



\*D-14835\*



T  
553.42  
f.634

**ESCUELA SUPERIOR POLITECNICA DEL LITORAL**

Facultad de **Ingeniería** en Ciencias de la Tierra

**“METODOLOGIA TEORICA-PRACTICA PARA LA  
OBTENCION DE METALES PRECIOSOS POR  
MEDIO DE LA CIANURACION”**

**TONICO DE GRADUACION**

Previa a la obtención del Título de:  
**INGENIERO EN GEOLOGIA**

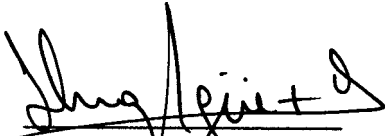
Presentada por:

Jorge Antonio **Flores Rada**

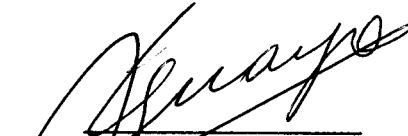
Guayaquil, Noviembre 1992




METODOLOGIA TEORICA-PRACTICA PARA LA OBTENCION DE METALES  
PRECIOSOS POR MEDIO DE LA CIANURACION.



ING. HUGO EGUEZ A.  
Director de Tópico



ING. SERGIO AGUAYO  
Profesor I.C.T.



---

ING. WALTER CAMACHO  
Profesor I.C.T

DEDICATORIA

A MIS PADRES  
A MI **HERMANA**  
A LOURDES

## **AGRADECIMIENTO**

**Agradezco a todos los** profesores, alumnos **y** trabajadores que integran la Facultad de Ingenieria en Ciencias de la Tierra, en especial al Ing. Hugo Eguez **Alava**, Director de este **Tópico**.

A **todas** la personas que me **ayudaron** en la **realización** de **este** trabajo.

A mis amigos **y** **compañeros** de estudios **durante** **toda** mi **caffefa** univefsitafia.



## DECLARACION EXPRESA

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

(Reglamento de exámenes y títulos profesionales de la ESPOL)

.....  
Jorge Antonio Flores Rada.

## RESUMEN

### **“METODOLOGIA TEORICA-PRACTICA PARA LA RECUPERACION DE METALES PRECIOSOS POR CIANURACION DE LOS RELAVES DEL SECTOR EL PARAISO”**

El presente trabajo consiste en un estudio mineralúrgico de los relaves del sector “El Paraiso” en la zona minera de Ponce Enriquez, provincia del Azuay. La recolección de las arenas fue realizada el 28 de Enero de 1992. La ley de estos relaves es de 26 g/Tm para oro y 44 g/Tm para plata.

Una preparación del material fue hecha en primer término con el propósito de adecuar las arenas para su posterior investigación. Seguidamente se realizó un análisis granulométrico con el fin de conocer la distribución de valores de peso por tamaño de partículas, mientras que los tenores de oro y plata, fueron determinados mediante ensayos al fuego.

Conociendo las características del material se procedió a realizar pruebas de cianuración preliminares con el fin de encontrar las mejores condiciones de lixiviación. Las pruebas se realizaron utilizando un agitador tipo Denver y el porcentaje de disolución de oro fue controlado por medio del método de Chiddey.

Una vez conocidas las mejores condiciones de lixiviación se procedió a realizar una prueba definitiva, en la cual el porcentaje de disolución de oro fue controlado con el método de absorción atómica y la recuperación de oro por el proceso de carbón activado en pulpa.

En la prueba final se logró obtener 92,44 % de oro lixiviado en 24 horas de agitación, mientras que la adsorción con carbón activado fue relativamente baja (70,95 %).



De acuerdo con los resultados obtenidos en las pruebas realizadas se puede afirmar que el material responde efectivamente y satisfactoriamente a un tratamiento directo de cianuración por agitación.

## INDICE GENERAL

	Pág.
RESUMEN.....	5
INDICE GENERAL.....	7
INDICE DE TABLAS.....	10
INDICE DE GRAFICOS.....	12
ABREVIATURAS.....	13
INTRODUCCION.....	14
OBJETIVOS.....	15
LA ZONA DE EL PARAISO .....	16
GEOLOGIA DE LA ZONA DE PONCE ENRIQUEZ.....	16
CAPITULO I	
FUNDAMENTOS TEORICOS	
1.1 Dabs históricos de la Cianuración.....	17
1.2 Principios de la Cianuración.....	18
1.3 Teoría de la Corrosión.....	20
1.4 Evidencia Termodinámica de la Cianuración.....	21
1.5 Factor-es que influyen en la tasa de disolución del oro en soluciones de cianuro.....	27
1.5.1 Descomposición de las soluciones de Cianuro.....	27
1.5.2 Tiempo de Cianuración.....	27
1.5.3 Tamaño de Partícula.....	28



	Pág.
1.5.4 Densidad de Pulpa.....	28
1.5.5 Concentración de Cianuro.....	28
1.5.6 Efecto del oxígeno en la tasa de disolución del oro...	29
1.5.7 Efecto de la Alcalinidad.....	30
1.5.8 Efecto de la Temperatura.....	31
1.6 Influencia en el proceso de cianuración de otros constituyentes en la pulpa.....	32

## CAPITULO II

### CIANURACION FOR AGITACION

2.1 Fases de la cianuración por agitación.....	36
2.2 Lixiviación por agitación.....	36
2.3 Tipos de agitación.....	38
2.3.1 Agitación mecánica.....	38
2.3.2 Agitación con aire comprimido.. .....	40
2.3.3 Agitación mecánica combinada con aire compri- mido.....	42
2.4 Métodos de recuperación del oro de las soluciones con cianuro.....	43
2.4.1 Cementación con zinc.....	43
2.4.2 Adsorción del oro en Carbón Activado.. .....	45

## CAPITULO III

### PRUEBAS DE LABORATORIO

3.1 Tratamiento preliminar de las arenas .....	48
3.2 Análisis Físicos.....	49
3.2.1 Densidad de la mena.....	49
3.2.2 Análisis granulométrico.....	50
3.3. Análisis Pirometalúrgico.....	51
3.3.1 Determinación del tenor del oro y plata de las arenas.. .....	51

3.3.2	<b>Determinación de tenores de oro y plata para cada fracción granulométrica.....</b>	56
3.4	<b>Análisis de cianuración por el método de Agitación.....</b>	59
3.4.1	<b>Determinación de la densidad de la pulpa.....</b>	59
3.4.2	<b>Metodología de trabajo de la cianuración por agitación.....</b>	60
3.4.3	<b>Control de la concentración de cianuro.....</b>	61
3.4.4	<b>Control de la concentración de Cal.....</b>	62
3.4.5	<b>Pruebas de cianuración.....</b>	64
3.4.6	<b>Resultados.....</b>	64
3.5	<b>Preparación de soluciones.....</b>	64
3.6	<b>Determinación de la concentración de oro en soluciones de cianuro.....</b>	76
3.6.1	<b>Método de Chiddey.....</b>	76
3.6.2	<b>Método de Absorción Atómica.....</b>	79
3.7	<b>Recuperación de oro con car-tin activado.....</b>	83
	<b>CONCLUSIONES.....</b>	94
	<b>RECOMENDACIONES.....</b>	96
	<b>BIBLIOGRAFIA.....</b>	97



## INDICE DE TABLAS

### PRUEBAS DEL LABORATORIO

Nº	Titulo	Pág.
I	Densidad de la <b>mena</b> .	50
II	<b>Distribución Granulométrica</b> .	51
III	Tenor de <b>oro y plata</b> de la <b>mena</b> .	55
IV	<b>Tenores</b> de <b>oro y plata</b> en fracciones.	57
V	Densidad de <b>pulpa</b> .	60
VI	Tabla de control de la <b>1era.</b> prueba de <b>cianufación</b> .	65
VII	Tabla de control de la <b>2da.</b> prueba de <b>cianufación</b> .	68
VIII	Tabla de control de la <b>3era.</b> prueba de <b>cianufación</b> .	71
IX	Tabla de control de consumo de <b>cianuro</b> y <b>cal</b> ( <b>Prueba Nº 1</b> ).	66
X	Tabla de control de <b>consumo</b> de <b>cianuro</b> y <b>cal</b> ( <b>Prueba Nº 2</b> ).	69
XI	Tabla de <b>control</b> de consumo de <b>cianuro</b> y <b>cal</b> ( <b>Prueba Nº 3</b> ).	72
XII	<b>Resultado del Método</b> de Chiddey.	79



XIII	Tabla de <b>resultado</b> de las pruebas preliminares.	80
XIV	Tabla de control de la prueba final de <b>cianuración</b> .	64
XV	Tabla de control de <b>consumo</b> de cianuro y cal (Prueba Final)	85
XVI	Tabla de control de cianuraciñ con <b>absorción atómica</b> .	87
XVII	Tabla de <b>resultados</b> de la Prueba Final.	83
XVIII	Tabla de control de <b>adsorción</b> de oro en <b>Carbón Activado</b> con <b>Absorción Atómica</b> .	91
XIX	Tabla de resultados de la <b>Adsorción</b> de oro en <b>Carbón Activado (CA.)</b> con el sistema de <b>Absorción Atómica (S. A. A.)</b>	92

## **INDICE DE GRAFICOS**

### **PRUEBAS DEL LABORATORIO**

<b>Gráficos</b>	<b>Título</b>	<b>Pág.</b>
1	Curva de <b>Distribución Granulométrica</b>	52
2	<b>Diagrama de Tenores de oro y plata de diferentes fracciones granulométricas.</b>	58
3	Consumo acumulado de Cianuro y Cal ( <b>Prueba Nº 1</b> ).	67
4	Consumo acumulado de Cianuro y Cal ( <b>Prueba Nº 2</b> ).	70
5	Consumo acumulado de Cianuro y Cal ( <b>Prueba Nº 3</b> ).	73
6	Consumo de Cianuro acumulado versus <b>concentración de Cianuro.</b>	74
7	Consumo de Cal acumulado versus <b>concentración de Cianuro.</b>	75
8	Porcentaje de <b>disolución</b> de Oro versus <b>concentración de Cianuro.</b>	81
9	Consumo acumulado de Cianuro y Cal ( <b>Prueba Final</b> ).	86
10	Porcentaje de Oro en <b>solución</b> versus tiempo ( <b>Prueba Final</b> ).	88
11	<b>Adsorción</b> de Oro en <b>Carbón</b> Activado versus tiempo.	93

## ABREVIATURAS

Cant.	Cantidad.
[CaO]	<b>Conc.</b> de Cal.
cm.	Centímetros.
[CN I]	<b>Conc.</b> de Cianuro.
Concent.	<b>Concentración.</b>
F3 ( )	<b>Fracción pasante</b> acumulado.
g.	Gramos.
g/l	Gramos por litro.
g/Tm	Gramos por toneladas <b>métricas.</b>
H	Horas.
Kg	Kilogramos.
Kg/Tm	Kilogramos <b>por toneladas métricas</b>
L	Litros .
m	Metro.
mg	Miligramos .
ml	<b>Mililitros.</b>
№	<b>Número.</b>
ppm	<b>Partes por millón.</b>
S.A.A.	Sistema de absorción <b>atómica.</b>
Sol.	<b>Solución.</b>
rpm.	Revoluciones por <b>minuto.</b>
Vol.	Volumen
w	Peso total
Wi	Peso retenido.
µm	<b>Micras.</b>
µg	Microgramos.
ρ	<b>Densidad</b>
CIP	<b>Carbón Activado en pulpa.</b>
CIL	<b>Carbón Activado</b>
CIC	<b>Carbón Activado en columnas</b>
C.A.	<b>Carbón Activado</b>

## INTRODUCCION

El oro como todo mineral es un recurso natural no renovable que se encuentra en la corteza terrestre cuyo proyecto de **utilización** puede ser **costoso**, lo importante no es **tanto** poseerlo si no saber **como** explotarlo y negociarlo.

La actividad **minera** en el Ecuador se **reinició** en la **década** de los **80** con el redescubrimiento de **yacimientos** auríferos en la region oriental **del país**, tales **como** Nambija, Pangui, Chinpinza, entre otros y la **reactivación** de las minas de **Portovelo y Zaruma**.

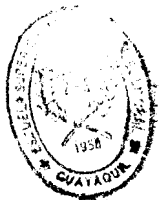
El yacimiento de Ponce Enriquez descubierto en **1983** es **explotado** activamente en la actualidad.

En el Ecuador la **explotación** de oro es ejercida en gran parte por “informales”, es **decir** personas que utilizan procedimientos de bajo nivel **tecnológico** originando **pérdidas** por la **poca** eficiencia en la **recuperación**. Además de que se pone en peligro el sistema **ecológico** y la seguridad de los obreros y sus familias.

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

## OBJETIVOS

- Investigar el comportamiento de los relaves del sector "El Paraiso", frente al proceso de cianuración por agitación.
- Hallar los parámetros característicos de los relaves necesarios para determinar su comportamiento frente a la cianuración por agitación.
- Determinar la distribución de oro en los relaves por tamaño de partícula.
- Establecer una concentración adecuada de cianuro utilizable en estos relaves.



BIBLIOTECA



### La zona de el “El Paraiso”

El sector de “El Paraiso”, está ubicado al sur este de la población de Ponce Enriquez, en la provincia del Azuay. A la altura del kilometro 139 de la via Guayaquil-Machala, existe una carretera afirmada y lastrado de Segundo orden, con una longitud aproximada de 5 km. Este carretera conduce al caserío San Miguel de Brasil y termina pocos metros después de cruzar el rio Margarita (afluente del rio Siete). Posteriormente el acceso del area al cual pertenecen los relaves objeto de estudio es realizado a través de un camino de herradura que conduce a los flancos inferiores de la Bella Rica, en donde también se encuentran otros caserios como Pueblo Nuevo, Tres Ranchos, entre otros.

### Geología de la zona de Ponce Enriquez

El distrito de Ponce Enriquez se encuentra situado sobre un conjunto de rocas volcánicas constituidas por andesitas y basaltos pertenecientes a la formación Macuchi; es una zona acrecionada propicia para la búsqueda de yacimientos vulcanológicos o de sulfuros masivos estratiformes. Alrededor del distrito ocurren un conjunto de vulcanitas andesíticas y basálticas, tobas, areniscas, limolitas intercaladas, diabasas, brechas y espilitas de la formación Macuchi. Existen otras unidades litológicas de edad terciaria, además de granitos granodioritas los cuales pudieron ser las responsables de los fluidos hidrotermales que causaron la mineralización de la zona. Se considera también que cada pico topografico que sobresale en la geografía del sector, es potencialmente favorable para la búsqueda de filones auríferos.

## CAPITULO I

### FUNDAMENTOS TEORICOS

#### 1.1 DATOS HISTORICOS DE LA CIANURACION.

Los procesos de **disolución** de oro y **plata** han sido conocidos **durante** muchos siglos. Si embargo solo con **el** descubrimiento en 1840 por el Dr. Wright de Birmingham (**Inglaterra**) de la **disolución** del oro por cianuro se **entra** a un **método aplicable** a operaciones **industriales**.

En 1887 J. S. Mac Arthur y **los** hermanos **Ferrests** demostraron que **el** oro y la **plata podían** ser disueltos en soluciones **diluidas** de cianuro y luego podrian precipitarse con polvo de zinc, de la **solución**.

El proceso de **cianuración** fue aplicado por **primera** vez en las minas de **Crawn** en Nueva **Zelandia** en 1889 y **rápidamente** se **expandió** en Sud-Africa, Australia y EE. VU., correspondiendo las **primeras** aplicaciones al **oro** y **posteriormente** a la **plata**.

C. I. MERRI LL **perfeccionó** **el** proceso de **precipitación** de oro con polvo de zinc y T. B. **CRO WE** **aplicó** **el** vacio para eliminar **el** **aire** de la **solución** antes de la **precipitación**.

**Entre** 1899 y 19 12 **JOHR DORR** **inventó** **el** clasificador, **el** **espesador** y **el** **agitador mecánico**, en eventos con **los** **cuales** se pudo operar la

cianuración en unidades de gran volumen, con mayores recuperación y bajo costo.

Como se puede observar a pesar de el tiempo transcurrido la cianuración no solo mantiene su vigencia y aceptación para el tratamiento de minerales auríferos y argentíferos sino que va adaptando nuevas formas para adecuarse a otros tipos de minerales.

## 1.2 PRINCIPIOS DE LA CIANURACION.

La cianuración utiliza la propiedad del oro y de la plata de disolverse en soluciones diluidas de cianuro de sodio o de potasio. Se ha establecido que en condiciones normales la reacción que rigue la disolución de el oro en soluciones de cianuro es la siguiente:

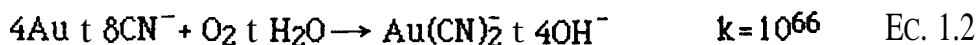


En un sistema relativamente sencillo de este tipo el oro se disuelve rápidamente. Los únicos requisitos son: que el oro esté libre, que la solución de cianuro no contenga impurezas y que esté presente una adecuada cantidad de oxígeno en la solución durante todo el período de la reacción.

El proceso de cianuración esta basado en las siguientes teorías que tratan de explicar el proceso de disolución del oro y la plata.

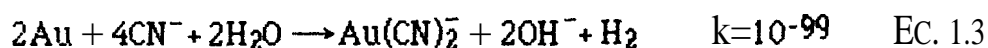
### Teoría del Oxígeno - Elsner

Elsner (1846), propone que el oxígeno proveniente de la aireación es importante en la cianuración del oro.



### Teoría del Hidrógeno de Janín

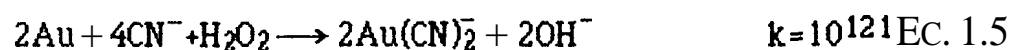
Janín (1888-1892), de pensamiento opuesto a Elsner, no aceptó el hecho de que el oxígeno era esencial para la disolución, pues estaba convencido de que el gas hidrógeno se generaba durante el proceso.



Maclaurin (1893) y Christy (1896) concluyeron que el oxígeno era esencial en la cianuración y por esto se inclinaron por la ecuación de Elsner .

### Teoría del Peróxido de Hidrógeno de Bodlaender.

Bodlaender (1896), sugirió que la disolución ocurre a través de 2 etapas, en las cuales se forma peróxido de hidrógeno como producto intermediario.



Es de recalcar que la suma de estas dos ecuaciones corresponden a la ecuación de Elsner.

### Evidencia Termodinámica

Borsky, Swainson, Hedley determinaron la energía libre de formación de iones complejos de oro-cianuro y plata-cianuro. La energía libre del ión aurocianuro,  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  tiene un valor 69,064 calorías y con otros datos disponibles fueron calculados la constante de equilibrio para las ecuaciones propuestas anteriormente.

La ecuación de Elsner continua hasta que todo el cianuro es consumido o hasta que todo el oro es disuelto de ello se desprende



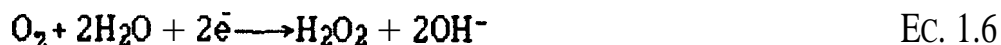
que la **ecuación de Elsner** es la que realmente expresa la **reacción de disolución de oro** en soluciones de cianuro.

