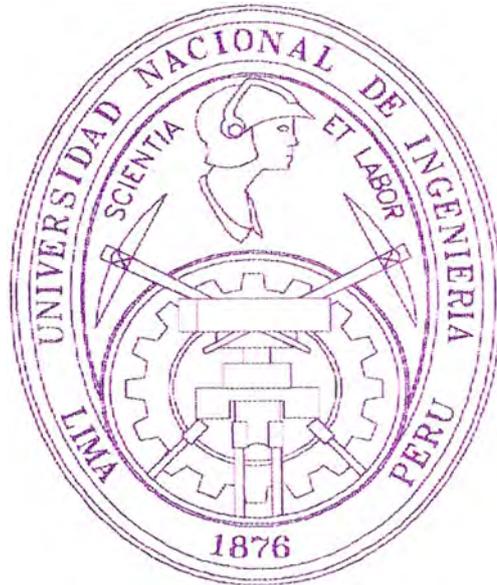


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
FACULTAD DE INGENIERIA GEOLOGICA
MINERA Y METALURGICA**



**DISEÑO DE UNA PLANTA DE CIANURACION POR
AGITACION CON CARBON EN PULPA EN
CONTRACORRIENTE PARA LA COMPAÑÍA MINERA
RIO AZUL S.A."**

INFORME DE INGENIERIA

Para Optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

PRESENTADO POR:

MARIA FLOR SUAREZ SANCHEZ

Lima - Perú

I N D I C E

		N° PAGINA
	CAPITULO I: INTRODUCCION.....	8
1.1	INTRODUCCION.....	8
1.2	ANTECEDENTES.....	8
1.3	OBJETIVOS DEL PROYECTO.....	9
	 CAPITULO II: ASPECTOS GENERALES DE LA COMPAÑÍA MINERA RIO AZUL S.A.	 10
2.1	UBICACIÓN DE LA MINA	10
2.2	ACCESIBILIDAD.....	10
2.3	GEOLOGIA Y MINERALIZACION.....	10
2.4	EVALUACION DE RESERVAS.....	11
	 CAPITULO III: PRUEBAS METALURGICAS.....	 13
3.1	CARACTERIZACION DEL MINERAL.....	13
3.1.1	Mineralogía.....	13
3.1.2	Composición química.....	13
3.1.3	Gravedad específica.....	13
3.1.4	Indice de trabajo.....	13
3.2	ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MINERAL DE CABEZA.....	14
3.3	MOLIENDABILIDAD.....	14
3.4	PRUEBAS METALURGICAS	23
3.4.1	Cianuración por Agitación.....	23
3.4.1.1	Cianuración variando el pH.....	23

	N° PAGINA
3.4.1.2	Cianuración variando la granulometría..... 28
3.4.1.3	Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0,05%..... 33
3.4.1.4	Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0,10%..... 34
3.4.1.5	Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0,20%..... 37
3.4.1.6	Cianuración con Carbón en pulpa..... 40
3.4.2	CIANURACION EN COLUMNAS..... 47
3.4.2.1	Cianuración variando el pH..... 47
3.4.2.2	Cianuración variando la granulometría..... 60
3.4.2.3	Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0,05%..... 68
3.4.2.4	Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0,10%..... 72
3.4.2.5	Cinética de cianuración con una fuerza de cianuro de 0,20%..... 72
	CAPITULO IV: DISEÑO DE LA PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE..... 75
4.1	PARAMETROS DE DISEÑO..... 75
4.2	SELECCIÓN DE EQUIPOS Y MATERIALES..... 75
4.3	DESCRIPCION DEL PROCESO..... 77
4.3.1	Sección Chancado..... 77
4.3.2	Sección Molienda..... 77
4.3.3	Sección de Agitación y Adsorción..... 78
4.3.4	Sección Relaves..... 79
4.3.4.1	Almacenamiento de relaves..... 79
4.4	BALANCE METALURGICO..... 79

4.5	ENERGIA Y AGUA.....	79
4.5.1	Energía.....	79
4.5.2	Agua.....	80
4.6	SERVICIOS AUXILIARES.....	81
4.7	ASPECTOS DEL MEDIO AMBIENTE.....	82
4.7.1	Medidas de mitigación en planta.....	82
4.7.1.1	Control de efluentes.....	82
4.7.1.2	Control de producción de polvos en la sección chancado.....	83
4.7.1.3	Control de derrames producidos en la sección molienda..	83
4.7.1.4	Medidas a tomarse para el diseño de la cancha de relaves.....	83
4.7.1.5	Métodos para la destrucción del cianuro remanente en los residuos líquidos y sólidos producidos durante la operación de la planta.....	84
	CAPITULO V: EVALUACION ECONOMICA.....	87
5.1	VALOR DE LA PRODUCCION.....	87
5.1.1	Valor de la producción para el proceso de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en contracorriente.....	87
5.2	COSTOS DE OPERACIÓN.....	88
5.2.1	Mina.....	89
5.2.2	Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en contracorriente.....	91
5.2.3	Mantenimiento.....	93
5.2.4	Administración.....	94
5.3	ESTIMACION DEL COSTO DE INVERSION.....	96
5.3.1	Mina.....	96
5.3.2	Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en contracorriente.....	97

	N° PAGINA
5.3.3	Servicios Auxiliares..... 98
5.4	BALANCE ECONOMICO 99
5.4.1	Determinación de Indices Económicos: VAN - TIR..... 99
5.4.2	Rentabilidad del proceso de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en contracorriente..... 100
5.5	CRONOGRAMA DEL PROYECTO..... 102
CAPITULO VI:	RECOMENDACIONES Y
CONCLUSIONES	103
CAPITULO VII: BIBLIOGRAFIA	110
ANEXO 1 :.....	111
PLANO DE UBICACIÓN DE LA MINA RIO AZUL.....	112
ANEXO 2 :.....	113
* Cálculos de la selección de equipos y materiales de la planta CIP.....	114
ANEXO 3 :.....	124
* Diagrama de flujo de operación de la planta CIP.....	125
* Diagrama de flujo balanceado de la planta CIP.....	127
ANEXO 4:.....	129
LISTADO DE PLANTAS QUE APLICAN EL PROCESO CIP.....	130

A las dos personas más queridas en este mundo, en reconocimiento de su invaluable sacrificio, con amor y gratitud, que Dios los bendiga.

Mis padres

A mi querido esposo por su
cariño y constante aliento

A mis hermanos por su paciencia y
valioso apoyo.

RESUMEN

El presente trabajo estudio trata sobre el diseño de una planta que procesará 50 TM/día aplicando el proceso de cianuración por **agitación con carbón en pulpa en contracorriente**.

Conocidas las características del mineral (composición química, asociación mineralógica, porosidad y su evidente reacción de disolución ante la presencia de NaCN) se presenta como alternativa la aplicación del presente proceso considerando los resultados obtenidos en las pruebas experimentales a que fue sometido.

El proceso que se propone es el indicado para minerales de alta ley, como es el caso del mineral de la Compañía Minera Rio Azul (**20.35 gr Au/TM, 52.87 gr Ag/TM**).

Los resultados obtenidos en las pruebas metalúrgicas realizadas permitieron obtener extracciones de oro del orden de **95%** y de plata de **60%**.

Con el fin de establecer otros posibles procesos de tratamiento para este mineral se realizaron una serie de pruebas de cianuración en columnas (para la aplicación de la lixiviación en pilas o heap leaching) y aunque los resultados fueron satisfactorios, el porcentaje de extracción de oro alcanzaba el 70%, por lo que se concluye que con este proceso se estaría arrojando al relave un promedio de 6.5 gr Au/TM.

Ante la eventualidad de posibles problemas que se presenten por la puesta en marcha de la planta que afecten el medio ambiente se presentan propuestas concretas de solución inmediata para cada caso.

Al evaluar el valor total de los contenidos recuperables de (oro + plata) se obtiene que este asciende a: US \$ 192.878 para un marco de 54,270 TM de reservas.

En cuanto a la inversión programada para el proyecto, este asciende a: US \$ 562,325 para una explotación de 1,500 TM/mes.

Con la determinación de los índices económicos (VAN - TIR) en las condiciones citadas se concluye que el proyecto a llevarse a cabo es **factible y la rentabilidad del proyecto asciende a: US \$ 157.454/TM**.

Esta rentabilidad califica como atractiva la explotación del mineral de la Compañía Minera Rio Azul S.A.

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 INTRODUCCION

El yacimiento aurífero "RIO AZUL" ha sido explorado en forma de cateos, trincheras, piques y calicatas; permitiendo el reconocimiento de ciertas estructuras que favorecieron la continuidad de las exploraciones y su posible explotación, destacando las vetas denominadas: Veta Cono y Veta Lechuza.

Los resultados de la continuidad de las exploraciones, análisis de muestra y pruebas metalúrgicas conducen a continuar la exploración y desarrollo a mayor profundidad para probar reservas para la explotación.

Culminadas las labores de exploración se puede continuar con desarrollos que justifiquen la instalación de una planta de cianuración por agitación con carbón en pulpa en contracorriente para una capacidad de 1,500 TM/mes.

1.2 ANTECEDENTES

La Compañía Minera RIO AZUL S.A. en sus inicios comenzó a trabajar con minerales de alta ley de oro (3 - 4 oz Au/TM) empleando el proceso de cianuración en vats. Donde se construyó un vat de 20 TM para ejecutar el pilotaje. Las soluciones cosechadas fueron tratadas en columnas de carbón activado. La desorción y refinación del carbón cargado con oro se llevó a cabo en la Compañía FINESSE (Lima).

Debido a que las leyes de oro fueron altas y la granulometría empleada de 100% -1" la eficiencia de extracción fue del orden del 55% de oro contenido en la cabeza.

Posteriormente se realizó un proyecto para trabajar los minerales por cianuración en pilas, la cual no se llegó a concretar por problemas administrativos de la mina.

Existen estudios anteriores de cianuración por agitación y columnas las cuales muestran la docilidad del mineral al cianuro. (Estudio ejecutado por el Ing. Edwilde Yoplac C. - Banco Minero).

Con respecto a la mina existen galerías de 100m de avance y otros niveles que han comenzado a desarrollarse; por lo que el desarrollo para el presente proyecto será menos complicado.

1.3 OBJETIVO DEL PROYECTO

El objetivo del presente trabajo es proponer la factibilidad técnica y económica de la explotación del yacimiento aurífero RIO AZUL a una capacidad inicial de 1500 TM/mes.

Se propone aprovechar la docilidad del mineral aurífero de RIO AZUL al tratamiento de cianuración pudiendo obtener recuperaciones de oro superiores al 90%.

Los resultados satisfactorios de las pruebas metalúrgicas realizadas así como las reservas minerales permiten justificar desde el punto de vista económico - metalúrgico la instalación de una planta de cianuración por agitación con carbón en pulpa en contracorriente.

