatura, puestos en circulación continua a través de la capa de carbón enriquecido, durante 72 horas. El sistema funciona en circuito cerrado con electro-obtención.

b) La técnica utilizada por la ANGLO-AMERICAN RESEARCH

LABORATORY (AARL), que consiste en el pretratamiento del carbono enriquecido con una solución hirviente pero más concentrada (solución acuosa de 5 a 12% de cianuro de sodio y 1 a 2 % de NaOH). Se utiliza agua caliente. La solución pretratada y la acuosa se combinan para dar el concentrado. El sistema es a circuito abierto y a temperatura más elevada que el sistema zadra y menos tiempo.

c) Tratamiento con solución caliente y diluida de cianuro con porcentaje mínimo de alcohol. Fue establecido por DUVAL CORPORATION. Se efectúa a circuito cerrado con electro-obtención. Luego de la operación el carbón agotado puede regenerarse en horno a 500-600 grados centígrados en atmósfera no oxidante, la cual provoca el vapor de agua sobre el carbón. Un lavado con ácido es conveniente si cal u óxidos metálicos están presentes.

La recuperación del metal precioso de la solución rica es efectuada por electro-obtención convencional y luego se emplea fundición.

3.10 Control de la contaminación por cianuración.

El control de la contaminación debido a la cianuración

exige que los proyectos de trabajo consideren procesos de tratamiento de soluciones residuales de cianuro. Los procesos referidos pueden ser:

- a) Procesos de regeneración del cianuro
- b) Procesos de destrucción del cianuro.

Regeneración del cianuro.

Consiste en acidificar las soluciones alcalinas residuales de cianuración para formar ácido cianídrico que en etapa posterior reaccionará con el hidróxido de sodio formando el cianuro de sodio.

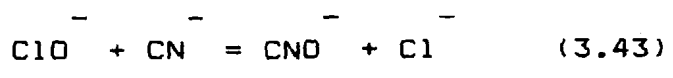
Los procesos de regeneración del cianuro pueden utilizar SO_2 en lugar de ácido sulfúrico y soluciones de cal por hidróxido de sodio. El ácido cianídrico será extraído de tanques por insuflación de burbujas de aire finamente diseminadas por la solución. Luego el aire junto con el ácido cianídrico pasa a otro reactor donde reaccionará con hidróxido de sodio, y se obtiene por encima del 95 % del cianuro del ácido mismo.

La dificultad es el trabajo a nivel industrial por el manejo del ácido cianídrico ya que cualquier fuga es mortal y los equipos deben ser sofisticados.

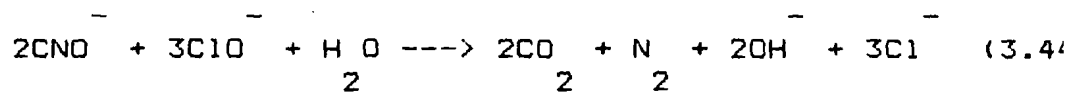
Destrucción del cianuro.

La destrucción del cianuro es la vía más utilizada.

Clorinación.- Es el método más usado. Consiste en adicionar hipoclorito o cloro gaseoso e hidróxido de sodio. Entonces ocurre una oxidación del cianuro según la siguiente reacción:



El pH debe ser superior a 10, para evitar la liberación de CNCl que es altamente tóxico. El ión cianato es algo tóxico, pero se destruye con mayor cantidad de hipoclorito.



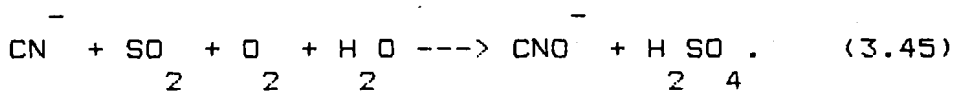
Esta reacción es lenta a pH = 10, pero se acelera cuando el pH está entre 8 y 8.5.

En la industria se prefiere el hipoclorito al cloro gaseoso, ya que el cloro gaseoso es peligroso y de difícil manejo.

El tratamiento de clorinación es eficiente, pero de costo muy elevado.

Proceso de oxidación con SO₂ y aire.

Recientemente inventado por Borbely, consiste en la oxidación del ión cianuro y sus complejos metálicos por mezcla de aire y SO₂, ocurriendo la siguiente reacción:



los Autores sostienen que presenta las siguientes ventajas:

- Destrucción del cianuro libre y de sus complejos, inclusive los de hierro,
- Bajo contenido de cianuro en la solución tratada (<1mg/Lt)
- Elevada cinética a temperatura ambiente.

El sulfocianuro será muy poco oxidado a condiciones recomendadas. Las condiciones mencionadas son pH entre 9 y 10, temperatura 20 °C, concentración de SO_2 del 1 al 3 %.

Potencial 110 mV.

Otros procesos.

La oxidación de los iones de cianuro es la ozononación que sería más efectivo y menos costoso que la clorinación. También existen tratamientos con almidón, intercambio iónico por resinas y radiaciones gamma, que necesitan sofisticación por lo que su utilización es restringida.

3.11 Pruebas de laboratorio.

Objetivos.

Determinar los parámetros óptimos para una mayor recuperación mediante cianuración por agitación.

Equipos y materiales.

Mesa de rodillos.

Poma plástica de boca angosta (10 Lt. de capacidad).

Buretas.

Pipetas.

Vasos.

Papel filtro.

Reactivos: NaCN, CaO, AgNO₃, H₂C₂O₄ · 2H₂O,

Fenolftaleína, Yoduro de Potasio.

Material de relave de Zaruma.

Procedimiento.

El procedimiento para cada prueba que se efectuó fue el siguiente.

- 1) Tomar una muestra de material de Zaruma calculando parámetros como: Tenor (gr/Tm), tamaño de diámetro máximo de las partículas.
- 2) Calcular la relación de componentes de la pulpa con que se desea ensayar. (se trabaja en base al concepto de porcentaje de sólidos por peso de pulpa (% P)).

- 3) Agregar la pulpa al recipiente.
- 4) Depositar poma con pulpa sobre mesa de rodillos. En la poma se añaden tres bolas de porcelana para simular mayor agitación.
- 5) Empezar movimiento rotacional de rodillos y por ende de poma, hasta que se cumplan 15 minutos. Se utiliza velocidad rotacional de los rodillos, y por lo tanto de la poma, de 55 rpm.
- 6) Medir el pH natural de la muestra.
- 7) Añadir cal y empezar movimiento de rodillos.
- 8) Controlar el valor de pH, hasta que oscile entre 10 y 11.
- 9) Una vez controlado el pH (entre 10 y 11); agregar cianuro hasta lograr concentración deseada. Al mismo tiempo medir la concentración de cal; y empezar el proceso de cianuración.
- 10) Controlar el consumo de cal y cianuro periódicamente. El primer control es recomendable realizarlo a 0.5 o una hora; los controles posteriores pueden ser a intervalos de 3 a 4 horas. Al mismo tiempo medir el contenido de oro en la solución (absorción atómica) y pH. Los controles de cal y cianuro se realizan por titulación con ácido oxálico y nitrato de plata como reactivos, y fenolftaleína y yoduro de potasio como indicadores, respectivamente. El pH se mide con un peachímetro (pHmetro). Para cada

control es importante decantar unos tres minutos, tomar la muestra y filtrar.

11) En el control se obtiene como resultado la concentración de cal y cianuro en ese instante, mediante la titulación. Por lo que el consumo es igual a la concentración inicial menos la concentración actual. De esa forma se obtiene la cantidad de cal y/o cianuro que hay que agregar, considerando el volumen de la solución. Y se continua la agitación hasta el próximo control.

12) Parar la agitación pasadas las 40 horas efectivas.

13) Decantar y separar, sólidos (Material de relave) y líquido (solución).

14) Aplicar el método de Chiddy a la solución para conocer la recuperación obtenida. Como punto de control puede efectuarse ensayos al fuego a los sólidos separados de la pulpa.

En total se realizaron 11 pruebas de cianuración con su respectiva prueba de respaldo. Los resultados de estas pruebas se presentan desde la tabla 12 hasta la tabla 28 con sus respectivos gráficos desde 7 hasta 22. Además en las cinco últimas pruebas se controló la recuperación de oro con el tiempo mediante absorción atómico utilizando el espectrofotómetro Perkin-Elmer modelo 30B.

En este trabajo, en todas las pruebas de cianuración, se trabajó con concentraciones bajas (máximo 1 gr/Lt de NaCN), ya que justamente se trata de probar que con dichas fuerzas de cianuro es posible lograr, buenas recuperaciones. En las últimas cinco pruebas (7 a 11) se utilizó absorción atómica, ya que en las pruebas anteriores se tenía valores de recuperación hasta el final del proceso. Después, interesaba conocer la relación entre tiempo y recuperación para puntualizar un instante en que la recuperación sea alta y no seguir en proceso durante más tiempo, en espera de que la recuperación suba en mínima proporción y de esta manera optimizar el proceso económicamente. Estas medidas y resultados se aprecian en tablas 23 a 27 y gráficos 18 a 22. En las tablas 12 a 22, constan todos los detalles de cada una de las pruebas de cianuración, considerando eso sí, que el consumo de cal acumulado se refiere al tiempo efectivo de cianuración, y no se considera la cal que se consumió hasta obtener un pH adecuado para iniciar la cianuración. La tabla 28 muestra un resumen detallado de todas las pruebas de cianuración, en la cual se diferencia entre, la cal consumida para iniciar el proceso, la cal que se consume en el proceso de cianuración y la cal total consumida, que es la suma de las dos primeras.

También, se realizó una prueba preliminar de cianuración con el concentrado recogido de las diferentes pruebas, y con los parámetros óptimos y a breves rasgos se obtuvo una recuperación menor del 70% . Pero para dar datos con mayor seguridad conviene hacer un estudio completo de cianuración para este caso, tal como se lo recomienda posterior a las conclusiones.

ANALISIS DE RESULTADOS

Se efectúa en base a las tablas y gráficos de resultados obtenidos en las diferentes pruebas, tanto en el cálculo del índice del trabajo, pruebas en la mesa concentradora y ensayos de cianuración por agitación. Las tablas y gráficos aparecen al final de cada capítulo correspondiente.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

1.- El 80 % del peso acumulado pasa el tamiz 50. Más del 50 % del peso acumulado tiene un tamaño inferior a los 100 mesh. Es decir el material de relave de Zaruma está formado por un gran porcentaje de finos.

2.- La separación gravimétrica por batea y microbatea indica que apenas el 10 % del peso del material está formado por minerales pesados del cual 6 % son sulfuros y 4 % óxidos. Lo que indica la necesidad de emplear algún método de concentración en los relaves, previo a la cianuración.

3.- El porcentaje de oro retenido por malla, muestra que el metal precioso que hay en los relaves es muy fino; es importante notar que el porcentaje de peso acumulado que pasa el tamiz 200 es 21.71 y su tenor es el más alto 7.1 gr/Tm. La ley de la mena en general es 6 gr/Tm, para la muestra con que se trabajó en esta tesis.

4.- EL cálculo del índice de trabajo por el método de comparación en base a un material conocido, dio como resultado 15.1087 KW-H/Tc.

5.- El método de Bond arrojó un valor de 18.48 KW-H/Tc para el índice del trabajo del material. Este valor es más confiable que el de comparación, ya que el rigor y método son más laboriosos y meticulosos. Este parámetro ayudará para minimizar costos de energía y hasta diseñar molinos para el material.

6.- En la mesa concentradora las mejores concentraciones se obtuvieron en el deck de finos con recuperación de hasta el 80 % (se dió solamente un caso) respecto al contenido del material inicial, en general la recuperación está del 50% al 70% . En deck de gruesos la ley del concentrado oscila del 45% al 65% de la ley de cabeza.

7.- La cianuración por agitación alcanzó una recuperación máxima del 91 % con los siguientes parámetros: granulometría igual a la natural del relave, concentración de cianuro de 0.1% y de cal 0.05%, con un porcentaje de sólidos por peso de pulpa del 30 %.

8.- En las pruebas de cianuración se obtuvo que a menor porcentaje de sólidos por peso de pulpa, se alcanzaba mayor disolución de oro.

9.- A menor granulometría, mayor obtención del metal en las pruebas de cianuración.

Recomendaciones

- Tratar los concentrados por el método de cianuración, empleando los parámetros óptimos antes mencionados, y probar

con variaciones de condiciones.

- Realizar pruebas de cianuración por percolación para comparar resultados con los de cianuración por agitación. Para decidir con cual de los dos es conveniente tratar el concentrado.

- Probar otros métodos de concentración gravimétrica y comparar las efectividades de recuperación.

T A B L A 1

P R U E B A D E B O N D

TAMAÑO DE MALLA		% CARGA INICIAL		% CARGA CIRCULAR		% PRODUCTO FINAL	
Tyler	Micras	Retenido	Pasante Acum.	Retenido	Pasante Acum.	Retenido	Pasante Acum.
8	2380	0.889	99.111	0.276	99.724		
10	2000	0.359	98.753	0.224	99.500		
14	1400	0.191	98.560	0.154	99.346		
16	1190	0.417	98.143	0.195	99.151		
20	840	0.851	97.292	0.160	98.991		
30	600	2.180	95.111	0.197	98.794		
40	425	4.688	90.424	0.323	98.471		
50	300	9.292	81.131	0.512	97.959		
70	212	9.867	71.264	3.141	94.818		
100	150	14.781	56.483	6.712	88.106		
140	106	26.321	30.164	32.144	55.961		
200	75	11.848	18.314	55.961	0.000		
230	63	3.273	10.041			21.140	78.860
325	45	4.609	5.432			13.142	65.718
400	38	2.231	3.201			16.571	49.147
-400	-38	3.201	0.000			49.147	0.000

T A B L A 2

Resultados de la Prueba de Bond.

Periodo	No.de Rev.	Tiempo	Peso Producto (gr)	Peso Alimentación (gr)	Producto Neto (gr)	Producto Neto / Rev.
1	150.00	2.24	282.257	133.694	148.563	0.990
2	158.39	2.36	246.164	51.693	194.471	1.228
3	133.17	1.99	191.167	45.083	146.084	1.097
4	158.21	2.36	236.419	35.011	201.408	1.273
5	134.86	2.07	210.287	36.887	173.401	1.286
6	137.52	2.05	215.155	31.757	183.398	1.334
7	126.85	1.89	204.314	39.404	164.910	1.300

T A B L A 3

Resultados del análisis mineralógico semicuantitativo

MATERIAL DE RELAVE 100%		
GANGA (LIVIANOS) 90%	CONCENTRADO (PESADOS) 10%	
Aproximadamente: MAYOR A 60% DE CUARZO	Aproximadamente: SULFUROS 6%	Aproximadamente: OXIDOS 4%
Presencia: calcita	Algunos son: pirita calcopirita covelina	Algunos son: hematita

T A B L A 4

PORCENTAJE DE ORO RETENIDO POR MALLA
Ensayos al fuego.

Tanices	Peso Retenido (%)	Tenor Oro (gr/Tm)	Tenor Oro (%)	Unidades Metálicas (gr)	Unidades Metálicas (%)	Unidades Metálicas Acumuladas
70	29.13	5.0	0.00050	0.01456	24.08	24.08
140	35.99	6.1	0.00061	0.02195	36.29	60.37
200	13.16	6.5	0.00065	0.00855	14.14	74.51
-200	21.71	7.1	0.00071	0.01541	25.48	100.00

T A B L A 9

Distribución de carga de bolas
para Prueba de Bond.

