

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

Facultad De Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica



“MINERALES REFRACTARIOS DE ORO Y TECNOLOGÍA DE TRATAMIENTO”

INFORME DE INGENIERIA

**Para optar el Título de Profesional de:
INGENIERO METALURGISTA**

**PRESENTADO POR
Gilmer Román Maldonado**

**LIMA - PERÚ
2000**

**A las dos personas más queridas
en este mundo, en reconocimiento
de su invaluable sacrificio, con
amor y gratitud, que Dios los
Bendiga; Publio Alvaro
Juana Francisca.**

Mis Padres

**A mis hermanos por su paciencia y valioso apoyo
Publio, Guido, Jaime, Alcides, Percy, Delicia, Sonia.**

**A mi querida Esposa por su cariño
Y constante aliento.**

INDICE

CAPITULO I INTRODUCCION

- 1.1 GENERALIDADES
- 1.2 EXTRACCION DE ORO EN TAMBORAQUE

CAPITULO II ANTECEDENTES EN LA INVESTIGACION SEPARACION PIRITA – ARSENOPIRITA

- 2.1 DESARROLLO DE VARIABLES EN FLOTACION DIFERENCIAL
 - 2.1.1 EFECTO DE LA ADICIÓN DE SULFURO DE SODIO EN LA DEPRESION DE MINERALES DE ARSENOPIRITA
 - 2.1.2 EFECTO DE LA GRANULOMETRIA
 - 2.1.3 EFECTO DEL pH EN LA SEPARACION py/ aspy
 - 2.1.4 DETERMINACION DEL GRADO DE LIBERACION EN LA PIRITA –ARSENOPIRITA
- 2.2 APLICACIÓN A NIVEL INDUSTRIAL
 - 2.2.1 CONDICIONES DE OPERACIÓN
 - 2.2.2 CIRCUITO DE FLOTACION DE PIRITA- ARSENOPIRITA
 - 2.2.3 CONSUMO DE REACTIVOS

CAPITULO III DESARROLLO DEL PROCESO DE OXIDACION BACTERIAL

- 3.1 ASPECTOS GENERALES
 - 3.1.1 MECANISMO DIRECTO - MECANISMO INDERECTO
 - 3.1.2 CARACTERISTICAS DEL THIOBACILLUS FERROOXIDANS
 - 3.1.3 CRECIMIENTO Y TOLERANCIA BACTERIAL
 - 3.1.4 CRECIMIENTO EN CULTIVO BATCH
- 3.2 CIRCUITO BIOX
 - 3.2.1 PLANTA TAMBORAQUE
 - 3.2.2 EFECTO DE LA TEMPERATURA
 - 3.2.3 EFECTO DEL pH
 - 3.2.4 POBLACION DE BACTERIAS EN LA FASE DE SOLUCION
 - 3.2.5 EFECTO TOXICOS DE LOS COMPONENTES SOLUBLES
 - 3.2.6 CIRCUITO CCD
 - 3.2.7 MEDIO AMBIENTE PLANTA DE NEUTRALIZACION
- 3.3 PRUEBA DE LIXIVIACION BACTERIANA
 - 3.3.1 RESULTADOS DE LA PRUEBA DE LIXIVIACION BACTERIANA
 - 3.3.2 AISLAMIENTO Y DESARROLLO DE THIOBACILLUS FERROOXIDANS
 - 3.3.3 ADAPTACION DE LOS CULTIVOS BACTERIANOS A LOS CON. ASPY
 - 3.3.4 LIXIVIACION BACTERIANA DE CONC. ASPY/PY Y CIANURACION
 - 3.3.5 PRUEBA SEMI-PILOTO DE LIXIVIACION BACTERIANA TANQUE 15 LITROS
 - 3.3.5.1 EXTRACCION DE ARSENICO A PARTIR DE SOLUCIONES
 - 3.3.5.2 EXTRACCION DE ARSENICO A PARTIR DE SOLIDOS
 - 3.3.5.3 EXTRACCION DE Au A PARTIR DEL RESIDUO DE LIXIVIACION BACTERIANA
 - 3.3.5.4 EXTRACCION DE ORO A PARTIR DE SOLIDOS

CAPITULO IV CIANURACION

- 4.1 PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO-OXIDADO PRODUCIDO EN TAMBORAQUE Y EN LA PLANTA PILOTO (TECSUP)
- 4.2 CINETICA DE ADSORCION DEL CARBON ACTIVADO A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE CIANURO DE SODIO
- 4.3 % DE EXTRACCION DE ORO Y PLATA A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE NaCN.

PROYECTO TAMBORAQUE UN NUEVO FUTURO TECNOLOGICO PARA EL PERU

MINERALES REFRACTARIOS DE ORO Y TECNOLOGIA DE TRATAMIENTO

CAPITULO I

INTRODUCCION

Minera Lizandro Proaño S.A sabia que su relave de flotación polimetálico tenía oro, pero este elemento valioso no había forma de recuperarse, por lo que se procedió investigar:

Primero: la flotación de estos relaves produce un concentrado bulk pirita/arsenopirita que ensaya 0.58 Oz/TM, este concentrado remolido a 98%-m325 se ha cianurado recuperándose apenas el 10%.

Segundo: flotación diferencial directa en la separación de la pirita –arsenopirita del relave final, el concentrado de arsenopirita con ley de 0.8 Oz/TM Au remolido a 98 % - m325 se ha cianurado recuperándose apenas el 10%.

Este concentrado por su naturaleza refractaria no puede ser tratado directamente por cianuración ya que la recuperación de oro no llega a más del 10%, por ello este material fue sometido a tres diferentes procesos: lixiviación a presión, tostación y lixiviación bacteriana.

Se optó por el proceso de lixiviación bacteriana cuyo pilotaje se hizo en TECSUP cuyos parámetros sirvió para el diseño Industrial de los tanques de agitación.

Actualmente estamos en un 90% de su capacidad de diseño(60 TMPD de concentrado arsenopirita) ,luego de este proceso el oro y la plata liberados son directamente recuperados por el proceso de cianuración convencional en un 90% para el oro y 47 % para la plata.

La biolixiviación de minerales, concentrados y relaves sulfurados que contienen oro y plata encapsulados es un concepto relativamente nuevo en comparación a los procesos de tostación , oxidación a presión y/o oxidación química, y rápidamente fue establecido como un pre-tratamiento alternativo de oxidación viable.

La técnica de oxidación bacteriana empleada para el tratamiento de minerales sulfurados auríferos se fundamenta en la acción efectiva de la bacteria *Thiobacillus*

Ferrooxidans para oxidar especies reducidas de azufre a sulfato, y para oxidar el ion ferroso a ion férrico. El *Thiobacillus Ferrooxidans* es eficaz en ambiente ácido, aeróbico, móvil y quimioautotrófica y se presenta en forma de bastoncillos de 1-2 μm de largo por 0.5 – 1.0 μm de ancho, gran negativas. Presentan punto isoeléctrico entorno de 4.0 – 5.0 y se desenvuelven en el intervalo de temperatura de 28 – 35 °C. La fuente de energía fundamental para el *Thiobacillus Ferrooxidans* es el ion Fe^{+2} , pudiendo ser utilizados también el azufre y sus formas reducidas. Usa nutrientes básicos para su metabolismo a base de N, P, K, y Mg . Ca , como elementos de trazo.

La biolixiviación de sulfuros como proceso biohidrometalúrgico involucra un conjunto de reacciones químicas metabólicas, enzimáticas, en el cual el mineral insoluble es oxidado y otros metales de interés son liberados en solución. La oxidación puede ocurrir a través de un ataque directo de la bacteria en la superficie del mineral o indirectamente por la acción de productos formados por reacciones intermedias. El mecanismo de la biolixiviación es muy complejo, mas es aceptado que el proceso involucra la importante contribución de dos mecanismos: el directo e indirecto.

GENERALIDADES

Tamboraque se encuentra ubicada a 90 Km. al este de Lima y 2 Km. al oeste de San Mateo, en el departamento de Lima. Hay dos vías de acceso, una a través de la carretera central y otra por el ferrocarril central. La Planta de tratamiento se encuentra a una elevación de 3000 m.s.n.m y la mina a 3700 m.s.n.m.

MINERIA

La mina cuenta a la fecha con 15 millones de toneladas de reservas probada-probables y prospectivos y un potencial de 5 millones de toneladas con las siguientes leyes:

%Cu	% Pb	% Zn	Au Oz/TM	Ag Oz/TM
0,22	2,3	2,4	0,14	4,5

Los minerales económicos que se presentan en tamboraque son la galena, la esfalerita y la arsenopirita

La ganga principal esta compuesta por pirita, calcita y cuarzo.

La plata se presenta en la galena como plata nativa.

La arsenopirita es el principal mineral aurífero

MINERALES REFRACTARIOS DE ORO Y TECNOLOGIA DE TRATAMIENTO

Se llama refractario al oro que no puede ser recuperado por la lixiviación convencional con cianuro. Por lo general, y en la medida de lo posible, estos minerales son sometidos a preconcentración y luego reciben un tratamiento previo de tostación, oxidación por presión en autoclaves u oxidación biológico química, para liberar el oro que se encuentra encapsulado en las partículas de mineral sulfuroso, o para oxidar las especies que se encuentran en el mineral.

La tostación es una tecnología muy conocida que, en este caso, transforma los sulfuros de hierro en óxidos de gran porosidad que permiten el paso del lixivante de oro; por lo general precede a la lixiviación CIL

La oxidación a presión tratamiento previo en el cual se emplea oxígeno a presión para oxidar los sulfuros; generalmente precede a la lixiviación CIL.

La oxidación biológica: en el proceso BIOX de GENCOR se solubilizan los sulfuros metálicos contenidos en un mineral mediante reacciones de oxidación, catalizadas por algunas bacterias que utilizan la energía liberada en su metabolismo. En el proceso se solubilizan el azufre y el arsénico a través de la oxidación de la pirita y arsenopirita. La solución producida contiene sulfato férrico, arseniato y ácido sulfúrico.

La bacteria thiobacillus Ferrooxidans es la más conocida de las bacterias usadas en los procesos de oxidación. Obtiene energía para su crecimiento y mantenimiento celular tanto de la oxidación del hierro ferroso, como de los sulfuros de cobre, hierro, níquel y zinc entre otros.

EXTRACCION DEL ORO EN TAMBORAQUE

Minera Lizandro Proaño S.A propiedad de la planta de tamboraque, en un inicio del proyecto realizó un estudio detallado de las posibilidades de recuperación de oro en los minerales de tamboraque, evaluando la oxidación a presión, la tostación y el proceso biox de Gencor.

Con la oxidación a presión se logró extraer después de cianuración, 95% de oro y 60% de plata, con la tostación la extracción de oro no pasó de 60% y con el proceso Biox de Gencor alcanzó más del 92% de oro y 60% de plata.

Se decidió por el uso del método de biox de Gencor y después de cianuración sobre todo por el factor económico. Se evitó así la adquisición de una autoclave para una operación relativamente pequeña, y se prefirió un proceso fácil de controlar, ideal para ser desarrollado en áreas remotas.

AREAS DE LA PLANTA TAMBORAQUE

La planta de tratamiento tiene las siguientes instalaciones:

Una planta de conminución (chancado y molienda) ubicada en la mina

Un mineroducto de 1.8 Km que une la planta de conminución con la de procesamiento.

Planta concentradora de plomo-zinc-pirita y arsenopirita

Planta de oxidación bacteriana

Planta de cianuración carbón in lixiviación

Planta de neutralización y destrucción de cianuro

Espesamiento y filtración de relaves

Deposito de relaves secos.

FASES DEL PROYECTO TAMBORAQUE

La planta ha sido concebida para que opere en dos fases muy bien definidas y desde luego la construcción ha seguido la misma secuencia.

Fase 1 en la primera fase, la planta tratara los relaves acumulados proveniente de las operaciones antiguas; cuenta con un amplio potencial de estos minerales 270,000 TMS en canchas de relaves con una ley de 0.112 Oz/TM de oro, 1.2 Oz/TM de plata.

El relave antiguo es removido y vaciado en el tanque de repulpado. Allí recibe agua, y la pulpa formada se alimenta a la molienda de relaves, donde el mineral se reduce de tamaño hasta alcanzar una granulometria de 80% -170 mallas.

El producto molido se flota por pirita y el relave por arsenopirita. El concentrado de pirita, y el relave de arsenopirita forman parte del relave final.

Fase II en la fase dos se instalará una planta de chancado, y otra de molienda, así como celdas para la flotación de plomo y zinc.

La etapa de conminución estará ubicada en la mina, y mediante un mineroducto, la pulpa molido recorrerá 1.8 K.m para ser flotados luego se obtendrá primero, un concentrado comercial de plomo y luego uno de zinc.

El relave de este último circuito seguirá el proceso de separación pirita/ arsenopirita, del mismo modo que el relave antiguo de la Fase I

CAPITULO II

ANTECEDENTES EN LA INVESTIGACION SEPARACION PIRITA/ ARSENOPIRITA

Con el objeto de delinear el proceso indicado en la recuperación de los valores de oro y plata a partir de los relaves auríferos de la mina CORICANCHA; la empresa Negociación Minera Lizandro Proaño S.R. Ltda. Contrata los servicios de diferentes

entidades de investigación metalúrgica, quienes realizan pruebas a nivel Batch-laboratorio y mini-piloto, estudiando las alternativas de recuperación del referido metal, estas son resumidas a continuación:

Instituto Geológico Minero y Metalúrgico INGEMMET (año 87-89)

Nivel mini-piloto planta Jica (Tabla N# 1)

Flotación diferencial de pirita y arsenopirita a partir del concentrado bulk

C.H. PLENGE & CIA S.A laboratorio de investigación y análisis (año 86)

Flotación diferencial de py y aspy a partir del concentrado bulk.

Universidad Pontificia la Católica

Nivel mini-piloto planta Jica

Flotación diferencial de py y Aspy a partir del concentrado bulk.

Banco Minero del Perú (año 85)

Flotación bulk py-Aspy.

Investigación Metalúrgica - Laboratorio de Tamboraque – Tecsup (año 91- 93)

Flotación diferencial directa a partir de los relaves de planta Concentradora Tamboraque.

Como se muestra en la Tabla N#2

Tabla N#1 INGEMMET

NIVEL MINI - PILOTO (Mini-planta JICA - INGEMMET)
Flotacion Diferencial de Py y Aspy a partir del concentrado Bulk

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	%PESO	L E Y E S				RECUPERACION				Ratio
		Au Oz/TM	Ag Oz/TM	As %	Fe %	%Au	% Ag	% As	% Fe	
Conc. Bulk	100,00	0,720	2,44	15,25	37,45					
Conc. Py	48,87	0,450	3,21	6,11	42,46	24,85	58,69	21,69	54,17	
Conc. Aspy	47,21	1,350	2,12	21,26	34,19	72,01	37,44	72,90	42,14	
Med. Py	3,92	0,710	2,64	19,00	36,07	3,14	3,87	5,41	3,69	
cc.Aspy total	51,130	1,301	2,16	21,09	34,33	75,15	41,31	78,31	45,83	1,956

CONDICIONES OPERACIONALES

Remollenda	
peso	45000 g
agua	110 lit
tiempo	15 min
m-200	65%
Dp	1450
%Sld	40,7
G.e	4,2

Flot. Ro Py	Flot. CI-1Py	Flot. CI-2Py	Flot. CI-3Py
C = 7min	C = 7min	C = 7min	C = 7min
F =15min	F =2min	F =2min	F =2min
pH =6,5	pH =6,5	pH =6,5	pH =6,5
Reactivos (g)	Reactivos (g)	Reactivos	Reactivos
Na2S 5,2	Na2S 1,5	Na2S	Na2S
Z-6 3,5	Z-6 1	Z-6	Z-6
Pino 0,05	Pino 0,01	Pino	Pino

Tabla N#2 - LABORATORIO METALURGICO TAMBORAQUE- TECSUP

NIVEL LABORATORIO
Flotación diferencial DIRECTA a partir del relave de planta

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	%PESO	L E Y E S				RECUPERACION				RATIO
		Au Oz/TM	Ag Oz/TM	As %	Fe %	%Au	% Ag	% As	% Fe	
Cab. Relav	100,00	0,12	0,83	2,65	9,42					
Conc. Py	10,83	0,13	2,64	1,28	44,50	12,57	35,24	5,41	52,03	
Conc. Aspy	7,92	0,97	1,93	24,13	30,99	68,79	18,84	74,62	26,50	
Med. Py	3,11	0,47	2,44	6,90	24,31	13,16	9,35	8,38	8,16	
Rel. Final	76,10	0,01	0,39	0,39	1,62	5,48	36,58	11,59	13,31	
cc. Aspy Total	11,03	0,83	2,07	19,27	29,11	81,95	28,19	83,00	34,66	9,07

CONDICIONES OPERACIONALES

Remollenda	
peso	4000 gr
agua	2000 L
tiempo	15 min
m-200	68%
Dp	1450
%Sld	40,7
G.e	4,2

Flot. Ro Py	Flot. CI-1Py	Flot. CI-2Py	Flot. CI-3Py
C = 20min	C = 10min	C = 10min	C = 7min
F = 35min	F = 3min	F = 3min	F = 2min
pH = 9,0	pH = 9,0	pH = 9,0	pH = 9,0
Reactivos (g)	Reactivos (g)	Reactivos (g)	Reactivos (g)
Na2S 0,75	Na2S 0,55	Na2S 0,25	Na2S
Z-6 0,45	Z-6 0,25	Z-6 0,02	Z-6
Pino 0,005	Pino 0,001	Pino 0,001	Pino
cal 1,5			
Flot. Ro Aspy	Flot. CI-1Aspy	Flot. CI-2Aspy	Flot. CI-3Aspy
C = 30min	C = 10min	C = 10min	C = 7min
F = 25min	F = 3min	F = 3min	F = 2min
pH = 5,0	pH = 5,0	pH = 5,0	pH = 5,0
Reactivos (g)	Reactivos (g)	Reactivos (g)	Reactivos (g)
H2SO4 4	H2SO4 0,04	H2SO4 0,04	H2SO4
Z-6 0,04	Z-6 0,005	Z-6 0,005	Z-6
Pino 0,01	Pino 0,001	Pino 0,001	Pino
A-404 0,008	A-404	A-404	A-404

COMENTARIOS:

a.- INGEMMET, llega a obtener en el ámbito de laboratorio una recuperación encima de 88% de Au en el concentrado Aspy, a nivel semi-piloto(10 Kg) llega a obtener una recuperación de 93% de Au y luego pasa a trabajar a nivel mini-piloto en la mini planta JICA de operación continua, en el cual solo obtienen una recuperación de 75% de Au en el concentrado de Aspy.

b.- Los trabajos de investigación hechos por el LABORATORIO METALURGICO-TAMBORAQUE se encaminaron en dos procedimientos para la obtención del concentrado Aspy.

1ro. - Flotación Diferencial de Py y Aspy a partir del conc. Bulk Py-Aspy, los resultados de recuperación del Au por este método son de 82% de Au en el concentrado Aspy.

2do. - Flotación diferencial Directa, con la separación de la Py y Aspy a partir del relave final.

Los resultados de recuperación por este método son de 81% de Au en el concentrado Aspy.

Este valor de 81% de Au, representa una recuperación total considerando como cabeza y punto de partida el relave final de planta concentradora

DESARROLLO DE VARIABLES EN FLOTACION DIFERENCIAL

1. - **Efecto de la adición de sulfuro de sodio en la depresión de minerales de arsenopirita.**

La depresión de la arsenopirita en la separación Py/Aspy ha sido controlada con buenos resultados utilizando el sulfuro de sodio con una dosificación promedio de 150 g/Tm de relave como se observa en la tabla N #3.

Según lo presentado en esta tabla puede notarse que a mayor incremento de sulfuro de sodio la recuperación de oro se reduce, comparado con la prueba LP-05 donde se prescinde de este reactivo.

TABLA N# 3 CONCENTRADO ARSENOPIRITA

PROBETA	g/litro Py	g/litro Au	% Rec. Au
LP - 20	800	0,560	54,10
LP - 19	500	0,680	74,00
LP - 22	200	0,850	78,90
LP - 23	150	0,850	81,28
LP - 24	60	0,700	71,23
LP - 05	0	0,485	65,00

2.- Efecto de la granulometria

El efecto de la granulometria se evaluó haciendo un análisis de malla valorado de los productos obtenidos en la flotación bulk, los mismos que se detallan en la tabla N# 4

A la vez se efectúa un compósito de la flotación diferencial directa py-asy y se realiza el análisis de malla valorado, se muestra en la tabla N# 5

TABLA N# 4 CONCENTRADO BULK Py/Aspy

MALLAS	% Rec. Au en Aspy	% Rec. Au en Py
m 100	78,77	21,23
m 150	82,36	14,64
m -200	76,39	23,61

TABLA N# 5 CONCENTRADO de SEPARACION DIRECTA

MOEDA	% Py/Aspy	% Py/Aspy
M 100	65,80	21,86
M 150	81,22	12,17
M 200	78,42	14,20
M 325	69,30	16,14
m-325	65,10	18,76

3.- Efecto del pH en la separación Py/ Aspy

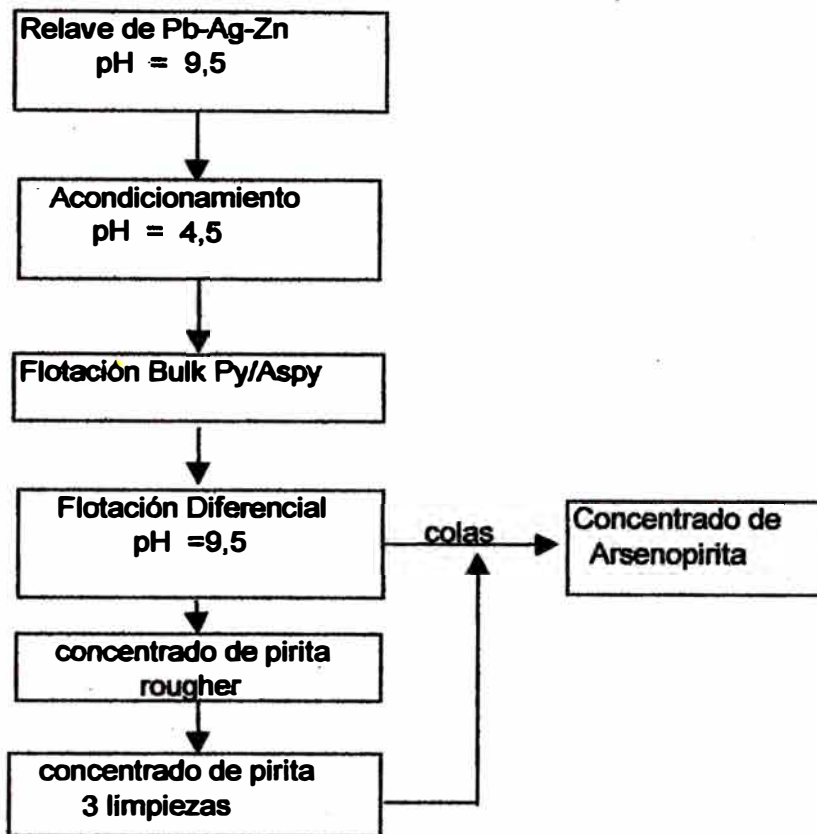
En la tabla N# 6 presenta los resultados obtenidos en las pruebas realizadas modificando la acidez de la pulpa; los mismos indican que la flotabilidad del mineral tiene cambios significativos al variar el pH de la pulpa en la flotación diferencial pirita/ arsenopirita.

Otro efecto notable es el incremento de la calidad del concentrado Aspy y por consecuencia del oro, debido a una adecuada selectividad en el proceso.

TABLA N# 6 CONCENTRADO ARSENOPIRITA

MOEDA	pH	% Py/Aspy	% Py/Aspy
LP - 09	4	0,650	56,27
LP - 10	6	0,772	66,65
LP - 12	8	0,992	81,64
LP - 14	10	0,850	73,58
LP - 17	12	0,831	71,93

ESQUEMA I
FLOTACION SELECTIVA A PARTIR DEL CONCENTRADO BULK PY/ASPY



ESQUEMA II
FLOTACION SELECTIVA A PARTIR DEL RELAVE GENERAL

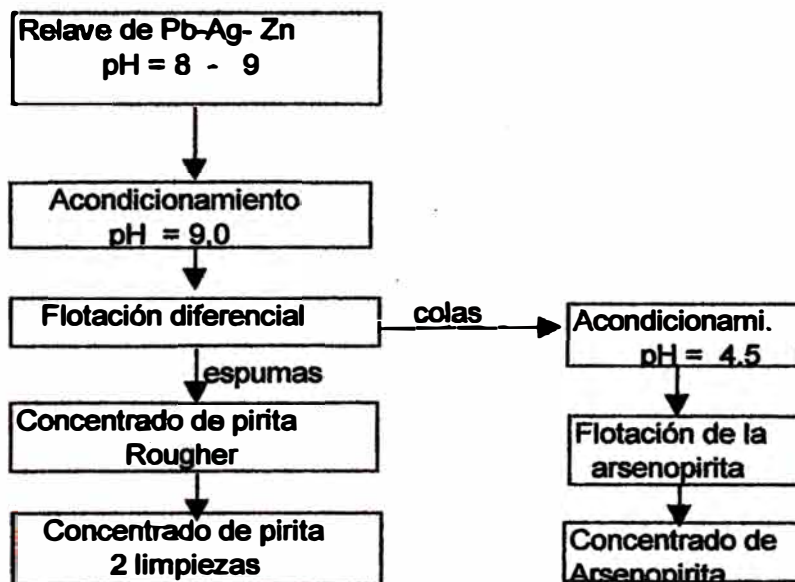
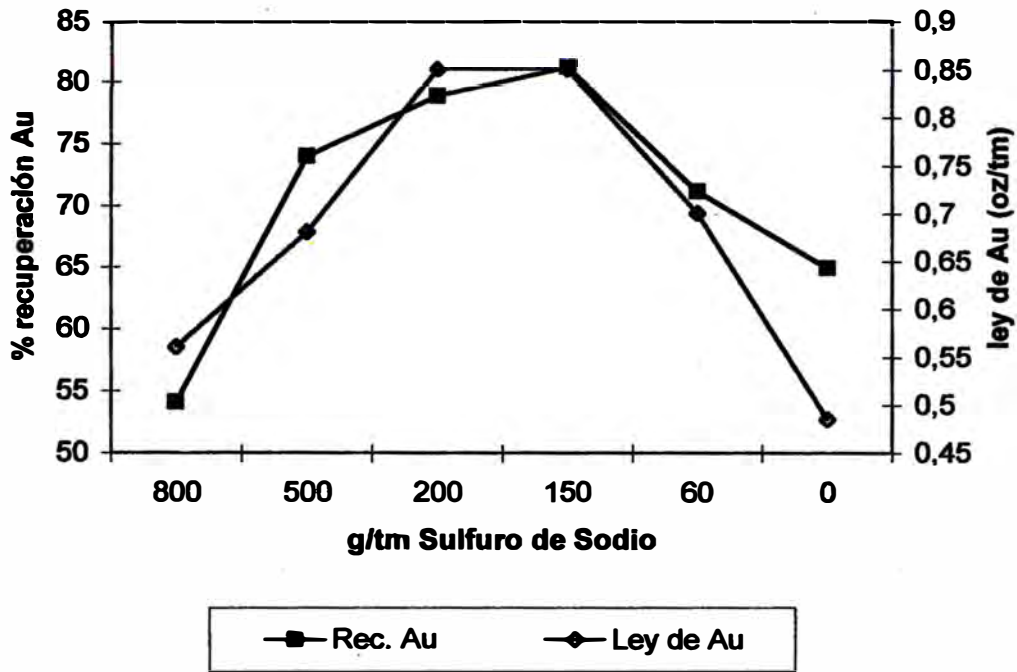
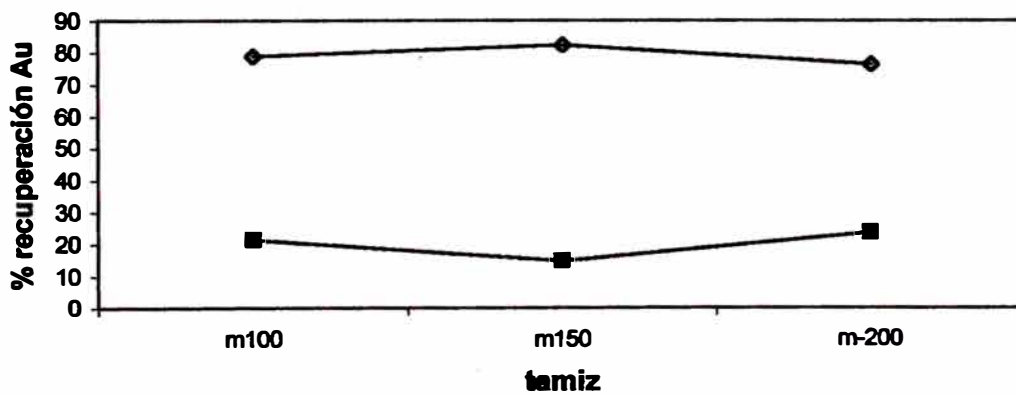


TABLA N03
EFFECTO DE SULFURO DE SODIO - concentrado Aspy



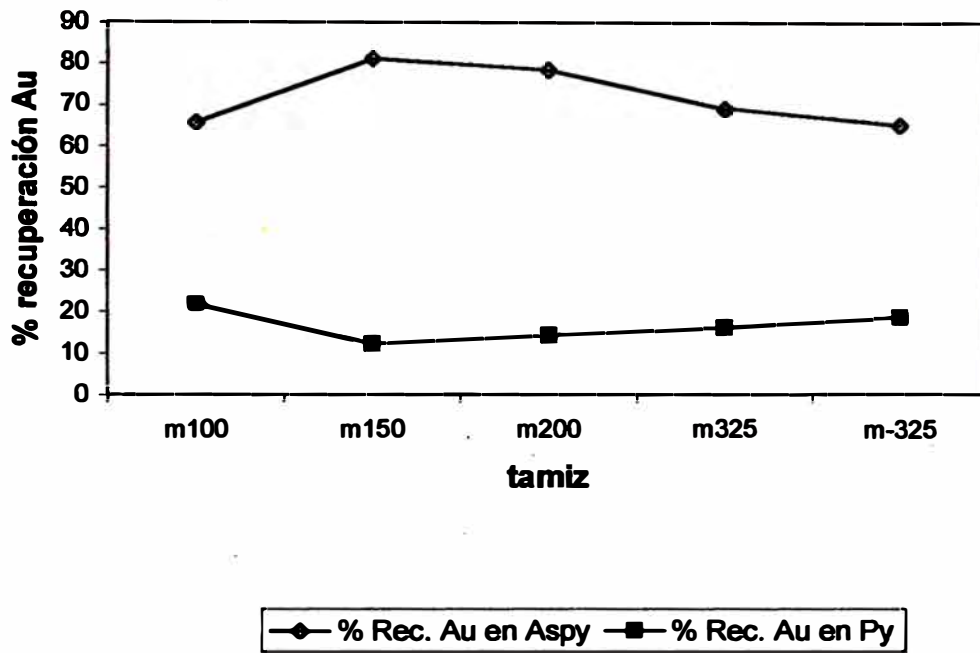
—■— Rec. Au —◆— Ley de Au

TABLA N°4
EFFECTO DE GRANULOMETRIA - concentrado Bulk



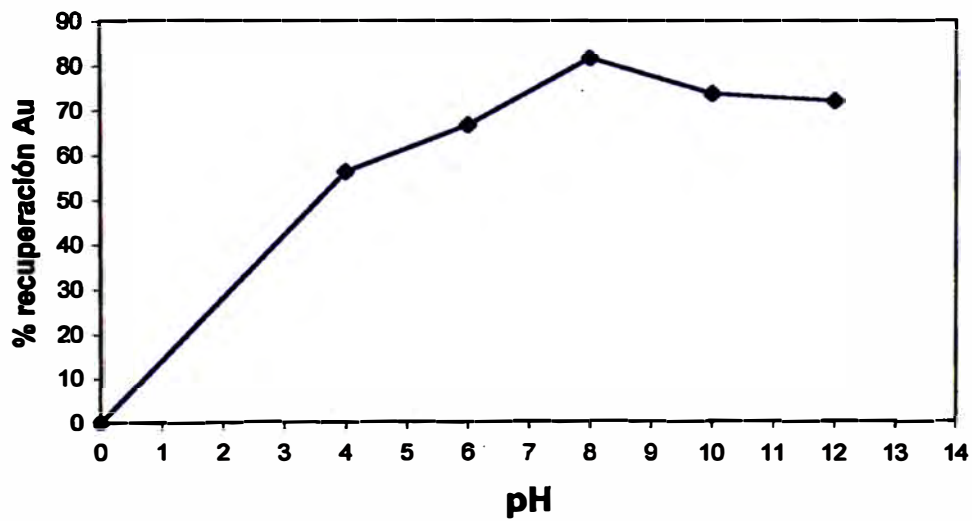
—◆— % Rec. Au en Aspy
 —■— % Rec. Au en Py

TABLA N°5
EFFECTO DE GRANULOMETRIA - concentrado Aspy



—◆— % Rec. Au en Aspy —■— % Rec. Au en Py

TABLA N°6
EFFECTO DE pH - concentrado Aspy



4.- Determinación del grado de liberación en la pirita – arsenopirita

Los estudios MINERAGRAFICOS Y MICROSCOPICOS realizados para el relave de planta concentradora , se saben que tienen un grado de LIBERACION DE 99% a partir de la malla m+150 (106 micrones) para los minerales de pirita/arsenopirita.

