



D-8659



Escuela Superior Politécnica del Litoral

Facultad de Ingeniería en Geología Minas y Petróleo

"Recuperación de Oro de las Arenas de la Mina San José:
Método de Cianuración por Agitación"

TESIS DE GRADO
Previa a la obtención del Título de
INGENIERA GEOLOGA

Presentada por:

Coralia de la Cadena Villacrés

Guayaquil - Ecuador

1988

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento al personal docente de la Facultad de Ingeniería de Geología, Minas y Fetrbleo, en especial al Ing. Hugo Equez Alava, director de Tesis, y al Dr. Bruno Koller, quienes me brindaron todas las facilidades de trabajo.

A mis amigos y compañeros de estudio, en especial a José Barquet quien me orientó en esta rama de la metalurgia.

Al CICYT por otorgarme el apoyo económico necesaria para el desarrollo de la Tesis.

DEL? ICATOR 1A

A MIS PADRES

A MIS ABUELOS



BIBLIOTECA

Jorge Fengel

Ing. Jorge Fengel

Presidente del Tribunal

Hugo Equez

Ing. Hugo Equez

Director de Tesis

Jorge Calle

Ing. Jorge Calle

Miembro del Tribunal

Sergio Aguayo

Ing. Sergio Aguayo

Miembro del Tribunal



DECLARACION EXPRESA

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

. (Reglamento de Exámenes y Titulos profesionales de la ESPOL).

Coralia de la Cadena Villacrés

Coralia de la Cadena Villacrés

RESUMEN

La cianuración es un proceso hidrometalúrgico utilizado principalmente en la recuperación de metales preciosos. Es empleado desde 1890 con buenos resultados, debido a que aprovecha la eficiencia del cianuro en la disolución del contenido metálico, cuando se trabaja con soluciones alcalinas.

En el presente trabajo, se realizaron doce pruebas de cianuración por agitación, el material analizado fue un concentrado constituido en un 35 % por arsenopirita, 22 % pirita, 3 % pirrotina, 3 % blenda, 2 % marcasita y 35 % por minerales silíceos o de ganga.

Las arenas tienen un tenor de oro promedio de 44.7 g./t., y un tenor de plata promedio de 22.0 g./t.

El oro en su mayor porcentaje se encuentra dentro de la fracción retenida en el tamiz 50 (ASTM).

Los parámetros analizados fueron concentración de cianuro, grado de molienda, densidad de pulpa y tiempo de cianuración.

De las doce pruebas, las seis primeras se las realizó para

determinar la concentración bptima de cianuro. las cuatro siguientes determinaron la granulometria adecuada y las dos hltimas proporcionaron a la vez el tiempo Y la densidad de pulpa apropiados para obtener las máximas recuperaciones.

En veinte y cuatro horas de cianuracibn, la máxima recuperación fue del 86 % , y se la obtuvo cuando se trabajò con arenas pasante las 400 mallas, con densidad de pulpa del 50 % y con soluciones de cianuro al 0.25 %.

INDICE GENERAL

	PAGS.
RESUMEN -----	VI
INDICE GENERAL -----	VIII
INDICE DE FIGURAS -----	XIV
INDICE DE TABLAS -----	XVI
ABREVIATURAS -----	XVIII
INTRODUCCION	
Objetivo del estudio -----	20
ubicación v vias de acceso -----	20
fisiografía -----	21
Geología: Geología local -----	24
Estructuras principales -----	25
Yacimientos -----	25
Actividades mineras desarrolladas en el área ---	26
 CAPITULO 1	
 ASPECTOS GENERALES SOBRE LA CIANURACION	
1.1 Historia -----	27
1.2 Generalidades -----	29
 CAPITULO 11	
 LIXIVIACION POR MEDIO DE CIANURO DE SODIO	
2.1 Química del proceso -----	32
2.1.1 Teoría del Oxígeno de Elsner (1846) -----	32

2.1.2	Teoria del Hidròeno de Janin (1888-1892).	32
2.1.3	Teoria del peròxido de Hidròeno de Bodlander (1896) -----	33
2.1.4	Formaciòn de cianòenos. Christy (1896) --	34
2.1.5	Formacibn de cianatos. Mar Arthur (1905) -	34
2.1.6	Evidencia termodinàmica. Barsky et al (1934) . -----	35
2.1.7	Teoria de la corrosiòn. Boonstra (1943) --	35
2.1.8	Evidencia cinètica. Habashi (1966-1967) --	36
2.1.8.1	Mecanismo de la reacciòn -----	36
2.2.	Paràmetros a considerar en el proceso de cianuraciòn -----	41
2.2.1	Concentraviòn de cianuro -----	41
2.2.2	Alcalinidad -----	42
2.2.3	Temperatura -----	44
2.2.4	Velocidad de agitaciòn -----	45
2.2.5	Concentraciòn de Oxigeno -----	45
2.2.6	Densidad de pulpa -----	46
2.2.7	Granulometria -----	46
2.3	Efecto de impurezas -----	47
2.3.1	Efecto del cobre -----	47
2.3.2	Efecto del zinc -----	50
2.3.3	Efecto del hierro -----	51
2.3.4	Efecto del arsènic v antimonio -----	54
2.3.5	Efecto de materiales carbonàceos v sus- tancias orgànicas -----	55

2.3.6 Efecto de los teluros	57
2.4 Perdidas de cianuro _-----_-----	57
2.4.1 Por disolucibn de metales preciosos -----	58
2.4.2 Perdidas en la precipitaci3n por zinc ----	58
2.4.3 P3rdidas mec3nicas -----	58
2.4.4 P3rdidas por descomposici3n -----	58
2.4.5 Perdidas debido a metales b3sicos -----	59
2.4.6 Perdidas debido a la formacibn de ferro- cianuro	60
2.4.7 Perdidas por la formacibn de sulfocianatos	60
2.5 Agentes acelerantes	60
2.6 Agentes retardadores -----	67

CAPITULO 111

PRECIPITACION DE ORO DE LAS SOLUCIONES DE CIANURO

3.1 Precipitaci3n por zinc -----	62
3.2 Precipitaci3n con aluminio -----	64
3.3 Precipitaci3n con sulfuro de sodio -----	65
3.4 Precipitacibn electrol3tica -----	66
3.5 Adsorcibn con carb3n activado -----	66

CAPITULO IV

TIPOS DE CIANURACION

4.1 Cianuraci3n por percolaci3n -----	70
4.2 Cianuracibn por agitacibn -----	72

CFIPITULO V

EXPERIMENTACION

5.1 Preparacibn de las arenas	74
5.2 Analisis granulométrico -----	76
5.3 Separacibn gravimétrica	80
5.3.1 Separacibn con bromoformo -----	80
5.3.2 Separacibn con batea	81
5.4 Analisis macroscópico y microscópico -----	83
5.5 Analisis metalogénico	63
5.6 Analisis pirometalúrgico s.....	66
5.6.1 Determinacibn del poder de reduccibn de la harina de trigo	67
5.6.2 Determinacibn del poder de oxidacibn del nitrato de sodio	88
5.6.3 Determinacibn del poder de reduccibn de las arenas	69
5.6.4 Determinacibn de la carga fundente -----	90
5.6.5 Metodología de trabajo para los ensayos al fuego	96
5.6.6 Discusibn de los resultados de los ensayos pirometalúrgicos	96
5.7 Analisis de molienda	99
5.8 Pruebas previas a la cianuracibn por agitacibn	
5.8.1 Preparacibn de solucibn de NO_3Ag -----	102
5.8.2 Preparacibn de solucibn de ácido oxálico -	104
5.8.3 Determinacibn de pureza de NaCN -----	105
5.8.4 Determinacibn de pureza de la cal -----	107

5.8.5	Determinación de sales solubles	-----	109
5.9	Cianuración por agitación	-----	111
5.9.1	Variable:cianuro	0.05 % NaCN -----	114
5.9.2	Variable:cianuro	0.10 % NaCN -----	117
5.9.3	Variable:cianuro	0.15 % NaCN -----	119
5.9.4	Variable:cianuro	0.20 % NaCN -----	122
5.9.5	Variable:cianuro	0.25 % NaCN -----	125
5.9.6	Variable:cianuro	0.50 % NaCN -----	128
5.9.7	Variables:granulometria	- 40 ACTM	
	cianuro	0.10 % NaCN ---	131
5.9.8	Variables:granulometria	-400 ASTM	
	cianuro	0.10 % NaCN ---	134
5.9.9	Variables:granulometria	- 40 ACTM	
	cianuro	0.25 % NaCN ---	136
5.9.10	Variables:granulometria	-400 ACTM	
	cianuro	0.25 % NaCN --	140
5.9.11	Variables:densidad de pulpa	40 %	
	tiempo	48 h. --	143
5.9.12	Variables:densidad de pulpa	30 %	
	tiempo	48 h. --	146
5.10	Discusión de los resultados de las pruebas de cianuración	-----	148
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES			----- 155
ANEXOS			----- 159
ANEXO A: Destrucción del cianuro de sodio			----- 160

ANEXO B: Análisis cualitativo para determinar presencia de oro en soluciones. Método de Dowsett.	762
ANEXO C: Determinación del tenor de oro en soluciones de cianuro. Método de Chiddy -----	764
ANEXO D: Determinación de oro en soluciones de cianuro. Método espectroquímico -----	166
ANEXO E: Tablas -----	168
BIBLIOGRAFIA -----	790

INDICE DE FIGURAS

Nº	PAGS.
INTRODUCCION	
1. Ubicación de la mina San José -----	22
 CAPITULO II	
2. Extracción de oro en algunos minerales de arsénico y antimonio a distintos pH (8). ---.----	56
 CAPITULO IV	
3. Curva granulométrica de la ganga de las arenas de la mina San José -----	77
4. Curva granulométrica del concentrado de las arenas de la mina San José -----	78
5. Curva granulométrica de las arenas de la mina San José -----	79
6. Curvas granulométricas para distintos tiempos de molienda -----	103
7. Variable: cianuro 0.05 % NaCN ----	116
8. Variable: cianuro 0.10 % NaCN ----	118
9. Variable: cianuro 0.15 % NaCN ----	121
10. Variable: cianuro 0.20 % NaCN ----	124
11. Variable: cianuro 0.25 % NaCN ----	127
12. Variable: cianuro 0.50 % NaCN ----	130
13. Variables: granulometria - 40 ASTM	

	cianuro	0.10	% NaCN	----	133
14. Variables:	granulometria	- 400	ASTM		
	cianuro	0.10	% NaCN	----	135
15. Variables:	granulometria	- 40	ASTM		
	cianuro	0.25	% NaCN	----	739
16. Variables:	granulometria	- 400	ASTM		
	cianuro	0.25	% NaCN	----	142
17. Variables:	densidad de pulpa	40	%		
	tiempo	48	h.	-----	145
18. Variables:	densidad de pulpa	30	%		
	tiempo	48	h.	-----	147
19. Recuperación de oro v consumo de NaCN Vs. concentración de cianuro				-----	151
20. Recuperación de oro Vs. tamaño de las partículas					752
21. Consumo de NaCN Vs. tamaño de las partículas				---	753
22. Recuperación de oro v consumo de NaCN Vs. densidad de pulpa				-----	154



BIBLIOTECA

INDICE DE TABLAS

N°		PAGS
I	Acción del O_2 v H_2O_2 en la disolución de oro (9) -----	38
II	Solubilidad de minerales de cobre en cianuro (9) -----	49
III	Solubilidad de minerales de zinc en cianuro --	51
IV	Análisis granulométrico de la ganga de las arenas de la mina San José -----	169
V	Análisis granulométrico del concentrado de las arenas de la mina San José -----	170
VI	Análisis granulométrico de las arenas de la mina San José -----	171
VII	Porcentaje de minerales pesados y livianos. Separación usando bromoformo -----	172
VIII	Porcentaje de minerales pesados y livianos. Separación usando batea -----	172
IX	Análisis cuantitativo de la composición mine- ralógica de las arenas -----	85
X	Porcentaje de oro retenido por malla -----	173
XI	Análisis granulométrico después de 1h. de mo- lienda -----	174
XII	Análisis granulométrico después de 30 minutos de molienda -----	175
XIII	Análisis granulométrico después de 1h20M	

de molienda ----- 176

XIV	Variable: cianuro	0.05	% NaCN	177
XV	Variable: cianuro	0.10	% NaCN	178
XVI	Variable: cianuro	0.15	% NaCN	179
XVII	Variable: cianuro	0.20	% NaCN	180
XVIII	Variable: cianuro	0.25	% NaCN	181
XIX	Variable: cianuro	0.50	% NaCN	162
XX	Variables: granulometria.	- 40	ASTM	
	cianuro	0.10	% NaCN	183
XXI	Variables: granulometria	- 400	ASTM	
	cianuro	0.10	% NaCN	164
XXII	Variables: granulometria	- 40	ASTM	
	cianuro	0.25	% NaCN	165
XXIII	Variables: granulometria	- 400	ASTM	
	cianuro	0.25	% NaCN	166
XXIV	Variables: densidad de pulpa	40	%	
	tiempo	48	h. ---	167
XXV	Variables: densidad de pulpa	30	%	
	tiempo	48	h. ---	188
XXVI	Resultados de las doce pruebas de cianuración -----			169

INDICE DE ABREVIATURAS

Ag	plata
ACTM	Sociedad Americana de Métodos y Pruebas
A5	arsénico
Au	oro
CaO	óxido de calcio
CaO _i	óxido de calcio inicial
CaO _f	óxido de calcio final
c.c.	centímetros cúbicos
cm.	centímetros
CO ₃ Na	carbonato de sodio
CU	cobre
E	punto cardinal
Fe	hierro
g.	gramo
g. s.	gravedad específica
h.	hora
H ₂ O ₂	peróxido de hidrógeno
INEMIN	Instituto Ecuatoriano de Minería
Kg.	Kilogramo
l.	litro
mm.	milímetro
N	punto cardinal
Nb	número de bolas
Na	sodio

XIX

NaCN	cianuro de sodio
NaCNf	cianuro de sodio final
NO ₃ Ag	nitrato de plata
0	punto cardinal
P	peso
PbO	bxido de plomo, litargirio
pHi	potencial hidrboeno inicial
pHf	potencial hidrògeno final
% P.P. ac.	porcentaje de peso pasante acumulado
ppm	partes por millbn (mg./l.)
P.R.	peso retenido
% P.R.	porcentaje peso retenido
% P.R. ac.	porcentaje peso retenido acumulado
r.p.m.	revoluciones por minutos
S	punto cardinal
t.	tonelada mètrica
μ m.	micròmetros
0	diàmetro de bolas



BIBLIOTECA

INTRODUCCION



BIBLIOTECA

Objetivo del estudio

El objetivo de este trabajo, es determinar, en el laboratorio, los parámetros óptimos de concentración de cianuro, grado de molienda, densidad de pulpa y tiempo de cianuración, necesarios, para obtener, a partir de relaves, y mediante técnicas de cianuración por agitación, la máxima recuperación de oro.

Actualmente la cianuración es uno de los métodos hidrometalúrgicos más utilizado, debido a que se logran recuperaciones del 90 % del oro total, superando a la amalgamación en donde en los mejores casos se recupera el 60 % del oro libre.

Ubicación y vías de acceso

Las arenas estudiadas provienen de los relaves de los molinos localizados en los alrededores de la mina San José.

La mina San José se encuentra ubicada en la Cordillera de Mullopingu al Oeste de las estribaciones de la Cordillera Occidental.

El **área** de estudio se encuentra dentro de la **Parroquia Camilo Ponce Enriquez**. Cantón Santa Isabel. Provincia del **Azuay**, las coordenadas geográficas correspondientes son **79°43'** de Longitud Oeste y **3°05'** de Latitud Sur (Fig. 1).

La principal vía de acceso es la carretera de verano que conduce a la finca El Porvenir. luego se continúa por un sendero de herradura. hasta un sitio que se denomina la tienda, donde el camino se termina; de este sitio hasta la mina hay 2.5 Km. siguiendo un camino estrecho de herradura.

Fisiografía

Hidrografía.- El drenaje principal está constituido por las Quebradas San **JosP** y Guayacán, las cuales uniéndose como Quebrada San **JosP** alimentan al Río Siete, el mismo que aguas abajo se une con el Río Bonito. formando el Río Pagua que desemboca en el Océano Pacífico.

Topografía.- La topografía de la zona de estudio se caracteriza por elevaciones que sobrepasan los 1500 m. s.n.m , las colinas presentan crestas semi-redondeadas y de pendientes fuertes hacia el Sur.

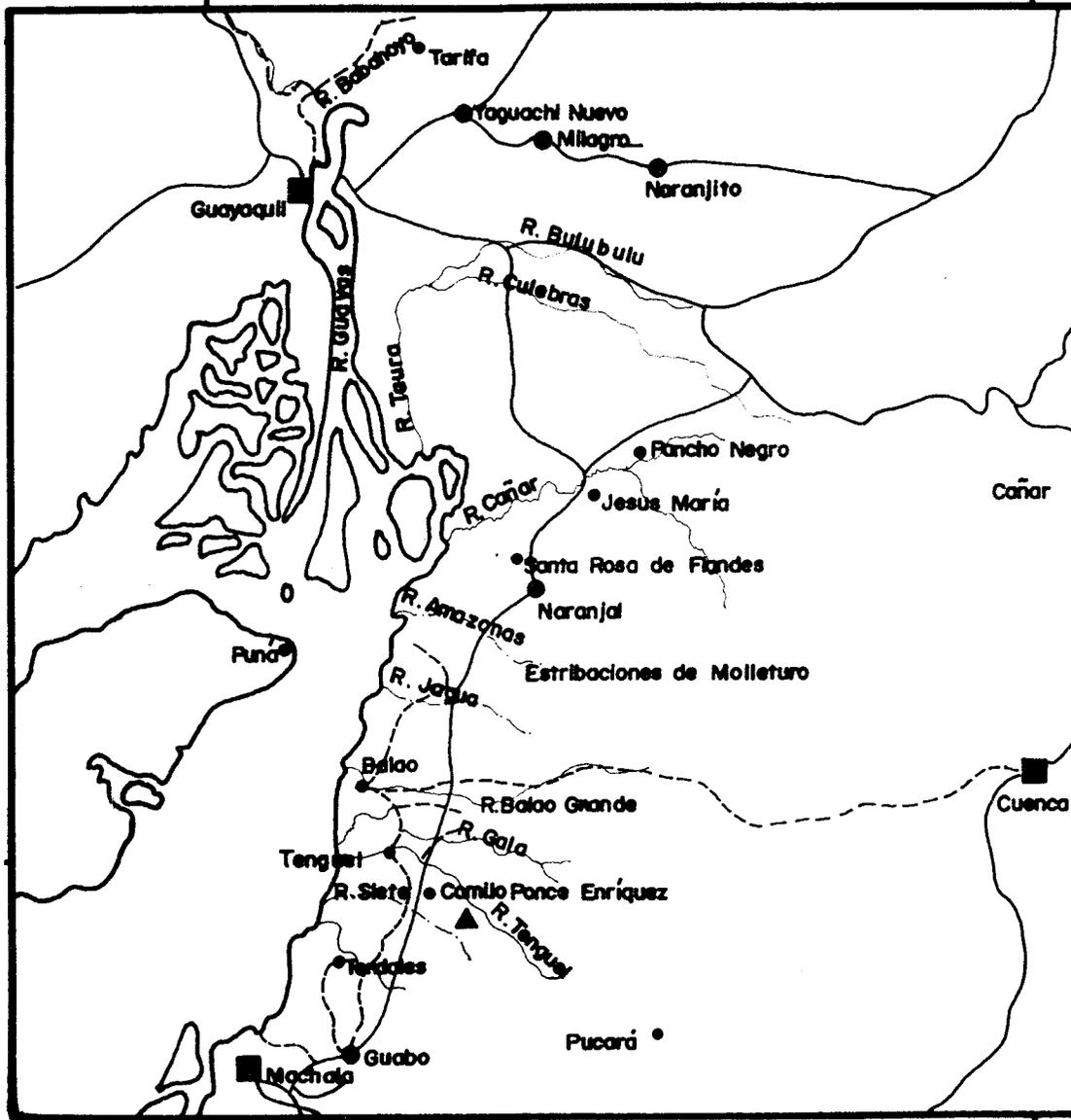
Clima.- Según Luis Cañadas Cruz (2), el clima en esta zona es Subhúmedo-Subtropical, caracterizado por precipitacio-

2° S

2° S

3° S

3° S



SIMBOLOGIA

- CAPITAL DE PROVINCIA
- CABECERA CANTONAL
- CABECERA PARROQUIAL
- ▲ MINA SAN JOSE
- CARRETERA ASFALTADA
- - - CARRETERA AFIRMADA
- RIO PERENNE
- - - RIO INTERMITENTE

ESC. 1 :1.000.000

FIGURA 1

UBICACION DE LA MINA SAN JOSE

80° 0'

78° 0'

nes mayores a 1000 mm., pero menores a 1500 mm. anuales. Las lluvias se distribuyen de Diciembre a Mayo, aunque la tendencia general es tener alao de lluvia durante todo el año.

Según el IGM (6) , el clima de la zona es Tropical Megatèrmico Húmedo, caracterizado por temperaturas que varían de 24°C a 18°C, variando según la altura; la humedad relativa se establece entre el 70 % y el 90 % según la época.

Vegetación.- Según el IGM (6) , la vegetación corresponde al tipo de Bosque Húmedo PreMontano, en donde los suelos son desaturados y compactos, de color pardo rojizo o pardo, textura arcillosa, pesado y friable en profundidad, con material mas o menos meteorizado en profundidades que no superan los 2 m.

Los cultivos de los alrededores de esta área, corresponden a potreros para ganadería, sembríos de cacao, banano y cítricos.

Recursos Humanos.- La mano de obra disponible es foránea, en su mayoría extrabajadores de Portovelo o pequeños finqueros que han abandonado las labores agropecuarias para dedicarse a la minería (10).

GEOLOGIA

Geología Local

Según el mapa geológico de la República del Ecuador. escala 1:1.000.000. publicado por el INEMIN. en las inmediaciones del área de estudio. se encuentran. la Formación Macuchi de edad Cretácica. los depósitos aluviales cuaternarios y cuerpos intrusivos ácidos terciarios.

La Formación Macuchi, según Sauer (1965), se presenta en los alrededores de Macuchi, como una diabasa cuprífera compacta de color gris verdusco oscuro con manchas negras y con estructura ofítica en transición gabroica, en la que localmente pueden ocurrir sedimentos interestratificados (1).

Toda el área de estudio corresponde a este tipo de roca donde se presentan basaltos deformados de colores que varían del gris al verde oscuro.

En la zona adyacente al área de estudio. que comprende las cotas 250 y 300 del Río Siete y la Quebrada Margarita, se encuentran grandes bloques de intrusivo granítico de 3 a 8 m. de diámetro. Este intrusivo parece ser la causa de la mineralización que afecta a las rocas basálticas (12).

El depósito aluvial está constituido por bloques, gravas, arenas y arcillas. Se encuentra en la márgenes de los ríos, no **es** extenso, con excepción de las zonas bajas del Río Siete. donde se estructuran en terrazas (12).

Estructuras Principales

En la zona de estudio existen tres sistemas de diaclasas bien definidas.

El sistema principal tiene una orientacibn NNO - SCE y en esta direccibn **se** encuentran emplazadas las principales vetas auríferas. Los otros dos sistemas de menor importancia tienen orientaciones E - O y NE - SO (12).

Yacimientos

El yacimiento **es** hidrotermal de temperatura alta a baja, con metasomatismo de contacto y posiblemente de edad Cretácica . Las vetas presentan un estrangulamiento continuo y las **más** comunes tienen 20 cm. de espesor, sin embargo **se** pueden encontrar vetas que varían de 50 cm. hasta 4 cm. de espesor (12).

El oro libre **se** encuentra principalmente en la zona de oxidacibn de la arsenopirita; que **es el** mineral con el que está asociado con **más** frecuencia (12).

ACTIVIDADES MINERAS DESARROLLADAS EN EL FIREA

El método de explotación usado. **es** el de socavones siguiendo la dirección de la veta.

El arranque de material **se** hace en forma empírica, con dinamita, luego **se** selecciona y transporta hasta las chancadoras. en donde **es** triturado a pasante 40 mallas. **La** roca bastante fina pasa con el agua a los canalones, en donde **el** oro. debido a su elevado **peso** específico queda retenido en el piso de yute **que** recubre **el** fondo del canalón.

El material **es** removido del yute y concentrado en la batea, posteriormente **se** lo amalgama con mercurio. para finalmente liquidar **el** oro (10).

CAPITULO I

ASPECTOS GENERALES SOBRE LA CIANURACION

1.1 HISTORIA

El proceso de cianuración fue desarrollado en el siglo pasado por tres científicos, en una sala de cirugía improvisadamente acondicionada como laboratorio, en Glasgow, Escocia. Estos científicos fueron J.S. Mac Arthur, químico metalúrgico quien ocupaba la jefatura principal de química en la Tharsis Sulphur and Copper Co. en Glasgow, y los doctores en medicina R.W. Forrest y W. Forrest.

Mac Arthur había experimentado intensamente en la recuperación de pequeñas cantidades de metales preciosos, usando cloro y bromo en las soluciones de lixiviación de cobre.

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

El 19 de Octubre de 1887 los inventores registraron su

primera patente, la cual cubría la eficiencia del cianuro de potasio como solvente en soluciones débiles: su segunda patente registrada al año siguiente, incluía el uso de álcalis, métodos de aplicación del cianuro y el uso de polvo de zinc como precipitante.

La primera planta comercial de cianuración se instaló en la mina Crown en Nueva Zelanda en 1889.

Las primeras plantas de cianuración aparecieron en los Estados Unidos en 1891, y luego en México en 1894: las estadísticas Sud-Africanas muestran la rapidez con que fue aceptado el proceso desde sus inicios.

Con el advenimiento de la cianuración el proceso de cloruración declinó, y prácticamente desapareció industrialmente.

Los desarrollos tecnológicos que impulsó el proceso de cianuración son innumerables, no solo en la propia área industrial sino en otras ramas de la metalurgia y la química, entre ellas se puede citar: los equipos de trituración y molienda, filtros de vacío continuos, el sistema de Decantación Continua en Contra - Corriente (DCCC), etc.

El uso de las virutas de zinc como precipitante se modificó, llegando a utilizar polvo de zinc tal como lo habían propuesto los inventores, este era alimentado continuamente a la solución previamente filtrada y desoxigenada, proceso patentado por C.W. Merrill y T.E. Crowe en 1907.

Los últimos adelantos datan de la actual década, en que se empieza a utilizar carbón activado como precipitante (en realidad adsorbente) y la aplicación del proceso en menas de baja ley, lixiviadas en pilas o montones (heap leaching).

La toxicidad obvia del reactivo y las reacciones indeseables con otros elementos presentes en el mineral han impulsado la investigación de otros lixiviantes para metales preciosos? entre los cuales la tiodrea es el más importante.

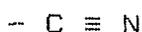
Sin embargo hasta la actualidad la cianuración es uno de los procesos económicamente probados para la extracción de metales preciosos de minerales, y las dificultades que existían al principio han sido superadas en la mayoría de los casos (3).

1.2 GENERALIDADES

La cianuración es un proceso hidrometalúrgico que consiste en la disolución de los metales preciosos en soluciones de cianuro alcalinas y su posterior precipitación por cementación o por electrolisis.

El cianuro presenta una acción selectiva, atacando preferentemente a los metales preciosos. cuando se encuentra muy diluido en soluciones alcalinas, no combinándose apreciablemente con los elementos no valiosos.

El principio activo es el radical cianógeno CN, el cual es monovalente, su fórmula es la siguiente:



En esta fórmula se observa que el carbono tiene una Valencia libre, cuando esta Valencia se une con el metal monovalente Na, forma el NaCN (cianuro de sodio), con el K forma el KCN (cianuro de potasio), con el cobre forman el $Cu(CN)_2$, en este caso por ser el cobre bivalente se necesitan dos radicales cianógenos.

Cuando el grupo cianógeno une su valencia libre con el H monovalente forma el compuesto HCN llamado ácido

cianhídrico el cual es un ácido muy débil, tóxico y de fácil formación.

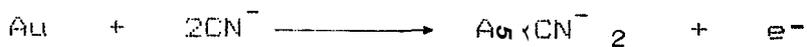


LIXIVIACION POR MEDIO DE CIANURO DE SODIO

BIBLIOTECA

2.1 QUIMICA DEL PROCESO

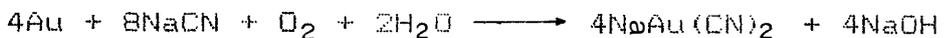
En su forma más simple, la ecuación de disolución de los metales preciosos es la siguiente:



Donde el radical CN^- puede ser proporcionado por el cianuro de sodio, potasio o calcio. La reacción solo ocurre con intensa aireación. Las siguientes son las teorías que explican el fenómeno:

2.1.1 Teoría del Oxígeno de Elsner (1846)

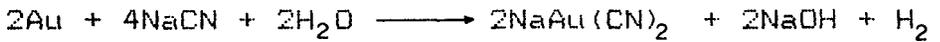
Elsner fue el primero en reconocer que el oxígeno era esencial para la disolución del oro en las soluciones de cianuro (9):



2.1.2 Teoría del Hidrógeno de Janin (1888 - 1892)

Janin no aceptó el hecho de que el oxígeno fuera

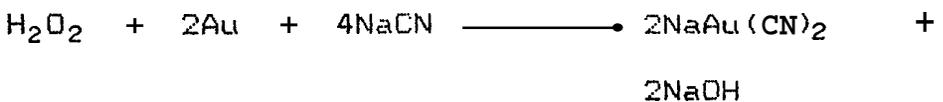
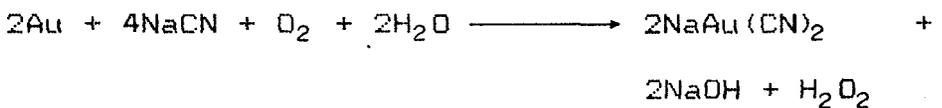
esencial en la disolución, y propuso la evolución del gas hidrógeno durante el proceso (9):



Maclaurin (1893) y Christy (1896) por medio de experimentos cuidadosos concluyeron que el oxígeno era esencial para la cianuración.