Se debe aprovechar las condiciones favorables con que cuenta la Cía. Minera RIO AZUL para la instalación de su planta de cianuración; como son:

- Facilidad de abastecimiento de agua (será comprada del canal de irrigación de los terrenos de cultivo circundantes).
- Acceso a la planta desde las vetas a trabajar, directamente de la Veta Cono y por carretera de la Veta Lechuza.
- Facilidades de almacenamiento de relaves en las áreas eriazas.
- Condiciones topográficas y físicas que facultan su construcción.
- Acceso directo a la planta por carretera.

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES DE LA COMPANIA MINERA RIO AZUL S.A.

2.1 UBICACION DE LA MINA

La zona de RIO AZUL se ubica a 8 km de la ciudad de Huaral en la irrigación de la Esperanza Baja, en el distrito de Huaral, Provincia de Huaral, Departamento de Lima.

2.2 ACCESIBILIDAD

El acceso se realiza desde Lima, según el siguiente itinerario:

Lima - Chancay - Huaral.

Cuenta con una carretera accesible hasta las mismas estructuras mineralizadas. La altura varía de 200 a 300 m.s.n.m., el área cuenta con los servicios de agua y fluido eléctrico a corta distancia; encontrándose rodeada de terrenos de cultivo.

2.3 GEOLOGIA Y MINERALIZACION

Las estructuras mineralizadas se encuentran emplazadas en el Cerro Cono, que tiene la forma cónica y aparece en forma aislada y rodeado de material cuaternario cultivado.

El Cerro Cono está constituido íntegramente por el intrusivo de composición diorítica del cretáceo superior al terciario; luego a su emplazamiento hubo intensa erosión.

Estructuralmente las vetas tienen la dirección de rumbo EN con buzamiento al NW y al SE con cierta perpendicularidad al eje de la Cordillera de los Andes.

Estas vetas se formaron por los esfuerzos compresionales perpendiculares al rumbo de la Cordillera de los Andes (de SW a EN y de EN a SW).

El yacimiento es de tipo aurífero y se halla ligado al Norte del Batolito de la Costa.

Su mineralogía es simple, está constituida por cuarzo hialino, cuarzo lechoso, calcita, limonita como oxidación de la pirita, muy poca presencia de malaquita como oxidación del sulfuro de cobre (chalcopirita) y mineralización de oro más ligado a los óxidos.

La oxidación puede alcanzar una profundidad de 100 m. verticales encontrando oro libre en los óxidos, por ello desde el punto de vista metalúrgico existen mayores posibilidades de recuperación.

En algunos tramos de la veta se observa diques andesíticos, como inyección de roca ígnea antes de la mineralización del oro.

Posterior a la metalización se produjo colonización y ceritización de la roca encajonante y se presenta más visible en los clavos mineralizados.

La textura es de relleno a manera de franjas paralelas discontinuas en cuanto a su potencia, lo cual es usual en este tipo de vetas auríferas.

El orden de cristalización está representado por el cuarzo, pirita a veces chalcopirita ligado a ellos el oro y la calcita, los óxidos hidratados son posteriores.

2.4 EVALUACION DE RESERVAS

Para la evaluación de reservas se realizó el estudio geológico de diferentes estructuras mineralizadas.

El muestreo se llevó a cabo en las canchas de exploración de los diferentes cateos realizados a lo largo de las vetas.

El ancho de veta no se ha diluido por cuanto se va a emplear la exploración selectiva (método de circado) inicialmente se explorará la parte pobre, luego la estructura mineralizada.

La influencia vertical para el cálculo de reserva se ha considerado en $2 \times 1/5$, siendo la longitud del afloramiento de veta.

Se determina un peso específico de 2.68 por la ausencia de sulfuros.

Las primeras exploraciones que se realicen serán orientadas hacia la explotación de las estructuras que ofrecen actualmente mayores y mejores posibilidades, principalmente aquellas que por su accesibilidad, mayores exploraciones y mejores leyes permitirán mediante desarrollos una explotación rápida que asegure un abastecimiento de una planta de beneficio de 50 TM/día.

La clasificación de las reservas han sido consideradas por su accesibilidad.

Mineral accesible: Es el mineral que se halla sobre la galería principal.

Mineral eventualmente accesible: Es el mineral que se halla debajo de la galera principal.

Las reservas minerales calculadas para la Veta Cono y Veta Lechuza al mes de Julio de 1997, se muestra en la Tabla N°01.

**TABLA N° 01: MINERAL ACCESIBLE Y EVENTUALMENTE
ACCESIBLE PROBABLE FILONIANO**

VETA	TM	Ley gr Au/TM
- Cono		
Mineral accesible probable	2270	25.70
Mineral eventualmente accesible probable	20020	14.20
- Lechuza		
Mineral accesible probable	14460	28.10
Mineral eventualmente accesible probable	17520	13.40
	54270	20.35

CAPITULO III

PRUEBAS EXPERIMENTALES

3.1 CARACTERIZACION DEL MINERAL

3.1.1 Mineralogía

Su mineralogía es simple, está constituida por cuarzo hialino, cuarzo lechoso, calcita, limonita como oxidación de la pirita, muy poca presencia de malaquita como oxidación del sulfuro de cobre (chalcopirita) y mineralización de oro más ligado a los óxidos.

3.1.2 Composición química

El análisis químico en promedio del mineral a emplearse se muestra en la siguiente tabla:

Tabla N°02 : ANALISIS QUIMICO DEL MINERAL DE CABEZA

Au (Oz /TC)	Au (gr/TM)	Ag (Oz/TC)	Cu (%)
0.65	20.35	1.700	0.05

3.1.3 Gravedad específica

La gravedad específica se determinó utilizando el método del **PICNOMETRO**.

Gravedad específica = 2.68 gr/cc

3.1.4 Indice de trabajo

El Indice de trabajo (Work Index) fue determinado por el método de Bond.

Work Index = 12.82 Kw-h/T

3.2 ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MINERAL DE CABEZA

La Tabla N°03 muestra el análisis granulométrico típico del mineral de cabeza proveniente de mina.

El gráfico N°01, muestra la curva de Gates Gaudin Schuhmann (G-G-S) para la distribución granulométrica (distribución de tamaños) del mineral cabeza.

Tabla N° 03: ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MINERAL DE CABEZA

Malla	Abertura (micrones)	Peso (gr)	% Peso	Acum (+)	Acum (-)
1 ½"	38100	971.30	9.71	9.70	90.3
1"	25400	2249.00	22.49	32.20	67.80
¾"	19050	1487.85	14.88	47.10	52.90
5/8"	15875	784.60	7.85	54.90	45.10
½"	12700	914.55	9.15	64.10	35.90
3/8"	9510	1025.70	10.26	74.30	25.70
4	4760	1101.95	11.02	85.30	14.70
6	3360	333.90	3.34	88.70	11.30
8	2380	196.50	1.97	90.70	9.30
10	2000	77.10	0.77	91.40	8.60
14	1410	150.50	1.51	92.90	7.10
20	841	161.20	1.61	94.50	5.50
30	595	60.60	0.61	95.10	4.90
40	420	46.70	0.47	95.60	4.40
50	297	49.80	0.50	96.10	3.90
70	210	61.60	0.62	96.70	3.30
100	150	52.30	0.52	97.30	2.70
150	106	39.20	0.39	97.60	2.40
200	74	50.10	0.50	98.10	1.90
-200		185.55	1.86	100.00	0.00

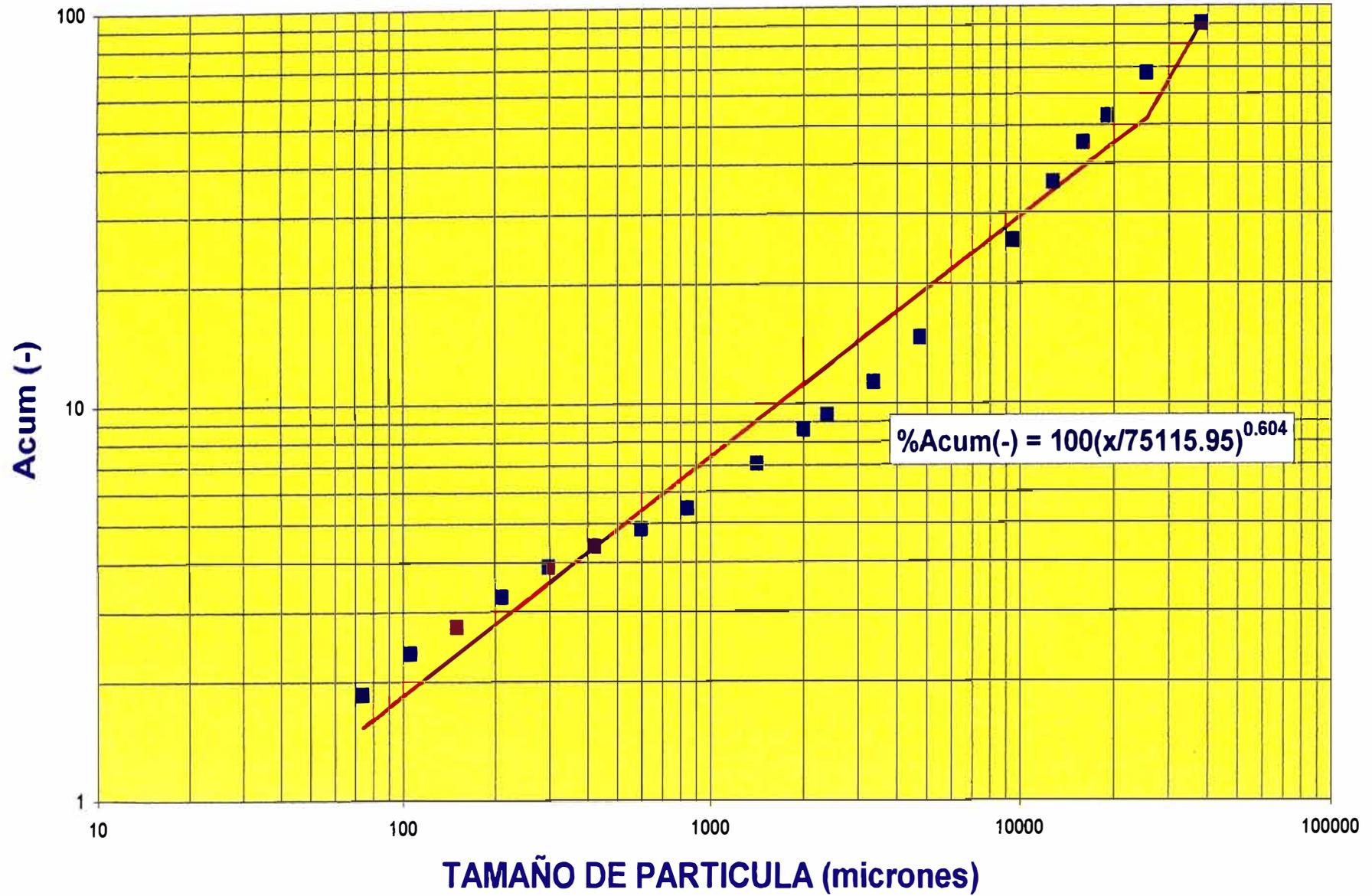
3.3 MOLIENDABILIDAD

Para obtener el tiempo óptimo de molienda en las pruebas de agitación se realizaron pruebas de molienda, se usa como referencia la malla 200 (74 micrones).