Para la distribución granulometrica del concentrado bulk se efectuaron análisis de mallas y determinar su distribución por tamaños, siendo cada fracción analizada por Au, As y Fe, resultados del mismo se presentan a continuación:

MALLA	Micrones	%W	E N S A Y E S					DISTRIBUCION		
			Au Oz/TM	As %	Fe %	Aspy %	Py %	Au %	As %	Fe %
m+100	150	11,78	0,331	8,60	36,00	18,70	63,50	6,00	6,90	10,60
m+150	106	23,21	0,441	14,80	41,50	32,10	65,40	20,30	20,00	24,00
m+200	75	18,70	0,573	15,90	41,40	34,50	63,40	17,60	19,00	19,30
m+270	53	26,19	0,617	19,60	40,60	42,60	55,80	30,40	28,70	26,50
m+400	38	11,00	0,683	21,30	39,50	46,30	50,70	13,90	13,30	108,00
m-400		9,12	0,750	21,90	38,90	47,60	48,10	11,80	12,10	8,80
CONC.CALCULADO		100,00	0,562	16,9	40,1					

Los análisis químicos muestran que a medida que aumenta el contenido de Arsenopirita en las fracciones finas, también incrementa el contenido de oro, lo cual nos indica que hay asociación entre la arsenopirita y el oro presente en este concentrado, para el caso de la pirita sucede lo contrario, es decir al ir reduciendo se el tamaño de las partículas el contenido de pirita decrece mientras que el contenido de oro aumenta, indicando muy poca o no-asociación entre este mineral y el oro.

APLICACIÓN DEL PROCESO A NIVEL INDUSTRIAL

Tratamiento de los relaves en la planta concentradora - Tamboraque.

Teniendo en consideración los resultados obtenidos en las pruebas preliminares de laboratorio, se procedió a efectuar una campaña de tratamiento de relaves en la planta concentradora, tomando como base los parámetros encontrados en la flotación selectiva directa a partir del relave.

A continuación se muestra el balance metalúrgico a nivel industrial en donde vemos que se logra separar en forma eficiente los minerales de pirita y arsenopirita.

El resultado de recuperación a nivel industrial es de **80 % de Au** en el concentrado Aspy. Este valor de 80% de Au, se obtiene considerando como cabeza y punto de partida el relave final de planta concentradora.

Luego de los resultados conseguidos en esta campaña el concentrado de arsenopirita Sirvió para el arranque de la planta lixiviación bacteriana.

Evaluación y control de las variables a nivel industrial

El ensaye de relave como cabeza de flotación reportó:

0.116	1.10	2.92	9.50
-------	------	------	------

CONDICIONES DE OPERACION

- Material a tratar** : relaves auríferos
- Tonelaje** : 780 TM, 741 TMS
- Humedad % H₂O** : 5.0
- Tiempo de operación** : 13 días de operación efectiva
- Remolienda** : Molino de bolas SMITH 5x5
- Tratamiento TPH** : 2,5 TMH
- Tratamiento TPD** : 60
- Granulometria** : % mesh – 200
- Mineral de relave** : 35%
- Remolienda** : 75%

Circuito de flotación de pirita

Densidad pulpa	1250 g/l
Gravedad Especifica.	2,8
% de Sólidos	31,11%
Caudal de pulpa	35,9 gpm
Acondicionamiento	30 min
pH de pulpa	9,0
Flotación Rougher	35 min
Flotación Cleaner	6 min
Flotación Scavenger	21 min

Circuito de flotación de arsenopirita

Acondicionamiento	30 min
pH de pulpa	4.0
Flotación Rougher	25 min
Flotación Cleaner	: 10 min
Flotación Scavenger	10 min

Consumo de reactivos

Cal	0,400 Kg/tm
Sulfuro de sodio	: 0,180 Kg/tm
Xantato amil potasio	0,095 Kg/tm
Aerofloat 404	: 0,015 Kg/tm
Pine oil	0,024 Kg/tm
Acido Sulfúrico	3,500 Kg/tm

NEGOCIACION MINERA LIZANDRO PROAÑO S.R. Ltda
PLANTA CONCENTRADORA "TAMBORAQUE"

SEPARACION PIRITA/ARSENOPIRITA
CONDICIONES DE OPERACIÓN:

BALANCE METALURGICO EFECTIVO
 25-abr-97

MINERAL DE RELAVE : 35 % m-200
 MOLIENDA BMS 5x5 : 65 % m-200
 Conc. Pirita : 2 Limpiezas pH : 9,5
 Conc.Arsenopirita 2 Limpiezas pH : 4,5

T.M.H 780
 T.M.S 741
 % Humedad 5

PRODUCTO	PESO	E N S A Y E S							R E C U P E R A C I O N						
		% PESO	% Py	% ASPy	Au Oz/TM	Ag Oz/TM	As %	Fe %	%Au	% Ag	% As	% Fe	%Py	%ASPy	RATIO
CABEZA	741,00	100,00	15,68	6,35	0,116	1,10	2,92	9,50	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	100,00	
Conc. Py	84,71	11,43	92,42	3,91	0,145	3,70	1,80	44,50	13,81	38,45	7,05	53,50	67,37	7,05	8,748
Conc. Aspy	72,56	9,79	31,55	53,26	0,980	1,80	24,50	33,00	79,97	16,02	82,16	34,20	19,70	82,16	10,212
REL.GENE	583,73	78,78	2,57	0,87	0,008	0,50	0,40	1,50	6,21	45,53	10,79	12,44	12,93	10,79	

CAPITULO III

DESARROLLO DEL PROCESO DE OXIDACION BACTERIANA

La bacteria que a menudo se encuentra en la oxidación de sulfuros de metales es el *Thiobacillus Ferrooxidans*, se trata de una bacteria versátil, que oxida tanto el hierro como el azufre en condiciones ácidas. Crece con facilidad en la piritita , arsenopiritita y calcopiritita, para mencionar sólo algunas de sus fuentes minerales de nutrición.

Si bien la idea de atacar minerales sulfurados con bacterias es relativamente nueva, no lo son sus actividades de oxidación; la extracción natural de metales a partir de minerales ha venido ocurriendo durante siglos. Las observaciones de este fenómeno datan de tiempos de los Romanos, en los que se descubrió la presencia de cobre en el drenaje de las minas. La recuperación de cobre más antigua registrada data de 1670, en la actual mina río tinto, en España. Alrededor de 1900, se practico allí la lixiviación en pilas para la recuperación del cobre y aproximadamente 20 años más tarde, el mismo proceso se practicó en varias minas en los Estados Unidos.

Originalmente, la lixiviación en pilas se consideró causada por derivación química sin embargo, en la década de 1950, se demostró que había bacterias involucradas en el proceso. Dos investigadores, Colmer y Hinkle, mostraron que el ácido y el hierro contenidos en el drenaje de minas de carbón era el resultado de la acción bacteriana sobre los sulfuros de hierro en las grietas del carbón . Llamaron a esta bacteria *Thiobacillus ferrooxidans* .

Asimismo, a comienzos de la década de 1950, en la mina Danison de Canadá y en las minas consolidadas West Rand de Gencor (WRCM), se descubrió que el *thiobacillus ferrooxidans* era el catalizador que generaba agua de mina excesivamente ácida, lo que a su vez disolvía el uranio. En efecto inicialmente, un 30% de la producción de uranio de las WRCM era obtenido directamente del agua ácida de las minas. La investigación metalúrgica de Gencor se centró en WRCM y en consecuencia, a comienzos de la década de 1960, se inicio su interés por la tecnología biológica o biotecnología .

Recién hacia fines de la década de 1970, se inició la investigación sobre el uso de oxidación bacteriana de minerales auríferos refractarios antes de la cianuración. Este

trabajo se llevó a cabo sin ningún tipo de divulgación , hasta que surgió la necesidad de una alternativa al tostador de la mina Fairview.

Durante de 1984, se puso en servicio una planta piloto continuo para tratar 750 Kg de concentrado provenientes de Fairview, en las instalaciones de investigación de procesos de Gencor, la cual estuvo en operación durante dos años, los parámetros desarrollados y confirmados durante el funcionamiento de esta planta piloto fueron utilizados en el diseño de la planta de demostración BIOX , puesta en servicio en 1984.

ASPECTOS GENERALES

La lixiviación química consiste en solubilizar (en algún reactivo químico) el valor metálico contenido en un mineral. La lixiviación Bacteriana , en cambio , consiste en la solubilización de un metal (contenido en un mineral en forma insoluble), a través de una reacción de oxidación catalizada por bacterias. Las bacterias utilizan energía liberada en el proceso para su metabolismo.

Además de solubilizar el metal, la actividad de estos microorganismos genera un licor ácido considerado como un potente agente lixivante químico.

Se ha constatado experimentalmente que los microorganismos responsables de la lixiviación bacteriana de minerales sulfurados de cobre en sistemas naturales son las bacterias que pertenecen al género thiobacillus , fundamentalmente las especies ferrooxidans y thiooxidans. La presencia de compuestos reducidos de fierro o azufre esta muy vinculada a la existencia del thiobacillus, ya que la energía para crecimiento y desarrollo celular es obtenida de la oxidación de estos compuestos . La fuente de carbono para su síntesis celular es el dióxido de carbono ambiental y se ha demostrado su habilidad de fijar nitrógeno atmosférico para la síntesis orgánica .

Se ha planteado la existencia de dos rutas posibles de oxidación que explicarían la acción de las bacterias en el proceso de extracción:

1.-MECANISMO DIRECTO consiste en la catálisis enzimática directa de la bacteria sobre la superficie del mineral. En este caso se postula que la bacteria debe estar adherida a la superficie mineral, la bacteria transfiere electrones desde el fierro o azufre al oxígeno , en su proceso de obtención de energía desde el material inorgánico . Es necesario notar que no se postula que los iones inorgánicos entran a la célula sino que

los electrones liberados por la reacción de oxidación en la pared celular hasta la cadena respiratoria por un sistema de enzimas de transporte.

2.- MECANISMO INDIRECTO se basa en la oxidación del ion ferroso en solución a ion férrico, por la acción de las bacterias (en medio ácido) la oxidación bacteriana del ion ferroso a ion férrico es 500 veces más rápida que la oxidación atmosférica. Esta solución ácida es altamente eficaz en la solubilización de diversos metales, la que también puede ser utilizada en la solubilización de minerales oxidados. La lixiviación química se produce mediante la reacción reductora del fierro, el férrico es reducido por el metal y nuevamente oxidado por el microorganismo.

Se sugiere que ambos mecanismos pueden darse probablemente, bajo condiciones favorables.

CARACTERISTICAS DEL THIOBACILLUS FERROOXIDANS

El género thiobacillus se caracteriza por obtener la energía de crecimiento y mantención celular a partir de la oxidación de compuestos reducidos de azufre, o de la oxidación de ferroso a férrico, usando O_2 como aceptor final de electrones de respiratorio. El crecimiento basado en la oxidación de fierro, representa uno de los más estrechos límites termodinámicos conocidos en el que existe crecimiento ya que la energía liberada por mol de ferroso oxidado es tan sólo de 8,1 Kcal/mol (a pH =2,0 Ingledew 1982)

Algunas especies del género thiobacillus son capaces de obtener su energía de la oxidación de material orgánico, lo que no es válido para el thiobacillus ferrooxidans que es inhibido por sustancias orgánicas

El thiobacillus ferrooxidans es la más conocida de las bacterias usadas en la extracción comercial de cobre y uranio, por lixiviación bacteriana de minerales. La bacteria provoca la lixiviación mediante oxidación y acidificación en medio naturales la bacteria oxida compuestos sulfurados a sulfatos (SO_4^-) así como el ion ferroso a ion férrico.

La vida acidófila tiene como característica especial la existencia de un gradiente de pH entre el medio externo y el interior de la célula. Medidas directas del pH interno del microorganismo dan valores cercanos al neutro cuando el pH externo varía entre 1 y 8 (Ingledew 1982). La mantención de esta gradiente no está completamente aclarada y evidente que dicho gradiente está ligado a un gasto energético especial.

(Ingledeew 1982). La mantención de esta gradiente no está completamente aclarada y evidente que dicho gradiente está ligado a un gasto energético especial.

CRECIMIENTO Y TOLERANCIA BACTERIAL

Las bacterias sobreviven y crecen en un medio aeróbico a $40^{\circ}\text{C} \pm 2^{\circ}\text{C}$, y un rango de pH entre 1,4 y 1,8

Entre las bacterias de interés se encuentran:

Thiobacillus ferrooxidans que oxida los sulfuros en sulfatos y el hierro ferroso en hierro férrico

Thiobacillus thiooxidans, que oxida el azufre a sulfatos.

Leptospirillum ferrooxidans, que oxida preferentemente el hierro ferroso en solución.

Los factores que influyen en las velocidades de la reacción de oxidación biológica son :

- 1.- la naturaleza del mineral
- 2.- la solubilidad del mineral
- 3.- el tipo de semiconductor “normal” en el hueco positivo
- 4.- el potencial de electrodos entre el mineral y la solución
- 5.- la energía de ionización del mineral.

CRECIMIENTO BACTERIAL

El crecimiento bacterial tiene lugar por fusión binaria y se caracteriza por un periodo de duplicación , que es el tiempo que se toma la población bacterial para reproducirse en la fase exponencial de crecimiento

Las mediciones del periodo de duplicación no son precisas , pero en la literatura se han reportado los siguientes rangos :

BACTERIA	TIEMPO
T. ferrooxidans	3,6 ----- 12 horas
T. thiooxidans	10 -----24 horas
L. ferrooxidans	9 ----- 32 horas

El tiempo varia según la especie de mineral, que parece ser un factor importante en la determinación de la velocidad de reacción.

CONDICIONES DE CRECIMIENTO CELULAR Y OXIDACION DE FERROSO

NUTRIENTES

Los nutrientes esenciales para el crecimiento del thiobacillus ferrooxidans son los que normalmente necesita cualquier microorganismo (NH_4^+ , P, S, K, etc). En especial se destaca el requerimiento de magnesio necesario para la fijación del dióxido de carbono, los iones sulfatos que tienen una gran importancia, fuera de la pared celular, en la etapa inicial de la oxidación del fierro y el CO_2 como única fuente de carbono.

MEDIOS DE CULTIVO

En estudios de laboratorio se han desarrollado diversos medios de cultivo, que proveen una concentración de nutrientes calculado para un rendimiento de biomasa determinado, siendo normalmente suministrados con O_2 y CO_2 . Los medios se diferencian según las sales inorgánicas y la concentración utilizada. Entre ellos, el medio 9K (Silverman 1959) es aparentemente uno de los primeros medios de cultivos desarrollados hasta hoy día. Sin embargo la alta concentración de sales de amonio y fosfato produce serios problemas de precipitación en presencia de Fe^{+3} . Para su crecimiento las bacterias requieren un medio ácido, pH = 2 aproximadamente. Esta acidez es provista con H_2SO_4 y se mantiene por la tendencia del Fe^{+3} a precipitar como hidróxido cuando el pH comienza a subir.

Composición de algunos medios de cultivo para *thiobacillus ferrooxidans* ,

Autor	Silverman	Rojas	Tuovinen	Harrison
Año	1959	1981	1973	1982
Medio	9K	9KM		
(NH ₄) ₂ SO ₄	3,0	3,0	0,4	2,0
KCl	0,1	0,1	--	0,1
K ₂ HPO ₄	0,5	0,05	0,04	0,5
MgSO ₄ 7H ₂ O	0,5	0,5	0,4	0,5
Ca(NO ₃) ₂	0,01	0,015	--	0,01

Expresado en gramos/litro

9KM: modificación del medio 9K de Silverman

CRECIMIENTO EN CULTIVO BATCH

En un cultivo de tipo batch se inocula aun medio liquido apropiado con células vivas en tiempo cero, posterior a lo cual no hay intercambio de materia con el sistema externo (a excepción de gas en algunos casos) produciéndose el crecimiento de la población celular inoculada. En este tipo de reactores las concentraciones de nutrientes , celular y productos son función del tiempo.

El desarrollo del cultivo bacteriano se produce debido a la transformación de moléculas simples a moléculas orgánicas mas complejas que constituyen las propias células. Esta transformación requiere energía que proviene de alguna fuente apta para el metabolismo de la bacteria especifica. Esta síntesis es similar para una enorme gama de microorganismos y sustratos y se caracteriza como “ciclo de crecimiento” “ciclo de desarrollo” de una población bacteriana.

El ciclo de desarrollo de un cultivo bacteriano de tipo batch se representa mediante una curva típica en la cual se gráfica la concentración de células (x) en función del tiempo. En esta curva se suele distinguir varias fases según la etapa de desarrollo (estado metabólico) en la que se encuentre el cultivo, las que se aprecian en la figura.

- (1) Fase lag o de lactancia, corresponde a un retardo de crecimiento. Es un periodo en que el crecimiento es lento, pero aumenta gradualmente y cuya duración depende

del entorno, de estado y cantidad del cultivo inoculado, etc. En esta etapa los microorganismos contactados con su medio de crecimiento se adaptan a la condición de crecimiento (Síntesis de enzimas apropiadas, establecimiento de los mecanismos de regulación celular , etc.)

- (2) Fase exponencial, etapa en que las células comienzan a replicarse en forma regular en el tiempo a una velocidad específica constante. Se supone que en esta etapa las células están perfectamente en sintonía con su medio de modo que se replican a la mayor velocidad posible para las condiciones dadas.
- (3) Fase estacionaria, etapa en la que es evidente la muerte de células , manteniéndose un crecimiento celular a una tasa menor que en la fase exponencial. En esta etapa se empieza a agotar sensiblemente algún sustrato que limite el crecimiento sea este la fuente de carbono, de energía, de nitrógeno, etc.
- (4) Fase de decaimiento, que corresponde a una velocidad de decaimiento mayor que la velocidad de crecimiento. Es decir el número de células no viables aumenta considerablemente respecto al número de células viables. Al agotarse completamente el sustrato limitante , las células alteran su metabolismo pudiendo endurecer su membrana o cápsula , esporular , morir , etc

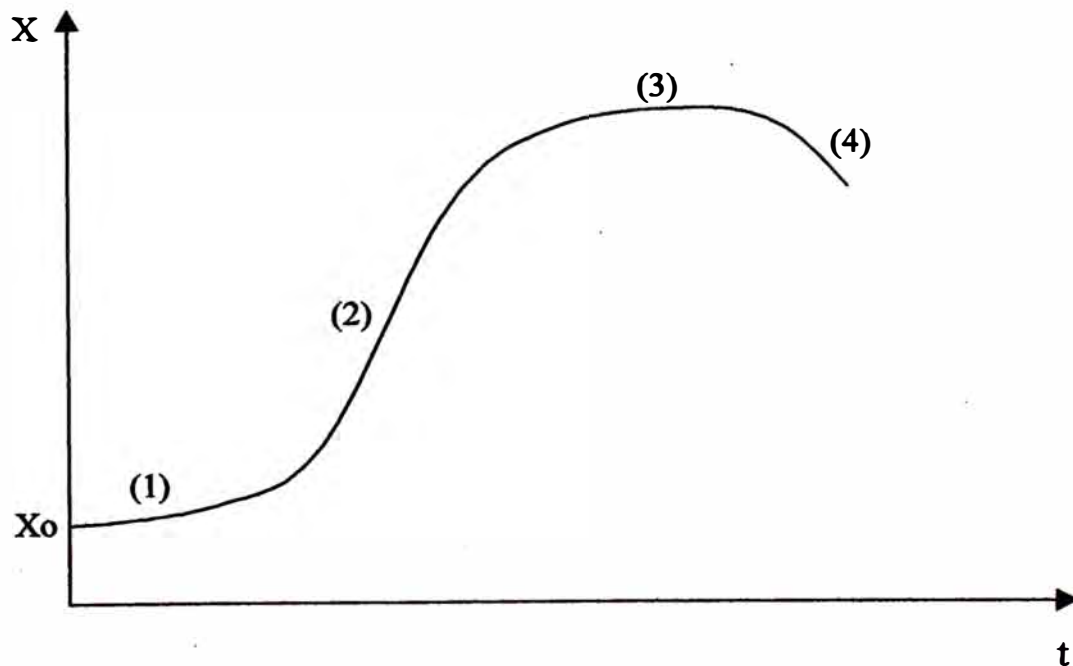


Figura Nº1 : Curvas de crecimiento modelo; (1) fase lag ; (2) fase exponencial ; (3) fase estacionaria ; (4) fase de decaimiento.

CIRCUITO BIOX

Las bacterias del circuito lixiviación bacteriana viven en el siguiente medio:

PH de la pulpa	1,2 a 1,8
Temperatura de la pulpa	35 °C a 45 °C
Concentración de oxígeno	+ - 2 ppm de O ₂
Concentración de la pulpa	10% a 20%

Las siguientes cepas de bacteria se adaptan específicamente al proceso:

- Thiobacillus ferrooxidans
- Thiobacillus thiooxidans
- Leptospirillum ferrooxidans

PLANTA BIOX TAMBORAQUE

A continuación ,se muestran los criterios detallados concebidos para que la planta biox de Tamboraque proporcione el medio óptimo para la supervivencia y crecimiento de las bacterias ; velocidad de circulación 60 t/d a pulpa con 10 % a 20% sólidos 6 reactores , 3 primarios en paralelo 3 secundarios en serie

Nivel de oxidación (diseño)	90%
Agua de enfriamiento	1200 m ³ /h
Suministro de aire	31,300 m ³ /h

Agitación propulsores primarios y primer secundario: propulsores axiales de flujo 135 kw, dos últimos propulsores secundarios : propulsores axiales de flujo de 90 kw

Los tres reactores se instalaron en paralelo para asegurar el tiempo de residencia suficiente en la primera etapa , que permitiera que el crecimiento reproductivo de las bacterias fuese mayor que el flujo de bacterias de la misma etapa ; es decir, para evitar un barrido de bacterias.

Fundamentalmente diseñar un circuito en el cual se utilizasen materiales de construcción adecuados para soportar al ambiente y que no fuesen tóxicos para las bacterias

Además, el diseño debía ser lo suficientemente robusto y seguro para garantizar la continuidad del suministro de aire y proporcionar un diseño de larga vida.

El tiempo de retención total del reactor biox, de 5 días, es significativamente mayor que el periodo de duplicación de las bacterias.

EFEECTO DE LA TEMPERATURA

La temperatura óptima en los reactores biox es de 35°C a 45 °C. Las variaciones de este rango reducen la actividad bacterial y, por lo tanto, las velocidades de oxidación.

EFEECTO DEL pH

El rango óptimo de pH es de 1,4 a 1,8 pero el crecimiento ocurre en un espectro de pH de 1 a 5,5 y sin embargo , por encima de 2,4 , se reduce el crecimiento bacterial, se inhibe por la precipitación de diversos compuestos en las superficies de minerales sulfurosos.

POBLACION DE BACTERIAS EN LA FASE DE SOLUCION

Debería haber una población de bacterias lo suficientemente alta como para permitir que procedan las reacciones secundarias de oxidación de Fe^{+2} a Fe^{+3} y de As^{+3} a As^{+5}

La densidad óptima de la pulpa refleja el equilibrio entre la superficie del mineral para el ataque bacterial de la fase sólida versus las bacterias en solución que se requieren para efectuar las reacciones secundarias. Para una planta biox en operación continua, este equilibrio es de 20 % w/w ; por encima de esta densidad, se reduce la velocidad de oxidación.

EFEECTO TOXICOS DE LOS COMPONENTES SOLUBLES

Las especies de bacterias anteriormente mencionadas poseen alta tolerancia a los efectos tóxicos de los iones de metales en solución.

A continuación, se enumeran los niveles de tolerancia más específicos:

Plomo	200 ppm
Antimonio	250 ppm
Bismuto	200 ppm

Mercurio	50 ppm
Telurio	150 ppm

Toxicidad de cloruro

60	ninguna
600	5 %
15000	100%

Los niveles de todo estos componentes en la fase de solución de los reactores Biox deben mantenerse por debajo de los niveles indicados.

Los niveles de cloruro normalmente están en 300 – 400 ppm

Mecanismos de la oxidación de minerales sulfurados por las bacterias:

Todavía existen dudas con respecto al verdadero papel que desempeñan las bacterias en la oxidación de minerales sulfurados, debido a la dificultad que existe para separar las reacciones que son formadas únicamente por bacterias , de aquellos que son simplemente químicas . A menudo se hace referencia al ataque directo e indirecto en los sistemas de lixiviación bacteriana. Estos términos se relacionan con la disolución de la matriz de minerales sulfurados directamente por bacterias , y con la disolución de la matriz con hierro férrico producido por la oxidación bacteriana del hierro ferroso. Puesto que es prácticamente imposible aislar cada forma de reacción experimentalmente , es la suma de ambos la que normalmente se observa en los sistemas de lixiviación , una suma que es generalmente mucho mayor en magnitud que los componentes individuales de la reacción. Las reacciones de la oxidación que ocurren durante la lixiviación bacteriana de los minerales sulfurados pueden ser mejor comprendidas al examinar la oxidación de pirita (FeS₂) , una forma mineral de sulfuro de fierro . A la pirita se le puede considerar el substracto mineral de sulfuro más importante en lo que respecta a la bacteria lixivante activa . Contiene cantidades casi iguales de fierro ferroso y azufre ,que son las principales fuentes de energía de estas bacterias

Se puede escribir ecuaciones similares para la oxidación asistida por medio de bacterias de otros minerales sulfurados, tales como los de cobre y zinc.

La chalcopirita (CuFeS_2), el mineral de cobre más importante, es lixiviado en presencia de bacterias de la siguiente manera:



Nuevamente, los subproductos de la reacción (hierro ferroso y azufre) son oxidados por bacterias a hierro férrico y ácido sulfúrico.

De manera similar, la disolución de esfalerita (ZnS) también producirá algo de hierro férrico, ya que el hierro ferroso es una parte integral de la mayoría de las muestras de sulfuro de zinc natural, la lixiviación de esfalerita puede por tanto representarse como sigue:



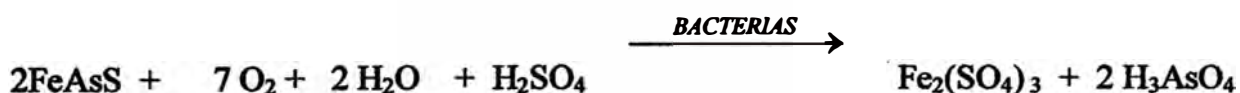
Los productos de la reacción representan, nuevamente substratos apropiados para la oxidación bacteriana.

En general, la lixiviación por medio de bacterias de todo los sulfuros de metales puede ser representado por la siguiente reacción:



Esta ecuación demuestra el porqué las bacterias oxidantes de hierro y azufre son tan importantes para mantener tales reacciones. Su capacidad de oxidar estos dos elementos asegura las condiciones químicas necesarias para la disolución del mineral sulfurado, al mantener tanto los niveles de hierro férrico como del ácido sulfúrico. Es un proceso de lixiviación único, en el cual la fuerza del solvente no sólo no disminuye, sino que aumenta.