NUMERO DE BOLAS	DIAMETRO (pulg.)	PESO (gr)
30	1.45	6441.640
48	1.17	5272.856
7	1.00	491.319
50	0.75	1471.849
67	0.50	577.336

T A B L A 5

CALCULO DE INDICE DE TRABAJO

(Metodo de comparación)

Material de ZARUMA

		ALIMENTACION			PRODUCTO		
Tamaño Tyler Mesh	Rango (µm)	Peso Retenido (gr)	Aliment. Retenido (%)	Pasante Retenido (%)	Peso Retenido (gr)	Producto Retenido (%)	Producto Pasante (%)
40	- 425	19.993	10.00	90.00	1.024	0.51	99.49
50	425-300	18.514	9.26	80.75	2.376	1.19	98.30
70	300-212	19.760	9.88	70.87	5.874	2.94	95.36
100	212-150	33.102	16.55	54.32	10.964	5.48	89.88
140	150-106	38.886	19.44	34.87	29.624	14.81	75.07
200	106-75	26.326	13.16	21.71	43.432	21.72	53.35
230	75-63	12.635	6.32	15.39	66.946	33.47	19.88
-230	63-fin	30.786	15.39	0.00	39.759	19.88	0.00

T A B L A 6

CALCULO DE INDICE DE TRABAJO

(Metodo de comparacion)

Material de ZARUMA

		ALIMENTACION			PRODUCTO		
Tamaño Tyler Mesh	Rango (µm)	Peso Retenido (gr)	Wi/W	F (d) 3	Peso Retenido (gr)	Wi/W	F (d) 3
40	- 425	19.993	0.100	1.000	1.024	0.005	1.000
50	425-300	18.514	0.093	0.900	2.376	0.012	0.995
70	300-212	19.760	0.099	0.807	5.874	0.029	0.983
100	212-150	33.102	0.166	0.709	10.964	0.055	0.954
140	150-106	38.886	0.194	0.543	29.624	0.148	0.899
200	106-75	26.326	0.132	0.349	43.432	0.217	0.751
230	75-63	12.635	0.632	0.217	66.946	0.188	0.534
-230	63-fin	30.786	0.154	0.154	39.239	0.189	0.199

T A B L A 6

CALCULO DE INDICE DE TRABAJO

(Mtodo de comparación)

Material de ZARUNA

		ALIMENTACION			PRODUCTO		
Tamaño Tyler Mesh	Rango (μ m)	Peso Retenido (gr)	Wi/W	F (d) 3	Peso Retenido (gr)	Wi/W	F (d) 3
40	- 425	19.993	0.100	1.000	1.024	0.005	1.000
50	425-300	18.514	0.093	0.900	2.376	0.012	0.995
70	300-212	19.760	0.099	0.807	5.874	0.029	0.983
100	212-150	33.102	0.166	0.709	10.964	0.055	0.954
140	150-106	38.886	0.194	0.543	29.624	0.148	0.899
200	106-75	26.326	0.132	0.349	43.432	0.217	0.751
230	75-63	12.635	0.632	0.217	66.946	0.335	0.534
-230	63-fin	30.786	0.154	0.154	39.759	0.199	0.199

T A B L A 7

CALCULO DE INDICE DE TRABAJO

(Mtodo de comparación)

Material PATRON (Estibina de Loma Larga)

		ALIMENTACION			PRODUCTO		
Tamaño Tyler Mesh	Rango (µm)	Peso Retenido (gr)	Aliment. Retenido (%)	Pasante Retenido (%)	Peso Retenido (gr)	Producto Retenido (%)	Producto Pasante (%)
10	-2000			100.0	0	0.0	100.0
40	2000-425	43	21.5	78.5	2	1.0	99.0
50	425-300	38	19.0	59.5	2	1.0	98.0
70	300-212	23	11.5	48.0	10	5.0	93.0
100	212-150	18	9.0	39.0	34	17.0	76.0
140	150-106	12	6.0	33.0	40	20.0	56.0
200	106-75	11	5.5	27.5	23	11.5	44.5
-200	75-fin	55	27.5	0.0	89	44.5	0.0

T A B L A B

CALCULO DE INDICE DE TRABAJO

(Mtodo de comparación)

Material PATRON (Estibina de Loma Larga)

		ALIMENTACION			PRODUCTO		
Tamaño Tyler Mesh	Rango (μ m)	Peso Retenido (gr)	Wi/W	F (d) 3	Peso Retenido (gr)	Wi/W	F (d) 3
40	2000-425	43	0.215	1.000	2	0.010	1.000
50	425-300	38	0.190	0.785	2	0.010	0.990
70	300-212	23	0.115	0.595	10	0.050	0.980
100	212-150	18	0.090	0.480	34	0.170	0.930
140	150-106	12	0.060	0.390	40	0.200	0.760
200	106-75	11	0.055	0.330	23	0.115	0.560
-200	75-fin	55	0.275	0.275	89	0.445	0.445

T A B L A 1 0

Diferentes parámetros experimentales en mesa gravítrica

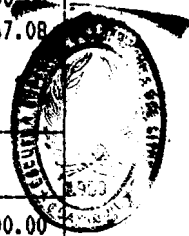
PARAMETROS	GRANULOMETRIA TYLER MESH (RANGOS DE PRUEBA)							
	D E C K A R E N A				D E C K L I M O			
	PMC1 <10	PMC2 (10-100)	PMC3 (10-70)	PMC4 (70-100)	PMC5 (10-100)	PMC6 <100	PMC7 (100-200)	PMC8 <200
Inclinación Lateral (mm/m)	1.5	1.8	1.8	2.5	1.6	0.6	2.5	2.8
Inclinación Longitudinal (mm/m)	1.8	1.9	1.1	3.4	1.8	2.5	3.4	2.9
Amplitud de Golpe (mm)	0.9	1.1	0.8	0.8	0.9	1.1	0.8	0.8
Velocidad de Golpe (rpm)	300	200	310	300	320	220	300	300
Porcentaje Sólidos/peso (ZP)	20	22	20	20	20	25	25	30
Agua de Lavado (Lt/min)	20	24	25	24	24	24	24	24

T A B L A 11
Balance de las pruebas en mesa gravimétrica

D	Grupos	Peso (Kg)	Porcentaje de Peso(%)	Ley (gr/Tm)	Contenido Metal (gr)	Distribución de Oro (%)
E	< 10 MESH P M C 1					
C	Cabeza	4.000	100.00	6.0	0.0240	100.00
K	Concentrado	0.216	5.40	59.3	0.0128	53.33
	Medios	2.750	68.75			
	Colas	1.034	25.85			
D	(10 - 100) MESH P M C 2					
E	Cabeza	4.000	100.00	5.0	0.0200	100.00
	Concentrado	0.089	2.22	105.6	0.0094	47.00
	Medios	2.480	62.00			
	Colas	1.431	35.78			
A	(10 - 70) MESH P M C 3					
R	Cabeza	4.000	100.00	5.0	0.0200	100.00
E	Concentrado	0.120	3.00	80.0	0.0096	48.00
	Medios	2.009	50.22			
N	Colas	1.871	46.78			
A	(70 - 100) MESH P M C 4					
	Cabeza	4.000	100.00	6.0	0.0240	100.00
	Concentrado	0.136	3.40	118.4	0.0161	67.08
	Medios	1.379	34.48			
	Colas	2.485	62.12			
	(10 - 100) MESH P M C 5					
D	Cabeza	4.000	100.00	5.0	0.0200	100.00
E	Concentrado	0.072	1.80	158.3	0.0114	57.00
	Medios	1.570	39.25			
	Colas	2.358	58.95			
C	< 100 MESH P M C 6					
K	Cabeza	4.000	100.00	7.0	0.0280	100.00
	Concentrado	0.122	3.05	184.4	0.0225	80.35
	Medios	1.024	25.60			
D	Colas	2.854	71.35			
E	(100 - 200) MESH P M C 7					
L	Cabeza	4.000	100.00	7.0	0.0280	100.00
	Concentrado	0.160	4.00	118.8	0.0190	68.00
	Medios	1.510	37.75			
I	Colas	2.330	58.25			
M	< 200 MESH P M C 8					
D	Cabeza	4.000	100.00	7.0	0.0280	100.00
	Concentrado	0.104	2.60	195.2	0.0199	69.00
	Medios	0.219	5.48			
	Colas	3.677	91.96			



BIBLIOTECA



BIBLIOTECA

(Prueba 01 de cianuración)

[NaCN] = 1 gr/Lt = 0.1 %
 Cal necesaria para pH = 10.5 - 11.5
 CaO de 49.7 % de pureza
 Muestra de solución para titular: 5ml

[Nitrito de Ag] = 0.005102M
 Tamaño de mallasasante 10 Tyler.

Volumen de Agua = 2 Lt
 Peso muestra = 1 Kg
 ZP = 0.33

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrito de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(18.000)	10.000				2.000	0.000	0.000
1.000				10.400	6.000	0.600	0.800	2.000	0.000	0.800
5.000				10.200	7.200	0.720	0.560	2.000	0.000	1.360
10.000			1.000	10.000	8.000	0.800	0.400	2.000	1.000	1.760
20.000				10.000	10.000	1.000	0.000	2.000	1.000	1.760
30.000				10.000	8.000	0.800	0.400	2.000	1.000	2.160
40.000				9.500.	8.500.	0.850	0.300	2.000	1.000	2.460

T A B L A 1 3

(Prueba 02 de cianuración)

[NaCN] = 1 gr/Lt = 0.1 %
 Cal necesaria para pH = 10.5 - 11.5
 CaO de 49.7 % de pureza
 Muestra de solución para titular : 5 ml

[Nitrato de Ag] = 0.005102M
 Tamaño de malla: pasante 10 Tyler.

Volumen de Agua = 2 Lt
 Peso de muestra = 1 Kg
 IP = 0.33

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(18.000)	10.200				2.000	0.000	0.000
1.000			0.000	10.200	5.900	0.590	0.820	2.000	0.000	0.820
5.000			1.000	9.850	7.500	0.750	0.500	2.000	1.000	1.320
10.000			1.000	9.800	7.800	0.780	0.440	2.000	2.000	1.760
20.000			1.000	9.800	8.000	0.800	0.400	2.000	3.000	2.160
30.000			1.000	9.800	8.200	0.820	0.360	2.000	4.000	2.520
40.000			1.000	9.000	9.000	0.900	0.200	2.000	5.000	2.720

(Prueba 03 de cianuración)

[NaCN] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

CaO del 49.7 % de pureza

Muestra de solución para titular CN : 10 ml

Muestra de solución para titular CaO : 5 ml

[Nitrito de Ag] = 0.005102 M

[Acido Oxálico] = 0.002677 M

Desde # : [Nitrito de Ag] = 0.01020 M

Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Volumen de Agua = 2.143 Lt

Peso muestra = 2.143 Kg

ZP = 0.5

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(9.800)	10.550				2.143	0.000	0.000
0.500	8.300	0.249	1.084	9.400	6.000	0.299	0.426	2.128	0.506	0.199
2.000	7.300	0.219	1.645	10.550	7.600	0.379	0.254	2.113	1.273	0.318
5.000	7.000	0.210	1.236	10.650	8.400	0.419	0.168	2.098	1.850	0.326
8.000	6.400	0.192	1.303	10.450	8.400	0.419	0.167	2.083	2.458	0.474
11.000	6.700	0.201	1.256	10.450	9.100	0.455	0.093	2.068	3.044	0.518
14.000	6.400	0.192	1.284	10.400	8.600	0.429	0.143	2.053	3.643	0.585
17.000	8.800	0.264	1.976	10.550	9.900	0.495	0.010	2.038	4.099	0.589
21.500	9.100	0.273	0.932	10.200	9.800	0.489	0.020	2.023	4.534	0.599
25.000	10.500	0.315	0.753	10.350	10.000	0.500	0.000	2.008	4.885	0.599
31.000	7.100	0.213	1.162	10.450	5.000	0.500	0.000	1.993	5.427	0.599
35.000	10.000	0.300	0.803	10.150	5.000	0.500	0.000	1.978	5.802	0.599
42.000	9.000	0.270	0.916	10.000	5.000	0.500	0.000	1.963	6.229	0.599

(Prueba 04 de cianuración)

[NaCN] = 1.0 gr/Lt = 0.1 %

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

CaO de 49.7 % de pureza

Muestra de solución para titular CN : 10 ml

Muestra de solución para titular CaO : 5 ml

[Nitrato de Ag] = 0.005102 M

[Acido Oxálico] = 0.002677 M

Desde #: [Nitrato de Ag] = 0.01020 M

Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Volumen de agua = 2.143 Lt

Peso muestra = 2.143 Kg

%P = 0.5

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acua. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acua. (Kg/Tm)
0.000			(9.800)	10.500				2.143	0.000	0.000
0.500	4.600	0.138	1.566	9.650	11.800	0.590	0.872	2.128	0.731	0.407
2.000	15.600	0.468	0.136	10.550	18.400	0.920	0.169	2.113	0.794	0.486
5.000	13.800	0.414	0.367	10.400	17.500	0.870	0.262	2.098	0.965	0.529
8.000	15.000	0.450	0.208	10.400	20.000	1.000	0.000	2.083	1.063	0.529
11.000	13.800	0.414	0.361	10.300	18.400	0.920	0.165	2.068	1.231	0.606
14.000	14.900	0.447	0.221	10.500	18.700	0.935	0.133	2.053	1.334	0.668
17.000	18.500	0.555	0.000	10.150	20.000	1.000	0.000	2.038	1.334	0.668
21.500	18.500	0.555	0.000	10.100	20.000	1.000	0.000	2.023	1.334	0.668
25.000	18.500	0.555	0.000	10.100	20.000	1.000	0.000	2.008	1.334	0.668
31.000	14.400	0.432	0.275	10.100	10.000	1.000	0.000	1.993	1.462	0.668
35.000	16.000	0.480	0.080	9.950	10.000	1.000	0.000	1.978	1.500	0.668
42.000	15.400	0.462	0.152	9.850	10.000	1.000	0.000	1.963	1.571	0.668

T A B L A 1 5

(Prueba 04 de cianuración)

[NaCN] = 1.0 gr/Lt = 0.1 %

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

CaO de 49.7 % de pureza

Muestra de solución para titular CN : 10 ml

Muestra de solución para titular CaO : 5 ml

Volumen de agua = 2.143 Lt

Peso muestra = 2.143 Kg

%P = 0.5

[Nitrato de Ag] = 0.005102 M

[Acido Oxálico] = 0.002677 M

Desde 8; [Nitrato de Ag] = 0.01020 M

Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acuo. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acuo. (Kg/Tm)
0.000			(9.800)	10.500				2.143	0.000	0.000
0.500	4.600	0.138	1.566	9.650	11.800	0.590	0.872	2.128	0.731	0.407
2.000	15.600	0.468	0.136	10.550	18.400	0.920	0.169	2.113	0.794	0.486
5.000	13.800	0.414	0.367	10.400	17.500	0.870	0.262	2.098	0.965	0.529
8.000	15.000	0.450	0.208	10.400	20.000	1.000	0.000	2.083	1.063	0.529
11.000	13.800	0.414	0.361	10.300	18.400	0.920	0.165	2.068	1.231	0.606
14.000	14.900	0.447	0.221	10.500	18.700	0.935	0.133	2.053	1.334	0.668
17.000	18.500	0.555	0.000	10.150	20.000	1.000	0.000	2.038	1.334	0.668
21.500	18.500	0.555	0.000	10.100	20.000	1.000	0.000	2.023	1.334	0.668
25.000	18.500	0.555	0.000	10.100	20.000	1.000	0.000	2.008	1.334	0.668
31.000	14.400	0.432	0.275	10.100	10.000	1.000	0.000	1.993	1.462	0.668
35.000	16.000	0.480	0.080	9.950	10.000	1.000	0.000	1.978	1.500	0.668
42.000	15.400	0.462	0.152	9.850	10.000	1.000	0.000	1.963	1.571	0.668

T A B L A 16
(Prueba 05 de cianuración)

Volumen de Agua = 2.143 Lt
Peso de la muestra = 2.143 Kg
%P = 0.5 %

[NiCN] = 1 gr/Lt = 0.1 %
[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %
[Acido Oxálico] = 0.002677 M
Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Muestra de solución para titular CN = 5 ml
Muestra de solución para titular CaO = 5ml

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NiCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(10.266)	10.400				2.143	0.000	0.000
0.500	7.000	0.210	1.257	9.800	3.000	0.600	0.853	2.133	0.587	0.398
3.500	10.500	0.315	0.798	9.950	4.300	0.860	0.297	2.123	0.959	0.537
6.000	12.400	0.372	0.550	10.000	5.000	1.000	0.000	2.113	1.216	0.537
9.000	11.000	0.330	0.727	10.000	4.300	0.860	0.294	2.103	1.555	0.674
12.000	13.000	0.390	0.468	10.050	4.700	0.940	0.126	2.093	1.774	0.733
15.000	13.600	0.408	0.390	10.050	4.900	0.980	0.042	2.083	1.956	0.752
19.000	13.900	0.417	0.350	10.050	5.000	1.000	0.000	2.073	2.119	0.752
24.000	14.400	0.432	0.286	10.050	4.700	0.940	0.125	2.063	2.252	0.810
29.000	14.000	0.420	0.334	10.050	5.000	1.000	0.000	2.053	2.408	0.810
34.000	14.500	0.435	0.270	10.050	4.800	0.960	0.082	2.043	2.534	0.848
39.000	14.800	0.444	0.231	10.200	5.000	1.000	0.000	2.033	2.873	0.848
42.000	14.500	0.435	0.270	10.150	4.900	0.980	0.040	2.023	2.999	0.867