Las pruebas de molienda se realizan para determinar el tiempo que debe molerse un mineral hasta obtener la mejor liberación de la parte valiosa, los tiempos de molienda seleccionados fueron: 0', 5', 15' y 25' los resultados se muestran en las Tablas N° 04, N°05, N°06 y N°07

GRAFICO N°01

ANALISIS GRANULOMETRICO DEL MINERAL DE CABEZA



respectivamente; los resultados de estas tablas se representan en los gráficos N°02, N°03, N°04 y N°05.

La Tabla N°08 presenta el resumen de los resultados obtenidos necesarios para trazar la **curva de moliendabilidad**.

El gráfico N°06 representa la cinética de molienda.

PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD

Condiciones de prueba

Peso de mineral: 1000 gr.

Volumen de agua: 500 cc

TABLA N°04: TIEMPO DE MOLIENDA 0'

Malla	Abertura (micrones)	Peso retenido (gr)	% Peso	Acum (+)	Acum (-)
14	1410	102.00	10.20	10.20	89.80
20	841	172.10	17.21	27.41	72.59
30	595	104.00	10.40	37.81	62.19
40	420	84.60	8.46	46.27	53.73
50	297	65.10	6.51	52.78	47.22
70	210	74.10	7.41	60.19	39.81
100	150	154.00	15.40	75.59	24.41
150	106	36.40	3.64	79.23	20.77
200	74	49.10	4.91	84.14	15.86
-200		158.60	15.86	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

TABLA N° 05: TIEMPO DE MOLIENDA 5'

Malla	Abertura (micrones)	Peso retenido (g)	% Peso	Acum (+)	Acum (-)
14	1410	2.50	0.25	0.25	99.75
20	841	8.00	0.80	1.05	98.95
30	595	10.90	1.09	2.14	97.86
40	420	28.20	2.82	4.96	95.04
50	297	73.40	7.34	12.30	87.70
70	210	172.40	17.24	29.54	70.46
100	150	118.60	11.86	41.40	58.60
150	106	85.30	8.53	49.93	50.07
200	74	99.20	9.92	59.85	40.16
-200		401.50	40.15	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

GRAFICO N° 02
TIEMPO DE MOLIENDA 0'

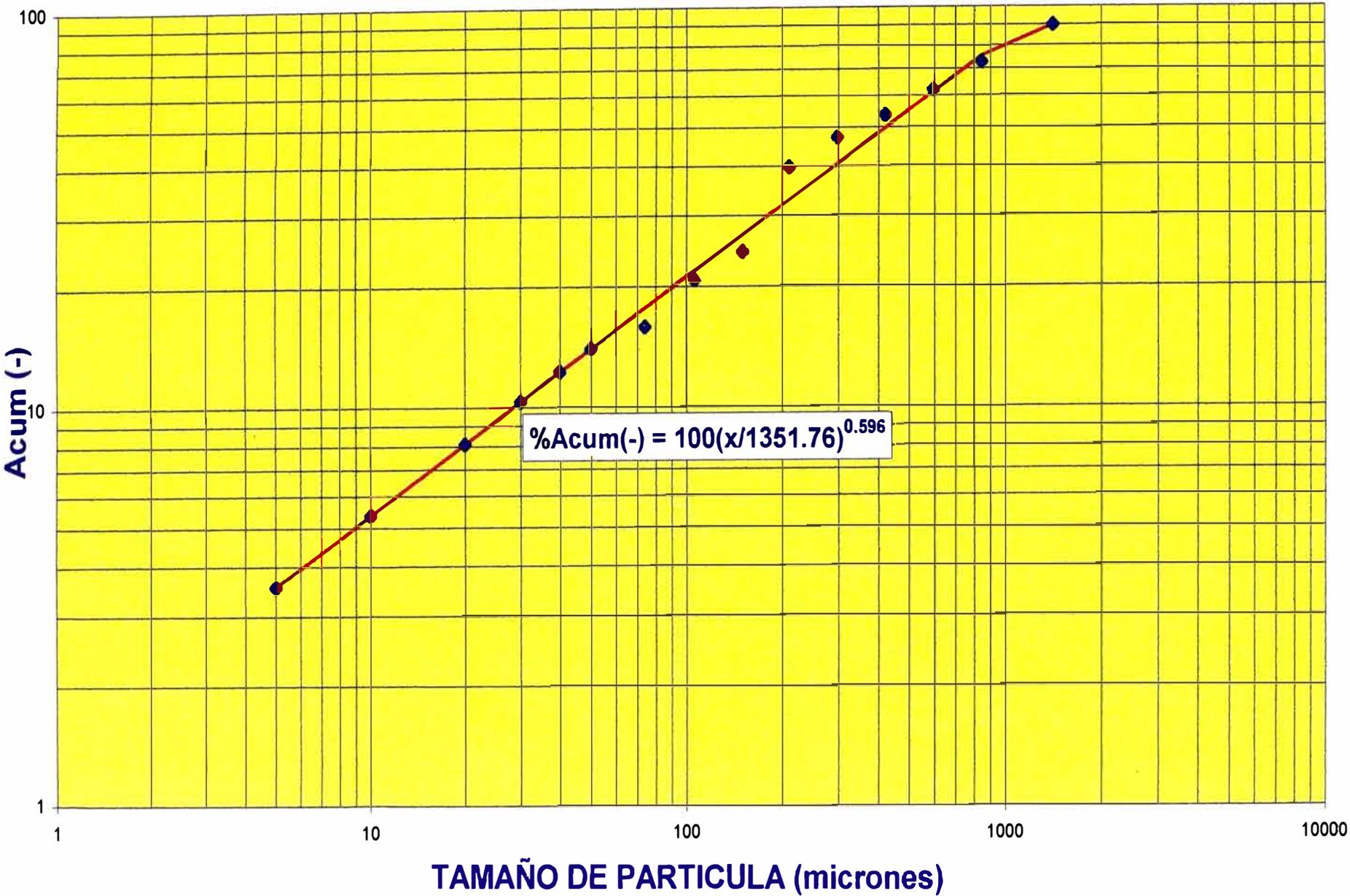


GRAFICO N° 03

TIEMPO DE MOLIENDA 5'

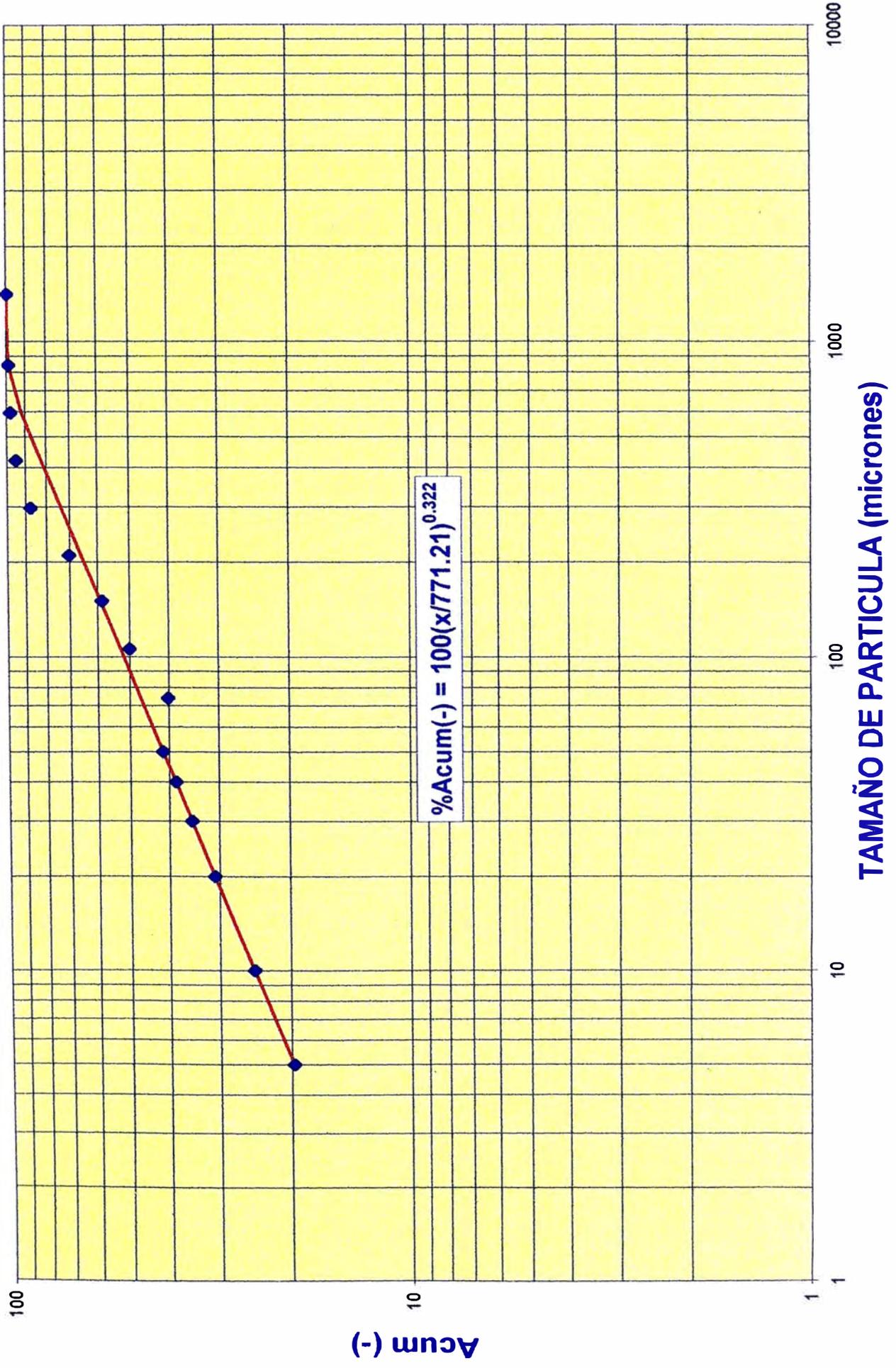


GRAFICO N° 04
TIEMPO DE MOLIENDA 15'