Este proceso de oxidación bacteriana de minerales pirita arsenopirita ó concentrados produce una fase líquida conteniendo arsenico(V), férrico y sulfato, según la ecuación general:



CIRCUITO CCD

El residuo biolixiviado gravita hacia espesadores de alta velocidad, para la eliminación de las especies de hierro y arsénico solubles, junto con el sulfato disuelto. Se utiliza una proporción de lavado de 4:1.

Una consideración fundamental es la producción de un precipitado de arseniato férrico básico estable; por lo tanto, se requiere de un circuito de neutralización de dos etapas.

MEDIO AMBIENTE

NEUTRALIZACION

Durante el proceso de oxidación biológica, el arsénico y el azufre se solubilizan; los afluentes resultantes se neutralizan con caliza y/o con lechada de cal.

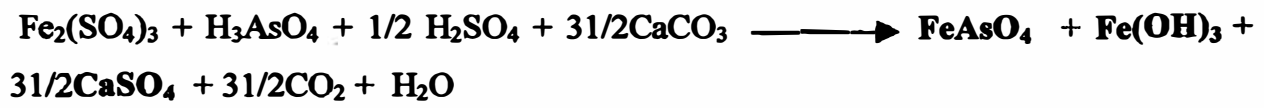
Normalmente, la neutralización consta de dos etapas: neutralización hasta pH 5 en la primera etapa y luego por encima de pH 8 en la final. Esto presenta la ventaja de un mejor control a un nivel de pH de 5 y, por tanto, la formación de un producto más estable. El empleo de la piedra caliza tiene una ventaja económica adicional. El arsénico y el azufre contenidos en el efluente se precipitan posteriormente como arseniato férrico básico (FeAsO_4) (FeOH_3) y sulfato de calcio. Se obtienen valores de arsénico disuelto de menos de 0,5 ppm.

El trabajo de pruebas también ha indicado que el precipitado de arseniato férrico es estable y no se redisuelve si se mantiene el pH entre los niveles de 2 y 9, y si la proporción $\text{Fe}^{+3} : \text{As}^{+5}$ en la solución es superior a 3:1. La estabilidad de largo plazo del precipitado puede evaluarse de acuerdo a un método específico desarrollado por la Agencia de Protección Ambiental (EPA) de los Estados Unidos.

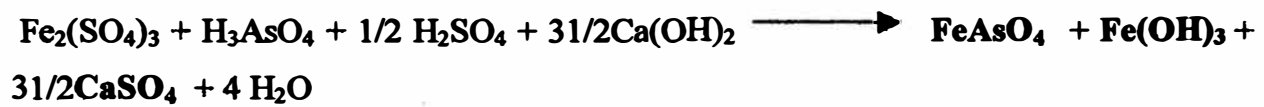
De conformidad con las normas EPA, un desecho sólido exhibe características de toxicidad cuando el procedimiento de lixiviación característico de la toxicidad (TCLP) produce un líquido que contiene determinados contaminantes a concentraciones especificadas.

La reacción química total del proceso de neutralización es representado por la siguiente ecuaciones:

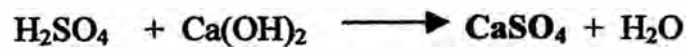
Etapa 1 NEUTRALIZACION pH 4 a 5



o



Etapa 2 NEUTRALIZACION pH 6 a 8



PRUEBA DE LIXIVIACION BACTERIANA

Los concentrados empleados en las pruebas de laboratorio arrojaron la siguiente composición química:

Conc. ASPy	0.964	2.44	34.67	28.43	61.80	28.96
Bulk py-Aspy	0.579	1.93	36.32	14.08	30.60	55.42

*** Oz/TM**

Los porcentajes de arsenopirita (Aspy) fueron calculados en base al contenido de arsénico y los de pirita (Py) teniendo en cuenta el fierro remanente.

Los cultivos bacterianos fueron preparados a partir del agua de Mina Coricancha.

Los frascos erlenmeyers con la pulpa de lixiviación fueron agitados en un “SHAKER” que tenia una capacidad para agitar simultáneamente 9 frascos.

En cuanto a los análisis químicos de soluciones y residuos sólidos, se efectuaron en el laboratorio de TECSUP.

Los controles microbiológicos; morfología y población bacteriana fueron realizados con un microscopio de contraste de fases.

RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE LIXIVIACION BACTERIANA

El trabajo de laboratorio efectuado comprende:

- 1.- Aislamiento y desarrollo de cepas thiobacillus ferrooxidans.
- 2.- Adaptación de los cultivos bacterianos a los concentrados Aspy /Py.
- 3.- lixiviación bacteriana de concentrados Aspy /Py y cianuración.

A continuación se detallan las condiciones y resultados correspondientes a cada etapa de investigación:

AISLAMIENTO Y DESARROLLO DE THIOBACILLUS – FERROOXIDANS

Se tomo una muestra del agua de Mina Coricancha con el propósito de aislar las bacterias thiobacillus-ferrooxidans, de interés para nuestro trabajo de lixiviación bacteriana.

Se utilizo el medio TOUVINEN- KELLY modificado que contiene 30 gr/lt de $FeSO_4 \cdot 7H_2O$ como fuente energética.

El pH original del agua de mina fue de 1,98 lo cual muestra indicios de actividad bacteriana por la acidez de la misma, aunque el análisis microscópico directo del agua reporto muy baja concentración bacteriana; por ello la necesidad de hacer cultivos para enriquecer la población.

Terminado el aislamiento, se contaba con cultivos bacterianos con una concentración celular de $1,6 \times 10^8$ bact/ml , cifra suficiente para efectuar la adaptación a medio sólido.

ADAPTACION DE LOS CULTIVOS BACTERIANOS A LOS CONC. Aspy / Py

En esta etapa de investigación se utilizan las bacterias aisladas anteriormente. Con estos inóculos se realizaron 4 adaptaciones ,incrementando paulatinamente el contenido de sólidos para ir enfrentando las bacterias a niveles cada vez más altos de As

Las condiciones empleadas fueron: temperatura de 28°C a 32°C, 100 ml de medio TK, agitación constante del concentrado a molido a 95% menos malla325.

A continuación se presenta un resumen de los resultados obtenidos:

Adaptación	Días	Extracción de As (%)		
		Conc. Bulk	Conc. Asp Py	
1	2	10	60	48
2	3	7	62	56
3	4	9	53	52
4	5	9	60	37

En la adaptación N° 1 , después de 10 días de agitación ,se logró una extracción promedio de 60% para el concentrado bulk y de 48 % para el concentrado de arsenopirita (Aspy). El contenido de As en la solución proveniente del concentrado Aspy llegaba a 2,6 gr/lt mientras que para el bulk fue de 1,7 gr/lt , ello debido al menor contenido de As en este ultimo concentrado. En cuanto a población bacteriana se tuvo buenas concentraciones celulares.

En la segunda adaptación los valores de As se incrementaron, así para la solución proveniente del concentrado Aspy fue de 4.6 gr/lt y para el bulk llegó a 2.5 gr/lt, sin embargo la población bacteriana se mantuvo muy bien , en el rango de 2×10^9 bact/ml.

En la adaptación N° 3 se notó claramente la precipitación de As como FeAsO_4 debido a los altos valores del mismo (5 gr/l) conseguidos en la solución rica, sobre todo en el concentrado Aspy. La precipitación de As implicó variaciones en los ensayos de las soluciones al final de la adaptación y afectaba el cálculo de extracción de As .

Este se hizo en base al contenido de As en la solución rica.

En la etapa de adaptación se realizó lavados ácidos del residuo sólido porque la pulpa se usaba en las adaptaciones siguientes.

La última adaptación se llevó a cabo a 5% sólidos, mostrando también precipitación de As, mas acentuada en el concentrado Aspy, en donde la extracción varió de 30 a 43,6%. En el caso de concentrado bulk la presencia de precipitados es mucho menor y ello se refleja en las extracciones que fluctúan de 56,9 a 62,7%. Esta extracción se considera bastante aceptable, es similar a la obtenida al inicio de las pruebas con 2 % S; esto se explicaría por una mejora en la cinética de lixiviación bacteriana debido a una adaptación cada vez mejor de las bacterias a los concentrados que contienen As.

En estas pruebas de adaptación no se pudo ver claramente el efecto del nivel de Fe en la extracción de As, los resultados fueron afectados por la precipitación de As , sin embargo la tendencia es obtener mayores extracciones de As al incrementar el nivel de Fe en solución.

A niveles iniciales altos de Fe (8 gr/l) la población bacteriana se ve afectada negativamente y además se nota degradación de los bacilos, lo cual indica niveles metálicos prohibitivos.

LIXIVIACION BACTERIANA DE CONCENTRADOS Aspy/Py Y CIANURACION

Terminadas las pruebas de adaptación se procedió a efectuar pruebas de lixiviación bacteriana , evaluándose inicialmente 2 niveles de contenidos de sólidos : 5% y 10% .

Las condiciones fueron:

Temperatura	de 28 a 32 °C
Medio TK	90ml
Inoculo bacteriano	10 ml
Agitación constante	
Fe inicial	2 gr/l
Concentrado molido	95% menos 325

Con el propósito de disponer de suficiente muestra de residuos para tener análisis químicos representativos, se efectuaron 9 pruebas similares con cada uno de los concentrados, los residuos de estos 9 frascos se juntaron y cianuraron previo acondicionamiento del pH de la pulpa a 11.

La adición inicial de NaCN fue de 12 Kg/TM, el tiempo de agitación fue de 48 horas.

Los resultados se presentan a continuación:

Concentrado	Sólidos (%)	Días	Extracción As (%)		Extracción Au (%)	
			por filtro	por sílice	por sílice	por sílice
Bulk	5	9	61,01	77,10	76,55	91,09
Aspy	5	10	83,20	83,30	91,30	96,98
Bulk	10	10	51,90	72,60	62,30	70,80
Aspy	10	10	64,40	72,80	63,05	63,20

Los resultados indican que mediante la ruta de lixiviación bacteriana – cianuración es posible obtener extracciones mayores de 90 % para ambos concentrados, a una concentración de sólidos de 5 %. Recuperaciones bastante satisfactorias que demuestran que esta alternativa es una técnica efectiva para el tratamiento de concentrados de arsenopiritas que contienen oro.

En cuanto a los resultados a 10% de sólidos, si bien es cierto la extracción de As reportada es interesante, la extracción de oro no lo es tanto y ello nos induce a pensar dos cosas:

- a) Que es necesario revisar la etapa de cianuración con el propósito de optimizarla y,
- b) Que la extracción de As reportada a 5% S es menor que la real debido a la precipitación de As en los residuos de lixiviación bacteriana, que apantalla el verdadero cálculo. Es posible que a 5% S toda la Aspy termine prácticamente disuelta, quedando el oro liberado apto para una eficiente cianuración que se refleja en extracciones mayores de 90 %.

Con estos resultados, muy halagadores por cierto, la próxima etapa de investigación comprenderá pruebas con mayor cantidad de muestras en tanques de 10 a 100 litros que

permitirá disponer de resultados mas representativos . La data a obtenerse servirá de base para el diseño de la planta piloto o semi-industrial.

PRUEBA SEMI-PILOTO DE LIXIVIACION BACTERIANA TANQUE 15 LITROS

Mineral Tratado : Conc. Arsenopirita con la siguiente composición química:

<u>%As</u>	<u>%Fe</u>	<u>Oz/TM Au</u>	<u>Oz/TM Ag</u>
28,43	34,67	0,964	2,44

Sólidos 1500 gr de concentrado arsenopirita.

%sólidos 10% (P/V).

Inoculo empleado cepas de pruebas de vaso + solución rica de prueba anterior.

Temperatura 32 °C y 2 gr/lt de Fe inicial.

Extracción de As a partir de soluciones

Solución rica	7,53 gr/lt As
Solución lavado	1,80 gr/lt As
% extracción de As	67,77 %

Extracción de As a partir de sólidos

Peso final de residuo de lixiviación bacteriana	831.525 gr
% As final	16,77%
% extracción de As	68,36%

Extracción de Au a partir del residuo de lixiviación bacteriana

El residuo de lixiviación bacteriana una vez lavado y secado fue enviado para análisis químicos, los cuales dieron los siguientes valores:

<u>%As</u>	<u>%Fe</u>	<u>Oz/TM Au</u>	<u>Oz/TM Ag</u>
16,77	23,02	1,64	3,28

Con este residuo se hizo una prueba en botella de cianuración cuyas condiciones fueron las siguientes:

Peso de residuo de lixiviación bacteriana	200 gr
Volumen de solución de cianuración	600 ml
pH de la solución	11
Adición inicial de cianuro de sodio	12 Kg/TM
Tiempo de cianuración	50 hrs

Extracción de Au a partir de soluciones

Solución rica a 18 hrs de cianuración	20,96 mg/lt
% extracción de Au a 18 hrs de cianuración	93,24%
Solución rica cosechada a 50 hrs de cianuración	21,50 mg/lt
Solución de lavado	1,52 mg/lt
% extracción de Au	95,64%

Extracción de Au a partir de sólidos

Peso de residuo de cianuración	193,60		
Leyes del residuo de cianuración :	<u>%As</u>	<u>oz/TM Au</u>	<u>oz/TM Ag</u>
	15,06	0,11	1,46
% extracción de Au		93,50%	

Los resultados indican que el proceso de cianuración es rápido, a las 18 hrs ya se tiene 93% de extracción y al final de la prueba el resultado llega a 95,60%, tomando en cuenta los cálculos en base a soluciones. Este hecho estaría confirmando que el oro libre es bastante fino y por lo tanto su disolución es rápida.

Teniendo en cuenta ambos calculos, en base a soluciones y solidos, se puede concluir que en una eficiente descomposición de la arsenopirita, es posible lograr extracciones mayores de 90%.

Extracción de Ag a partir de soluciones

Solución rica a 18 hrs de cianuración	27,20mg/lt
% extracción de Ag a 18 hrs de cianuración	60,47%
Solución rica cosechada a 50 hrs de cianuración	28,25mg/lt
Solución de lavado	1,46 mg/lt
% extracción de Ag	60,78%

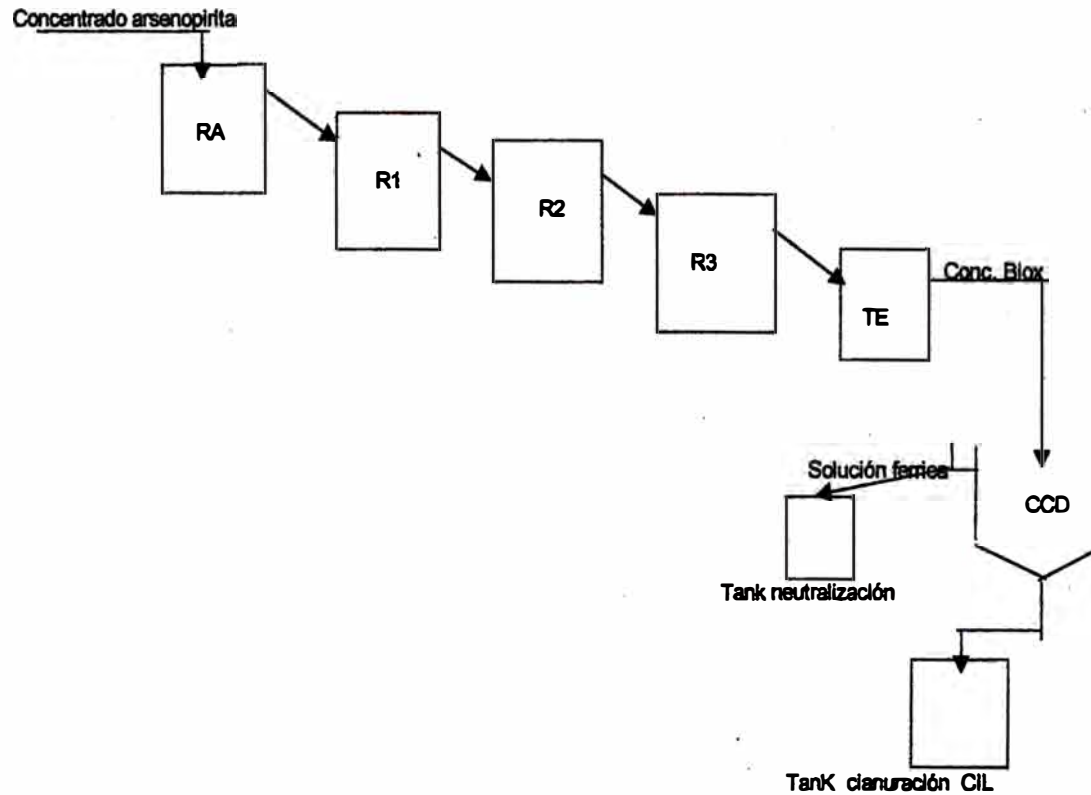
Extracción de Ag a partir de sólidos **56,91%**

En cuanto a extracción de Ag, esta llega alrededor de 60% no mejorando a pesar de haberse prolongado el tiempo de cianuración de 18 a 50 hrs. Tal como se menciona anteriormente, la extracción de plata es menor que la del oro indicándonos que la mayor cantidad de este elemento estaría asociado a la pirita mineral menos dócil a la lixiviación bacteriana que la arsenopirita y por lo tanto se tiene menos liberación.

Estos resultados obtenidos, sobre todo en cuanto a recuperación de oro, confirman las bondades del proceso de lixiviación bacteriana para el tratamiento de minerales refractarios que contiene oro asociado íntimamente a la arsenopirita.

PLANTA PILOTO LIXIVIACION BACTERIANA
 TIEMPO DE RESIDENCIA 5 DIAS
 POR CENTAJE DE SOLIDOS 20%

ion ferroso(g/l)					ion ferrico (g/l)					potencial redox (mV)					Arsenico (T) (g/l)					Oxigeno Disuelto (ppm)				
RA	R1	R2	R3	TE	RA	R1	R2	R3	TE	RA	R1	R2	R3	TE	RA	R1	R2	R3	TE	RA	R1	R2	R3	TE
1,28	1,56	1,21	0,83	0,43	13,49	14,37	24,73	32,70	40,12	488	488	490	528	540	9,17	10,19	14,63	19,92	22,50	4,72	4,59	4,74	4,48	5,03
1,16	1,32	0,99	0,60	0,28	12,26	12,15	24,91	30,14	38,16	490	489	500	535	550	8,15	8,99	13,38	17,79	23,20	3,78	4,14	3,91	3,87	4,07
1,07	1,33	0,95	0,57	0,31	11,15	12,02	23,20	29,30	37,38	495	490	510	540	545	8,60	8,41	13,60	16,60	22,60	3,47	3,54	3,55	3,55	3,47
1,03	1,16	0,83	0,58	0,38	11,76	11,40	20,61	30,05	36,74	495	495	520	535	540	8,27	7,99	12,55	16,82	21,93	3,85	4,00	3,55	3,30	3,60
1,10	1,01	0,83	0,44	0,24	11,41	10,59	22,50	28,28	36,44	490	499	530	545	555	8,92	8,18	12,83	16,36	22,00	3,57	3,55	3,33	3,42	2,98
1,33	1,13	0,87	0,45	0,23	10,64	10,48	23,15	30,75	38,70	489	490	538	540	558	8,55	8,55	13,20	17,20	21,75	3,83	3,65	3,16	3,44	3,09
1,23	1,17	0,83	0,55	0,28	10,85	10,70	20,35	27,99	38,37	485	490	520	538	555	8,18	8,85	13,38	17,25	22,61	4,00	3,95	3,34	3,48	3,18



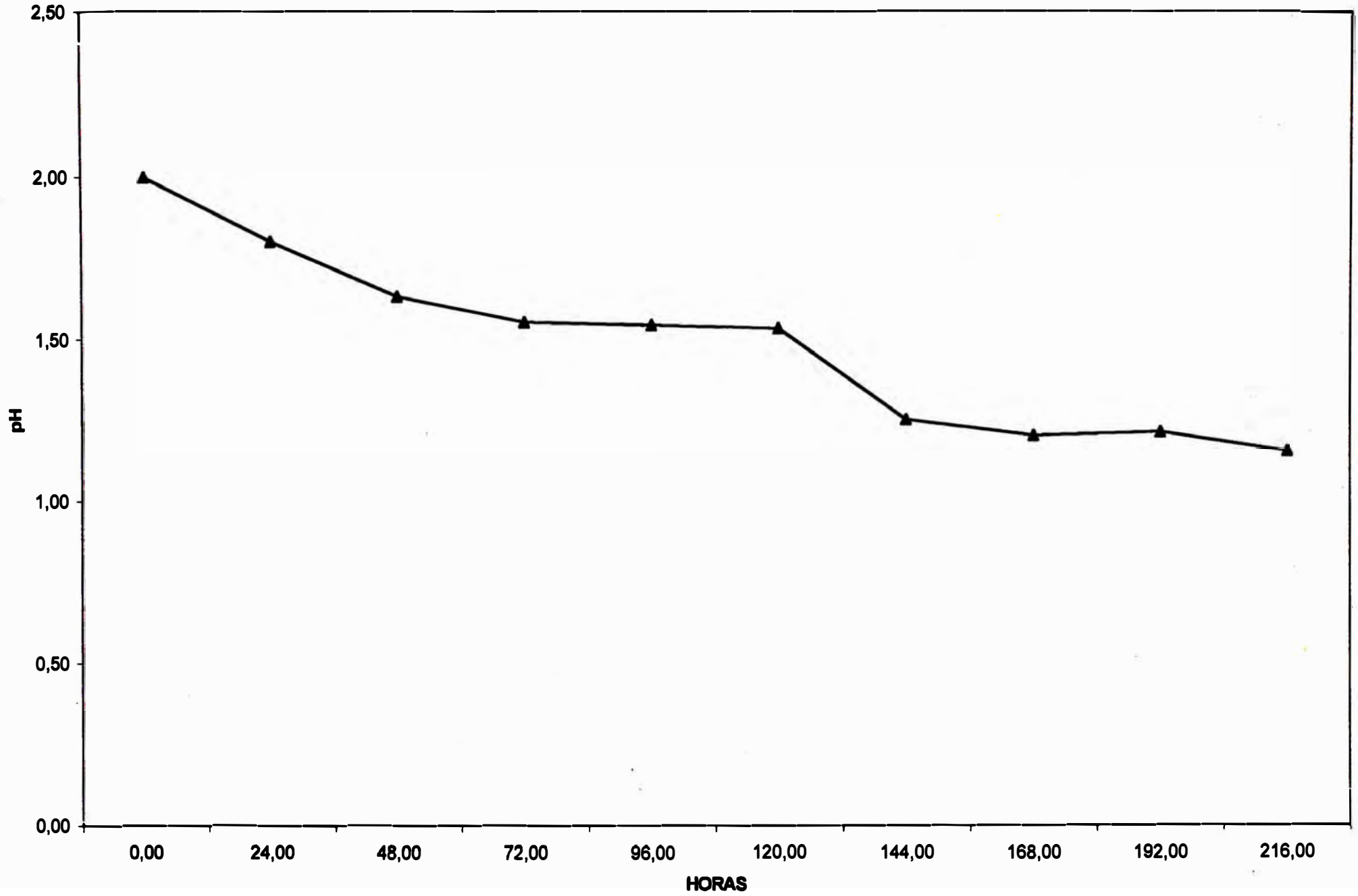
PRUEBAS BATCH DE CONCENTRADO DE ARSENOPIRITA EN TANQUES MEDIANTE LIXIVIACION BACTERIANA

PRUEBAS	CABEZA BIOLIXIVIACION				% perdida de peso	CONCENTRADO BIOLIXIVIADO				
	% Solidos	Peso (gr)	% As	Oro (Oz/TM)		material oxidado(gr)	% As	Oro (Oz/TM)	% Extrac As	% Recup. Oro
CONC.ASPY			18,890	0,707	0		18,89	0,707	0,00	9,90
LAS 1	1	3000,0	18,890	0,707	33	2010,0	1,16	0,793	95,89	93,25
LAS 2	3	9000,0	18,760	0,720	37	5670,0	2,81	0,793	90,56	93,23
LAS 3	3	9000,0	18,890	0,707	37	5670,0	3,42	1,179	88,59	91,25
LAS 4	5	15000,0	18,890	0,707	43	8550,0	4,55	1,372	86,27	90,56
LAS 5	5	15000,0	18,890	0,707	53	7050,0	6,10	1,840	84,82	90,56
LAS 6	6	18000,0	18,890	0,707	48	9360,0	7,14	1,630	80,35	89,97
LAS 7	8	24000,0	18,890	0,707	47	12720,0	8,12	1,610	77,22	89,78
LAS 8	8	24000,0	18,890	0,707	37	15120,0	8,21	0,880	72,62	88,97
LAS 9	10	30000,0	18,890	0,707	37	18900,0	8,23	0,883	72,55	88,76
LAS 10	10	30000,0	18,890	0,707	41	17700,0	8,12	1,189	74,64	89,95
TANK A	15	3000	18,890	0,707	6,1	2817,0	18,32	0,804	8,93	15,35
TANK B	15	3000	18,890	0,707	23,1	2307,0	18,32	0,868	25,42	36,98
TANK C	15	3000	18,890	0,707	25,6	2232,0	18,75	0,965	26,15	53,37
TANK D	15	7500	18,890	0,707	44,4	4170,0	13,78	1,190	59,44	75,70

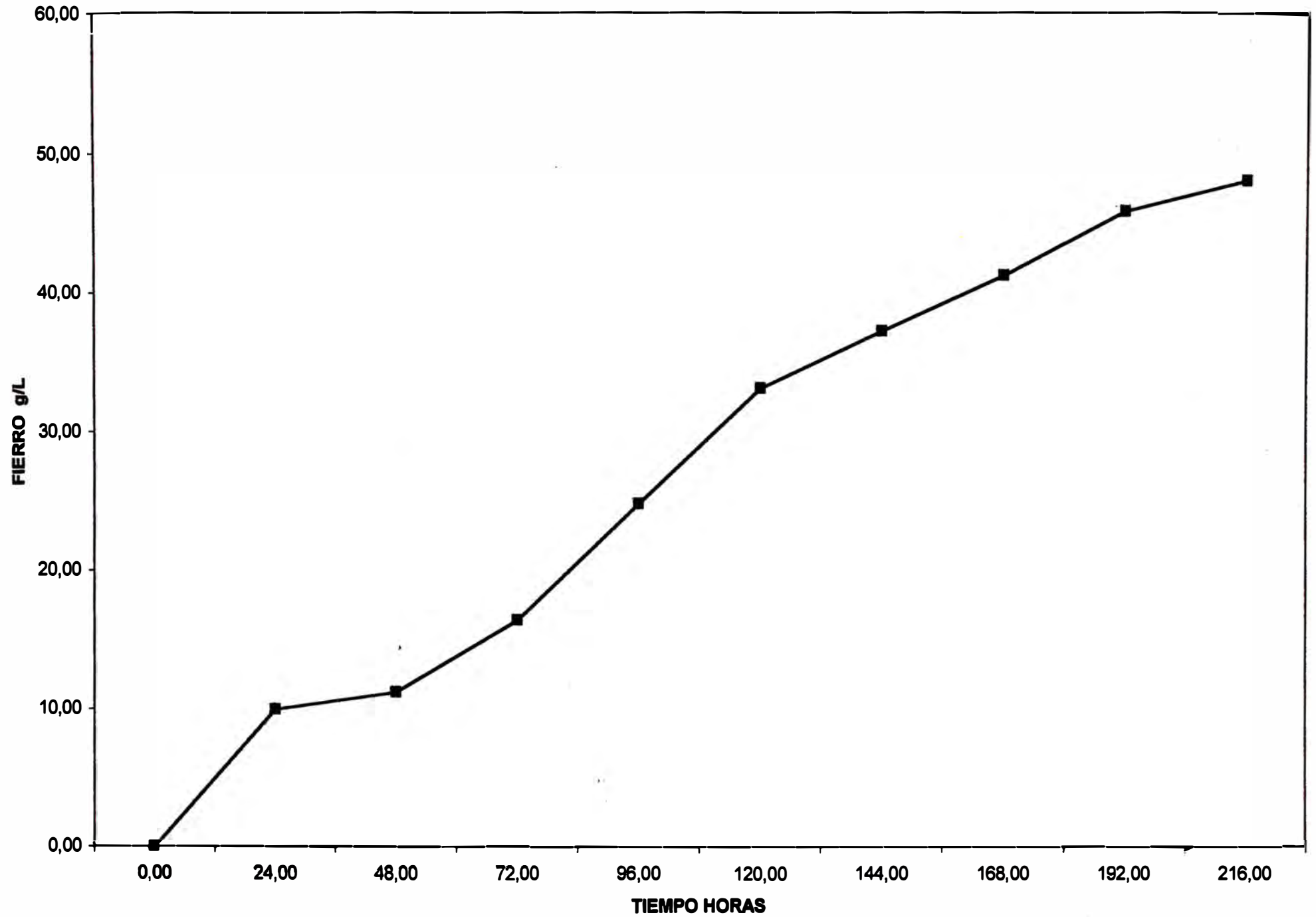
% RECUPERACION DE ORO Vs % EXTRACCION DE ARSENICO