[NaCN] = 1 gr/Lt = 0.1 %

Volumen de Agua = 2.143 Lt

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

[Nitrito de Ag] = 0.01020 M

Peso muestra = 2.143 Kg

CaO de 49.7 % de pureza

[Acido Oxálico] = 0.002677 M

XP = 0.5

Muestra de solución para titular CN = 5 ml

Tapaño de malla = pasante 100 Tyler

Muestra de solución para titular CaO = 5 ml

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	CaO añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de CaO Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(9.333)	10.350				2.143	0.000	0.000
0.500	0.600	0.018	2.090	8.900	3.800	0.760	0.512	2.133	0.975	0.239
3.500	0.600	0.018	2.080	9.400	0.800	0.160	1.783	2.123	1.946	1.071
6.000	8.800	0.264	1.014	10.150	2.800	0.560	0.930	2.113	2.419	1.505
9.000	12.500	0.375	0.534	10.100	5.000	1.000	0.000	2.103	2.668	1.505
12.000	11.700	0.351	0.634	10.100	4.300	0.860	0.293	2.093	2.964	1.642
15.000	13.300	0.399	0.428	10.250	4.800	0.960	0.083	2.083	3.164	1.680
19.000	12.000	0.360	0.590	10.100	4.600	0.920	0.166	2.073	3.439	1.758
24.000	12.500	0.375	0.524	10.150	4.300	0.860	0.289	2.063	3.684	1.893
29.000	14.200	0.426	0.309	10.200	5.000	0.999	0.002	2.053	3.828	1.894
34.000	14.000	0.420	0.332	10.100	5.000	0.999	0.002	2.043	3.983	1.895
39.000	14.200	0.426	0.306	10.300	4.800	0.960	0.008	2.033	4.126	1.898
42.000	14.200	0.426	0.304	10.200	4.600	0.920	0.162	2.023	4.267	1.974

T A B L A 18

(Prueba 07 de cianuración)

[NaCN] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

CaO de 49.7 % de pureza

Volumen de la solución para titular CN = 5 ml

Volumen de la solución para titular CaO = 5 ml

[Nitrato de Ag] = 0.01020 M

[Acido oxálico] = 0.002677 M

Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Volumen de agua = 1 Lt

Peso de muestra = 1 Kg

ZP = 0.5 %

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(29.000)	11.000				1.000	0.000	0.000
1.000	8.000	0.240	0.523	10.800	1.100	0.220	0.277	0.990	0.523	0.277
5.000	5.000	0.250	0.690	10.500	1.100	0.220	0.272	0.970	1.213	0.549
10.000	5.600	0.168	0.641	10.200	1.800	0.360	0.133	0.950	1.854	0.688
14.000	8.600	0.258	0.457	10.200	2.300	0.460	0.037	0.930	2.311	0.719
19.000	8.100	0.243	0.475	10.300	2.200	0.440	0.055	0.910	2.786	0.774
24.000	8.100	0.243	0.465	10.250	2.000	0.400	0.089	0.890	3.251	0.863
29.000	8.400	0.252	0.438	10.300	2.400	0.480	0.017	0.870	3.689	0.880
34.000	6.000	0.180	0.553	10.200	1.900	0.380	0.102	0.850	4.242	0.982
40.000	9.200	0.276	0.378	10.250	2.300	0.460	0.033	0.830	4.620	1.015

T A B L A 19

(Prueba 08 de cianuración)

[NaCN] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

[Nitrato de Ag] = 0.01020 M

Volumen de Agua = 1 Lt

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

[Acido oxálico] = 0.002677 M

Peso muestra = 1 Kg

CaO de 49.7 % de pureza

Tamaño de malla = pasante 200 tyler

XP = 0.5

Volumen de la solución para titular CN : 5 ml.

Volumen de la solución para titular CaO : 5 ml.

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(21.000)	10.300				1.000	0.000	0.000
1.000	1.500	0.045	0.915	9.600	0.200	0.040	0.455	0.990	0.915	0.455
5.000	1.500	0.045	0.897	9.700	0.500	0.099	0.389	0.970	1.812	0.844
10.000	1.800	0.054	0.861	9.950	1.100	0.220	0.266	0.950	2.673	1.110
14.000	3.000	0.090	0.775	9.700	0.800	0.160	0.316	0.930	3.448	1.426
19.000	6.000	0.180	0.592	9.700	2.000	0.400	0.091	0.910	4.040	1.517
24.000	5.100	0.153	0.628	10.050	1.700	0.340	0.142	0.890	4.668	1.659
29.000	7.200	0.216	0.502	9.900	2.400	0.480	0.017	0.870	5.170	1.676
34.000	7.100	0.213	0.496	10.100	1.500	0.300	0.170	0.850	5.666	1.846
40.000	8.400	0.252	0.418	10.150	2.500	0.500	0.000	0.830	6.084	1.846

T A B L A 2 0

(Prueba 09 de cianuración)

[NaCN] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

CaO de 49.7 % de pureza

Volumen de la solución para titular CN = 5 ml.

Volumen de la solución para titular CaO = 5 ml.

[Nitrato de Ag] = 0.01020 M

[Acido Oxálico] = 0.002677 M

Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Volumen de Agua = 1.5 Lt

Peso muestra = 1 Kg

ZP = 0.4

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(21.000)	10.500				1.500	0.000	0.000
2.000	10.000	0.300	0.602	10.250	2.500	0.499	0.001	1.480	0.602	0.001
7.000	8.300	0.249	0.742	10.200	2.500	0.499	0.001	1.455	1.344	0.002
11.000	8.800	0.264	0.688	10.250	2.500	0.499	0.001	1.435	2.032	0.003
16.000	8.000	0.240	0.748	10.300	2.400	0.480	0.028	1.415	2.780	0.031
21.000	7.600	0.228	0.768	10.200	2.450	0.490	0.014	1.390	3.548	0.045
26.000	8.800	0.264	0.657	10.500	2.400	0.480	0.027	1.370	4.205	0.072
32.000	15.000	0.450	0.137	10.450	1.700	0.340	0.215	1.345	4.342	0.287
38.000	16.500	0.495	0.070	10.050	2.500	0.499	0.001	1.320	4.349	0.288
44.000	16.500	0.495	0.006	10.050	2.500	0.499	0.001	1.300	4.355	0.289

T A B L A 2 1

(Prueba 10 de cianuración)

[NaCN] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

CaO de 49.7 % de pureza

Volumen de solución para titular CN = 5 ml.

Volumen de solución para titular CaO = 5 ml.

[Nitrito de Ag] = 0.01020 M

[Acido oxálico] = 0.002677 M

Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Volumen de agua = 2.3 Lt

Peso muestra = 1 Kg

ZP = 0.3

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(21.000)	10.800				2.300	0.000	0.000
1.000	4.700	0.141	1.671	10.700	1.000	0.199	0.689	2.290	1.671	0.689
5.000	8.300	0.249	1.158	10.400	2.400	0.480	0.045	2.270	2.829	0.734
10.000	8.800	0.264	1.079	10.400	2.400	0.480	0.045	2.250	3.908	0.779
14.000	9.200	0.276	1.015	10.400	2.200	0.440	0.134	2.230	4.923	0.913
19.000	10.700	0.321	0.804	10.400	2.400	0.480	0.044	2.210	5.727	0.957
24.000	9.000	0.270	1.024	10.400	2.500	0.499	0.002	2.190	6.751	0.959
29.000	10.300	0.309	0.842	10.550	2.400	0.480	0.043	2.170	7.593	1.002
34.000	10.800	0.324	0.769	10.500	2.500	0.499	0.002	2.150	8.362	1.004
40.000	11.000	0.330	0.736	10.550	2.500	0.499	0.002	2.130	9.098	1.006

T A B L A 2 2

(Prueba 11 de cianuración)

[Nitrito de Ag] = 0.01020 M

[Acido oxálico] = 0.002677 M

Tamaño de malla = pasante 10 Tyler

Volumen de agua = 2.3 Lt

Peso muestra = 1 Kg

ZP = 0.3

[NaCN] = 1 gr/Lt = 0.1 %

[CaO] = 0.5 gr/Lt = 0.05 %

CaO de 49.7 % de pureza

Volumen de solución para titular CN = 5 ml.

Volumen de solución para titular CaO = 5ml.

Tiempo (h)	Acido Oxálico (ml)	[CaO] (gr/Lt)	Cal añadida (gr)	pH	Nitrato de Plata (ml)	[NaCN] (gr/Lt)	NaCN añadido (gr)	Volumen Solución (Lt)	Consumo de Cal Acum. (Kg/Tm)	Consumo NaCN Acum. (Kg/Tm)
0.000			(21.000)	10.500				2.300	0.000	0.000
1.000	3.600	0.108	1.824	10.000	3.400	0.679	0.735	2.290	1.824	0.735
5.000	10.800	0.324	0.812	10.100	4.700	0.939	0.138	2.270	2.636	0.873
10.000	11.600	0.348	0.695	10.050	4.800	0.959	0.092	2.250	3.331	0.965
14.000	10.200	0.306	0.879	10.050	4.800	0.959	0.091	2.230	4.210	1.056
19.000	11.500	0.345	0.696	10.050	4.700	0.939	0.135	2.210	4.906	1.191
24.000	9.800	0.294	0.917	9.950	4.700	0.939	0.134	2.190	5.823	1.325
29.000	11.800	0.354	0.644	10.050	5.000	0.999	0.002	2.170	6.467	1.327
34.000	12.800	0.384	0.507	10.050	4.900	0.979	0.045	2.150	6.974	1.372
40.000	14.400	0.432	0.294	10.100	5.000	0.999	0.002	2.130	7.268	1.374

T A B L A 2 3

Contenido de Au en solución de Cianuro
 (Absorción atómica)
 Prueba 07 de cianuración.
 Ley de muestra = 6 gr/Tm

Tiempo (h)	Lectura (ppm)	Volumen (Lt)	Au disuelto (mg)	Au disuelto (%)
0.000	0.000	1.000	0.000	0.000
5.000	4.250	0.970	4.122	68.708
10.000	5.100	0.950	4.845	80.750
14.000	5.250	0.930	4.882	81.367
19.000	5.400	0.910	4.914	81.900
24.000	5.600	0.890	4.984	83.067
29.000	5.750	0.870	5.002	83.375
34.000	5.900	0.850	5.015	83.583
40.000	6.050	0.830	5.022	83.700

T A B L A 2 4

Contenido de Au en solución de Cianuro
 (Absorción atómica)
 Prueba OB de cianuración.
 Ley de muestra = 7 gr/Tm

Tiempo (h)	Lectura (ppm)	Volumen (Lt)	Au disuelto (mg)	Au disuelto (%)
0.000	0.000	1.000	0.000	0.000
5.000	1.000	0.970	0.970	13.860
10.000	1.600	0.950	1.520	21.710
14.000	3.750	0.930	3.490	49.860
19.000	5.750	0.910	5.230	74.710
24.000	6.300	0.890	5.607	80.100
29.000	6.500	0.870	5.655	80.786
34.000	6.750	0.850	5.738	81.971
40.000	6.950	0.830	5.768	82.400

T A B L A 2 5

Contenido de Au en solución de Cianuro
(Absorción atómica)

Prueba 09 de cianuración.

Ley de muestra = 6 gr/Tm

Tiempo (h)	Lectura (ppm)	Volumen (Lt)	Au disuelto (mg)	Au disuelto (%)
0.000	0.000	1.500	0.000	0.000
2.000	2.600	1.480	3.850	64.170
7.000	3.250	1.455	4.730	78.810
11.000	3.350	1.435	4.807	80.121
16.000	3.450	1.415	4.882	81.367
21.000	3.650	1.390	5.074	84.558
26.000	3.750	1.370	5.138	85.633
32.000	3.800	1.345	5.111	85.183
38.000	3.900	1.320	5.148	85.800
44.000	4.000	1.300	5.200	86.667

T A B L A 2 6

Contenido de Au en solución de Cianuro
 (Absorción atómica)
 Prueba 10 de cianuración.
 Ley de muestra = 6 gr/Tm

Tiempo (h)	Lectura (ppm)	Volumen (Lt)	Au disuelto (mg)	Au disuelto (%)
0.000	0.000	2.300	0.000	0.000
5.000	2.100	2.270	4.767	79.450
10.000	2.200	2.250	4.950	82.500
14.000	2.250	2.230	5.018	83.633
19.000	2.300	2.210	5.083	84.717
24.000	2.350	2.190	5.146	85.767
29.000	2.400	2.170	5.208	86.800
34.000	2.450	2.150	5.268	87.800
40.000	2.500	2.130	5.325	88.750

T A B L A 2 7

Contenido de Au en solución de Cianuro
 (Absorción atómica)
 Prueba 11 de cianuración.
 Ley de muestra = 6 gr/Tm

Tiempo (h)	Lectura (ppm)	Volumen (Lt)	Au disuelto (mg)	Au disuelto (%)
0.000	0.000	2.300	0.000	0.000
5.000	2.150	2.270	4.880	81.340
10.000	2.200	2.250	4.950	82.500
14.000	2.300	2.230	5.129	85.483
19.000	2.350	2.210	5.194	86.567
24.000	2.400	2.190	5.256	87.600
29.000	2.450	2.170	5.316	88.600
34.000	2.500	2.150	5.375	89.583
40.000	2.550	2.130	5.432	90.533

R E S U M E N D E L A S P R U E B A S D E C I A N U R A C I O N

Prueba	Tamaño Tyler	Porcentaje Sólidos/peso (ZP)	pH _o Naturo	pH para CN	Tiempo de CN (h)	[NaCN] (Z)	Cal Inicial (Kg/Tm)	Cal en CN (Kg/Tm)	Cal total 20h de CN (Kg/Tm)	Cal total 40h de CN (Kg/Tm)	Cal total fin de CN (Kg/Tm)	CONTENIDO DE ORO						
												CN 20 h (Kg/Tm)	CN 40 h (Kg/Tm)	CN final (Kg/Tm)	Cabeza (gr/Tm)	Recup 20 h (%)	Recup 40 h (%)	Recup Total (%)
01	-10	0.330	4.00	10.50	40	0.100	18.000	1.000	19.000	19.000	19.000	1.760	2.460	2.460	6.0	75.00	75.00	75.00
02	-10	0.330	4.50	10.50	40	0.100	16.000	4.000	19.000	20.000	20.000	2.160	2.460	4.460	6.0	72.00	72.00	72.00
03	-10	0.500	2.95	10.55	42	0.050	9.800	6.229	14.100	15.800	16.029	0.590	0.599	0.599	6.0	85.00	85.00	85.00
04	-10	0.500	2.95	10.50	42	0.100	9.800	1.571	11.134	11.360	11.371	0.668	0.668	0.668	6.0	81.70	81.70	81.70
05	-10	0.500	2.95	10.40	42	0.100	10.266	2.999	12.416	13.186	13.265	0.800	0.855	0.867	6.0	78.33	78.33	78.33
06	-100	0.500	3.95	10.35	42	0.100	9.333	4.267	12.883	13.523	13.600	1.800	1.910	1.974	7.0	85.71	85.71	85.71
07	-10	0.500	3.00	11.00	40	0.050	29.000	4.620	31.810	33.620	33.620	0.810	1.015	1.015	6.0	83.70	83.70	83.70
08	-200	0.500	4.20	10.30	40	0.050	27.000	6.084	31.200	33.084	33.084	1.550	1.846	1.846	7.0	82.40	82.40	82.40
09	-10	0.400	3.00	10.50	40	0.050	28.000	4.355	31.500	32.355	32.355	0.040	0.289	0.289	6.0	86.67	86.67	86.67
10	-10	0.300	3.00	10.80	40	0.050	25.000	9.098	31.000	34.098	34.098	0.957	1.006	1.006	6.0	88.75	88.75	88.75
11	-10	0.300	3.00	10.75	40	0.100	25.000	7.268	30.200	32.268	32.268	1.200	1.374	1.374	6.0	90.53	90.53	90.53