2.1.3 Teoría del Peróxido de Hidrógeno de Bodlander (1896)

Bodlander sugiere que la disolución se realiza en dos etapas de acuerdo a las reacciones siguientes (9):

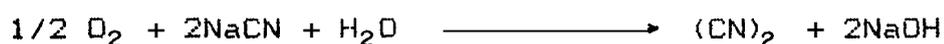


en las cuales el peróxido se forma como un producto intermedio, pues sumadas ambas reacciones se obtiene la reacción original de

Elsner: Eadlander sostiene **esta** teoría porque detectó peróxido de hidrógeno en la solución.

2.1.4 Formación de Cianógenos. Christy (1896)

Christy sugirió que el oxígeno necesario para la disolución libera gas cianógeno, por lo cual pensó que era un agente activo para el ataque del oro (9):

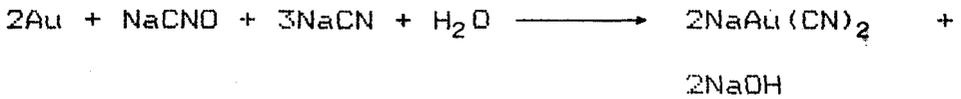


Skey (1897) y Park (1898) más tarde dieron evidencia concluyente de **que** las soluciones de cianógeno no ejercen la menor acción solvente sobre el oro y la plata.

2.1.5 Formación de Cianatos. Mac Arthur (1905)

Mac Arthur sostuvo que si el oxígeno era necesario para la disolución, entonces el radical cianato, debe ser el agente efectivo responsable de la disolución (9).





2.1.6 Evidencia termodinàmica. Barsky et al (1934)

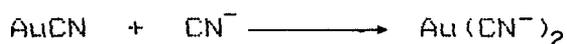
Barsky determinò la energia libre de formaci3n de iones complejo.; cianuro aurifer-os e iones complejos cianuro argentiferos, con estos datas calcul3 el cambio de energia libre en las varias reacciones sugeridas.

Los càculos favorecieron las reacciones de Elsner y Bodlander; mientras que la de Janin no era termodinàmicamente factible (9).

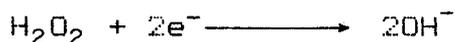
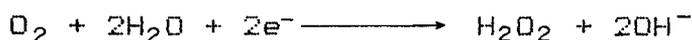
2.1.7 Teoria de la Corrosi3n. Boonstra (1943)

Boonstra reconoci3 que el proceso de disoluci3n de oro en soluciones de cianuro es similar al proceso electroquímico de corrosi3n de un metal, y propuso la divisi3n de la reacci3n de Bodlander en las siguientes semi--reacciones (9):

Reacciones anbdicac;:



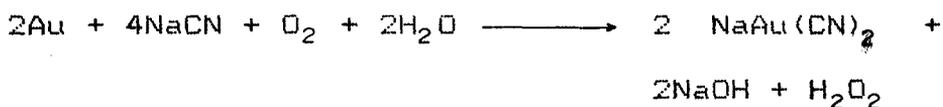
Reacciones catódicas:



Esta acción corrosiva fue comprobada en 1947 por Thompson, mediante un experimento en el cual usó soluciones de cianuro sin aire, mezcladas con gelatina. En estas soluciones coaguladas introdujo granos de oro para estudiar su disolución según la dirección de una corriente de oxígeno, lo que hizo suponer la formación de celdas localizadas en las que el oro actúa de ánodo.

2.1.8 Evidencia cinética. Habashi (1966 - 1967)

Habashi demostró que el proceso de disolución, el cual es de naturaleza electroquímica, sigue principalmente la reacción:



Esta conclusión fue basada en los siguientes hechos (9):

- a. Por cada dos equivalentes de metal, una mol de O_2 fue consumida.
- b. Por cada un equivalente de metal disuelto, dos moles de cianuro fueron consumidas.
- c. El H_2O_2 se formó durante la disolución de Au y Ag, y por cada dos equivalentes de metal disuelto, una mol de H_2O_2 fue producida.

Los experimentos demostraron que la disolución de las metales preciosos en ausencia de oxígeno fue un proceso lento.

También se demostró que el efecto de disolución de oro y plata se inhibe si grandes cantidades de peróxido de hidrógeno están presentes, debido a la oxidación de cianuro a cianato, el cual no tiene acción disolvente sobre el metal. \



Peso de Au disuelto mg.	Tiempo requerida en minutos		Investigador
	NaCN + O ₂	NaCN + H ₂ O ₂	
10	5 - 10	30 - 90	Boonstra (1943)

TABLA I Acción del O₂ y H₂O, en la disolución de oro (9).

2.1.8.1 Mecanismo de la reacción

En el proceso electroquímico de disolución, el oxígeno recibe las electrones de la parte metálica, constituyendo la zona catódica.

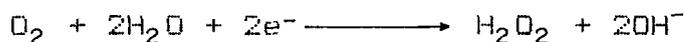
La zona anódica está constituida por el metal, el cual se oxida y emite las electrones.

La etapa de oxidación a reacción anódica es la de formación del ión complejo auro

o argento cianuro.



La etapa de reducci3n o reacci3n cat3dica se refiere a la formaci3n de per3xido de hidr3geno.



Habashi desarroll3 la ecuaci3n cin3tica del proceso aplicando el criterio de Nernst, de considerar una capa de soluci3n (capa limitante) junta a la Superficie del metal y a trav3s de la cual las sustancias reaccionantes se difunden. Bas3ndose en la ley de Fick lleg3 al siguiente resultado:

$$V = \frac{2A(D\text{CN}^-)(D\text{O}_2)[\text{CN}^-][\text{O}_2]}{\delta \{ (D\text{CN}^-)[\text{CN}^-] + 4(D\text{O}_2)[\text{O}_2] \}}$$

Donde: V = rata de disoluci3n en equivalente gramo / sg.

A = 3rea del metal en contacto

con la fase acuosa en cm^2 .

D = coeficiente de difusión

$$D_{\text{CN}^-} = 1.83 \times 10^{-5} \text{ cm}^2. / \text{sg.}$$

$$D_{\text{O}_2} = 2.76 \times 10^{-5} \text{ cm}^2. / \text{sg.}$$

[1 = concentración en mol / ml.
del CN^- y O_2 disueltos.

δ = Espesor de la capa límite;
varia entre $2 - 9 \times 10^{-3}$ cm.
dependiendo de la velocidad
y método de agitación.

A bajas concentraciones de cianuro, el primer término en el denominador puede ser despreciable, la ecuación se simplifica a:

$$V = \frac{1}{2} \frac{A (D_{\text{CN}^-})}{\delta} [\text{CN}^-] = K_1 [\text{CN}^-]$$

Esto implica que a bajas concentraciones de cianuro, la rata de disolución depende solamente de la concentración de cianuro. A concentraciones altas de cianuro, el segundo término en el

denominador puede ser despreciable, la ecuación se simplifica:

$$V = 2A \frac{(DO_2)}{\delta} [O_2] = K_2 [O_2]$$

Esto implica que a concentraciones altas de cianuro, la rata de disolución depende de la concentración de oxígeno.

La velocidad de disolución alcanza su valor límite cuando:

$$(DCN^-) [CN^-] = 4 (DO_2) [O_2]$$

$$\frac{[CN^-]}{[O_2]} = \frac{4 (DO_2)}{(DCN^-)}$$

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

2.2 PARAMETROS A CONSIDERAR EN EL PROCESO DE CIANURACION

2.2.1 Concentración de cianuro

La velocidad de disolución de oro, aumenta

linealmente con el aumento de la concentracibn de cianuro. hasta un cierto limite, más allá del cual, un aumento adicional de cianuro tiene un efecto más bien retardante en la disolución de oro.

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



La concentración de cianuro apropiada para disolver porcentajes elevados de oro, depende de la naturaleza mineralbgica del material a ser tratado, la mayoría de las plantas de cianuracibn de oro utilizan soluciones con un promedio de 0.02 % y 0.03 % de NaCN. A medida que los minerales contienen mayor cantidad de plata la cancentracibn de cianuro es mayor. en estas **cacos** se suele usar concentraciones de 0.10 % a 0.25 % de NaCN.

2.2.2 Alcalinidad

Para que se produzca la disolución de oro, es

fundamental que la solución se mantenga a un determinado nivel de alcalinidad, en la practica se ha tomado un pH **que** varia entre 10 y 12 **como** **uri** rango óptimo de **trabajo** para disolución de minerales auríferos.

La alcalinidad **se** la puede mantener con distintos alcalis, entre las cuales el más usado es la cal, **por** su costo, y facilidad de manipulación .

Las razones de realizar la reacción en medio básico son muchas, entre ellas **se** pueden mencionar:

- a.- Prevenir la hidrólisis de cianura que se produce a pH menores de 10.
- b.- Prevenir la descomposición del cianuro por el CO₂ atmosférico.
- c.- Neutralizar los compuestos ácidos en las menas. tales como sales ferrosas y férricas, y sulfato de magnesio.
- d.- Fara descomponer las bicarbonatos presentes

en las aguas de las plantas. de tratamiento, antes de usarse en la cianuración. En ESTOS casos la cal neutraliza el ácido carbónico formado. produciendo carbonato de calcio que es inerte en el proceso.

e.- Para neutralizar los constituyentes ácidos presentes en el agua, antes de ser añadida al circuito.

f.- Para ayudar en la floculación de partículas finas del mineral, a fin de no enturbiar la solución preñada.

La alcalinidad rio debe sobrepasar los límites permisibles, pues provoca que la rata de disolución de oro disminuya, se la mantiene generalmente en un nivel denominado "alcalinidad protectora".

2.2.3 Temperatura

A mayor temperatura, aumenta la activación de la solución de cianuro y por lo tanto la velocidad de disolución. Un incremento de temperatura produce también aumento en el consumo de cianuro y disminuye el contenido de oxígeno en la

solución.

Se ha determinado experimentalmente que sobre los 38°C la descomposición del cianuro es marcada, en climas fríos se ha encontrado ventajoso mantener la temperatura de las soluciones de trabajo entre 15.5 y 21°C. Según experimentos de Julian y Smart en soluciones con 0.25 % de NaCN la solubilidad del oro aumenta al máximo en 85°C y luego lentamente disminuye hacia el punto de ebullición.

2.2.4 Velocidad de agitación

Al aumentar la velocidad de agitación, disminuye la capa límite de fluido que rodea las partículas, reduciéndose el espacio que deben recorrer los iones cianuros y el oxígeno para alcanzar la superficie del metal, aumentando la disolución.

2.2.5 Concentración de oxígeno

El uso de oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución de oro. Oxidantes como peróxido de sodio, cloro, bromo, etc., han

sido usados, pero debida principalmente al costo y a problemas de manipuleo, han caida en desuso. Además se ha comprobado que con la aireación adecuada los resultados son tan buenos como con oxidantes químicos. La velocidad de disolución es directamente proporcional a la concentración de oxígeno en la solución. Un exceso de oxígeno produce precipitación de plata como sulfuro y la formación de tiocianatos y sulfocianatos que a la postre significan consumo de cianuro.

2.2.6 Densidad de pulpa

La densidad de pulpa, o porcentaje de sólidos en la pulpa, debe ser óptima, de tal forma que permita al mismo tiempo un mayor contacto del mineral con la solución y una facilidad operacional. A bajos porcentajes de sólidos, hay mayor cantidad de solución en contacto con las partículas de minerales, la disolución es mayor, sin embargo el consumo de cianuro aumenta.

Densidades de pulpa que varían entre 30 % y 40 % de sólidos son apropiadas para trabajar.

2.2.7 Granulometría



La granulometría óptima para trabajar en cianuración, es aquella en la cual, las partículas de oro y plata se encuentran liberadas, esto lógicamente depende del tamaño de los metales en los minerales. En la práctica se han cianurado materiales a menos de 140 mesh con buenos resultados. Mientras menor sea la granulometría, el grado de liberación de las partículas de oro es mayor, y la disolución aumenta; una sobremolienda sin embargo, además de consumir demasiada energía, genera abundantes finos, que enturbiarán las soluciones, pudiendo producir pérdidas en la recuperación de los valores metálicos.

2.3 EFECTO DE IMPUREZAS

Las impurezas y elementos extraños al proceso, tienen efectos variables en la velocidad de disolución, además ocasionan un consumo elevado de cianuro, en algunos casos la presencia de impurezas puede llegar al extremo de inhibir la reacción.

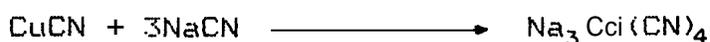
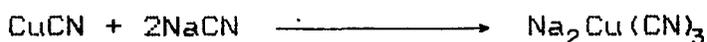
2.3.1 Efecto del cobre



BIBLIOTECA

El cobre es uno de los elementos más nocivos en el proceso de cianuración, es un agente que consume el cianuro libre de la solución retardando la disolución (cianicida), afecta además en la precipitación de oro por zinc, contaminando el precipitada y causando problemas en la subsiguiente operación de fusión.

La mayoría de los minerales comunes de cobre se disuelven en cianuro formando cianuros cuprosos y cúpricos, los cuales con exceso de NaCN, forman los complejos $\text{Cu}(\text{CN})_2^-$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{=}$, $\text{Cu}(\text{CN})_4^{=}$; estos compuestos son insolubles en agua y en ácidos diluidos y muy ligeramente solubles en álcalis caústicos y en soluciones de amonio.



Otros compuestos que se forman son los tiocianatos (sulfocianatos) de cobre $\text{Cu}(\text{CNS})$ y $\text{Cu}(\text{CNS})_2$, que contaminan la solución e influyen indirectamente en la disolución de oro.

MINERAL		% EXTRACCION DE Cu
Azurita	$2\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	94.5
Malaquita	$\text{CuCO}_3 \cdot \text{Cu}(\text{OH})_2$	90.2
Cuprita	Cu_2O	85.5
Crisocola	CuSiO_3	11.8
Calcosita	Cu_2S	90.2
Calcopirita	CuFeS_2	5.6
Eornita	$\text{FeS}_2 \cdot \text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{CuS}$	70.0
Enargita	$3\text{CuS} \cdot \text{As}_2\text{S}_5$	65.8
Tetraedrita	$4\text{Cu}_2\text{S} \cdot \text{Sb}_2\text{S}_3$	21.9
Cobre metalico	Cu	90.0

TABLA II Solubilidad de minerales de cobre en cianuro (9).

Leaver y Woolf demostraron que la eficiencia de la disolución disminuye a partir de 0.5 % a 1% de Cu en la solución. Se puede contrarrestar este efecto, manteniendo una relación de NaCN / Cu mayor a 4.

En el caso de minerales muy refractarios se puede emplear diversos tratamientos previos, por ejemplo, con minerales oxidados de cobre puede efectuarse una lixiviación previa con ácido

sulfúrico seguido de una neutralización con cal. o también lixiviaciones previas con hidróxido de amonio. cuprocianuro de sodio y otros reactivos.

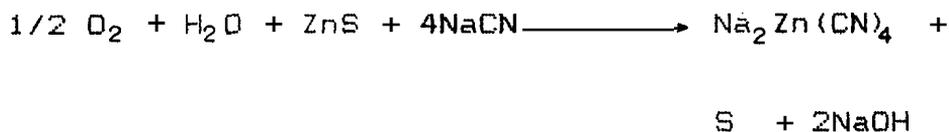
2.3.2 Efecto del zinc

La presencia del zinc en las soluciones es muy común, por ser el principal precipitante usado. El contenido de zinc en las soluciones es mayor en los minerales argentíferos que en los auríferos. debido a que se necesita mayor cantidad de zinc para precipitar la plata disuelta.

El zinc resultante en el proceso de cianuración se encuentra formando el complejo $Zn(CN)_4^{2-}$ pues el cianuro de Zn formado inicialmente es inestable.

Las fuentes de este complejo no solo se deben al zinc metálico usado como precipitante, sino también a los diversos minerales de zinc que pueden estar presentes en la mena original.

Cuando se disuelve esfalerita, la solución contendrá, tiocianatos. sulfatos. Y otros tipos de compuestos de azufre que generalmente consumen oxígeno.



MINERAL		% EXTRACCION DE ZINC
Esfalerita	ZnS	18.4
Willemita	Zn ₂ SiO ₄	13.1
Hidrozincoita	3ZnCO ₃ ·2H ₂ O	35.1
Calamina	H ₂ Zn ₂ SiO ₄	13.4
Franklinita	(Fe, Mn, Zn)O. (Fe, Mn) ₂ O ₃	20.2
Zincita	ZnO	35.2
Smithsonita	ZnCO ₃	40.2

TABLA III Solubilidad de minerales de zinc en cianuro (9).

2.3.3 Efecto del hierro

Las soluciones de cianuro tienen una acción muy leve en el hierro metálico y en la mayoría de los minerales de hierro.

Los minerales oxidados de hierro como la hematita, limonita, magnetita, siderita. no son

atacados por las soluciones de cianuro.

Los minerales sulfurosos de hierro, si se descomponen en las soluciones cianuradas, la descomposición va a depender del mineral en particular, tamaño de la partícula y las condiciones de la solución.

El Fe. forma con el CN^- , dos tipos de compuestos, los ferrocianuros $\text{Fe}(\text{CN})_6^{4-}$ con Fe^{+2} y los ferricianuros $\text{Fe}(\text{CN})_6^{3-}$ con Fe^{+3} , compuestos estables en las condiciones normales de cianuración. El efecto nocivo del hierro, reside en que los minerales sulfurados de hierro, se oxidan a sulfatos solubles (consumiendo el oxígeno de la solución) los cuales reaccionan posteriormente con el cianuro libre en la solución.

La pirita es el sulfuro más estable. la marcasita pese a tener la misma composición que la pirita es menos estable por tener distinto sistema cristalográfico, la pirrotita por ser variable en su composición es el más inestable, es el más reactivo de los tres y su presencia puede llegar a ser muy nociva en el proceso.

Las sales metálicas, si no se eliminan por lavado producen pérdidas de cianuro. esto se produce aunque se añadan grandes cantidades de cal. la cual al reaccionar con las sales metálicas produce hidratos metálicos solubles en el cianuro. Ejemplo: Una mena piritosa. en la cual debido a la oxidación se ha producido sulfato ferroso, si no se la ha lavado previo a la cianuración y si se le agrega un exceso de cal, la reacción que se produce es:



El sulfato de calcio, aunque no muy soluble, espesa las soluciones de cianuro y a veces forma incrustaciones sobre las virutas de zinc.

El hidróxido ferroso producido es perjudicial debido primeramente a que es un cuerpo reductor, que produce que las reacciones en las soluciones sean ineficaces o muy lentas; otro efecto es que se oxida fácilmente a hidróxido férrico, estos dos hidróxidos se disuelven en el cianuro produciendo ferrocianuro y ferricianuro de sodio, sustancias inútiles para el tratamiento.

Cuando se trabaja con marcasita y pirrotita, compuestos muy inestables, se aconseja la tostación con el fin de oxidar todo el mineral y transformarlo en compuestos solubles fáciles de eliminar con el lavado.

2.3.4 Efecto del arsénico y el antimonio

Sulfuros de arsénico y antimonio, tales como: oropimente, rejalgar, estibina o arsenopirita son difíciles de cianurar. Las soluciones se deterioran perdiendo su poder lixivante y las extracciones de oro son bajas. Esto se debe a que parte del arsénico y antimonio se disuelven en el cianuro, produciendo sulfuros alcalinos, compuesto reductor energético, que se puede reconocer cuando al titular con nitrato de plata se produce con las primeras gotas un precipitado negro .

El más nocivo de estos minerales es el oropimente, seguido por la estibina, rejalgar y arsenopirita, la cual solo se descompone en pequeña proporción y su efecto es casi despreciable en la cianuración.

Una alternativa propuesta para reducir el efecto de estos minerales es la tostación parcial o total de los minerales nocivos; la tostación solo se justifica cuando los valores de oro y plata recuperados son altos. de manera que justifiquen la mayor inversión.

Otra alternativa es el control de la alcalinidad de la solución (pH de 10 es el más favorable para la cianuración) y la adición de agentes aceleradores como las sales de plomo (nitrato o acetato).

Las sales de plomo realizan por lo menos dos funciones: precipitar los sulfuros solubles y descomponer los tioarsenitos o tioantimonitos. el sulfuro de plomo precipitado es posteriormente oxidado a tiocianato.

Los diversos compuestos de plomo formados, como hidróxidos, cianuros, plumbitos, etc. ■ son ligeramente solubles en soluciones alcalinas de cianuro permitiendo adicionalmente precipitar más sulfuro y descomponer más tioarsenitos.

2.3.5 Efecto de materiales carbonáceos y sustancias orgánicas

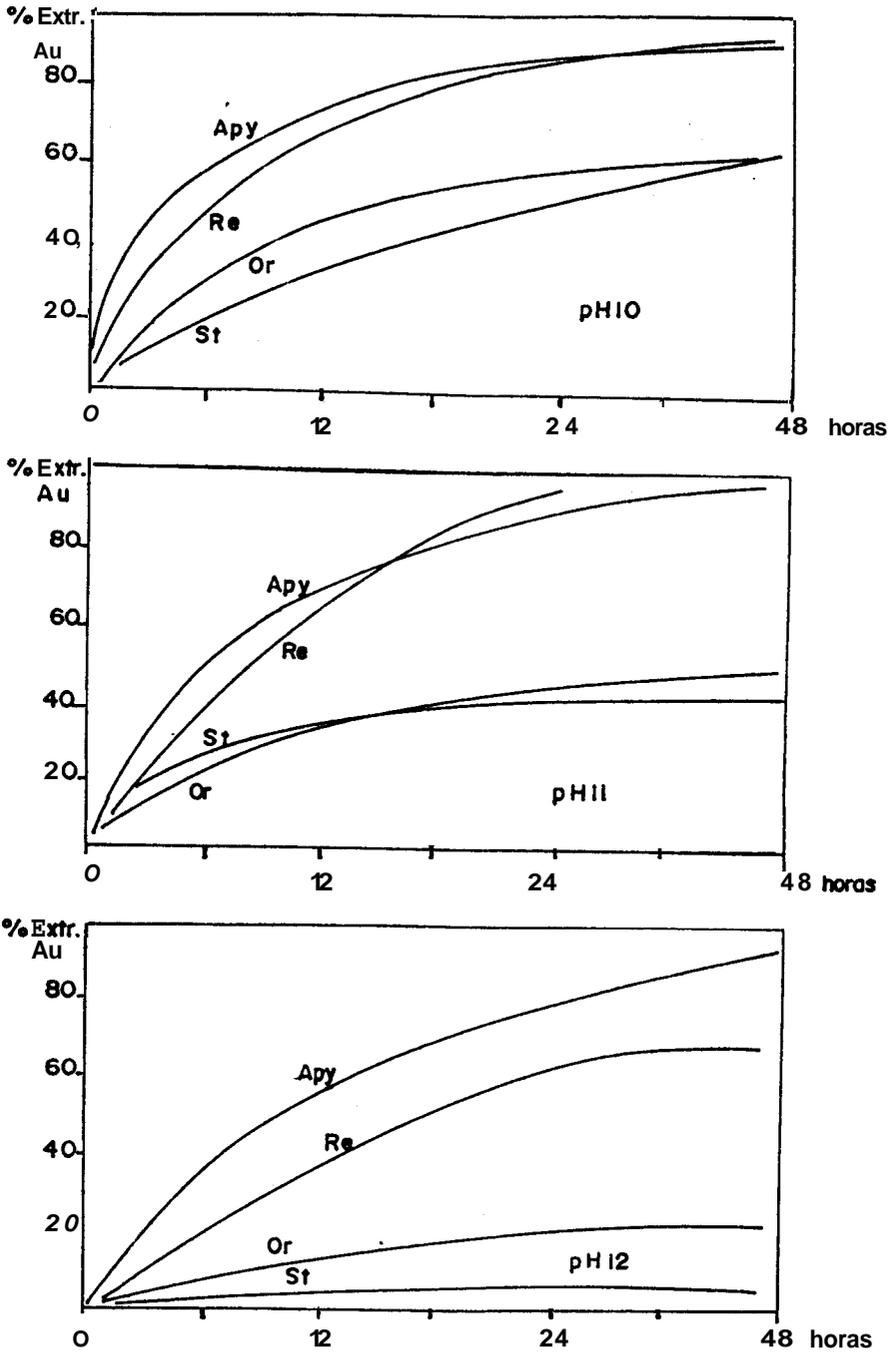


Fig. 2 Extracción de oro en algunos minerales de arsénico y antimonio a distintos pH (8).

Apy : arsenopirita

Re: rejalgar

Or: oropimente

Stn: estibina

La presencia de materiales carbonáceos y sustancias orgánicas, ocasionan una precipitación prematura de los valores de oro y plata ocasionando extracciones bastantes bajas.

El tratamiento apropiado en **estos** casos, es la oxidación de las impurezas por tostación, o la oxidación de la pulpa, con aire, vapor y cloro gaseoso; cuando las aguas de tratamiento contienen sustancias orgánicas se aconseja un tratamiento de preaeración con adición de cal, seguido de sedimentación de las impurezas y decantación.

2.3.6 Efecto de los telurios

Cuando el oro está asociado con los telurios, como la calaverita (AuTe_2) y silvanita (AuAgTe_4) minerales difíciles de cianurar, es aconsejable la adición de bromocianuro como oxidante. El bromocianuro es inestable y debe ser preparado en forma fresca antes de ser adicionado a la pulpa, la cual debe tener alcalinidad baja, porque el bromocianuro es descompuesto por los álcalis.

2.4 PERDIDAS DE CICSNHUO

2.4.1 Por disolución de metales preciosos

La cantidad de cianuro que **se** consume al disolver metales preciosos, depende del grado de concentración en que se encuentren los metales **en** los minerales y del tipo de metal que se piensa extraer. La cantidad de cianuro que **se combina** con la plata es mayor que la que se combina con el oro, por lo tanto menas argentíferas consumen más cianuro.

2.4.2 Pérdidas en la precipitación por Zn

Durante la precipitación con Zn, **se** ha demostrado por medio de pruebas, una marcada pérdida **en** la concentración de cianuro.

2.4.3 Pérdidas mecánicas

Omitiendo las pérdidas por derrames, siempre hay pérdidas de cianuro en los residuos de la filtración, debido a **que no es** posible lograr un completo lavado de éstos residuos. Esta pérdida **es** mayor cuando se tratan minerales arcillosos.

2.4.4 Pérdidas por descomposición

Dentro de las pérdidas por descomposición, tenemos aquellas en que el cianuro se descompone en ácido cianhídrico, debido al exceso de constituyentes ácidos de las menas, a la presencia del CO_2 o a la hidrólisis del cianuro, esto se previene usando álcalis apropiados.

El cianuro se descompone lentamente por oxidación a cianato.

2.4.5 Pérdidas debido a metales básicos

Todos los metales solubles en cianuro, constituyen pérdidas de cianuro, entre ellos el principal es el cobre.

Según Smart, existe un consumo de dos partes en peso de cianuro por cada cobre, según Hamilton los carbonatos de cobre consumen tres partes y media de cianuro por cada carbonato.

Los sulfuros de cobre son los menos reactivos y entran en la solución, bajo la forma de tiocianato cúprico el cual no tiene acción sobre el oro.

2.4.6 Pérdidas debido a la formación de ferrocianuro

Los sulfuros de hierro, y el hierro metálico producido como resultado de operaciones de trituración y molienda, pueden lentamente actuar sobre el cianuro, formando ferrocianuro.

El ferrocianuro también se puede producir por el hidróxido ferroso o sulfatos férricos producidos por la oxidación de la pirita.

2.4.7 Pérdidas por la formación de sulfocianatos

El sulfocianato se forma por la descomposición de sulfuros de la mena y principalmente se presenta en las menas de plata.

2.5 AGENTES ACELERANTES

Generalmente se usa como agentes acelerantes, sales de **Pb**, **Hg**, **Bi** y **Th**, las cuales descomponen los sulfuros metálicos y evitan la formación de sulfocianato. El aumento en la rapidez de disolución del oro con la presencia de estos iones puede deberse a que el oro al alearse con los metales desplazados crea microceldas galvánicas.

2.6. AGENTES RETARDADORES

Los agentes que retardan la disolución de oro de las soluciones pueden ser:

- Presencia de películas que recubren el oro y no le permiten el contacto directo con las soluciones.
- Presencia de sustancias reductoras que aumentan el consumo de oxígeno de las soluciones.
- Existencia de minerales cianicidas que incrementan el consumo de cianuro de la solución.