Para la **ecuación de Janín** las **constantes de equilibrio** son tan desfavorables y la **formación de hidrógeno** podría considerarse imposible bajo condiciones normales.

Pero la **ecuación de Bodlaender** la **constante en equilibrio** son favorable, **consecuentemente** las reacciones **propuestas** son posibles.

### 1.3 TEORIA DE LA CORROSION

La **disolución del oro** y la **plata metálica** en soluciones de cianuro es un proceso de **corrosión electroquímico**, **BOONSTRA (1934)** fue el primero en **señalar este hecho** en virtud de que el **oxígeno** disuelto en **solución** es reducido a **peróxido de hidrógeno** e **ión oxhidrilo** según la siguiente **reacción**:



Mientras que por otro lado el metal **entrega electrones** según la siguiente **reacción**:



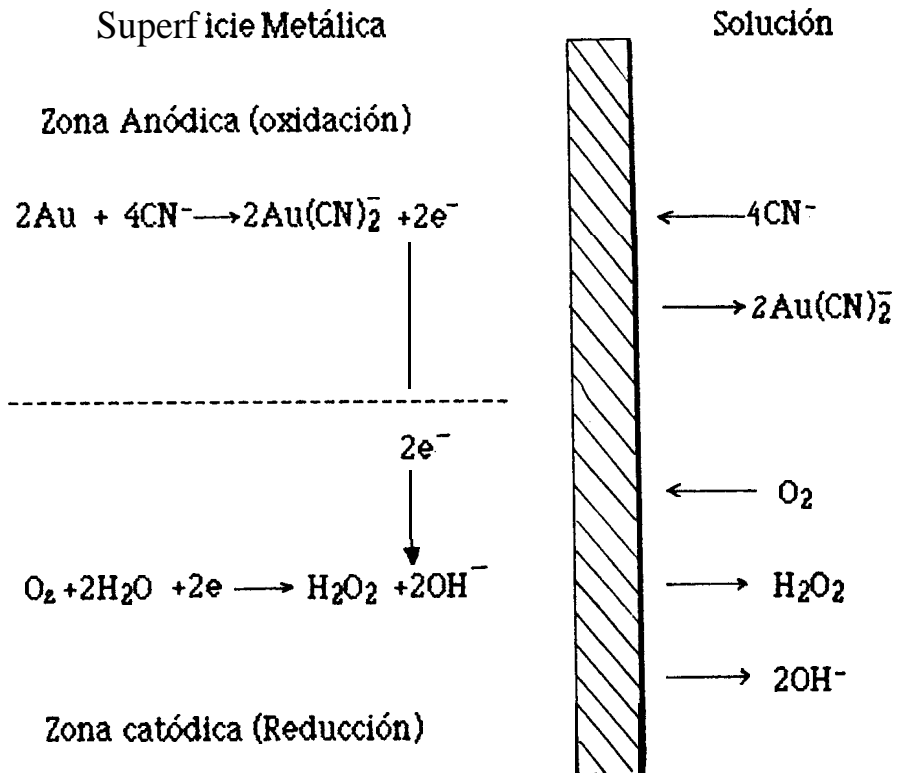


Fig. I.3 Representación de la corrosión electroquímica de la superficie de oro en contacto con una solución de cianuro que contiene oxígeno. (N. P. FINKELSTEIN, 1983).

#### 1.4 EVIDENCIAS TERMODINAMICAS DE LA CIANURACION

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

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

Para un metal **M en contacto** con una **solución** de sus iones  $\text{M}^{n+}$ ; la **reacción es**:



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

$$E = E^{\circ} - \frac{RT}{nF} \ln \frac{[M]}{[M^{n+}]} \quad \text{Ec. 1.9}$$

donde:

R = Constante de los gases = 8.314 Joules x K<sup>-1</sup> x mol<sup>-1</sup>

T = Temperatura absoluta en grados Kelvin

E° = Potencial estandar de reduccion para la reaccion.

n = Número de valencia del ión metálico

[M] = Concentración del metal en contacto

[M<sup>n+</sup>] = Concentración de iones metálicos en solución

For convención, la actividad de la fase sólida [M] es igual a la unidad, y asumiendo que bajo las condiciones encontradas en las soluciones de los procesos de extracción de oro, la concentración de M<sup>n+</sup> es equivalente a la actividad, se obtiene:

$$E = E^{\circ} + \frac{RT}{nF} \ln [M^{n+}] \quad \text{Ec. 1.10}$$

Así mientras E es más grande, mayor es la tendencia del ión M<sup>n+</sup> a ser reducido y precipitarse como metal. Contrariamente, mientras menor sea el valor de E, mayor es la tendencia de la reacción a proceder en sentido contrario, y si el producto de esta reacción es soluble, el metal es disuelto.

Aplicando las relaciones anteriores al Au, se tiene para la reducción de los iones áurico y auroso a la forma metálica, a 25 °C las siguientes ecuaciones:

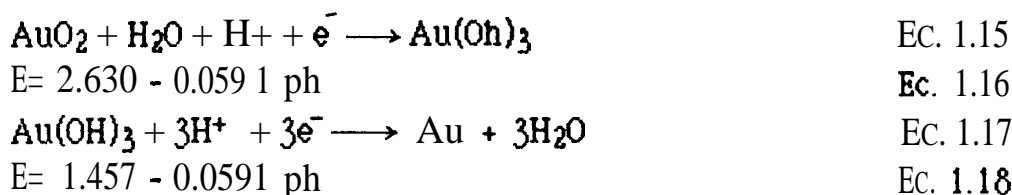


$$E = 1.730 + 0.0591 \log [Au^{+}] \quad \text{Ec. 1.12}$$



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

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



Ambos tienen potenciales de reducción elevado y por lo tanto son poderosos oxidantes. Hay que anotar que anotar que en la ecuación 1.12 y 1.14 el poder oxidante depende de la acidez y declina con el ph.

El comportamiento de sistemas de reducción-oxidación y sus interacciones con otros sistemas reductores son más fáciles de entender si las relaciones termodinámicas son representadas en diagrama de potencial- ph (Eh-ph).

La Fig. I.4.A muestra un diagrama del sistema oro-agua a 25°C, para simplificar el análisis de han omitido algunas de las especies solubles tales como  $\text{H}_3\text{AuO}_3$  y  $\text{H}_2\text{AuO}_3^-$ , se ha utilizado una concentración de  $10^{-4}$  M (20ppm) para las especies solubles de oro.



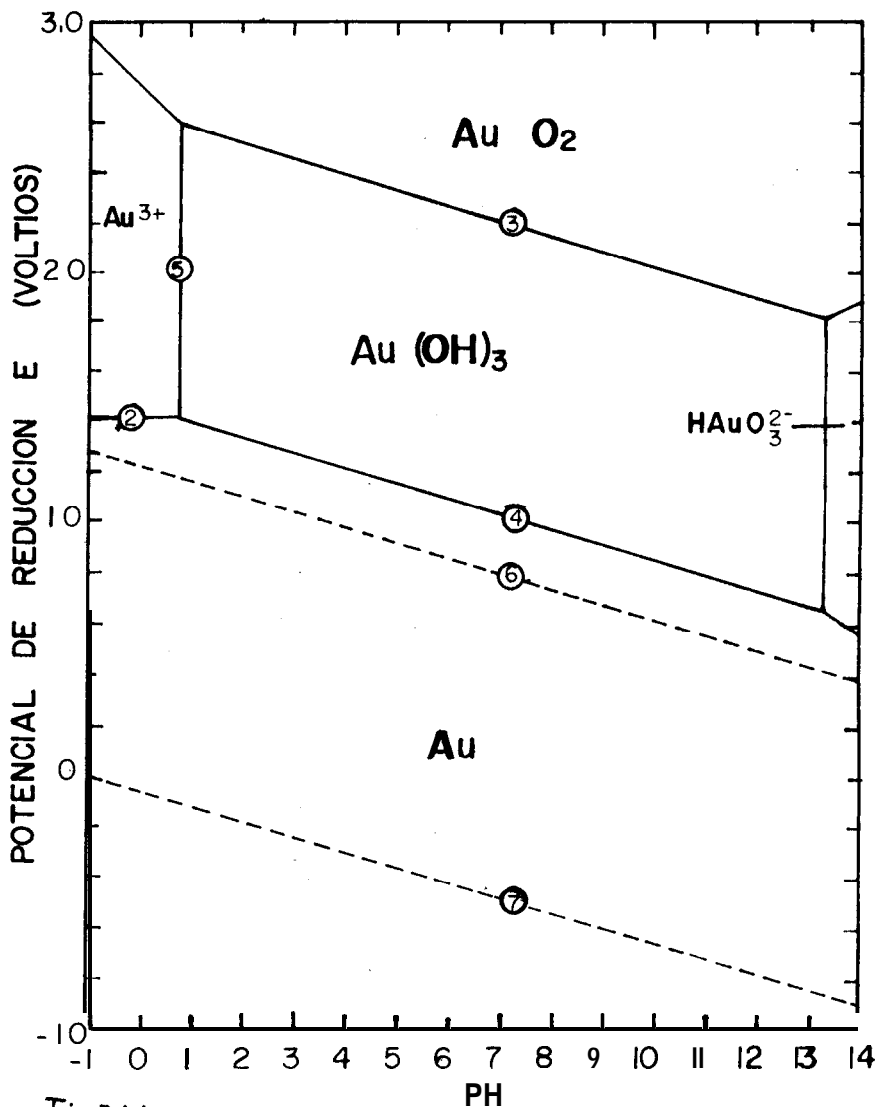
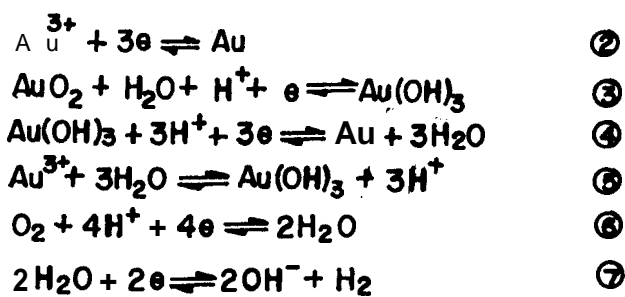


Fig. I.4.A. Diagrama equilibrio potencial pH para el sistema Au-H<sub>2</sub>O a 25 °C  
 Las concentraciones de toda las especies solubles de oro = 10<sup>-4</sup> M  
 p<sub>O<sub>2</sub></sub> = 1 atm = p<sub>H<sub>2</sub></sub>



Las líneas existentes en este diagrama nos indican las condiciones bajo las cuales coexisten en equilibrio distintas especies representadas en el mismo. La línea 2 indica el rango de condiciones bajo las cuales el oro metálico se encuentra en equilibrio con iones áuricos ( $\text{Au}^{3+}$ ) a una concentración de  $10^{-4}\text{M}$  (EC. 1.13). Las líneas 6 y 7 marcan el dominio de estabilidad del agua líquida, debajo de la línea 7 el agua se reduce a hidrógeno. En el rango de condiciones donde el agua es estable, el estado común del oro es el metálico.

Los potenciales de reducción-oxidación del agua son menores que los del oro para todos los valores de pH, por lo tanto el oro no se oxidará por la presencia de oxígeno disuelto, por el contrario si el óxido áurico se pone en contacto con el agua, el agua será oxidada a oxígeno y se precipitará el oro metálico.

Entonces para que la lixiviación del oro se verifique será necesario oxidarlo a una especie soluble, la cual permanezca estable en solución aún cuando exista oxígeno disuelto presente.

Para que ocurra esto, la solución lixivante debe ser lo suficientemente oxidante como para oxidar el oro, y el potencial de reducción del producto formado debe ser menor que el del oxígeno disuelto.

Los productos de la lixiviación del oro son los iones  $\text{Au}^+$  y  $\text{Au}^{3+}$  y para poder disminuir el valor de su potencial de reducción, según la ecuación de Nerst, es mantener su concentración baja y esto se puede lograr transformando los iones  $\text{Au}^+$  y  $\text{Au}^{3+}$  en complejos solubles. El agente formador de complejos en el proceso de cianuración es el ión cianuro. La formación del complejo auro-cianuro puede ser descrita así:



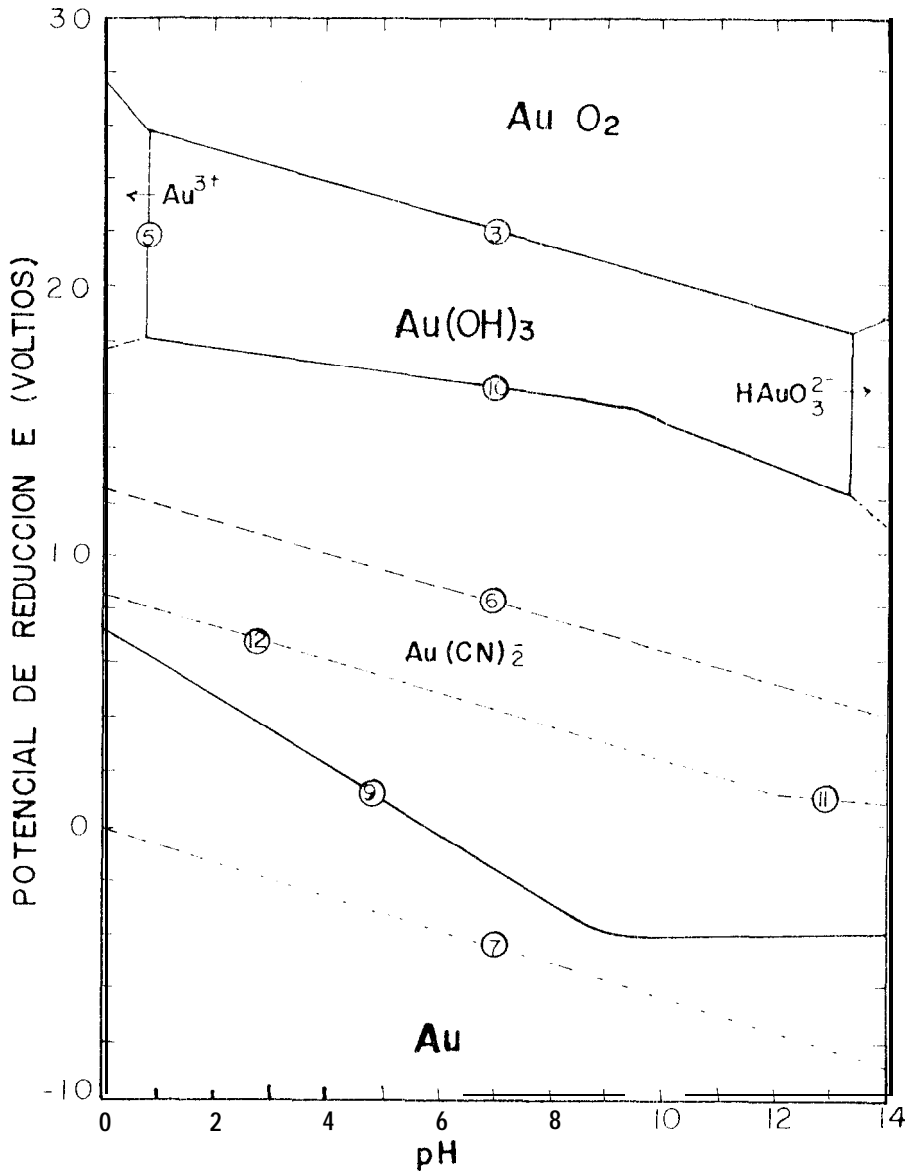
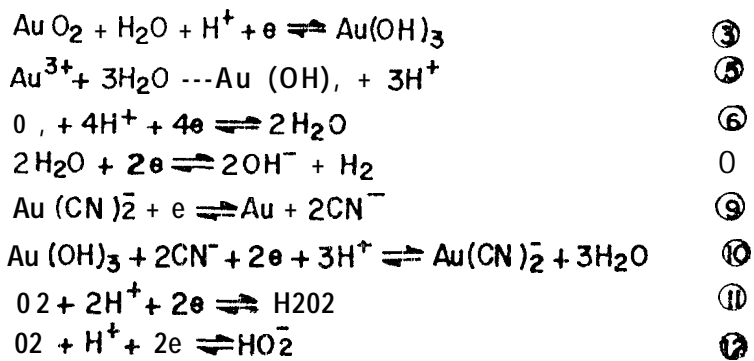


Fig. I.4.B. Diagrama equilibrio potencial - pH para el sistema Au- H<sub>2</sub>O- CN<sup>-</sup> a 25 °C

Concentraciones de toda las especies de Oro soluble = 10<sup>-4</sup> M

[CN<sup>-</sup>] total = 10<sup>-3</sup> M pO<sub>2</sub> = pH<sub>2</sub> = 4 atm.  $\log \frac{[H_2O_2 + HO_2^-]}{pO_2} = -6$



La Fig. I.4.B nos muestra una **diagrama Eh-ph del sistema agua-oro en presencia de cianuro**. Se asume como **concentración de  $CN^-$  igual a  $10^{-3} M$**  la cual es utilizada normalmente en la **práctica**.

En el **diagrama nombrado**, la **línea 9** nos indica la **influencia del ph en la solución**. Se puede observar una **disminución del potencial de reducción** a medida que **aumenta el ph**, y es **únicamente a causa de la hidrólisis del cianuro** que el **potencial de reducción varía con el ph**. Esto es **debido a que la hidrólisis tiene un efecto marcado** en la proporción de **cianuro total presente como ión cianuro libre**.

## 1.5 **FACTORES QUE INFLUYEN EN LA TASA DE DISOLUCION DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURO**

### 1.5.1 Descomposición de las soluciones de Cianuro

Es una de las **principales causas** de un alto consumo de cianuro y puede **darse** por lo siguiente:

- Aguas contaminadas con sustancias **orgánicas** y sales solubles.
- Cianidas que son sustancias presente en el mineral y que **consumen cianuro**.

En la **práctica** la **adición** de cal a una **pulpa** de cianuro es **prácticamente universal** para tratar de evitar la **descomposición del cianuro libre**.

### 1.5.2 Tiempo de Cianuración

Es muy variable y **depende** de **factores** tales como la **composición mineralógica**, **tamaño** de las **partículas** de oro y plata, **grado de liberación**, **concentración** de cianuro en la **solución** y la **temperatura del medio ambiente**.



### 1.5.3 Tamaño de partícula

El tamaño de partícula óptimo para trabajar en cianuración, es aquel en el cual, las partículas de oro y plata se encuentran liberadas, esto lógicamente depende del tamaño de los metales en los minerales. En la práctica se ha cianurado materiales a menos de 180 mesh con buenos resultados. Mientras menor sea la granulometría, el grado de liberación de las partículas de oro es mayor, y la disolución aumenta y una sobre molienda, sin embargo produce pérdidas en la recuperación de valores metálicos.

### 1.5.4. Densidad de pulpa

El porcentaje de sólidos por peso en la pulpa por lo general deben estar comprendidos entre 30 y 60 %.

A bajos porcentajes de sólidos existe mayor cantidad de soluciones en contacto con las partículas minerales y se obtiene una disolución mayor, sin embargo aumenta el consumo de cianuro.