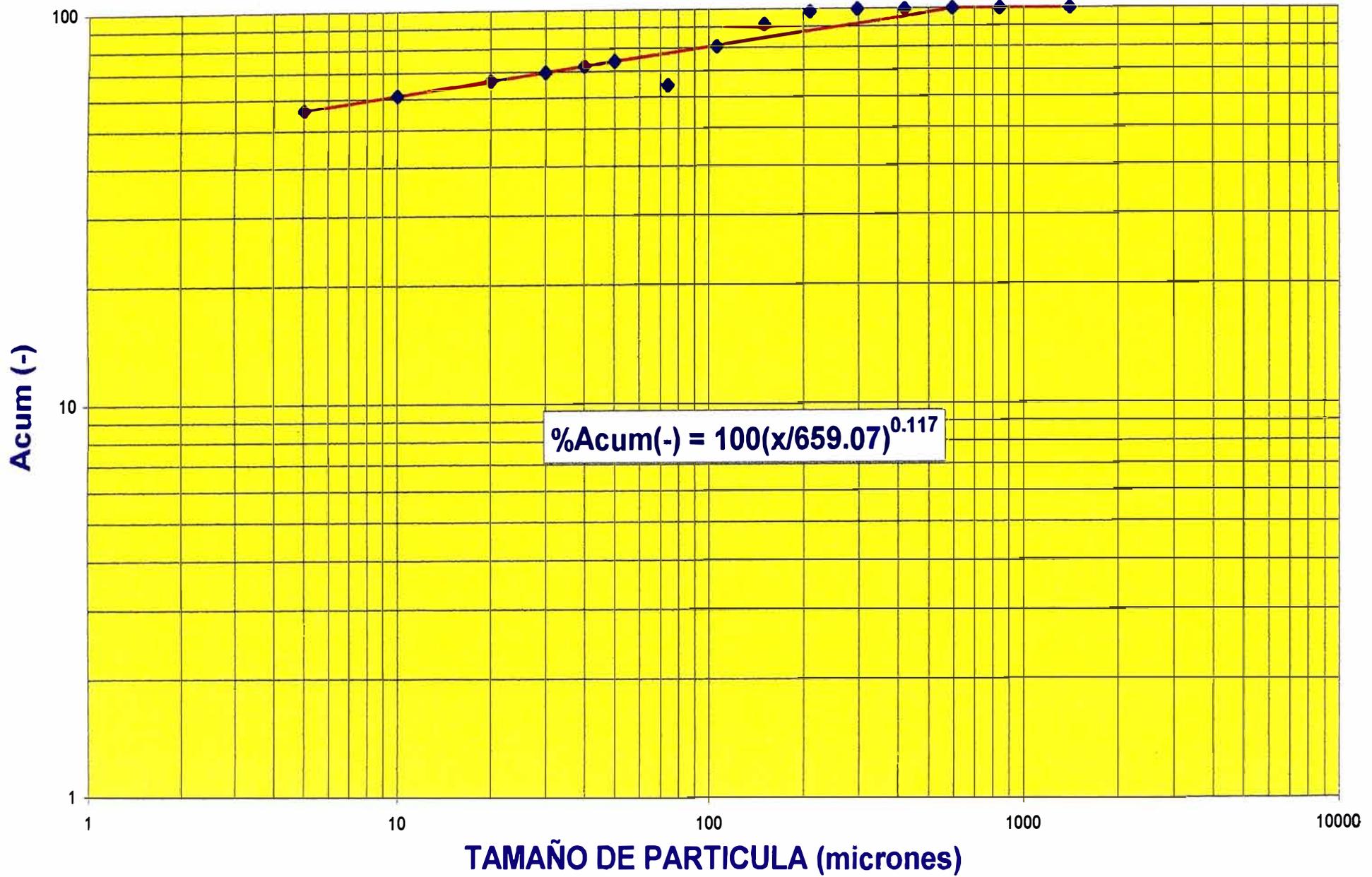


GRAFICO N° 05
TIEMPO DE MOLIENDA 25'

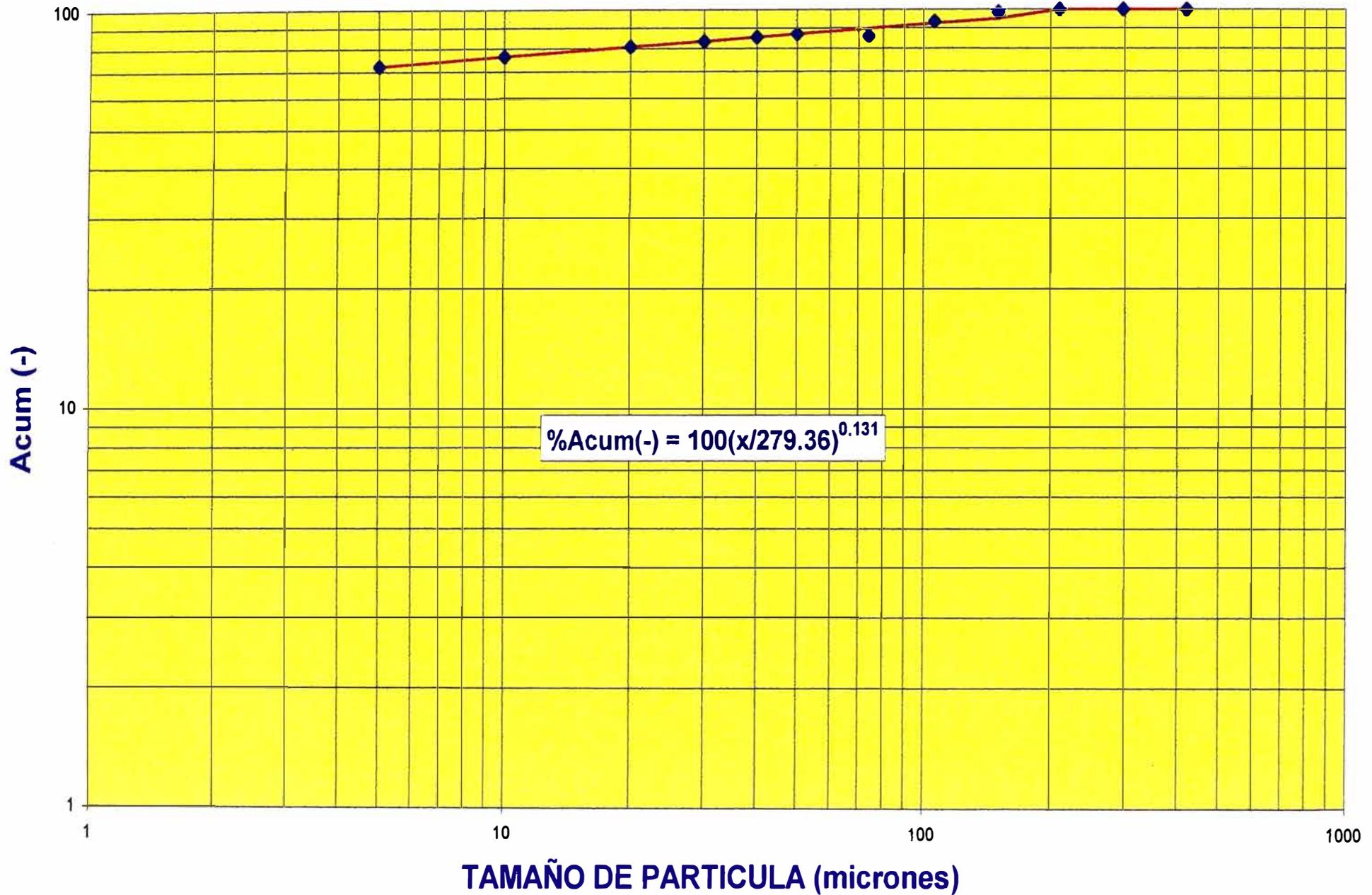


TABLA N° 06: TIEMPO DE MOLIENDA 15'

Malla	Abertura (micrones)	Peso retenido (g)	% Peso	Acum (+)	Acum (-)
14	1410	0.10	0.01	0.01	99.99
20	841	0.10	0.01	0.02	99.98
30	595	0.50	0.05	0.07	99.93
40	420	2.00	0.20	0.27	99.73
50	297	0.40	0.04	0.31	99.69
70	210	12.90	1.29	1.60	98.40
100	150	70.30	7.03	8.63	91.37
150	106	108.70	10.87	19.50	80.50
200	74	160.50	16.05	35.55	64.45
-200		644.50	64.45	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

TABLA N° 07: TIEMPO DE MOLIENDA 25'

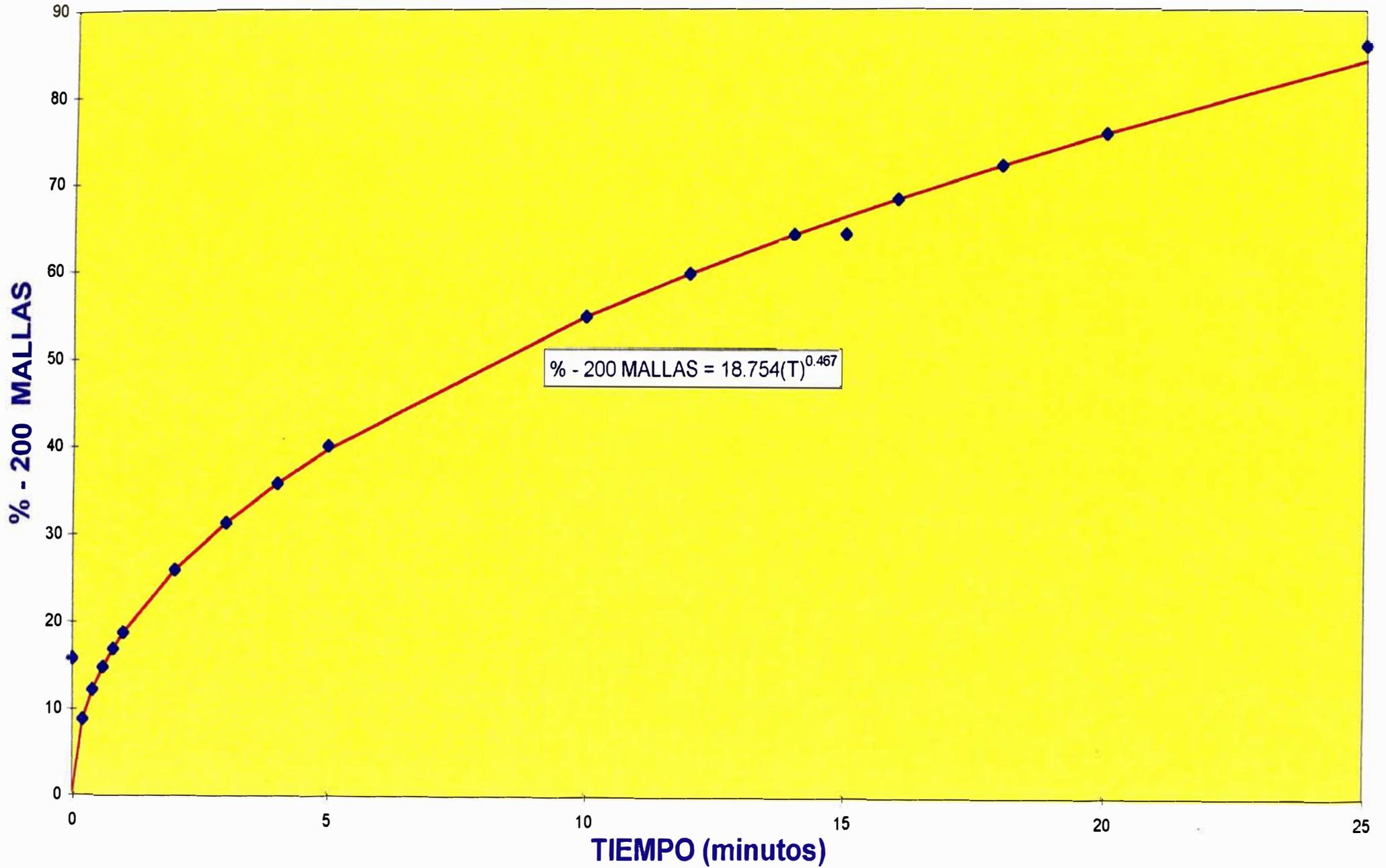
Malla	Abertura (micrones)	Peso retenido (g)	% Peso	Acum (+)	Acum (-)
40	420	0.30	0.03	0.03	99.97
50	297	0.10	0.01	0.04	99.96
70	210	0.70	0.07	0.11	99.89
100	150	15.40	1.54	1.65	98.35
150	106	49.40	4.94	6.59	93.41
200	74	73.30	7.33	13.92	86.08
-200		860.80	86.08	100.00	0.00
TOTAL		1000.00	100.00		