BIBLIOTECA

CAPITULO III

FRECIPIACION DE ORO RE LAS SOLUCIONES DE CIANUHACION

Los métodos de precipitación más emoleados son:

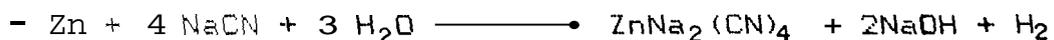
- Precipitacibn con zinc.
- Precipitación con aluminio.
- Precipitacibn con sulfuro de sodio.
- Precipitacibn electrolitica.
- Adsorción con carbbn activado.

Los más utilizados en la actualidad son el primero y el último.

3.1 FRECIPIACION CON ZINC.

El zinc, en contacto con las soluciones de cianuro, desplaza electroquímicamente al oro y a la plata que pudieran contener.

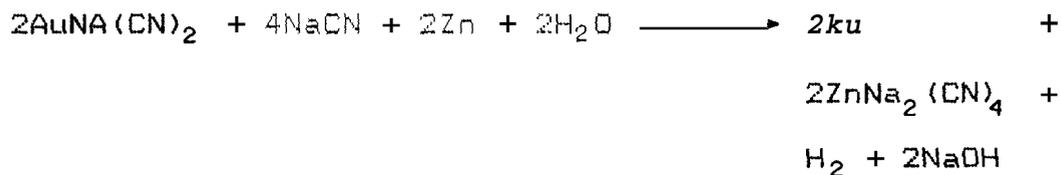
Se pueden distinguir dos etapas de reemplazamiento:



En la primera etapa un equivalente de Zn reduce dos equivalentes de oro.

En la segunda etapa un equivalente de Zn produce un equivalente de cianuro sódico de zinc.

La reacción que describe el proceso se la generaliza uniendo las dos reacciones y es la siguiente:



Esta reacción evidencia que **hay** desprendimiento de gas hidrógeno y aumento de la alcalinidad de la solución.

El zinc se disuelve por **el** cianuro sódico ácido y por el cianuro libre, esto es **favorable**, pues la continua disolución de Zn, expone superficies frescas del metal para la precipitación del oro y la plata.

El precipitado contiene oro, plata, zinc y cobre.

La presencia del oxígeno libre, baja la eficiencia del proceso, pues se combina con el cianuro libre y puede redissolver los valores precipitados.

Cuando las soluciones tienen exceso de álcali., se presenta un precipitado blanco insoluble de $Zn(OH)_2$ que impide la precipitación del oro y la plata;. favorablemente ésta reacción no es veloz y puede controlarse con el pH de la solución.

La adición de sales de plomo en la precipitación forma un par galvánico **Pb / Zn** que acelera la precipitación y eleva la eficiencia del proceso.

3.2 PRECIPITACION CON ALUMINIO

El aluminio se lo usa como precipitante, cuando se trabaja con minerales que contengan plata principalmente, o en minerales de plata-oro, donde el primero predomina sobre el segundo.

La diferencia con el método anterior, es que el aluminio no reemplaza a los metales preciosos en el complejo cianurado.

Como agente alcalinizante se usa soda cáustica, no se usa cal debido a la formación de aluminato de calcio, insoluble, **que** contamina el precipitado formando un producto de **baja** ley y difícil de fundir.

La ventaja **del** método, para la precipitación de plata, **es** la regeneración de cianuro y el aumento de la extracción de plata cuando la solución contiene minerales de As y Sb.

3.3 PRECIPITACION CON SULFURO DE SODIO.

Se lo utiliza en las soluciones de cianuración que contienen plata solamente.

La ventaja de **su** uso es, al igual que el método anterior, la regeneración de cianuro.

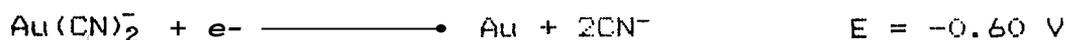
El sulfuro de sodio en contacto con la solución cianurada, produce sulfuro de plata y cianuro libre, la plata puede ser reducida del sulfuro tratándola con soda cáustica y aluminio metálico, primeramente la acción de la soda cáustica sobre el aluminio genera hidrógeno **que** reduce al sulfuro de plata. Los limes producidos se filtran) y se funden **para** obtener lingotes.

3.4 PRECIPITACION ELECTROLITICA

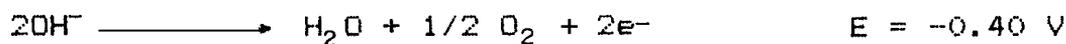
La elección de la electrodeposición directa del oro y la plata, como método de precipitación, va a depender de la riqueza de las soluciones y del contenido de impurezas.

Las reacciones **que** se producen son:

cátodo (reducción):



ánodo (oxidación):



Los voltajes globales por celda son 1.60 V para el oro y 1.02 V para la plata, en la práctica los potenciales se mantienen en 2.4 y 1.9 respectivamente. Los electrodos **que se** utilizan son **de** plomo o hierro **que se** eliminan durante la fundición.

3.5 ADSORCION CON CARBON ACTIVADO.

El **carbón** activado es un sólido **de** gran porosidad

producido por carbonización controlada de materia prima carbonácea que puede ser de origen animal, vegetal a mineral. .

El carbón activado tiene una gran área específica (500 - 1500 m² / g.) y una gran porosidad (0.6 - 0.9 Å³) lo que le da una gran capacidad adsorbente.

La activación del carbón se la puede realizar por dos métodos:

- Por adición de compuestos químicos inorgánicos durante la carbonización a calcinación, para degradar o deshidratar las moléculas orgánicas.
- Por oxidación selectiva de la materia carbonácea con aire a **bajas** temperaturas, con vapor, CO, o gas de combustión a altas temperaturas, la oxidación es generalmente precedida por carbonización preliminar de la materia prima.

La adsorción es un fenómeno físico químico y consiste en la captación de moléculas de la fase líquida o gaseosa, en la superficie de un sólido.

La naturaleza del compuesto adsorbido sobre la superficie del carbón, no ha podido ser definida,

Existen muchas teorías para explicar el fenómeno, una de éstas es la de Feldtmann quien después de investigaciones determina la formación de un compuesto, posiblemente un carbonil aurocianuro $\text{AuCN} \cdot \text{CO}(\text{CN})_2$, Gross y Scott (1977) demostraron experimentalmente que la adsorción de oro disminuye en presencia de plata y viceversa, que el cianuro de K y Cu se adsorben sobre carbón y que la adsorción de oro disminuye con el aumento de cianuro libre y de soda cáustica en la solución.

McDougall en 1980 por medio de experimentos demostró que la extracción de iones de $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ y $\text{Ag}(\text{CN})_2^-$ es fuertemente favorecida por la presencia de electrolitos como KCl o CaCl_2 , además la adsorción se incrementa fuertemente con el incremento de la acidez del medio.

La desorción consiste en separar el adsorbato (ión auro o argento cianuro) del adsorbente (carbón activado), los métodos propuestos son:

- Usando soda cáustica caliente a presión atmosférica; se usa una solución de 1 % de NaOH y 0.1 % NaCN a 90 - 93 °C, que se hace recircular a través del carbón cargado y se envía luego a electrodeposición, la desorción es lenta, requiriéndose hasta 48 h. para

completar el proceso.

- Usando soda caústica caliente a alta presión, se utiliza una solución similar a la anterior, la presión debe ser de 4 atm. y la temperatura 115 °C, la solución luego de la desorción se hace pasar por un intercambiador de calor donde se enfría hasta 82 °C de donde se envía a electrodeposición. Este método reduce el tiempo a doce horas, pero requiere de tanques presurizados.
- Usando soluciones alcohólicas, es el método más eficiente, consiste en desorber el carbón con una solución alcalina de cianuro de sodio y etanol, cuya composición óptima es 0.1 % NaCN, 1 % NaOH y 20 % C₂H₅OH a una temperatura de 80 °C. Este método reduce aún más el tiempo que las dos anteriores, pero los costos aumentan y las soluciones son volátiles e inflamables.

En cualquier caso, el carbón desorbido puede reutilizarse nuevamente (la recuperación puede llegar hasta 97 %) hasta tres veces sin mayor tratamiento y hasta siete veces con un tratamiento de reactivación.

CAPITULO IV

TIPOS DE CIANURACION



BIBLIOTECA

De acuerdo al tenor de oro de la mana y a la facilidad con la cual los minerales valiosos se disuelven, la cianuración puede clasificarse en:

- Cianuración por percolación.
- Cianuración por agitación.

4.1 CIANURACION POR PERCOLACION

La Percolación en tanques es un método de cianuración apropiado para minerales porosos y arenosos, en que la solución con cianuro se percola hacia arriba o hacia abajo a través del mineral que se ha triturado y que se ha colocado en tanques. Los tanques poseen en su parte inferior un medio filtrante que actúa como filtro clarificador de la solución.

En percolación se trata de evitar en lo posible, la presencia de finos, que puedan formar masas impermeables impidiendo el flujo de las soluciones, se estima que la presencia de finos (~ 200) no debe ser mayor del 20 %, y que el mineral debe tener una

granulometria de $3/8$ " a $3/4$ " .

La percolación puede durar entre 5 y 20 días, y la extracción del metal puede ser máximo 80 - 85 % .

La percolación también se la puede hacer en pilas (heap - leaching), en botaderos o desmontes de mina (dump - leaching), y en la misma mina (in situ - leaching).

En la lixiviación in situ la mena es fracturada y lixiviada de tal manera que las soluciones entran en contacto con el mineral, durante largos periodos de tiempo, sin embargo, no es un proceso bien controlado y no se obtiene una recuperación completa del metal.

La lixiviación en botaderos (dump leaching), se refiere a la lixiviación de material de bajo tenor, el cual generalmente se elimina en la operación normal de una mina. El material es colocado en un área previamente preparada, el cianuro es rociado en la parte superior del montón y la solución preñada se recolecta en la base del área.

Algunas veces se introducen tubos verticales dentro del montón para facilitar el flujo de agua y aire en el proceso de lixiviación.

La lixiviación en pilas (heap leaching), se realiza en material triturado en 1/2 " aproximadamente, **que** se apila convenientemente sobre un piso impermeabilizado (material sintético u arcilla compacta), con una pendiente apropiada (2 - 5 %). La pila ~~es~~ rociada con cianuro por medio de aspersores, esta solución percola a través del mineral disolviendo valores de oro y plata, luego ~~es~~ recuperada como solución preñada (rica) en una poza de recolección, y de allí ~~se~~ envía al sistema de recuperación.

El heap leaching es más económico que los otros métodos de cianuración pese a tener bajas recuperaciones.

4.2 C1ANURAC10N POR AGITAC10N

La cianuración por agitación se la emplea para minerales con alto tenor de oro y plata, para concentrados o calcinados, para materiales **que** debido a su calidad de lodos hacen imposible percolar, o para materiales en donde las características del mineral **exigen** trituración a fino para obtener una buena recuperación de valores.

Las densidades de pulpa varían entre 40 y 70 % de

sblidos, y el tiempo de disolucibn de valores es de horas en lugar de días que se requiere en percolacibn.

Cuando el mineral presenta abundante lodo con tenores altos de oro y plata, se separa el exceso de lodos y se los cianura por agitación. En el caso de lodos con bajo contenido de metales preciosos se los elimina del circuito.

Cuando el mineral por sus características físicas y mineralbqicas exige molienda a fino para su beneficio, se hace la molienda del mineral en soluciones de cianuro, los finos se van hacia los tanques de aqitacibn y 105 gruesos regresan al molino.



BIBLIOTECA

CAPITULO V

EXPERIMENTACION

Las arenas estudiadas están constituidas en un 35 % por minerales silíceos (arena), y en un 65 % por sulfuros. Por lo tanto pueden ser consideradas como concentrados.

5.1 PREPARACION DE LAS ARENAS

Las arenas fueron tomadas en cinco lugares distintos y provienen de los relaves de 105 molinos ubicados en 105 alrededores de la mina San José. Esto se hizo con el propósito de que el análisis sea lo más representativo.

En el laboratorio se secaron las muestras. Se las disgregó, homogenizó y cuarteo, para cada análisis.

El secado se lo realizó colocando las arenas en recipientes de 60 kg. de capacidad, ubicados en los patios del laboratorio. de tal manera que recibieron los rayos del sol directamente. de vez en cuando el material fue removido para que el secado fuera uniforme.

Una vez secas las arenas. se las disgregó, para lo cual se hizo una ore - clasificacibn del material en un tamiz N^o 18 (ASTM). las oartículas de tamaño mayor fueron searadas. acumuladas y disgregadas pasándoles una botella de vidrio. luego se las vuelvib a tamizar y disgregar. hasta que el mayor oorcentaie de mineral pasb el tamiz.

Luego que el material fue disgregado, se lo homogenizb, para lo cual fue colocado en grandes tinas y por medio de pala se removib hasta que quedò completamente homogenizado. Se comprobò que el material quedb lo suficientemente homogenizado. cuando èste no mostrb ninguna variacibn en su color y textura, ya sea en forma de bandas continuas o discontinuas, se debe tener cuidado de que la variacibn en color y textura no se presente en la parte superficial ni en los interiores del material.

Previo a cada análisis se hizo un cuarteo del mineral, con la finalidad de trabajar con la fracciòn màs representativa. Como se inició con 300 Kg. de arenas, se hizo una divisiòn del material en dos partes, usando para tal propòsito el cuarteador Jones, prosiguiendo con la operacibn de cuarteo hasta obtener fracciones de 20 Kg. las cuales fueron colocadas sobre un plàstico y homogenizadas .

Subsecuentemente el material **fue** dividido en cuatro partes, se seleccionaron los cuartos o auestos. los restantes **se** mezclaron con el resto de la muestra: los cuartos seleccionados fueron otra vez homooenizados sobre **el** plàstico v cuarteados nuevamente. **el** proceso se repitiò hasta obtener el peso apropiado de la muestra .

5.2 ANALISIS GRANULOMETRICO.

Se realizò el análisis granulométrico del concentrado v de la ganga con el fin de determinar el grado de molienda de las arenas.

Se usaron los tamices NO 30. NO 50, NO 100, NO 140, NO 230. y NO 325 (ASTM); en cada uno de ellos se determinò el peso retenido (P.R.), porcentaje de peso retenido (% P.R.), porcentaje **de** peso retenido acumulado (% P.R.ac.) y porcentaje de peso pasante acumulado (% P.P.ac.).

Al graficar el % P.R.ac. vs. tamaño de las partículas. Se observò a partir de las curvas granulométricas (Fig. 3), que la ganga constituida en su mayoría **por** minerales silíceos, **se** redujo en un 90 % a partículas menores a 0.5 mm. (tabla IV), mientras que el 90 % del concentrado fue reducido a menos 0.26 mm. (tabla V).

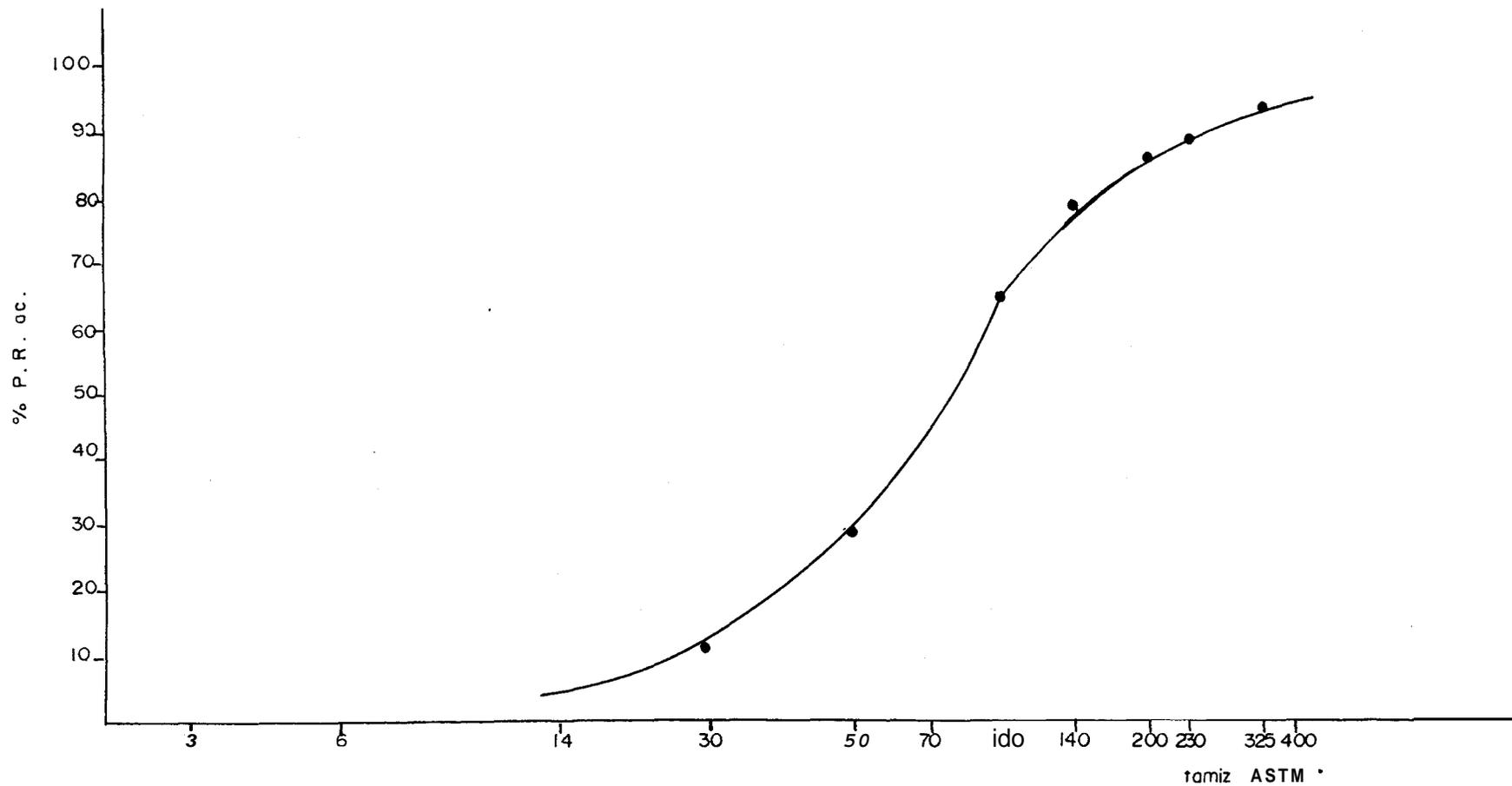


Fig. 3 ANALISIS GRANULOMETRICO DE LA GANGA DE LAS ARENAS DE LA MINA SAN JOSE

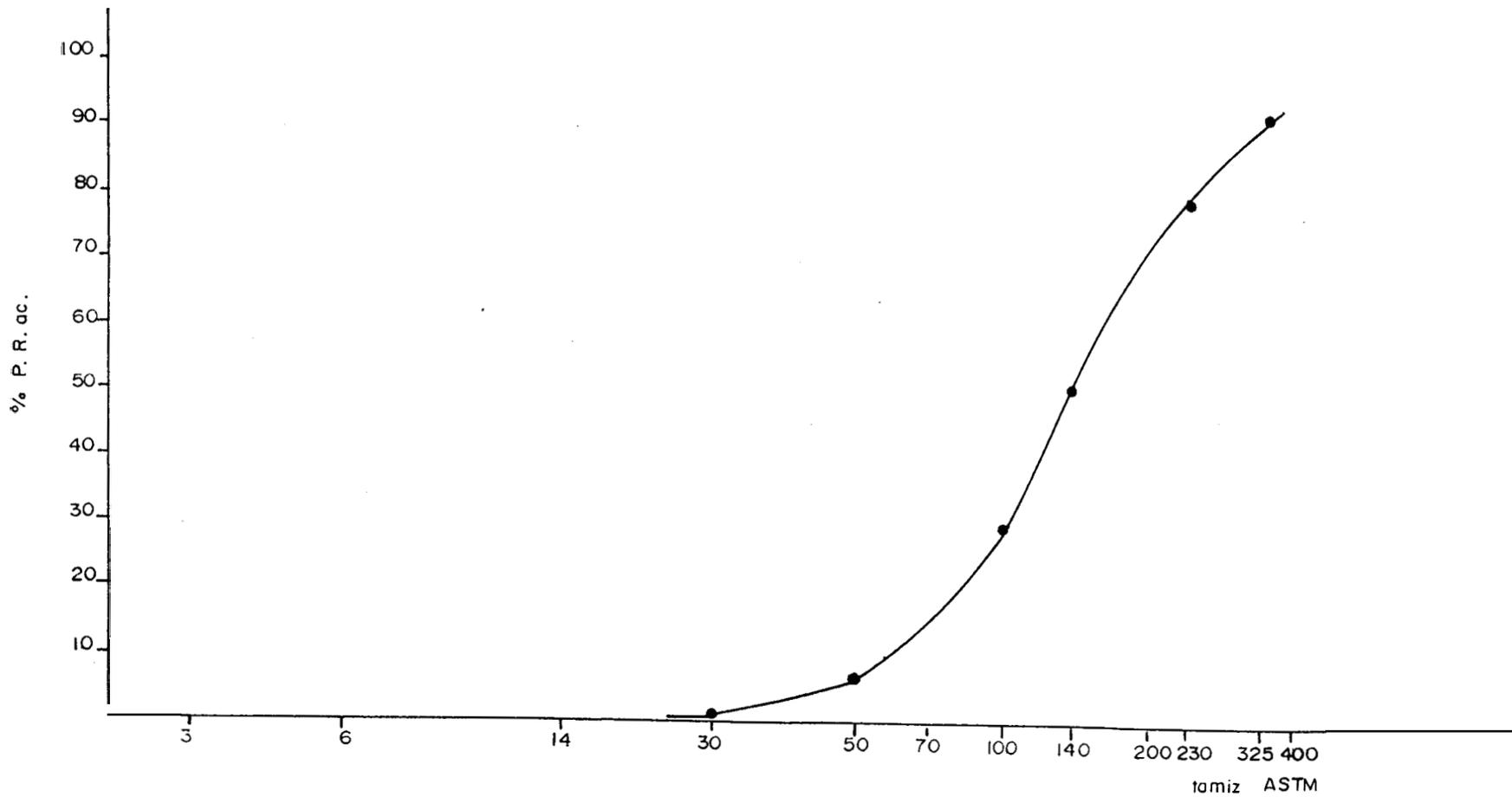


Fig. 4 ANALISIS GRANULOMETRICO DEL CONCENTRADO DE LAS ARENAS DE LA MINA SAN JOSE

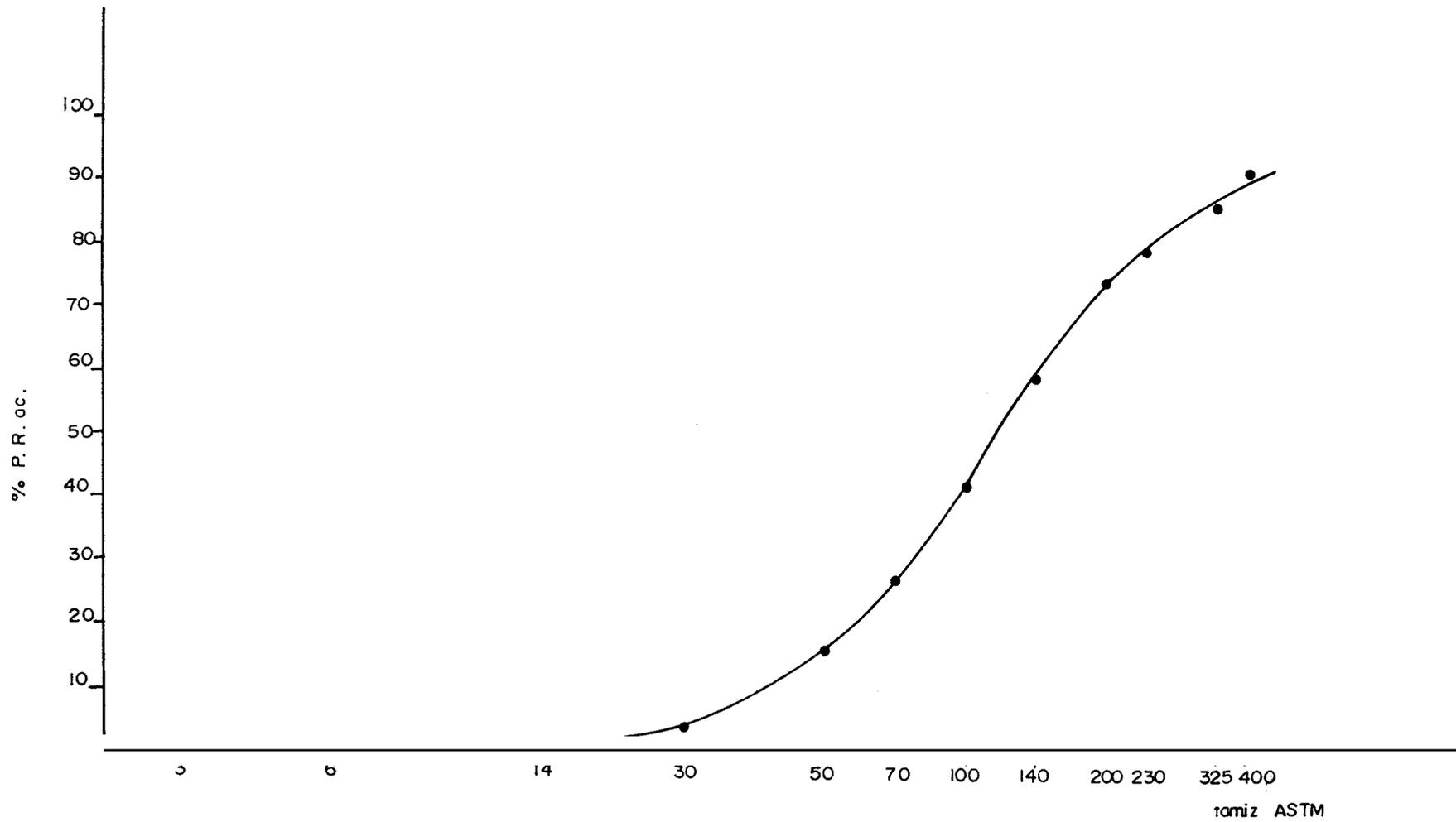


Fig. 5 ANALISIS GRANULOMÉTRICO DE LAS ARENAS DE LA MINA SAN JOSE

es decir a casi la mitad del tamaño de la ganga, debido a que los sulfuros son poco resistentes a la atrición y compresión producidos por la molienda, y por lo tanto producen mucho más finos que la ganga.

El análisis granulométrico de las arenas (ganga y concentrado) demostró que el 90 % del material, se encontraba formado por partículas menores a 0.4 mm. (tamiz N° 40) y el 8 % por partículas de tamaño menor a 0.038 mm. (tamiz N° 400), tabla VI.

5.3 SEPARACION GRAVIMETRICA

La separación gravimétrica se la realizó con el objeto de determinar el porcentaje de minerales silíceos y de sulfuros que presentan las arenas.

En esta separación se aprovecha la diferencia de peso específico de los minerales, ya sea usando un líquido de densidad conocida, o métodos mecánicos. En el presente estudio se utilizaron los dos métodos, usando en el primero como líquido denso bromoformo (g.s. = 2.9), y en el segundo la batea.

5.3.1 Separación con bromoformo



BIBLIOTECA

El bromoformo es un líquido denso de gravedad específica conocida e igual a 2.9. todos los minerales con gravedad específica superior a 2.9 (generalmente los sulfuros). en contacto con el bromoformo, se asientan. mientras que aquellos con gravedad específica menor (minerales silíceos) flotan.

El método consistió en pesar 5 g. de material de una misma granulometría, agregar 10 c.c. de bromoformo y centrifugar durante 5 minutos. La fuerza centrífuga facilita la separación de los minerales pesados (P) y livianos (L), posteriormente fueron filtrados, lavados, secados y pesados para determinar el porcentaje de minerales silíceos (L) y de sulfuros (P) presentes en las arenas.

De la tabla VII se deduce que a medida que disminuye el tamaño de las partículas, aumenta el porcentaje de la fracción de los pesados.

5.3.2 Separación con batea

La batea es un recipiente en forma de plato con fondo cónico (sombrero chino), en donde se coloca el minet-al a ser analizado.

Al batear- v con ayuda del agua, se separan los minerales **silíceos** o de ganga del concentrado, debido a la diferencia de peso específico **Entre ellas**. Al mover la batea los minerales de mayor peso específico se concentran en el centro mientras que los de menor **peca** específico son lavados del material v recogidos en otro recipiente para su análisis posterior.

En la prueba se tomaron 200 g. de la arena a ser estudiada y se la bateó, los resultados se presentan en la tabla VIII.

De los datos proporcionados en las tablas VII y VIII, se **sacb** el valor promedio, que representa el valor promedio del porcentaje de minerales de ganga v de concentrada en la muestra.

$$\begin{array}{r} \% \text{ minerales} \\ \text{pesados} \\ \text{(Sulfuros)} \end{array} = \frac{52.6 + 59.0 + 69.6 + 79.4 + 64.2}{5} \\ = 64.96 \%$$



$$\begin{array}{rcl}
 \% \text{ minerales} & & 47.2 + 40.0 + 30.6 + 20.2 + 35.6 \\
 \text{livianos} & = & \text{-----} \\
 \text{silíceos} & & 5 \\
 & = & 34.72 \%
 \end{array}$$

La composición de las arenas es por lo tanto:

sulfuros	65 %
silíceos	35 %

5.4 ANALISIS MACROSCOPICO Y MICROSCOPICO

El análisis macroscópico y microscópico de las muestras determinó que la ganga está formada en casi su totalidad por cuarzo lechoso y cuarzo y cristalino, siendo el primero más abundante que el segundo.