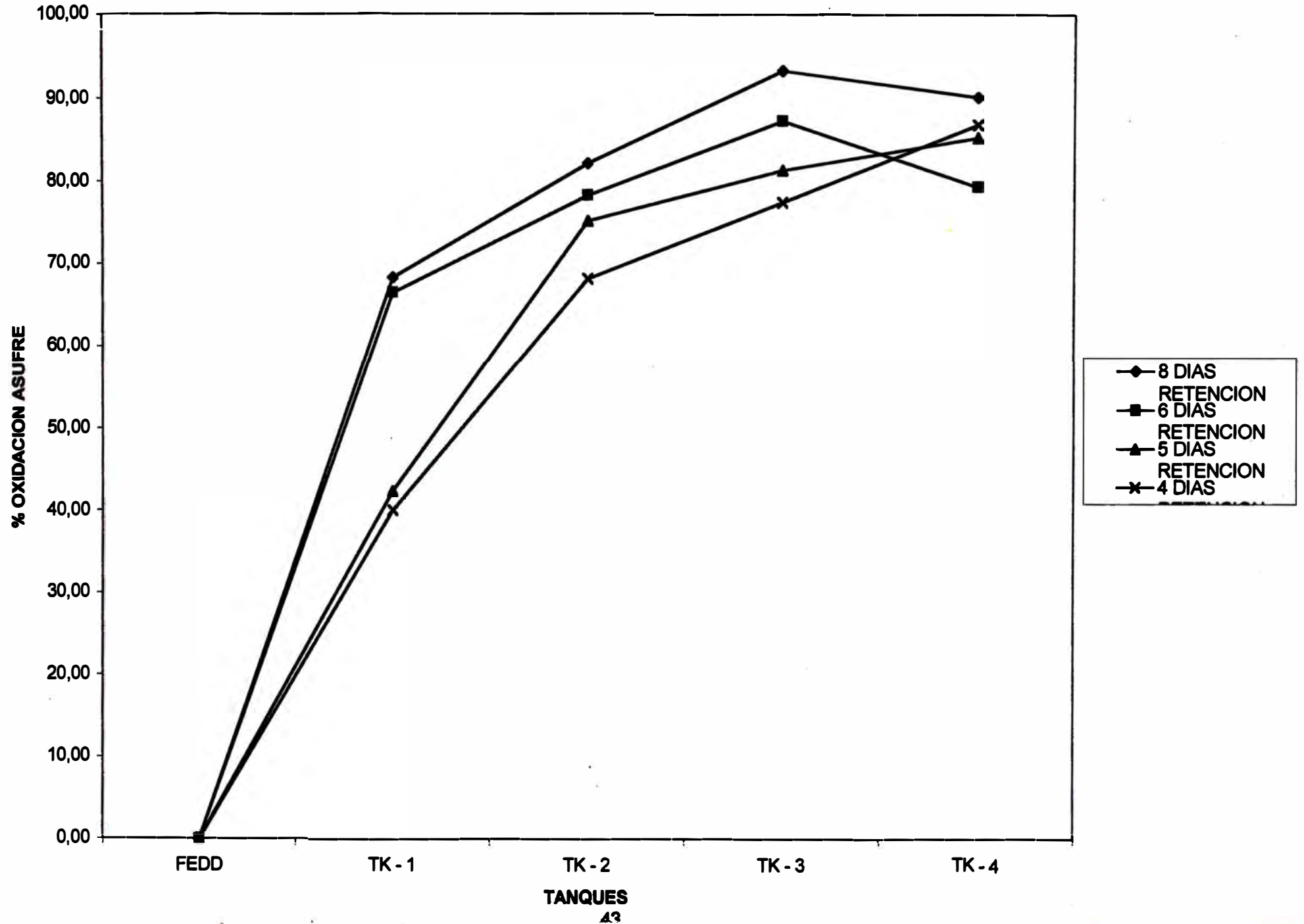
PLANTA PILOTO



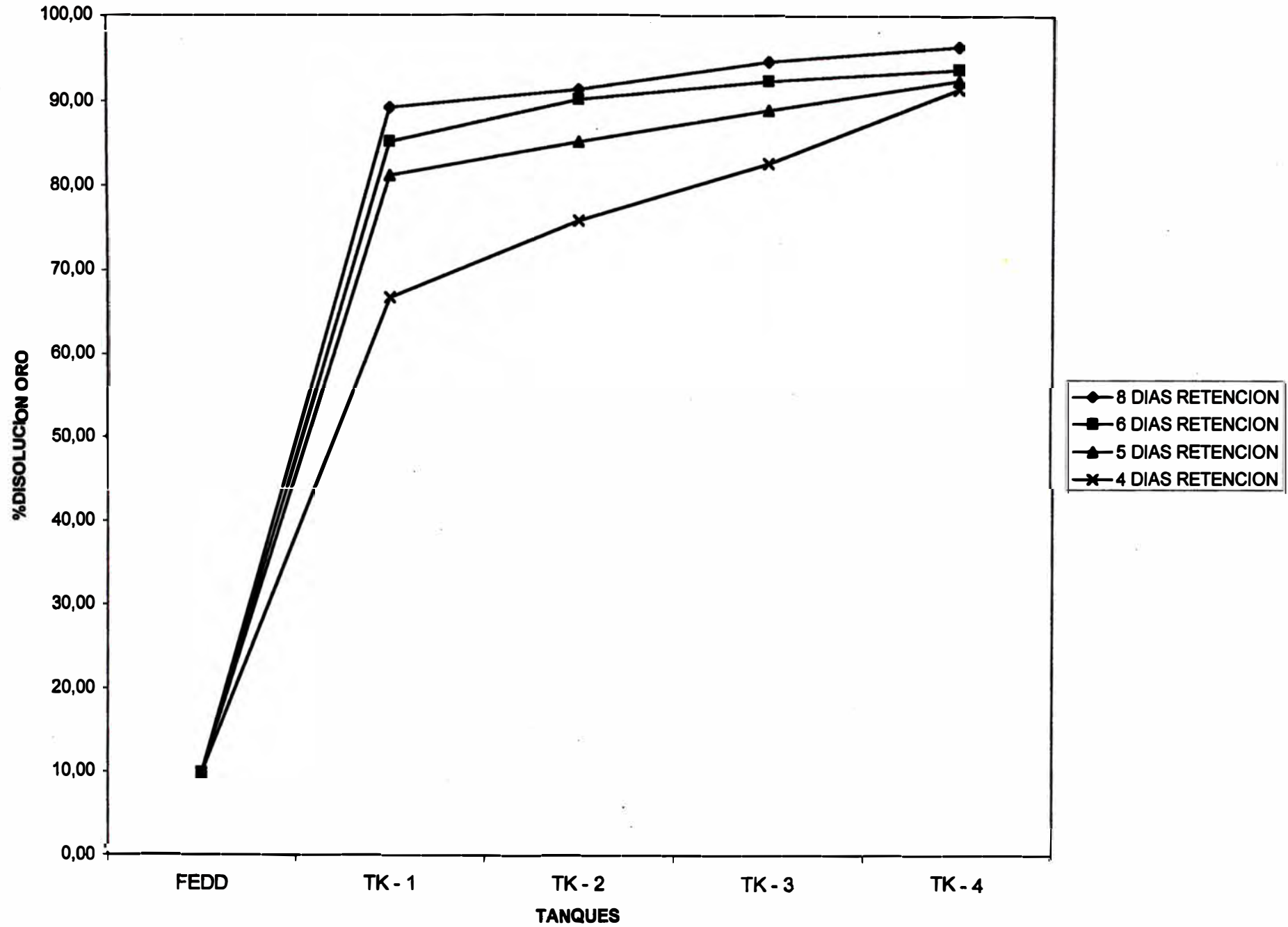
PLANTA PILOTO



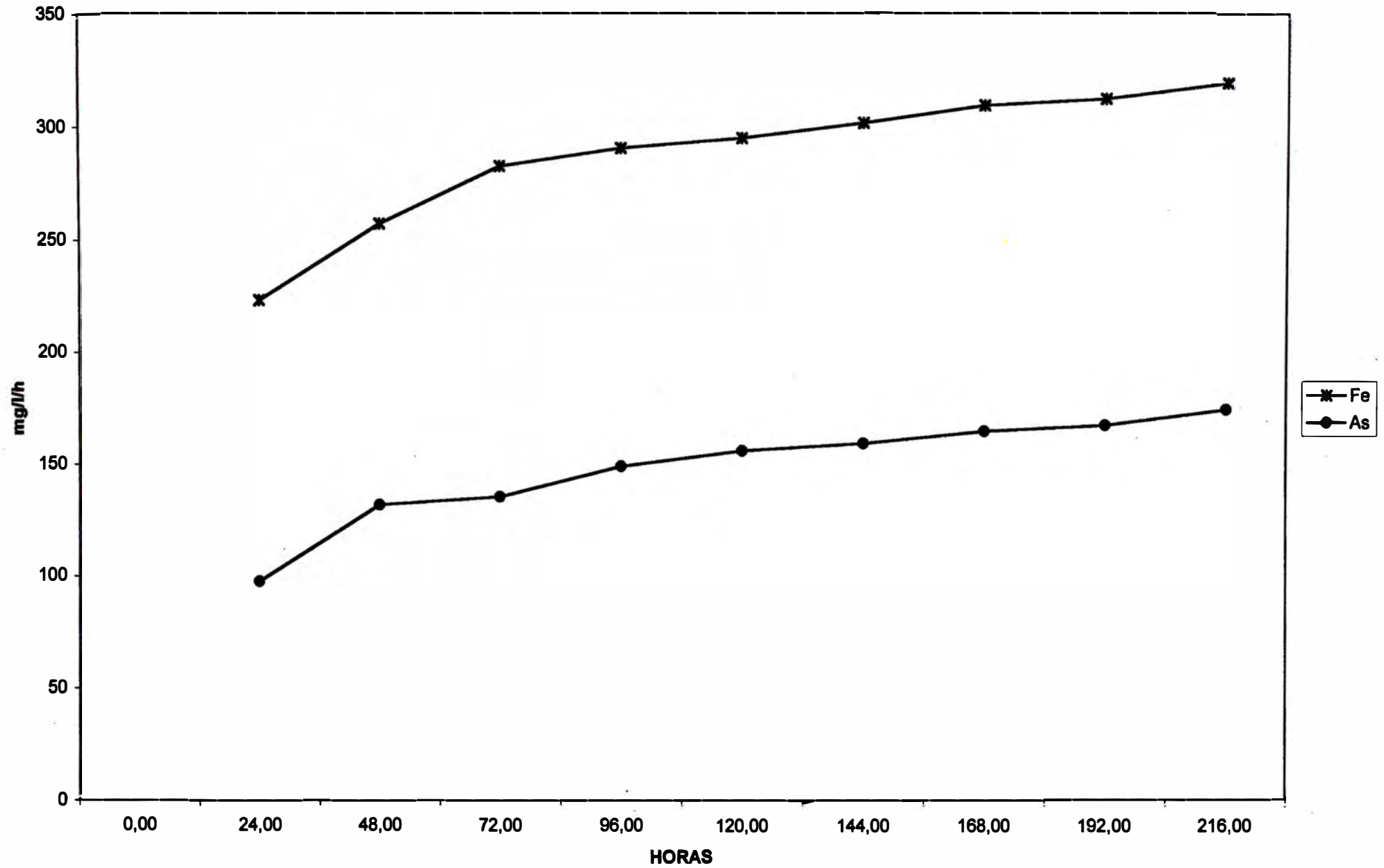
PLANTA PILOTO



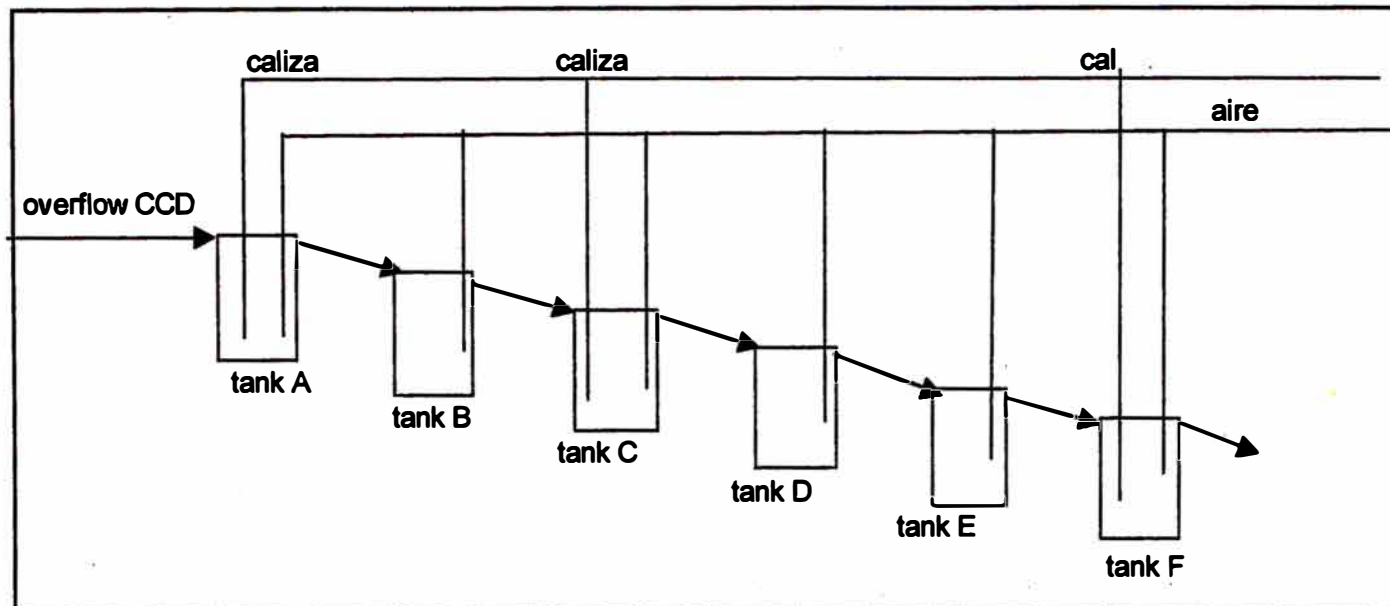
PLANTA PILOTO BIOOX



VELOCIDAD DE EXTRACCION DEL FIERRO - ARSENICO



PLANTA PILOTO NEUTRALIZACION DE SOLUCION BIOLIXIVIADA



	pH	Fe ppm	As (ppm)	retention hrs	Reagent Consumption (Kg/t BIOX feed)	
					limestone	lime
phase I feed solution	1,81	39600	18000			
stage 1 (tank C)	4,98	234,32	1,23	5,5	280	
stage 2 (tank F)	8,3	1,32	<0,02	5,7		60
phase 2 feed solution	1,86	24500	16700	6,3	250	
stage 1 (tank C)	5,5	144	<1,0	5,7		65
stage 2 (tank F)	9,7	0,79	<0,02			

CAPITULO IV CIANURACION

Química de la Lixiviación

La química de la disolución del oro y la plata en las soluciones alcalinas de cianuro ha sido tema de considerable investigación a lo largo del tiempo. A pesar de que aún existe incertidumbre en cuanto a los detalles del mecanismo del proceso, las características generales de la reacción están bien establecidas y se ajustan a la siguiente ecuación química:



Esta reacción química es limitada por la solubilidad del oxígeno en el agua que, bajo condiciones atmosféricas, generalmente se encuentra en la proporción de 5 a 8 mg/l. La concentración de cianuro optima generalmente se encuentra entre 0,01 y 0,02 mol dm⁻³, con el fin de estabilizar esos compuestos en la solución acuosa, y para lograr proporciones de lixiviación aceptables, es necesario utilizar concentraciones lixiviantes mucho más altas (generalmente de 0,1 a 1 mol dm⁻³) y esto, a su vez, significa que es necesario reciclar la solución lixiviante gastada, si se desea evitar costos y problemas ambientales inaceptables. El oxígeno tampoco es adecuado como oxidante del oro en estas situaciones, debido a su baja concentración y a la limitación que impone a la proporción de lixiviación. Por eso, es necesario acudir a oxidantes más caros como el peróxido de hidrógeno, cloro, bromo, ozono o el ion férrico. Cuando se consideran todos estos factores, no sorprende que la lixiviación de cianuro haya dominado el procesamiento del oro por más de 100 años y, seguramente, continuara haciéndolo en el futuro.

Otra ventaja importante del cianuro sobre la mayoría de los otros lixiviantes (con la única excepción del tiosulfato) es el hecho de que la reacción tiene lugar en un ambiente alcalino. La disolución del oro requiere que el cianuro esté presente en la forma de ion libre de cianuro CN⁻ por eso, dado que la composición de la solución de cianuro es determinada por la reacción de hidrólisis que tiene un pKa de aproximadamente 10^{9.3},



Es necesario un pH alto (generalmente en el nivel 10.5 - 11) para asegurar que la mayor parte del cianuro esté presente en su forma iónica. Un pH alto es necesario, además, por razones económicas y de seguridad, ya que el HCN es un gas volátil y

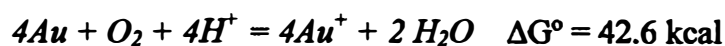
venenoso, el cual es purgado de la pulpa de lixiviación durante la vigorosa agitación de aire .

Una ventaja importante de la lixiviación bajo condiciones alcalinas, es que la disolución de metales básicos, como el cobre, zinc y níquel, se reduce sustancialmente ,originando efluentes más limpios que los que generalmente se producen en los sistemas de lixiviación ácida. La naturaleza no corrosiva de la solución alcalina de cianuro implica también que se pueden emplear materiales más baratos para la construcción de la planta aurífera.

PRINCIPIOS DE CIANURACIÓN

Cianuración del oro

Es conocido y termodinámicamente probado que el oxígeno no oxida al oro en ambiente normal.

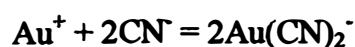


En presencia de iones cianuro, sin embargo, el oro es fácilmente soluble. Existe la formación de un complejo de cianuro de oro estable.

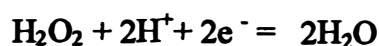
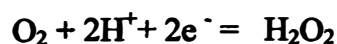


La disolución de oro en soluciones de cianuro es electroquímica por naturaleza. Thompson ha propuesto un modelo electroquímico en el cual el oro es disuelto en sitios anódicos mientras que el oxígeno es reducido en sitios catódicos. El ánodo y el cátodo forman un par de corrosión en el cual existe transferencia de electrones de los sitios anódicos a los sitios catódicos a través de l oro sólido. Las reacciones anódicas y catódicas son:

Anódica:



Catódica:



MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A
Tamboraque 28/05/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO

Concentrado Biooxidado producido en tamboraque Tk-60

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,2	NaCN(g/l)	0,5	0,3
volumen(L)	0,6	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(gr)	1,3	
Vol.calculo	0,575	CARBON	20g/l	

CONTROL DEL PROCESO

1	0,60	0,06	9,70	0,266	0,20	1,328
4	0,60	0,06	10,10	0,266	0,20	2,637
8	1,80	0,18	10,70	0,197	0,00	3,602
24	1,70	0,17	10,10			4,538

Condiciones iniciales:		Relave Final	% Recuperacion
Ley de cabeza oro(Oz/TM)	1,220	Oro(Oz/TM)	0,096
Ag(Oz/TM)	2,510	Plata(Oz/TM)	1,060
Cu (%)	0,220	% Cu	0,170
%Fe	2,790	%Fe	2,860
%As	1,420	%As	1,320
peso(Kg)	0,200	Peso final(Kg)	0,190
volumen de muestreo (l)	0,025		

NaCN(0,5g/l)

Tiempo (horas)	A.Q. A.A Au(mg/l)	A.Q calcu. Au(mg/l)	A.Q. A.A Ag(mg/l)	A.Q calcu. Ag(mg/l)	A.Q. A.A Cu(mg/l)	A.Q calcu. Cu(mg/l)
1 C.A	0,250	0,25	1,81	1,81	16,1	16,1
2 C.A	0,071	0,08	0,59	0,67	18,7	19,37
4 C.A	0,020	0,03	0,27	0,37	18,90	20,35
8 C.A	0,003	0,02	0,25	0,36	20,7	22,94
24 C.A	0,005	0,02	0,20	0,32	22,6	25,70

MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A
Tamboraque 02/06/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO
 Concentrado Biooxidado producido en tamboraque Tk-1

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,2	NaCN(g/l)	0,5	0,3
volumen(L)	0,6	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(gr)	1,9	
Vol.calculo	0,575	CARBON	20g/l	

CONTROL DEL PROCESO

				ADICIONES	CONSUMO
1	0,80	0,08	10,00	0,254	1,270
4	1,20	0,12	10,10	0,231	2,401
8	2,50	0,25	10,80	0,156	3,146
24	0,20	0,02	10,40		4,511

Condiciones iniciales:		Relave Final	% Recuperacion
Ley de cabeza oro(Oz/TM)	0,322	Oro(Oz/TM)	0,064
Ag(Oz/TM)	2,510	Plata(Oz/TM)	1,130
% Cu	0,240	% Cu	0,250
% Fe	3,930	% Fe	4,250
% As	3,170	% As	3,170
peso(Kg)	0,200	Peso final(Kg)	0,180
volumen de muestreo (l)	0,025		

NaCN(0.5g/l)

Tiempo horas	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
1 C.A	0,282	0,28	1,85	1,85	19,90	19,90
2 C.A	0,080	0,09	0,88	0,96	21,88	22,71
4 C.A	0,078	0,09	0,82	0,93	23,10	24,84
8 C.A	0,046	0,06	0,60	0,75	24,40	27,10
24 C.A	0,014	0,03	0,51	0,68	27,80	31,52

MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A
Tamboraque 04/06/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO

Concentrado Biooxidado producido en Tamboraque Tk-3

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,2	NaCN(g/l)	0,5	0,3
volumen(L)	0,6	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(gr)	1,9	
Vol.calculo	0,575	Carbon(g/l)	20	

CONTROL DEL PROCESO

				ADICIONES	CONSUMO	
1	0,70	0,07	10,00	0,260	0,40	1,299
4	1,50	0,15	10,30	0,214	0,20	2,347
8	2,30	0,23	10,50	0,168	0,00	3,140
24	0,30	0,03	10,30			4,481

Condiciones Iniciales:		Relave Final		% Recuperacion
Ley de cabeza oro(Oz/TM)	0,225	Oro(Oz/TM)	0,049	79,31
Ag(Oz/TM)	1,830	Plata(Oz/TM)	1,090	43,42
%Cu	0,130	%Cu	0,130	
%Fe	2,880	%Fe	2,790	
%As	2,530	%As	2,470	
peso(Kg)	0,200	Peso final(Kg)	0,190	
volumen de muestreo (l)	0,025			

NaCN(0.5g/l)

Tiempo horas	A.Q. A.A Au(mg/l)	A.Q calcul. Au(mg/l)	A.Q. A.A Ag(mg/l)	A.Q calcul. Ag(mg/l)	A.Q. A.A Cu(mg/l)	A.Q calcul. Cu(mg/l)
1 C.A	0,498	0,50	2,54	2,54	19,20	19,20
2 C.A	0,100	0,16	1,20	1,52	20,57	22,97
4 C.A	0,078	0,24	0,74	4,48	21,90	26,87
8 C.A	0,040	0,12	0,61	1,17	22,50	30,21
24 C.A	0,020	0,11	0,45	3,31	25,80	36,32

MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A

Tamboraque 20/05/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO

Composito bioox pilotaje Tecsup(tanque de 20 litros)

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	6	NaCN(g/l)	0,5	9
volumen(L)	18	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(gr)	717	
Vol.calculo	17,94	Carbon	20 g/l	

CONTROL DEL PROCESO

ADICIONES

CONSUMO

					ADICIONES		CONSUMO	
1	0,21	23,0	0,13	0,01	10,50	8,776	0,00	1,463
4	4,11	20,4	0,13	0,01	9,70	8,776	40,00	2,925
8	4,70	17,9	0,25	0,03	10,10	8,552	0,00	4,350
24	5,19	14,4	0,25	0,03	10,10	8,552		5,775
48	5,35	14,6	0,20	0,02	10,00			7,215

Condiciones iniciales:

Ley de cabeza oro(Oz/TM)	1,250
Ag(Oz/TM)	3,540
Cu (%)	0,090
Carbon(g/l)	20,000
Volumen de muestreo(l)	0,060
peso(Kg)	6,000

Relave Final

Oro(Oz/TM)	0,140
Plata(Oz/TM)	1,540
Peso final(Kg)	6,600

% Recuperacion

87,68
52,15

Volumen de muestreo(l) 0,06

NaCN(0.5g/l)

Tiempo	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
1-CA	0,465	0,47	0,090	0,09	1,00	1,00
2-CA	0,235	0,24	0,030	0,03	11,25	11,25
4-CA	0,069	0,07	0,030	0,03	17,50	17,54
8-CA	0,028	0,03	0,240	0,24	22,60	22,70
24-CA	0,004	0,01	0,200	0,20	15,30	15,47
32-CA	0,020	0,02	0,110	0,11	11,10	11,33
48-CA	0,010	0,01	0,130	0,13	13,90	14,16

Al momento de alcalinizar la concentracion de oxigeno marca 0.09 mg/l y la temperatura 28°C y no se nota la espumación como la prueba anterior de 100 litros y a 1 g/l de NaCN.

MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A
Tamboraque 05/05/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO
 Composito bioox pilotaje Tecsup(tanque de 20 litros)

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	6	NaCN(g/l)	0,5	9
volumen(L)	18	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(g)	717	
Vol.calculo	17,94	Carbon	20 g/l	

CONTROL DEL PROCESO

						ADICIONES	CONSUMO	
1	0,20	27,8	0,13	0,01	10,50	8,776	0,00	1,463
4	4,07	21,5	0,13	0,01	10,50	8,776	0,00	2,925
8	4,60	19,5	0,25	0,03	10,50	8,552	0,00	4,350
24	5,10	16,6	0,25	0,03	10,50	8,552		5,775
48	5,52	12,9	0,20	0,02	10,30			7,215

Condiciones Iniciales:		Relave Final		% Recuperacion
Ley de cabeza oro(Oz/TM)	1,250	Oro(Oz/TM)	0,096	91,55
Ag(Oz/TM)	3,540	Plata(Oz/TM)	0,960	70,17
Cu (%)	0,090			
Carbon(g/l)	20,000			
Volumen de muestreo(l)	0,060			
peso(Kg)	6,000	Peso final(Kg)	6,600	
Volumen de muestreo(l)	0,06			

NaCN(0.5g/l)

Tiempo	A.Q. A.A	A.Q calcul.	A.Q. A.A	A.Q calcul.	A.Q. A.A	A.Q calcul.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
1-CA	0,184	0,18	0,060	0,06	10,50	10,50
2-CA	0,170	0,17	0,180	0,18	11,25	11,29
4-CA	0,053	0,05	0,200	0,20	17,50	17,57
8-CA	0,030	0,03	0,240	0,24	22,60	22,73
24-CA	0,023	0,02	0,090	0,09	13,60	13,81
32-CA	0,040	0,04	0,210	0,21	26,90	27,15
48-CA	0,010	0,01	0,100	0,10	17,00	17,34

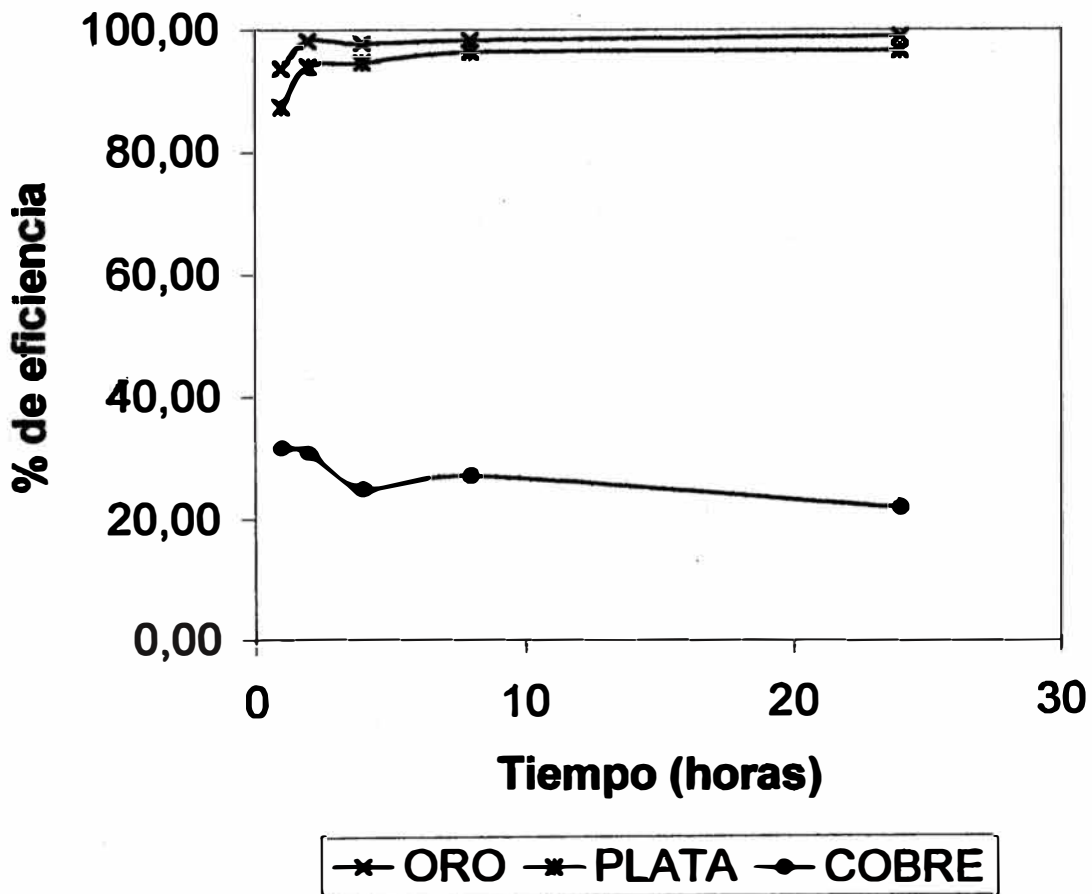
Al momento de alcalinizar la concentracion de oxigeno marca 0.09 mg/l y la temperatura 28°C y no se nota la espumación como la prueba anterior de 100 litros y a 1 g/l de NaCN.