Tabla N° 08 : RESULTADOS PARA OBTENER LA CURVA DE MOLIENDABILIDAD

PRUEBA	TIEMPO DE MOLIENDA (MINUTOS)	% - 200 MALLAS
M-01	0	15.86
M-02	5	40.15
M-03	15	64.45
M-04	25	86.08

GRAFICO N°06

CURVA DE MOLIENDABILIDAD



3.4 PRUEBAS METALURGICAS

A continuación se muestran las pruebas metalúrgicas realizadas considerando la variación de parámetros como: pH, tamaño de grano (granulometría), concentración de cianuro (fuerza de cianuro) y adsorción de oro con carbón en pulpa; para el proceso de cianuración por agitación - adsorción y cianuración en columnas (heap leaching).

3.4.1 Cianuración por agitación

3.4.1.1 Cianuración por agitación variando el pH

Pruebas de cianuración por agitación variando el pH

Se realizaron cuatro pruebas experimentales variando el pH.

Las pruebas se realizaron a valores de pH : 8, 9, 10, 11.

El gráfico N°07 muestra la relación entre la variación de pH y el consumo de NaCN .

El gráfico N°08 muestra la relación entre la variación del pH y el % de Extracción de Oro.

La Tabla N°09 muestra el resumen de los resultados de las cuatro pruebas realizadas considerando el porcentaje de extracción de oro en función del pH.

PRUEBA N° 01

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral	1000 g
L/S	1/2
Granulometría	80% -200 mallas
Tiempo	22'18"

Cianuración

Fuerza de NaCN	0.1% (1gr/l)
pH trabajo	8
Tiempo de Agitación	72 h

GRAFICO N° 07
pH VS CONSUMO DE NaCN

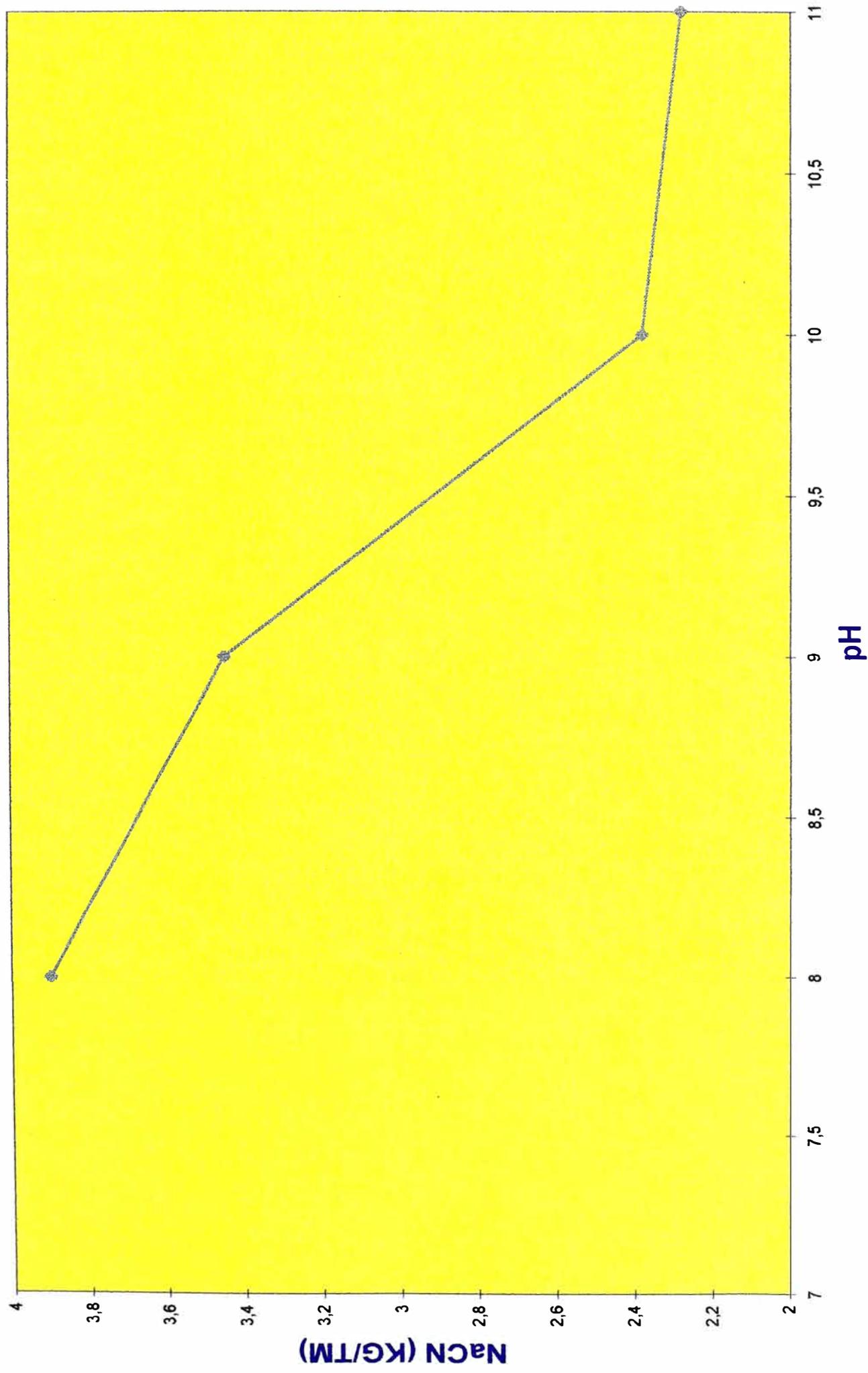
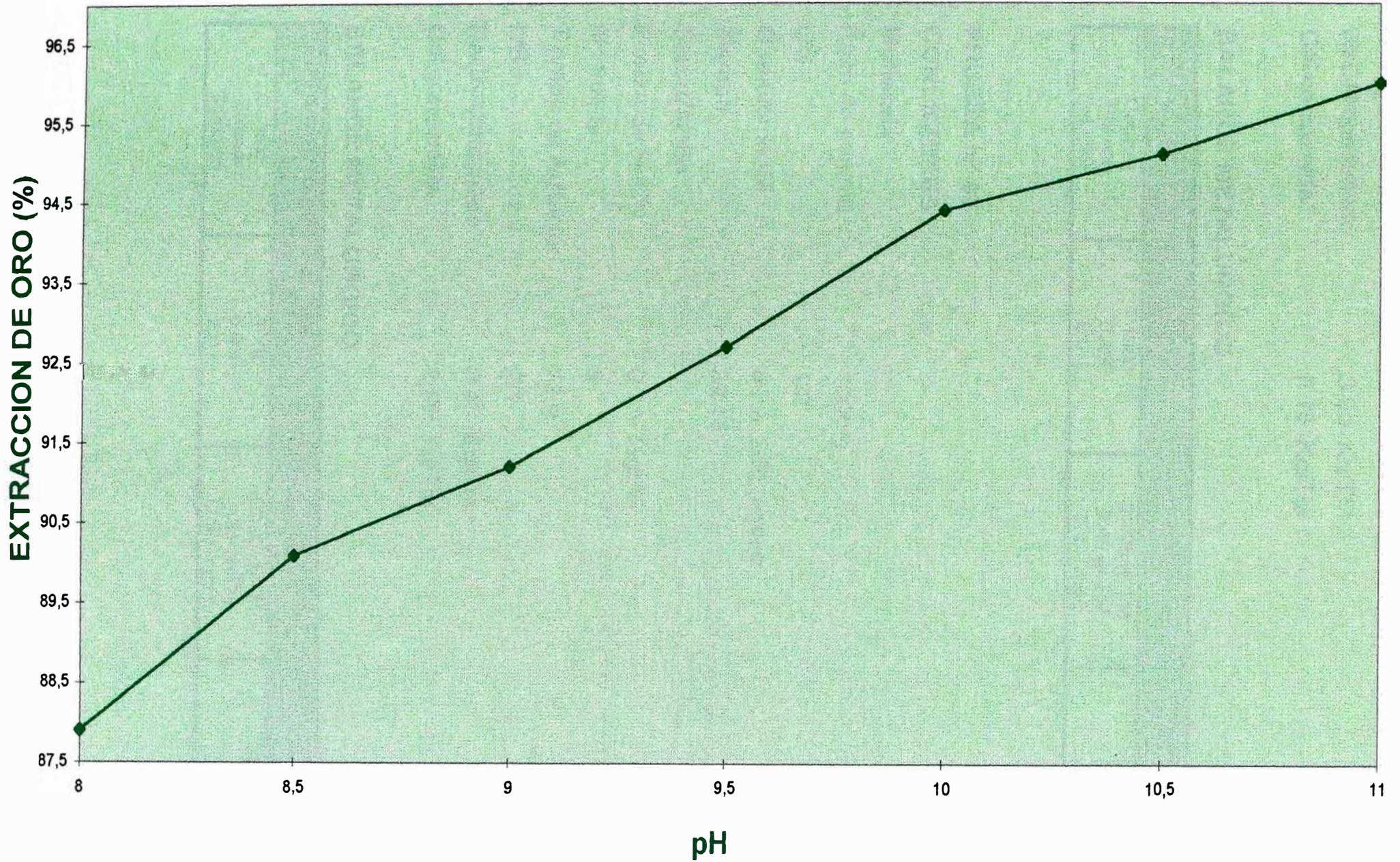


GRAFICO N° 08
pH VS EXTRACCION DE ORO



L/S : 2/1
 NaCN consumido : 3.90 Kg/TM
 Cal consumida : 2.18 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO (g)	Ley Au	EXTRACCION DE ORO (%)
Cabeza	1000	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.990	2.49 gr/TM	12.1
Solución	2.0 L	8.94 mg/l	87.9