El concentrado está formado en su mayoría por sulfuros masivos. Entre los sulfuros se identificó pirita, arsenopirita, y esfalerita entre otros. El análisis metalogénico posterior identifica plenamente a los minerales opacos estableciendo el porcentaje presente en las arenas.

No se observó oro macroscópicamente ni microscópicamente.

5.5 ANALISIS METALOGENICO

Se realizaron secciones pulidas de las arenas retenidas en los tamices N^o 50, NO 100 y NO 200, por considerarse que SON las más representativos del material y por facilidad de observación en el microscopio.

El estudio metalogénico determino que las arenas están formadas en su mayor porcentaje por arsenopirita (FeAsS) y en menor porcentaje por pirita (FeS_2), blenda (ZnS) y calcopirita (FeCuS_2).

Es común encontrar arsenopirita en contacto con pirita o blenda, lo cual se hace más evidente al examinar las fracciones más finas.

Las arsenopiritas se presentan en forma de cristales de desarrollo idiomórfico. Algunos cristales presentan la forma de rombos bien regulares, otros debido a la trituración que han soportado han perdido su forma original. Dentro de las arsenopiritas es común encontrar cristales pequeños de pirita o intercrecimientos pequeños de calcopirita .

La blenda o esfalerita se presenta con sus típicas reflexiones internas de color pardo rojizas, frecuentemente se encuentran desmezcladas de calcopirita dispuestas en forma de gotitas dispersas

de manera irregular dentro del mineral de blenda.

El análisis cuantitativo de la composición mineralógica de las arenas es el siguiente:

MINERAL	COMP. QUIMICA	TAMIZ ASTM		
		-----	Nº100	Nº200
		%	%	%
arsenopirita	FeAsS	52	54	55
pirita	FeS ₂	35	33	34
marcasita	FeS ₂	3	4	2
pirrotina	Fe _{1-x} S	5	5	4
blenda	ZnS	4	5	5
calcopirita	FeCuS ₂	1	1	1
óxidos de Fe		trazas	trazas	trazas

TABLA IX Análisis cuantitativo de la composición mineralógica de las arenas.

Si considerarnos que las arenas están formadas en un 65 % por sulfuros, se tiene, la siguiente composición mineralógica:

minerales silíceos	35 %
arsenopirita	35 %
pirita	22 %

pirrotina	3 %
blenda	3 %
marcasita	2 %

5.6 ANALISIS PIROMETALURGICOS

Los análisis pirometalúrgicos se realizaron para obtener el tenor de oro de las arenas (material de cabeza), distribución de oro en las distintas mallas, tenor de oro en las colas y en las soluciones preñadas luego de ser el mineral cianurado.

Lo primero que se hizo fue pruebas en blanco de los reactivos usados en la fundición, entre ellos del litargirio (PbO), para determinar la contaminación que pudiera tener, de la harina de trigo, para determinar el poder de reducción, y del nitrato de sodio para determinar el poder de oxidación.

El poder de reducción de una sustancia se lo define como la cantidad de plomo reducido por unidad de sustancia reductora (11). El efecto reductor de una sustancia es la cantidad total de plomo reducido por una determinada cantidad de reductor.

El poder de oxidación de una sustancia se lo define como la cantidad de plomo oxidado por unidad de

sustancia oxidante. El efecto oxidante es la cantidad total de plomo oxidado por determinada cantidad de oxidante (11).

El método empleado para los análisis pirometalúrgicos ha sido el de reducción controlada en el cual el litargirio se agrega en cantidad mayor a la que se requiere para el botón y el agente oxidante a reductor se agrega en cantidad controlada.

5.6.1 Determinación del poder de reducción de la harina de trigo

Para determinar el poder de reducción de un agente reductor, en este caso de la harina de trigo, se utilizó la siguiente carga fundente (11):

litargirio	30 g.
carbonato de Na	15 g.
silice	2.5 g.
agente reductor (harina)	1.0 g.

La mezcla fue homogenizada, colocada en un crisol de arcilla y fundida en la mufla a temperatura de 1000 °C durante media hora.

El peso del plomo reducido fue de 9.86 g.

$$\text{Poder de reducción} = \frac{9.86}{1} = 9.86 \%$$

Para determinar la contaminación del litargirio se usó 60 g. de PbO. se lo fundió con la carga fundente correspondiente (11) y se copeló en la mufla a temperatura de 800 °C durante 20 minutos.

Al final de la copelación quedó una pequeñísima cantidad de plata, del orden de 0.0001 g. que representa una contaminación de 1.7 g. / t.

5.6.2 Determinación del poder de oxidación del nitrato de sodio

Para la determinación del poder oxidante del nitrato de sodio se utilizó la siguiente carga fundente (11):

litargirio	45 g.
carbonato de Na	10 g.
borax	2 g.
silice	6 g.
harina	3 g.

nitrate de Na 5 g.

La mezcla fue homogenizada colocada en el crisol de arcilla y fundida en la mufla a temperatura de 1000 °C durante media hora.

El cálculo del poder oxidante es igual al efecto reductor de la harina menos el peso del plomo reducido dividido para la cantidad de mineral oxidante analizada.

$$\begin{aligned} \text{Poder de oxidación} &= \frac{\text{efecto reductor} - \text{plomo reducido}}{\text{g. de material analizado}} \\ &= \frac{3(10) - 6.7}{5} \\ &= 5 \text{ g.} \end{aligned}$$

5.6.3 Determinación del poder de reducción de las arenas

Las arenas por estar compuestas en un 65 % de sulfuros, son sustancias básicas reductoras, en donde es muy importante conocer el poder de reducción, para controlar la cantidad de plomo reducido.

La siguiente fue la carga utilizada (11):

mineral	3 g.
1 tarqirio	45 g.
carbonato de Na	10 g.
borax	1 g.
silice	3 g.

La mezcla fue homogenizada, colocada en el crisol y fundida a temperatura de 1000 °C durante media hora.

El peso del botón de plomo reducido fue de 15.6 g.

$$\text{Poder reductor} = \frac{15.6}{3} = 5.2$$

5.6.4 Determinación de la carga fundente

Las arenas analizadas tienen un exceso de poder de reducción, pues si tenemos presente que siempre se usan 30 g. de mineral para cada análisis, el efecto reductor, reduciría 156 g. de plomo, lo cual es un exceso para la copelación posterior.

Es necesario agregar un oxidante en este caso nitrato de sodio a fin de controlar la cantidad de plomo reducido.

Cuando se analizan arenas sulfuradas las escorias no deben ser más ácidas que un monosilicato debido a que mientras mayor sea la acidez, más variable es el poder de reducción, y resulta más difícil fundir óxidos de metales pesados.

El cálculo es como sigue (11):

1. Tomar una determinada cantidad de mineral.
2. adicionar carbonato de sodio para la escoria igual al peso de la muestra.
3. Adicionar litargirio igual a dos veces el peso de la muestra tomada.
4. Calcular el peso de las bases en el mineral.
5. Calcular la cantidad de sílice necesaria para formar un monosilicato en las etapas 2, 3, y 4. Restar la sílice de la muestra y reemplazar las dos terceras partes por sílice y un

tercio de la sílice que queda por borax.

6. Adicionar litargirio para el botón de plomo.
7. Encontrar el efecto reductor total de la muestra. multiplicando el poder reductor por el peso de la muestra. Restar del efecto reductor el peso del botón de alomo deseado. Dividir el resultado para el poder de oxidación del nitrato de sodio. Esta es la cantidad de nitro a ser adicionada.
8. Aquear una cantidad de carbonato de sodio. igual a una cuarta parte del peso del nitro.

Se toman para analizar 15 g. de mineral. debido a que los crisoles que se usan en el laboratorio tienen una capacidad máxima de 140 g. y una muestra de 30 g. implicaría una carga total que sobrepasa la capacidad del crisol.

1. peso del mineral a analizar	15 g.
2. carbonato de sodio	15 g.
3. litargirio	30 g.

pirrotina	0.45 : 3.1	=	0.145 g.
blenda	0.45 : 3.2	=	0.141 g.
marcasita	0.30 : 4.0	=	0.075 g.
			<hr/>
			10.84 g.

silice total requerida		=	10.84 g.
silice en la muestra		=	5.25 g.
silice neta a agregar		=	10.84 - 5.25
			5.59 g.
	2 / 3 (5.59)	=	3.73 g.
			de silice
	1 / 3 (5.59)	=	1.86 g.
	1.86 x 1.3	=	2.42 g.

6. Se añade suficiente litargirio para producir un botón de plomo de 25 g.

peso atómico del Pb	207.19 g.
peso atómico del O	16 g.
pesa molecular del PbO	223.19 g.

223.19 g.	100 %
207.19 g.	x

$$x = 93 \%$$

como se desea obtener 25 g. de plomo

$$25 : 0.93 = 26.88 \text{ g. PbO}$$

litargirio para la escoria	=	30	g.
litargirio para 25 g. de Pb	=	26.88	g.
		56.88	g.

7.

efecto reductor	=	15 x 5	
	=	75 g. Pb	
75 - 25	=	50 g. Pb a ser oxidado	

1 g. NO_3Na	oxida	5 g. de Pb	
x	—————>	50 g. de Pb	
x	=	10 g. NO_3Na	

8.

1 / 4 (NO_3Na)	=	g. de CO_3Na_2	para sulfatos
1 / 4 (10)	=	2.5	g.
15 + 2.5	=	17.5	g. de CO_3Na_2

carga fundente:

mineral	15 g.
PbO	60 g.
CO_3Na_2	17 g.
borax	3 g.
silice	5 g.

NO_3Na

10 g.

5.6.5 Metodología de trabajo para los ensayos al fuego

1. Pesar 0.002 g. de plata.
2. Mezclar y homogenizar el mineral a analizar, la carga fundente y la plata.
3. Colocar la mezcla en un crisol de arcilla de 140 g. de capacidad.
4. Cubrir con una ligera capa de borax.
5. Fundir en la mufla a 1000 °C durante 30 minutos.
6. Verter la fundición en una lingotera previamente calentada y recubierta con grafito.
7. Dejar enfriar 15 minutos.
8. Separar la escoria del botón de plomo.
9. Limpiar y cubificar el botón de plomo.

10. Colocar el plomo en la coeala areviamente calentada en la mufla.
11. Mantener la puerta de la mufla bien cerrada durante cinco minutos, que **ES** el tiempo necesario nara que el botón se abra.
12. Entreabrir ligeramente la puerta **de** la mufla para facilitar el paso de oxigeno. y oxidar el plomo a óxido de plomo.
13. Continuar la copelacibn durante 30 minutos o hasta que todo el PbO haya sido eliminado.
14. Retirar la copela de la mufla.
15. Enfriar durante 15 minutos.
16. Sacar el dorè de oro y plata.
17. Limpiar el dore aplastándolo **con** un martillo sobre una superficie limpia.
18. Pesar el dore.
19. Atacar el dorè can HNO_3 1:7 sobre un reverbero a temperatura mediana.

20. Una vez terminada la reacción enjuagar el doré con agua destilada.
21. Atacar el doré con HNO_3 concentrado, sobre un reverbero a temperatura media.
22. Una vez terminada la reacción enjuagar el doré de oro con agua destilada.
23. Tostar el dore en la mufla, a temperatura de 600°C durante 5 minutos.
24. Pesar el dore de oro.
25. Hacer los cálculos respectivos para determinar los tenores.

5.6.6 Discusión de los resultados de los ensayos pirometalúrgicos

Los análisis pirometalúrgicos determinaron que el material de cabeza tiene un tenor de oro promedio de 44.7 g./t. y un tenor de plata promedio de 22.0 g./t.

De la tabla X, se tiene que el 21 % del oro esta en la fracción +50, en las otras fracciones el

porcentaje es menor.

Si se realiza una molienda a 200 mallas, el porcentaje de oro acumulado es de 77.32 %, aumentando el porcentaje de recuperación en la cianuración. En los finos se queda el 21.33 % de oro. la conveniencia o no de eliminar estos finos, que puedan enturbiar las soluciones cianuradas, debe ser estudiada, de tal forma que un mayor costo que implica la molienda a 200 mallas, justifique o no, el aumento en la recuperación de valores metálicos.

5.7 ANALISIS DE MOLIENDA

El análisis de molienda se la hace con el objeto de determinar el tiempo de molienda óptimo, para obtener una granulometría determinada,

Como las pruebas de cianuración se las realizó para dos tipos de granulometría, es necesario conocer el tiempo que se va a emplear en moler una arena con las características estudiadas, para llevarla al tamaño deseado en el tiempo mínimo.

A fin de eliminar cualquier impureza metálica no deseada la molienda se la realizó en un tambor de 18

cm. de diámetro por 18 cm. de longitud. revestida interiormente de porcelana y con bolas de este mismo material, el conjunto es colocado sobre una máquina con radillos giratorios.

El 84 % de mineral pasa las 50 mallas (tabla VI). se desea obtener arenas de tal forma que el 80 % de estas pasen las 200 y 400 mallas.

Las condiciones en que se trabajó fueron:

Mineral	500	g.
Agua destilada	250	c.c.
Densidad de pulpa	67	%
Bolas de porcelana	4	Kg.
r.p.m.	45	
Tiempo	1	h.
pHi	6.7	

La siguiente es la distribución aproximada de la carga de bolas:

$\emptyset = 3.29$ cm.	P = 60 g.	$N_0 = 10$
$\emptyset = 2.64$ cm.	P = 31 g.	$N_0 = 9$
$\emptyset = 1.96$ cm.	P = 3 g.	$N_0 = 10$

Esta sería la distribución ideal de la carga de bolas

por Kilo, pero como el peso de las bolas no es uniforme, se procedió a pesar el Kilo, completándolo con las bolas de menor diámetro.

La carga de bolas que totalizó 4 Kg. fue:

$\emptyset = 3.29$ cm.	$N_0 = 40$ unidades
$\emptyset = 2.64$ cm.	$N_0 = 36$ unidades
$\emptyset = 1.96$ cm.	$N_0 = 42$ unidades

Después de una hora de molienda, el agua subió ligeramente su pH a 7.45. y el mineral fue molido a 230 mallas (tabla XI).

Se efectuó una nueva prueba con un tiempo de molienda de 30 minutos, y bajo las mismas condiciones iniciales.

Después de los 30 minutos el pH del agua subió a 7.2 y el mineral fue molido a 200 mallas (tabla XII).

Los resultados granulométricos de las pruebas de molienda fueron graficados en papel log-log, de tal forma que el porcentaje de peso pasante esté en el eje de las ordenadas y las aberturas de las mallas en el eje de las abscisas.

En la parte superior del eje de las ordenadas se coloca a escala. los dos tiempos empleados, y se traza una línea recta. que una los puntos de intersección de los tiempos, con las. pendientes de las 5 curvas para los mismos tiempos (Fig. 6).

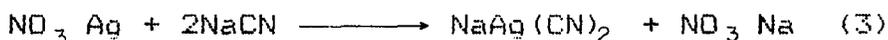
Esta línea recta nos permite determinar el tiempo de molienda necesario para cualquier granulometría. siempre y cuando se trabaje con el mismo material.

5.8 PRUEBAS PREVIAS A LA CIANURACION POR AGITACION

5.8.1 Preparación de solución de NO_3Ag

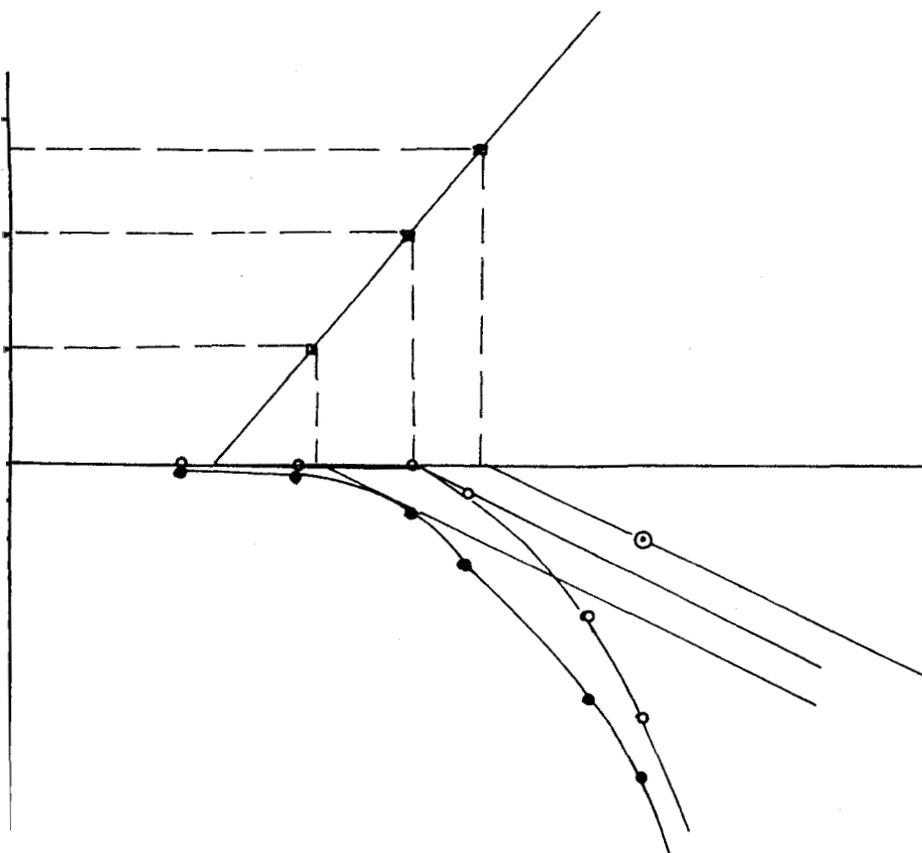
El nitrato de plata es usado para la titulación de cianuro de sodio de las soluciones.

La reacción que ocurre es la siguiente:



Lo cual significa que 169.9 g. de NO_3Ag , saturan 98 g. de NaCN , o lo que es lo mismo 4.334 g. de NO_3Ag , saturan 2.5 g. de NaCN .

Si disolvemos 4.334 g. de NO_3Ag en un balón y se afora a 1 l. con agua destilada. cada mililitro



% P. P. ac. tamiz tiempo
ASTM

85 200 30 minutos

90 230 60 minutos

80 400 82 minutos

—●—●—

—○—○—

100 140 200 230 325 400

tamiz ASTM

Fig. 6 CURVAS GRANULOMETRICAS PARA DISTINTOS TIEMPOS DE MOLIENDA

de solución así preparada satura 0.0025 g. de NaCN.

Se han tomado 10 c.c. de solución de cianuro para analizar, lo que significa que cada c.c. de solución de NO_3Ag , satura 0.0025 g. de NaCN o sea el 0.025 % .

5.8.2 Preparación de solución de ácido oxálico

El ácido oxálico es utilizado para la titulación de cal de las soluciones.

La reacción que ocurre es la siguiente:



Lo cual significa que 126 g. de ácido oxálico, saturan 56 g. de CaO, o lo que es lo mismo 5.625 g. de ácido oxálico saturan 2.5 g. de CaO.

Si disolvemos 5.625 g. de ácido oxálico en un balón y se afora a 1 l. con agua destilada, cada c.c. de solución así preparada, satura 0.0025 g. de CaO.

Se han tomado 10 c.c. de solución de cianuro

para analizar, lo que significa que cada c.c. de solución de ácido oxálico satura 0.0025 g. de CaO o sea el 0.025 % .

5.8.3 Determinación de pureza de NaCN

El procedimiento para determinar la pureza del cianuro de sodio es el siguiente:

1. Llenar una bureta de 10 c.c. con solución de nitrato de plata al 0.4334 % preparada anteriormente.
2. Preparar una solución de cianuro de sodio de concentración conocida. digamos 0.1 % , para la cual 0.1 g. de NaCN se lo disuelve aforando a 100 c.c. con agua destilada.
3. Tomar 10 c.c. de la solución de NaCN, en un erlenmeyer bien limpio de 125 c.c. de capacidad.
4. Agregar a la solución unas gotas de indicador rhodanina (0.03 g. / 100 c.c. de acetona), la solución adquiere una coloración rosada .
5. Agregar gota a gota la solución de nitrato de

plata y agitar ligeramente, hasta que la solución cambie a un color violeta rojizo, que es el punto de saturación de la solución de cianuro.

6. Anotar el volumen (c.c.) de nitrato de plata empleado.

7. Hacer los cálculos correspondientes.

En nuestro caso las lecturas de la bureta fueron:

lectura 1 = 3.9 c.c.

lectura 2 = 3.8 c.c.

lectura 3 = 3.7 c.c.

$$\begin{aligned} \text{promedio} &= \frac{3.9 + 3.8 + 3.7}{3} \\ &= 3.8 \text{ c.c.} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} 1 \text{ c.c. NO}_3\text{Ag} &\longrightarrow 0.025 \% \text{ de NaCN} \\ 3.8 \text{ c.c. NO}_3\text{Ag} &\longrightarrow x \\ x &= 0.095 \% \text{ NaCN} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} 0.1 \% \text{ solución NaCN} &\longrightarrow 100 \% \\ 0.095 \% \text{ solución NaCN} &\longrightarrow x \end{aligned}$$

$$x = 95 \% \text{ de Dureza}$$

Lo que indica que el cianuro de sodio tiene el 95 % de pureza.

5.8.4 Determinación de pureza de la cal

La pureza de la cal se la representa en porcentaje de CaO presente.

El procedimiento que se sigue es el siguiente:

1. Llenar una bureta de 10 c.c. con solución de ácido oxálico al 0.562 % preparada previamente.
2. Preparar una solución de cal de concentración conocida, digamos 0.1 %, para lo cual 0.1 g. de cal se lo disuelve aforando a 100 c.c. con agua destilada.
3. Agregar a la solución de cal, 10 g. de azúcar y agitar en una botella durante 3 horas.
4. Decantar la solución.
5. Tomar 10 c.c. de la solución decantada en un

erlenmeyer **bien** limpio de 125 c.c. de capacidad.

6. Agregar unas gotas de indicador fenolftaleína (1 u. de fenolftaleína en 50 c.c. de alcohol / 100 c.c. de agua destilada), la solución adquiere una coloración rosada.
7. Agregar gota a gota la solución de ácido oxálico y agitar ligeramente hasta que la solución pierda la coloración rosada, **que es** el punta de saturación del CaO.
8. Anotar el volúmen (c.c.) de ácido oxálico empleado.
9. Hacer los cálculos correspondientes.

En nuestro caso las lecturas de la bureta fueron:

lectura	1	=	1.6	c.c.
lectura	2	=	1.7	c.c.
lectura	3	=	1.3	c.c.

$$\text{promedio} = \frac{1.6 + 1.7 + 1.5}{3}$$



BIBLIOTECA

$$= 1.6 \text{ c.c.}$$

$$\begin{array}{l} 1 \text{ c.c. ácido oxálico} \longrightarrow 0.025 \% \text{ CaO} \\ 1.6 \text{ c.c. ácido oxálico} \longrightarrow x \\ x = 0.04 \% \text{ CaO} \end{array}$$

$$\begin{array}{l} 0.1 \% \text{ solución cal} \longrightarrow 100 \% \text{ CaO} \\ 0.04 \% \text{ solución cal} \longrightarrow x \\ x = 40 \% \text{ CaO} \end{array}$$

Lo que indica, que la cal tiene el 40 % de CaO.

5.8.5 Determinación de sales solubles

Las sales solubles se forman por la descomposición de los sulfuros metálicos y pueden extraerse por lavado de la carga con agua.

Para la determinación de las sales solubles, se somete al mineral a una agitación con agua destilada, durante 30 minutos, luego se decanta la solución y se hacen pruebas colorimétricas para detectar la presencia de sales férricas, sales ferrosas, sales de cobre o de zinc.

Los reactivos que se usan son ferrocianuro de

potasio, ferricianuro de potasio y amoniaco concentrado.

Los dos primeros usándolos independientemente, indican la presencia de sales ferricas y de sales ferrosas, si le dan a la solución de lavado una coloración azul intensa (4).

El amoniaco añadido gota a gota, da con las sales de cobre, un precipitado azul verdoso, que se torna luego azul celeste, con la adición de un exceso de reactivo. El amoniaco da también con el zinc un precipitado floculento, gelatinoso, que se redisuelve en un exceso de álcali.

Fara la determinación de sales solubles se procedió de la siguiente manera:

1. Tomar 10 g. de muestra.
2. Depositarla en un erlenmeyer de 250 c.c.
3. Añadir 50 a 70 c.c. de agua destilada.
4. Agitar fuertemente durante unos minutos.

5. Decantar la solución y analizarla con los reactivos ya mencionados.

La solución proveniente del agua de lavado de las arenas en estudio, no dió resultados positivos frente a los reactivos de análisis, se concluye por lo tanto que no presenta sales solubles en cantidades apreciables.

4.9 CIANURACION POR AGITACION

Las pruebas fueron realizadas en dos botellas de vidrio de 1 lt. de capacidad cada una. éstas se colocaron sobre la máquina de rodillos giratorios.

Los parámetros estudiados fueron la concentración de cianuro, grado de molienda, densidad de pulpa, y tiempo de cianuración.

Como fueron cuatro parámetros estudiados, se procedió a analizar en cada prueba un parámetro, de ésta forma se iban fijando los parámetros óptimos que proporcionaban la mayor recuperación de oro.

La siguiente fue la metodología empleada, la cual presenta pequeñas modificaciones en función del parámetro a analizar.

1. Tomar una determinada cantidad de muestra a analizar. de esta tomar 15 g. y determinar tenor de oro de cabeza.
2. Agregar una determinada cantidad de agua destilada. Determinar pH_i del agua.
3. Depositar el conjunto en las botellas de vidrio, agregar 2 g. de cal (40 % CaO) y tres bolas pequeñas de porcelana para producir turbulencia .
4. Agitar durante 30 minutos.
5. Dejar decantar y extraer 25 c.c. de solución, determinar pH_i y % CaO_i .
6. Agregar la cantidad de solución de $NaCN$ necesaria para trabajar a la concentracibn de cianuro deseada.
7. Agregar la cal necesaria para obtener la concentracibn deseada.
8. Pesar la botella.
9. Agitar durante media, una, dos, y cuatro horas y de allí en adelante cada cuatro horas hasta concluir el tiempo de prueba.

10. Parar el proceso en cada tiempo , retirar la botella y dejar decantar la solución, y extraer con una pipeta 25 c.c. de solución.
11. Pesar la botella.
12. Filtrar la solución extraída.
13. Tomar 10 c.c. de la solución filtrada y determinar los valores finales de pH_f , $\% \text{NaCN}_f$, y CaO_f .
14. Restituir cal, cianuro y agua hasta llevar la solución a las condiciones iniciales de trabajo.
15. Retirar las botellas y filtrar la solución con el filtro de vacío, al finalizar el tiempo de prueba.
16. Medir el volumen de solución extraída, tomar 10 c.c. y determinar pH_f , $\% \text{NaCN}$ y $\% \text{CaO}$.
17. Tomar 300 c.c. de solución y determinar tenor de oro (anexo C).
18. Lavar con agua las arenas filtradas, hasta que se elimine el cianuro, poner a secar y determinar tenor de oro por medio de métodos pirometalúrgicos.

19. Hacer los cálculos correspondientes para determinar la recuueración.

5.9.1 Variable: cianuro 0.05 % NaCN

Condic i ones i niciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 g.
densidad de pulpa	50 %
concentracibn CaO	0.03 %
granulometria	- 200 ACTM
pHi	6.5
tiempo	24 h
revoluciones	75 r.p.m.

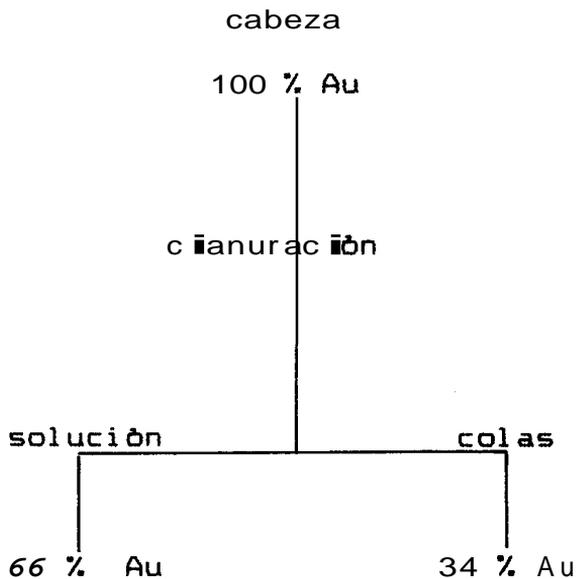
Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento, los dos gramos de cal iniciales, elevaron el pH del agua de 6.5 a 12 representando una concentraci3n de CaO de 0.04 % , este valor representa el porcentaje de CaO necesario para neutralizar la acidez latente del mineral.

En la Fig. 7 se presentan tres intervalos donde la tasa de consumo de cianuro sufre variaciones. Se deduce que durante las 8.0 h. el

consumo de cianuro va aumentando, luego el aumento en el consumo no es muy evidente, hasta que al final del proceso se acrecenta.

El consumo de cianuro fue de 1.9 kg./t. Y de cal de 9.5 Kg./t. (tabla XIV).

El tenor de cabeza fue de 46.7 g./t. de oro, después de 24 h. de agitación se disolvieron 30.82 g./t. de oro que representa el 66 % , en las colas quedo un remanente de 15.88 g./t. de oro que representa el 34 % (tabla XXVI).