LA CINETICA DE ADSORCION MEDIANTE CARBON ACTIVADO (20 g/l)

CONCENTRACION 1g/l NaCN

Tiempo(hrs) C.activado	Concentración (mg/l)			% Eficiencia		
	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)
0	5,81	18,39	27,10	0,00	0,00	0,00
1	0,37	2,32	18,54	93,63	87,38	31,59
2	0,11	1,11	18,77	98,11	93,96	30,74
4	0,13	0,99	20,38	97,76	94,62	24,80
8	0,10	0,67	19,81	98,28	96,36	26,90
24	0,06	0,63	21,27	98,97	96,57	21,51

CINETICA DE ADSORCION DEL CARBON (20g/l) a 1g/l NaCN

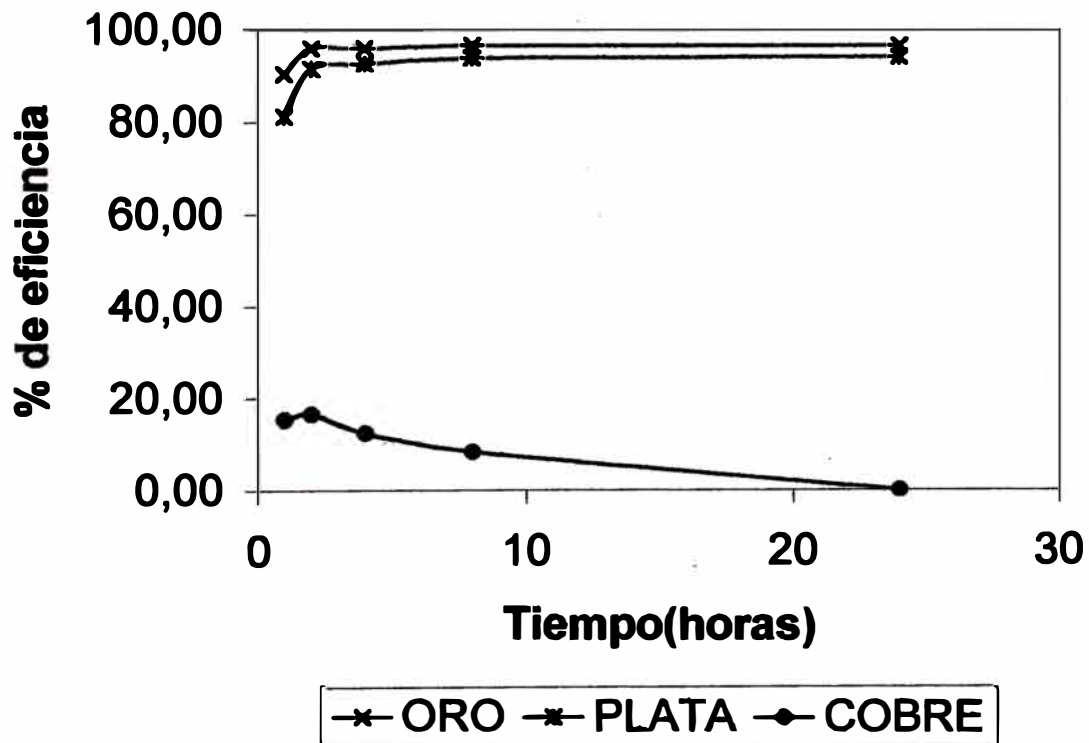


LA CINETICA DE ADSORCION MEDIANTE CARBON ACTIVADO (20 g/l)

CONCENTRACION 2g/l NaCN

Tiempo(hrs) C.Activado	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	% Eficiencia		
				Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)
0	8,03	21,42	25,25	0,00	0,00	0,00
1	0,77	4,05	21,36	90,41	81,09	15,41
2	0,32	1,82	21,08	96,01	91,50	16,51
4	0,32	1,56	22,10	96,01	92,72	12,48
8	0,27	1,28	23,14	96,64	94,02	8,36
24	0,27	1,24	25,36	96,64	94,21	0,00

CINETICA DE ADSORCION DEL CARBON (20g/l) a 2g/l NaCN

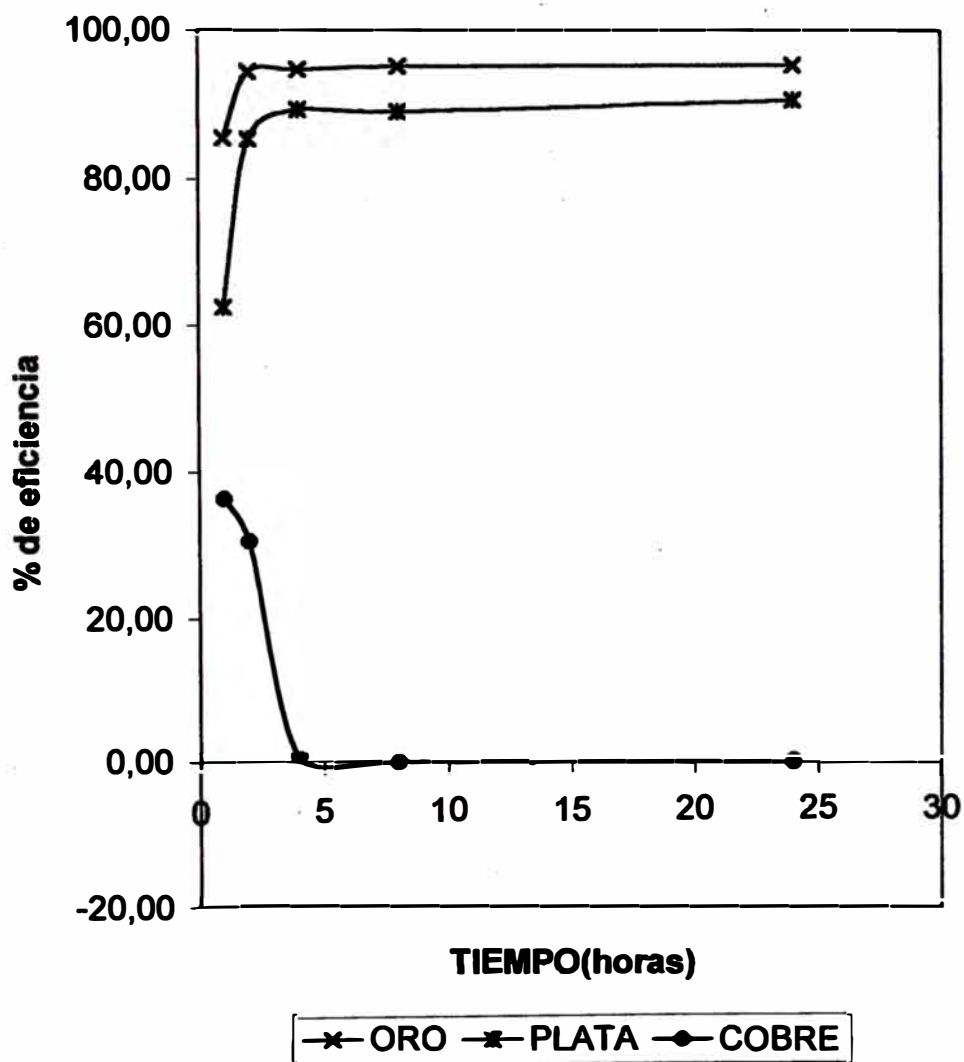


LA CINETICA DE ADSORCION MEDIANTE CARBON ACTIVADO (20 g/l)

CONCENTRACION 4g/l NaCN

Tiempo(hrs) C. activado	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	%EFICIENCIA		
				Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)
0	7,83	21,28	35,72	0,00	0,00	0,00
1	1,13	8,00	22,78	85,57	62,41	36,23
2	0,43	3,12	24,83	94,51	85,34	30,49
4	0,41	2,26	35,47	94,76	89,38	0,70
8	0,38	2,35	39,08	95,15	88,96	0,00
24	0,38	2,05	43,76	95,15	90,37	0,00

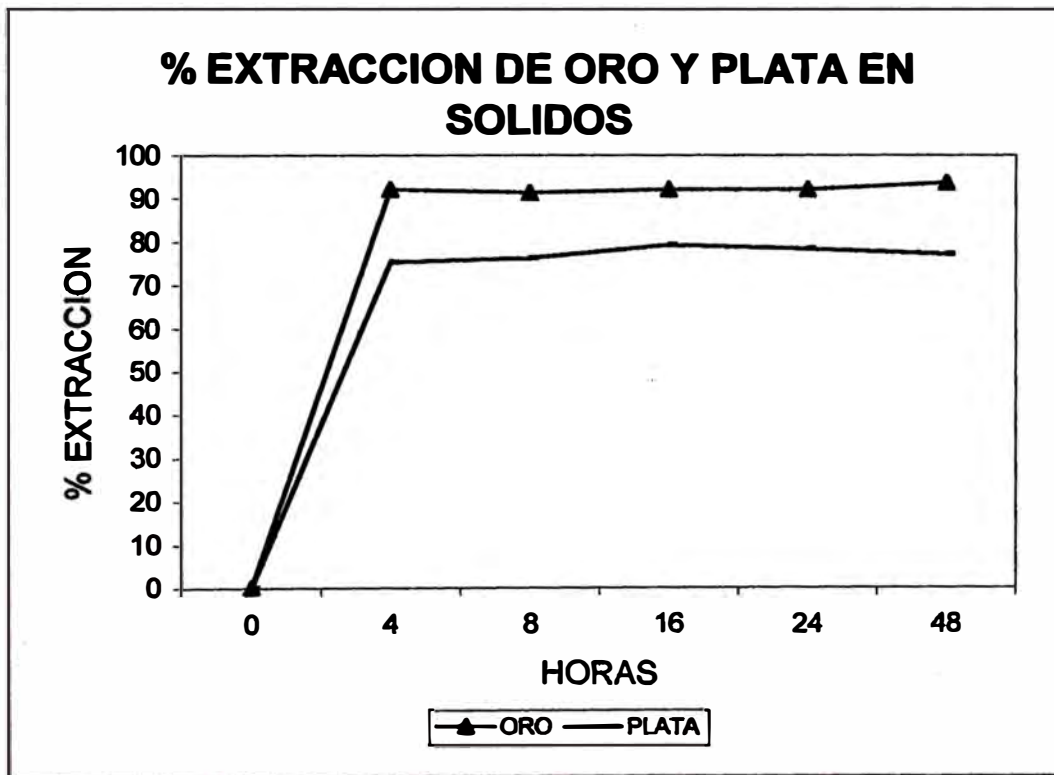
**CINETICA DE ADSORCION
CARBON(20g/l) a 4 g/l NaCN**



**EXTRACCIONES DE ORO Y PLATA EN MUESTRAS SOLIDAS
DEL CONCENTRADO BIOLIXIVIADO POR PROCESO CIL**

SOLIDOS (g)	200,00
SOLUCION (ml)	800,00
DILUCION (L/S)	4,00
CARBON (g/l)	20,00
Au (Oz/TM)	2,03
Ag (Oz/TM)	7,28

PRUEBA HORAS	NaCN g/l	CABEZA DE CIANURACION		RELAVE DE CIANURACION		EXTRACCIONES	
		Au (Oz/TM)	Ag (Oz/TM)	Au (Oz/TM)	Ag (Oz/TM)	Au %	Ag %
0		2,025	7,28			0,000	0,000
4	2,00	2,025	7,28	0,161	1,800	92,049	75,275
8	2,00	2,025	7,28	0,177	1,740	91,259	76,099
16	2,00	2,025	7,28	0,161	1,510	92,049	79,258
24	2,00	2,025	7,28	0,161	1,580	92,049	78,297
48	2,00	2,025	7,28	0,129	1,670	93,630	77,060



MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A

Tamboraque 13/03/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO

Composito bioox pilotaje Tecsup

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,2	NaCN(g/l)	1	0,6 gr
volumen(L)	0,6	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(gr)	25	
Vol.calculo	0,54			

CONTROL DEL PROCESO

TIEMPO (horas)	AgNO3 (cc)	CN- (g/l)	PH	ADICIONES		CONSUMO NaCN(Kg/TM)
				NaCN(g)	CAL(g)	
1	0,50	0,05	10,00	0,573	3,50	2,885
4	1,25	0,13	10,50	0,533		5,513
8	2,25	0,23	10,50	0,479	0,00	7,868
24	1,00	0,10	10,30			10,500

Condiciones iniciales:

Ley de cabeza oro(Oz/TM) 1,01
 Ag(Oz/TM) 2,9
 Cu (%) 0,09

Volumen de muestreo(l) 0,06

NaCN(1g/l)

Tiempo	A.Q. A.A	A.Q calcul.	A.Q. A.A	A.Q calcul.	A.Q. A.A	A.Q calcul.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
15min	5,22	5,22	14,40	14,40	14,60	14,60
30min	4,99	5,51	13,60	15,04	15,70	17,16
45min	4,73	5,75	12,60	15,40	15,40	18,43
1h	4,39	5,88	11,50	15,56	15,00	19,57
4h	4,02	5,95	12,10	17,31	15,40	21,47
8h	3,25	5,58	11,70	18,12	15,90	23,51
24h	3,65	5,81	10,80	18,39	17,90	27,10

MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A

Tamboraque 04/04/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO

Composito bioox pilotaje Tecsup

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,2	NaCN(g/l)	2	1,2 gr
volumen(L)	0,6	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(gr)	25	
Vol.calculo	0,54			

CONTROL DEL PROCESO

TIEMPO (horas)	AgNO3 (cc)	CN- (g/l)	PH	ADICIONES		CONSUMO NaCN(Kg/TM)
				NaCN(g)	CAL(g)	
1	1,50	0,15	9,90	1,119	3,50	5,595
4	4,50	0,45	10,50	0,957	0,00	10,335
8	6,25	0,63	10,50	0,863	0,00	14,513
24	2,80	0,28	10,30			19,485

Condiciones iniciales:

Ley de cabeza oro(Oz/TM) 1,01
Ag(Oz/TM) 2,9
Cu (%) 0,09

Volumen de muestreo(l) 0,06

NaCN(2g/l)

Tiempo	A.Q. A.A	A.Q calcul.	A.Q. A.A	A.Q calcul.	A.Q. A.A	A.Q calcul.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
15min	6,50	6,50	16,90	16,90	10,40	10,40
30min	6,10	6,75	15,90	17,59	10,80	11,84
45min	5,69	6,95	14,70	17,98	10,80	12,92
1h	5,40	7,23	13,70	18,45	10,90	14,10
4h	5,27	7,64	13,80	19,92	12,60	16,89
8h	4,953	7,85	13,2	20,70	14	19,55
24h	4,64	8,03	12,6	21,42	18,3	25,25

MINERA LIZANDRO PROAÑO S.A
Tamboraque 03/04/98

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO
 Composito bioox pilotaje Tecsup

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,2	NaCN(g/l)	4	2,4 gr
volumen(L)	0,6	PH	10,5	
dilución L/S	3,00	CAL(gr)	20	
Vol.calculo	0,54			

CONTROL DEL PROCESO

TIEMPO (horas)	AgNO3 (cc)	CN- (g/l)	PH	ADICIONES		CONSUMO NaCN(Kg/TM)
				NaCN(g)	CAL(g)	
1	2,50	0,25	9,50	2,265	5,00	11,325
4	11,25	1,13	10,20	1,793	3,50	20,213
8	16,25	1,63	10,60	1,523	0,00	27,488
24	6,90	0,69	10,30			36,930

Condiciones iniciales:

Ley de cabeza oro(Oz/TM) 1,01
 Ag(Oz/TM) 2,9
 Cu (%) 0,09

Volumen de muestreo(l) 0,06

NaCN(4g/l)

Tiempo	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A. Q. A.A	A.Q. calcu.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
15min	6,38	6,38	16,80	16,80	12,00	12,00
30min	6,08	6,72	15,90	17,58	12,60	13,80
45min	5,63	6,87	14,90	18,17	12,30	14,76
1h	5,25	7,05	14,00	18,76	12,10	15,79
4h	4,95	7,29	13,60	19,76	15,80	20,70
8h	4,64	7,47	12,60	20,12	18,40	24,88
24h	4,54	7,83	12,50	21,28	27,40	35,72

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO

Composito bioox pilotaje Tecsup

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,365	NaCN(g/l)	4	2,8 gr
volumen(L)	0,7	PH	10,5	
dilución L/S	1,92	CAL(gr)	41,6	
Vol.calculo	0,64	CARBON	20g/l	

CONTROL DEL PROCESO

TIEMPO (horas)	AgNO3 (cc)	CN- (g/l)	PH	ADICIONES		CONSUMO NaCN(Kg/TM)
				NaCN(g)	CAL(g)	
1	2,75	0,28	9,90	2,624	2,00	7,189
4	3,25	0,33	10,00	2,592		14,245
8	6,50	0,65	9,90	2,384	1,50	20,723
24	2,60	0,26	10,00			27,789

Nota: despues de una hora de cianuracion se adiciona el carbon

Condiciones iniciales:

Ley de cabeza oro(Oz/TM)	1,01
Ag(Oz/TM)	2,9
Cu (%)	0,09
Carbon(g/l)	20
Volumen de muestreo(l)	0,06

NaCN(4g/l)

Tiempo(h)	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
1	9,61	9,61	24,62	24,62	19,68	19,68
1 C.A	1,13	1,13	8,00	8,00	22,78	22,78
2 C.A	0,33	0,43	2,43	3,12	22,88	24,83
4 C.A	0,28	0,41	1,37	2,26	31,56	35,47
8 C.A	0,23	0,38	1,34	2,35	32,46	39,08
24 C.A	0,21	0,38	0,92	2,05	34,36	43,76

C.A Carbon activado

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO
 Composito bioox pilotaje Tecsup

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,37	NaCN(g/l)	2	1,4 gr
volumen(L)	0,7	PH	10,5	
dilución L/S	1,89	CAL(gr)	45	
Vol.calculo	0,64	CARBON	20g/l	

CONTROL DEL PROCESO

TIEMPO (horas)	AgNO3 (cc)	CN- (g/l)	PH	ADICIONES		CONSUMO NaCN(Kg/TM)
				NaCN(g)	CAL(g)	
1	1,25	0,13	10,00	1,320	0,00	3,588
4	0,95	0,10	10,00	1,339		7,167
8	0,88	0,09	9,70	1,344	2,70	10,783
24	2,25	0,23	10,10			14,127

Nota: despues de una hora de cianuracion se adiciona el carbon

Condiciones iniciales:

Ley de cabeza oro(Oz/TM)	1,01
Ag(Oz/TM)	2,9
Cu (%)	0,09
Carbon(g/l)	20
Volumen de muestreo(l)	0,06

NaCN(2g/l)

Tiempo(h)	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.	A.Q. A.A	A.Q. calcu.
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
1	9,10	9,10	15,04	15,04	17,86	17,86
1 C.A	0,77	0,77	4,05	4,05	21,36	21,36
2 C.A	0,25	0,32	1,47	1,82	21,08	22,91
4 C.A	0,23	0,32	1,09	1,56	22,10	25,74
8 C.A	0,16	0,27	0,71	1,28	23,14	28,67
24 C.A	0,15	0,27	0,61	1,24	25,36	32,88

PRUEBA DE CIANURACION DE CONCENTRADO BIO OXIDADO
Composito bioox pilotaje Tecsup

CONDICIONES INICIALES

peso(Kg)	0,39	NaCN(g/l)	1	0,7 gr
volumen(L)	0,7	PH	10,5	
dilución L/S	1,79	CAL(gr)	47	
Vol.calculo	0,64	CARBON	20g/l	

CONTROL DEL PROCESO

TIEMPO (horas)	AgNO3 (cc)	CN- (g/l)	PH	ADICIONES		CONSUMO NaCN(Kg/TM)
				NaCN(g)	CAL(g)	
1	0,50	0,05	10,00	0,668	0,00	1,713
4	0,50	0,05	10,00	0,668		3,418
8	0,25	0,03	9,80	0,684	2,00	5,164
24	0,30	0,03	10,10			6,901

Nota: despues de una hora de cianuracion se adiciona carbon

Condiciones iniciales:

Ley de cabeza oro(Oz/TM)	1,01
Ag(Oz/TM)	2,9
Cu (%)	0,09
Carbon(g/l)	20
Volumen de muestreo(l)	0,06

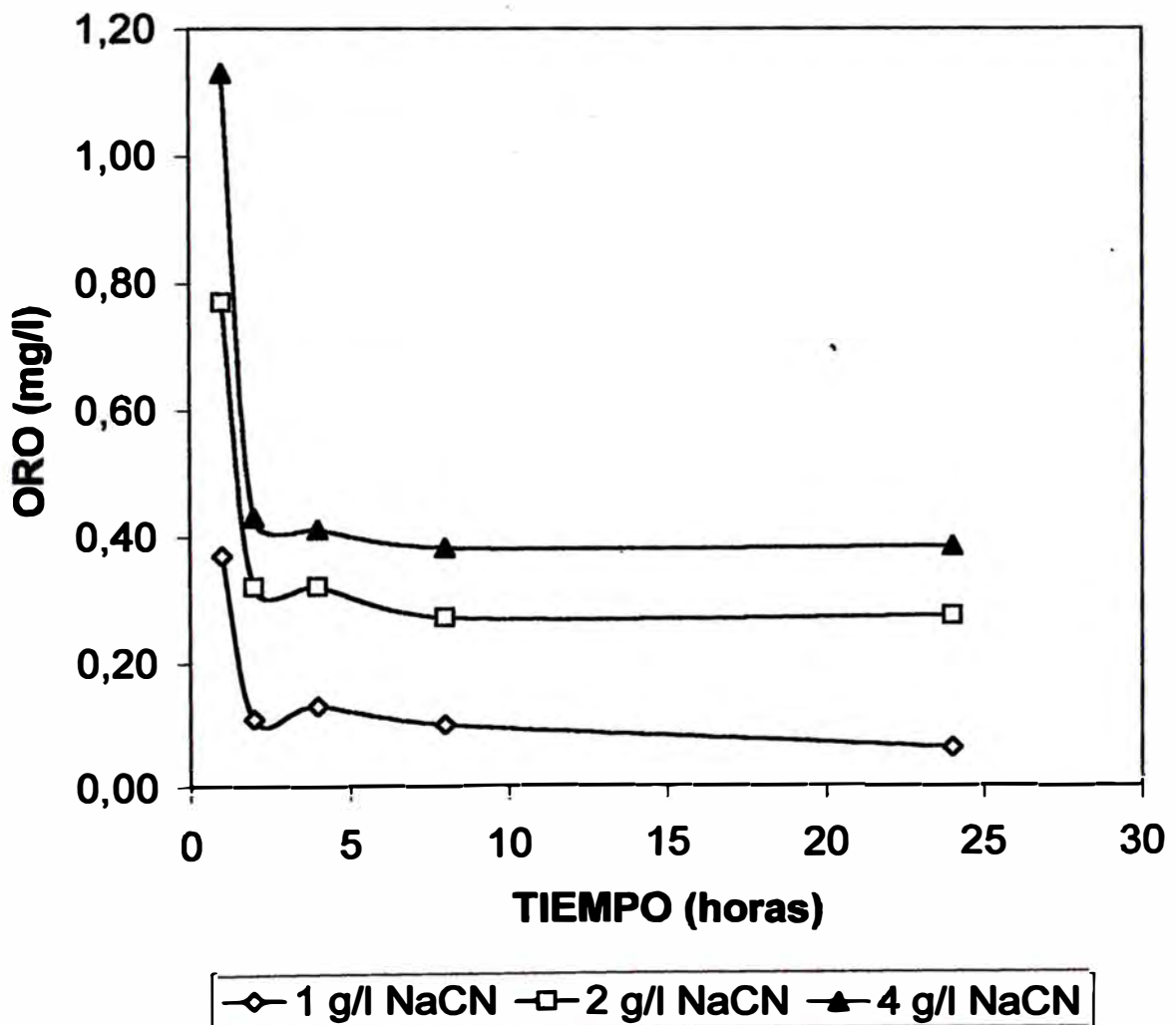
NaCN(1g/l)

Tiempo(h)	A.Q. A.A		A.Q. A.A		A.Q. A.A	
	Au(mg/l)	Au(mg/l)	Ag(mg/l)	Ag(mg/l)	Cu(mg/l)	Cu(mg/l)
1	9,55	9,55	14,78	14,78	29,12	29,12
1 C.A	0,37	0,37	2,32	2,32	18,54	18,54
2 C.A	0,08	0,11	0,91	1,11	17,18	18,77
4 C.A	0,09	0,13	0,71	0,99	17,32	20,38
8 C.A	0,05	0,10	0,33	0,67	15,26	19,81
24 C.A	0,01	0,06	0,26	0,63	15,42	21,27

**CIANURACION DE CONC.BIOOX (composito pilotaje tecsup)
CON CARBON ACTIVADO (20g/l) A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE NaCN PARA ORO**

	1 g/l NaCN	2 g/l NaCN	4 g/l NaCN
TIEMPO (horas)	ORO (mg/l)	ORO (mg/l)	ORO (mg/l)
1	0,37	0,77	1,13
2	0,11	0,32	0,43
4	0,13	0,32	0,41
8	0,10	0,27	0,38
24	0,06	0,27	0,38

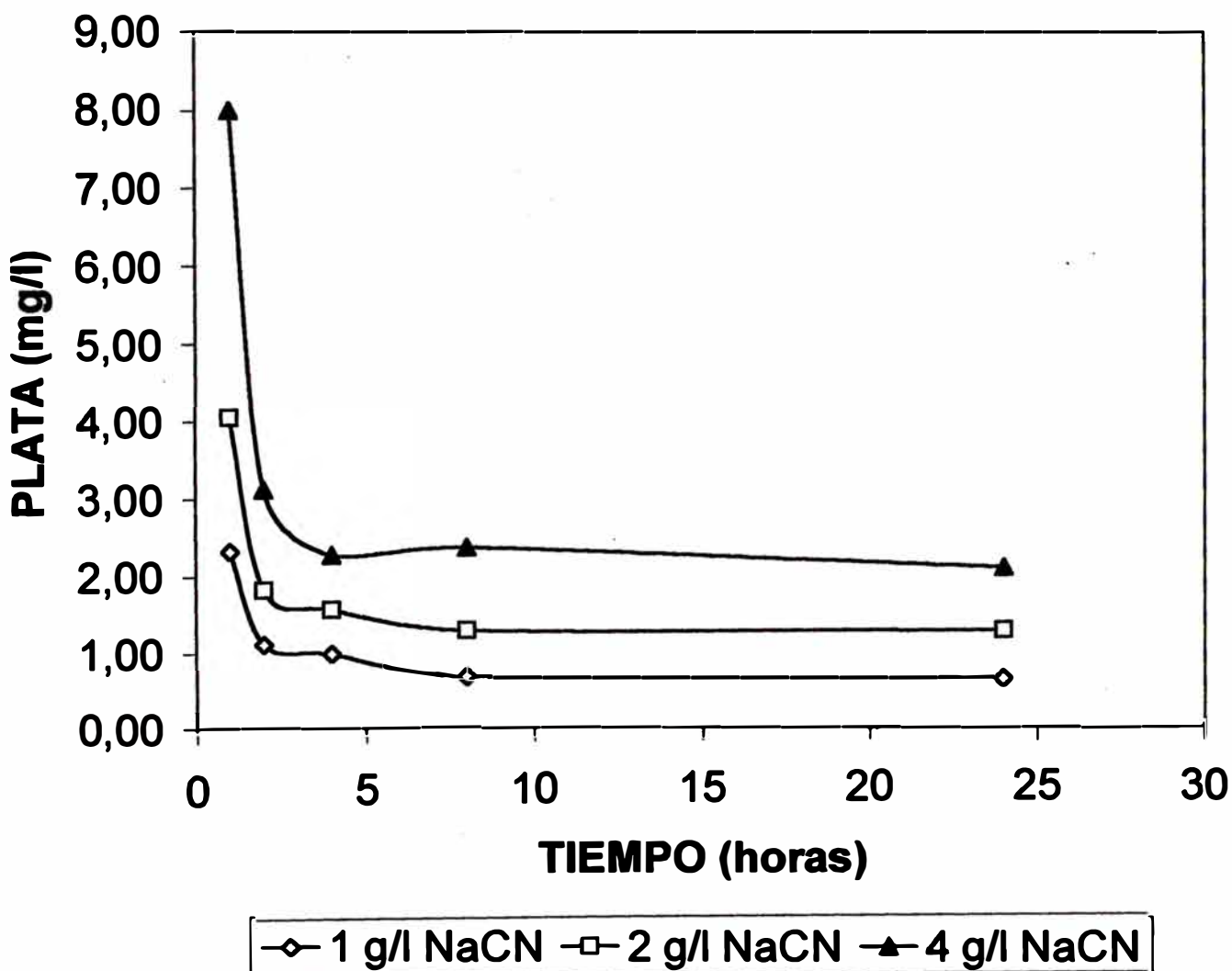
**ADSORCION DEL ORO (20g/l)
CARBON ACTIVADO**



**CIANURACION DE CONC.BIOOX (composito pilotaje tecsup)
CON CARBON ACTIVADO (20g/l) A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE NaCN PARA PLATA**

	1 g/l NaCN	2 g/l NaCN	4 g/l NaCN
TIEMPO (horas)	PLATA (mg/l)	PLATA (mg/l)	PLATA (mg/l)
1	2,32	4,05	8,00
2	1,11	1,82	3,12
4	0,99	1,56	2,26
8	0,67	1,28	2,35
24	0,63	1,24	2,05

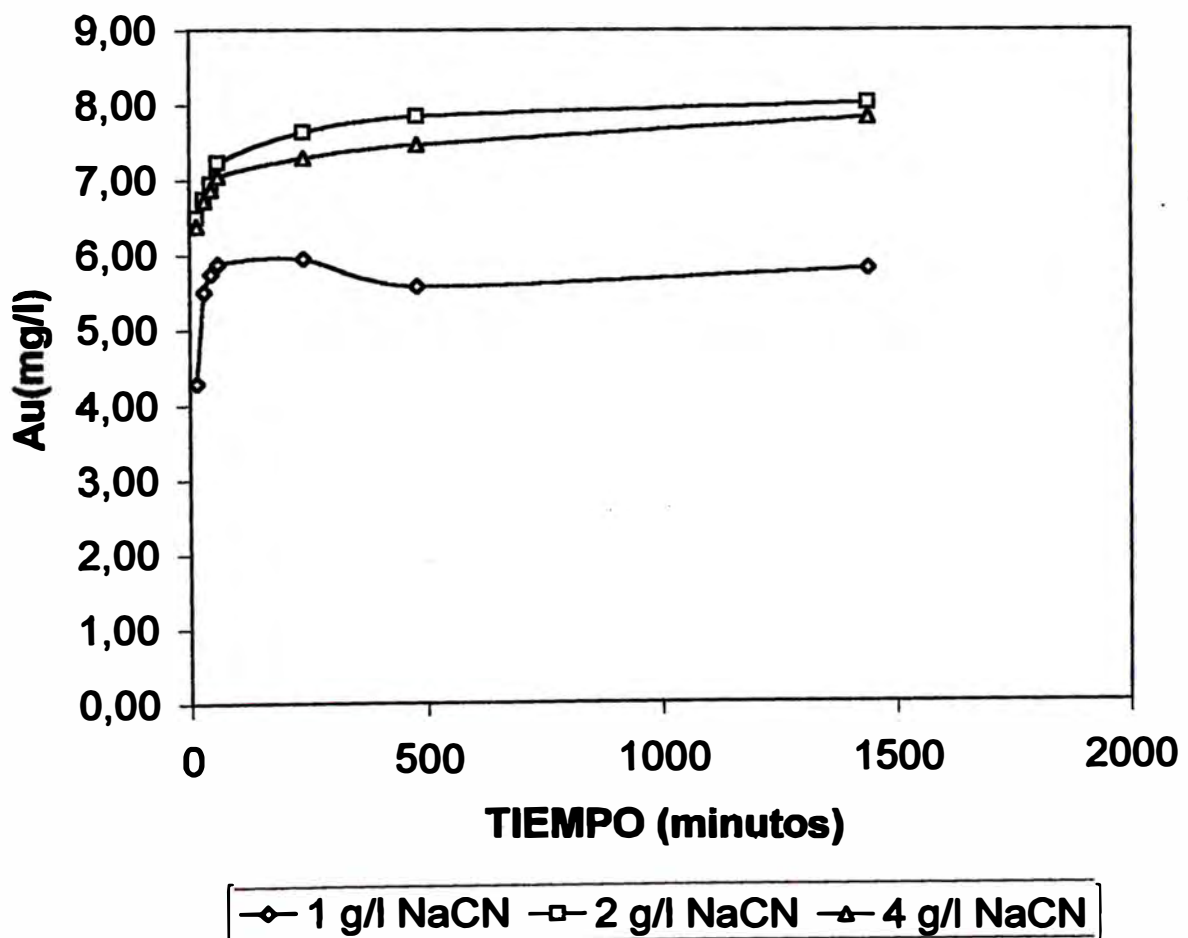
ADSORCION DE PLATA (20 g/l) CARBON ACTIVADO