METODO DE BOND

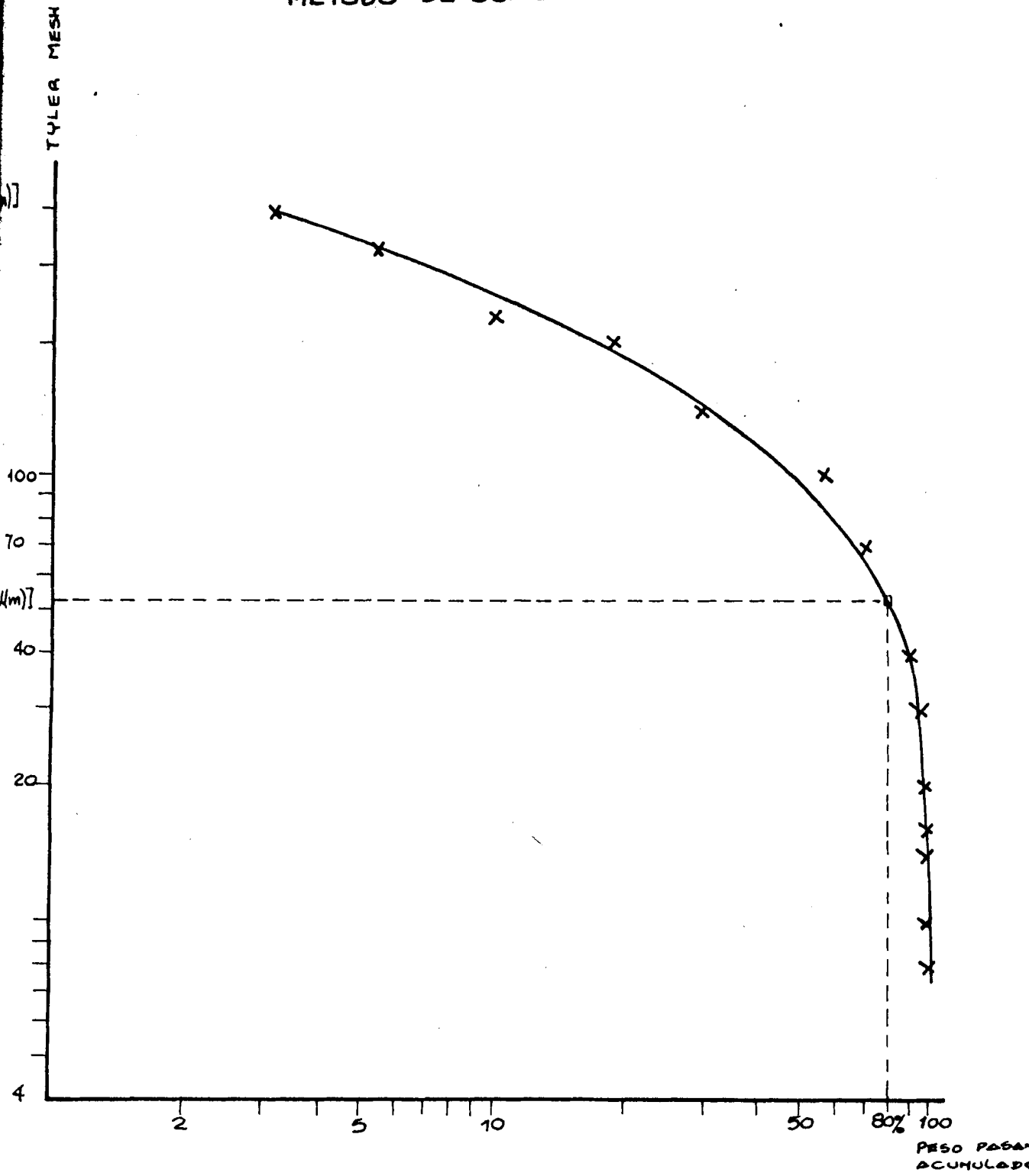


GRAFICO 2

CALCULO DE INDICE DE TRABAJO

POR COMPARACION

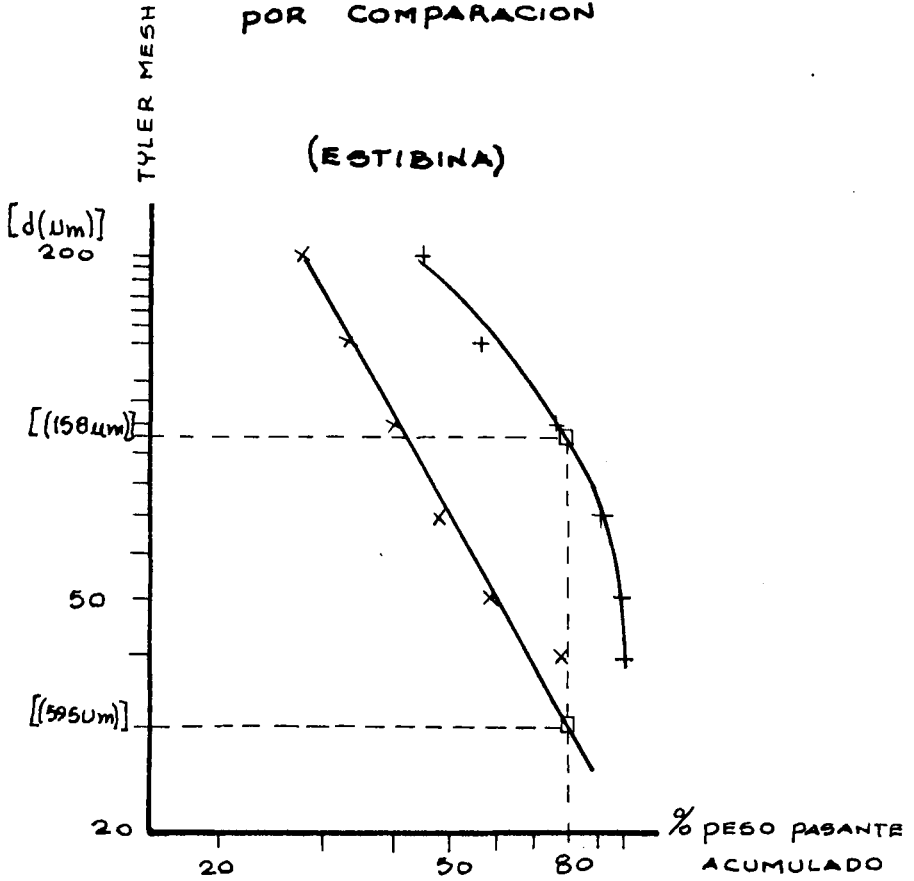
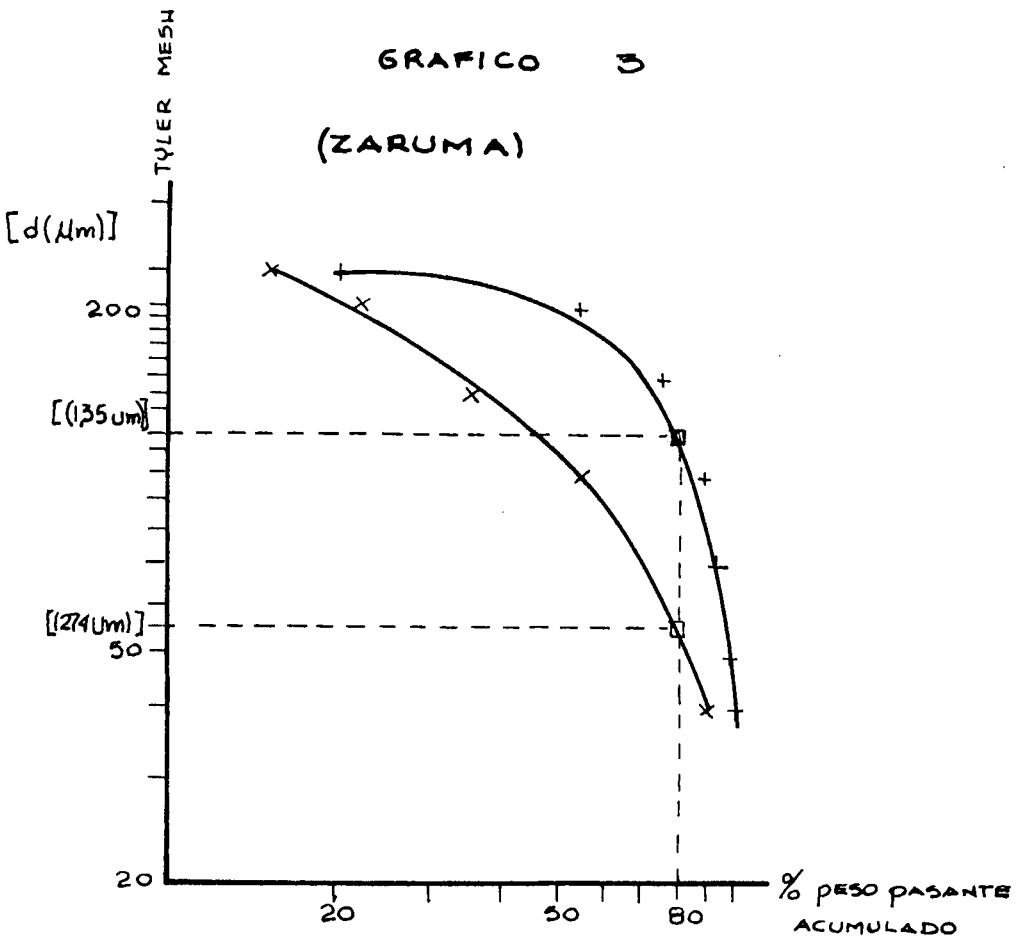


GRAFICO 3

(ZARUMA)



CALCULO DEL INDICE DE TRABAJO
POR COMPARACION

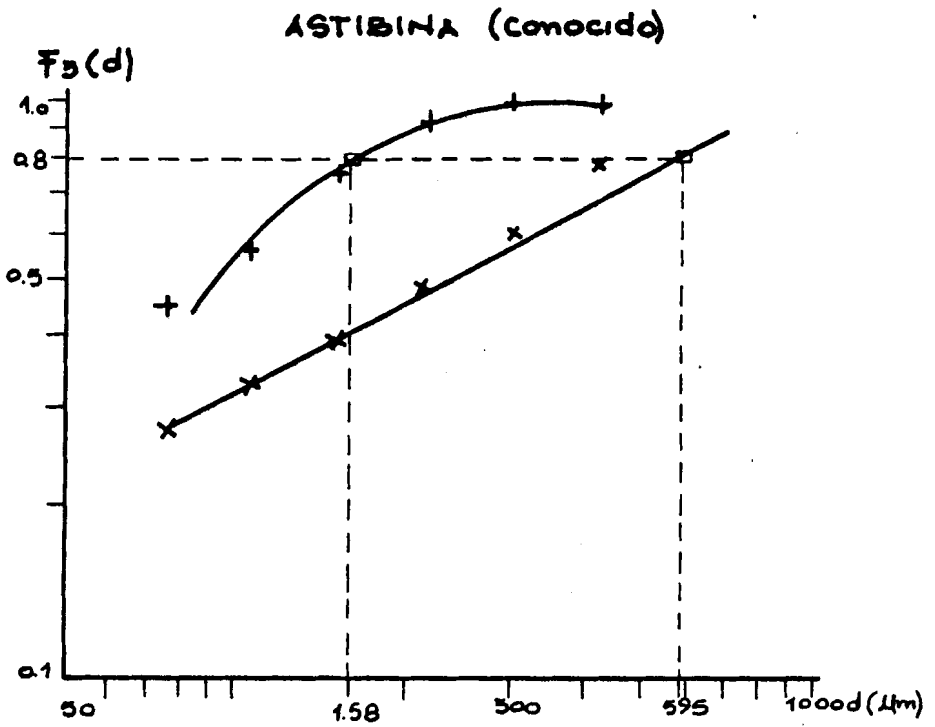


GRAFICO 5

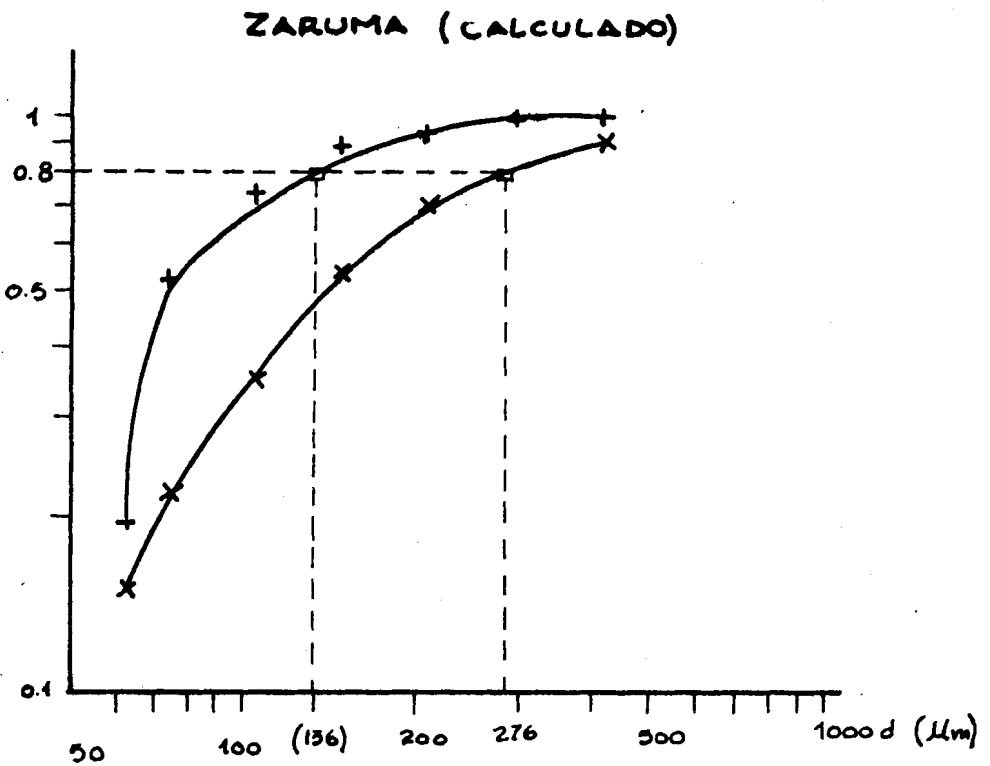


GRAFICO 6

METODO DE BOND

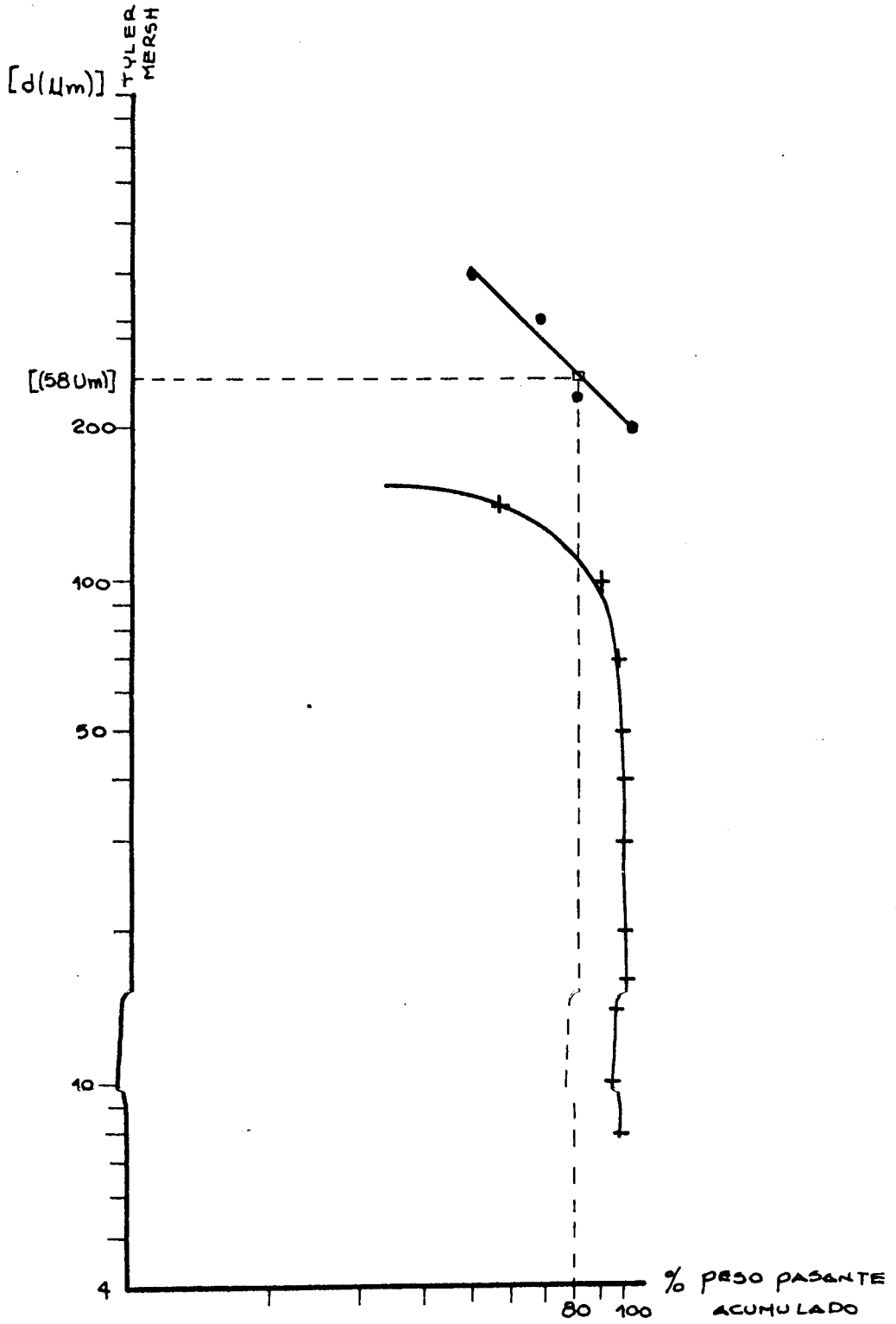


GRAFICO-7

Prueba 01 de cianuración.