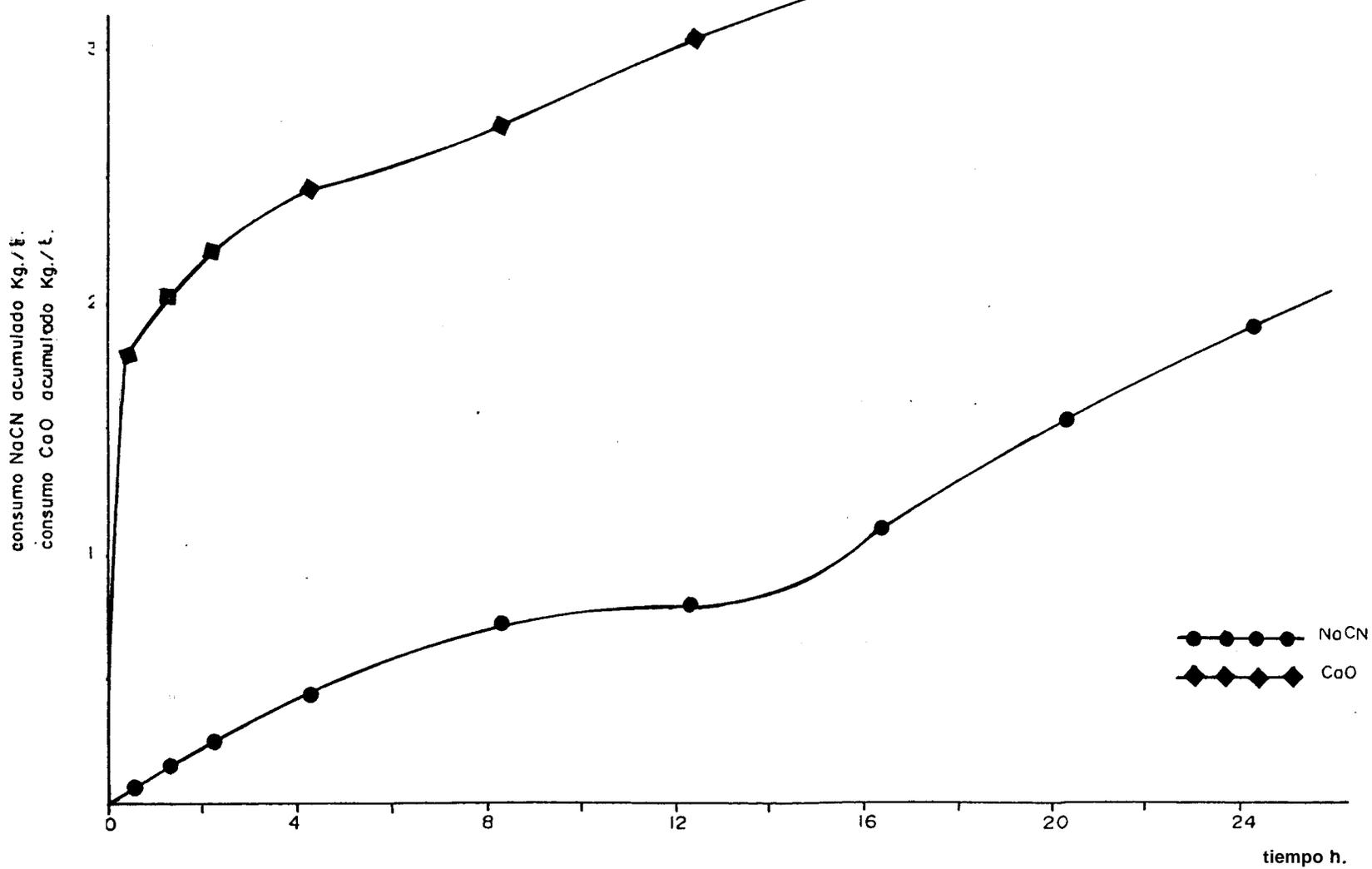


Fig.7 VARIABLE: CIANURO

0.05% NaCN

9.2 Variable: cianuro 0.10 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 c.c.
densidad de pulpa	50 %
concentracibn CaO	0.03 %
granulometria	- 200 ASTM
pHi	4.5
tiempo	24 h.
revoluciones	75 r.p.m.

Los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa produjeron un aumento en la alcalinidad del agua, de 6.5 a 11.75, que representa un 0.02 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

En la Fig. B se presentan cuatro intervalos de tiempo donde la tasa de consumo de cianuro sufre variacibn. Se deduce que durante las 2.3 h. , el consumo de cianuro va aumentando, luego viene un periodo donde el aumento es menor, después

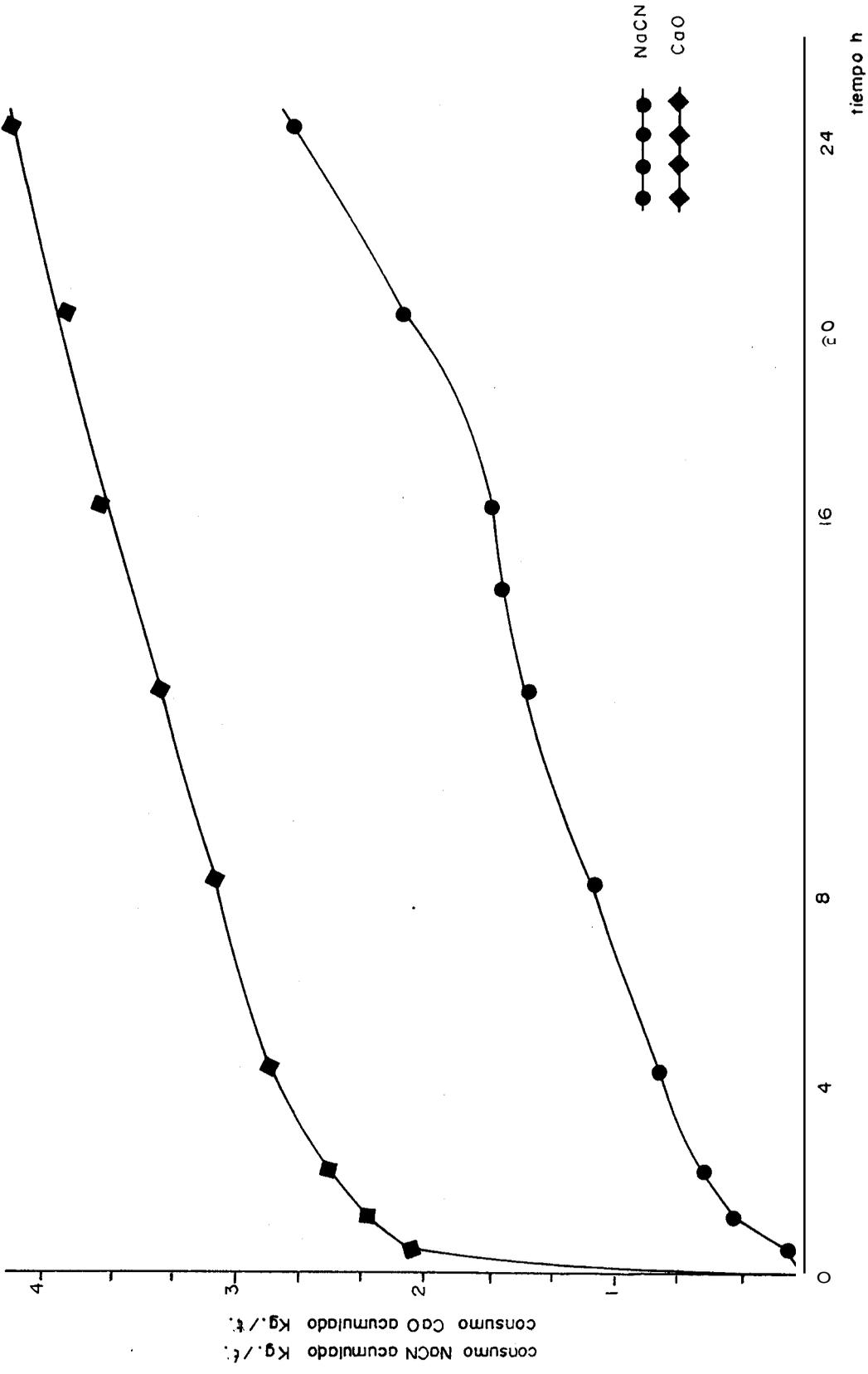


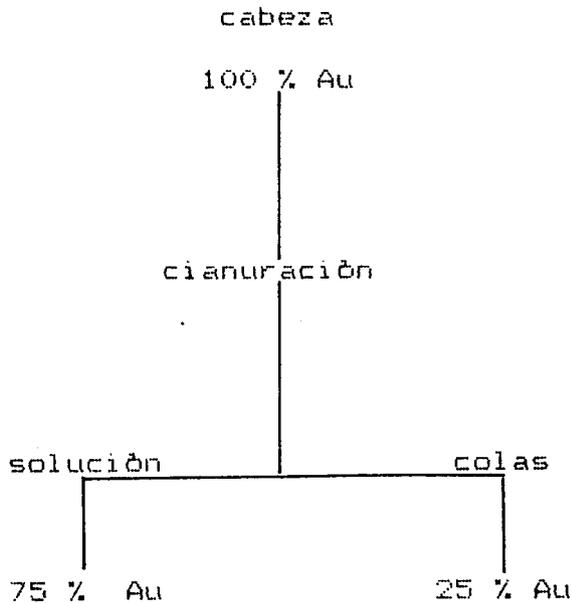
Fig. 8 VARIABLE: C NURO

○ 10% NaCN

tiende a ser constante y al final de la prueba se hace mayor.

El consumo de cianuro fue de 2.7 Kg./t. y el de cal fue de 10.5 Kg./t. (tabla XV).

El tenor de entrada de cabeza fue de 46.7 g./t de oro, luego de 24 h. de tratamiento se disolvió 35 g./t de oro, equivalente a una recuperación del 75 %, en las colas quedó un remanente de 11.7 g./t de oro equivalente a un 25 % (tabla XXVI).



BIBLIOTECA

5.9.3 Variable: cianuro

0.15 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 c.c.
densidad de pulpa	50 %
concentracibn Caü	0.035 %
granulometria	- 200 HCTM
pHi	7.55
tiempo	24 h.
revoluciones	75 r.p.m.

Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento. el agua aumentò su alcalinidad de 7.55 a 11.75. que representa un 0.021 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

De la Fig. 9. se observa que la curva de consumo de cianuro nresenta un comaortamiento irregular. existiendo periodos donde el consumo aumenta. seguido por aeriados donde el consumo es menor. Estos intervalos de tiempo se producen a las 2.4 h., 9.6 h., 14 h. y 23 h., donde el consumo se hace mayor y menor sucesivamente hasta completar las 24 h. de la prueba.

El consumo de cianuro fue de 5.1 Kg./t. y el de cal 10.25 Kg./t. (tabla XVI).

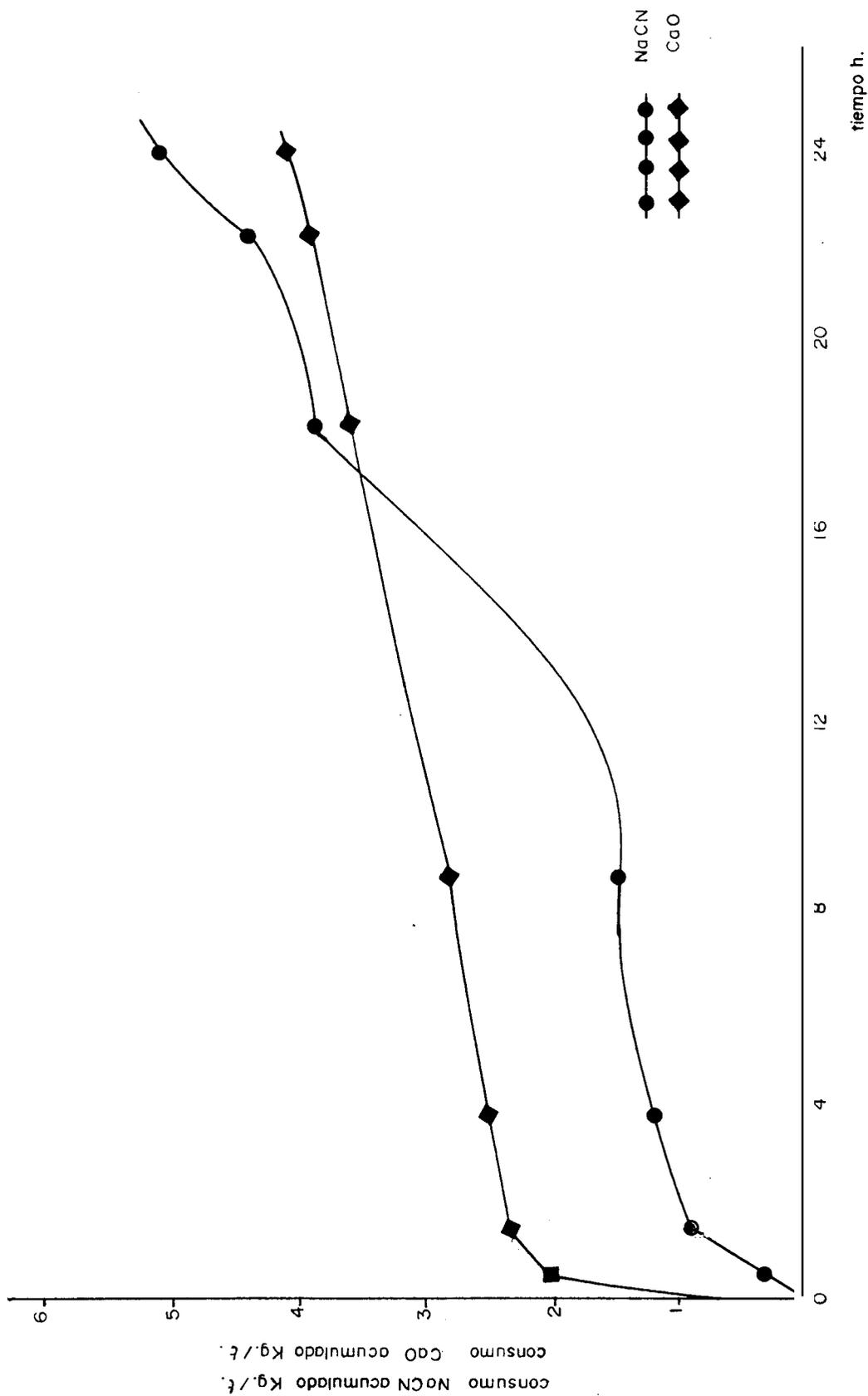
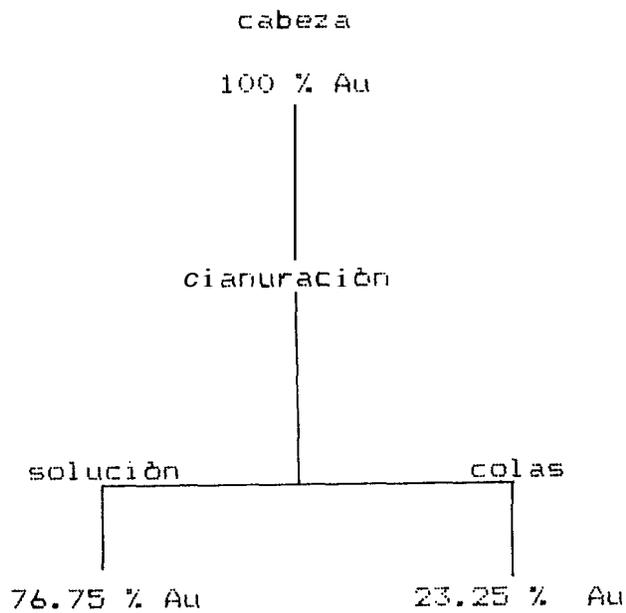


Fig. 9 VARIABLE: CIANURO 0.15 % NaCN

El tenor de entrada de cabeza fue de 40 g./t. de ara. el proceso de cianuración disolvió 30.7 g./t. que representa una recuperación del 76.75 % , en las colas quedó un remanente del 23.25 % (tabla XXVI).



5.9.4 Variable: cianuro

0.20 % NaCN

Condicioness iniciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 c.c.
densidad de pulpa	50 %
concentración CaO	0.035 %
granulometría	- 200 ASTM
pHi	7.55

tiempo	24 h.
revoluciones	75 r.p.m.



BIBLIOTECA

Los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa, produjeron un aumento en la alcalinidad del agua de 7.55 a 11.85, que representa un 0.031 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

De la Fig. 10, se observa que la curva de consumo de cianuro, presenta un comportamiento irregular, existiendo periodos donde el consumo de cianuro aumenta, seguido por periodos donde el consumo es menor. Estos periodos son durante las 3 h., 15 h., 18 h., 22 h. y 24 h., donde la tasa de consumo aumenta y disminuye sucesivamente.

El consumo de cianuro fue de 6.68 Kg./t. y el de cal fue de 9.9 Kg./t. (tabla XVII).

El tenor de entrada de cabeza fue de 46.65 g./t. de oro. el proceso de cianuración disolvió 36.26 g./t. que representa una recuperación de 77.73 %, en las colas quedó un remanente de 22.27 % (tabla XXVI).

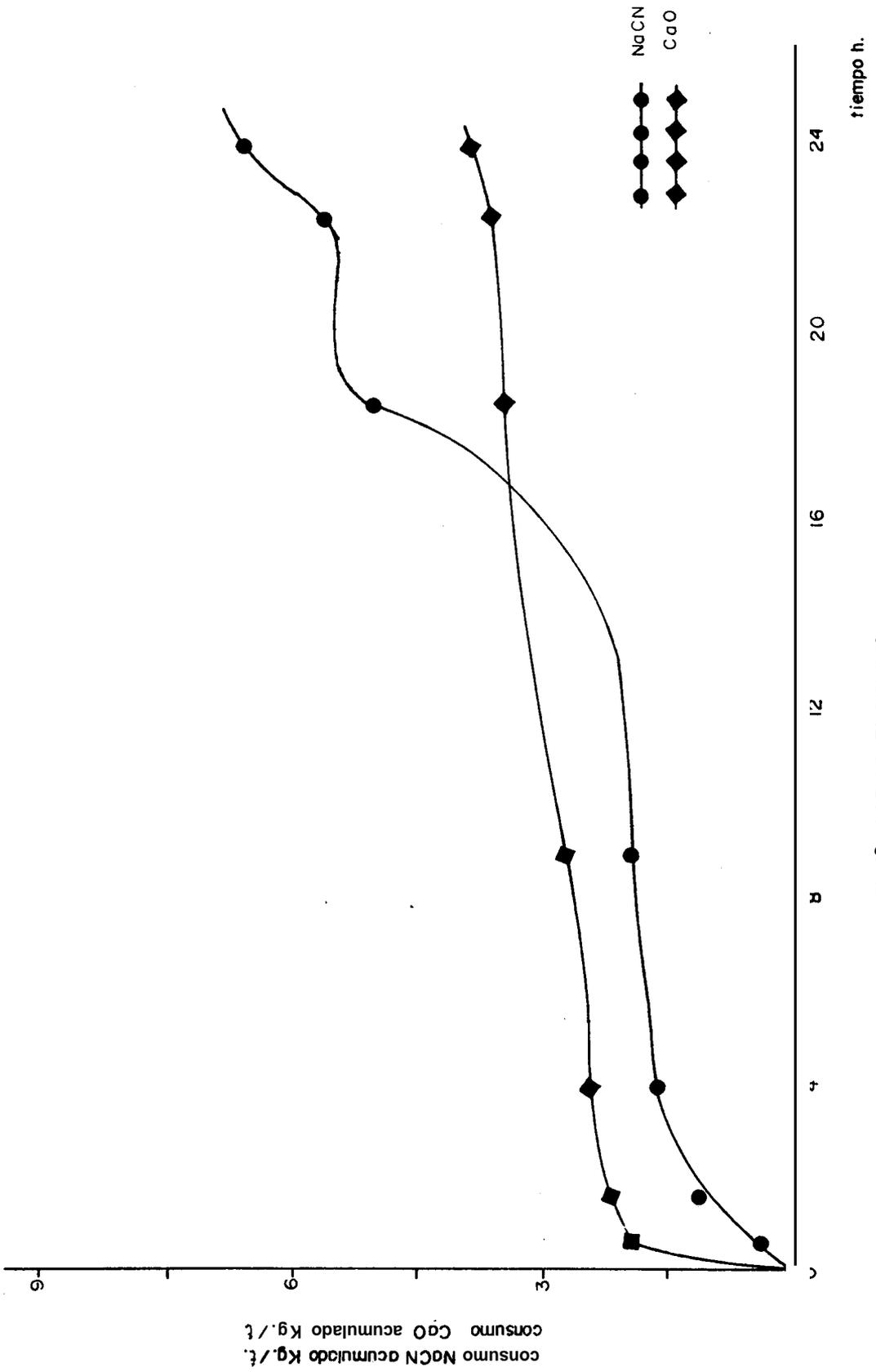
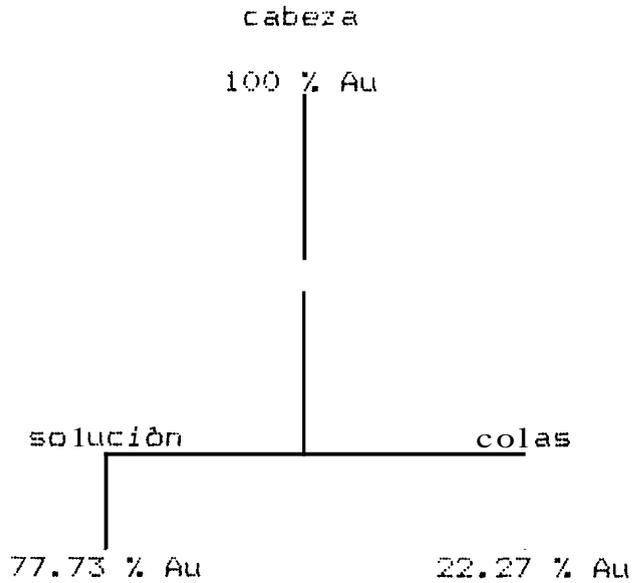


Fig. 10 VARIABLE: CIANURO C: 20% NaCN



5.9.5 Variable: cianuro

0.25 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 c.c.
densidad de pulpa	50 %
concentración	0.08 %
granulometría	- 200 ASTM
pHi	7.5
tiempo	24 h.
revoluciones	75 r.p.m.

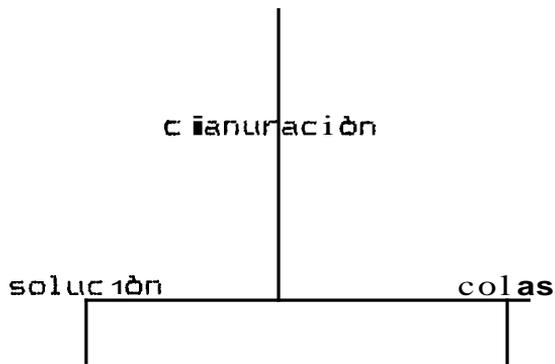
Los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa, produjeron un aumento en la alcalinidad del agua de 7.5 a

11.8. que representa un 0.016 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

De la Fig. 11, se observa que la curva de consumo de cianuro, presenta un comportamiento irregular los periodos de tiempo donde el consumo de cianuro aumenta y luego se hace menor son sucesivamente a las 4 h., 19 h. y 24 h.

El consumo de cianuro fue de 6.36 Kg./t. y el de cal fue de 8.55 Kg./t. (tabla XVIII).

El tenor de entrada de cabeza fue de 46.7 gr./t. de oro, el proceso de cianuración disolvió 38.53 g./t. que representa una recuperación del 82.5 %, en las colas quedó un remanente del 17.5 % de oro (tabla XXVI).



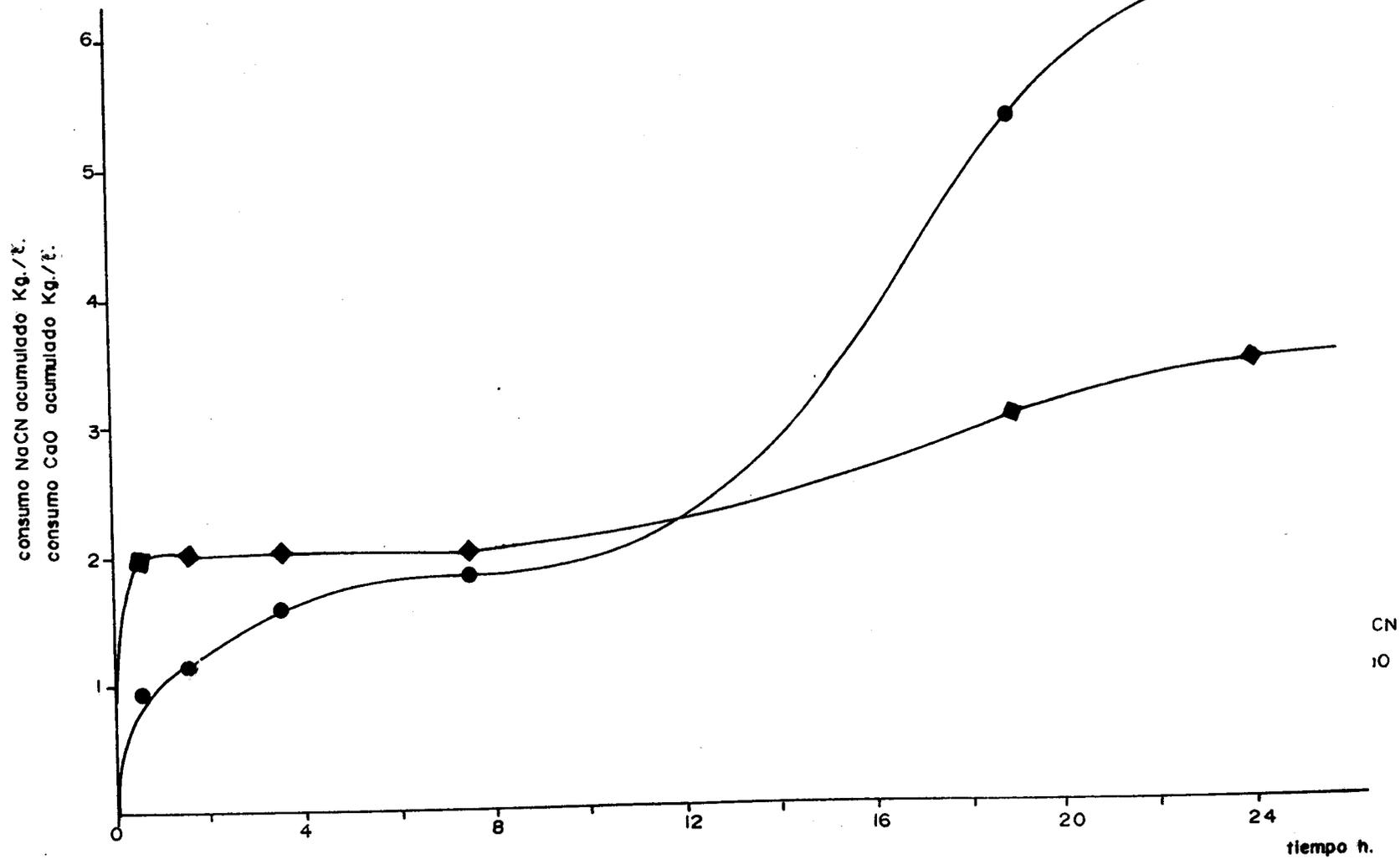


Fig.II VARIABLE: CIANURO 0.25 % NaCN

5.9.6 Variable: cianuro

0.50 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400	g.
agua destilada	400	c.c.
densidad de pulpa	50	%
concentración CaO	0.20	%
granulometria	- 200	ASTM
pHi	7.5	
tiempo	24	h.
revoluciones	75	r.p.m.



BIBLIOTECA

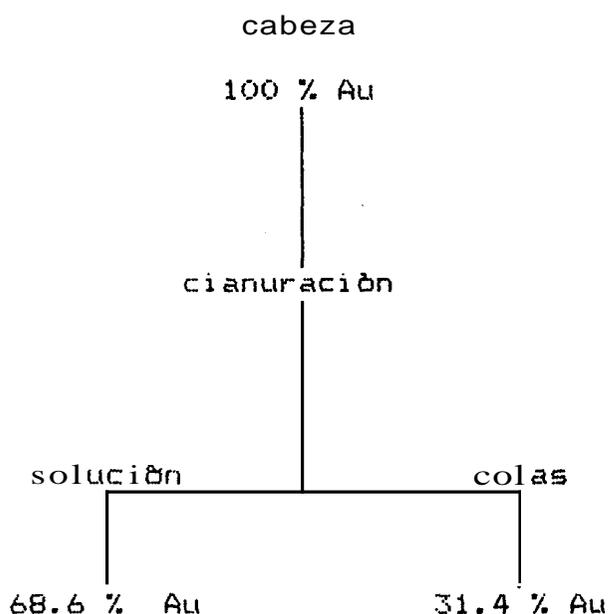
Los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa, produjeron un aumento en la alcalinidad del agua de 7.5 a 11.85. **que** representa un 0.017 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

En esta prueba **se** debe tener presente **que** al trabajar con soluciones altas en concentración de cianuro, aumenta la alcalinidad del agua por la liberación de NaOH, y que las lecturas que se obtienen al titular con ácido oxálico, representan la alcalinidad total del agua.