**CIANURACION DE CONC.BIOOX (composito pilotaje tecsup)
CON CARBON ACTIVADO (20g/l) A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE NaCN PARA ORO**

	1g/NaCN	2g/NaCN	4g/NaCN
TIEMPO (min)	Au (mg/l)	Au (mg/l)	Au (mg/l)
15	4,29	6,50	6,38
30	5,51	6,75	6,72
45	5,75	6,95	6,87
60	5,88	7,23	7,05
240	5,95	7,64	7,29
480	5,58	7,85	7,47
1440	5,81	8,03	7,83

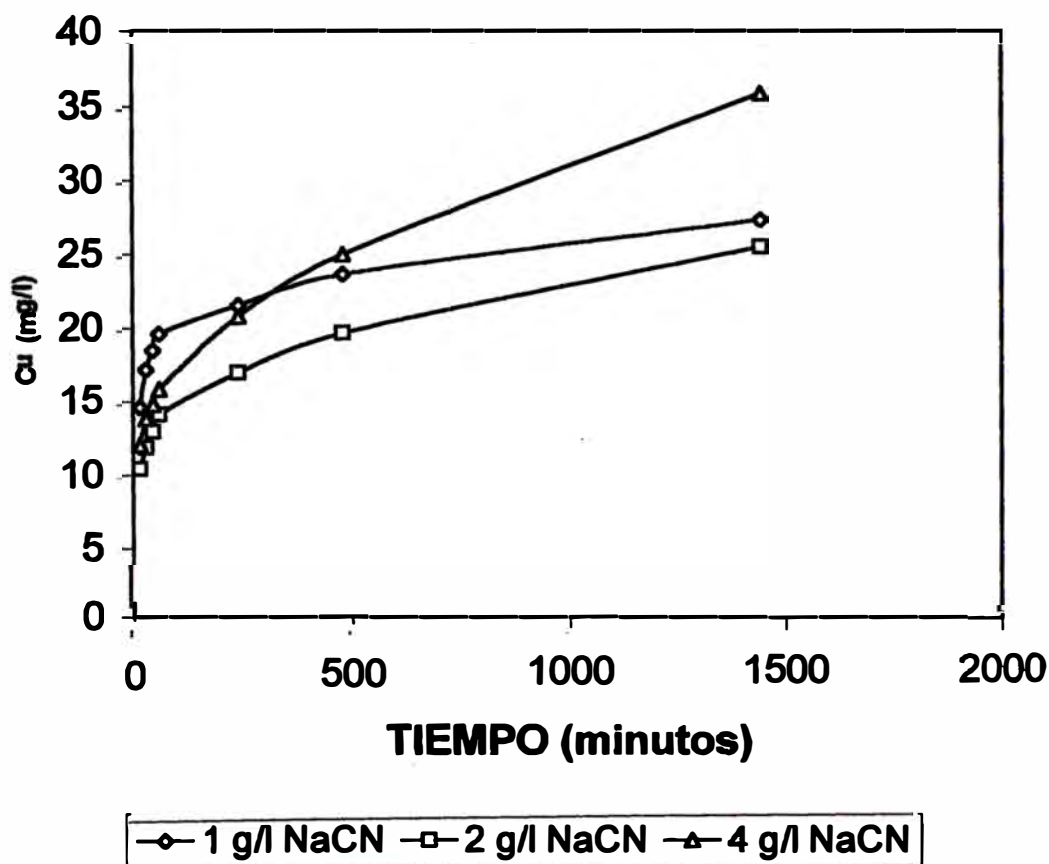
**CIANURACION DE CONCENTRADO
BIOOX(composito tecsup)**



**CIANURACION DE CONC.BIOOX (composito pilotaje tecsup)
CON CARBON ACTIVADO (20g/l) A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE NaCN PARA COBRE**

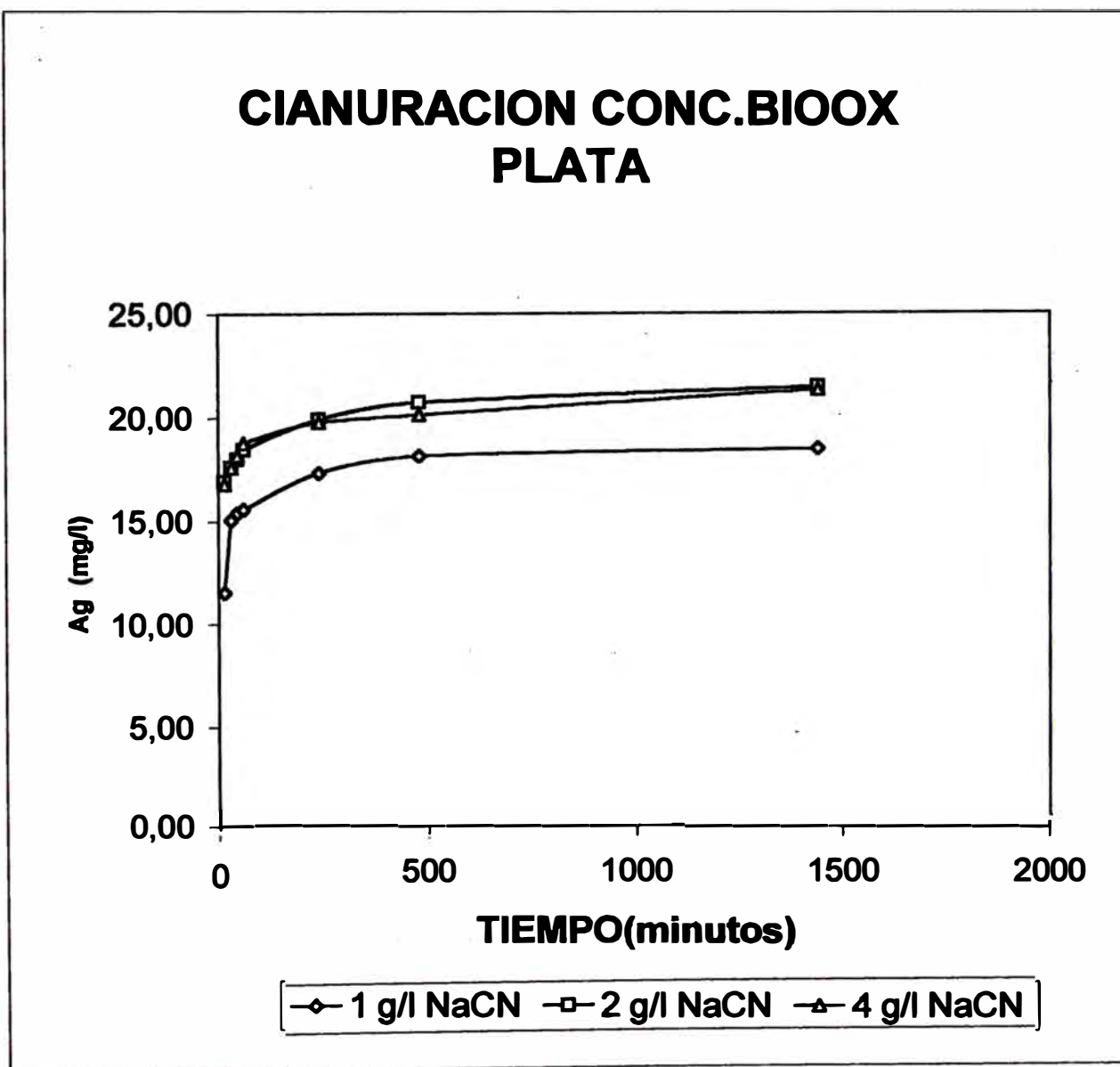
	1g/NaCN	2g/NaCN	4g/NaCN
TIEMPO (min)	Cu (mg/l)	Cu (mg/l)	Cu (mg/l)
15	14,60	10,40	12,00
30	17,16	11,84	13,80
45	18,43	12,92	14,76
60	19,57	14,10	15,79
240	21,47	16,89	20,70
480	23,51	19,55	24,88
1440	27,10	25,25	35,72

CIANURACION BIOOX (PILOTAJE TECSUP)



**CIANURACION DE CONC.BIOOX (composito pilotaje tecsup)
CON CARBON ACTIVADO (20g/l) A DIFERENTES CONCENTRACIONES DE NaCN PARA PLATA**

	1g/lNaCN	2g/lNaCN	4g/lNaCN
TIEMPO (min)	Ag (mg/l)	Ag (mg/l)	Ag (mg/l)
15	11,52	16,90	16,80
30	15,04	17,59	17,58
45	15,40	17,98	18,17
60	15,56	18,45	18,76
240	17,31	19,92	19,76
480	18,12	20,70	20,12
1440	18,39	21,42	21,28



**EXTRACCIONES DE ORO Y PLATA EN SOLUCIONES CIANURADAS
DEL CONCENTRADO BIOLIXIVIADO**

SOLIDOS	g	250,0
SOLUCION	ml	1050,0
DILUCION	l/s	4,2
Au	(oz/tm)	1,920
Ag	(oz/tm)	4,916

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDO ACUMUI		EXTRACCIONES	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
		0					0,00	0,00
A 1	1,0	1	10,73	0,28	11,277	0,294	75,46	0,77
A 4		4	9,90	0,72	11,250	0,778	75,35	2,04
A 8		8	9,60	9,60	11,715	10,159	78,46	26,57
A 24		24	9,49	4,24	12,356	5,287	82,76	13,83
A 48		48	9,18	9,58	12,779	11,206	85,58	29,31

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDO ACUMUI		EXTRACCIONES	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
							0,00	0,00
B 1	2,0	1	12,00	0,40	12,612	0,420	84,39	1,10
B 4		4	10,35	15,22	11,823	16,013	79,18	41,89
B 8		8	10,28	20,50	12,566	22,755	84,16	59,52
B 24		24	10,17	19,00	13,260	22,794	88,81	59,63
B 48		48	9,80	20,00	13,673	25,309	91,57	66,21

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDO ACUMUI		EXTRACCIONES	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
							0,00	0,00
C 1	4,0	1	12,86	7,06	13,515	7,413	90,43	19,39
C 4		4	11,23	21,80	12,816	23,446	85,83	61,33
C 8		8	10,84	21,00	13,291	24,323	89,02	63,63
C 24		24	10,64	19,50	13,935	24,401	93,33	63,83
C 48		48	10,18	21,00	14,291	26,956	95,71	70,51

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDO ACUMUI		EXTRACCIONES	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
							0,00	0,00
D 1	6,0	1	12,25	22,55	12,874	23,678	86,14	61,94
D 4		4	11,60	22,90	13,157	25,821	88,12	67,54
D 8		8	10,94	21,80	13,377	26,469	89,59	69,24
D 24		24	11,12	25,00	14,429	31,546	96,64	82,52
D 48		48	10,70	24,50	14,864	31,214	99,55	81,65

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDO ACUMUI		EXTRACCIONES	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
							0,00	0,00
E 1	10,0	1	12,51	23,95	13,148	25,148	87,97	65,78
E 4		4	11,21	22,15	12,767	25,144	85,51	65,77
E 8		8	10,90	21,45	13,325	26,153	89,24	68,41
E 24		24	10,65	24,00	13,922	30,520	93,24	79,84
E 48		48	10,09	24,50	14,172	31,049	94,92	81,22

EFICIENCIA DE ADSORCION DE ORO Y PLATA CON CARBON ACTIVADO

CONCENTRACION DE CARBON
MESH CARBON

7,5 g/l
6x12

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDOS en SOL ¹		% DE ADSORCION	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
A 0-CA	1,0	0	9,18	9,58	9,188	9,580	0,00	0,00
A 1-CA		1	1,19	2,24	1,191	2,240	87,04	76,62
A 2-CA		2	0,46	1,38	0,437	1,311	95,24	86,32
A 4-CA		4	0,29	1,14	0,276	1,083	97,00	88,70

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDOS en SOL ¹		% DE ADSORCION	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
B 0-CA	2,0	0	9,80	20,00	9,809	20,000	0,00	0,00
B 1-CA		1	1,18	4,18	1,181	4,180	87,96	79,10
B 2-CA		2	0,55	2,05	0,523	1,948	94,67	90,26
B 4-CA		4	0,39	1,38	0,371	1,311	96,22	93,45

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDOS en SOL ¹		% DE ADSORCION	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
C 0-CA	4,0	0	10,18	21,00	10,189	21,000	0,00	0,00
C 1-CA		1	1,78	6,43	1,782	6,430	82,51	69,38
C 2-CA		2	0,86	3,06	0,818	2,907	91,97	86,16
C 4-CA		4	0,54	1,96	0,513	1,862	94,96	91,13

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDOS en SOL ¹		% DE ADSORCION	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
D 0-CA	6,0	0	10,70	24,50	10,710	24,500	0,00	0,00
D 1-CA		1	1,83	8,39	1,832	8,390	82,90	65,76
D 2-CA		2	0,89	5,28	0,846	5,016	92,10	79,53
D 4-CA		4	0,66	3,62	0,628	3,439	94,14	85,96

PRUEBA	CONCENTR CNNa g/l	HORAS	SOLUC RICA ENSAY		CONTENIDOS en SOL ¹		% DE ADSORCION	
			Au mg/l	Ag mg/l	Au fino mg	Ag fino mg	Au %	Ag %
E 0-CA	10,0	0	10,09	24,50	10,099	24,500	0,00	0,00
E 1-CA		1	2,26	9,98	2,262	9,980	77,60	59,27
E 2-CA		2	1,26	6,81	1,198	6,470	88,14	73,59
E 4-CA		4	0,94	5,01	0,894	4,760	91,15	80,57

**EXTRACCIONES DE ORO Y PLATA EN MUESTRAS SOLIDAS
DEL CONCENTRADO BIOLIXIVIADO**

SOLIDOS	g	250,0
SOLUCION	ml	1050,0
DILUCION	l/s	4,2
Au(oz/tm)		1,920
Ag(oz/tm)		4,916

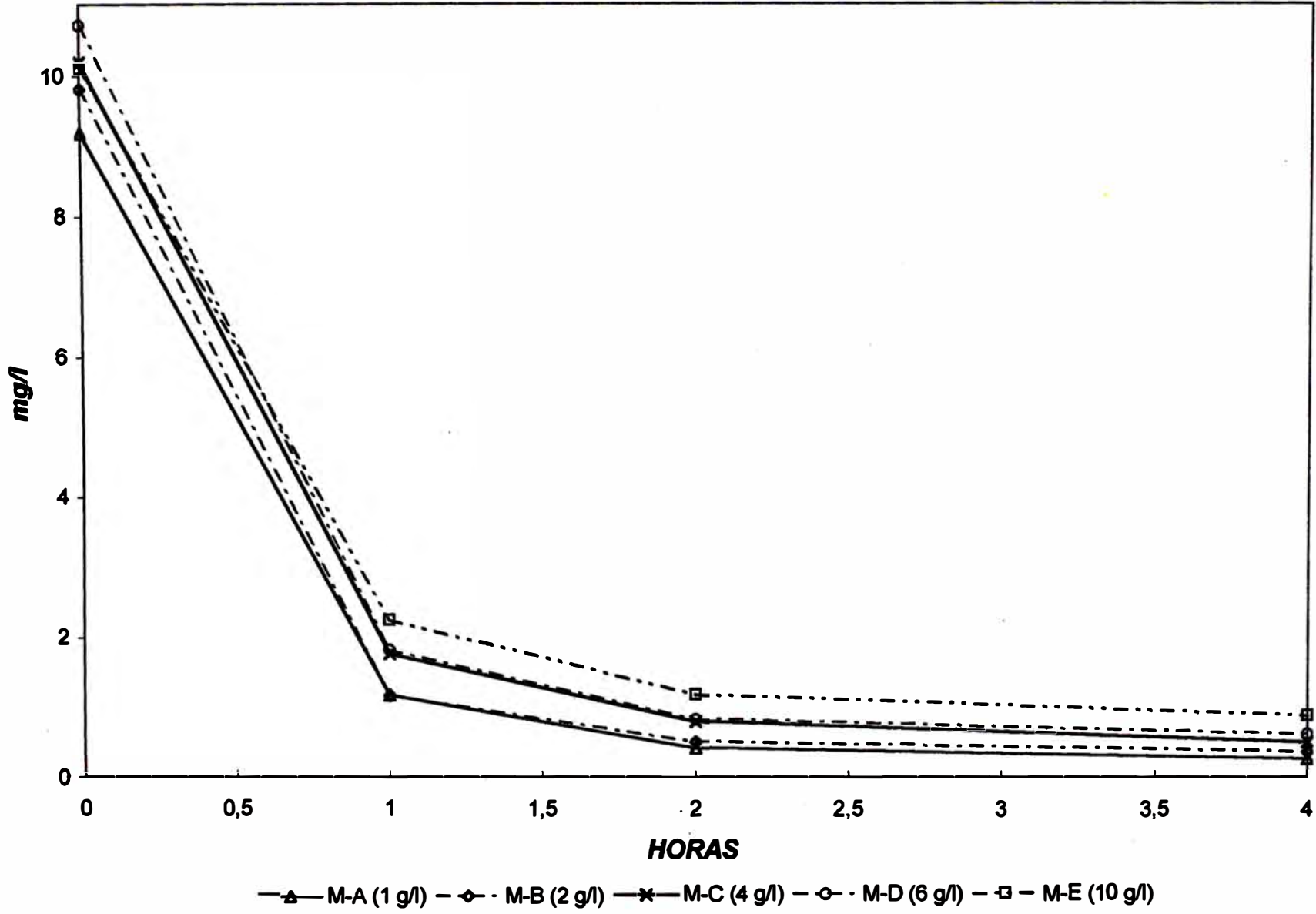
PRUEBA	CONCENTRACION Y CONC BIOX		ENSAY RESID CIANUR		EXTRACCIONES		
	NaCN g/l	Au oz/tm	Ag oz/tm	Au oz/tm	Ag oz/tm	Au %	Ag %
0	0					0,00	0,00
A	1,00	1,920	4,916	0,201	4,872	89,53	0,90
B	2,00	1,920	4,916	0,089	1,378	95,37	71,97
C	4,00	1,920	4,916	0,090	1,367	95,31	72,19
D	6,00	1,920	4,916	0,089	1,510	95,37	69,29
E	10,00	1,920	4,916	0,088	1,565	95,42	68,17

**EXTRACCIONES DE ORO Y PLATA EN MUESTRAS SOLIDAS
DEL CONCENTRADO BIOLIXIVIADO CIL**

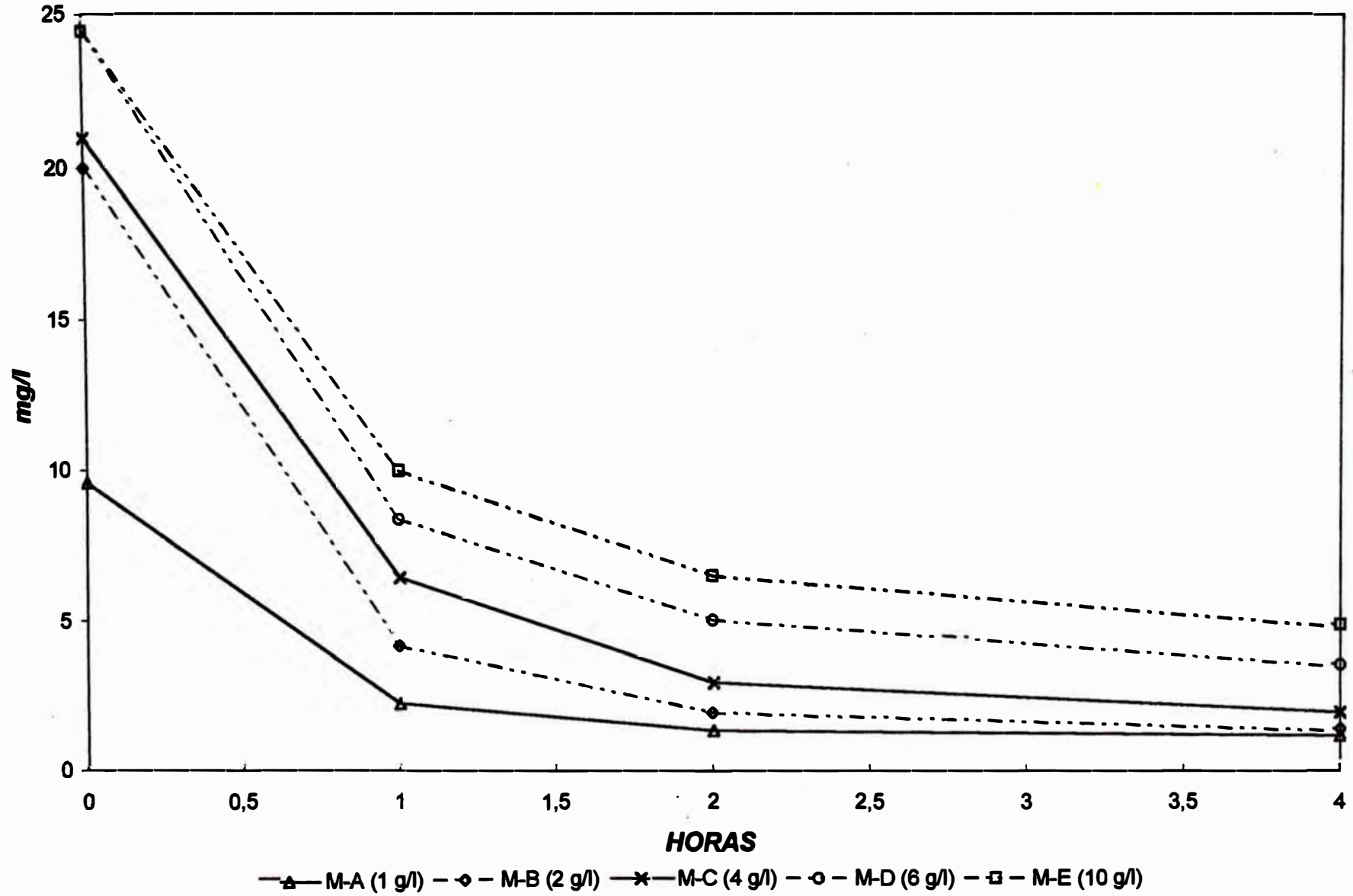
SOLIDOS	g	200,0
SOLUCION	ml	800,0
DILUCION	l/s	4
Au(oz/tm)		2,025
Ag(oz/tm)		7,280

PRUEBA hrs	CONCENTRACION	ENSAY CONC BIOX	ENSAY RESID CIANUR		EXTRACCIONES		
	NaCN g/l	Au oz/tm	Ag oz/tm	Au oz/tm	Ag oz/tm	Au %	Ag %
0	0					0,00	0,00
4	2,00	2,025	7,280	0,161	1,800	92,05	75,27
8	2,00	2,025	7,280	0,177	1,740	91,26	76,10
16	2,00	2,025	7,280	0,161	1,510	92,05	79,26
24	2,00	2,025	7,280	0,161	1,580	92,05	78,30
48	2,00	2,025	7,280	0,129	1,670	93,63	77,06

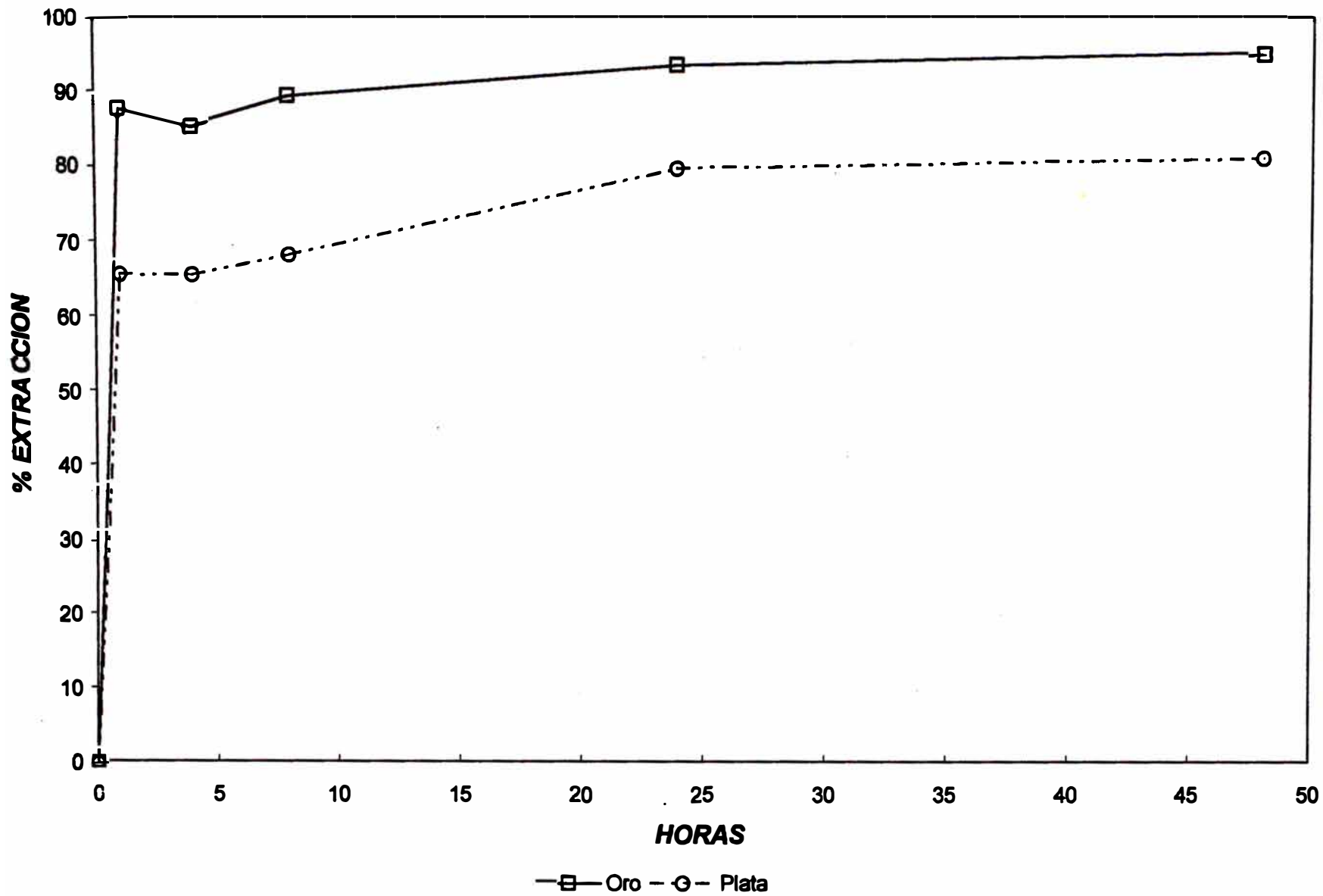
HORAS - mg/l de ORO en solucion Adsorcion con Carbon Activado



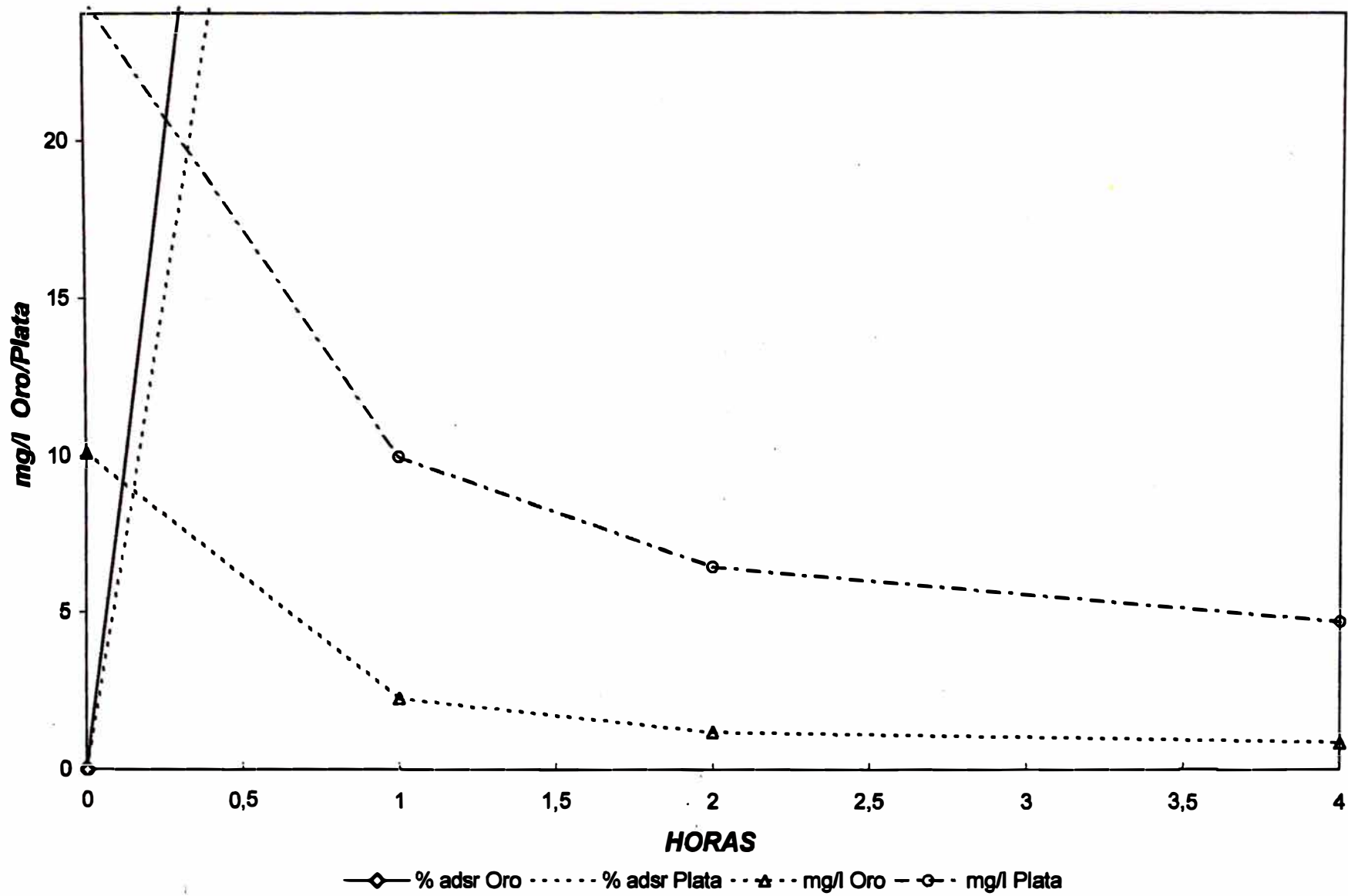
HORAS - mg/l de PLATA en solución Adsorción con Carbon Activado