### 1.5.5. Concentración de cianuro

La velocidad de disolución de oro aumenta linealmente con el aumento de la concentración de cianuro, hasta un cierto límite, más allá del cual, un aumento adicional de cianuro tiene un efecto más bien retardante en la disolución de oro.

La disminución de la tasa de disolución a concentraciones altas de cianuro, se debe al aumento del pH de la solución producida por la hidrólisis del cianuro.

La concentración de cianuro apropiada para disolver porcentajes elevados de oro, depende de la naturaleza mineralógica del material a ser tratado.

Se puede observar que la tasa de disolución de oro y plata crece al aumentar la concentración de cianuro, hasta un punto crítico y después alcanza un valor constante. (Fig. 1.5.5)

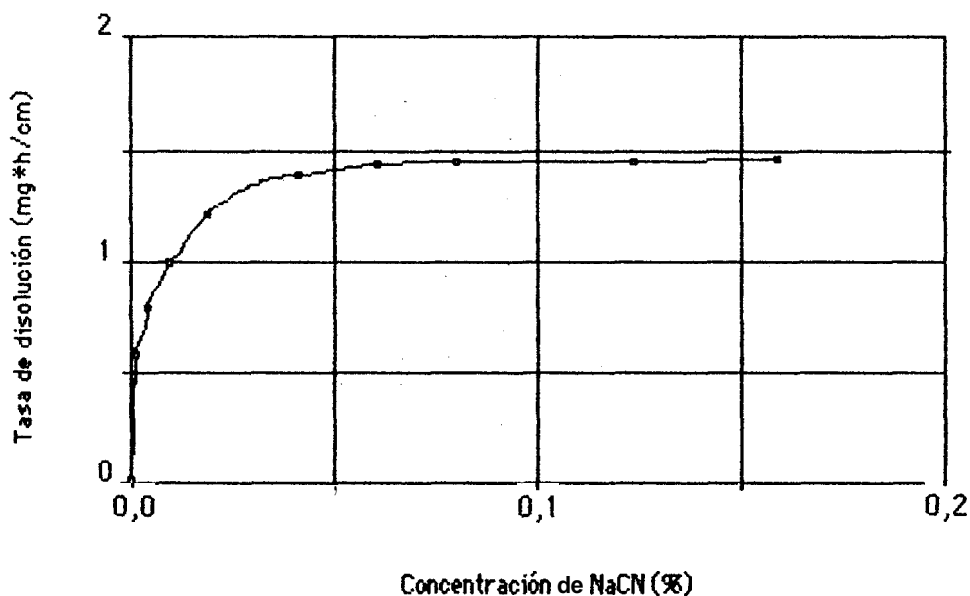


Fig.1.5.5 Efecto de la Concentración de Cianuro (ibid)

### 1.5.6 Efecto del Oxígeno en la tasa de disolución de oro.

El oxígeno es un agente oxidante, esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración.

La tasa de disolución de oro en soluciones de cianuro es en cierto grado proporcional a la tasa de disolución de oxígeno, esto es que con un incremento en la concentración de oxígeno se produce, un aumento en la rata de' disolución, lo cual es,; verdad hasta un cierto punto critico por encima del cual se produce un considerable descenso en la tasa de disolución.

Observando el gráfico relacionado a la concentración de oxígeno (Fig. 1.5.6) se puede observar.



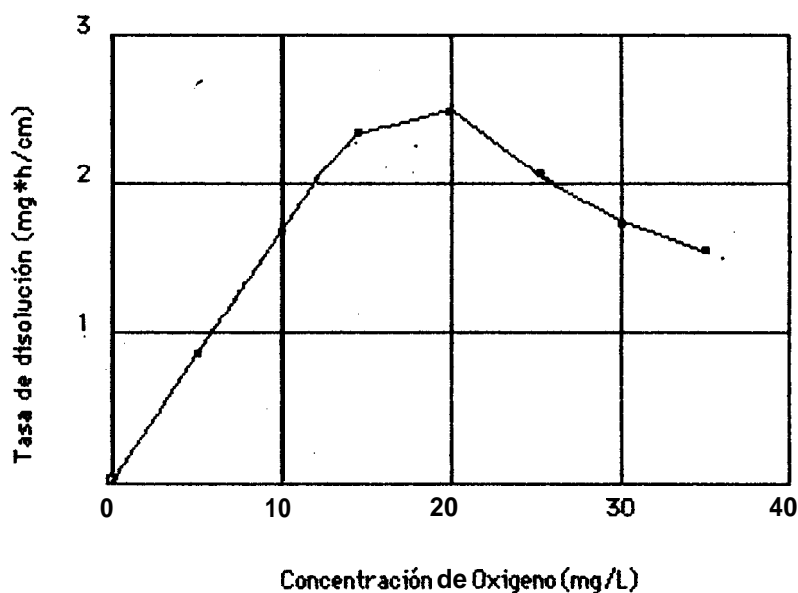


Fig. 1.5.6 Efecto de la concentración de oxígeno (ibid)

1) La tasa **máxima** aumenta junto con la **concentración** de cianuro usada. Esto implica una **relación** entre la tasa de disolución, la **concentración** de oxígeno y la **concentración** de cianuro.

2) Al aumentar la **concentración** de oxígeno se **llega** a un punto donde la tasa alcanza un **máximo** y luego **decrece**.

3) Un **incremento** en la **concentración** de oxígeno causa un incremento en tasa de **disolución** de oro.

### 1.5.7 Efecto de la Alcalinidad

Para que se produzca la **disolución** de oro, es fundamental que la **solución** se mantenga a un determinado nivel de alcalinidad, en la práctica se ha tornado un **pH** que varia **entre** 10 a 12 como un **rango óptimo** de trabajo **para** disoluciones de minerales auríferos. La alcalinidad se la puede mantener con distintos álcalis, entre los cuales **el más usado** es la Cal, por su costo y facilidad de **manipulación**.

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

- a) Evitar la hidrólisis de cianuro ( $\text{pH} < 10$ )
- b) Evitar la descomposición del cianuro por el  $\text{CO}_2$  atmosférico.
- c) Neutralizar los compuestos ácidos en las menas como sales férricas, etc.
- d) Descomponer los bicarbonatos presentes en las aguas de las plantas de tratamiento, antes de usarse en la cianuración.
- e) Para neutralizar los componentes ácidos presentes en las aguas.
- f) Para ayudar en la floculación de partículas finas del mineral.

#### 1.5.8 Efecto de la Temperatura

Al aplicar calor a una solución de cianuro, dos factores influyen en la velocidad de disolución, el aumento de la temperatura agiliza la actividad de la solución y por consiguiente acelera la velocidad de disolución de oro, por otro lado la cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura.

Usar soluciones calientes para extraer oro de una mena tiene muchas desventajas tales como costo de calentamiento de pulpa, también se produce aumento en la descomposición del cianuro a causa de la reacción acelerada de los cianocidos de la mena.



## 1.6 INFLUENCIA EN EL PROCESO DE CIANURACION DE OTROS **CONSTITUYENTES EN** LAPULPA

Existen muchos **elementos diferentes** en las **menas**, que pueden **provocar efectos negativos** en el proceso de la **cianuración**, esto es reaccionando **directamente** con la superficie **del oro**, reaccionando con el **cianuro, oxígeno**, o **bien causar la precipitación del auro-cianuro** **todo &to** provoca **pérdidas** y disminuciones en las tasas de **disolución**.

A **continuación** se **hard** una **reseña** de los **componentes m&s** perjudiciales, **así como** sus **efectos** sobre el proceso de **cianuración**.

### Minerales de Cobre

La **calcosina, bornita, covelina, enargita, azurita, malaquita, cuprita, tenorita** y **cobre metálico** son **rápidamente** atacados por el **cianuro**.

La **calcopirita, tetraedrita** y **crisocola**, son atacados con **menos** facilidad por el **cianuro**. El **ión  $Cu(CN)_3^-$**  no **afecta** la **cianuración del oro**, y la **cinética de extracción** no es **afectada** si la **razón  $CN^-$  total en solución / Cu total disuelto** es **mantenido** en un **valor mayor a cuatro**.

Una **manera** de **reducir** el **consumo** de **cianuro** en la **presencia** de **minerales de cobre** es **usar** **soluciones diluidas**. **Varios autores** **sugieren** **el uso** de **sales de met-curio** y **amoniaco**.

### Minerales sulfurados de hierro.

El **hierro metálico** no es **atacado por** las **soluciones de cianuro** en **cantidades sustanciales**, el **hierro metálico finamente dividido** **actúa** como **desoxidante** de las **soluciones de cianuro**.

La pirita en su estado normal no es atacada por el cianuro, los productos de descomposición como sulfato ferroso y férrico con fuertes cianicidas.

La marcasita en su estado normal no es atacada por el cianuro, los productos resultantes son fuerte cianicidas.

La pirrotina se descompone tan fácilmente que su presencia en la mena causa una considerable pérdida de cianuro y se constituye en un poderoso agente de reductor minerales sulfurosos de hierro.

### Zinc

La blenda es atacada por el cianuro con bastante lentitud. El zinc forma complejos pero su efecto es mucho menos marcado que los minerales de cobre.

### Cobalto y Niquel

Son fuertes cianicidas. Se ha comprobado que en una pequeña cantidad cantidad de niquel en una solución rica en oro tiene un efecto muy perjudicial en la precipitación del mismo, pero aparentemente tiene poco efecto sobre su disolución.

### Minerales de Arsénico

Los minerales arsenopiritas ( $\text{FeS}_2$ ,  $\text{FeAs}_2$ ), rejalgar ( $\text{As}_2\text{S}_2$ ) y oropimente ( $\text{As}_2\text{S}_3$ ), están asociados con algunas menas de oro y/o plata e interfieren en la cianuración. El arsenopirita es atacada levemente por las soluciones de cianuro, rejalgar y oropimente reaccionan consumiendo cianuro y retardan la cianuración.

La antimonita ( $\text{Sb}_2\text{S}_3$ ) da una ligera reacción con el cianuro cuando la alcalinidad de la solución se mantiene en el punto neutral. En soluciones fuertemente alcalinas las cuales consumen cianuro para dar lugar a la formación de sulficianatos.



### Carbón

Muchos minerales contienen materias carbonáceas constituyéndose en un reactivo precipitante de oro en las soluciones de cianuro, los materiales carbonáceos deberían eliminarse por flotación o por tostación antes de la cianuración.

### Teluros

Los teluros de oro son lentamente disueltos por soluciones de cianuro, la alta alcalinidad y aireación promueven la descomposición de teluros. El peróxido de sodio reduce grandemente el tiempo de tratamiento requerido para máxima extracción del oro.

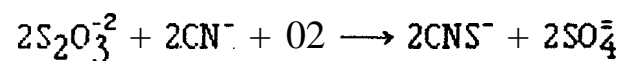
### Ión Sulfuro

El ión sulfuro inhibe fuertemente la disolución de oro y de plata, ya que se absorbe fuertemente sobre la superficie bajando la cinética. También consume oxígeno y cianuro.

Sales de plomo son a menudo, agregados para remover el  $S^{2-}$  como  $PbS$  insoluble.

### Tiosulfatos y Tiocianatos

Los tiosulfatos se forman por la descomposición de sulfuros y consumen cianuro.



El tiosulfato es solvente del oro en presencia de ferrocianuro.

### Cationes Metálicos

El  $\text{Fe}^{2+}$ ,  $\text{Fe}^{3+}$ ,  $\text{Ni}^{2+}$ ,  $\text{Zn}^{2+}$ ,  $\text{Mn}^{2+}$ , consume cianuro debido a la formación de complejos estables con el  $\text{CN}^-$ . El uso de la cal precipita los iones disminuyendo el consumo de  $\text{CN}^-$ .

$\text{Pb}^{2+}$ ,  $\text{B}^{2+}$ ,  $\text{Hg}^{2+}$ ,  $\text{Ti}^{2+}$ , aceleran la lixiviación, causando despasivación del metal precioso.

### Ión Calcio

El ión calcio  $\text{Ca}^{2+}$ , reacciona con el  $\text{SO}_4^{2-}$  formando un sulfato insoluble. Un aspecto positivo del  $\text{Ca}^{2+}$  es que flocula las lamelas de sílice las cuales están cargadas negativamente en las pulpas alcalinas.

## CAPITULO II

### CIANURACION POR AGITACION

#### 2.1 FASB DE LA CIANURACION POR AGITACION.

El proceso de cianuración por agitación tiene dos fases principales:

- a. -Lixiviación
- b. -Recuperación

En la lixiviación el oro y la plata son disueltas en las solución de cianuro.

#### 2.2 LIXIVIACION POR AGITACION.

Fue el único método aplicado convencionalmente durante años y consiste en tratar el material molido en agitadores para lograr su disolución.

En general este método es apropiado para los minerales de alto tenor, o bien concentrados o calcinados. El material es preparado para la lixiviación por molienda del mineral en agua para minimizar los polvos y producir el tamaño óptimo de partícula; las densidades de pulpa variando de 30 a 60 % de sólidos el agente lixivante que es el cianuro de sodio es agregado a la pulpa y agitado continuamente.

En la **agitación** el tiempo de **contacto** es de horas en lugar de días que se requiere para la **percolación**.

La **lixiviación** de la pulpa puede Ser realizada en una **etapa** o en dos etapas; en una **etapa** ésta puede ser un proceso **por lotes** o **intermitentes** y **continuo**. En el **proceso continuo**, una **proporción** fija de la **solución** cargada y de los **sólidos** se **remueve del circuito**; el **remanente** como **también** el **filtrado** se **retornan** al tanque de **lixiviación**. El **método** tiene la **ventaja** de **alta economía** especialmente par a le **consumo del r eactivo**.

En dos etapas se tiene la **ventaja** de **recuperación** de **reactivo** no usado. Un **diagrama de flujo** para la **lixiviación por agitación** es **mostrado** en la Fig.. 2.2

La **ventaja** de la **agitación** es que la **recuperación** puede ser mayor del **90 %**; **sin embargo** se tiene que la **desventaja** de que se **necesita** **molienda**, que la **solución** resultante es **diluída** y que se **necesita** **separación sólido - líquido**.

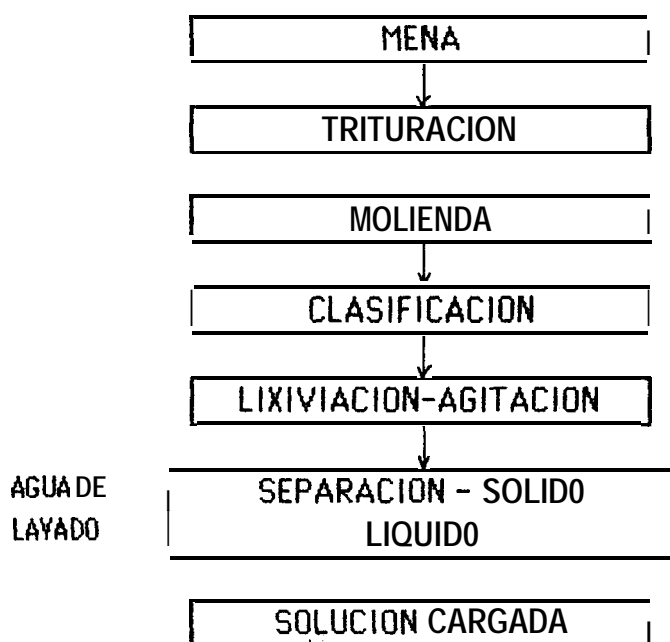


FIG. 2.2 Diagrama de Flujo para la Lixiviación por Agitación

## 2.3 TIPOS DE AGITACION

### 2.3.1 Agitación Mecánica

Este proceso de lixiviación se realiza en tanques pequeños por medio de una agitador mecánico denominado Hélice.

Un factor de importancia en el proceso es el diseño del tanque y del agitador; para lograr una suspensión adecuada es importante conocer el diámetro óptimo del agitador, el cual debe de ser del tamaño a la cual las partículas están suspendidas tanto en el centro como en la periferia a la misma velocidad. El factor que mas incidencia tiene en el diámetro óptimo del agitador es la forma del fondo del tanque.

De acuerdo a la literatura especializada se considera los siguientes valores:

Para fondo plano	$d=0,45 D - 0,5D$	(a)
Para fondo en forma de plato	$d=0,4D$	(b)
Para fondo esférico	$d=0,35D$	(c)

siendo  $D =$  Diámetro del tanque  
 $d =$  Diametro del propulsor

En la Fig.. 2.3.1 se presentan los esquemas mencionados.

El ancho de las paletas del agitador pueden tomar las siguientes dimensiones.

$$b = \text{ancho de las paleta} = 0,1 \text{ a } 0,2 D$$

Otras dimensiones recomendadas son:

$$C = \text{Posición del agitador con respecto al fondo} = (H/6) \text{ a } (H/3)$$

siendo  $H =$  altura del líquido o de la suspensión  $\ll D$

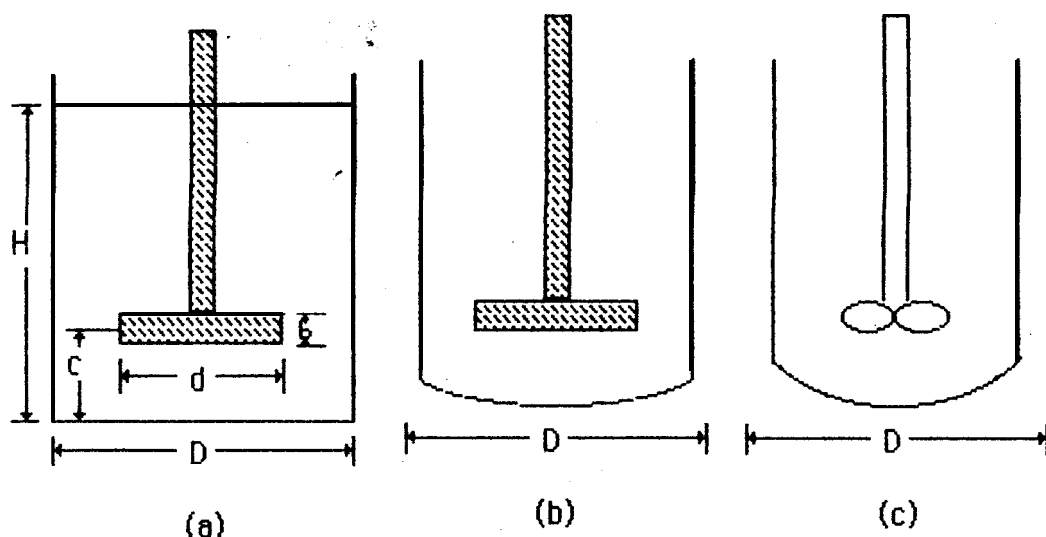


Fig. 2.3.1 Tipos de tanques con sus respectivos agitadores.

Dentro del grupo de los agitadores mecánicos tenemos al agitador Wallece y el Turbo Mixer

#### Agitador Wallece

Consiste de un tanque circular de 12 x 12 pies con una cavidad de 22 pulgs. con un tubo vertical en el centro; dentro de éste un eje al cual está adherido un motor que se encuentra en un punto bajo el fondo y rota a 200 rpm., el tubo vertical permite el ajuste de acuerdo a la altura de carga; usualmente esto es cerca de 2 pies de el fondo del tanque.