De la Fig. 12. se observa que la curva de consumo de cianuro presenta un comportamiento irregular. existiendo periodos de tiempo donde el consumo de cianuro aumenta, seguido por periodos de tiempo donde el consumo es menor. Estos periodos son durante las 3 h.. 7 h.. 20 h. v 24 h.. en los cuales el consumo aumenta v disminuye sucesivamente.

El consumo de cianuro fue de 12.4 Kg./t. v el de cal fue 15.17 Kg./t. (tabla XIX).

El tenor de entrada de cabeza fue de 46.7 g./t. de oro, el proceso de cianuración disolvió 32.0 g./t. de oro que representa una recuperación del 68.6 % . quedando en las colas el 31.4 %.



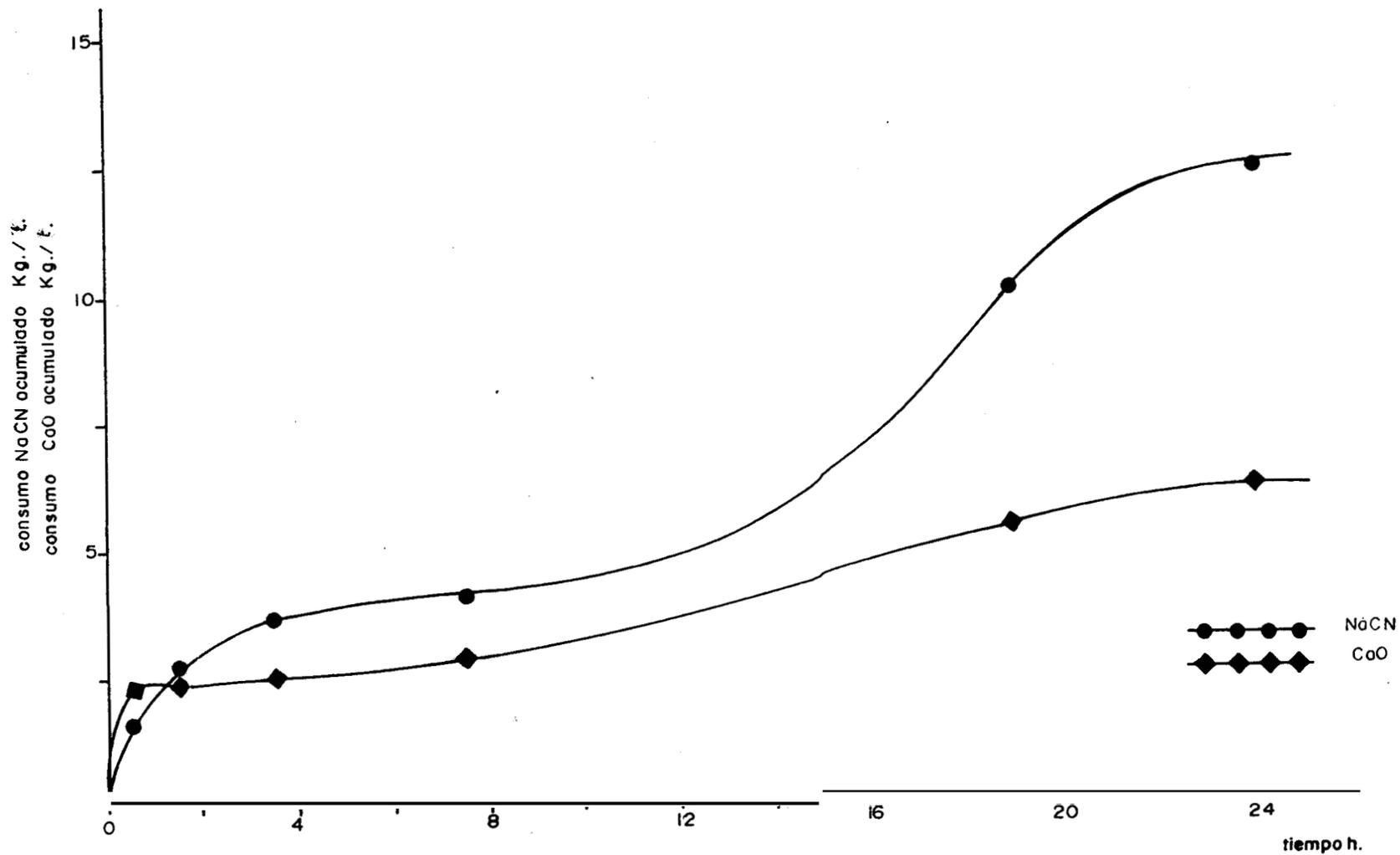


Fig. 12 VARIABLE: CIANURO 0.50 % NaCN

5.9.7 Variables: granulometria - 40 ASTM
cianuro .0.1 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 c.c.
densidad de pulpa	51 %
concentracibn CaO	0.03 %
pHi	6.25
tiempo	24 h.
revoluciones	75 r.p.m.

Previo a la cianuración, al material se le hizo las pruebas indicativas de presencia de sales solubles. resultando negativas.

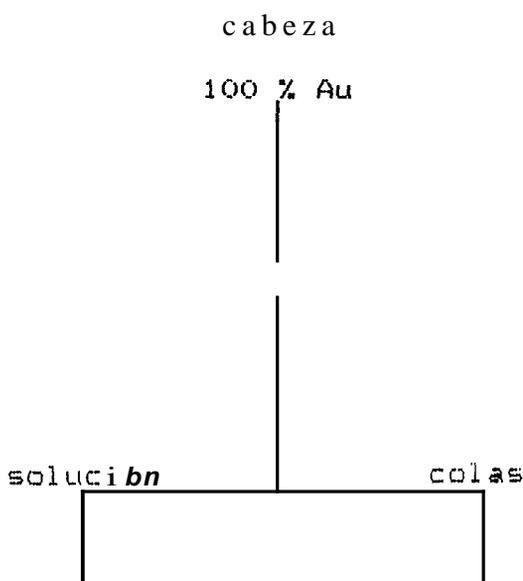
Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa con cal, se produjo un aumento en el pH del agua de 6.25 a 9.3. que representa un 0.001 % de CaO, necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

De la Fig. 13, se observa que la tasa de consumo de cianuro, presenta periodos de tiempo en las cuales es constante v que corresponden a

aumentos en el consumo de cianuro. luego vienen periodos en los cuales cambia la tasa de consumo de cianuro, y que corresponden a consumos menores de cianuro. Estos periodos de tiempo son a las 3 h., 7 h., 13 h. y 24 h., donde el consumo aumenta y se hace menor sucesivamente.

El consumo de cianuro fue de 4.24 Kg./t. y el de cal fue 11.37 Kg./t. (tabla XX).

El tenor de entrada de cabeza fue de 40.0 g./t. de oro. el proceso de cianuración disolvió 25.6 u./t. de oro. que representa una recuperación del 64 %, en las colas quedó un remanente del 36 % (tabla XXVI).



BIBLIOTECA

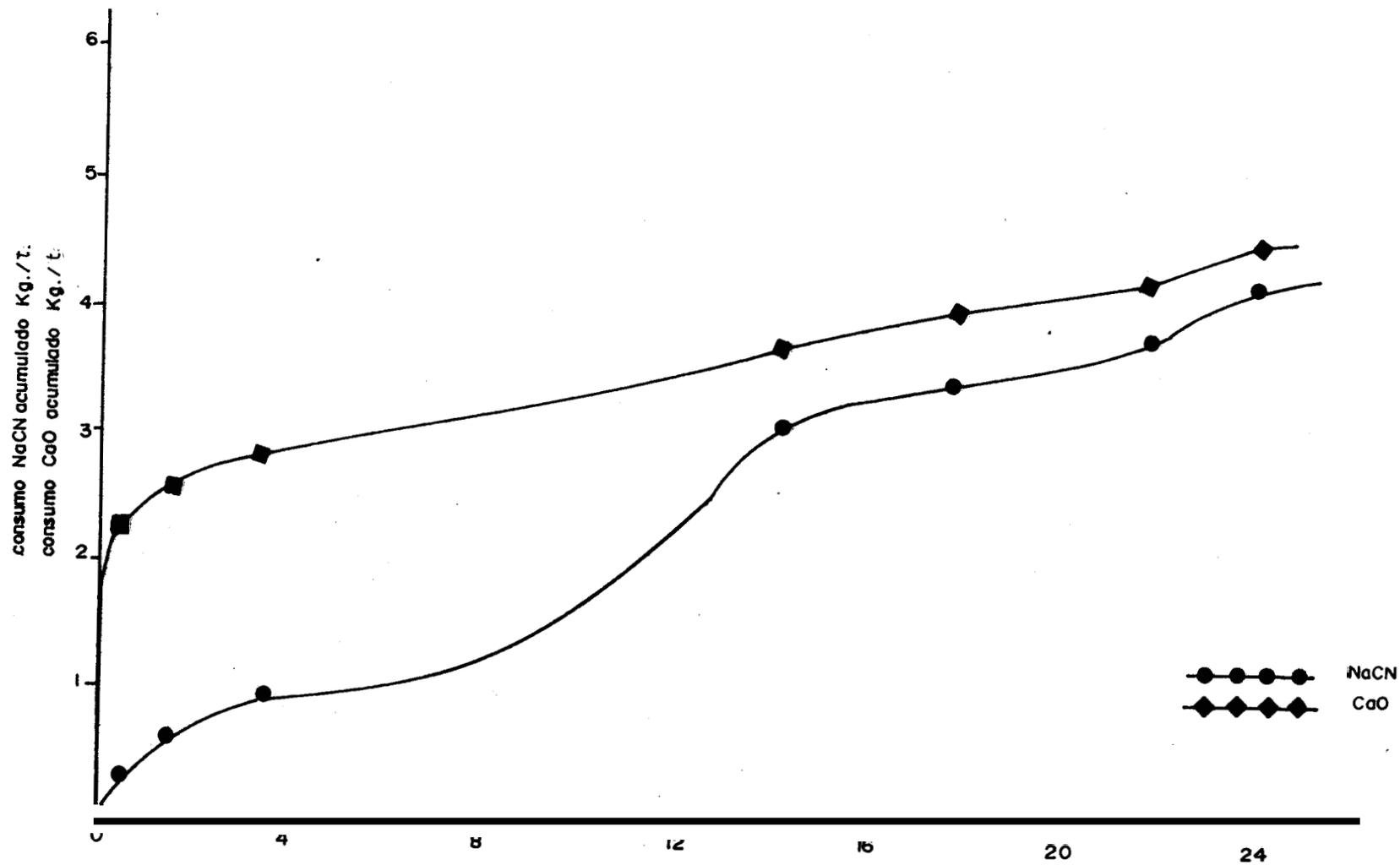


Fig.13 VARIABLES: GRANULOMETRIA - 40 ASTM
 CIANURO 0.10 %NaCN

5.9.8 Variables: granulometria - 400 ASTM
cianuro U. 10 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 c.c.
densidad de pulpa	50 %
concentración CaO	0.03 %
pHi	6.25
tiempo	24 h.
revoluciones	74 r.p.m.

Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa con cal. se produjo un aumento en el pH del agua de 6.25 a 10.55 **que** representa un 0.004 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

De la **Fig. 14**, se observa que la tasa de consumo de cianuro presenta periodos de tiempo en los cuales es constante, y que corresponden a aumentos en el consumo, luego periodos en los cuales cambia la tasa de consumo y que corresponden a consumos menores. Estos periodos de tiempo **son** a las 2 h., 13 h., 20 h. y 24 h.,

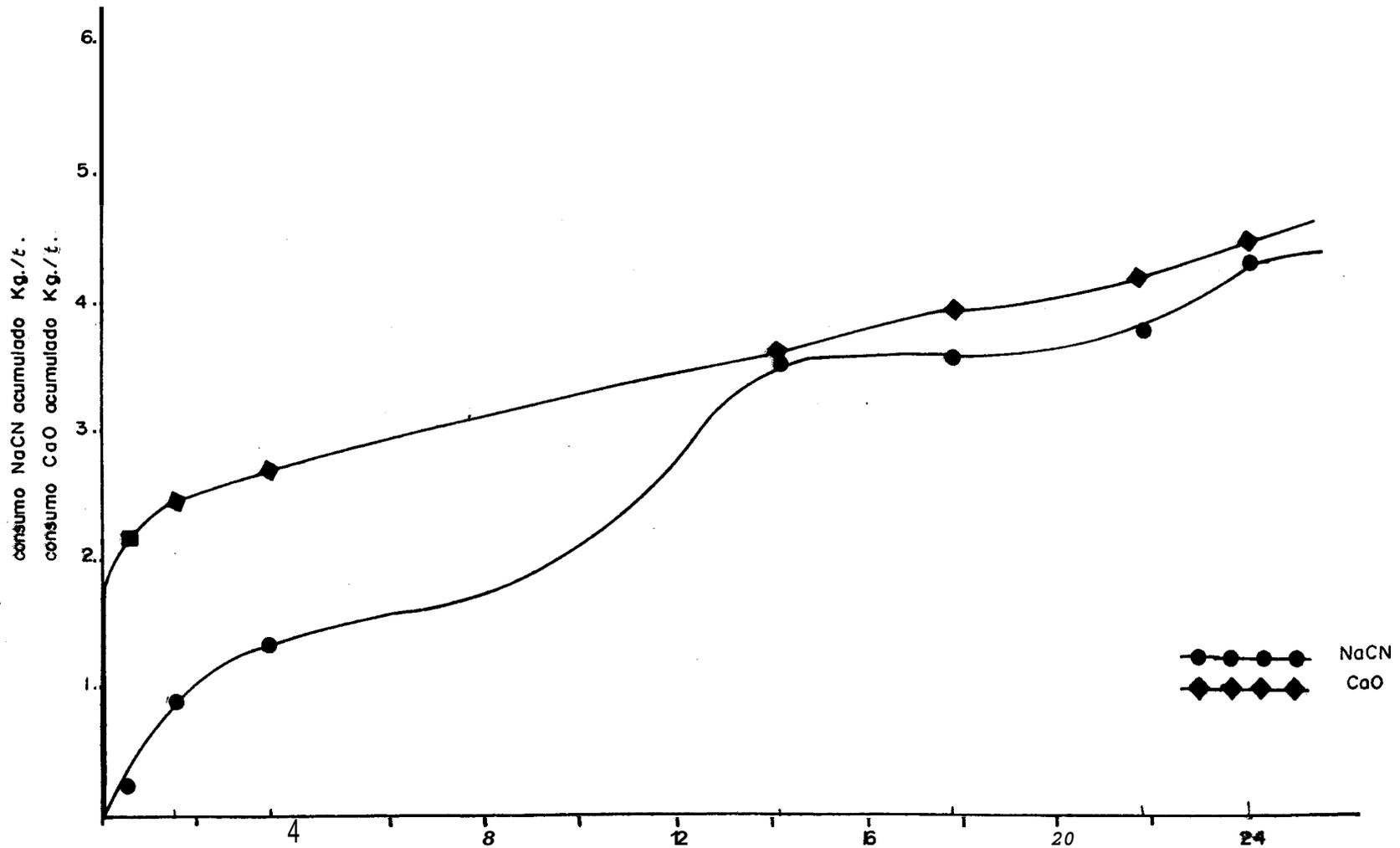
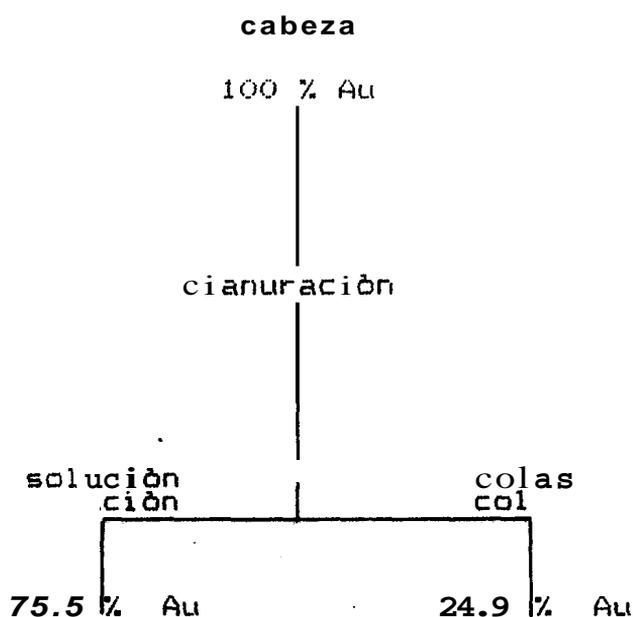


Fig.14 VARIABLES: GRANULOMETRIA - 400 ASTM
 CIANURO 0.10 % NaCN

donde el consumo de cianuro aumenta y se hace menor sucesivamente.

El consumo de cianuro fue de 4.32 Kg./t. y el de cal fue de 11.17 Kg./t. (tabla XXI).

El tenor de entrada de cabeza fue de 43.35 g./t. de oro. el proceso de cianuración disolvió 32.73 g./t. que representa una recuperación del 75.5 % en las colas quedó el 24.5 % .



5.9.9 Variables: granulometría - 40 ASTM
cianuro 0.25 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400	o.
agua destilada	400	c.c.
densidad de pulpa	50	%
concentración CaO	0.08	%
pHi	4.15	
tiempo	24	h.
revoluciones	75	r.p.m.

Se realizaron pruebas para determinar presencia de sales solubles, resultando negativas.

Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa con cal, el pH del agua aumentó de 6.15 a 11.45, que representa un 0.016 % de CaO, necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

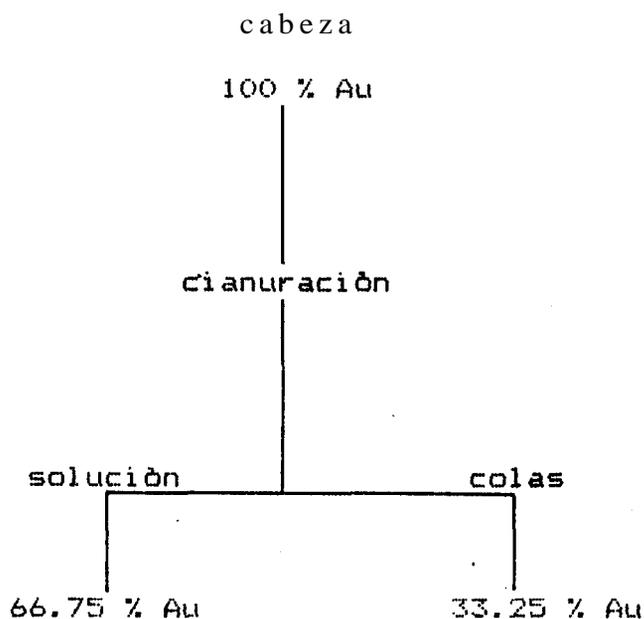
En la Fig. 15, se han dibujado las curvas de consumo de cianuro, cal, y el porcentaje de recuperación de oro en función del tiempo de cianuración.

Estudiando el comportamiento de las curvas, se tiene que hasta las 2.08 h., el consumo de cianuro es de 1.48 Kg./t., correspondiendo a una recuperación de oro del 59.23 %; en adelante la disolución de oro es lenta, llegando a su valor

máximo de 66.75 % . sin embargo el consumo de cianuro continuó en aumento. pero va no disolviendo oro en cantidad considerable. sino combinándose con los elementos cianicidas.

El consumo total de cianuro fue de 8.08 Kg./t. y el de cal fue de 19.4 Kg./T. (tabla XXII).

El tenor de entrada de cabeza fue de 40.0 g./t. de oro. luego del proceso de cianuración se disolvió 26.7 g./t. de oro. que corresponde a una recuperación del 66.75 % . quedando en las colas el 33.25 % (tabla XXVI).



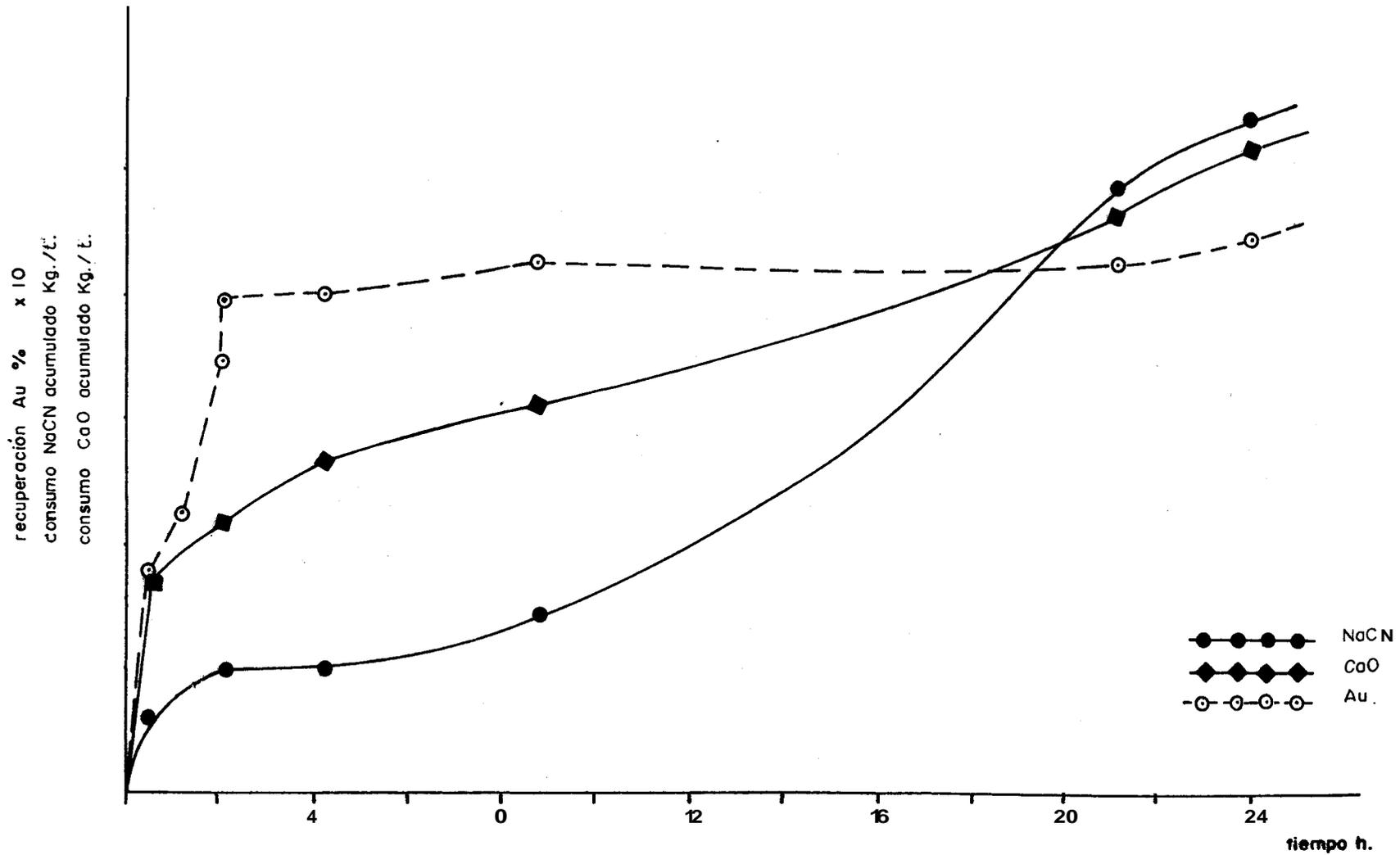


Fig.15 VARIABLES: GRANULOMETRIA - 40 ASTM
 CIANURO 0.25 %NaCN

5.9.10 Variables: granulometria - 400 ASTM
cianuro 0.25 % NaCN

Condiciones iniciales:

mineral	400 g.
agua destilada	400 c.c.
densidad de pulpa	50 %
concentración CaO	0.08 %
pHi	6.15
tiempo	24 h.
revoluciones	75 r.p.m.

Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa con cal. el pH del agua aumentó de 6.15 a 10.90, que representa un 0.012 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

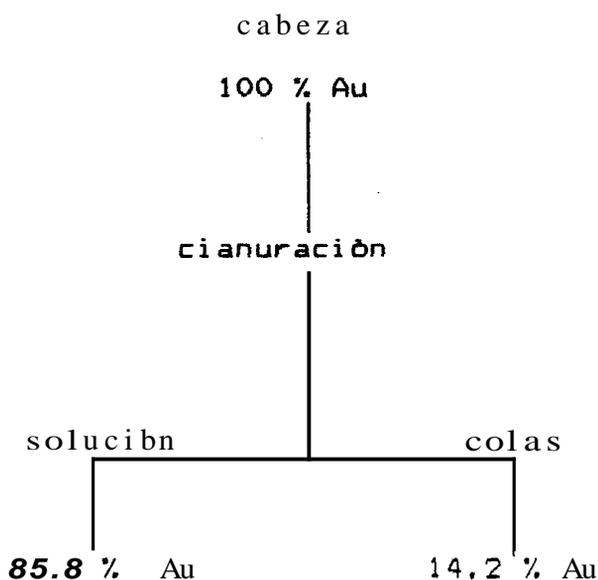
En la Fig. 16, se han dibujado la curvas de consumo de cianuro, cal, y el porcentaje de recuperación de oro, en función del tiempo de cianuración.

Estudiando el comportamiento de las curvas. Se tiene que hasta las 2.08 h. el consumo de cianuro fue de 1.22 Kg./t. correspondiendo a una

recuperación de oro del **74.43 %** ; de allí, hasta las **24 h.**, la recuperación aumentó hasta el **85.8 %** , lo cual significa **que** la disolución de oro en comparacibn con las primeras horas de tratamiento fue lenta, sin embargo el consumo de cianuro continuó aumentando, pero ya no disolviendo oro en cantidades considerables, sino combinándose con los elementos cianicidas.

El consumo total de cianuro fue de **9.94 Kg./t.** y el de cal fue de **18.9 Kg./t.** (tabla XXIII).

El tenor de entrada de cabeza fue de **43.3 g./t.** de oro, luego del proceso de cianuración se disolvieron **37.15 g./t.** que representa una recuperaión del **85.8 %** , quedando en las colas el **14.2 %** (tabla XXVI).



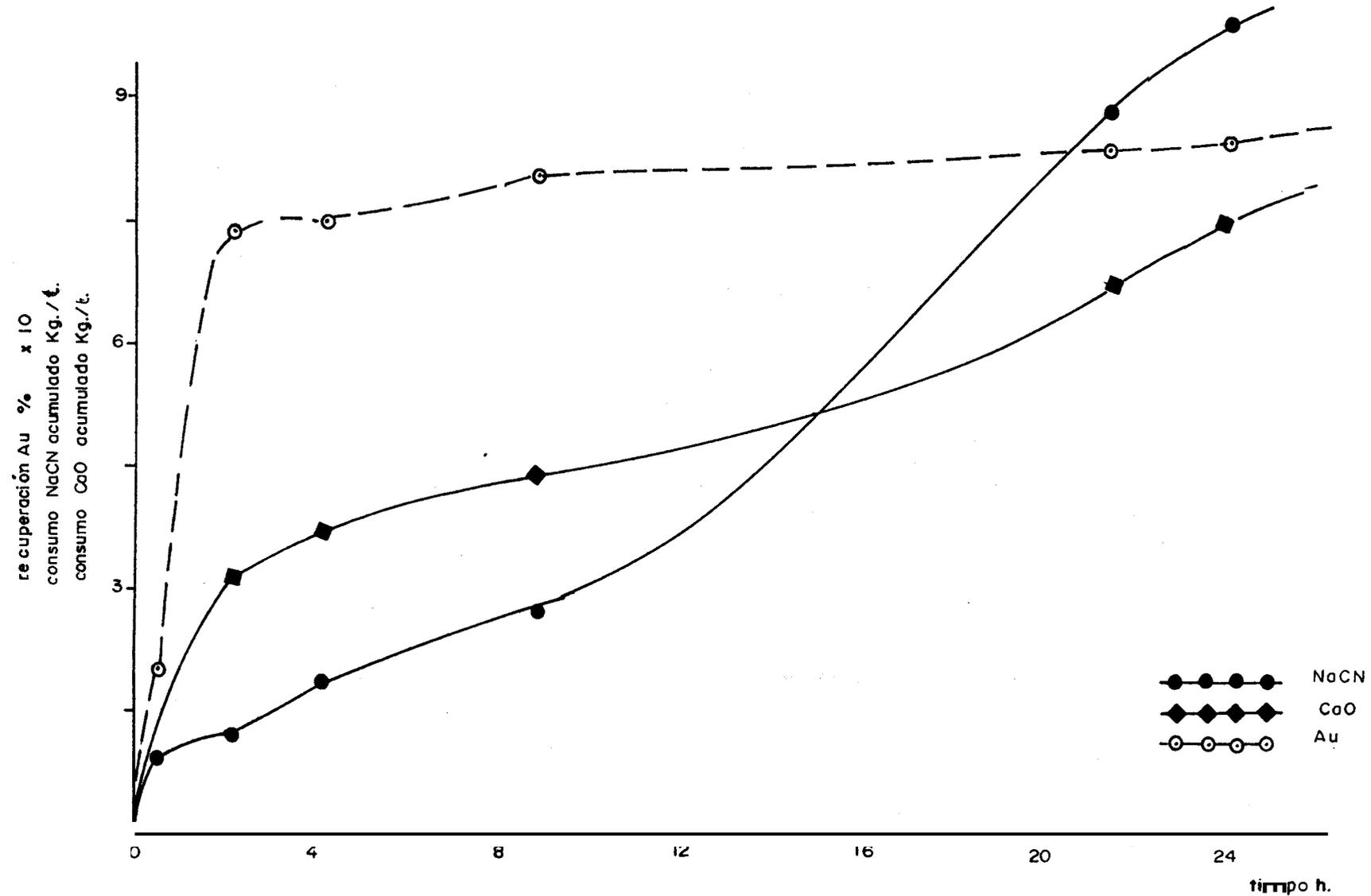


Fig.16 VARIABLES: GRANULOMETRIA - 400 ASTM
 CIANURO 0.25 % NaCN

5.9.11 Variables: <u>densidad de pulpa</u>	40 %
<u>tiempo</u>	18 h.

Condiciones iniciales:

mineral	280 g.
agua destilada	420 c.c.
concentración NaCN	0.25 %
concentración CaO	0.07 %
granulometría	- 200 ASTM
pH _i	6.26
revoluciones	75 r.p.m.

Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la aulpa con cal. el pH del agua aumentó de 6.20 a **12.25** que representa un 0.06 % de CaO necesarios para neutralizar la acidez latente del mineral.

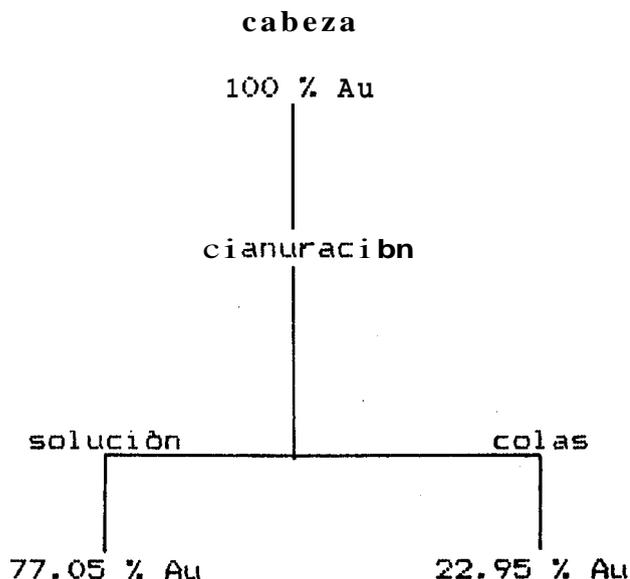
En la Fig. 17. se han dibujado las curvas de consumo de cianuro, cal. Y el porcentaje de recuperación de oro en función del tiempo de cianuración .

Estudiando el comportamiento de las curvas se tiene que hasta las 6 h. el consumo de cianuro fue de 1.44 Kg./t. correspondiendo a una

recuperación de oro del 58.9 % : de ahí. hasta las 18 h. la recuperación aumentó hasta el 77.05 % , es decir que la disolución de oro, en comparación con las primeras horas fue menor, sin embargo el consumo de cianuro continuó en aumento, pero va no disolviendo oro en cantidades considerables, sino combinándose con los elementos cianicidas.

El consumo total de cianuro fue de 14.6 Kg./t. y el de cal fue de 14.3 Kg./t. (tabla XXIV).

El tenor de oro de entrada de cabeza fue de 45.6 g./t. luego del proceso de cianuración, se disolvió 35.13 g./t. de oro, que representa una recuperación del 77.05 % . quedando en las colas el 22.95 % (tabla XXVI).



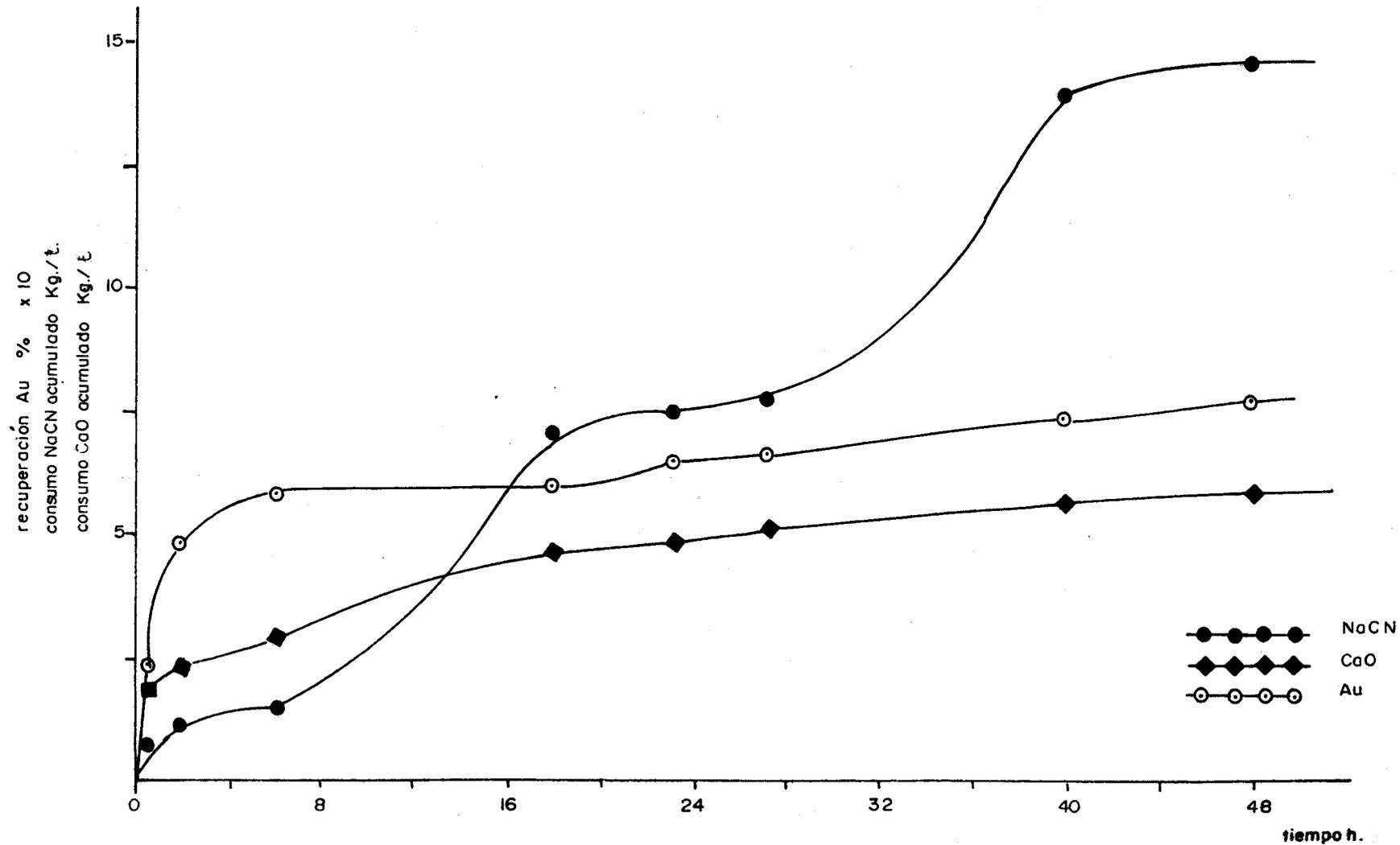


Fig.17 VARIABLES: DENSIDAD DE PULPA 40 %
 TIEMPO 48 h.

5.9.12 <u>Variables:</u> <u>densidad de pulpa</u>	30 %
<u>tiempo</u>	48 h.

Condiciones iniciales:

mineral	210 g.
agua destilada	490 c.c.
concentración NaCN	0.25 %
concentración CaO	0.07 %
granulometría	- 200 ASTM
pHi	6.2
revoluciones	75 r.p.m.

Durante los treinta primeros minutos de acondicionamiento de la pulpa con cal; el pH del agua aumentó de 6.2 a 12.35, **que** representa un 0.13 % de CaO necesario para neutralizar la acidez latente del mineral.

En la Fig. 18, se han dibujado las curvas de consumo de cianuro, cal y el porcentaje de recuperación de oro. en función del tiempo de cianuración.

Estudiando el comportamiento de la; curvas se tiene **que** hasta las 6 h. el consumo de cianuro

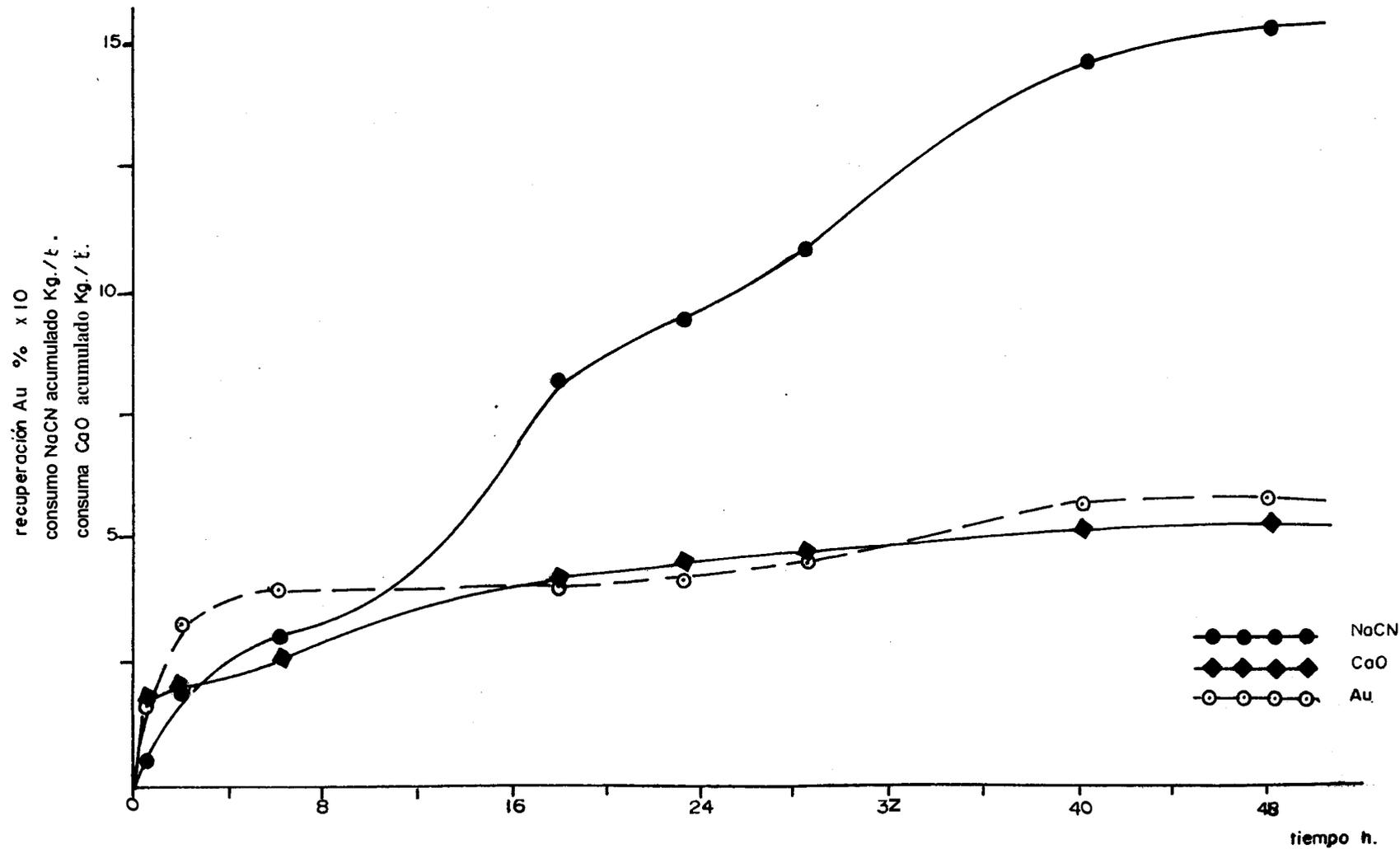
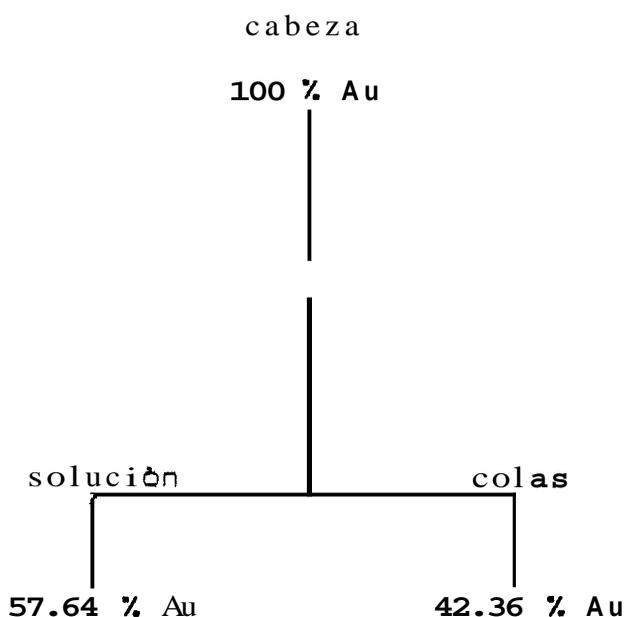


Fig.18 VARIABLES: DENSIDAD DE PULPA 30 %
 TIEMPO 48 h.

fue de 2.99 Kg./t. correspondiendo a una recuperación de oro del 39.44 % ; de allí hasta las 48 h. la recuperación aumentó hasta el 57.64 % ; el consumo de cianuro continuo aumentando hasta el final del proceso, alcanzando un valor de 13.15 Kg./t. (tabla XXV).

El tenor de entrada de cabeza fue de 42.80 g./t. de oro, luego del proceso de cianuración se disolvieron 24.67 g./t. de oro, que representa una recuperación del 57.64 % , quedando en las colas el 42.37 % .



5.10 DISCUSION DE LOS RESULTADOS DE LAS PRUEBAS DE CIANURACION

De las doce pruebas de cianuración, las seis primeras se las hicieron bajo las mismas condiciones de granulometría, densidad de pulpa y tiempo de cianuración, el único parámetro que se varió fue la concentración de cianuro.

La concentración de cianuro influyó en la disolución de oro, a mayor concentración mayor disolución y mayor consumo de cianuro, sin embargo a concentraciones muy altas, la disolución disminuyó, debida al fenómeno de hidrólisis del cianuro (Fig. 19).

La máxima disolución se la obtuvo a concentraciones de cianuro de 0.25 %.

A una misma concentración de cianuro, la disolución es mayor cuando más pequeño es el tamaño de la partícula, debido a que el grado de liberación es mayor.

Si se disminuye la granulometría de pasante 40 a pasante 200, y de éste al 400, la recuperación para una misma concentración de cianuro aumenta (Fig. 20).

En cuanto al consumo de cianuro, presenta un comportamiento irregular, disminuyendo a 200 mallas y

aumentando a 400 mal1as (Fug. 21).

La densidad de pulpa. también influye en la recuperación de oro. así tenemos. que a mavor densidad de pulpa. la recuperaciòn aumenta (Fio. 22). El consumo de cianuro aumenta con la disminucibn de la densidad de pulpa.

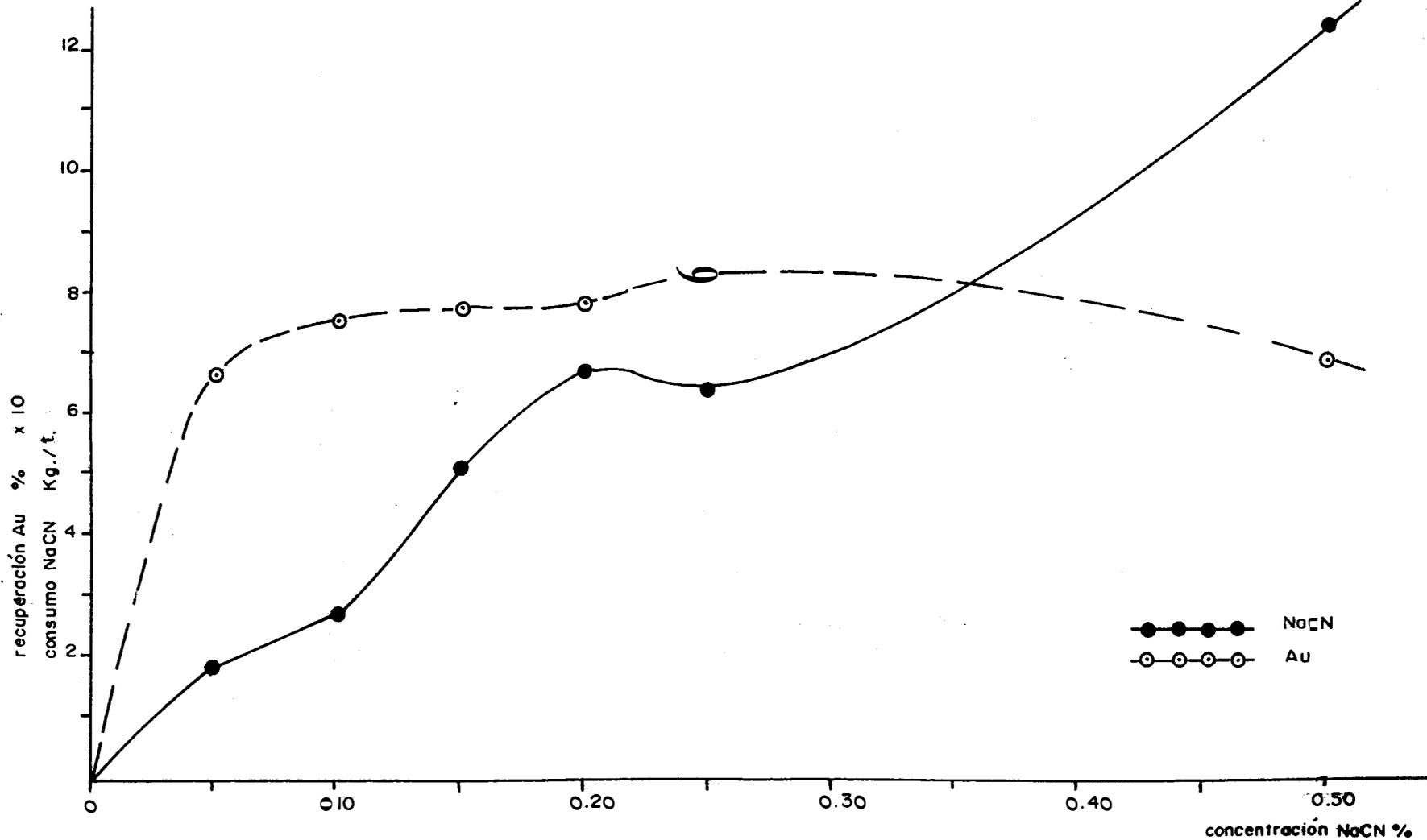


Fig.19 RECUPERACION DE ORO Y CONSUMO DE NaCN Vs. CONCENTRACION DE CIANURO

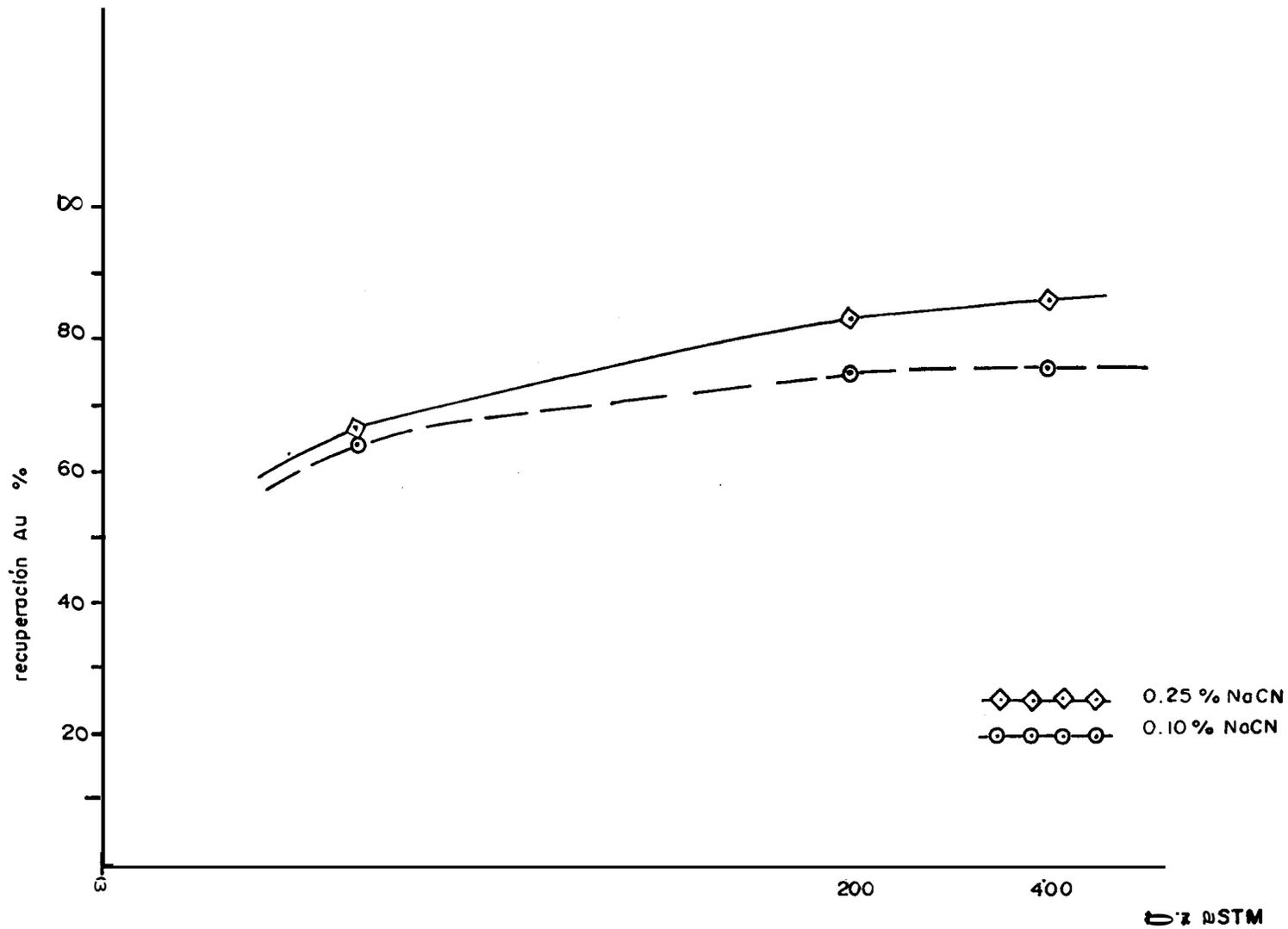


Fig.20 RECUPERACION DE ORO Vs. TAMAÑO DE LAS PARTICULAS

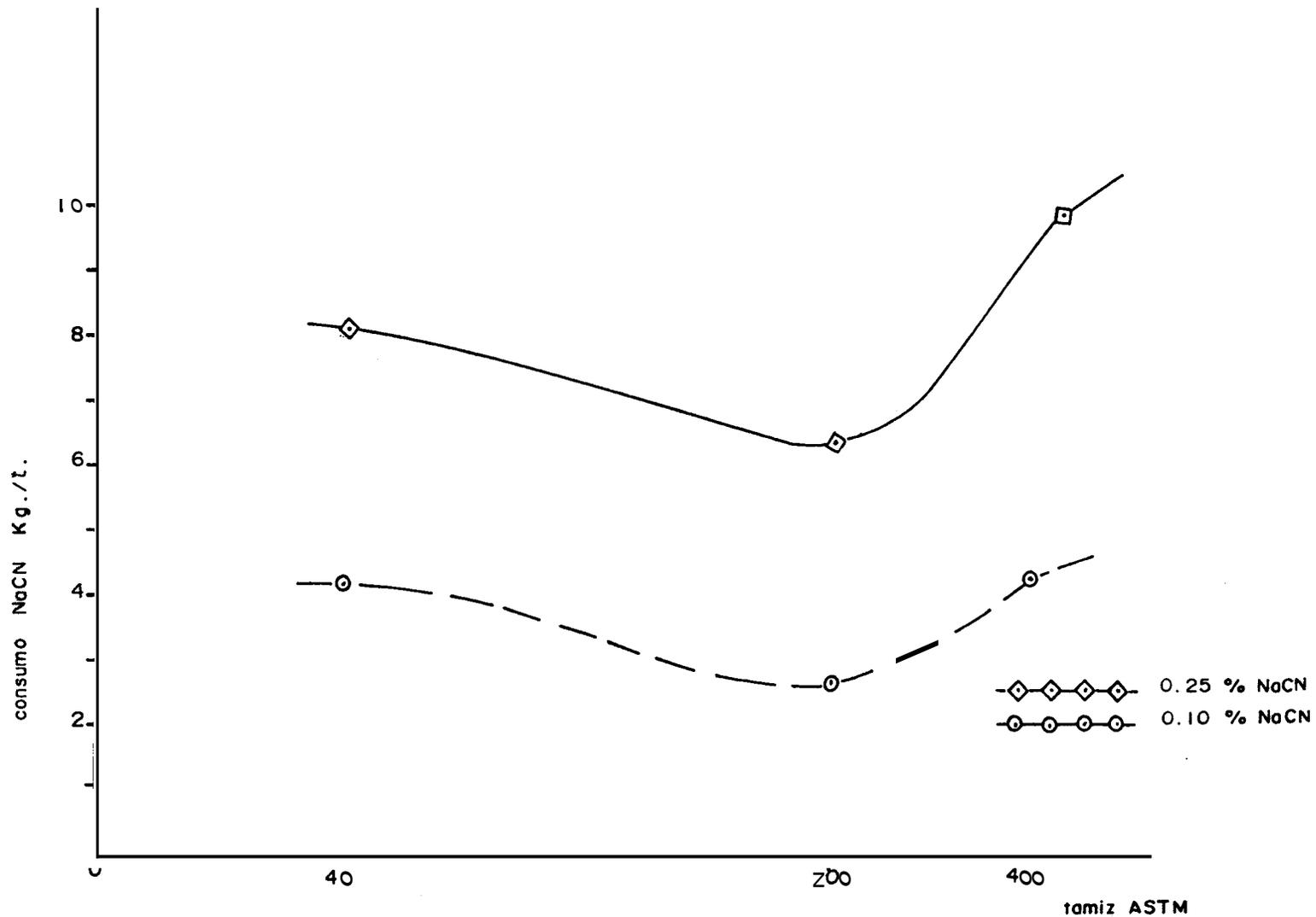


Fig.21 CONSUMO DE NaCN Vs. TAMAÑO DE LAS PARTICULAS

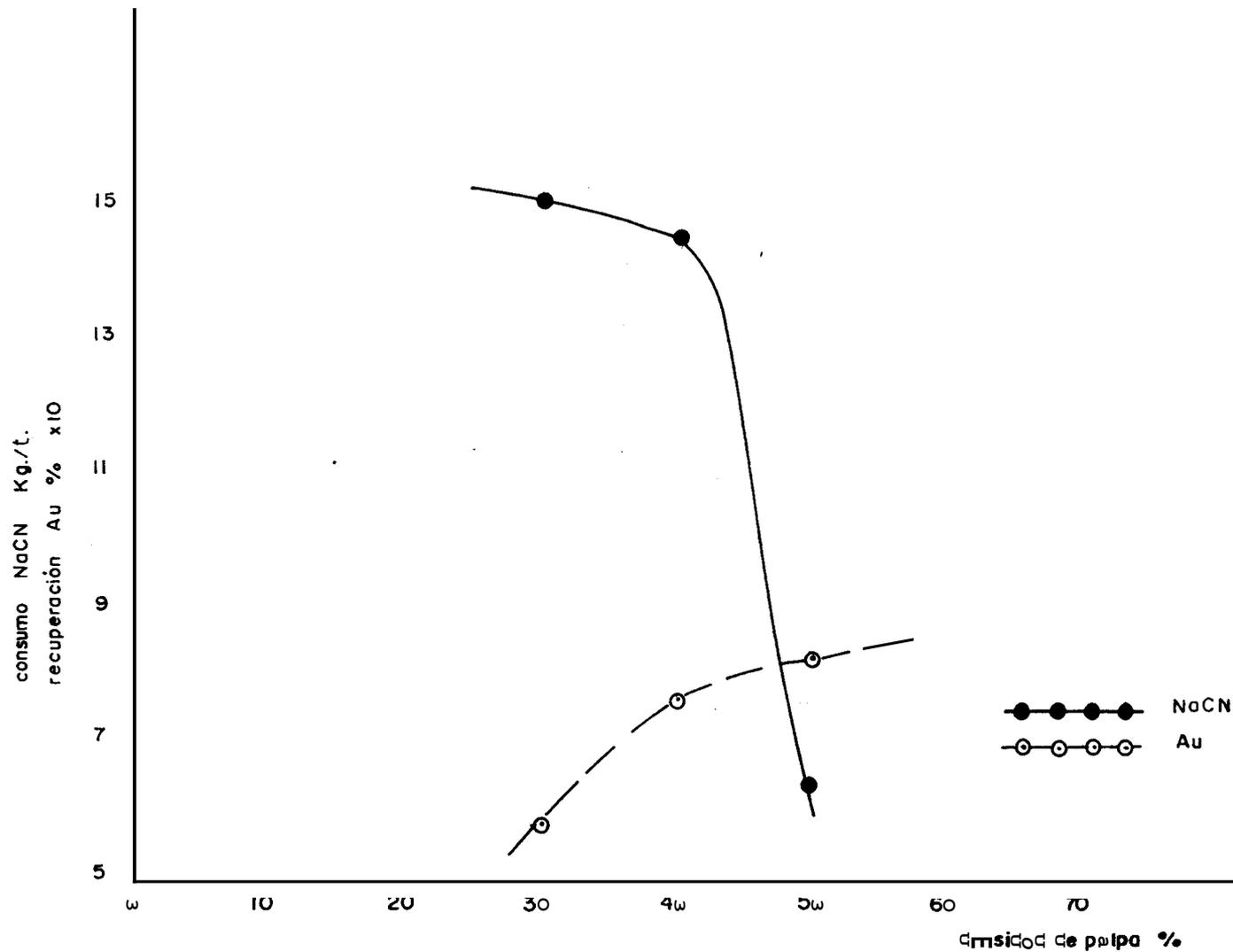


Fig. 22 RECUPERACION DE ORO Y CONSUMO DE NaCN VS DENSIDAD DE PULPA

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Una vez terminado el presente estudio se han llevado a las siguientes conclusiones:

1. Las arenas analizadas, debido a su alto porcentaje de sulfuros, pueden ser catalogadas como concentrados. Estos concentrados se forman luego de cierto tiempo, en la zona de descarga de los canalones, en donde los sulfuros se van acumulando, mientras que el material de ganga debido a su menor peso específico es lavado y depositada a distancias mayores.
2. El tipo de molienda realizado por los molinos de los alrededores de la mina San José, reducen el material mineralizado a una granulometría inferior a las 40 mallas (ASTM).
3. El 21 % del oro, se encuentra dentro de la fracción retenida en el tamiz 50 (ASTM). En los otros tamices el porcentaje de oro es menor. (tabla X).
4. El tenor de oro promedio de las arenas es de 45 g./T..
5. El tenor de plata promedio de las arenas es de 22 g./t.