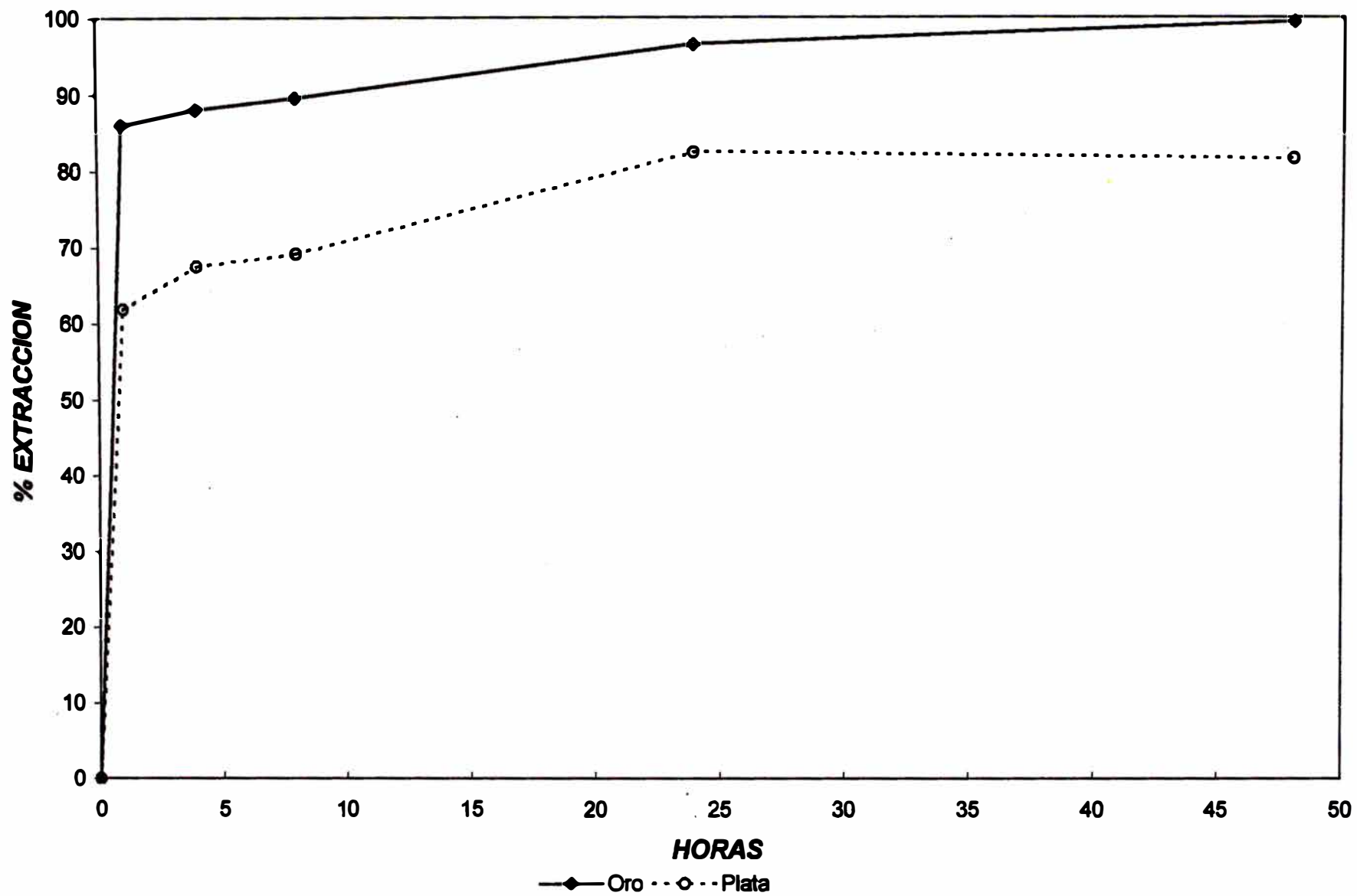
HORAS - %EXTRAC. ORO/PLATA EN SOLUCION 10 g/l de CNNa



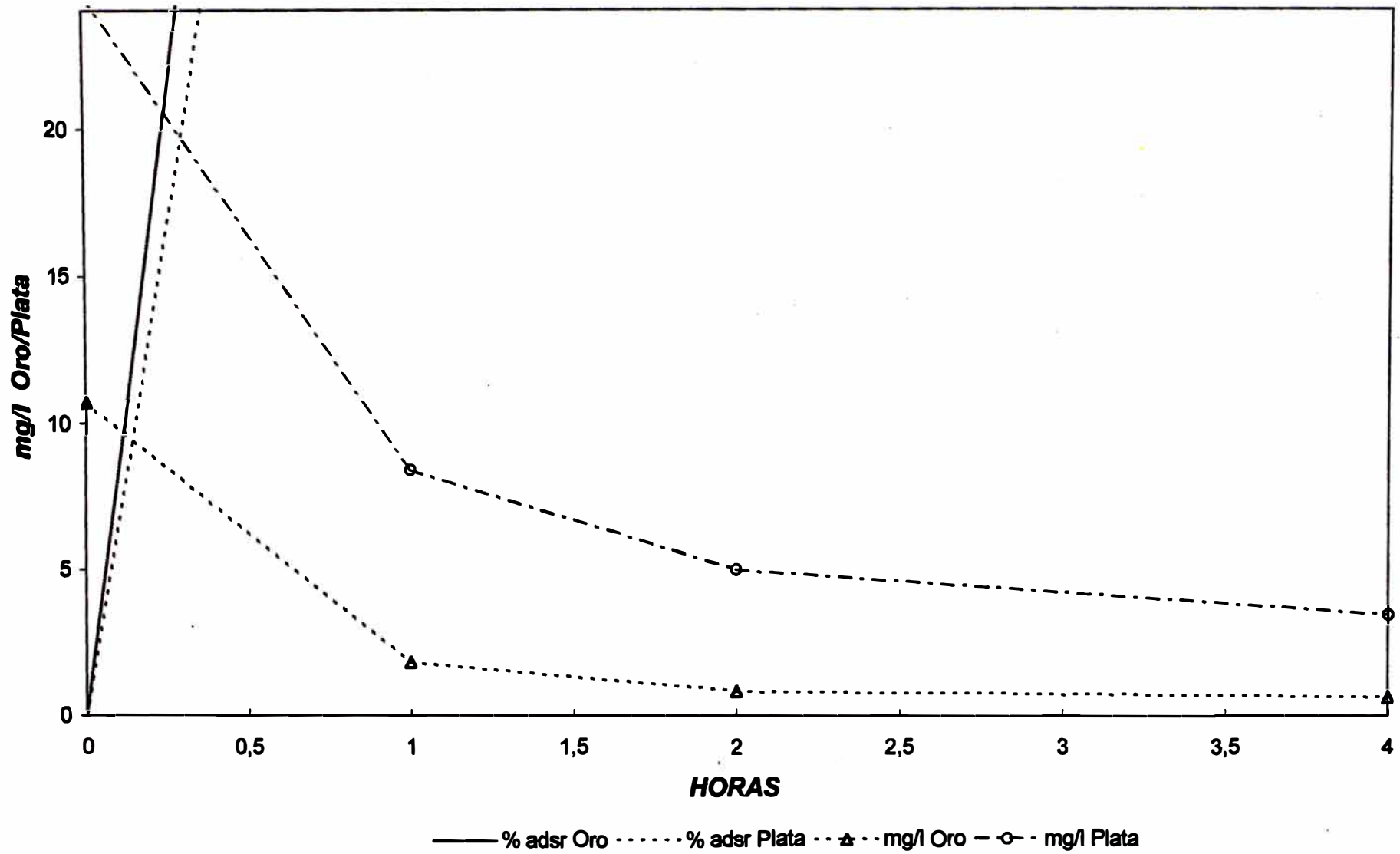
**HORAS - %ADSOR carbon act. - mg/l
10 g/l de CNNa**



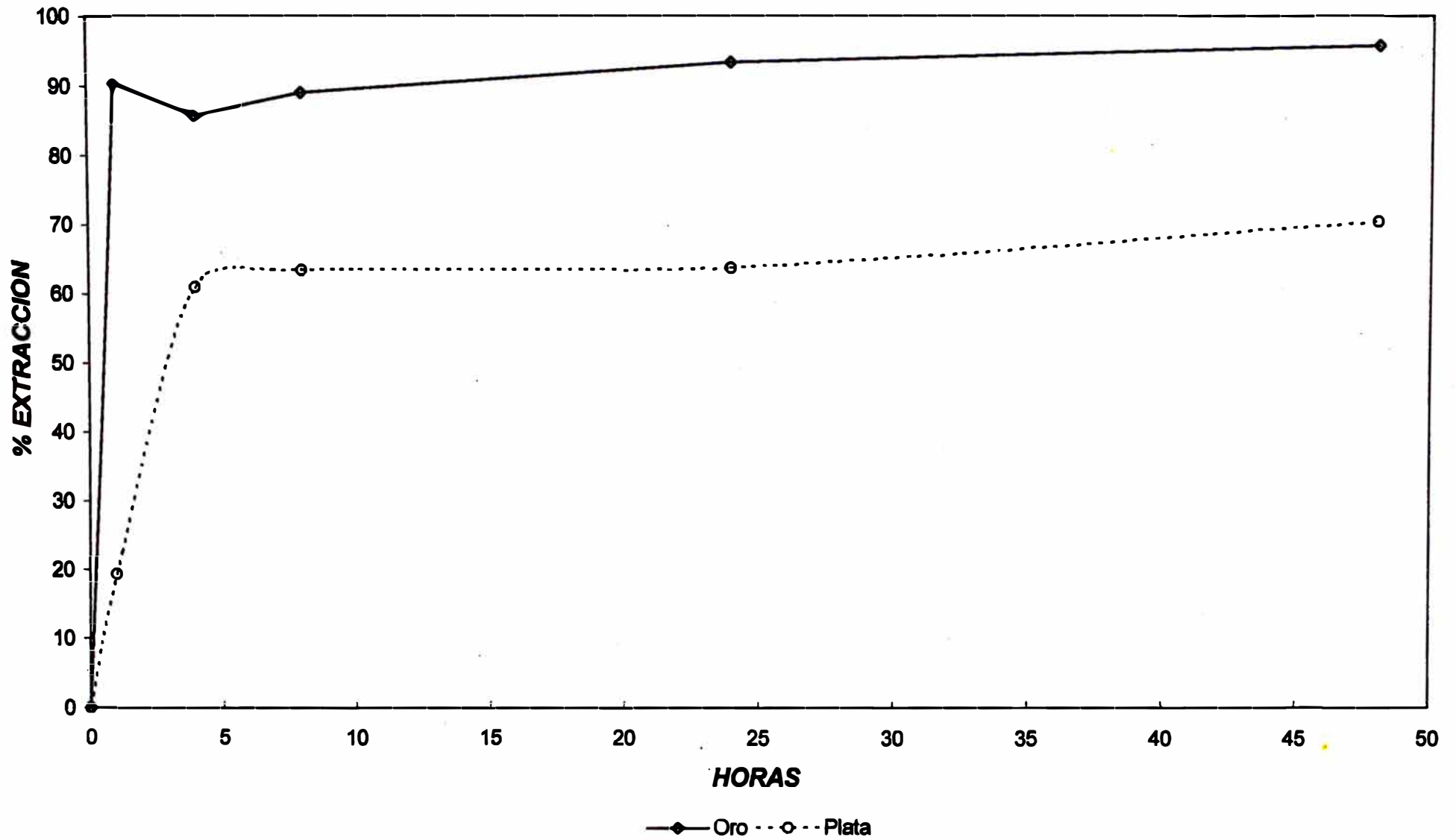
HORAS - %EXTRAC. ORO/PLATA EN SOLUCION 6 g/l de CNNa



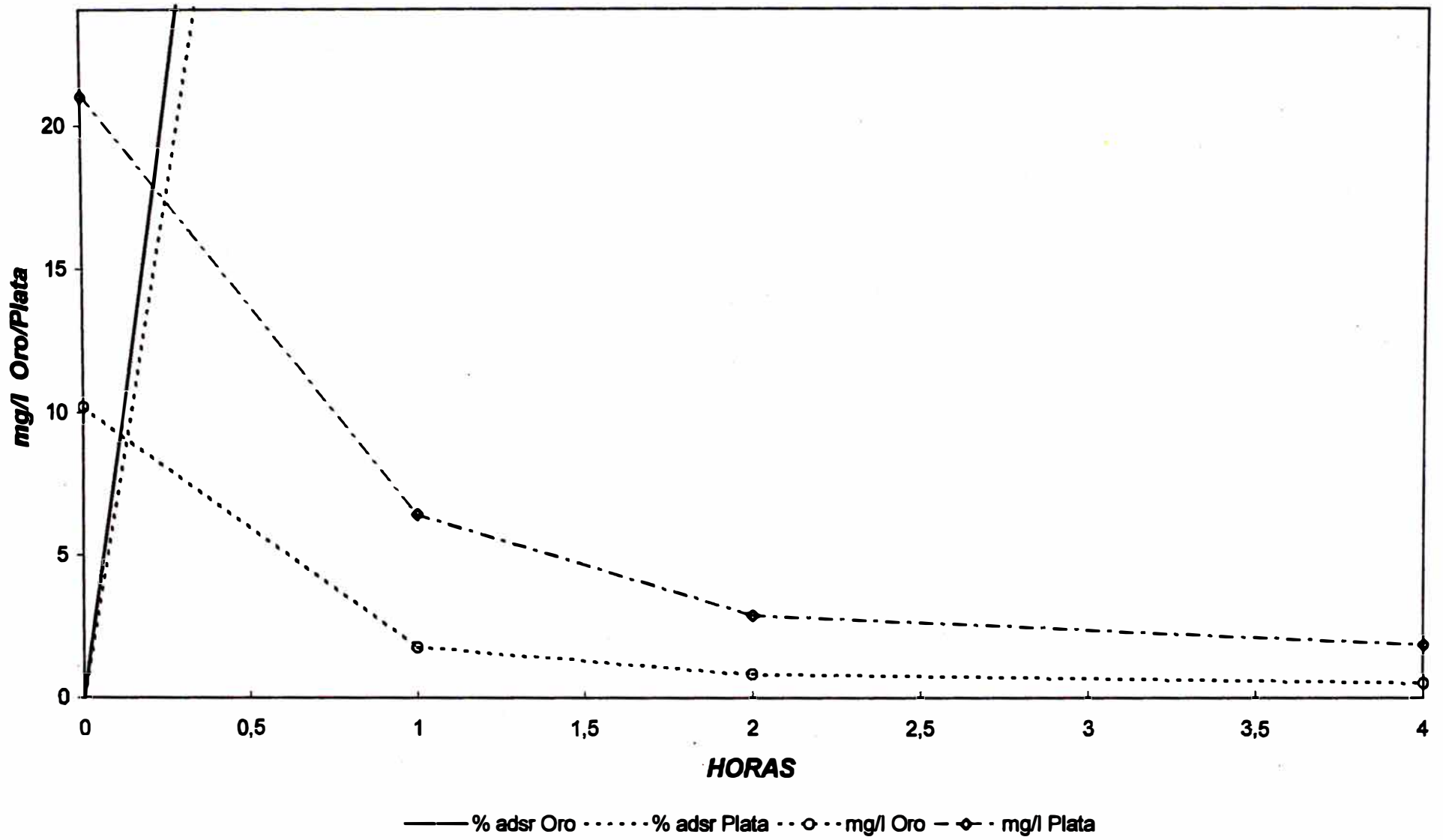
**HORAS - %ADSOR carbon act. - mg/l
6 g/l de CNNa**



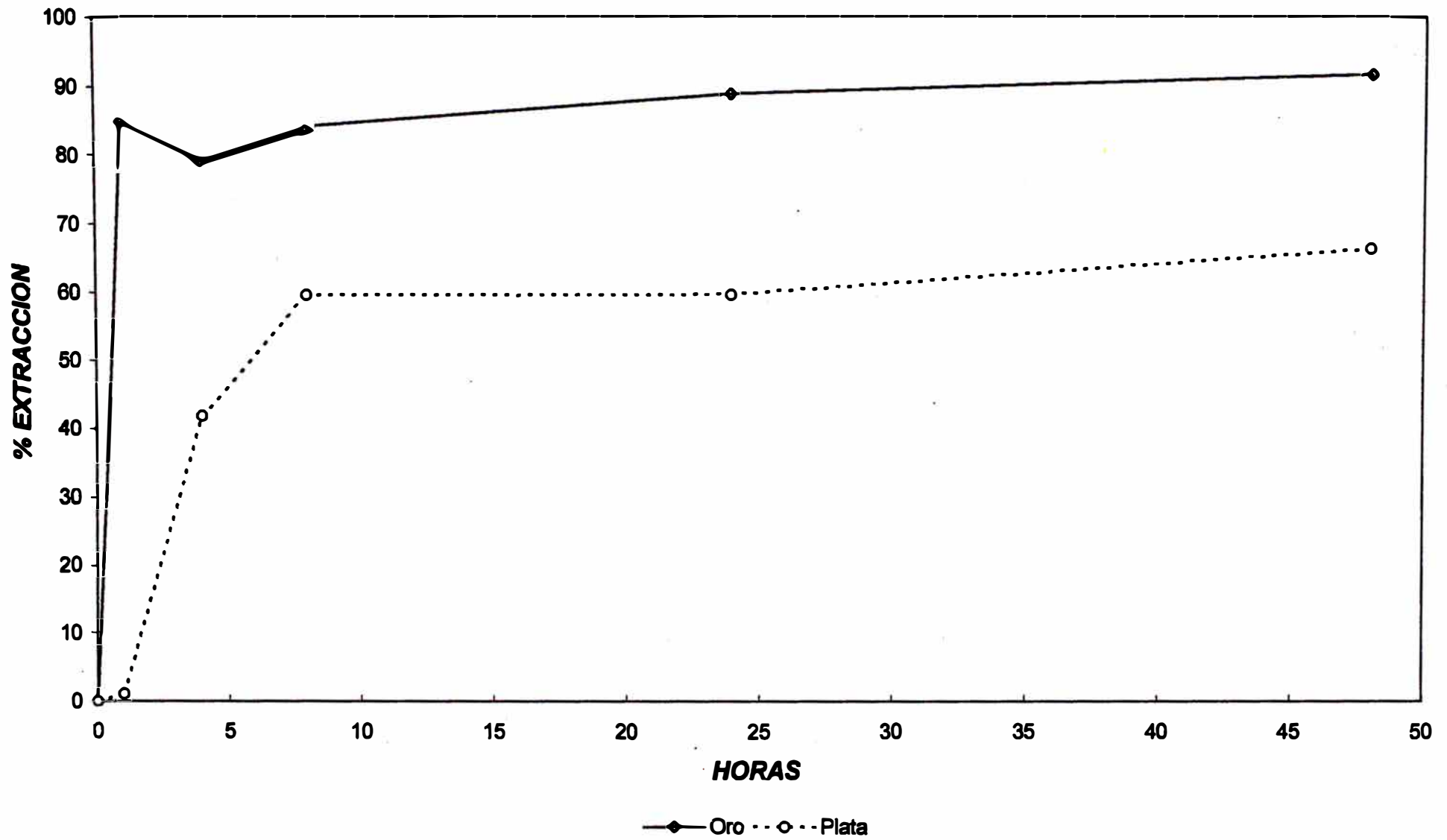
HORAS - %EXTRAC. ORO/PLATA EN SOLUCION
4 g/l de CNNa



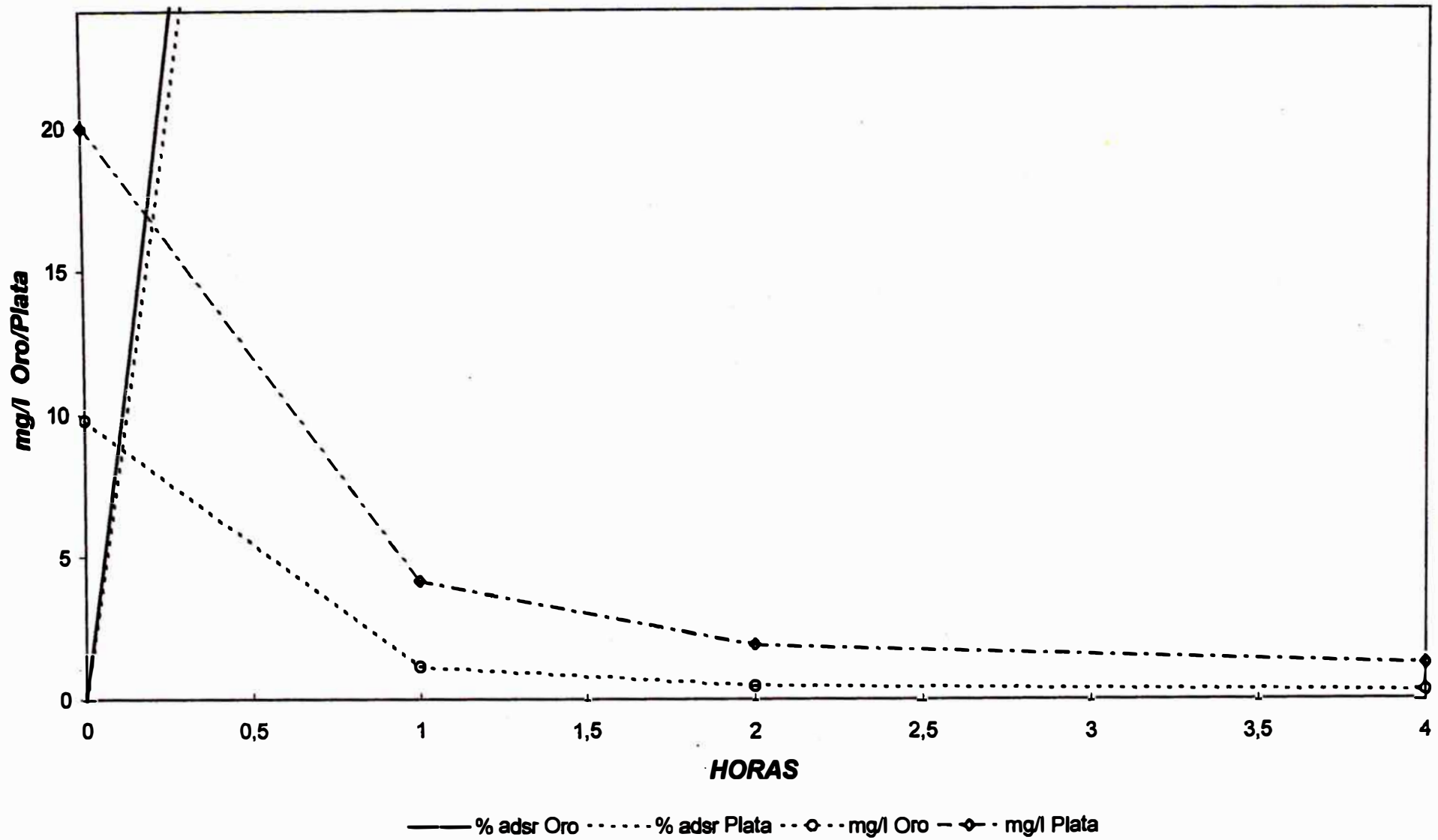
**HORAS - %ADSOR carbon act. - mg/l
4 g/l de CNNa**



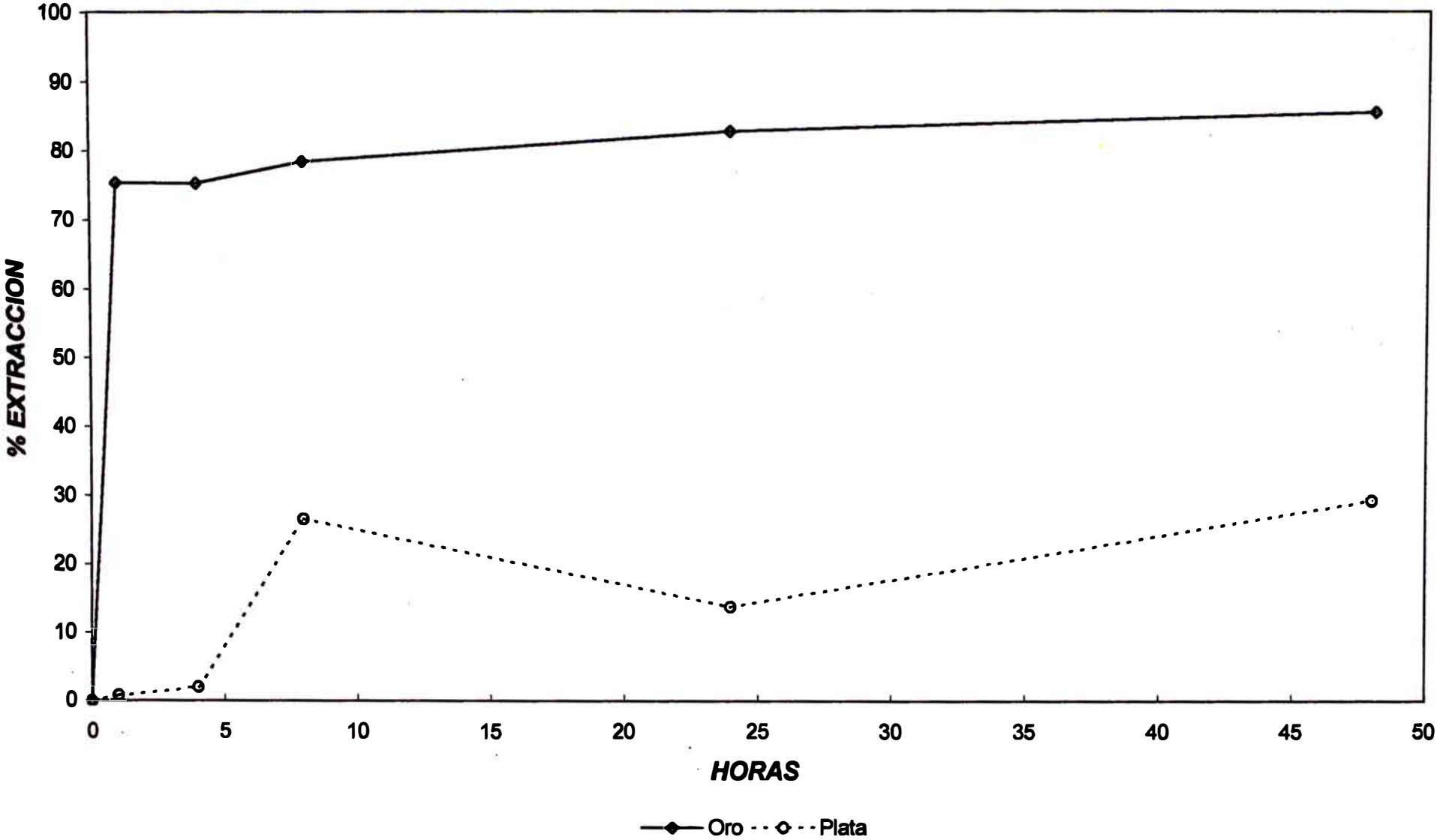
HORAS - %EXTRAC. ORO/PLATA EN SOLUCION 2 g/l de CNNa