PRUEBA N° 02

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral : 1000 g
 L/S : 1/2
 Granulometría : 80% -200 mallas
 Tiempo : 22'18"

Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.1% (1gr/lt)
 pH trabajo : 9
 Tiempo de Agitación : 72 h
 L/S : 2/1
 NaCN consumido : 3.45 Kg/TM
 Cal consumida : 2.80 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO (g)	Ley Au	EXTRACCION DE ORO (%)
Cabeza	1000	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.990	1.81 gr/TM	8.80
Solución	2.0 L	9.30 mgr/l	91.20

PRUEBA N° 03

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral : 1000 g
L/S : 1/2
Granulometría : 80% -200 mallas
Tiempo : 22'18"

Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.1% (1gr/lt)
pH trabajo : **10**
Tiempo de Agitación : 72 h
L/S : 2/1
NaCN consumido : 2.38 Kg/TM
Cal consumida : 3.80 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO (g)	Ley Au	EXTRACCION DE ORO (%)
Cabeza	1000	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.990	1.15 gr/TM	5.60
Solución	2.0 L	9.605 mg/l	94.40

PRUEBA N° 04

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral : 1000 g
L/S : 1/2
Granulometría : 80% -200 mallas
Tiempo : 22'18"

Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.1% (1gr/lt)
pH trabajo : **11**
Tiempo de Agitación : 72 h
L/S : 2/1

NaCN consumido : 2.28 Kg/TM

Cal consumida : 4.30 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO (g)	Ley Au	EXTRACCION DE ORO (%)
Cabeza	1000	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.990	0.82 gr/TM	4.00
Solución	2.0 L	9.768 mg/l	96.00

Tabla N°09: Resumen de las pruebas de cianuración por agitación variando el pH

PRUEBA	pH	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DE ORO (%)
1	8	3.90	87.90
2	9	3.45	91.20
3	10	2.38	94.40
4	11	2.28	96.00

3.4.1.2 Cianuración por agitación variando la granulometría

Se llevaron a cabo cinco pruebas experimentales variando la granulometría (tamaño de partícula).

El gráfico N°09 muestra el efecto de la variación del grado de molienda (variación de granulometría) sobre el porcentaje de extracción de oro.

Los resultados de las pruebas experimentales realizadas se muestran en la Tabla N°10.

PRUEBA N° 05

CONDICIONES

Molienda

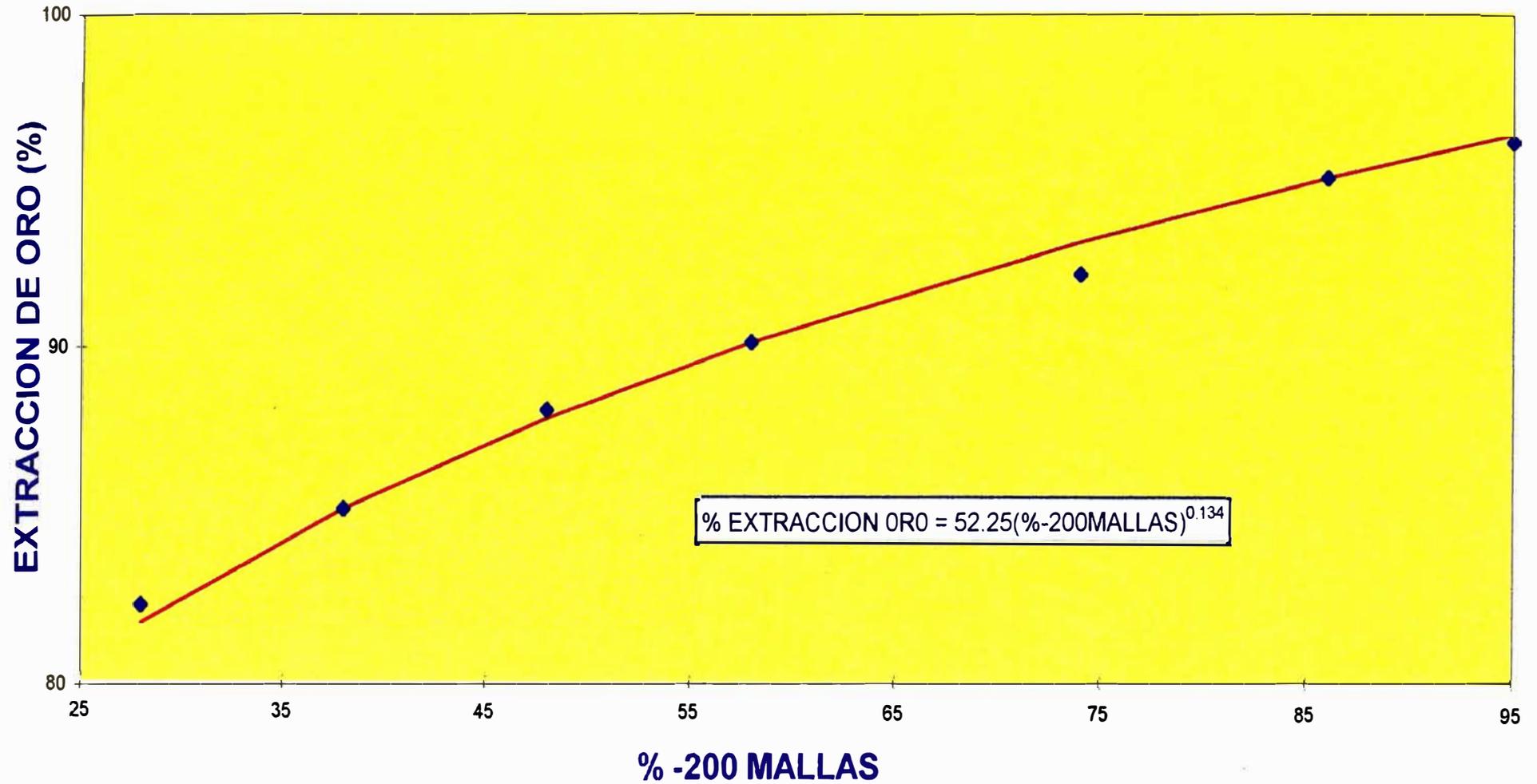
Peso de mineral : 1000 g

L/S : 1/2

Granulometría : **28% -200 mallas**

Tiempo : 2'21"

GRAFICO N° 09
% -200 MALLAS VS EXTRACCION DE ORO



Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr/lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	72 h
L/S	:	2/1
NaCN consumido	:	2.00 Kg/TM
Cal consumida	:	4.50 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO	Ley Au	EXTRACCION DEL ORO (%)
Cabeza	1.00 Kg	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.99 Kg	3.64gr/TM	17.72
Solución (*)	2 L	8.372 mg/l	82.28

- * Ley estimada en mg/l.
- La extracción fue calculada a partir de la cabeza y el relave.

PRUEBA N° 06

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
L/S	:	1/2
Granulometría	:	48% -200 mallas
Tiempo	:	7'28"

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr/lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	72 h
L/S	:	2/1
NaCN consumido	:	2.00 Kg/TM
Cal consumida	:	4.50 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO	Ley Au	EXTRACCION DEL ORO (%)
Cabeza	1.00 Kg	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.991 Kg	2.43 gr/TM	11.87
Solución (*)	2 L	8.967 mg/l	88.13

- * Ley estimada en mg/l.
- La extracción fue calculada a partir de la cabeza y el relave.

PRUEBA N° 07

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
L/S	:	1/2
Granulometría	:	74% -200 mallas
Tiempo	:	18'52"

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr/lit)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	72 h
L/S	:	2/1
NaCN consumido	:	2.20 Kg/TM
Cal consumida	:	4.50 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO	Ley Au	EXTRACCION DEL ORO (%)
Cabeza	1.00 Kg	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.99 Kg	1.61 gr/TM	7.83
Solución (*)	2 L	9.378 mg/l	92.17

- * Ley estimada en mg/l.
- La extracción fue calculada a partir de la cabeza y el relave.

PRUEBA N° 08

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral	:	1000 g
L/S	:	1/2
Granulometría	:	86% -200 mallas
Tiempo	:	26'02"

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr/lit)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	72 h
L/S	:	2/1
NaCN consumido	:	2.30 Kg/TM
Cal consumida	:	4.50 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO	Ley Au	EXTRACCION DEL ORO (%)
Cabeza	1.00 Kg	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.99 Kg	0.86 gr/TM	4.20
Solución (*)	2 L	9.747 mg/l	95.80

- * Ley estimada en mg/l.
- La extracción fue calculada a partir de la cabeza y el relave.

PRUEBA N° 09

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral	:	1000 gr
L/S	:	1/2
Granulometría	:	95% -200 mallas
Tiempo	:	32'13"

Cianuración

Fuerza de NaCN	:	0.1% (1gr/lt)
pH trabajo	:	11
Tiempo de Agitación	:	72 h
L/S	:	2/1
NaCN consumido	:	2.40 Kg/TM
Cal consumida	:	4.50 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	PESO	Ley Au	EXTRACCION DEL ORO (%)
Cabeza	1.00 Kg	20.35 gr/TM	100.00
Relave	0.99 Kg	0.80 gr/TM	3.90
Solución (*)	2 L	9.778 mg/l	96.10

- * Ley estimada en mg/l.
- La extracción fue calculada a partir de la cabeza y el relave.

Tabla N°10: Resumen de las pruebas de cianuración por agitación a diferentes grados de molienda

PRUEBA	% - 200 mallas	EXTRACCION DEL ORO (%)
5	28	82.28
6	48	88.13
7	74	92.17
8	86	95.80
9	95	96.10

3.4.1.3 Cinética de Cianuración por agitación con una fuerza de cianuro de 0.05%

La siguiente prueba se realizó considerando una concentración NaCN de: 0,5 gr NaCN/l.

Prueba N°10

Molienda

Tiempo de molienda	:	22'18"
Granulometría	:	80% - 200 mallas
L/S	:	1/2

Cianuración

Fuerza de cianuro	:	0.05%
NaCN consumido	:	1.30 Kg/TM
Cal consumida	:	4.50 Kg/TM
pH de trabajo	:	11
L/S	:	2/1

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (h)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
4	0.80	74.00
12	0.85	86.40
16	0.88	92.00
24	0.90	92.80
48	1.10	93.60
72	1.30	94.10

El gráfico N°10 muestra el porcentaje de extracción de oro como una función del tiempo .

El gráfico N°11 muestra la relación entre el tiempo y el consumo de NaCN cuando la agitación se realiza a una fuerza de NaCN 0,05%.

3.4.1.4 Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0.10%

La siguiente prueba se realizó considerando una concentración NaCN de: 1,0 gr NaCN/l.