Existen 4 pequeños surtidores de air-e los cuales son situados alrededor de la periferia.

En funcionamiento la pulpa extraída abajo del tubo vertical por medio de un vórtice el cual la succiona.

La pulpa entonces es subida en el espacio exterior ayudada por los suministradores de aire.



Este tipo de agitadores está siendo también utilizado en los tratamientos de flotación con solución cianurada.

Es recomendable el uso del agitador donde el material es más arenoso, en concentradores de flotación, debido a que pueden tratar arenas de hasta 40 mesh.

### Turbo Mixer

Tienen una unidad revolvente consistente de un motor, con aspas curvas que se encuentran fijas desviando y rotando en un plano horizontal.

La pulpa ingresa cerca al centro del motor y es expulsada tangencialmente, luego desviada por las aspas estacionarias en los alrededores del motor, produciendo así una agitación intensa .

Como se ha visto la mayor parte de los agitadores modernos emplean algunos mecanismos surtidores de aire, con lo cual incrementan la aireación.

Todo tipo de mineral necesita un máximo suministro de aire. En algunas plantas incluso se ha colocado la pulpa en grandes tanques al aire libre.

### 2.3.2 Agitación con Aire Comprimido

Este método de lixiviación consiste en un tipo de agitación con aire comprimido, dentro de un tanque cilíndrico de forma cónica en el fondo.

Este sistema es conocido con el nombre de Agitador Brown o Tanque Pachuca.

### Agitador Brown o Tanque Pachuca.

Este tipo de agitador fue introducido en Nueva Zelanda en 1902 y después adoptado en México. En un tipo de agitador con aire comprimido y consiste de un tanque cilíndrico de forma cónica en el fondo.

Los tanques son de varios tamaños como de 45 y 55 pies de altura por 13 y 33 pies de diámetro y fondo cónico de 60 grados.

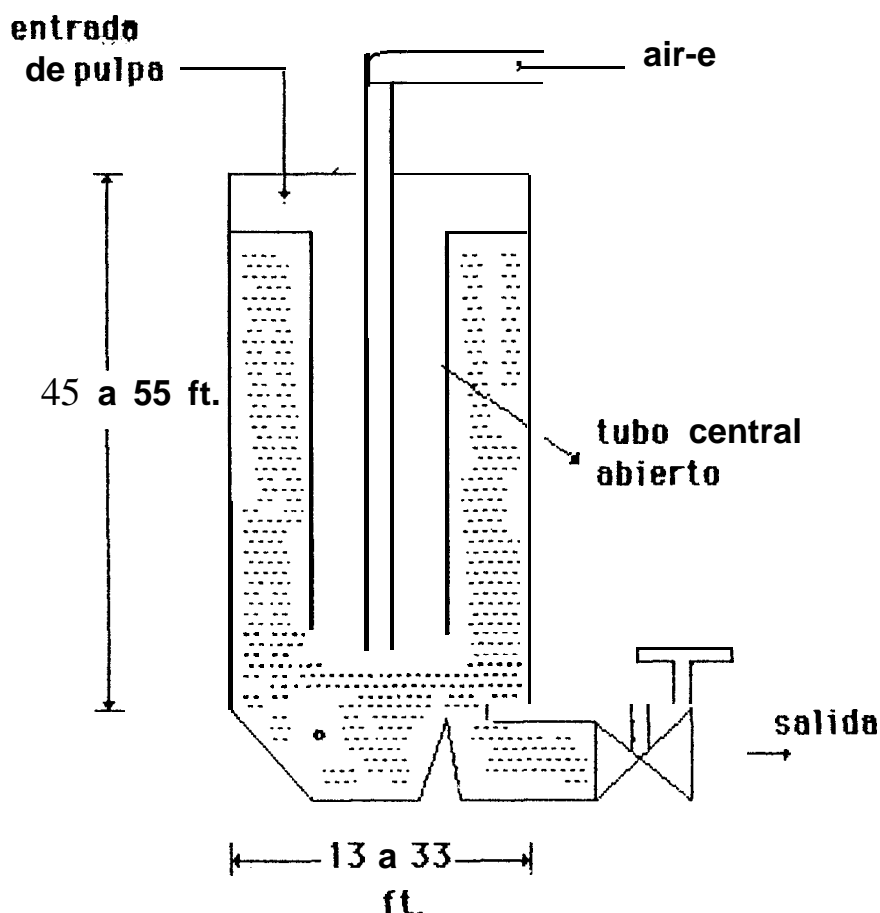
Son fabricados de madera y acero, recubiertos con caucho debido a estas dimensiones y el costo del aire comprimido estos tanques son costosos.

En el tanque un tubo vertical abierto es colocado concéntrico con el tubo de menor diámetro mediante el cual es suministrado el aire causando circulación de los materiales hacia arriba por el tubo central y abajo por el espacio natural. Nueva pulpa es sacada desde el fondo y puesta para una perfecta circulación.

El tiempo de agitación varia. de 3 a 12 horas. Al comienzo de la agitación la presión de aire requerido es considerable para cuando la circulación esta establecida, la cantidad de aire es moderada.

Originalmente el uso del agitador Brown fue intermitente, pero ahora es algo común para 4 6 6 tanques ubicados y trabajando en serie.

La Fig.. 2.3.2 muestra una representación esquemática de una Tanque Pachuca.



**FIG . 2.3.2 Tanque Pachuca. (Representación Esquemática)**

### 2.3.3 Agitación Mecánica combinada con Aire Comprimido

Para lixiviar a gran escala, los agitadores DORR son extensamente usados; rara vez son utilizados para tratamientos de sistemas intermitentes.

Consisten en tanques circular-es con fondo plano y con un tubo abierto en el fondo, a través del cual se introduce aire comprimido. Posee un tubo central que sirve también como un eje soporte para los brazos de agitación, uno en el fondo y otro en la parte superior. Los brazos del fondo están formados son palas raspadoras situadas en un ángulo de tal manera que puedan llevar cualquier material orientado hacia el tubo

central, ~~donde puede~~ ser elevado por el aire comprimido; los brazos superiores ayudan a distribuir la fase acuosa.

Los agitadores DORR al igual que los tanques Pachuca son confinados a los tratamientos del material de tamaño de -150 mesh ó material fino (lodos).

## 2.4 METODOS DE RECUPRRACION DE ORO DE LAS SOLUCIONES CON CIANURO.

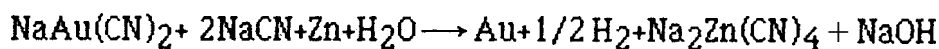
Para recuperar el oro disuelto en las soluciones de cianuro, hay diversos métodos basados en los usos de sales, metales y corriente eléctrica como agent-es precipitant&s; pero son los métodos de adsorción con carbón activado y el de cementación con polvo de zinc los que destacan en nuestro medio por su mayor uso.

### 2.4.1 Cementación can Zinc.

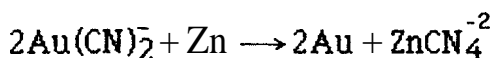
El proceso para precipitar oro y plata sobre la superficie de zinc fue comercializado desde mucho antes que el proceso de cianuración mismo.

Similar a otros procesos de cementación, la química está basada en el hecho de que el metal a ser recuperado de la solución (Au, Ag) es más noble que el metal usado para la cementación (Zn).

La reacción de cementación de oro usando el zinc en polvo puede ser descrita como:



ó también:



La operación se debe llevar a cabo bajo condiciones fuertemente reductoras.

En la actualidad, se han introducido tres cambios que buscan mejorar la eficiencia del proceso y minimizar los 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 (Merrill), para aumentar la cinética del proceso. En 1916 Crowe aplicó vacío para desaerear 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 de Merrill-Crowe es importante la clarificación, la desaeración y el control químico adecuado. Las soluciones deben contener la 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; produciendo la precipitación del metal precioso en forma inmediata y casi completa.

Finalmente la solución que contiene el precipitado se filtra obteniendo el precipitado del metal precioso y la solución estéril que puede retornar al circuito de lixiviación.

#### 2.4.2 Adsorción de Oro en Carbon Activado

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

CIP: Carbon en pulpa.

CIL: Carbon en lixiviación.

CIC: Carbon en columna.

En el proceso CIP, el carbon activado fluye en contracorriente al curso de la pulpa de sólidos lixiviados y de soluciones preñadas. Las partículas de carbon 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 carbon 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 estéril. CIP en comparación con el método convencional reduce costos de inversión hasta 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 reactor-es de lixiviación. El proceso de lixiviación es más lento que el de adsorción, por ello la lixiviación se empieza anteriormente que el de carbón. Así se se está usando 5 tanques agitadores, se añadiría carbón en los últimos. El CIL, con respecto al CIP tiene otra ventaja que es el de procesamiento de minerales que contienen adsorbentes 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 Carbon 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 pre-tratamiento 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 pre-tratada 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 carbon agotado puede regenerarse en horno a 500-600 grados centígrados en atmósfera no oxidante, la cual provoca el vapor de agua sobre el carbon: 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 em plea fundición.



## CAPITULO III

### PRUEBAS DE LABORATORIO

#### 3. 1 TRATAMIENTO PRELIMINAR DE LAS ARENAS.

Las arenas analizadas en el presente estudio corresponden a colas de canalón tomadas en el sector "El Paraíso", zona minera Ponce Enríquez, provincia del Azuay.

La recolección de las arenas fue realizada el 28 de Enero de 1992.

Las arenas inicialmente fueron dispersadas sobre un plástico donde se secaron a temperatura ambiente, no es recomendable la utilización de hornos para el secado del material debido a que puede producirse variaciones mineralógicas en el material. Una vez secadas las arenas, se procedió a la homogenización que se logró mezclando y amontonando el material en forma sucesiva hasta comprobar visualmente que se había logrado una temperatura homogénea.

Posteriormente, se procedió a la reducción de la muestra, siendo el método aplicado el Cuarteo.

Por último, el material así obtenido fue el que se utilizó para su posterior análisis.

## 3.2 ANALISIS FÍSICOS.

### 3.2.1 Densidad de la Mena.

La determinación de la densidad de las arenas es necesaria en el proceso de cianuración, debido a que su valor es indispensable para la preparación de la pulpa.

Para determinar la densidad se utilizó una probeta graduada, en la cual se observa la variación de volumen que experimenta al introducir las arenas con un peso determinado en el interior de la probeta conteniendo un volumen conocido de agua.

Se realizaron 3 pruebas de densidad, para obtener una densidad final promedio; la densidad de las arenas se calcula mediante la ecuación:

$$\rho (\text{densidad}) = \text{Masa} / \text{Volumen de agua desplazada}$$

#### Equipo Utilizado.

Balanza analítica  
Probeta graduada

Los resultados de estas pruebas se registran en la Tabla I.

TABLA I

Densidad de la mena

Nº Ensayo	W. de la muestra	Volumen inicial (cm <sup>3</sup> )	Volumen final (cm <sup>3</sup> )	Diferencia de Volumen (cm <sup>3</sup> )	$\rho$ Densidad (g/cm <sup>3</sup> )
1	60,8879	200	218	18	3,3827
2	60,0085	200	218	18	3,338
3	60	200	220	20	3
PROMEDIO					3,24

### 3.2.2 Análisis Granulométrico.

El análisis granulométrico determina la distribución de tamaños de partículas de la muestra de interés.

El procedimiento empleado para análisis granulométrico es el siguiente:

1. Se homogeneizó y se obtuvo una muestra representativa de las arenas.
2. Se pesó 500 g. de material preparado.
3. Se colocó una sarta de tamices en orden de granulometría descendente Nº 50, 70, 100, 140, 200 y fondo.
4. Se tamizó en el vibrador Rop-Tap, por espacio de 20 min.
5. Se pesó el retenido de cada tamiz y se anotó su valor.
6. Se calculó el porcentaje por peso de cada retenido.

7. Con los resultados obtenidos se **graficó** en escala Log-log **porcentaje por peso versus diámetro de partículas**.

### Equipo utilizado

Vibrador agitador Rap-Tap

Sarta de tamices

Balanza analítica

La **distribución granulométrica del material** se muestra en la Tabla II, Gráfico 1.

TABLA II.

### Distribución granulométrica

Tamiz	Diámetro (µm)	Peso (g)	% Peso Retenido Parcial	% Peso Pasante Acumulado
50	300	11,76	2,352	97,648
70	212	19,51	3,902	93,746
100	150	41,51	8,302	85,444
140	106	179,85	35,97	49,474
200	75	85,51	17,102	32,372
Fondo		161,86	32,372	
Total		500	100	

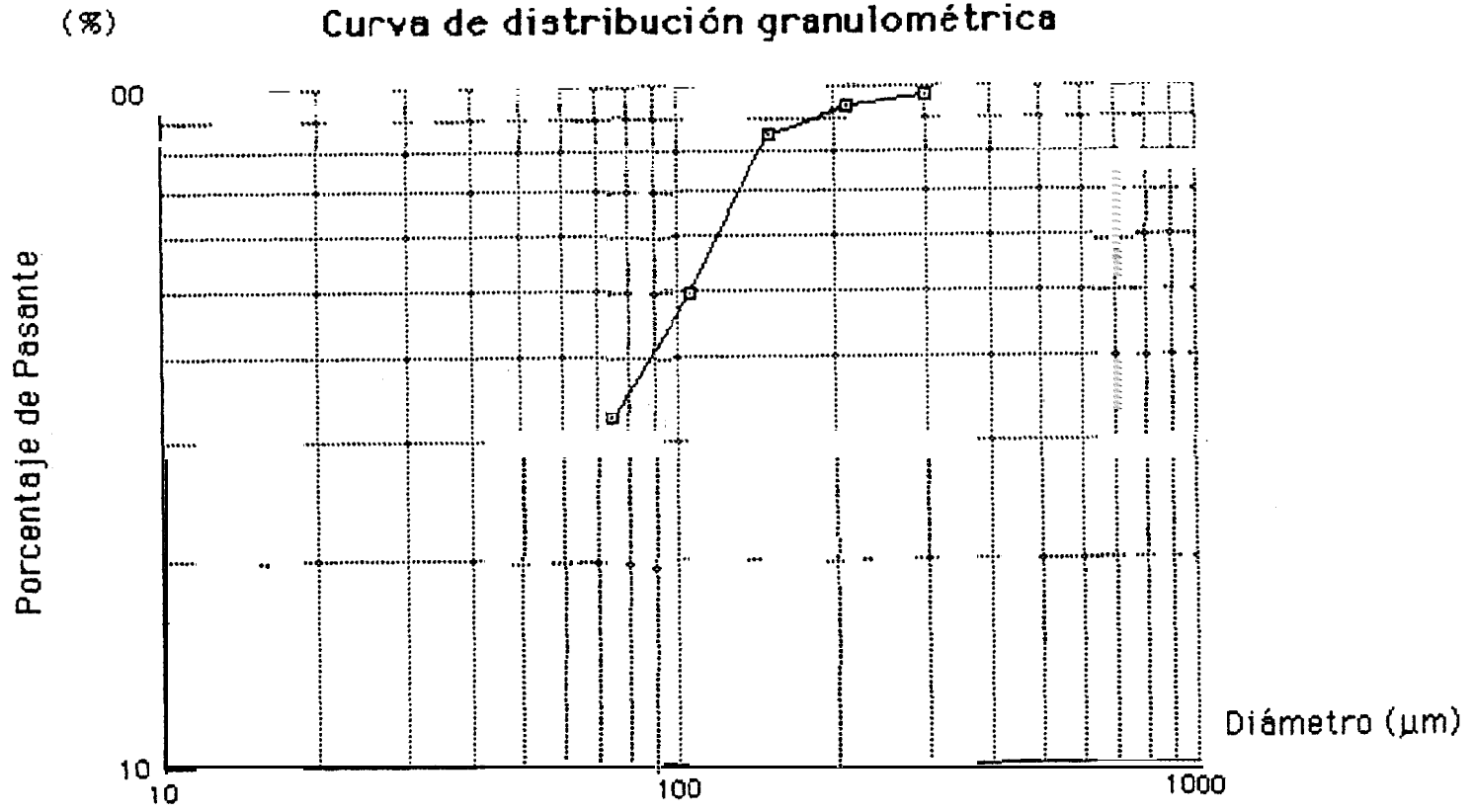
## 3.3 ANALISIS PIROMETALURGICOS.

### 3.3.1 Determinación del Tenor de Oro y Plata de las arenas.

El análisis pirometalúrgico se realizó para determinar el tenor de oro y plata presente en los relaves del sector el El Paraiso.

# GRAFICO 1

## Curva de distribución granulométrica



El procedimiento empleado para el ensayo pifometalufgico fue el siguiente: ,

1. Homogeneizar la muestra.
2. Pesar 50 g. de muestra.
3. Introducir la muestra al horno a una temperatura de 800 °C, aproximadamente para el proceso de tostación durante 30 min., con el propósito de transformar los sulfuros metálicos en óxidos. Se removió esporádicamente el material mediante el empleo de tenazas.
4. Sacar del horno el recipiente que contenía el material tostado, enfriar y pesar.
5. Preparar la carga fundente pesando los reactivos necesarios en la balanza: 60 g. de litargirio  
     15 g. de borax  
     5 g. de sílice  
     4 g. de harina  
     Carbonato de sodio igual al peso obtenido en el paso 4.
6. Mezclar y homogeneizar la carga fundente con el material tostado en un crisol de arcilla.
7. Espolvorear la mezcla contenida en el crisol con una pequeña cantidad de borax antes de introducir el crisol en la mufla, la cual debe encontrarse a una temperatura de unos 1000 °C. y dejar en el interior por unos 30 min. para su fundición.
8. Sacar del horno, verter sobre una lingotera y dejar enfriar.
9. Separar el botón de plomo de la escoria.



10. Moldear el botón de plomo con el mazo hasta darle una forma cúbica. ,

11. Introducir el botón de plomo en el horno sobre una copela previamente calentada.

Dejar en el interior a unos 800 °C. hasta que quede solamente el Doré.

12. Aplanar el doré hasta que tome forma de disco y pesar.

13. En un vaso pyrex, colocar ácido nítrico y agua en proporción 1:7. Introducir el doré en la solución y someter a calentamiento por espacio de 15 min.

14. Posteriormente atacar el doré con ácido nítrico concentrado, colocando en un vaso pyrex 20 ml. de ácido nítrico y calentarlo en la hornilla.

15. Lavar el oro resultante en el vaso con agua destilada.

16. Pesar el oro y anotar su valor.

17. Hacer los cálculos respectivos para determinar tenores de oro y plata.

Los datos de los ensayos se presentan en la Tabla I I I.

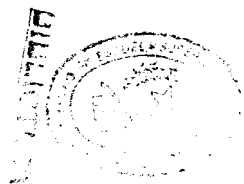
Por lo tanto el tenor de oro correspondiente a arenas de colas de canalón del sector del Paraiso recolectadas el 28 de Enero de 1992 es de 26 g/Tm. y el de plata 44 g/Tm.