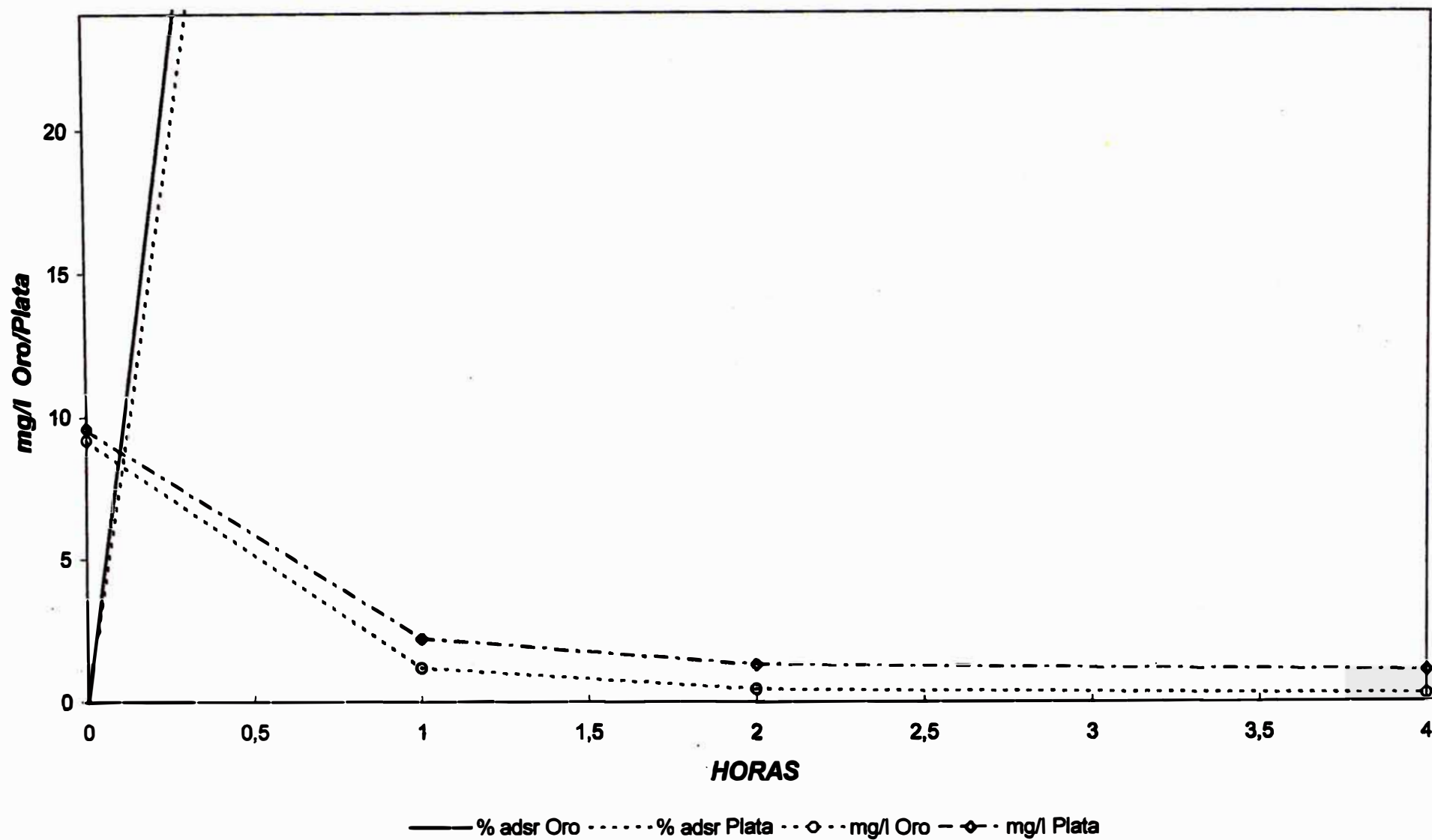
**HORAS - %ADSOR carbon act. - mg/l
2 g/l de CNNa**



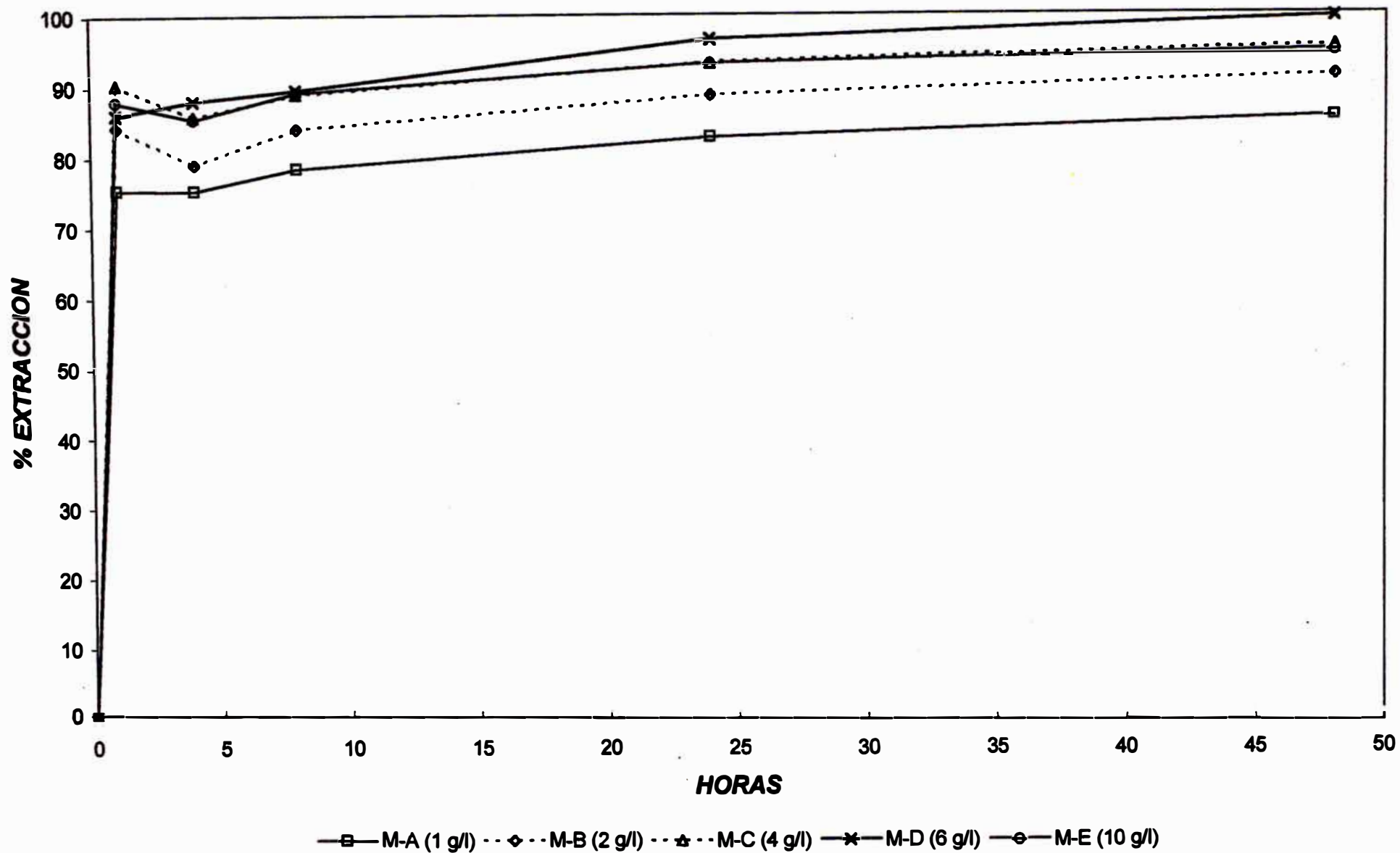
**HORAS - %EXTRAC. ORO/PLATA EN SOLUCION
1 g/l de CNNa**



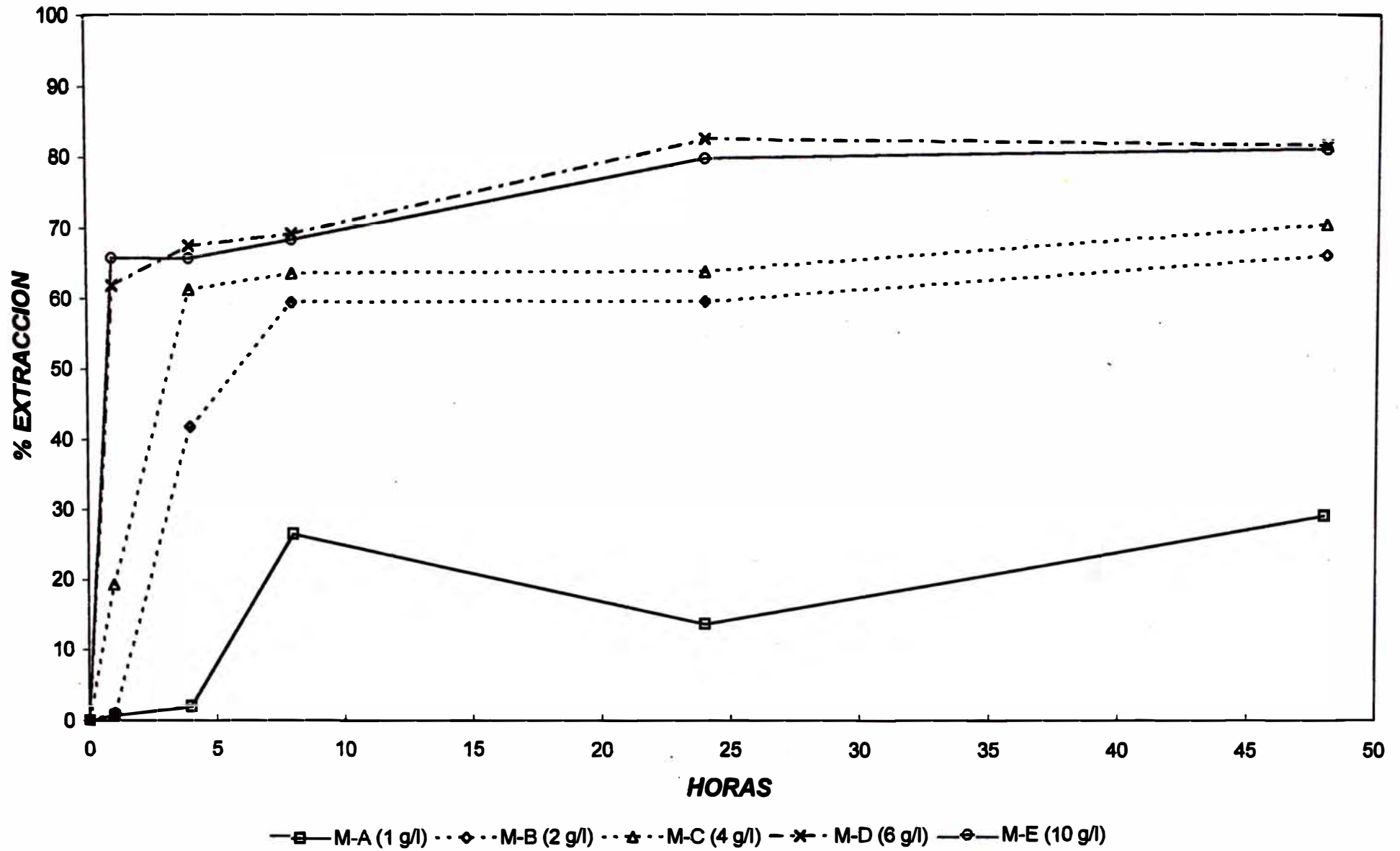
HORAS - %ADSOR carbon act. - mg/l
1 g/l de CNNa



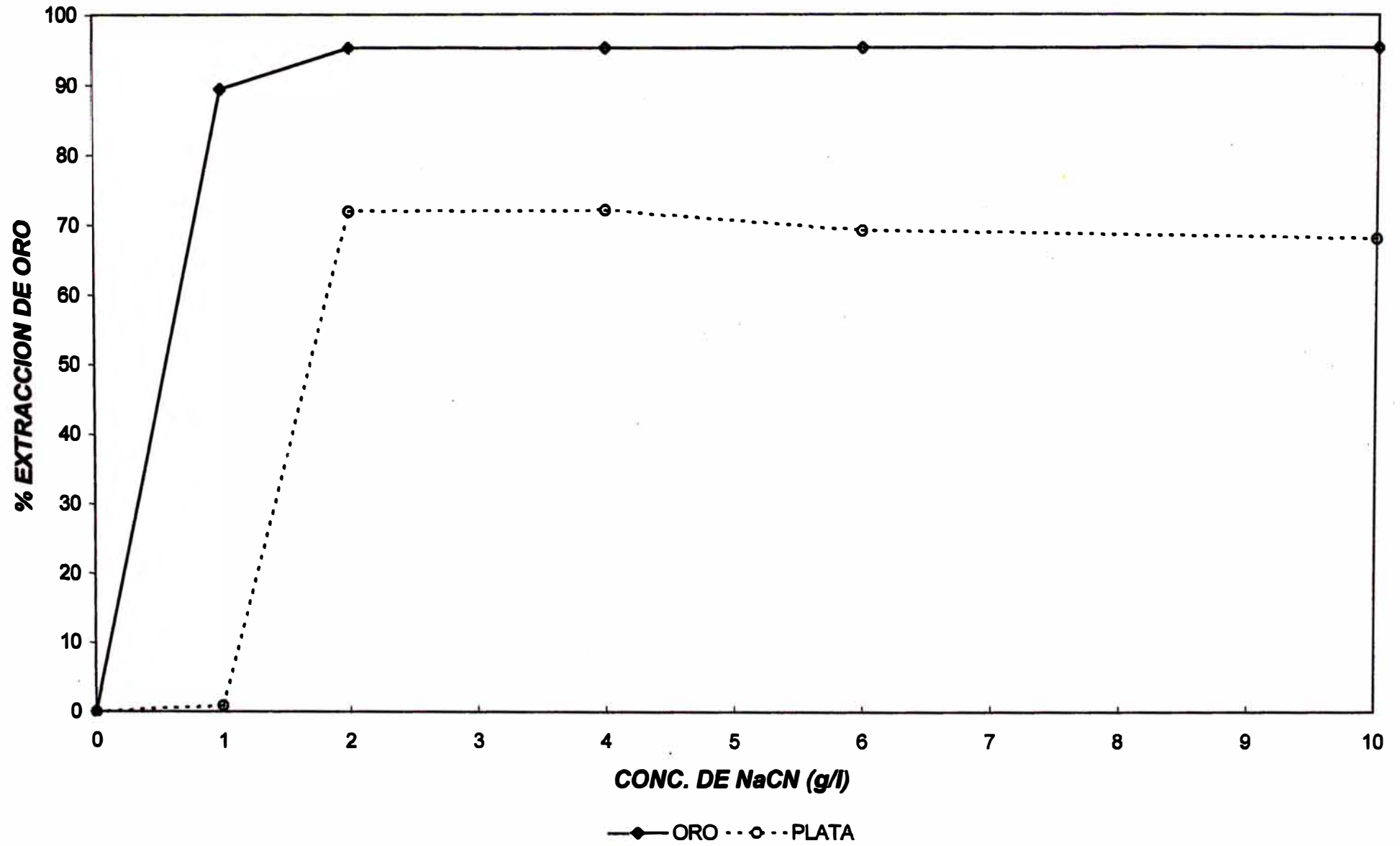
HORAS - % EXTRACCION DE ORO EN SOLUCION



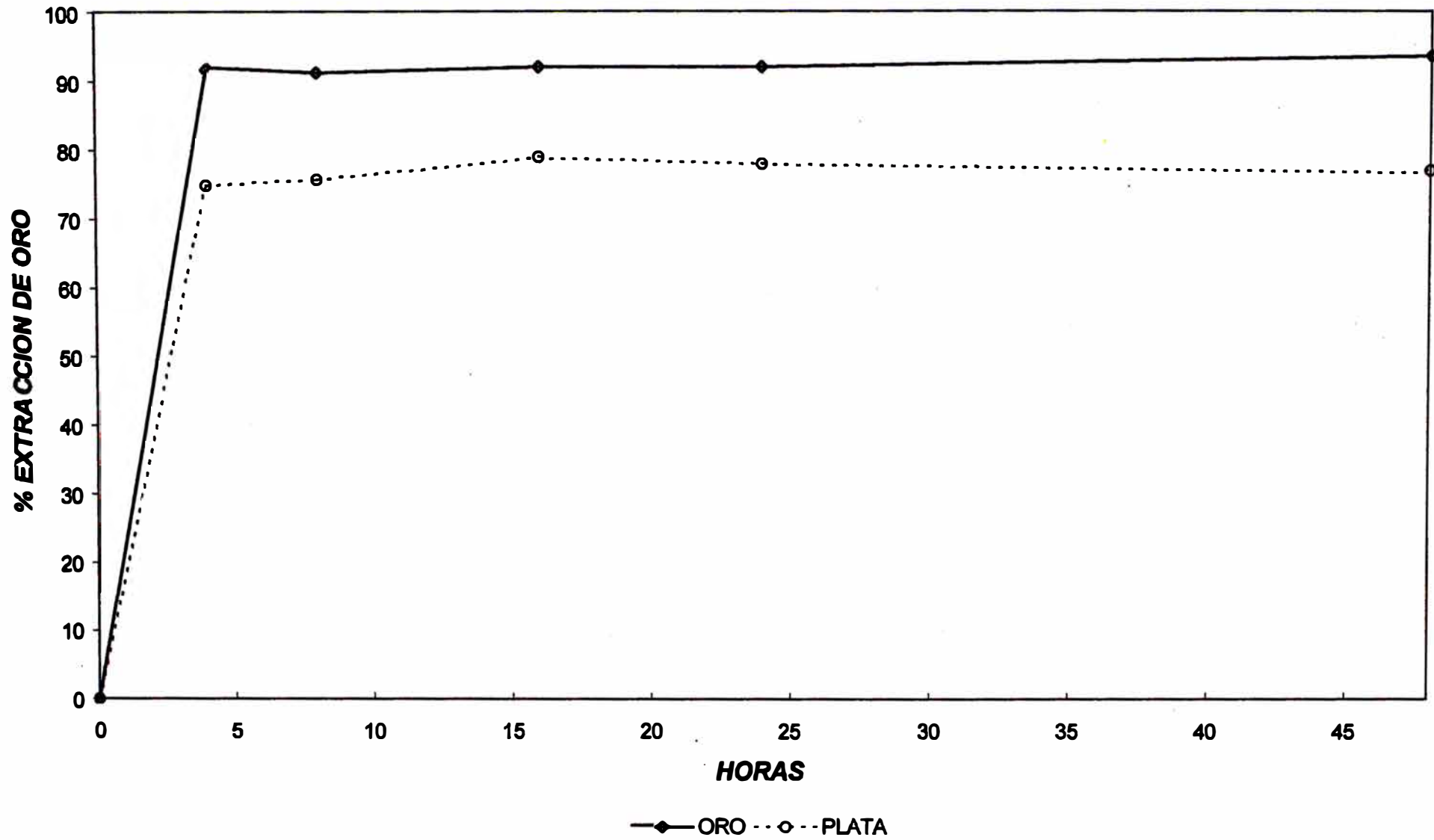
HORAS - % EXTRACCION PLATA EN SOLUCION



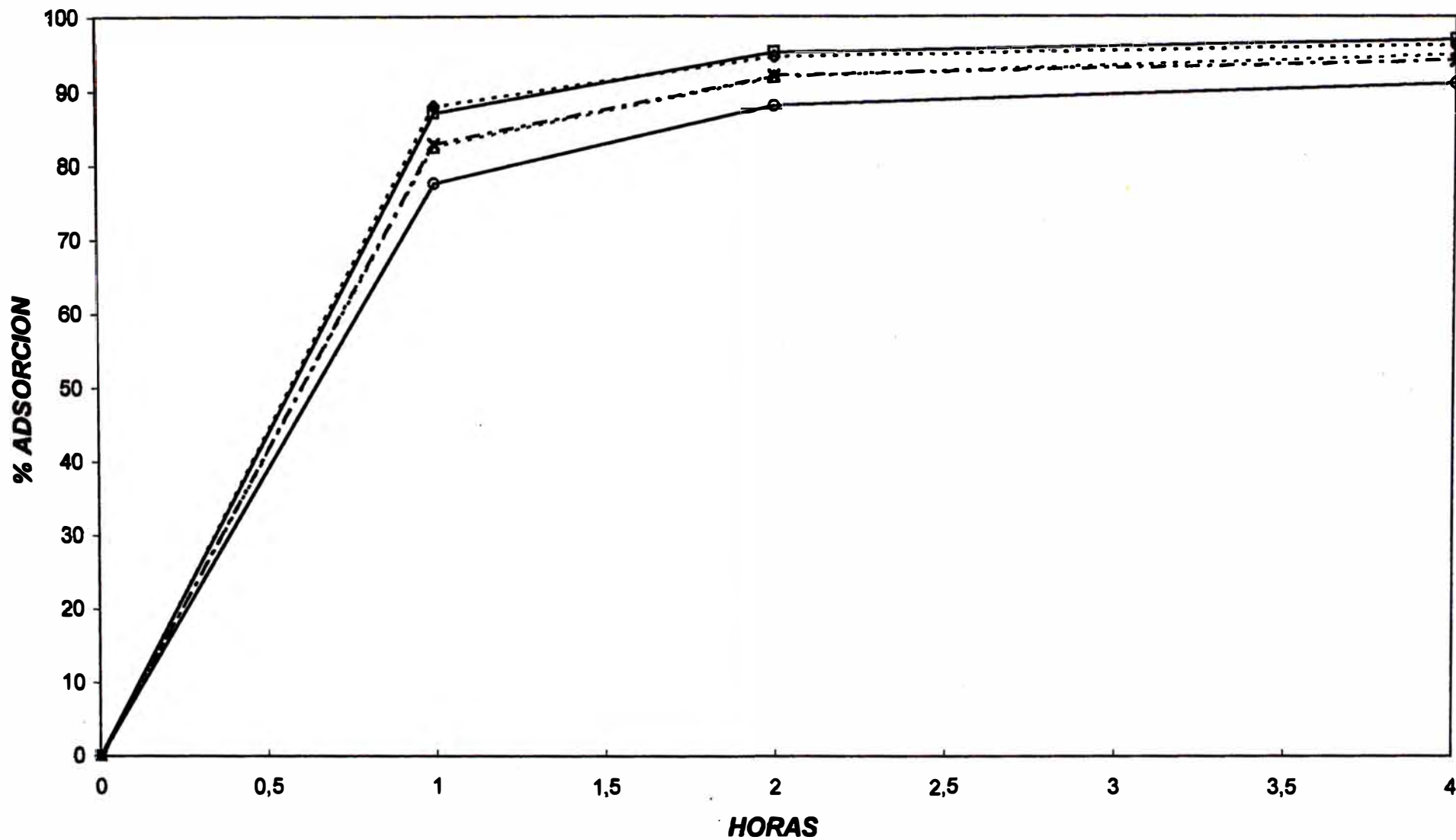
% EXTRACCION DE ORO Y PLATA EN SOLIDOS



% EXTRACCION DE ORO Y PLATA EN SOLIDOS ANALISIS TAMBORAQUE

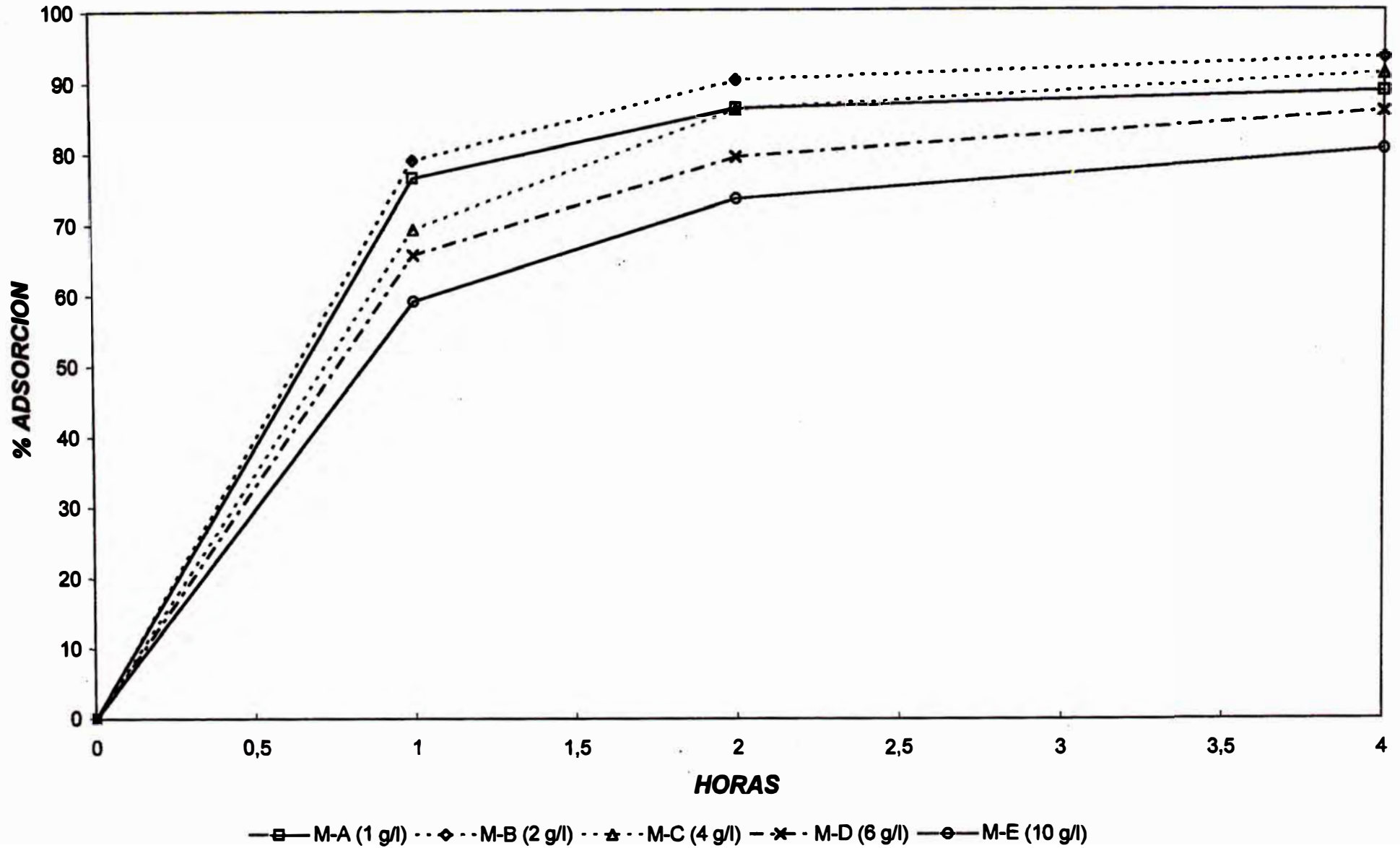


HORAS - % ADSORCION DE ORO EN SOLUCION



—■— M-A (1 g/l) ···◆··· M-B (2 g/l) ···▲··· M-C (4 g/l) - * - M-D (6 g/l) —○— M-E (10 g/l)

HORAS - % ADSORCION PLATA EN SOLUCION



ESTIMADO DEL COSTO DE OPERACION

Los costos estimados de operación directos y mantenimiento de una planta de 600TMD y una planta de lixiviación bacteriana (60 TMD) – Cianuración (50TMD) y planta de neutralización es como sigue:

RESUMEN DE COSTOS DE OPERACIÓN \$/TM MINERAL TRATADO

MINA	-----	11.2
PLANTA	-----	25.6
FUERZA	-----	28.0
MANTENIMIENTO	-----	12.0
OTROS	-----	5.0

**COSTO TOTAL DE OPERACIÓN 81.8 \$/ TM DE MINERAL
TRATADO**

CONCLUSION

La capacidad que tienen ciertos microorganismos para oxidar el hierro y los compuestos reducidos de azufre ha atraído un creciente interés en el campo de ingeniería de minerales en las dos décadas.

Su uso como forma de disolver o lixiviar minerales sulfurados ofrece atractivas rutas alternativas para la producción de ciertos metales. La tecnología de la lixiviación bacteriana desarrollada a la fecha ha casi duplicado las situaciones naturales de lixiviación y los procesos se han aplicado exitosamente a las recuperaciones de concentrado de arsenopirita- piritita refractaria de alta ley.

El proceso de lixiviación Bacteriana para el tratamiento de minerales y concentrados refractarios de metales preciosos ofrece una alternativa viable frente a los procesos convencionales, tiene ventaja que cualquier arsénico solubilizado se convierte en un producto seguro no contaminante.

De acuerdo a los estudios realizados se concluye que en la compañía Minera Lizandro Proaño S.A que el oro se encuentra finamente diseminado mayormente en la arsenopirita y en menor grado en la piritita.

Es factible flotar los relaves de flotación de zinc para obtener un concentrado de arsenopirita que tendría de ley 0.707 a 0,807 oz/tm de oro con recuperaciones alrededor de 85%

De las tres alternativas que se han evaluado, la lixiviación a presión y la lixiviación bacteriana han dado los mejores resultados metalúrgicos, reportándose extracciones de oro mayores de 90 %, en este caso la tostación solo dio 72%.

Por consideraciones económicas y de flexibilidad se escogió la alternativa de lixiviación bacteriana, evitándose de esta manera la adquisición de equipos sofisticados (autoclave) para una operación relativamente pequeña (60TPD), asimismo no se requiriera de una planta de oxígeno que es necesario en la lixiviación presión.

Los resultados de cianuración indican que la disolución del oro del concentrado biooxidado es rápida a los quince minutos ya tenemos una disolución más del 70%, y a las cuatro horas ya se tiene un 90% de extracción. Este hecho estaría confirmando que el oro libre es bastante fino y por lo tanto su disolución es rápida.

También se pueden observar en el gráfico que a mayor concentración de cianuro la disolución de la plata aumenta, la eficiencia del carbón en captar el oro disminuye, por tanto se trabaja a una concentración de cianuro de 1 gr./l , a concentraciones bajas de cianuro la eficiencia del carbón aumenta en captar el oro ,como la disolución del oro es rápido se toma la alternativa de trabajar con el proceso CIL.

REFERENCIAS

LOAYZA, C. , Glave,W., Ly, M.
RECUPERACION DE ORO A PARTIR DE RELAVES DE FLOTACION
Convención d Ingenieros de Minas del Perú XXIII

VAN ASWEGEN, P. MARAIS, H.
BIO-OXIDATION OF REFRACTORY GOLD ORES.
THE ENVIRONMENTAL, FRIENDLY PROCESS.
Oxidor Gold Corporation. Republic of South Africa, 1997.

VAN ASWEGEN, P. MARAIS, H.
OVERVIEW OF BIO-OXIDATION TREATMENT OF REFRACTORY GOLD ORES.
Oxidor Gold Corporation. Republic of South Africa, 1997

POOLEY, F.
DESARROLLOS EN BIO-HIDROMETALURGIA PARA EL PROCESAMIENTO DE
MINERALES,
Minería ,229, May-Jun 1994 p. 8-21

BUYNESTEYN,A. ,HACKL,R.P., WRIGHT, F.
1986 The Biotank. Leach Process

VAN ASWEGEN, P.
BIOX- OXIDATION OF REFRACTORY GOLD ORES
THE GENMIN EXPERIENCE
General Mining, Metals and Minerals Limited Republic of South Africa

VAN ASWEGEN, P. GODFREY M.W., MILLER D.M. and HAINES A.K 1991
Development and innovations in Bacterial oxidation of refractory Ores
S.M.E. Annual Meeting, Denver.