6. Los sulfuros hasta el momento de análisis, no han sufrido descomposiciones considerables que influyan en la cianuración, resultando negativas las pruebas para determinar la presencia de sales solubles.
7. A mayor concentración de cianuro, aumenta la disolución de oro, pero hasta cierto límite, en donde un aumento de cianuro, produce una disminución en la disolución. El límite de eficiencia máximo en la concentración de cianuro, para las arenas estudiadas es de 0.25 % .
8. A menor granulometría mayor disolución de oro y mayor consumo de cianuro (tabla XXVI).
9. A menor densidad de pulpa, mayor consumo de cianuro por parte de elementos cianicidas y menor disolución de oro (Fig. 22).
10. A mayor densidad de pulpa, aumenta la disolución de oro, pero hasta cierto límite, en las arenas estudiadas la mayor disolución de oro se produjo en pulpas con densidad del 50 % .
11. Trabajando con concentraciones de cianuro de 0.25 % , en las dos primeras horas de trabajo se disuelve

aproximadamente el 70 % del oro. a las nueve horas. la disolución aumenta en un 6 % . y luego de veinte y cuatro horas, la disolución aumenta en un 12 % . Esto significa que en las primeras horas se produce un ataque preferencial del cianuro hacia el oro, a medida que pasa el tiempo, la velocidad de disolución disminuye, mientras que el consumo de cianuro continúa en aumento, disolviendo ya no solamente oro, sino también elementos cianicidas.

Recomendaciones:

1. Realizar pruebas de cianuración por percolación, de las arenas, a fin de determinar los tiempos óptimos de disolución.
2. Utilizar durante la cianuración, agentes acelerantes, tales como sales de plomo.
3. Determinar las concentraciones de Cu, As, Fe y Zn, en las soluciones, para los distintos tiempos de cianuración.
4. Hacer pruebas de cianuración con las arenas pre-tratadas, ya sea por medio de ácidos y posterior alcalinización o calcinación.

5. Hacer estudios económicos y metalúrgicos comparativos entre los dos métodos de cianuración, y determinar cual de ellos producirá una mayor rentabilidad.

A N E X O S

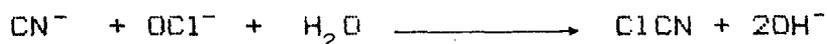
ANEXO A

DESTRUCCION DEL CIANURO DE SODIO

El método empleado para eliminar el efecto nocivo del cianuro de sodio, consiste, en oxidarlo a cianato.

Como agentes oxidantes se suele emplear una solución de hipoclorito de sodio, hidróxido de sodio o cloruro, de tal forma que el cianuro oxidado a cianato se hidrolice lentamente a carbonato de amonio.

El oxígeno no se transfiere directamente del hipoclorito a el cianuro, inicialmente se forma cloruro de cianuro (ClCN) el cual es más tóxico que el ácido cianhídrico (HCN), y débilmente soluble en agua.



La rata de hidrólisis del cloruro de cianuro a cianato, depende del pH, la rata es alta a valores de pH mayores que 12.



El cianato es subsecuentemente hidrolizado a carbonato de amonio.



u oxidado a nitrógeno v dióxido de carbono bajo condiciones ácidas en la presencia de exceso de hipoclorito.



ANEXO B

ANALISIS CUALITATIVO PARA DETERMINAR PRESENCIA DE ORO EN SOLUCIONES. METODO DE DOWSETT (3).

1. Tomar 1000 c.c. de solucibn.
2. Ahadir NaCN hasta llevar a la solucibn a una concentracibn de 0.10 % de NaCN.
3. Añadir dos gotas de acetato de Pb.
4. Ahadir dos gramos de zinc en polvo.
5. Agitar por dos minutos.
6. Sedimentar y decantar la solucibn.

Añadir 10 c.c. de agua regia y evaporar casi a sequedad.

8. Agregar 2 c.c. de ácido clorhidrico concentrado.

Poner en un tubo de ensayo y enfriar completamente.

10. Ahadir unas gotas de solucibn de cloruro estañoso.

La presencia de oro se la determina por una coloración plomo oscuro en la solución.

ANEXO C

DETERMINACION DEL TENOR DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURO.
METODO DE CHIDDY.

1. Tomar en un erlenmeyer de 600 c.c. de capacidad, 300 c.c. de solucibn a analizar.
2. Calentar la solucibn sobre una estufa hasta temperatura de ebullicibn.
3. Uisminuir la temperatura de la mufla. una **vez** entrada en ebullicibn.
4. Agregar 4 g. de zinc en polvo, agitar.
5. Agregar 30 c.c. de acetato de plomo al 20 %, preparado al momento; agitar.
6. Agregar lentamente 40 c.c. de HCl concentrado.
7. Esperar hasta que se forme completamente la esponja **de plomo y cese** la reaccibn del HCl.
8. Decantar la soluciòn.

9. Tomar suavemente la esponja de plomo con las dedos y esprimirla. hasta formar un cubo.
10. Secar en 1a estufa.
11. Fundir con la carga fundente apropiada.
12. Copelar.

ANEXO D

DETERMINACION DE ORO EN SOLUCIONES DE CIANURO. METODO ESPECTROQUANT.

1. Tomar 2 c.c. de solución a analizar.
2. Agregar unas gotas de agua regia, hasta que el pH sea menor o igual a 1.0.
3. Aforar a 20 c.c. con agua destilada. Tomar en los frascos de análisis respectivos 2.5 c.c. de solución así preparada.
4. Agregar dos gotas de reactivo 1A, agitar.
5. Agregar cuatro gotas de reactivo 2A, agitar.
6. Agregar 6 c.c. de reactivo 3A y agitar por un minuto.
7. Agregar 6 gotas de reactivo 4A y agitar por un minuto.
8. Extraer la fase superior de la solución y colocarla en la cubeta de análisis del espectrofotómetro.
9. Hacer la lectura con el instrumento.

Concentraci3n (ppm) = lectura instrumental por 10



BIBLIOTECA

A N E X O E

TABLAS

.

TABLA IV

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO DE LA GANGA DE LAS ARENAS DE LA
MINA SAN JOSE

Tamices ACTM	abertura $\mu\text{m.}$	P.R.	% P.R.	% P.R.ac.	% P.P.ac.
30	600	4.05	7.5	7.5	95.5
50	300	11.84	21.9	29.4	70.6
100	150	19.29	35.6	65.0	35.0
140	106	7.50	13.8	78.8	21.2
230	63	5.74	10.6	89.4	10.6
325	45	2.49	4.6	94.0	6.0
fondo		3.19	5.9	99.9	0.1

peso total = 34.145 g.

TABLA V

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL CONCENTRADO DE LAS ARENAS DE
LA MINA CAN JOCE

Tamices ASTM	abertura μ m.	P.R.	% P.R.	% P.R.ac.	% P.P.ac.
30	600	0.63	0.6	0.6	90.46
50	300	6.90	6.6	7.2	92.80
100	150	24.26	23.2	30.4	69.6
140	106	21.51	20.57	50.97	49.03
230	63	29.20	27.92	78.89	21.11
325	45	13.49	12.90	91.79	8.21
fondo		8.53	8.16	99.95	0.05

peso total = 104.57 g.

TABLA VI

ANALISIS GRANULOMETRICO DE LAS ARENAS DE LA MINA SAN JDCE

Tamices ASTM	abertura $\mu\text{m.}$	P.R.	% P.R.	% P.R.ac.	% P.P.ac.
50	300	40	16	16	84
70	200	28	11.2	27.2	72.8
100	150	38	15.2	42.4	57.6
140	106	42	16.8	59.2	40.8
200	74	36	14.4	73.6	26.4
230	63	14	5.6	79.2	20.8
325	45	24	9.6	88.8	11.2
400	38	8	3.2	92.0	8
fondo		26	10.4	100.0	0

peso total = 250 g.

TABLA VII
 PORCENTAJE DE MINERALES PESADOS Y LIVIANOS
 SEPARACION USANDO BROMOFORMO

Tamices ASTM	pesados (P) g.	livianos (L) g.	Pesados %	Livianos %
50	2.63	2.36	52.6	47.2
100	2.95	2.00	59.0	40.0
200	3.48	1.53	69.6	30.6
230	3.97	1.01	79.4	20.2

TABLA .VIII
 PORCENTAJE DE MINERALES PESADOS Y LIVIANOS
 SEPARACION USANDO LA BATEA

Peso de arena g.	Pesados (P) g.	Livianos (L) g.	Pesados %	Livianos %
200	128.37	71.23	64.2	35.6

TABLA X
PORCENTAJE DE ORO RETENIDO POR MALLA

Tamices	P.R.	tenor Au	unidades metàlicas	unidades metàlicas	unidades metalicas acumuladas
ACTM	%	%	g.	%	%
50	16.64	0.0077	0.128	21.33	21.33
70	11.11	0.0064	0.071	11.83	33.16
100	15.89	0.0051	0.081	13.50	46.66
140	17.49	0.0058	0.101	16.83	63.49
200	15.31	0.0054	0.083	13.83	77.32
230	4.47	0.0051	0.023	3.83	81.15
325	8.06	0.0051	0.041	6.83	87.98
400	11.02	0.0058	0.064	10.67	98.65
cabeza	100.00	0.0060	0.600	100.00	100.00

TABLA XI

ANALISIS GRANULOMETRICO DESPUES DE 1 h. DE MOLIENDA

Tamices ASTM	P.R. g.	P.R. %	P.R.ac. %	P.P.ac. %
100	0.22	0.11	0.11	98.99
140	0.15	0.075	0.185	99.82
200	1.75	0.875	1.06	98.94
230	15.14	7.57	8.63	91.37
325	56.91	28.455	37.085	62.90
400	33.28	16.64	53.72	46.28
- 400	94.00	47.00	100.00	0.00

tiempo = 60 minutos

TABLA XII

ANALISIS GRANULOMETRICO DESPUES DE TREINTA MINUTOS DE
MOLIENDA

Tamices ASTM	P.R. g.	P.R. %	P.R.ac. %	P.P.ac. %
100	0.31	0.155	0.155	99.84
140	2.84	11.42	1.575	98.42
200	25.27	12.63	14.21	85.79
230	23.64	11.82	26.03	73.97
325	50.68	25.34	51.37	48.63
400	19.44	9.72	61.09	38.91
- 400	80.00	40.00	100.00	0.00

tiempo = 30 minutos

TABLA XIII
ANALISIS GRANULOMETRICO DESPUES DE **1h20m** DE MOLIENDA

tamices ASTM	P.R. g.	P.R. %	P.R.ac. %	P.P.ac. %
100	0.56	0.28	0.28	99.70
140	0.00	0.00	0.28	99.67
200	0.32	0.16	0.44	99.60
230	1.36	0.68	1.12	98.90
325	15.0	7.50	8.62	91.40
400	16.00	8.00	16.62	83.40
- 400	16.2	81.00	97.62	2.38

tiempo = 1 hora 20 minutos

TABLA XIV

VARIABLE : CIANURO

0.05 % NaCN

tiempo h.	NaCNi %	CaOi %	NaCNf %	CaOf %	pHf	consumo		consumo acumulado	
						NaCN %	CaO %	NaCN Kg./t.	CaO Kg./t.
		0.20		0.040	12.00		0.160		1.60
0.5	0.05	0.03	0.046	0.007	10.95	0.004	0.023	0.04	1.80
1.2	0.05	0.03	0.038	0.011	11.30	0.012	0.019	0.16	2.02
2.3	0.05	0.03	0.042	0.012	11.50	0.008	0.018	0.24	2.20
4.3	0.05	0.03	0.032	0.004	10.75	0.018	0.027	0.42	2.46
8.3	0.05	0.03	0.023	0.001	10.35	0.027	0.029	0.69	2.70
12.3	0.05	0.03	0.039	0.002	10.45	0.011	0.029	0.80	3.04
16.3	0.05	0.03	0.021	0.002	10.25	0.029	0.029	1.09	3.30
20.3	0.05	0.03	0.007	0.008	10.35	0.043	0.022	1.52	3.50
24.3	0.05	0.03	0.012	0.000	9.30	0.038	0.030	1.90	3.80

TABLA XV

VARIABLE : CIANURO

0.10 % NaCN

tiempo h.	NaCNi %	CaOi %	NaCNf %	CaOf %	pHf	consumo		consumo acumulad	
						NaCN %	CaO %	NaCN Kg./t.	CaO Kg./t.
		0.20		0.020	11.75		0.180		1.80
0.5	0.10	0.03	0.092	0.005	10.75	0.008	0.026	0.08	2.05
1.2	0.10	0.03	0.072	0.007	10.85	0.028	0.024	0.36	2.3
2.3	0.10	0.03	0.084	0.004	10.95	0.016	0.027	0.52	2.5
4.3	0.10	0.03	0.075	0.003	10.80	0.025	0.028	0.77	2.8
8.3	0.10	0.03	0.063	0.001	10.50	0.037	0.030	1.14	3.1
12.3	0.10	0.03	0.067	0.002	10.55	0.033	0.029	1.47	3.4
16.3	0.10	0.03	0.080	0.002	10.35	0.020	0.028	1.67	3.7
20.3	0.10	0.03	0.054	0.009	10.55	0.046	0.022	2.13	3.9
24.3	0.10	0.03	0.043	0.000	9.85	0.057	0.030	2.70	4.2

TABLA XVI

VARIABLE : CIANURO

0.15 % NaCN

tiempo h.	NaCNi %	CaOi %	NaCNf %	CaOf %	pHf	consumo		consumo acumulado	
						NaCN %	CaO %	NaCN Kg./t.	CaO Kg./t.
		0.200		0.021	11.75		0.179		1.8
0.50	0.15	0.035	0.120	0.010	10.95	0.03	0.025	0.3	2.0
1.50	0.15	0.035	0.088	0.012	10.50	0.06	0.023	0.9	2.3
3.83	0.15	0.035	0.120	0.008	10.75	0.03	0.027	1.2	2.5
6.83	0.15	0.035	0.118	0.006	10.75	0.32	0.029	1.5	2.8
18.41	0.30	0.075	0.060	0.002	10.30	0.24	0.073	3.9	3.6
22.41	0.15	0.035	0.104	0.004	10.50	0.05	0.031	4.4	3.9
24.00	0.15	0.035	0.076	0.160	10.25	0.07	0.019	5.1	4.1

TABLE XVII

VARIABLE : CIPOLCO

0 20 % NaCN

tiempo h.	NaCN %	CaO s	NaCNf %	CaOf s	pHf	consumo		consumo acumulado	
						NaCN %	CaO %	NaCN kg./t	CaO kg./t
		0.200		0 031	11 35		0.169		1.70
0.5	0 20	0 035	0.160	0 010	10 30	0.040	0.025	0.40	1.04
1.5	0 20	0 035	0.128	0 010	10 50	0 072	0.025	1.12	2.19
3.83	0 20	0 035	0.144	0 008	10 90	0 056	0.027	1.68	2.46
8.83	0 20	0 035	0.168	0 004	10 60	0 032	0.031	2.00	2.77
18.41	0 40	0 075	0.088	0 004	10 35	0 031	0.071	5.12	3.48
22.41	0 20	0 035	0.144	0 018	10 55	0 056	0.017	5.68	3.65
24.00	0 20	0 035	0.100	0 004	10 30	0 100	0.031	6.68	3.96

TABLE XVcIc

VARIABLES : CIENURO

0.25 % NaCN

tiempo h.	NaCNi %	CaDi %	NaCNf %	CaO< %	pHf	consumo		consumo acumulado	
						NaCN %	CaO s	NaCN <g./t	CaO <g./t
		0 20		0 016	1 80		0 184		1.80
0.5	0 25	0 08	0.156	0 062	1 95	0 094	0 018	0.94	1.98
1.5	0 25	0 08	0.230	0 079	0 85	0 020	0 000	1.14	1.98
3.5	0 25	0 08	0.204	0 080	0 65	0 046	0 000	1.60	1.98
7.5	0 25	0 08	0.224	0 080	0 55	0 026	0 000	1.86	1.98
18.9	0 50	0 16	0.176	0 058	0 35	0 324	0 102	5.10	3.00
24.0	0 25	0 08	0.124	0 038	0 15	0 126	0 042	6.36	3.42

TABLE XIX

VARIABLE : CIENSO

0 50 % N₂CN

tiempo h.	N ₂ CNi %	C ₂ O ₂ s	N ₂ CN ₂ %	CaO _f %	pH _f	consumo		consumo acumulado	
						N ₂ CN g	CaO %	N ₂ CN kg./t.	CaO Kg./t.
		0 200		0.017	11.85		0.183		1.83
0.5	0 50	0 205	0 344	0.155	10.90	0 156	0.050	1.56	2.33
1.5	0 50	0 204	0 380	0.200	11.05	0 120	0.004	2.76	2.37
3.5	0 50	0 204	0 420	0.196	11.30	0 080	0.008	3.56	2.45
7.5	0 50	0 204	0 456	0.176	11.05	0 044	0.028	4.00	2.73
18.9	1 00	0 408	0 400	0.162	10.95	0 600	0.246	10.00	5.19
24.0	0 50	0 204	0 260	0.116	10.60	0 240	0.088	12.40	6.07

TABLE XX

VARIABLES : GROWTH

- 40 PSTM

CIENCO

0 10 % NaCN

tiempo h.	NaCN %	CaO %	NaCN %	CaO %	pH	consumo		consumo acumulado	
						NaCN %	CaO %	NaCN Kg./t.	CaO Kg./t.
		0 20		0 001	9.30		0 199		1.99
0.50	0 10	0 03	0 070	0 004	10.10	0 030	0 026	0 3	2.25
1.50	0 10	0 03	0 070	0 001	10.15	0 030	0 029	0 6	2.54
3.50	0 10	0 03	0 064	0 030	10.35	0 036	0 027	0 96	2.81
14.00	0 30	0 09	0 084	0 001	10.25	0 216	0 089	3 12	3.70
17.75	0 10	0 03	0 068	0 001	10.25	0 032	0 029	3 44	3.99
21.75	0 10	0 03	0 064	0 002	10.20	0 036	0 028	3 8	4.27
24.00	0 10	0 03	0 056	0 002	10.15	0 044	0 028	4 24	4.55

TABLE XXI

VARIABLES : GRANULOMETRIA - 000 μSTM
 OIOWRO 0 10 % NaCN

tiempo h.	NaONi %	CaOi %	NaCNf %	CaO< %	pH<	consumo		consumo acumulado	
						NaCN %	CaO s	NaCN Kg./t.	CaO <g./t
		0 20		0 004	10.55		0.196		1.96
0 50	0.10	0 03	0 074	0 004	10.85	0 026	0.026	0.26	2.22
1 50	0.10	0 03	0 036	0 005	10.80	0 064	0.025	0.90	2.47
3 50	0.10	0 03	0 056	0 005	10.50	0 044	0.025	1.34	2.72
14 08	0.30	0 09	0 080	0 001	10.45	0 022	0.089	3.54	3.61
17 75	0.10	0 03	0 102	0 002	10.45	0 000	0.028	3.54	3.89
21 75	0.10	0 03	0 080	0 002	10.40	0 020	0.028	3.74	4.17
24 00	0.10	0 03	0 042	0 000	9.80	0 058	0.030	4.32	4.47

TRABAJO XXII

VARIABLES : GMPNWLOMETRIAS

- CO ASTM

CCPNWRO

0 25 % NaCN

tiempo h.	NaCNi %	O ₂ Oi %	NaON< %	CaOK %	pH< %	tenor Au g./T.	consumo		consumo acumulado		recwp. Aw %
							NaCN %	CaO %	NaCN Kg./t.	CaO Kg./t.	
		0 20		0 016	11.45			0.184		1.84	
0.50	0 25	0 08	0.160	0 012	11.20	10 31	0 090	0.068	0.90	2.52	25.78
2.08	0 25	0 08	0.192	0 008	11.15	23 69	0 058	0.072	1.48	3.24	59.23
4.08	0 25	0 08	0.246	0 008	11.30	24 01	0 004	0.072	1.52	3.96	60.02
8.75	0 25	0 08	0.186	0 008	10.95	25 47	0 064	0.072	2.16	4.68	63.67
21.25	0 75	0 24	0.236	0 008	11.05	25 49	0 514	0.232	7.30	7.00	63.72
24.00	0 25	0 08	0.172	0 004	10.65	26 70	0 078	0.076	8.08	7.76	66.75

TABLE XXXI

VARIABLES : GRINDING TIME

- 400 mesh

CIENSO

0.25 % NaCN

tiempo h.	NaCN %	CaD %	NaON %	C ₂ O ₄ s	pH	tenor Au g./T	consumo		consumo acumulado		recup %
							NaCN %	C ₂ O ₄ s	N CN g./t	CaD Kg./t.	
		0.2		0.012	10.90			0.188		1.88	
0.5	0.25	0.08	0.162	0.020	11.40	8.90	0.088	0.060	0.88	2.48	20.55
2.08	0.25	0.08	0.216	0.012	11.55	32.23	0.034	0.068	1.22	3.16	74.43
4.08	0.25	0.08	0.182	0.024	11.55	32.61	0.068	0.056	1.90	3.72	75.31
8.75	0.25	0.08	0.178	0.012	11.15	34.76	0.072	0.068	2.72	4.46	80.28
Z1.25	0.75	0.24	0.130	0.004	10.90	36.37	0.20	0.234	8.82	6.76	83.99
Z4.00	0.25	0.08	0.138	0.000	10.25	37.15	0.12	0.080	9.94	7.56	85.80

TABLA XXIV

VARIABLES : DENSIDAD DE PULPA 40 %

TIEMPO 48 h.

tiempo h.	NaCNi %	CaOi %	NaCNf %	CaOf %	phf	tenor Au g./T.	consumo		consumo acumulado		recup. Au %
							NaCN %	CaO %	NaCN Kg./t.	CaO Kg./t.	
		0.20		0.016	12.25			0.140		1.4	
0.50	0.25	0.07	0.179	0.020	11.70	10.56	0.071	0.050	0.71	1.9	23.16
1.92	0.25	0.07	0.208	0.028	11.80	22.13	0.042	0.042	1.13	2.32	48.53
6.00	0.25	0.06	0.209	0.010	11.30	25.49	0.031	0.050	1.44	2.82	58.90
17.83	0.75	0.18	0.176	0.005	11.05	27.34	0.574	0.175	7.18	4.57	59.96
23.33	0.25	0.04	0.214	0.005	10.95	29.93	0.036	0.035	7.54	4.92	65.64
27.25	0.25	0.02	0.231	0.004	10.90	30.28	0.016	0.016	7.70	5.08	66.40
40.00	0.75	0.06	0.118	0.006	10.65	33.43	0.632	0.054	14.02	5.62	73.71
48.00	0.25	0.02	0.192	0.010	9.85	35.13	0.058	0.010	14.60	5.72	77.04

TABLA XXV

VARIABLES : DENSIDAD DE PULPA 30 %
 TIEMPO 48 h.

tiempo h.	NaCNi %	CaDi %	NaCNf %	CaOf %	phf	tenor Au g. /T.	consuma		onsumo acumuladc		recup. AU %
							NaCN %	CaO %	NaCN Kg. /t.	CaO Kg. /t.	
		0.20		0.066	12.35			0.134		1.34	
0.5,	0.20	0.07	0.146	0.034	12.00	6.77	0.054	0.036	0.54	1.70	15.82
1.92	0.25	0.07	0.119	0.035	12.05	13.89	0.131	0.035	1.85	2.05	32.45
6.00	0.25	0.06	0.196	0.019	11.65	16.88	0.114	0.041	2.99	2.46	39.44
17.83	0.65	0.18	0.140	0.010	11.35	17.28	0.510	0.170	8.09	4.16	40.37
23.33	3.25	0.34	0.119	0.005	11.00	17.66	0.131	0.029	9.4	4.45	41.26
27.25	0.25	0.02	0.121	0.005	10.90	19.39	0.129	0.015	10.69	4.60	45.30
40.00	0.75	0.06	0.366	0.006	11.05	24.07	0.384	0.054	14.53	5.14	56.24
48.00	0.25	0.02	0.192	0.008	10.75	24.77	0.058	0.012	15.11	5.26	57.64

TABLA XXVI

RESULTADOS DE LAS DOCE PRUEBAS DE CIANURACION

granu- lome - tria ACTM	lensi- dad de pulp %	NaCN %	CaO %	pH	t e n o r			consumo		recup. %AU	cola %AU
					cabeza g./T.	conc. g./T.	cola g./T.	NaCN Kg./t.	cal Kg./t.		
- 200	50	0.05	0.030	10.70	46.70	30.82	15.88	1.90	9.50	66.00	34.00
- 200	50	0.10	0.030	10.70	46.70	35.02	11.68	2.70	10.50	75.00	25.00
- 200	50	0.15	0.035	10.70	40.00	30.70	9.30	5.10	10.25	76.75	23.25
- 200	50	0.20	0.035	10.70	46.65	36.26	10.39	6.68	9.90	77.73	22.27
- 200	50	0.25	0.080	10.80	46.70	38.53	8.17	6.36	8.55	82.50	17.50
- 200	50	0.50	0.204	11.10	46.70	32.04	14.66	12.40	15.18	68.61	31.39
- 40	50	0.10	0.030	10.10	40.00	25.60	14.40	4.24	11.38	64.00	36.00
- 400	53	0.10	0.030	10.50	43.35	32.63	10.62	4.32	11.18	75.50	24.50
- 40	50	0.25	0.080	11.10	40.00	26.70	13.30	4.08	19.40	76.75	33.25
- 400	50	0.25	0.080	11.10	43.30	37.15	6.15	9.94	18.90	85.80	14.20
- 200	40	0.25	0.070	11.16	45.60	35.13	10.47	14.60	14.30	77.04	22.96
- 200	30	0.25	0.070	11.46	42.80	24.67	18.13	15.11	13.15	57.64	42.36

BIBLIOGRAFIA

1. BRISTOW C. . HOFFSTETTER R. . Lexique Stratigraphique International. Vol. V. Amérique Latine, Fasc. 5 a 2. Ecuador. CNRS. Paris 1977. pp. 180-189.
2. CANADAS CRUZ LUIS. El mapa bioclimático y ecológico del Ecuador. 1985. pp. 136-140.
3. DORR V. N. JOHN. Cyanidation and Concentration of Gold and Silver ores. Mc Graw-Hill Book Company, Inc New York and London. 1936. pp. 22-50, pp. 217-396.
4. ESCOBAR ALVAREZ JESUS. ECHEVERKY VILLA ALBERTO, Notas sobre minería de veta y cianuración, Asociación Colombiana de **Mineros**. Medellín-Colombia, 1942. pp. 102-191.
5. HAMILTON E. M., Manual of Cyanidation, Mc Graw-Hill Book Company, Inc. New York and London, 1920, pp. 1-53, pp. 162-199.
6. INSTITUTO GEOGRAFICO MILITAR (IGM). Atlas del Ecuador. Banco Central del Ecuador, 1982, pp. 8-25,

7. JHA M.C.. Recovery of Gold and Silver from Cyanide Solutions: A Comparative study of various process. Inc. Golden, Colorado, United States, 1984, 29 p.
8. LOZADA L.. MARCELO S.: Beneficio de minerales auríferos. Escuela Politécnica Nacional, Instituto de Investigación Tecnológica, Quito Ecuador, 1986, pp. 3-63.
9. MEZA SALCEDO LUIS ALBERTO. Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos v hidrometalurgia de los metales preciosos. Medellín, 1981, pp. 1-80.
10. RENGEL ESPINOZA J.. Desarrollo Nacional de la Minería Ecuatoriana. Escuela Superior Politécnica del Litoral, Guayaquil, Ecuador, 1985, pp. 94-98.
11. SHEPARD CUTLER ORSON, DIETRICH WALDEMAR F., Fire Assaying, Mc. Graw-Hill Book Company, Inc. New York and London, 1940, pp. 85-164.
12. TORRES RAUL, Estudio Geológico Minero del área "San José", 1985, 6 p.