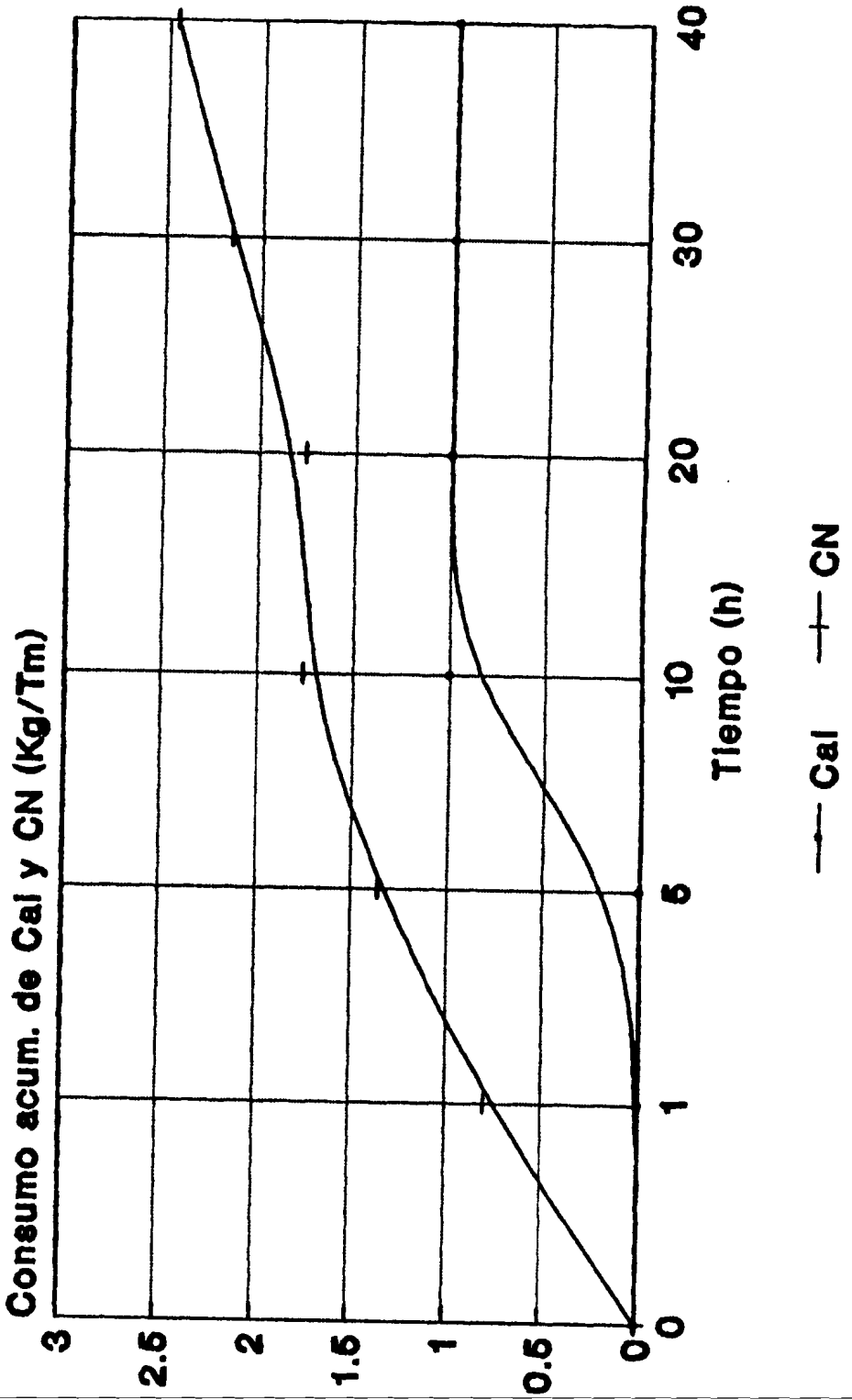


GRAFICO-8

Prueba 02 de cianuración.

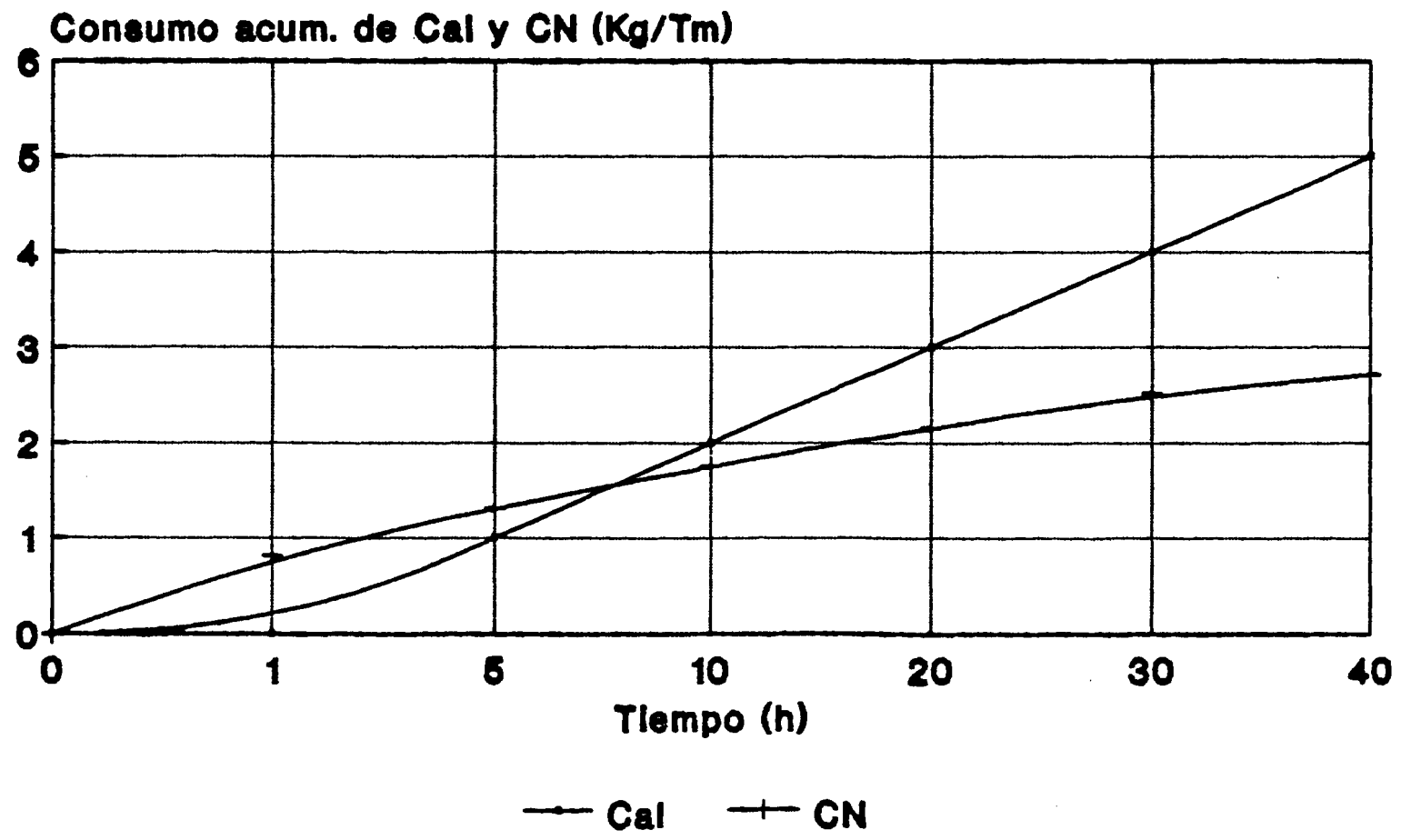


GRAFICO-9

Prueba 03 de cianuración.

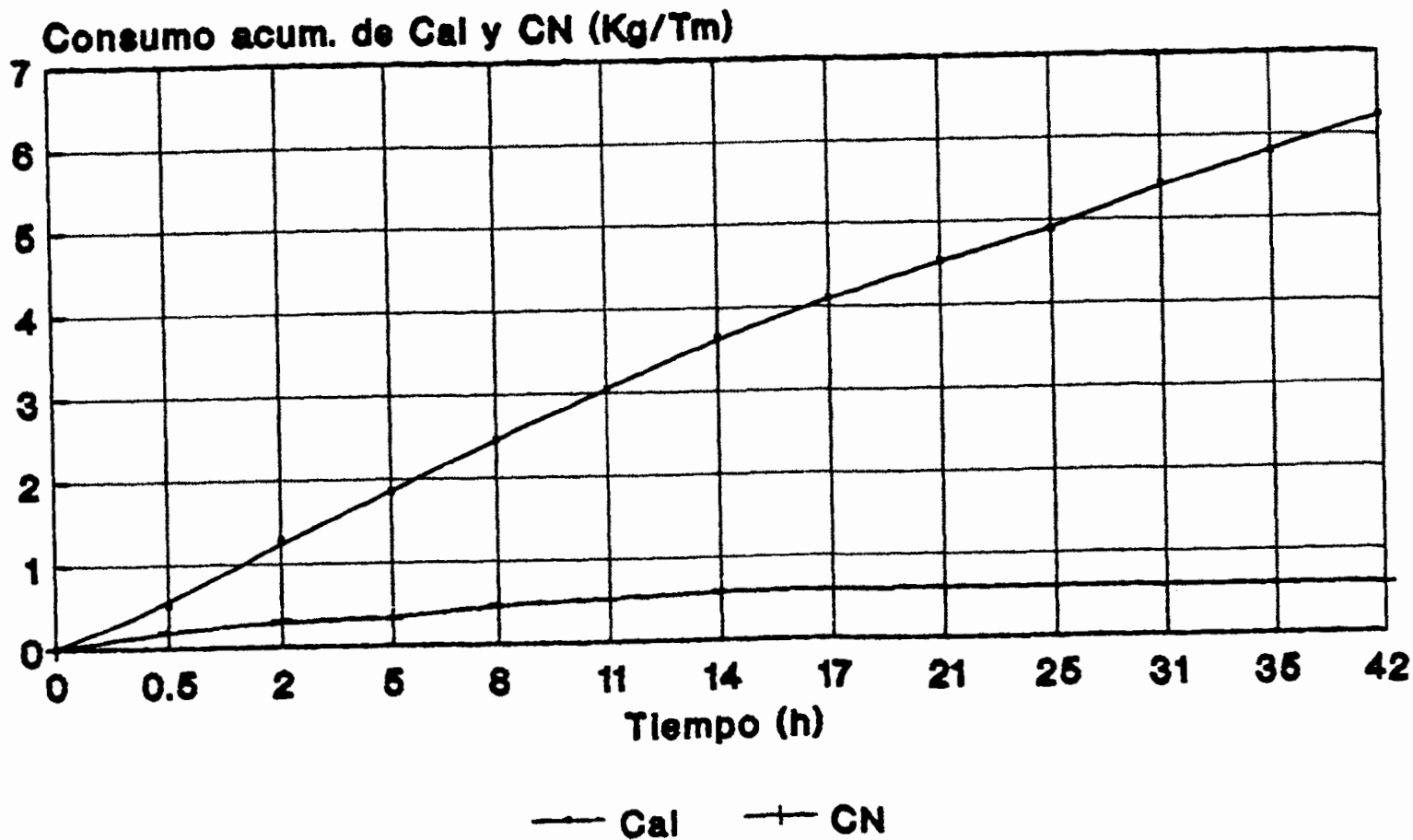


GRAFICO-10

Prueba 04 de cianuración.

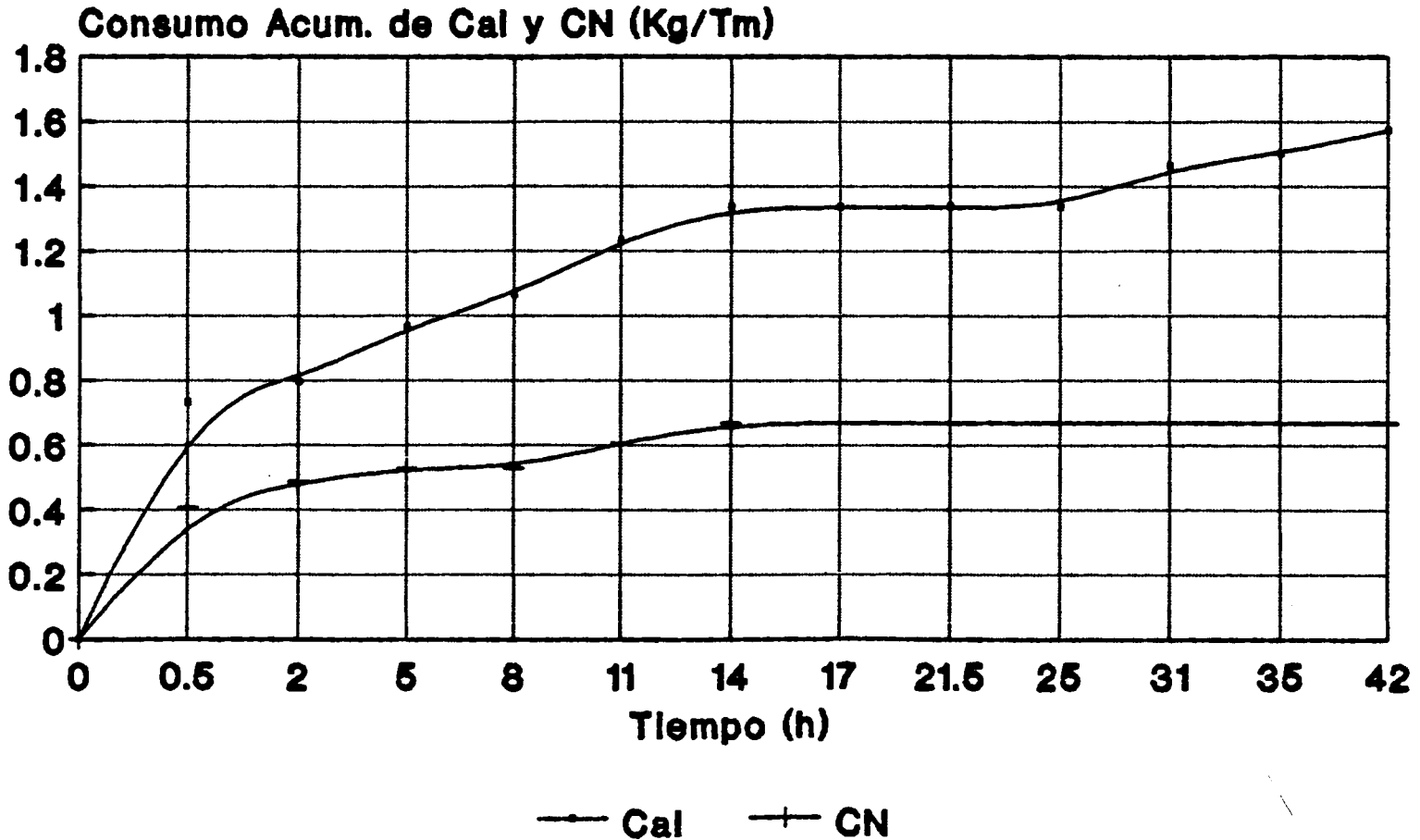


GRAFICO-11

Prueba 05 de cianuración.