Estos valores serán utilizados como referencia en el cálculo de porcentaje de recuperación de las soluciones cianuradas.

### TABLA III

Tenor de oro y plata de la mena

Nº ENS.	W. de muestra antes de tostar (g)	W. del Doré (g)	W. del Oro (g)	W. de Plata	Tenor- de Oro (g/Tm)	Tenor de Plata (g/Tm)
1	<b>50</b>	0,0035	0,0013	0,0022	<b>26</b>	<b>44</b>
2	<b>50</b>	0,0037	0,0014	0,0023	<b>28</b>	<b>46</b>
3	<b>50</b>	0,0034	0,0013	0,0021	<b>26</b>	<b>42</b>
4	<b>50</b>	0,0034	0,0012	0,0022	<b>24</b>	<b>44</b>
PROMEDIO					<b>26</b>	<b>44</b>





### 3.3.2 Determinación de Tenor-es de oro y plata para cada fracción granulométrica.

Esta prueba fue realizada para conocer como se encontraba la distribución de oro en cada una de las fracciones granulométrica. El procedimiento seguido fue el siguiente:

1. Se homogenizó y se obtuvo una muestra representativa de las arenas.
2. Se peso 1000 g. de material y se colocó una sarta de tamices Nº 50,70, 100, 140, 200 y fondo.
3. Se tamizó en el vibrador Rop-Tap por espacio de 20 min.
4. Se peso 50 g. de muestra del retenido en cada tamiz.
5. Se realizó los mismos pasos a partir del punto 3 del procedimiento de determinación del tenor de oro y plata de las arenas, para el retenido en cada una de las fracciones nombradas.
6. Se realizó un diagrama de barra de los tenores de oro y plata para cada fracción granulométrica.

Los resultados se observan en la Tabla IV, Gráfico 2

De los resultados obtenidos se observa que la mayor distribución de oro se encuentra en las fracciones más finas (200 mesh). Hay que recalcar que el 49,47 % de las arenas es pasante acumulado del tamiz 140 mesh.

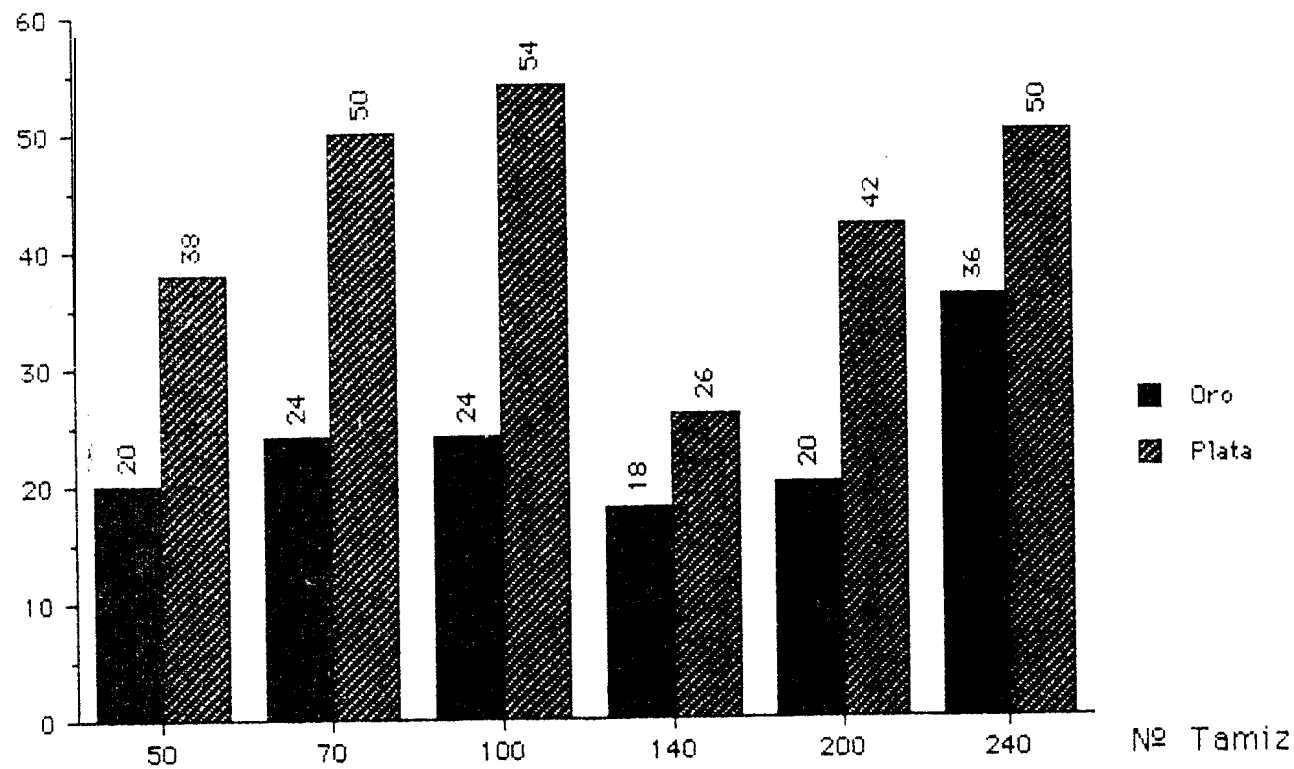
**TABLA IV**

Tenores de oro y plata en fracciones.

Tamiz	Peso de muestra (g)	W. del Doré (g)	W. de Oro (g)	W. de Plata (g)	Tenor de Au (g/Tm)	Tenor de Ag (g/Tm)
50	50	0,0032	0,001	0,0019	20	38
70	50	0,0037	0,0012	0,0025	24	50
100	50	0,0039	0,0012	0,0027	24	54
140	50	0,0022	0,0009	0,0013	18	26
200	50	0,0031	0,001	0,0021	20	42
Fondo	50	0,0043	0,0018	0,0025	36	50

Ley  
(g/Tm)

GRAFICO 2  
Diagrama de Tenores de oro y plata



### 3.4 ANALISIS DE CIANURACION FOR EL METODO DE AGITACION

La cianuración por el método de agitación fue utilizada en el laboratorio como método para la lixiviación de las partículas de oro y plata presentes en las arenas estudiadas. Posteriormente el oro fue recuperado por cementación, con polvo de zinc, utilizando el método de Chiddey.

Las variables controladas en las pruebas fueran: la concentración de cianuro libre y concentración de cal; se utilizó una velocidad constante de 510 rpm.

Se realizaron 4 pruebas en las cuales la concentración de cianuro de sodio varió, utilizanda 0.5, 1, 1.5 g/l; donde se realizó una prueba final con una concentración de cianuro de sodio de 0.5 g/l . La concentración de cal fue de 0.5 g/l para todas las pruebas.

#### 3.4.1 Determinación de la densidad de pulpa.

El porcentaje de sólidos por peso debe ser tal que permita mayor contacto de un mineral con la solución y al mismo tiempo facilidad operacional.

Conociendo que el porcentaje' de sólidos debe ser del 40 % y que se utilizó 1 Kg. de material para la cianuración utilizando la fórmula (1), se obtiene la relación (2), de donde:

$$P = \frac{ws}{ws + W1} \quad (1)$$

$$W1 = 1,5 \text{ ws} \quad (2)$$

Se obtiene, por lo tanto, la cantidad de agua utilizada para las pruebas realizadas; por medio de la fórmula (3), se puede calcular el volumen de pulpa total.

$$vp = \text{Vol. Sól.} + \text{Vol. Liq.} \quad (3)$$

Los valores obtenidos se ilustran en la Tabla V:

**TABLA V**  
**Densidad de pulpa**

% de sólidos	Vol. de agua (l)	Cant. Mat. Ws. (kg)	Vol. de pulpa Qp (l)
40	1,5	1	1,808

#### 3.4.2 Metodología de Trabajo de la cianuración por agitación.

La metodología nombrada a continuación se siguió para las 4 pruebas realizadas.

La cianuración se realizó por espacio de 24 horas, controlando la concentración de cianuro y de cal a diferentes horas previamente establecidas.

Los pasos realizados fueron:

1. Se prepara la pulpa en base a la cantidad de material y de agua previamente establecida y se coloca dentro del recipiente de agitación.
2. Se agita la pulpa por espacio de 5 min. y luego se mide el Ph imperante. Para la medición del Ph se saca un poco de pulpa con un beacker y se filtra. Luego se mide el Ph del filtrado con Ph -metro.
3. Se agrega la cantidad de cal necesaria para elevar el Ph con un valor apropiado para la cianuración; este valor de Ph esta entre 10 y 12.

4. **Inmediatamente** se agrega **el NaCN** necesario **para tener** la **concentración** de cianuro que requiere la prueba. En **este** instante da inicio'la pr ueba de **cianuración** por agitacdn.

5. Se **toman** muestras de la **solución** en tiempo previamente establecidos, **los intervalos** de tiempo se van espaciando **hasta** concluir el tiempo de prueba.

6. Se **para** el **proceso** **cada** tiempo, se deja **decantar** la **solución** y se **extrae** con una **pipeta** **15 ml** de **solución**; luego se pone en **agitación** el recipiente y se filtra la **solución** extraida.

7. Se **toma** los ml necesarios de **solución filtrada** para **determinar** los valores de Ph, **concentración** de cianuro; concentracdn de cal y **para** la prueba posterior de **absorción atómica**.

8. Se **restituye**. la **cal**, **cianuro** y sobrante de la **solución filtrada** **hasta** llevar la **solución** a las condiciones de **trabajo pre-establecida**.

9. **Retirar** **el** recipiente de **agitación** y **filtrar** la **solución** al **terminar** el tiempo de prueba.

10. Se **calcula** el **consumo** de cal y de cianuro (**Tablas IX, X y XI** ) en la **pfueba** y se **gráfica** su **variación** en el tiempo (**Gráficos 3, 4 y 5**).

### 3.4.3. Control de la concentración de cianuro.

La **determinación** de la **concentración** de cianuro libre se **realizó** por **titulación**.

Se **utilizó** como reactivos una **solución** de **nitrate** de **plata** de **concentración** conocida ( $3,577416 \times 10^{-3} \text{ M}$ ) con un **indicador** de **yoduro** de **potasio** al **5 %**.

El procedimiento empleado fue el siguiente:

1. Se detuvo la cianuración por un pequeño intervalo de tiempo para extraer un poco de la solución de la pulpa.
2. Se filtró la solución y se colocaron 5 ml en un recipiente para la titulación.
3. Se les agregó a los 5 ml, 3 gotas de yoduro de potasio al 5% y se vertió poco a poco una solución de nitrato de plata de concentración conocida ( $3.5774 \times 10^{-3} \text{ M}$ ) por medio de una bureta hasta que cambió el color del indicador.
4. Se midió el consumo de nitrato de plata ( $\text{NO}_3\text{Ag}$ ) en la bureta.
5. Se aplicó las siguientes relaciones:

$$2x[\text{NO}_3\text{Ag}] \text{ M} \times \frac{\text{Gastos de NO}_3\text{Ag ml}}{5 \text{ ml de muestra}} \times 49 \text{ g/mol} = [\text{CN}^-]$$

$$\text{Vol. de sol.} \times [\text{CN}^-] \text{ g/l} = \text{g de CN}^- \text{ en solución} = X_1$$

$$\text{Vol. de sol.} \times [\text{CN}^-] \text{ g/l de la prueba a mantener constante} = \text{g de CN}^- \text{ que debe de haber en solución} = X_2$$

$X_1 - X_2 =$  gramos de  $\text{CNNa}$  que hay que agregar a la solución para mantener la concentración constante en la prueba realizada.

6. Se calculó la cantidad necesaria de  $\text{CNNa}$  y se la añadió a la pulpa ( Ver tablas VI, VII y VII I ).

#### 3.4.4 Control de la concentración de Cal

La determinación de la concentración de cal se la realizó por titulación .

Se utilizó como reactivos una solución de ácido Oxálico de concentración conocida ( $2.6754977 \times 10^{-3} \text{ M}$ ) y fenolftaleína como indicador.

El procedimiento empleado fue el siguiente:

1. Se siguieron los dos primeros pasos del procedimiento de control de la concentración de cianuro.
2. Se agregó 2 gotas de fenolftaleína y se vertió cantidades controladas de ácido oxálico de concentración conocida ( $2.6754977 \times 10^{-3} \text{ M}$ ) por medio de una bureta hasta que el color del indicador cambió.
3. Se midió el consumo de ácido oxálico en la bureta.
4. Se aplicaron las siguientes relaciones:

$$[\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}] \text{ mol/l} \frac{\text{Gasto H}_2\text{C}_2\text{O}_4 \text{ ml}}{5 \text{ ml de muestra}} \cdot 56 \text{ g/l} = [\text{CaO}]$$

$$\text{Vol. de Sol} \times [\text{CaO}] \text{ g/l} = \text{g CaO en la Sol.} = X_1$$

$$\text{Vol. de Sol. } 0,5 \text{ g/l} = \text{g de CaO que debe de haber en solución} = X_2$$

La CaO empleada posee el 50% de pureza, entonces:

$$\frac{X_2 - X_1}{0,5} = \text{g de CaO que hay que agregar a la solución para mantener una concentración constante de } 0,5 \text{ g/l.}$$

5. Se calculó la cantidad necesaria de CaO y se añadió a la pulpa (Ver Tablas VI, VII y VIII).



### 3.4.5 Pruebas de Cianuración

Se **realizar** on **tres** pruebas con **tres** concentraciones diferentes de **cianuro**: 0,5 g/l, 1,0 g/l **y** 1,5 g/l. Las **demás** variables se mantuvieron **constantemente** para **todas** las pruebas:

- **Concentración de cal:** 0,5 g/l
- **Densidad de pulpa:** 40 %
- **Cantidad de sólido:** 1,0 Kg
- **Agitación:** 510 fpm

### 3.4.6 Resultados

Los resultados de las pruebas anteriormente mencionadas se pueden observar en las Tablas VI a XI y XII I y en los **Gráficos 3 a 7**.

## 3.5 PREPARACION DE SOLUCIONES

Se **detalla** a **continuación** como se prepararon las soluciones utilizadas en la **cianuración** por **Agitación**; siendo **utilizados** el yoduro o de potasio **y** la fenolftaleína como indicadores **para** el cianuro de sodio **y** la **cal** respectivamente.

El **nitrate** de plata **y** el **ácido oxálico** se emplearon como **tituladores** para **cianuro** **y** **cal** respectivamente.

### Preparación de la Fenolftaleína.

- Pesar 1 gramo de fenolftaleína.
- Verter el **gramo** de fenolftaleína en **50 cm<sup>3</sup>** de alcohol.
- Adicionar al volumen anterior, **50 cm<sup>3</sup>** de agua destilada.

### Preparación del Yoduro de Potasio.

- Pesar 5 gramos de yoduro de potasio.
- **Disolver** **estos** 5 gramos en 100 ml de agua destilada.

## TABLA VI

Tabla de Control de la 1era. Prueba de Cianuración

empo	Pn	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaU] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO <sub>3</sub> (ml)	[CN ] (g/l)	CN (g)	Volumen (ml)
0	10,7			2,8305			0,75	1500
0,5	10,25	1,3	0,0389	1,3785	4,2	0,2984	0,3006	1495
1,5	10,8	5,1	0,1528	1,0345	4,9	0,3435	0,233	1490
3	10,9	4	0,1198	1,1252	4,9	0,3435	0,2315	1480
7,5	11	7,2	0,2157	0,8386	4,7	0,3345	0,244	1475
14,5	11	4,9	0,1468	1,038	5,9	0,42	0,1772	1470
20	11,2	8,4	0,2517	0,7174	4,7	0,3345	0,244	1465
24	11,35	10,4	0,3116	0,5481	5	0,3506	0,2174	1455

Prueba N<sup>o</sup>

Concentración de ácido oxálico =  $2,6755 \cdot 10^{-3}$  M

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de nitrato de plata =  $3,5774 \cdot 10^{-3}$  M

Concentración de cianuro = 0,5 g/l

Lugar: El Paraiso

## TABLA IX

Tabla de control de consumo de Cianuro y Cal

Hora	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulad (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	0,75	0,75	2,8305	2,8305
0,5	0,3	1,0506	1,3785	4,209
1,5	0,23	1,2836	1,0345	5,2435
3	0,23 15	1,5151	1,1252	6,3687
7,5	0,244	1,7591	0,8386	7,2073
14,5	0,1772	1,9363	1,038	8,2453
20	0,244	2,1803	0,7274	8,9727
24	0,2 174	2,3976	0,548 1	9,5208

Prueba Nº 1

Lugar: El Paraíso

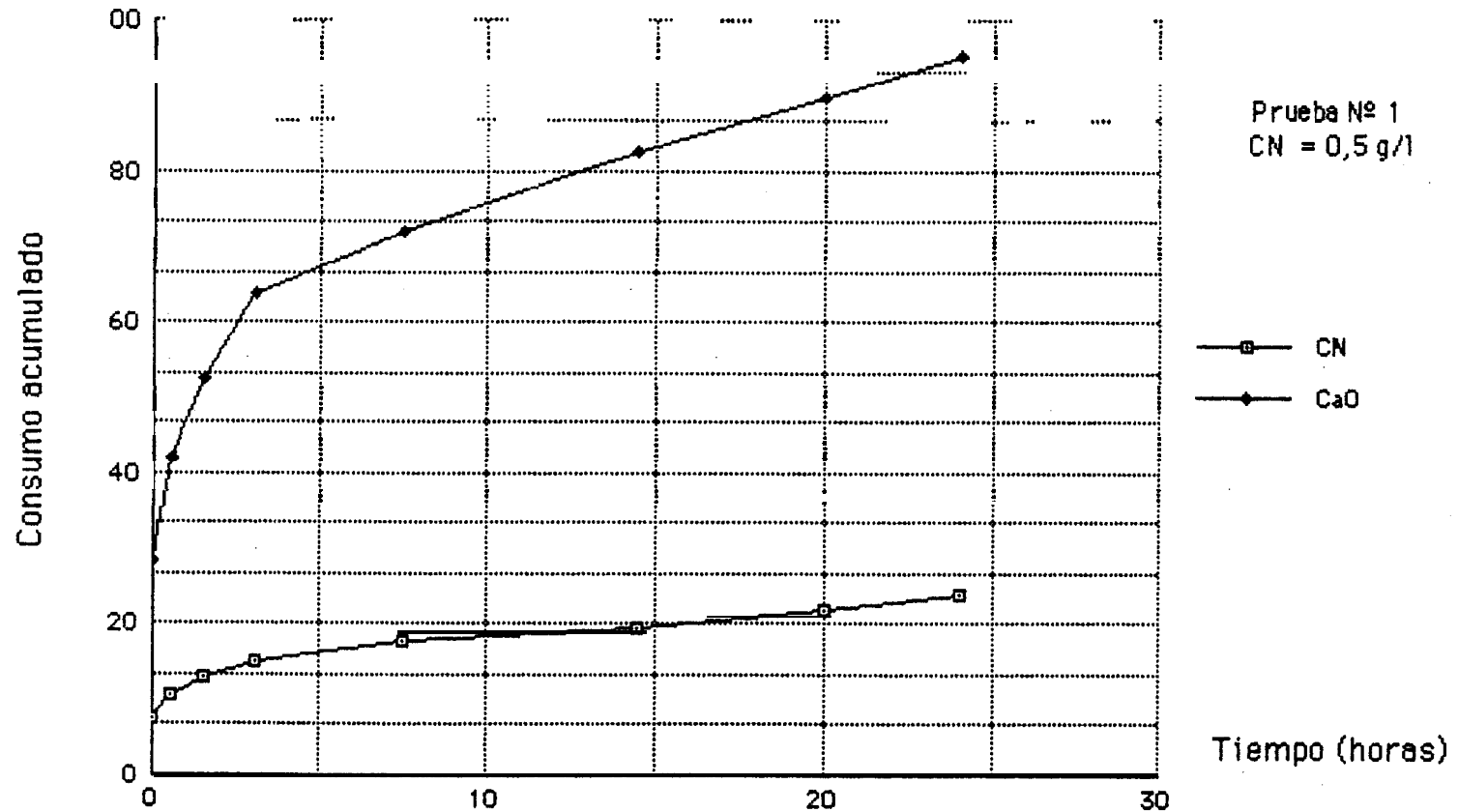
[CN] = 0,5 g/l

[CaO] = 0,5 q/l

### GRAFICO 3

#### Consumo acumulado de cianuro y ca

(0,1xKg/Tm)