Prueba N° 11

Molienda

Tiempo de molienda	:	22'18"
--------------------	---	--------

GRAFICO N°10
CINETICA DE CIANURACION POR AGITACION CON UNA
FUERZA DE NaCN 0.05%

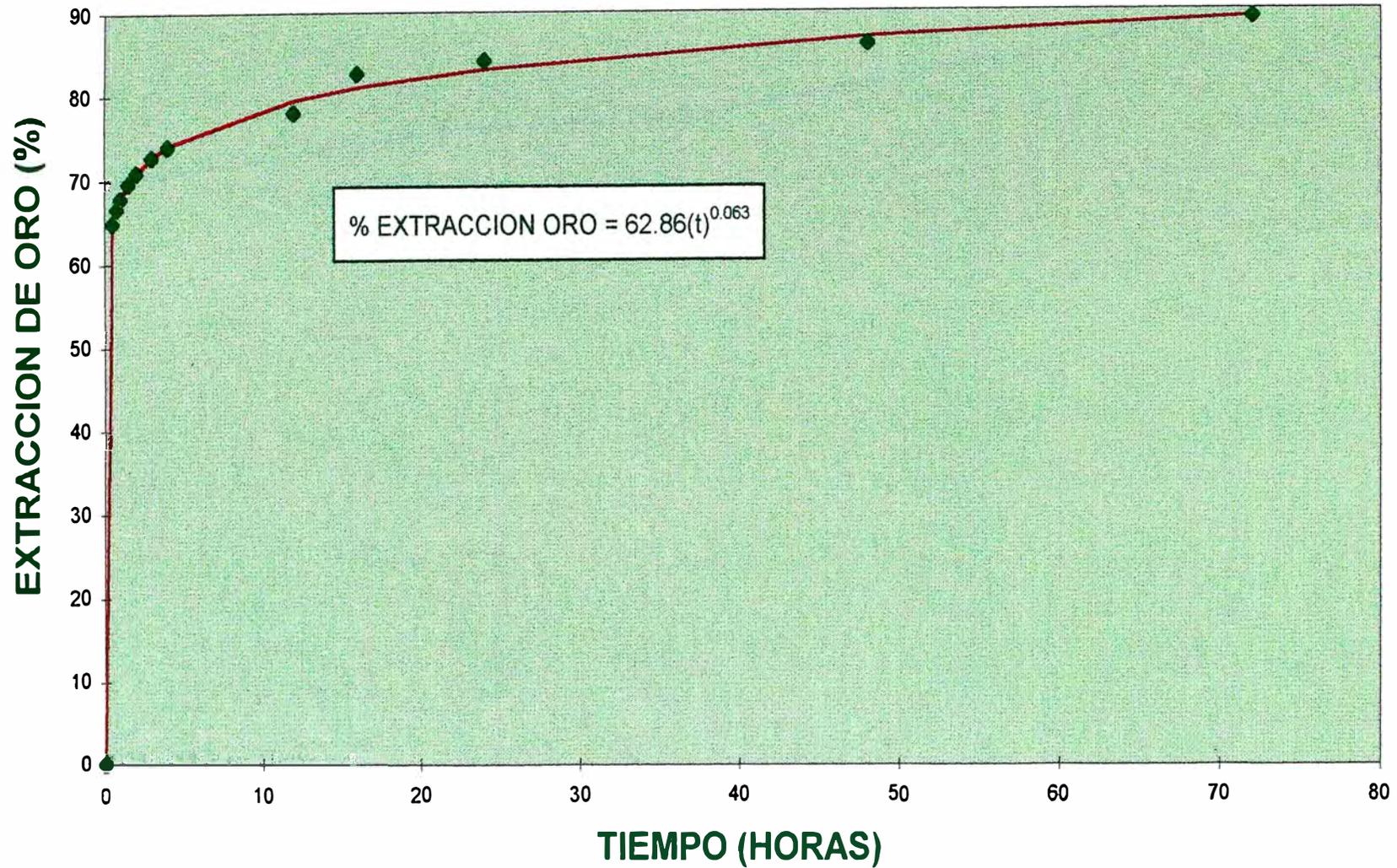
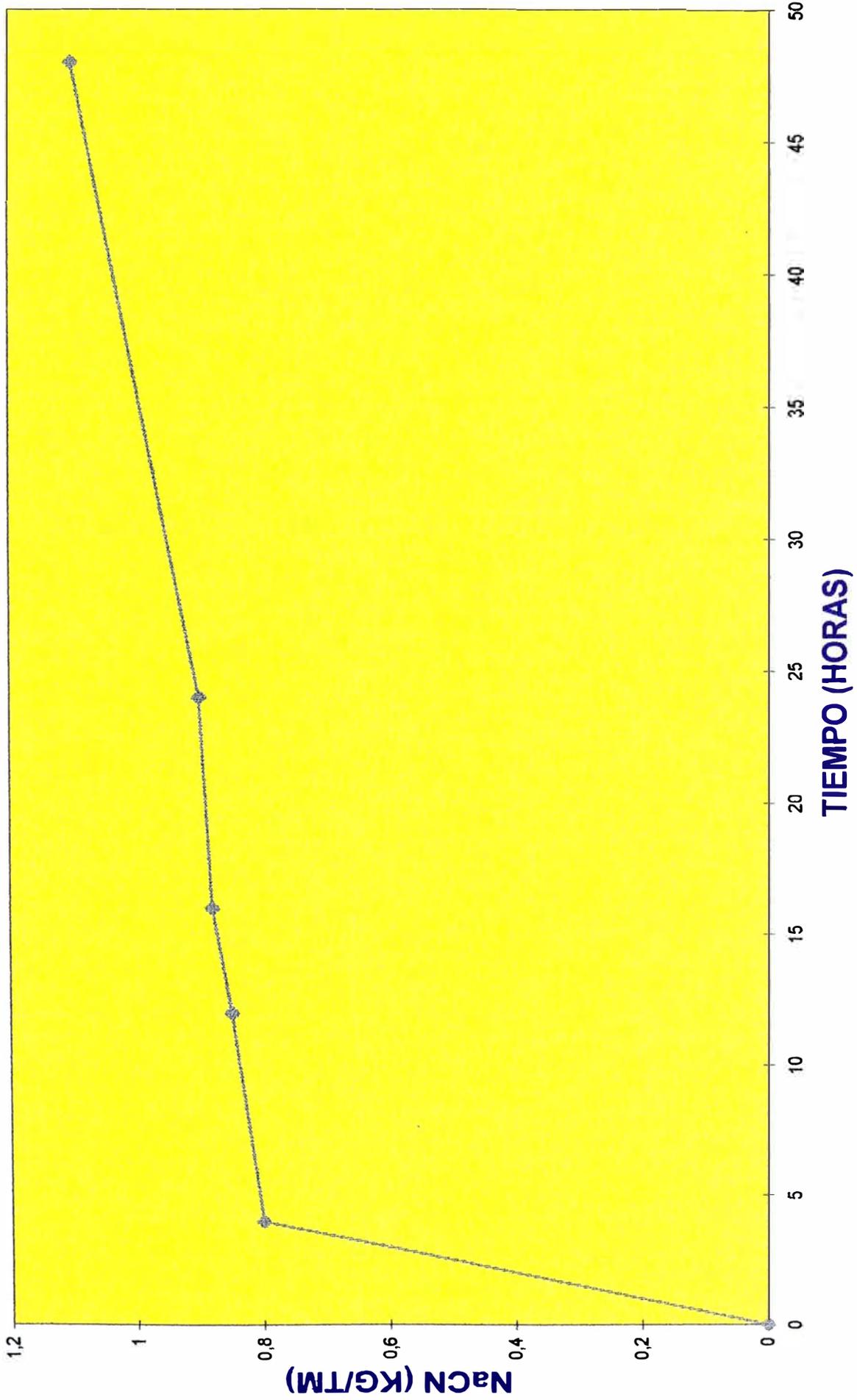


GRAFICO N°11
TIEMPO VS CONSUMO DE NaCN



Granulometría : 80% - 200 mallas
 L/S : 1/2

Cianuración

Fuerza de cianuro : **0.1%**
 NaCN consumido : 2.20 Kg/TM
 Cal consumida : 4.50 Kg/TM
 pH de trabajo : 11
 L/S : 2/1

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (h)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
4	0.90	80.00
12	1.00	89.00
16	1.20	95.00
24	1.50	95.70
48	1.90	96.20
72	2.20	97.00

El gráfico N°12 muestra el porcentaje de extracción de oro como una función del tiempo.

El gráfico N°13 muestra la relación entre el tiempo y el consumo de NaCN cuando la agitación se realiza a una fuerza de NaCN 0,10%.

3.4.1.5 Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0.20%

La siguiente prueba se realizó considerando una concentración NaCN de: 2,0 gr NaCN/l.