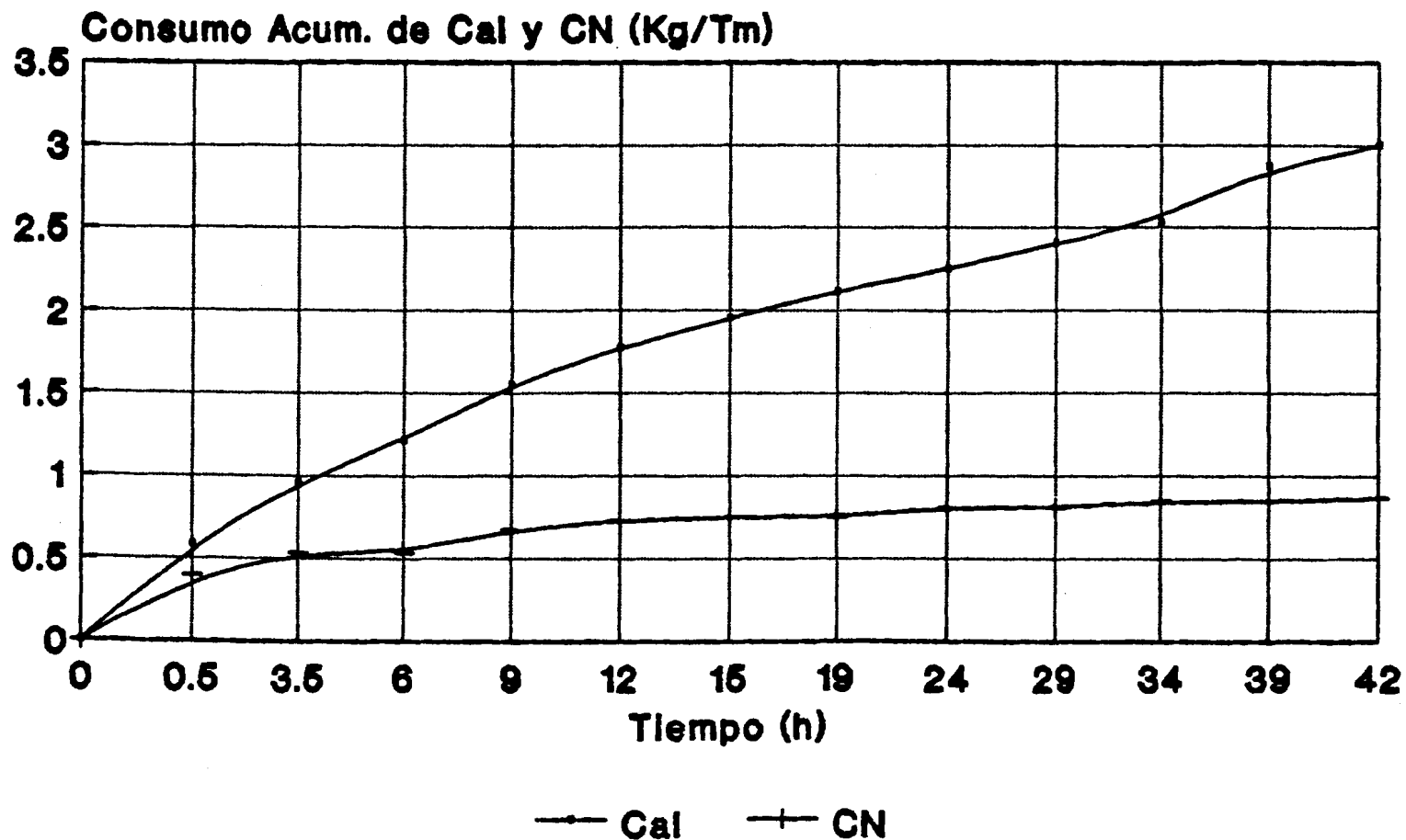


GRAFICO-12

Prueba 06 de cianuración.

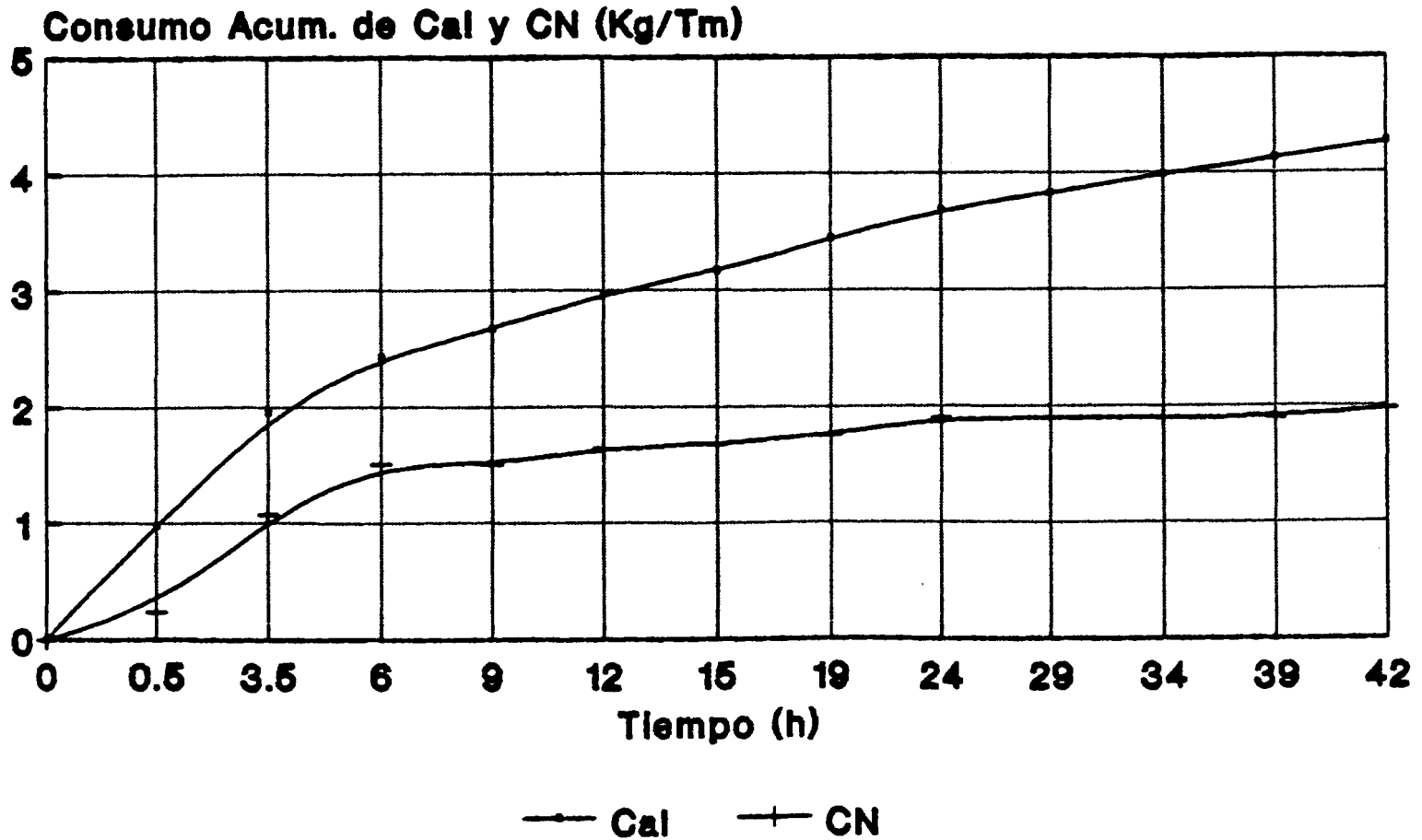


GRAFICO-13

Prueba 07 de cianuración.

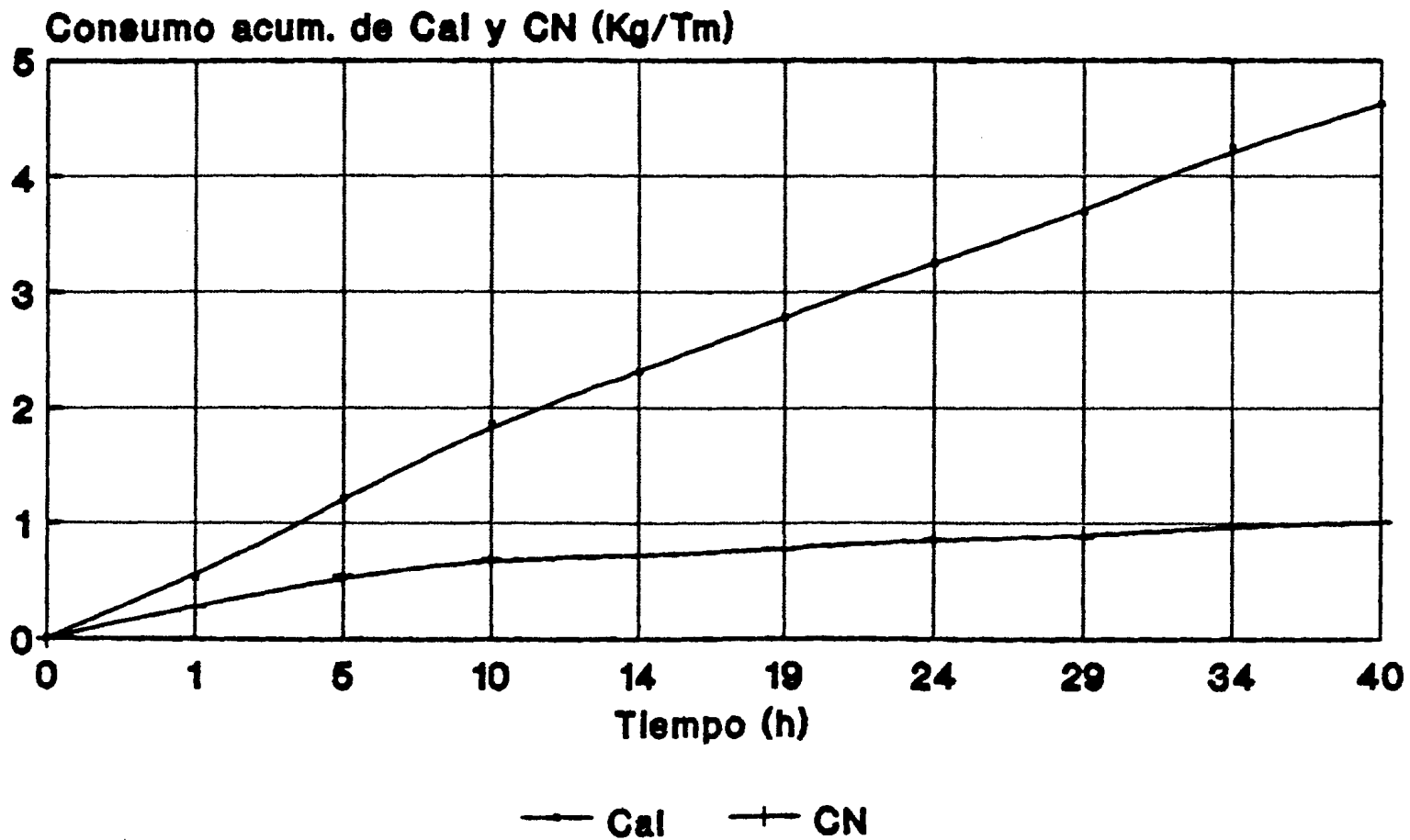


GRAFICO-14

Prueba 08 de cianuración.

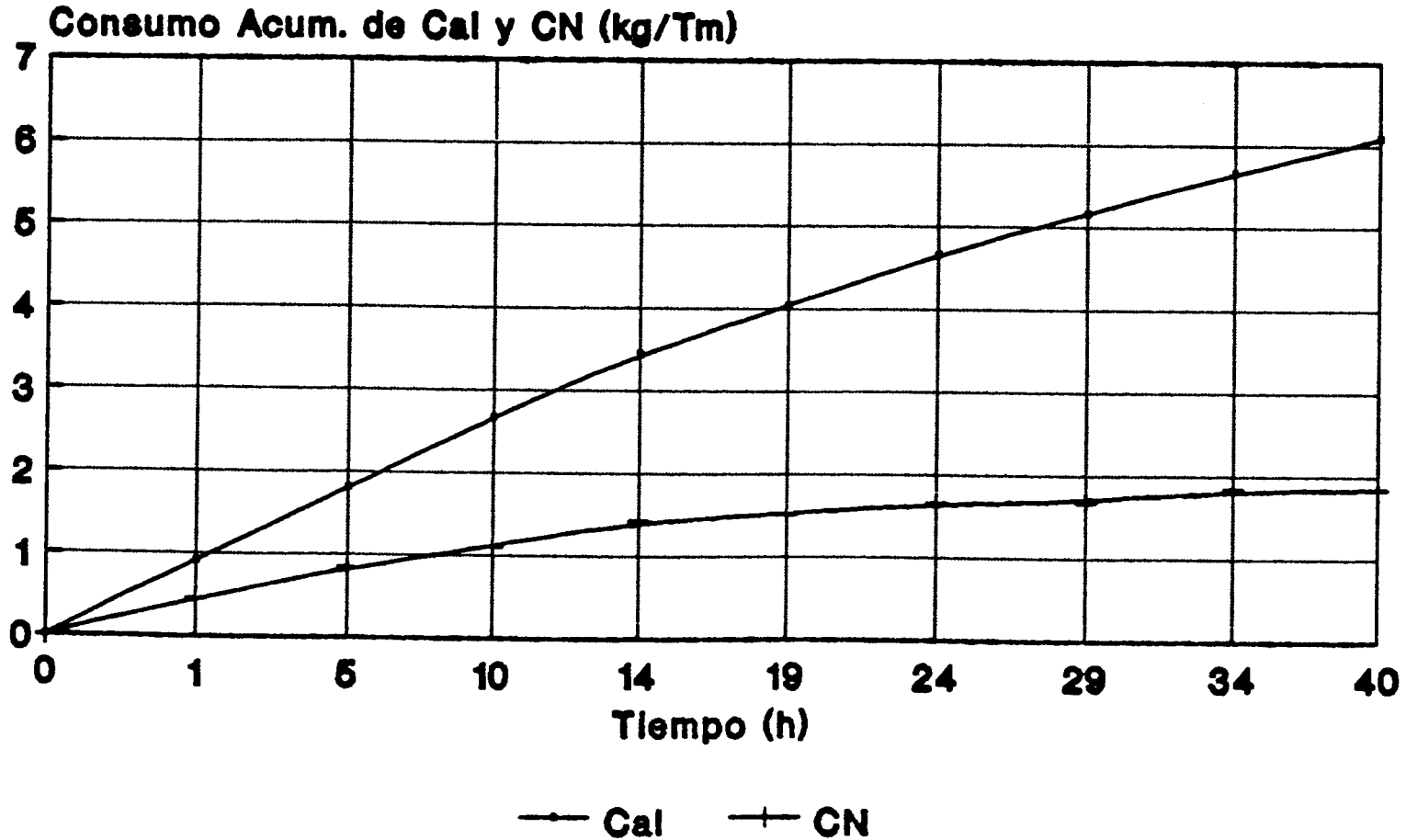


GRAFICO-15

Prueba 09 de cianuración.