## TABLA VII

Tabla de Control de la 2da. Prueba de Cianuración

Tiempc	Ph	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaO] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO3 (ml)	[CN] (g/l)	CN (g)	Vol umer (ml)
0	11,35			3			1,5	1500
0,5	10,4	0,6	0,0179	1,44	10,4	0,7292	0,4	1490
1,5	11,1	5,4	0,1588	1,0133	12	0,8414	0,235	1485
3	11,25	10,1	0,3026	0,5841	4,7	0,8203	0,2658	1480
6	10,9	4,8	0,1438	1,0506	9,7	0,6801	0,4717	1475
11,5	10,9	9,6	0,2876	0,6242	9,9	0,6142	0,4496	1470
21,75	10,4	1,6	0,0449	1,333	9,8	0,6362	0,458	1465
24	11,1	4,8	0,144	1,04	13,1	0,9185	0,119	1460

Prueba N<sup>o</sup> 2

Concentración defci do oxálico =  $2,6755 \cdot 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de ni tratode plats =  $3,5774 \cdot 10^{-3} \text{ M}$

Concentración de cianuro = 1 g/l

Lugar: EParai so

## TABLA X

Tabla de control de consumo de Cianuro y Cal

Hora	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulado (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	1,5	1,5	3	3
0,5	0,4	1,9	1,44	4,44
1,5	0,235	2,135	1,0133	5,453
3	0,2658	2,401	0,5841	6,037
6	0,4717	2,8725	1,0506	7,088
11,5	0,4496	3,321	0,6242	7,712
21,75	0,458	3,78	1,333	9,045
24	0,119	3,899 1	1,04	10,085

Prueba NQ 2

Lugar: El Paraiso

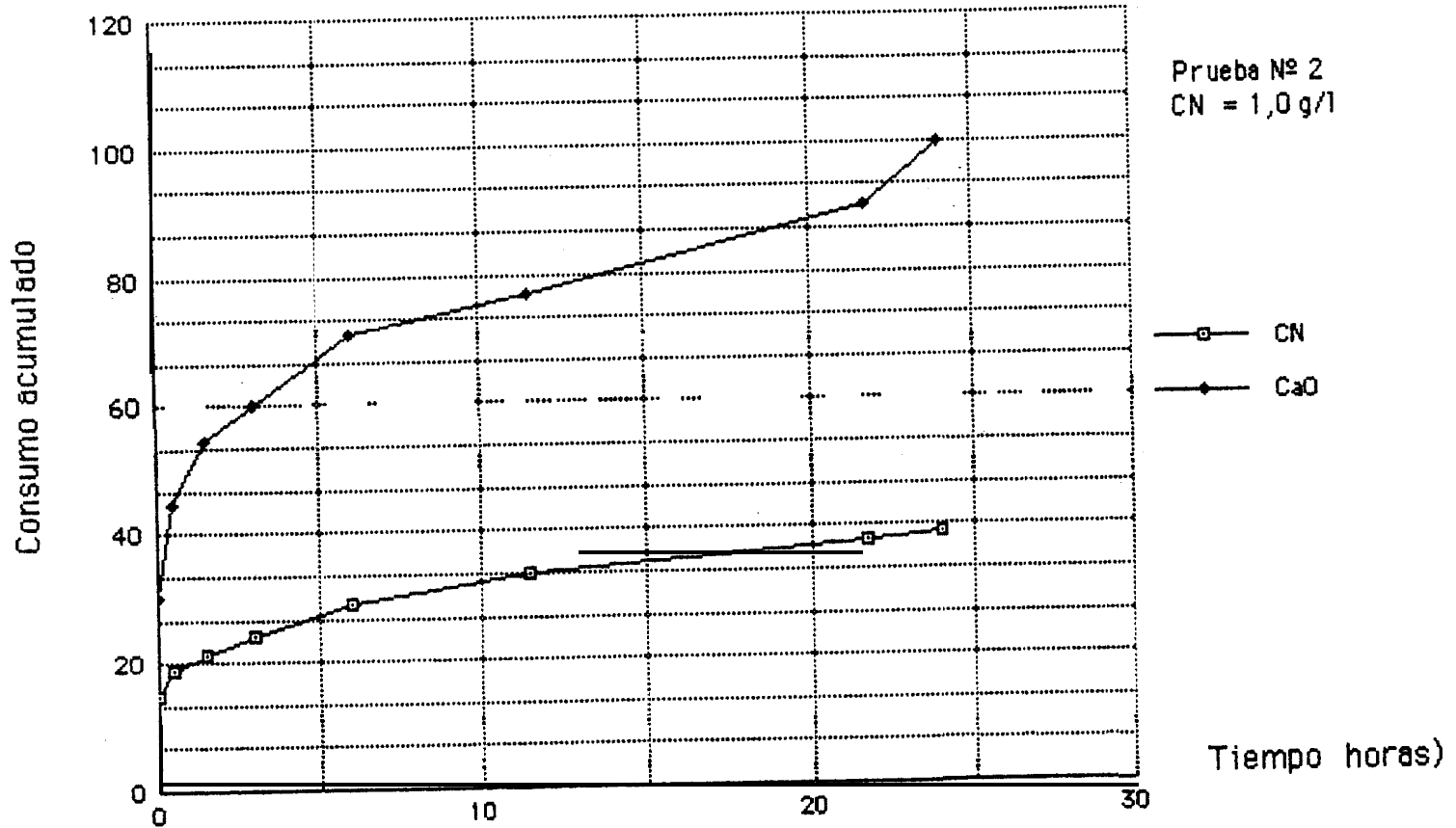
[CN] = 1 g/l

[CaO] = 0,5 g/l

# GRAFICO 4

## Consumo acumulado de cianuro y cal

0,1xKg/Tm)



**TABLA VIII**  
**Tabla de Control de la 3era. Prueba de Cianuración**

Tiempo	Ph	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaO] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO3 (ml)	[CN] (g/l)	CN (g)	Vol umer (ml)
0	10,5			5			2,25	1500
0,5	10,9	4,1	0,1228	1,1268	17	1,1919	0,46	1494
1,5	11,1	8	0,2347	0,775 1	16,9	1,1849	0,469	1489
3	11,35	8,9	0,2667	0,6924	17,5	1,227	0,405	1484
6	10,95	7,4	0,2217	0,823	16,5	1,1569	0,5079	1479
11	11,15	7,9	0,2367	0,776	17,5	1,227	0,402	1474
17,75	11	8,6	0,2577	0,7087	18,6	1,3042	0,286	1463
20	11,05	9,3	0,2787	0,6444	20,5	1,4374	0,09	1457
24	11	10,8	0,323	0,51	21,2	1,486	0,019	1447

**Prueba N° 3**

Concentración de ácido oxálico =  $2,6755 \cdot 10^{-3}$  M

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de nitrato de plata =  $3,5774 \cdot 10^{-3}$  M

Concentración de cianuro = 1,5 g/l

Lugar: El Paraiso



TABLAXI  
Tabla de control de consumo de Cianuro y Cal

Hora	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulado (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	2,25	2,25	5	5
0,5	0,46	2,71	1,1268	6,1268
1,5	0,469	3,179	0,775 1	6,90 19
3	0,405	3,584	0,6924	7,5943
6	0,5079	4,0919	0,823	8,4 173
11	0,402	4,4339	0,776	9,1933
17,75	0,286	4,7799	0,708	9,902
20	0,09	4,7989	0,2786	10,1807
24	0,019	4,8 179	0,323	10,5037

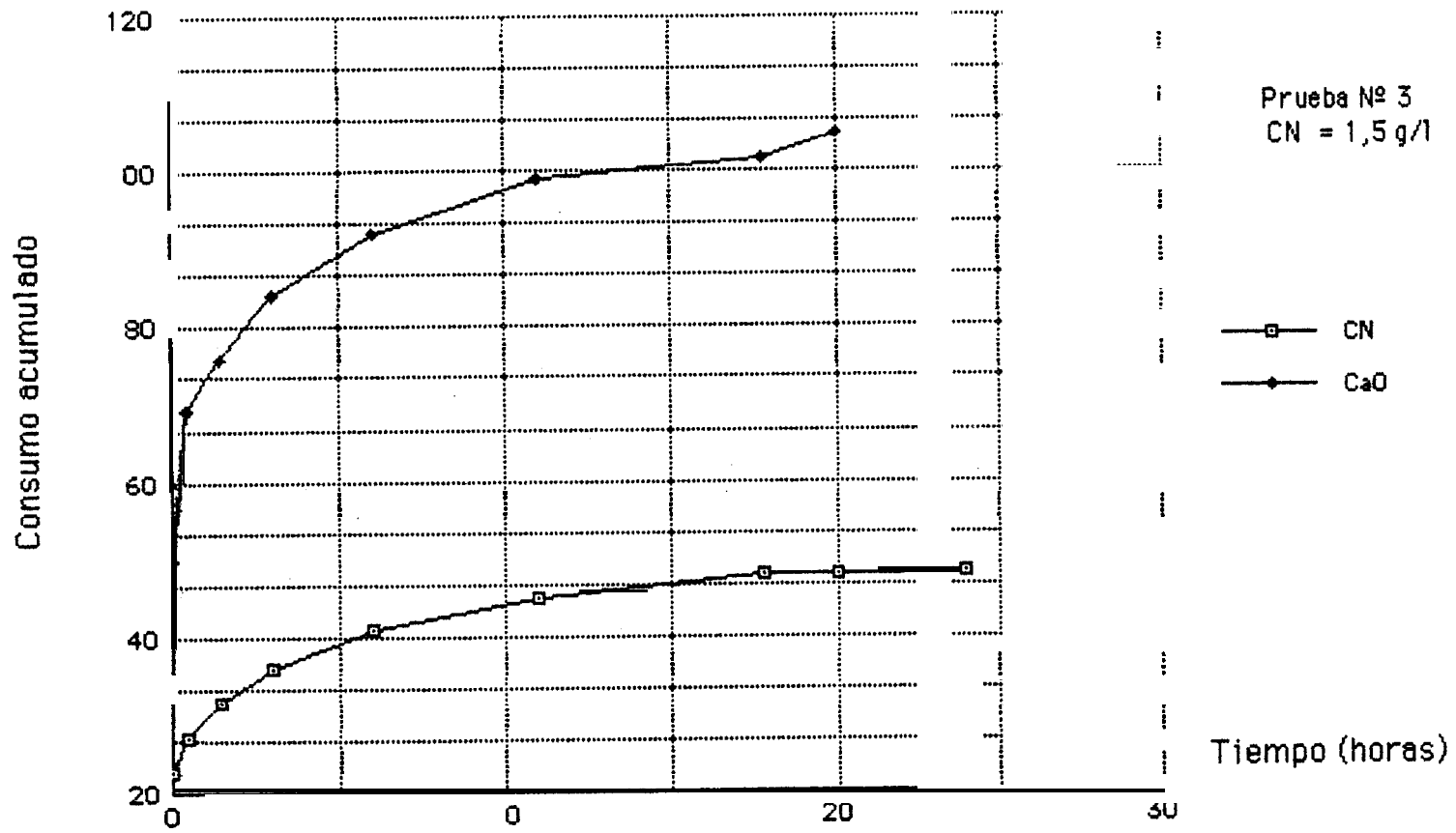
Prueba NQ 3  
Lugar: El Paraíso

[CN] = 1,5 g/l  
[CaO] = 0,5g/l

(0,1xKg/Tm)

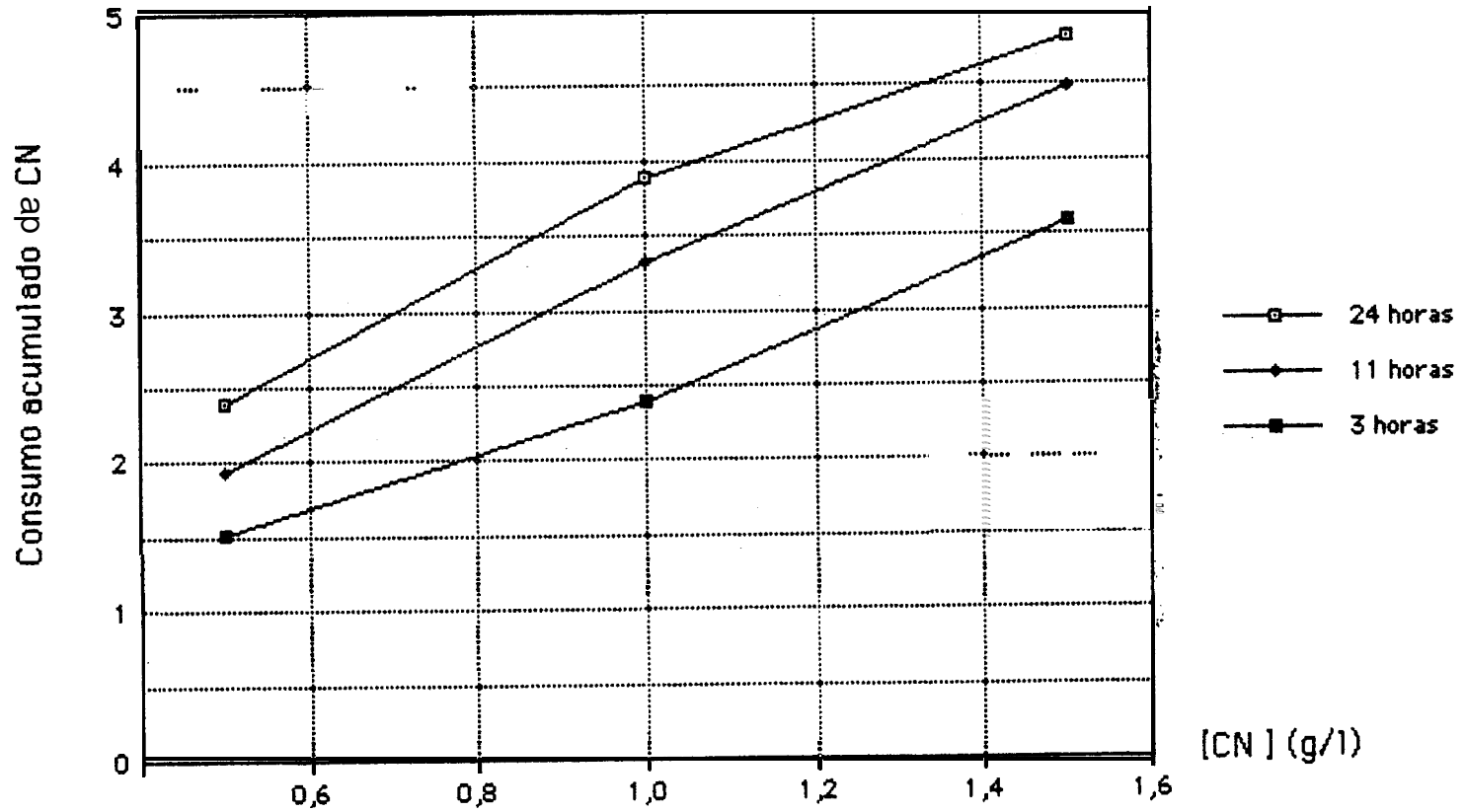
### GRAFICO 5

Consumo acumulado de cianuro y ca



**GRAFICO 6**  
**Consumo acumulado de CN Ys. Concentración de CN**

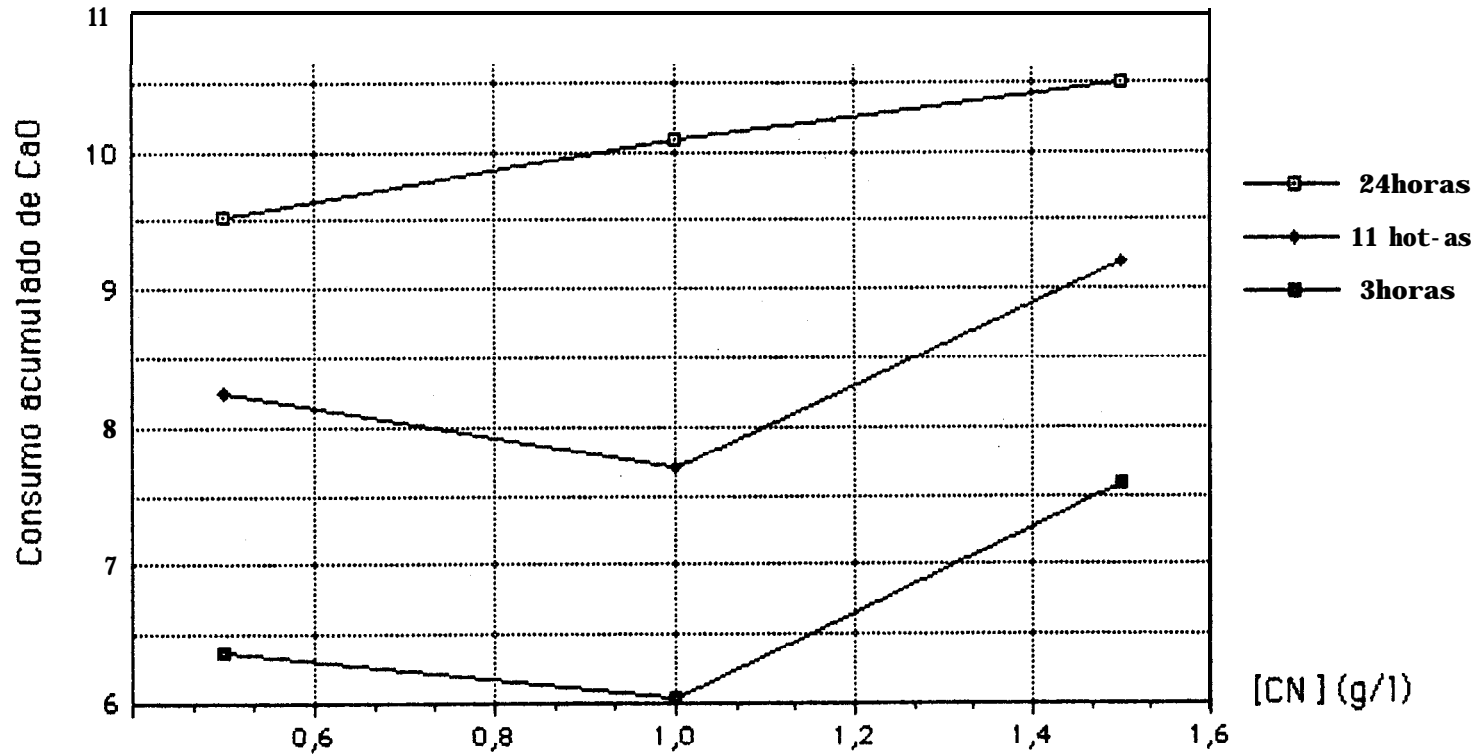
(Kg/Tm)



### GRAFICO 7

Consumo de cal acumulado Vs. concentración de cianuro

(Kg/Tm)



De esta manera se obtiene una solución de Yoduro de Potasio al 5 %.

#### Preparación de Nitrato de Plata.

- Pesar 0,60773 gramos de Nitrato de plata ( $\text{NO}_3\text{Ag}$ ).
- Diluir estos 0,60773 gramos en un litro de agua destilada.
- Una mol de nitrato de plata es igual a su peso molecular expresado en gramos, entonces el valor numérico del cociente entre 0,60773 y el valor del peso molecular del nitrato de plata (169,88 g/mol) es la concentración en moles por litro del nitrato de plata ( $3,5774 \times 10^{-3} \text{ mol/litro}$ ).

#### Preparación del Acido Oxálico.

- Pesar 0,3373 gramos de ácido oxálico ( $\text{H}_2\text{C}_2\text{O}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ ).
- Diluir estos 0,3373 gramos en un litro de agua destilada.
- Una mol de ácido oxálico es igual a su peso molecular expresado en gramos, entonces el valor numérico del cociente entre 0,3373 y el valor del peso molecular del ácido oxálico (126,07 g/mol) es la concentración en moles por litro del ácido oxálico ( $2,6754977 \times 10^{-3} \text{ M}$ ).

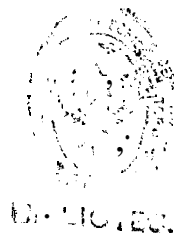
### 3.6 DETERMINACION DE LA CONCENTRACION DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURO.

En el presente estudio para obtener la concentración de oro disuelto en las soluciones de cianuro se utilizaron dos métodos:

- Método de Chiddey
- Método de Absorción Atómica

#### 3.6.1 Método de Chiddey.

El principio de este método es el desplazamiento electroquímico del oro por el zinc, siendo el zinc prácticamente el precipitador universal para metales preciosos disueltos en



soluciones de cianuro; **además** se agrega sales de plomo como acelerador de la **reacción**.

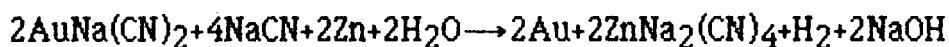
El zinc **desplaza** al plomo **del electrolito** y el plomo **metálico** se une con el zinc **restante** para formar una **aleación** de plomo-zinc la cual **cubre** al metal de zinc.

La **reducción** de cianuro de oro se **realiza** por la presencia de plomo en la **solución**. La tasa **de disolución anódica** también es incrementada por la presencia de plomo.

Se distinguen 2 etapas en el **proceso**:

- En la **primera** un equivalente de zinc reduce dos equivalentes de oro.
- En la segunda **etapa** un equivalente de zinc produce un equivalente de cianuro **sódico** de zinc.

La **reacción** producida es:



Existe un desprendimiento de **hidrógeno** y aumento de la **alcalinidad** en la **solución**. El zinc se disuelve por el cianuro **sódico áurico** y por el cianuro libre exponiendo las superficies **del metal** para la **precipitación** de oro y **plata**.

En el **precipitado** con el **método** de Chiddey el oro y la plata pueden ser precipitados en una esponja de plomo la cual **puede** ser copelada.

### Procedimiento del Método de Chiddey

El procedimiento empleado en el **laboratorio** fue el **siguiente**:

1. Luego de finalizada la **cianuración** se **filtro** la **pulpa**, se **recogió** un **litro** de solución en un **beacker**, se **llevó** la **solución** a

una concentración de cianuro igual a 1 g/l y se procedió a calentarlo en una hornilla.

2. Se añadió 20 ml de solución de acetato de plomo al 1 OW, inmediatamente se agregó 1,5 g de polvo de zinc y se agitó continuamente. Se calentó hasta la temperatura de ebullición.

3. Se añadió suavemente 30 ml de ácido clorhídrico diluido en proporción 2:1.

4. Se continuó calentando la solución hasta que terminó el burbujeo (aproximadamente 15 a 20 min.)

5. Se filtró la solución con cuidado para que no exista pérdidas y luego se secó el papel filtro.

6. Se quemó el papel filtro en crisol y el material que quedó retenido se mezcló con la siguiente carga fundente:

- 10 gramos de sílice
- 15 gramos de carbonato de sodio
- 30 gramos de litargirio
- 15 gramos de bórax
- 3 gramos de harina

7. Se sometió la carga y el papel filtro quemado a un ensayo al fuego.

8. Se copeló; el doré se atacó con ácido nítrico.

9. Se tomó el peso del oro y se calculó la cantidad de oro disuelto en la cianuración.

Los resultados obtenidos con el método de Chiddey son mostrados en las Tablas XII y XIII; y en el Gráfico 8.

## TABLA XII

### Resultado del Método de Chiddey

[CN ] (g/l)	Cant. de sól. (Kg)	Vol. de liq. (l)	Ley de cabeza (g/Tm)	Peso de Au disuelto (mg)	% recuperado
0,5	1	1,5	26	23,89	91,87
1	1	1,5	26	18,77	72,19
1,5	1	1,5	26	15,6	60

### 3.6.2 Método de Absorción Atómica.

El funcionamiento del espectrofotómetro de absorción atómica (SAA), se basa en la propiedad de los átomos de liberar o absorber energía radiante cuando pasan sus electrones de una a otra órbita, según sea de mayor o menor energía, o de menor a mayor energía respectivamente. Cada transmisión tiene una línea de emisión única con longitud de onda fija y cada elemento tiene su único espectro de emisión. En el caso del oro, la transmisión produce o absorbe energía con una longitud de onda de 242,8 nm.

Un equipo de absorción atómica es capaz de generar una haz de electrones con igual longitud de onda que la absorbida por el elemento que se analiza.

Este método se considera entre los métodos analíticos más selectivos y además permite determinar cualitativamente, semicuantitativamente y cuantitativamente cerca de 70 elementos.



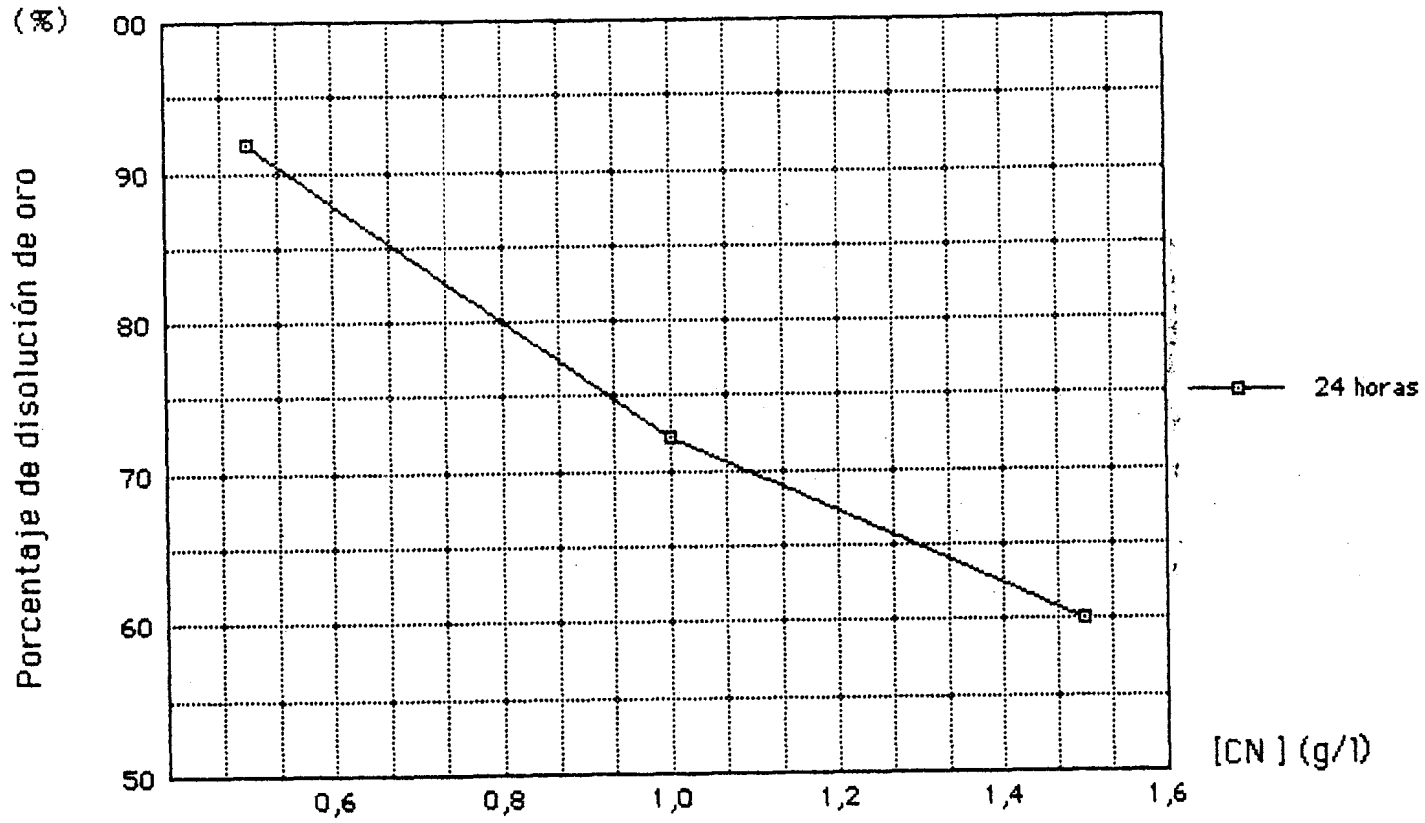
## TABLAXIII

## TABLAS DE RESULTADOS DE LAS PRUEBAS PRELIMINARES

<p>PRUEBA Nº 1</p> <p>Cantidad de material  Volumen de solución  Porcentaje de sólidos en Peso  Ley de cabeza  Oro en solución despues de 24 hot-as de lixiviación  Porcentaje de disolución</p>	<p>1,0Kg  1,5 litros  40%  26 g/Tm  23,9 mg  92%</p>
<p>PRUEBA Nº 2</p> <p>Cantidad de material  Volumen de solución  Porcentaje de sólidos en Peso  Leydecabeza  Oro en solución despues de 24 horas de lixiviación  Porcentaje de disolucidn</p>	<p>1,0Kg  1,5 litros  40%  26 g/Tm  18,8 mg  72%</p>
<p>PRUEBA Nº 3</p> <p>Cantidad de material  Volumen de solución  Porcentaje de sólidos en Peso  Leydecabeza  Oro en solución despues de 24 horas de lixiviación  Porcentaje de disolución</p>	<p>1,0Kg  1,5 litros  40%  26 g/Tm  15,6 mg  60%</p>

### GRAFICO 8

Porcentaje de disolución de oro Vs. concentración de cianuro



En el presente trabajo este análisis fue realizado para conocer la cantidad de oro que se va disolviendo a través del tiempo en una prueba de cianuración final.

Las mediciones de absorbencia, fueron realizadas en el laboratorio instrumental del Instituto de Química, sobre un espectrofotómetro de absorción atómica (PERKIN-ELMER 603).

### Procedimiento del Método de Absorción Atómica.

1. Preparar una solución de cianuro con una concentración de 2 g/l.
2. Guardar en tubos de ensayo un ml de solución cianurada de la pulpa en cada uno de los horarios preestablecidos con sus respectivas diluciones.
3. Realizar las mediciones en el S.A.A. de la solución en cada uno de los tubos de ensayo, colocando y encendiendo la lámpara de oro, la cual está usando longitud de onda de 242,8 nm.
4. Calcular el porcentaje de oro disuelto en cada tiempo de medición y realizar el gráfico y tabla respectiva.

Los resultados obtenidos por el método de absorción atómica se detallan en la Tabla XVI y el Gráfico 10.

### Prueba Final.

Se realizó una prueba final de cianuración utilizando el método de absorción atómica bajo las siguientes condiciones:

- Concentración de CNNa: 0,5 g/l
- Concentración de CaO: 0,5 g/l
- Densidad de pulpa: 40 %
- Cantidad de sólido: 1,0 Kg

- Cantidad de líquido: 1,5 litros
- Agitación: 510 rpm

### Resultados

Los **resultados** de la prueba final utilizando el **método** de absorción atómica se puede observar en las Tablas XIV a XVI I y los Gráficos 9 y 10.

## TABLA XVII

TABLA DE RESULTADOS DE LA PRUEBA FINAL

Cantidad de material	1,0Kg
Volumen de solución	1,5 litros
Porcentaje de sólidos en Peso	40%
Leydecabeza	26 g/Tm
Oro en solución después de 24 horas de lixiviación	24,03 mg
Porcentaje de disolución	92%

### 3.7 **RECUPERACION DE ORO CON CARBON ACTIVADO.**

La recuperación de oro con carbón activado es posible debido a las propiedades adsorbentes del carbón activado sobre el oro en soluciones cianuradas.

Existe una considerable incertidumbre con respecto al actual mecanismo de adsorción de oro sobre el carbón activado esto se debe principalmente al conocimiento incompleto de la naturaleza de la superficie del carbón activado.

**TABLA XIV**

Tabla de Control de la Prueba Final de Cianuración

Tiempo	Ph	Lectura Ac. Oxál. (ml)	[CaO] (g/l)	CaO (g)	Lectura AgNO <sub>3</sub> (ml)	[CN] (g/l)	CN (g)	Volumen (ml)	Dilución
0	11			3		0,5	0,75	1500	
0,5	10	1,2	0,0359	1,3875	3,1	0,2173	0,4225	1495	
1,5	10,9	5,6	0,1678	0,99	5,3	0,3716	0,1913	1490	1;3
3	11	8	0,2397	0,772	5,7	0,3997	0,1488	1483	1;4
6	10,9	4,9	0,1468	1,04	5,8	0,4067	0,1388	1477	1;5
11,5	10,6	4,9	0,1468	1,039	4,6	0,3225	0,261	1471	1;6
21	9,8	1,8	0,0787	1,3025	5,4	0,3786	0,1772	1460	1;7
24	10,6	12	0,3588	0,4095	7,2	0,5048	0,007	1450	1;8

**Prueba Final**Concentración de ácido oxálico =  $2,6755 \cdot 10^{-3}$  M

Concentración de Cal = 0,5 g/l

Concentración de nitrato de plata =  $3,5774 \cdot 10^{-3}$  M

Concentración de cianuro = 0,5 g/l

Lugar: El Paraiso

## TABLA XV

Tabla de control de consumo de Cianuro y Cal

Hot-a	Consumo de CN (Kg/Tm)	Consumo de CN acumulado (Kg/Tm)	Consumo de CaO (Kg/Tm)	Consumo de Cao Acumul. (Kg/Tm)
0	0,75	0,75	3	3
0,5	0,4225	1,1725	1,3875	4,387
1,5	0,1913	1,3638	0,99	5,3775
3	0,1488	1,5 126	0,772 1	6,1496
6	0,1388	1,6514	1,04	7,1896
11,5	0,261	1,9124	1,039	8,2286
21	0,1772	2,0896	1,305	9,5311
24	0,007	2,0966	0,4095	9,9406

Prueba Final

Lugar: El Paraiso

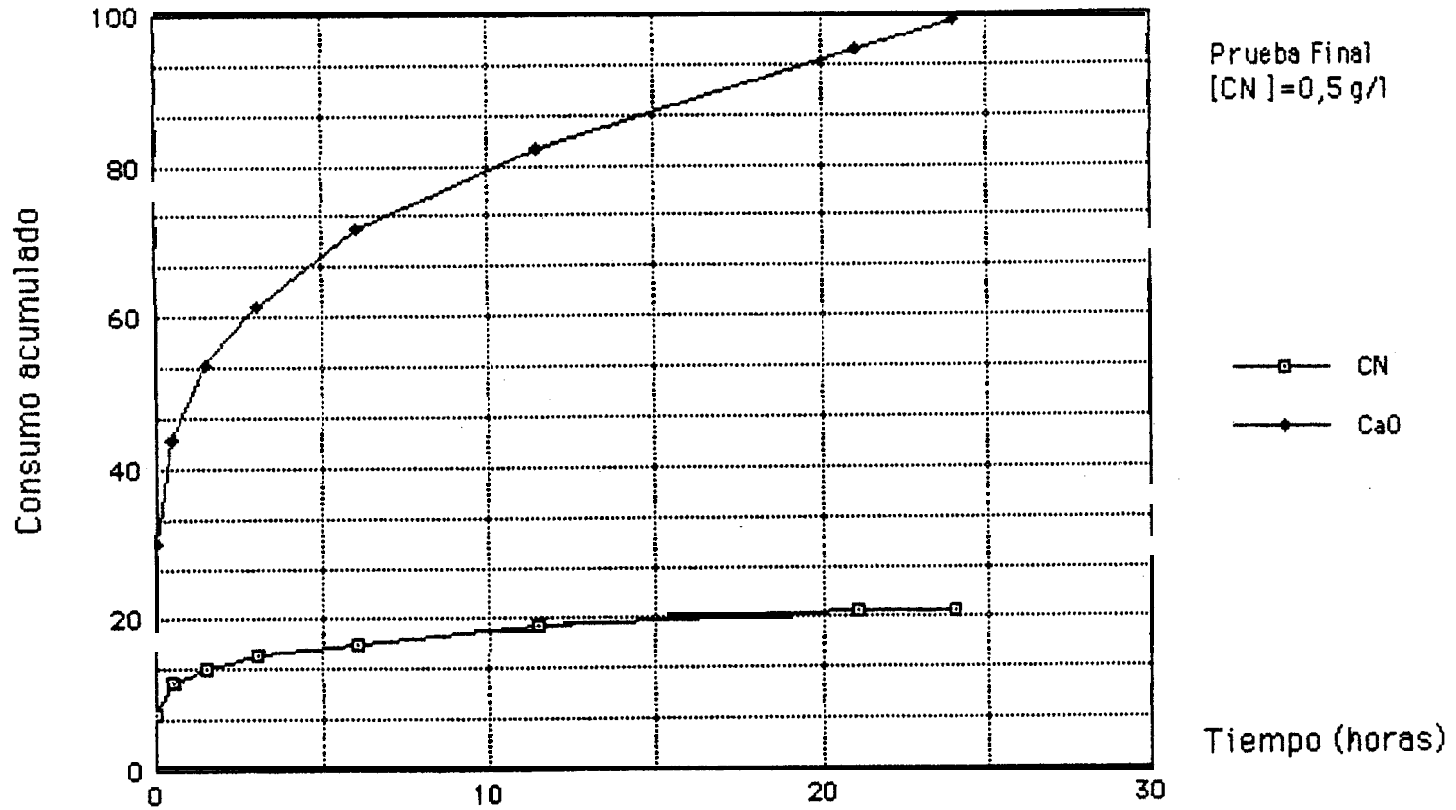
[CN ] = 0,5 g/l

[CaO] = 0,5 g/l

### GRAFICO 9

### Consumo acumulado de cianuro y cal

(0, 1xKg/Tm)