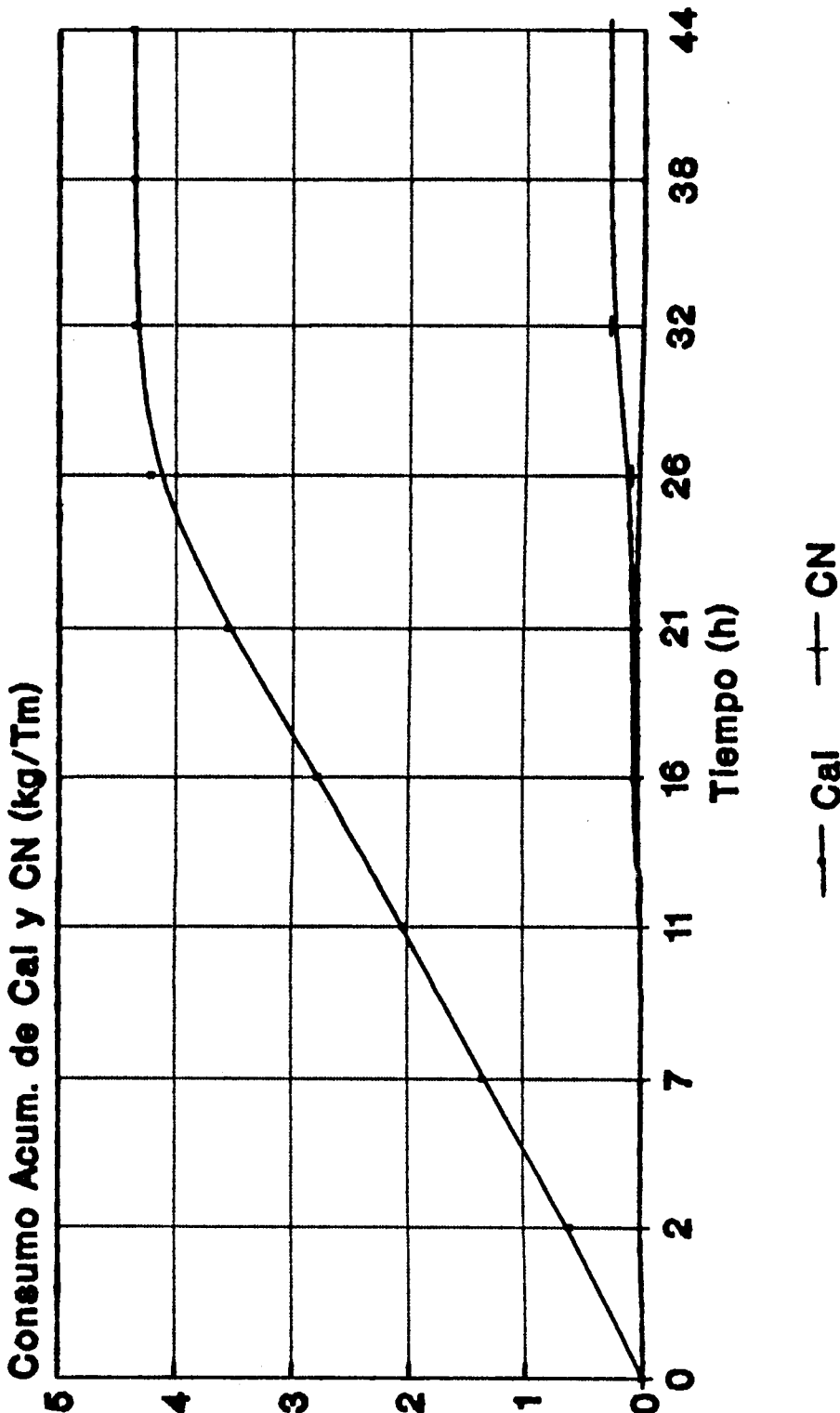


GRAFICO-16

Prueba 10 de cianuración.

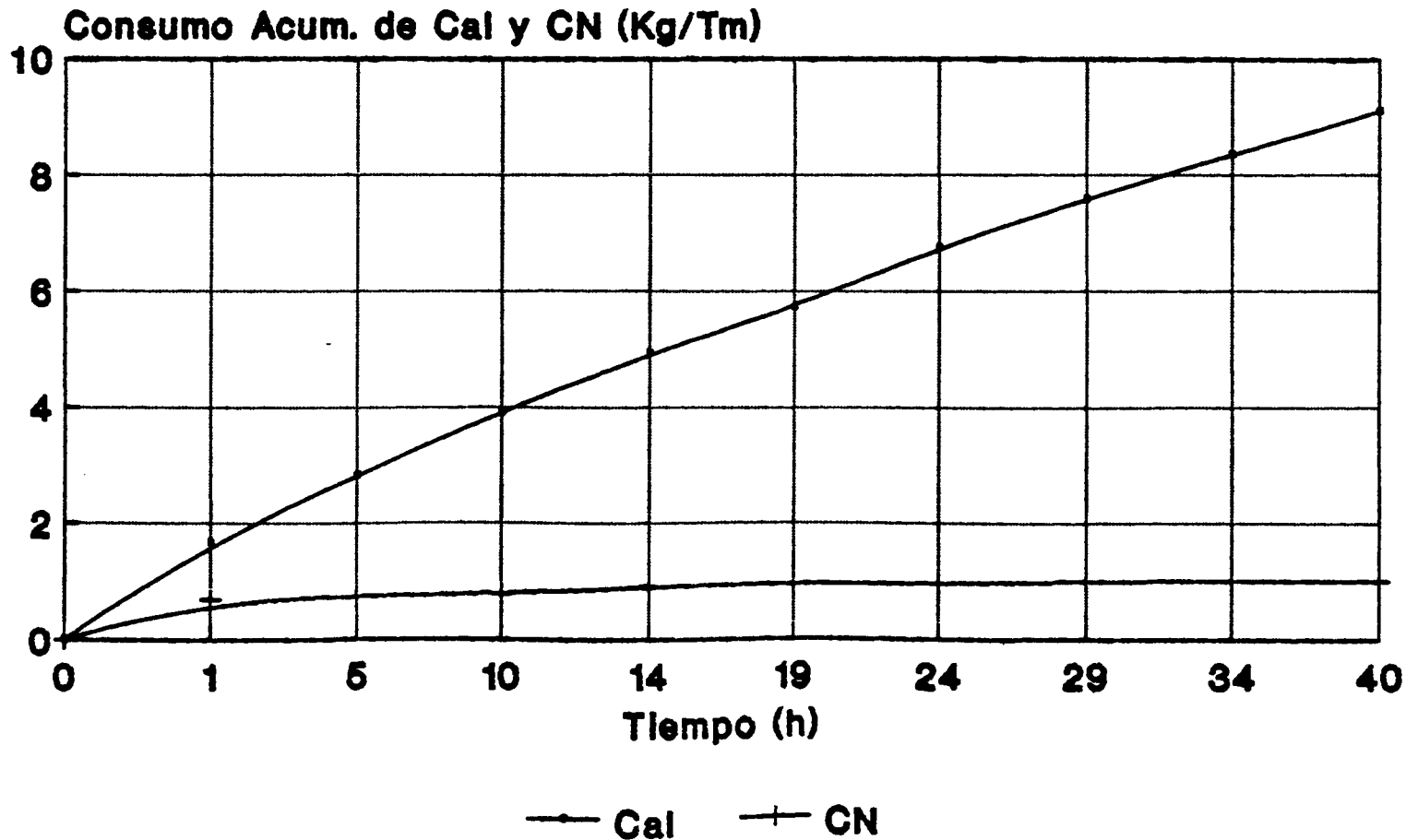


GRAFICO-17

Prueba 11 de cianuración.

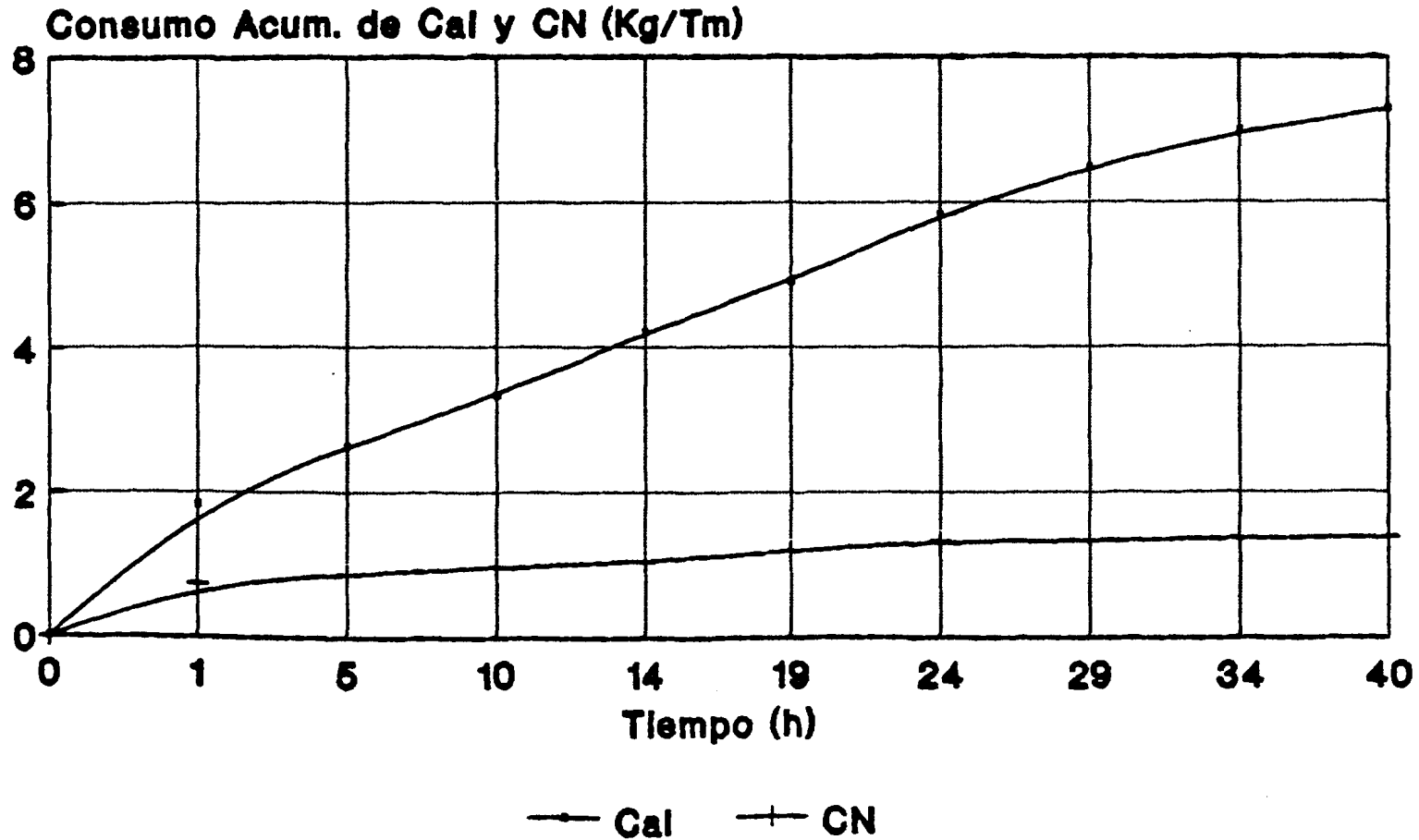


GRAFICO-18

Prueba 07 de cianuración.

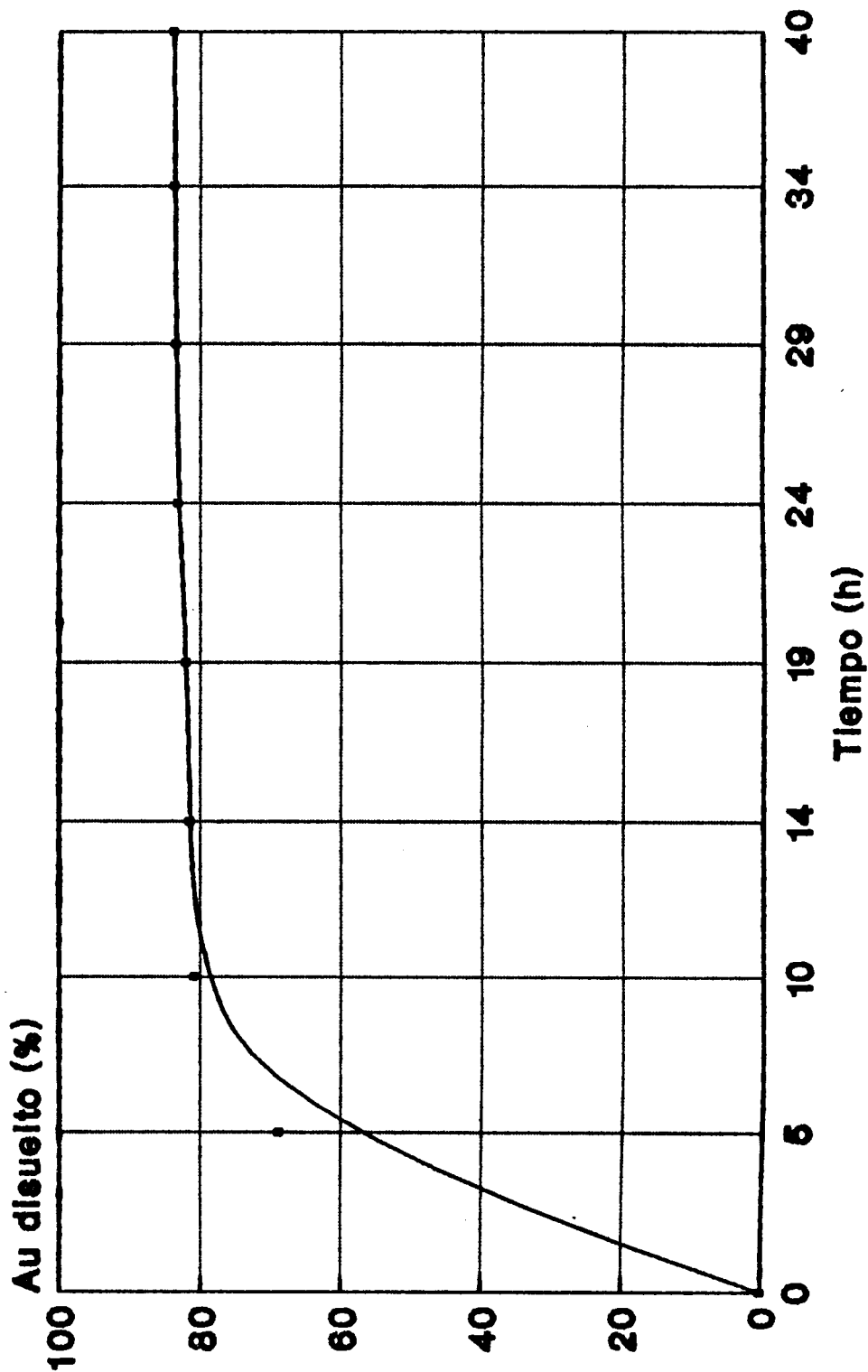


GRAFICO-19

Prueba 08 de cianuración.

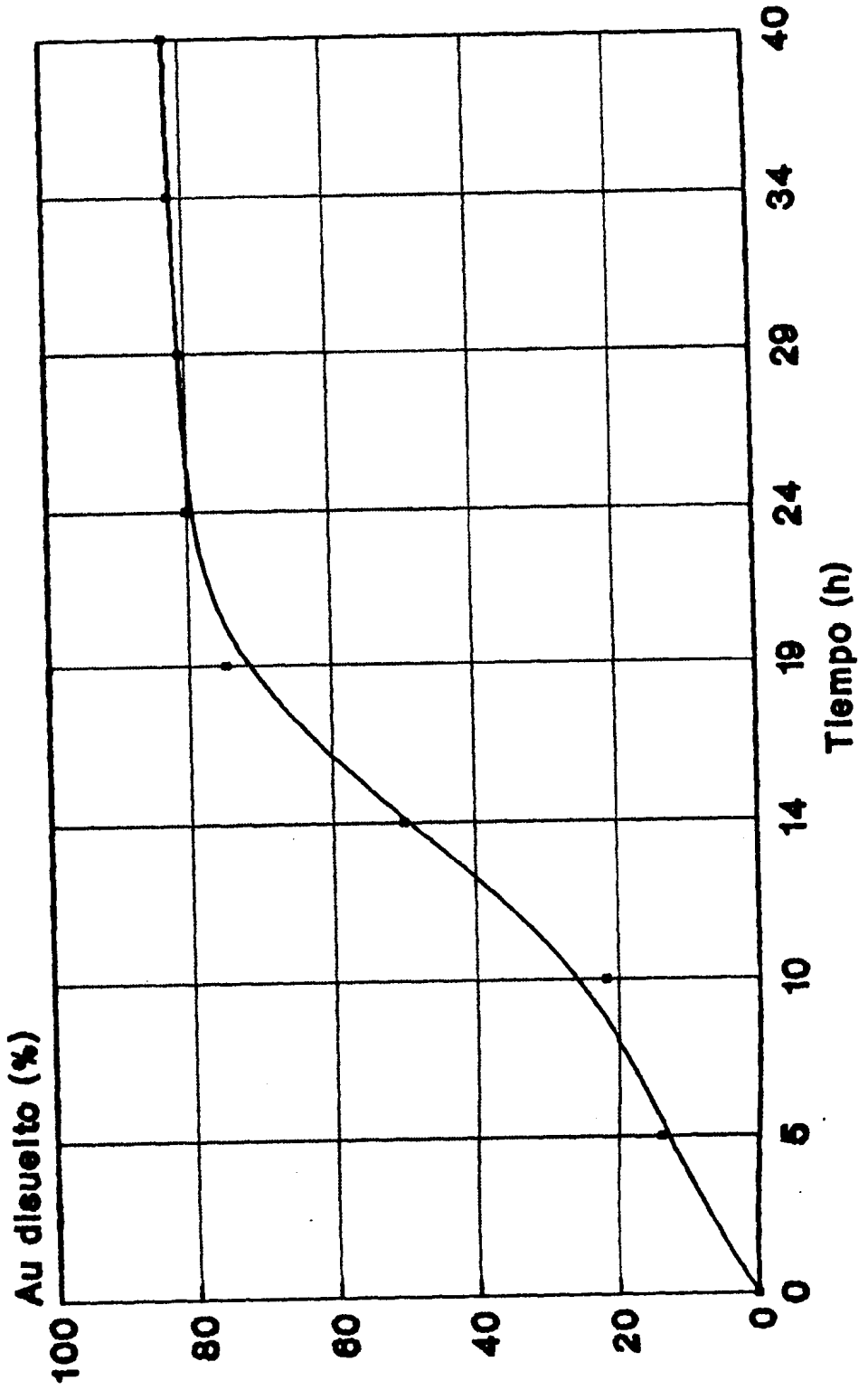


GRAFICO-20

Prueba 09 de cianuración.

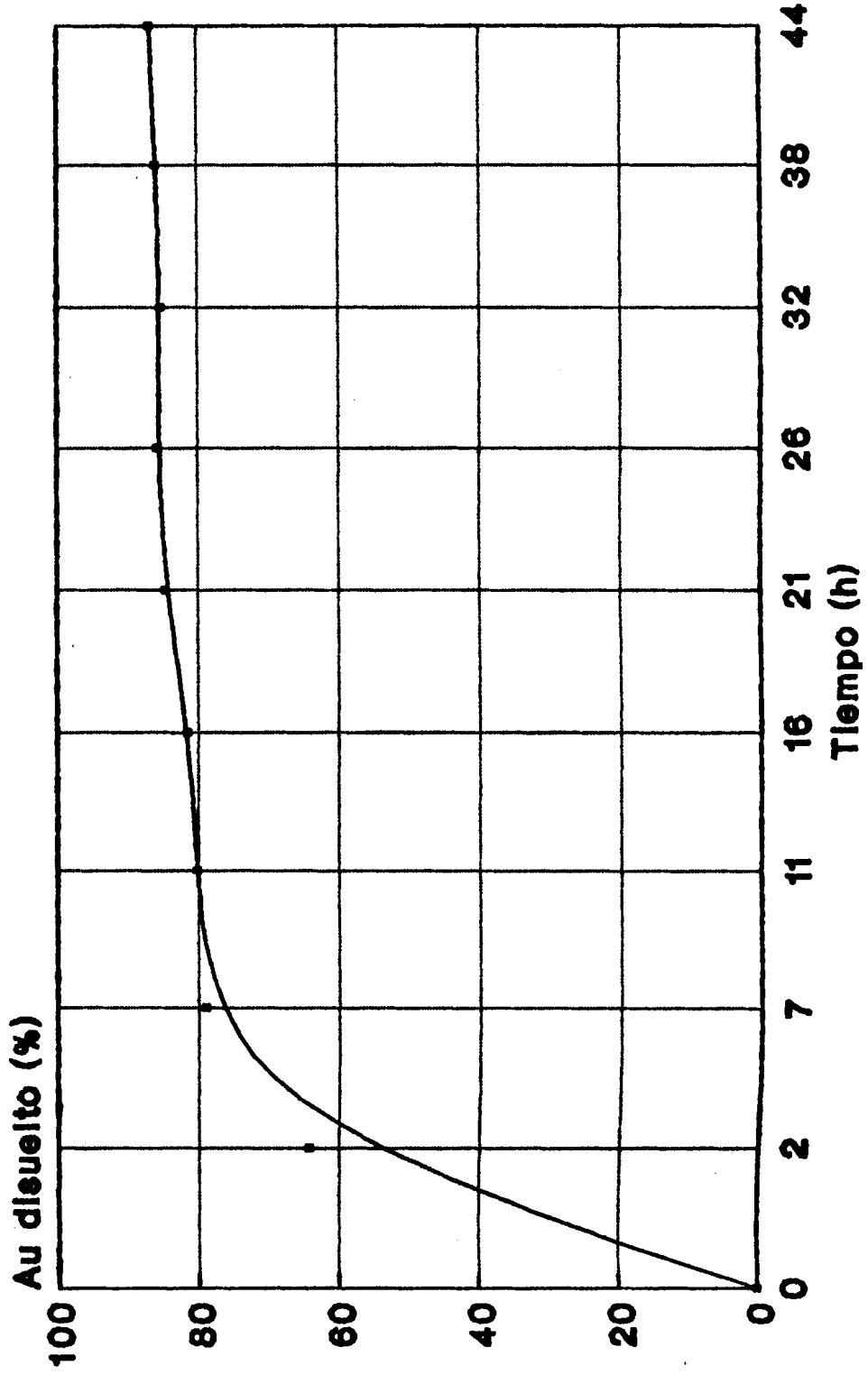


GRAFICO-21

Prueba 10 de cianuración.

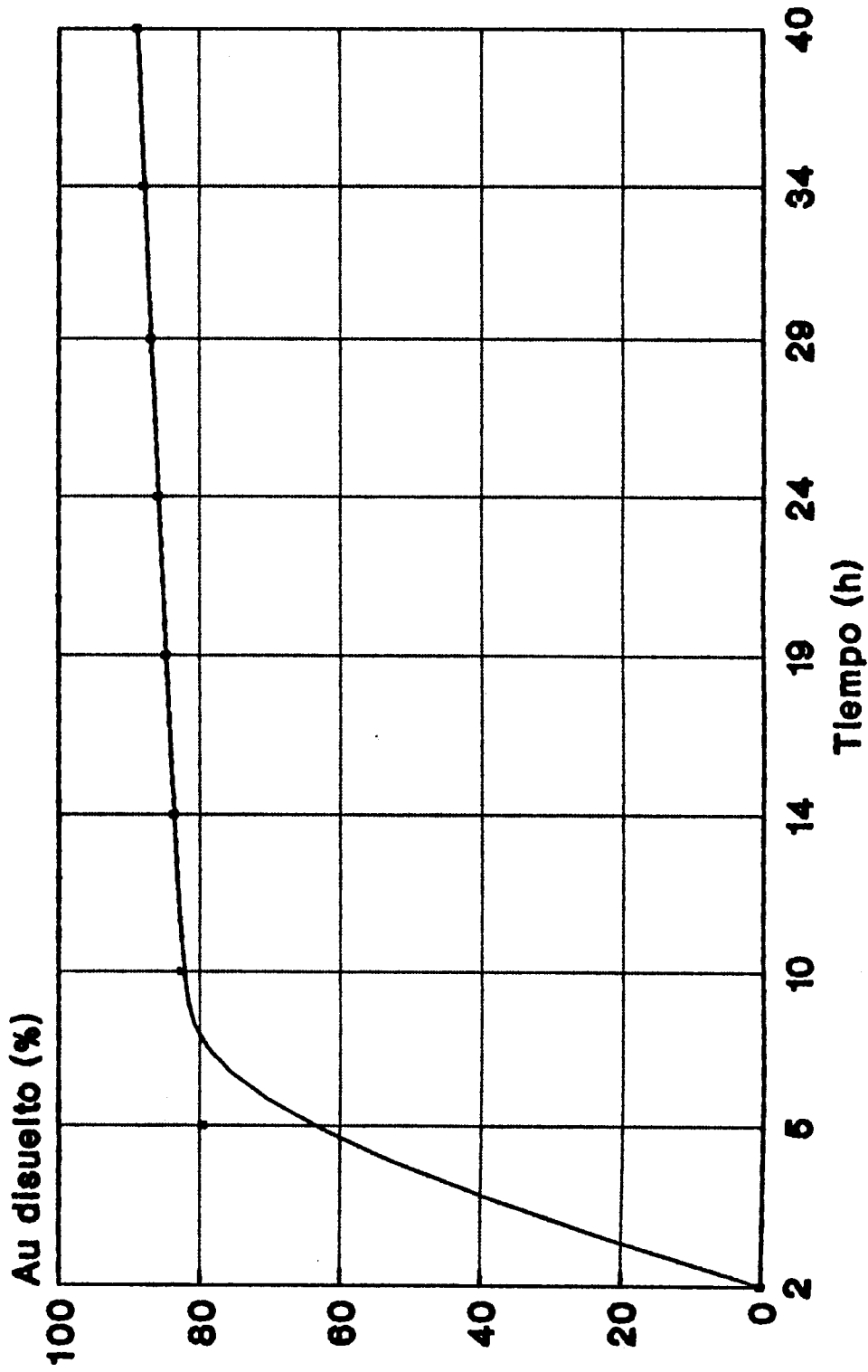
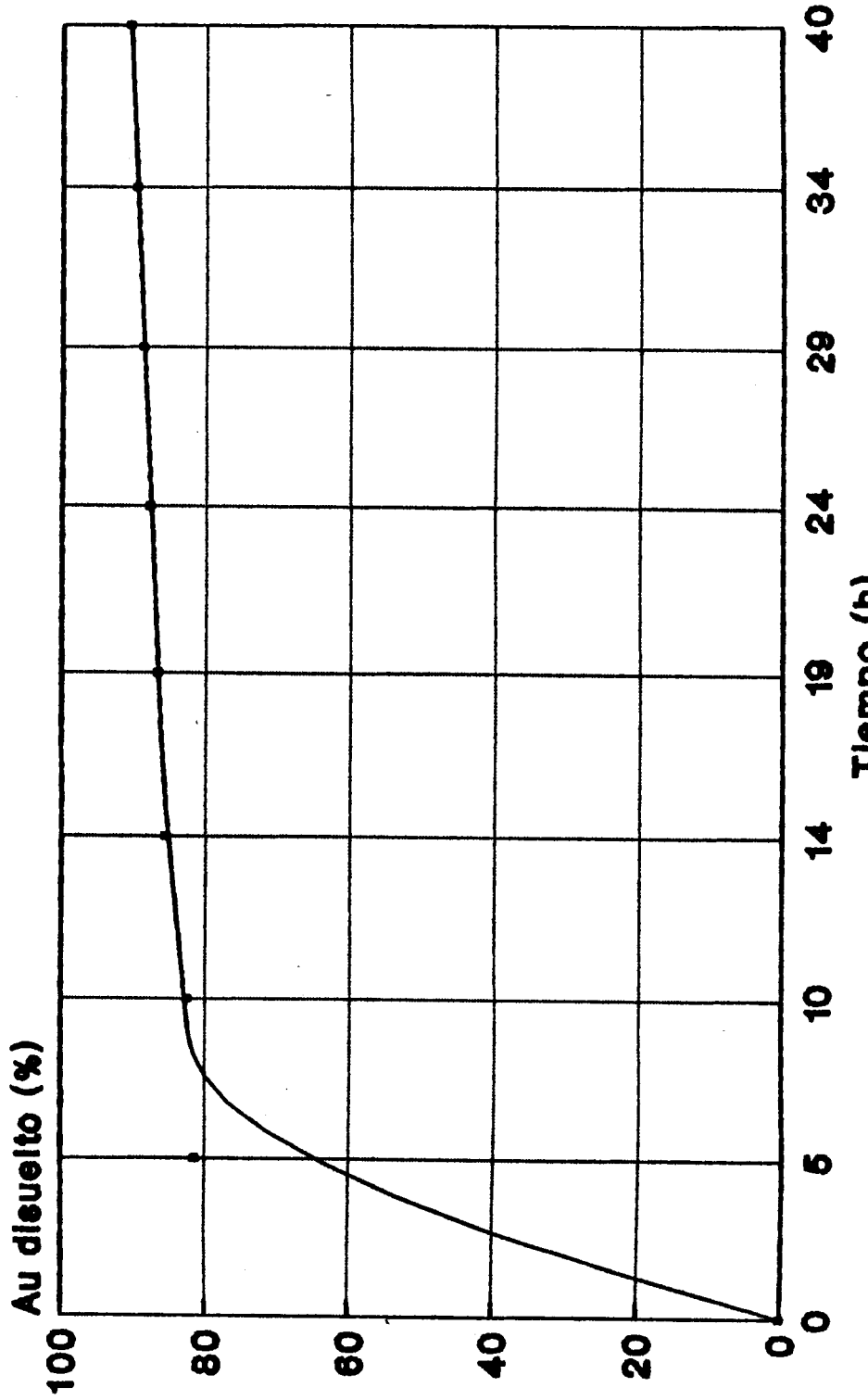


GRAFICO-22

Prueba 11 de cianuración.



BIBLIOGRAFIA.

- 1) ARENAS ALONSO. Apuntes de Hidrometalurgia del Oro y la Plata (Antofagasta: Universidad del Norte, Facultad de Ingenieria, Departamento de Ingenieria Quimica Metalúrgia, 1983)PP. 1-91.
- 2) AUSTIN, KLIMPEL, LUCKIE, Process Engineering of Size reduction: Bwll Milling (New York, S.M.E of de American Institute of Mining Metalurgical and Petroleum Engineers, Inc. 1984) PP 1-58.
- 3) BRENT HISBEY, editor, Au-Ag. Heap and dump leaching practice (Salt Labe City, Utah, october 19-21, 1983) PP 1-162.
- 4) CANADAS CRUZ LUIS. El mapa bioclimático y ecológico del Ecuador. 1984. PP. 136-141.
- 5) DE LA CADENA CORALIA. "Recuperación de Oro de la Mina San José: Método de Cianuración por agitación" (Tesis, Facultad de Ingenieria en Geología, Minas y Petróleo, E.S.P.O.L. 1990).
- 6) Determinación de los niveles de contaminación ambiental en las zonas mineras de Zaruma, Portovelo, y Ponce Enriquez con mercurio, cianuro y otros agentes. (Guayaquil: E.S.P.O.L., Febrero-Abril 1990)PP. 1-70.

- 7) KIRBE R and W.A.C. NEWMAN. The Metallurgy of gold (Bouder, 7 th edition reprinted 1986) PP. 298-533.
- 8) PEREZ AMERICO, y FIGUEROA GERMAN. Eliminación del cianuro contenido en aguas residuales (Lima, Perú: Departamento de Investigaciones CENTROMIT) PP. 1-13.
- 9) PIMENTEL DIEGO. Estudio Metalúrgico para la recuperación de estibina. Yacimiento Loma Larga (Tesis, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, E.S.P.O.L., 1990).
- 10) PINAYA F. ANGEL. Tratamiento Hidrometalúrgico de minerales complejos conteniendo metales preciosos (oro y plata). (Oruro: Corporación Minera de Bolivia, Subgerencia de Proyectos, 1984) PP.1-36.
- 11) QUIROZ MUNOZ IVAN. Procesos de disolución de oro y Plata (Lima, Perú: Facultad de Metalúrgia de la Universidad Nacional de Ingeniería, 1985). PP. 1-3.
- 12) R.J. ADAMSON, editor, Gold Metallurgy in South Africa (Reprinted 1983) PP. 1-284.
- 13) SKOOG, WEST. Química Analítica (Madrid: Mc Graw-Hill/Interamericana de España) Cuarta edición 1988) PP. 457-500.
- 14) SMITH SIGMUND. Cyanidation of gold and silver ores and laboratory instructions, Volumen 1 (Tucson, Arizona:

Jacobs Assay Office, 1982), 321 paginas.

15) VAN THOURNOUT FRANK MERLYN M. Nuevo modelo metalogénico en Portovelo, Revista Minera Ecuatoriana, No. 2 (febrero 1990) PP. 17-19.

16) VIDALON JOSE. Cianuración de oro y plata (Lima , Perú: Minero Perú S.A.), PP. 1-14.