**TABLA XVI**

Tabla de control de cianuración con absorción Atomica

Hora	Lectura S.A.A. (ppm)	Lectura S.A.A. por dilución (ppm)	Yolumen (ml)	Au disuel to (mg)	Au disuel to %
0			1500		
0,5			1495		
1,5	3,25	6,5	1490	9,685	37,25
3	2,8	8,45	1483	12,529	47,91
6	2,44	9,75	1477	14,401	55,39
11,5	2,5	12,51	1471	18,403	70,78
21	2,5	14,14	1460	20,638	84,23
24	2,37	16,57	1450	24,034	92,44

**Prueba Final**

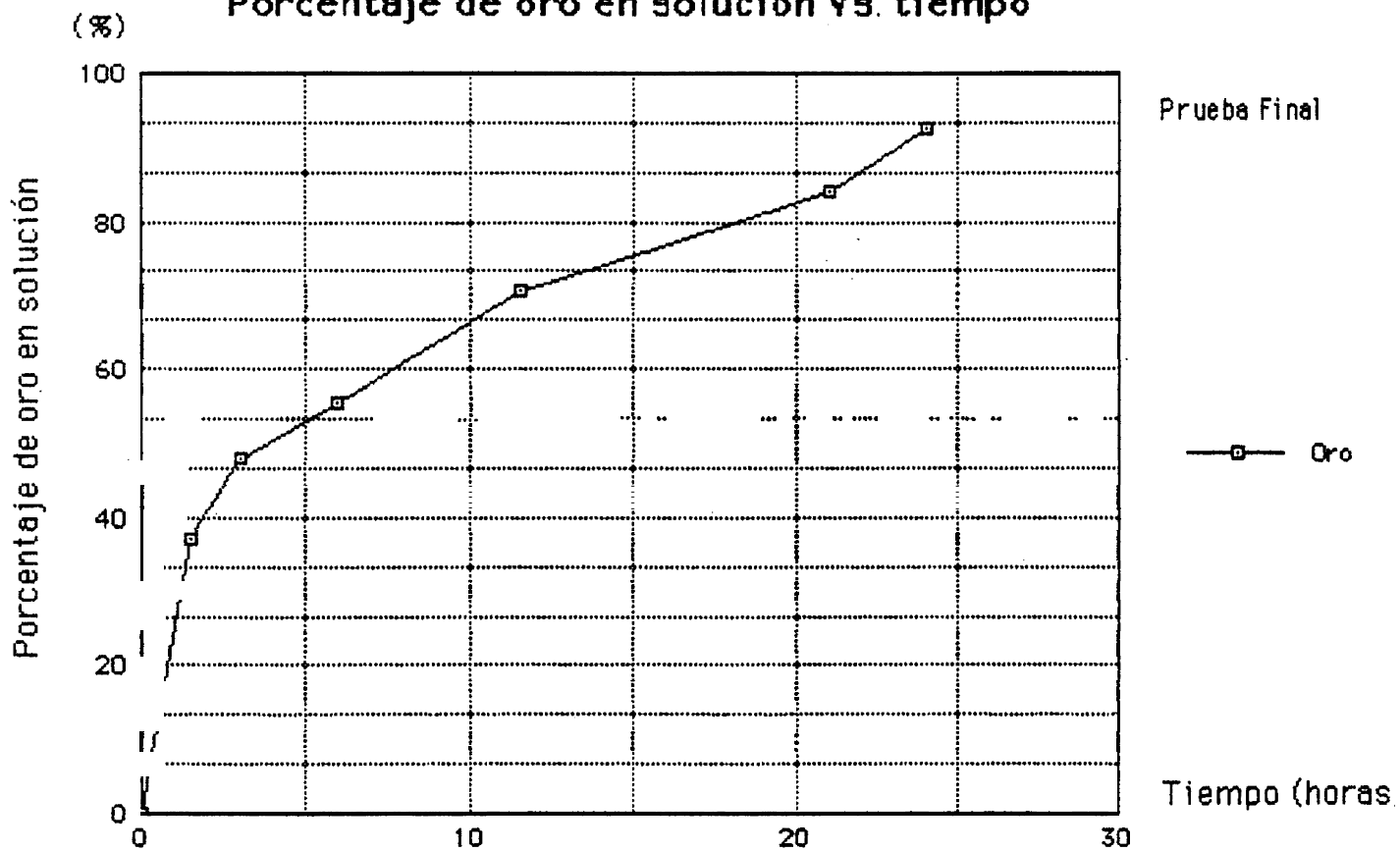
Lugar: El Psraiso

Concentración de ci anuro = 0,5 g/l  
 Concentración de cal = 0,5 g/l



### GRAFICO 10

#### Porcentaje de oro en solución Vs. tiempo



El carbon activado usado es el de cascara de coco debido a sus dureza lo que lo hace más resistente a la ruptura y abrasion, y además se ha comprobado que su actividad de adsorción es mayor que la de otros carbonos activados.

El carbon activado se comporta muchas veces como una resina de intercambio iónico. Sin embargo, el carbón no intercambia aniones ni retiene el oro como ión simple. La selectividad del carbón activado hacia  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  ó  $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$  y  $(\text{CN})_2^- > \text{CN}^-$  esta acorde con la teoria de solvatación de iones, ya que el ión más grande (o el que menos agua solvatada tiene) es el de preferencia. Otras veces el carbón se comporta como la superficie cargada de una electrodo; por lo cual se debe tomar en cuenta las fuerzas de corto alcance (químicas) que actúan en la interfase y la región interfacial (capa doble) y las fuerzas de largo alcance (electrostáticas) que actúan en la capa difusa.

El modelo de adsorción actualmente adoptado considera que el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  es quimicamente adsorvido en las partes activas de la superficie y que va acompañado con una desolvatación parcial de la moléculas de agua del ión complejo. Esta capa negativa atrae a cationes duros en especial al  $\text{Ca}^{2+}$  (también atrae  $\text{K}^+$  y  $\text{Na}^+$ ). Los cationes neutralizan la mayor parte de la carga y permiten mayor adsorbencia de  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  y  $\text{CN}^-$  debido a las fuerzas electrostáticas de la capa difusa. Se supone que durante la adsorción quimica el  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  se transforma en  $\text{AuCN}$  insoluble o en  $[\text{Au}(\text{CN})_x]^{-\delta}$  donde el CN es compartido por varios iones de Au en un grupo compuesto del tipo  $\text{Au}_1(\text{CN})_3\text{L}_7$ .

### Prueba de Laboratorio

Se realizó una prueba final de cianuración; se cianuró el material por un dia y luego se agregó carbón activado. Se agitó la pulpa con el carbón por espacio de 4 horas, tiempo suficiente para que se realizará la adsorción de oro. Se utilizó el mismo equipo empleado en las pruebas de cianuración por agitación (Sección 3.4.2)

El carbón activado utilizado para esta prueba es el fabricado en la planta piloto propiedad de la ESPOL, el cual está fabricado a partir de cáscara de coco.

#### Procedimiento.

1. Se realizó una prueba final de cianuración de 24 horas; las condiciones de la prueba se especifican en la sección 3.6.2.
2. Una vez que concluyó la prueba de cianuración se agregaron 29 g de carbón activado para dar una densidad de 20 g de carbón por litro de solución.
3. Se agitó la pulpa y se guardó en tubos de ensayos un 1 ml de solución de la pulpa en cada uno de los horarios pre-establecidos con sus respectivas diluciones descendientes por espacio de 4 horas.
4. Se realizaron mediciones con el SAA. de la solución contenida en cada tubo de ensayo.
5. Se calculó el porcentaje de oro adsorbido por el carbón activado y se realizó las tablas y gráfico respectivos.

#### Resultados.

Los resultados de la prueba con carbón activado utilizando el sistema de absorción atómica se detallan en las Tablas XVIII y XIX y en el Gráfico 11.

## TABLA XVIII

Tabla de Control de Adsorción de oro en carbón activado con absorción atómica

Tiempo	Volumen (ml)	Lectura de S.A.A. (ppm)	* Concen. real (ppm)	Au en Solución (mg)	% Au adsorbido en C. A.	Adsorción de Au $\mu\text{g (Au)/g (C.A.)}$
0	1450	2,37	16,57	24,03		
0,25	1433	1,81	10,86	15,56	35,24	29 1,987
0,5	1416	1,75	8,75	12,39	48,44	40 1,379
1	1400	1,91	7,64	10,69	55,49	459,793
1,5	1392	2,17	6,51	9,06	62,29	516,141
3	1389	2,76	5,52	7,67	68,09	564,231
4	1385	2,52	5,04	6,98	70,95	587,917

### Prueba Final

\*Concentración real = Dilución del a muestra por lectura de absorción atómica

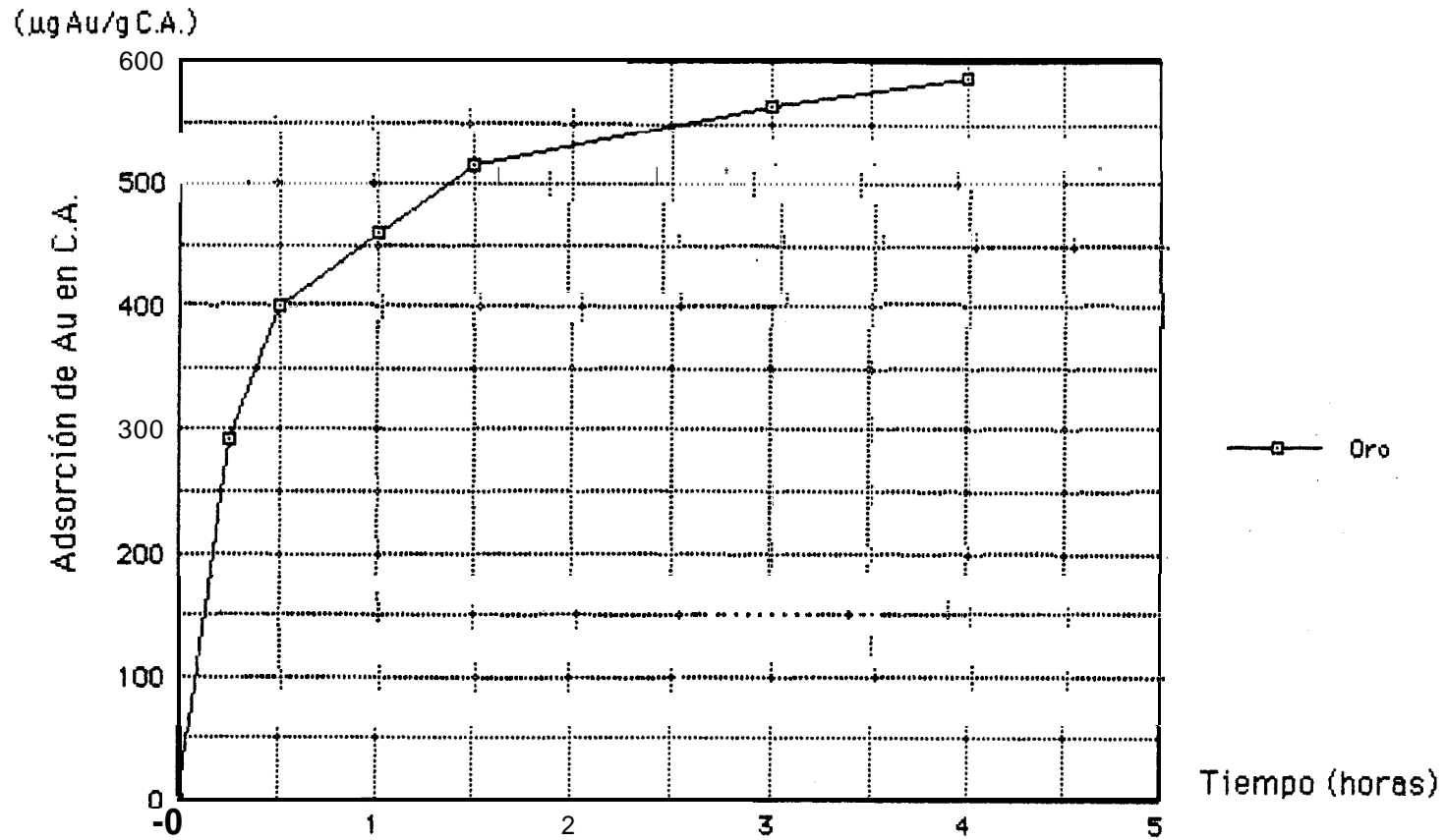
## TABLA XIX

Tabla de resultados de la Adsorción de Au en Carbón  
Activado (C.A.) con el Sistema de Absorción  
Atómica (S.A.A.)

Cantidad de material	1,0Kg
Volumen de solución	1,5 litros
Ley de cabeza	26 g/Tm
Oro en solución después de 24 hot-as de lixiviación	24,03 mg
% de oro lixiviado	92%
Au recuperado en C.A. en 4 hot-as.	17,05 mg
% de Recuperación	71%



**GRAFICO 11**  
**Adsorción de oro en Carbón Activado Vs. tiempo**



## CONCLUSIONES

1. El **80%** del peso acumulado **corresponde** a pasante de tamiz 100. Es **decir** que el **mater ial** de relaves del sector "El Paraiso", está formado por un gran porcentaje de finos.
2. Para las arenas estudiadas en el **pfesente** trabajo, los análisis **piro-metalúrgicos** dieron como resultado una ley promedio de 26 g/Tm de plata
3. El porcentaje de oro retenido por **malla**, muestr-a que el metal **pre-cioso** que hay en los relaves es muy fino. Es importante **notar** que el **porcentaje** de peso acumulado que **pasa** el tamiz 2 00 es 32,4% y su tenor de 36 g/Tm es el **más** alto con **relación** a las demás fraccio-nes **gf** **anulométricas**
4. **Mediante** el control de las concentraciones de cianuro y cal se **co-noce** la cantidad de **estos** reactivos que fue consumido **durante** las 24 horas de **cianuración** en las pruebas preliminares.
5. La mayor **disolución** de oro producida en las pruebas **prehminar** es, se **dió** en la **prueba** N° 1; bajo las **siguientes** condiciones: **granulome-tría** igual a la natural del relave, **concentración** de cianuro de 0,5 g/l , **concentración** de cal 0,5 g/l y con una densidad de **pulpa** igual al 40 %; **produciendosé** un consumo de cianuro de 2,4 Kg/Tm y de cal de 9,5 Kg/Tm en 24 horas de **lixiviación**.
6. El porcentaje de **disolución** de oro fue **menor** en las pruebas **preli-minares** dos y tres donde la **concentración** de cianuro utilizada fue 1,0 g/l y 1,5 g/l respectivamente; estos nos **indica** que el **aumento** en la **concentración** de cianwo **tiene** un **efecto** nocivo puesto que **acelera** la **disolución** de **impurezas** y la **formación** de **compuestos** cianicidas que **hacen** mayor el **consumo** de cianuro en el **trata-miento**.

7. El alto consumo de cal indica que las arenas son de carácter ácido. Al aumentar la concentración de cianuro en las pruebas aumenta el consumo de cal debido a que su presencia ayuda a eliminar cianidas y mantener el pH constante.
8. La prueba definitiva se realizó bajo los siguientes parámetros: concentración de cianuro 0,5 g/l y concentración de cal 0,5 g/l; consumiendo 2,1 Kg/Tm de cianuro y 10,0 Kg/Tm de cal.

El porcentaje de oro lixiviado en 24 horas de cianuración fue 92,44 %, y luego, mediante la extracción con carbón activado se obtuvo 70,97 % del oro en solución.

9. Debido al comportamiento de la mena en el proceso de cianuración es posible clasificarla como una mena que puede ser lixiviada directamente, obteniendo recuperaciones satisfactorias.



## RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar **más pruebas de cianuración por agitación** utilizando diferentes concentraciones de cianuro y cal.

Es necesario un estudio **más profundo** que involucre **pretratamientos** para evitar el alto consumo de reactivos, debido a la presencia de elementos como Fe, S y As.

Realizar una **concentración** de estos relaves para determinar su comportamiento frente a la **cianuración por agitación**.

Es **recomendable** realizar **más pruebas de recuperación** de oro con **carbón** activado y realizar pruebas de **desorción del mismo**; para determinar la **capacidad de adsorción del carbón** activado producido por la **ESPOL**.

Tener cuidado con el **manejo de cianuro** debido a su alto grado **tóxico**



BIBLIOTECA

## BIBLIOGRAFIA

1. ARENAS ALONSO. Apuntes de Hidrometalurgia del oro y la plata. Antofagasta: Universidad del Norte, Facultad de Ingeniería, Departamento de Ingeniería Química. *Metarurgia*, 1983. pp. 1-32
2. CHEMOCHUMBI L., VIDALORI J., QUIROZ I., PEREZ A., OJEDA M., MENDOZA A.. Evaluación de Proyectos de recuperación de oro y plata. *Mioceno-Perú*, 1985.
3. HADLEY N. AND TABACHNICK H. La química de la cianuro American Cyanamid Co., 1968, pp. 1-13.
4. MEZA SALCEDO LUIS. Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos e hidrometalúrgicos de los metales preciosos. *Medellín*, 1981, pp. 1-80.
5. MORALES GUSTAVO. Estudio mineralúrgico para la extracción de oro por cianuración de los relaves de Ponce Enriquez. Tesis de grado, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, ESPOL, 1992, pp. 67-92.
6. PIEDRA JAIME. Bella Rica y su mineralización aurífera, INEMIN, *Boletín 1*, Quito-Ecuador, 1987, pp. 66-69.
7. PINAYA ANGEL. Tratamientos hidrometalúrgicos de minerales complejos conteniendo metales preciosos (oro y plata). Corporación mineros de Bolivia, Oruro Bolivia, 1990, pp. 67-73.
8. POURBAIX, Atlas D'équilibres électrochimiques, Gauthier-Villars & Cie, París, 1963, pp. 644.
9. VIDALON JOSE. Cianuración de oro y plata. Lima, Perú: *Minero Perú SA.*, pp. 1-14.

10. VILLACRESES P. JOSE. **Cianuración por agitación de las arenas' del sector "La Independencia". Tópicos de Graduación, Facultad de Ingeniería en Ciencias de la Tierra, ESFOL , 199 1, pp. 10-28.**