Prueba N°12

Molienda

Tiempo de molienda : 22'18"
 Granulometría : 80% - 200 mallas
 L/S : 1/2

Cianuración

Fuerza de cianuro : **0.2%**
 NaCN consumido : 2.95 Kg/TM

GRAFICO N°12

CINETICA DE CIANURACION POR AGITACION CON UNA FUERZA DE NaCN 0.10%

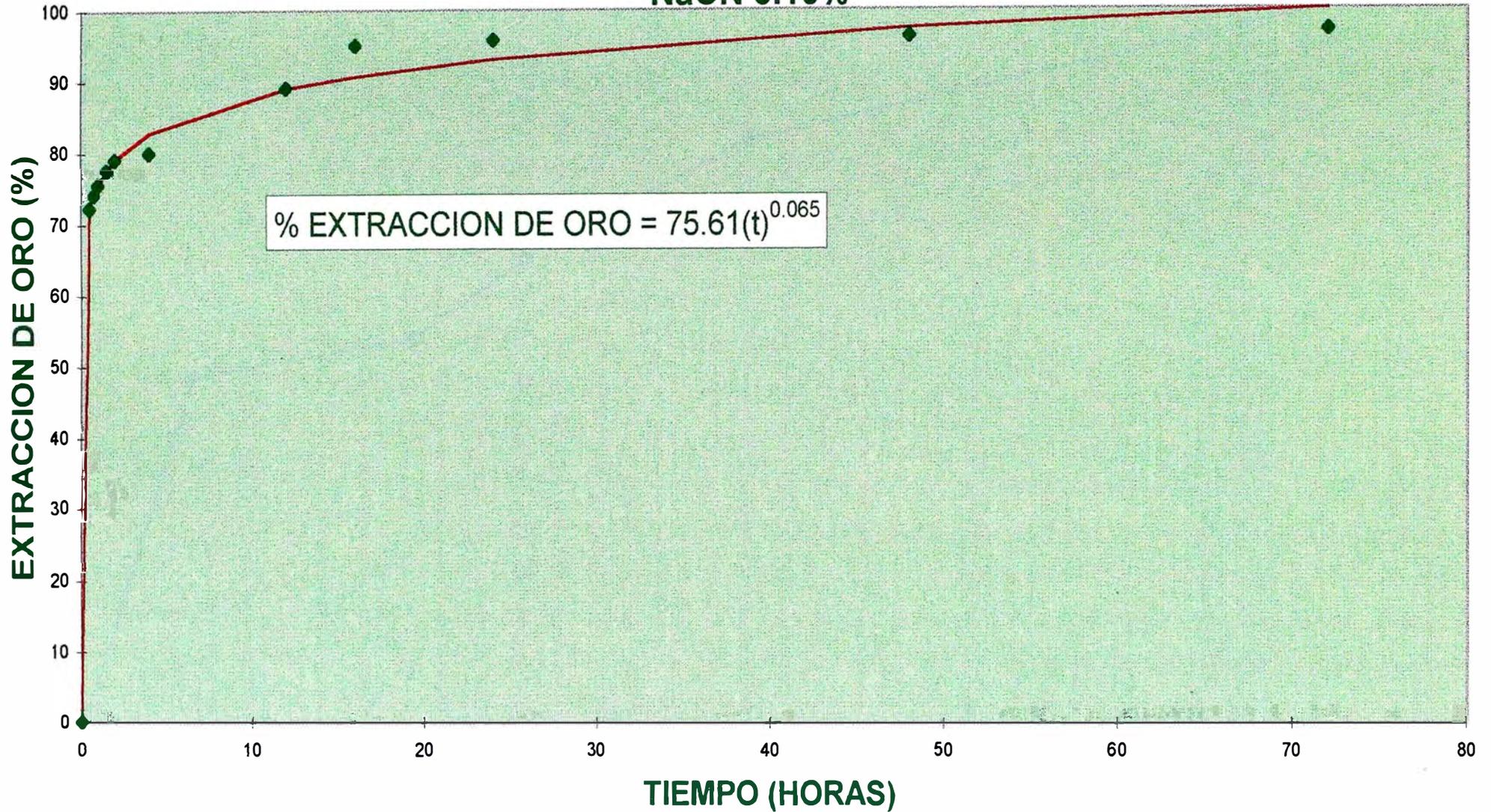
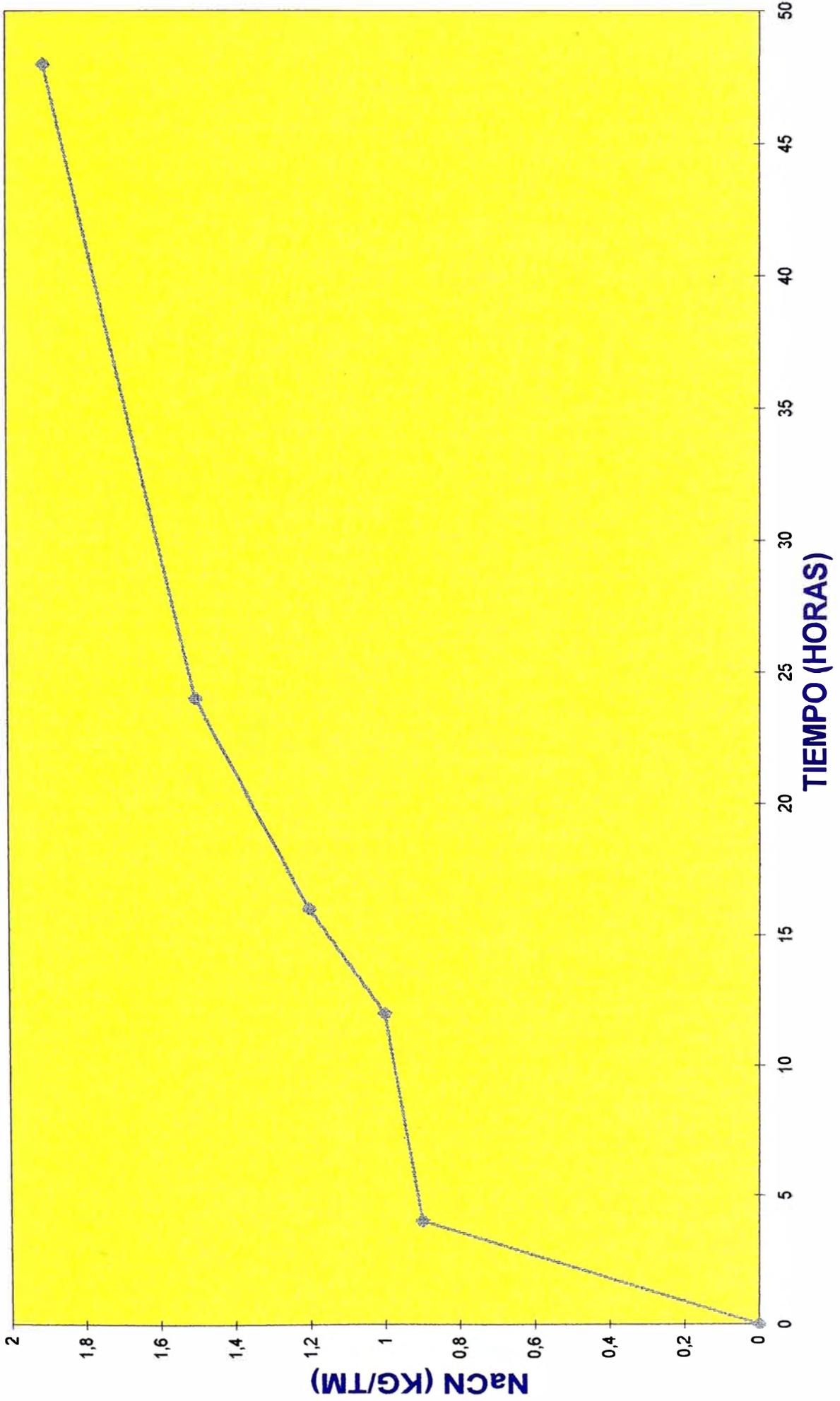


GRAFICO N°13
TIEMPO VS CONSUMO DE NaCN



Cal consumida : 4.50 Kg/TM
 pH de trabajo : 11
 L/S : 2/1

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (h)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
4	1.30	84.00
12	1.70	90.70
16	1.90	95.80
24	2.10	96.40
48	2.60	96.80
72	2.95	97.20

El gráfico N°14 muestra el porcentaje de extracción de oro como una función del tiempo.

El gráfico N°15 muestra la relación entre el tiempo y el consumo de NaCN cuando la agitación se realiza a una fuerza de NaCN 0,20%.

El gráfico N°16 muestra los porcentajes de extracción de oro en función del tiempo cuando existe variación de la concentración de NaCN.

3.4.1.6 Pruebas de cianuración por agitación con carbón en pulpa (CIP)

El objetivo de estas pruebas es la determinación de la concentración óptima del carbón activado en la pulpa para la obtención de una eficiente adsorción del oro disuelto en la etapa de cianuración.

Se llevaron a cabo cuatro (4) pruebas de carbón en pulpa.

Prueba N°13 - CIP N° 01

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral : 1 Kg
 Granulometría : 65% -200 mallas

Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.15%
 Tiempo de cianuración : 24 h

Adsorción carbón en pulpa

GRAFICO N°14

CINETICA DE CIANURACION POR AGITACION CON UNA FUERZA DE NaCN 0.20%

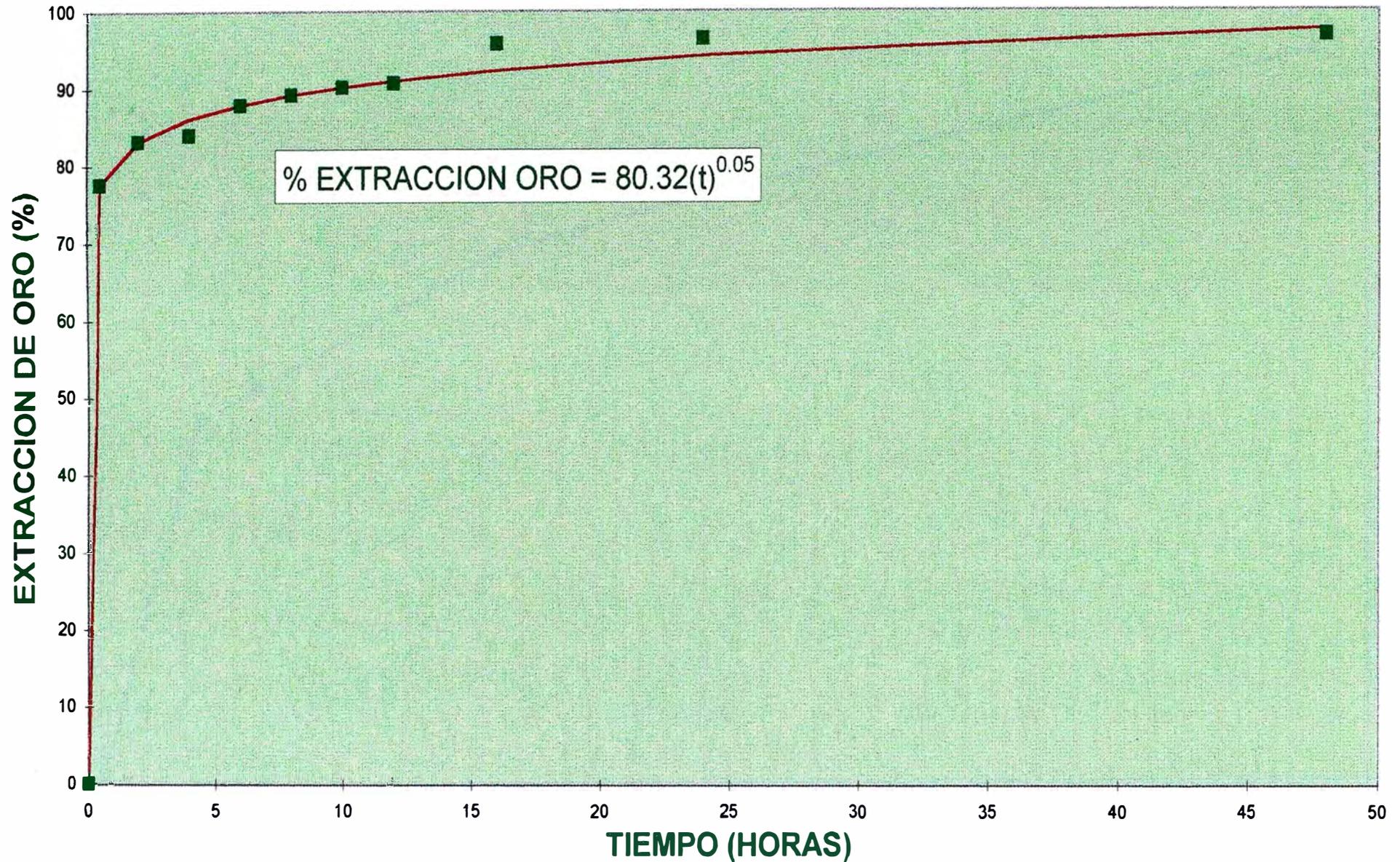


GRAFICO N°15
TIEMPO VS CONSUMO DE NaCN

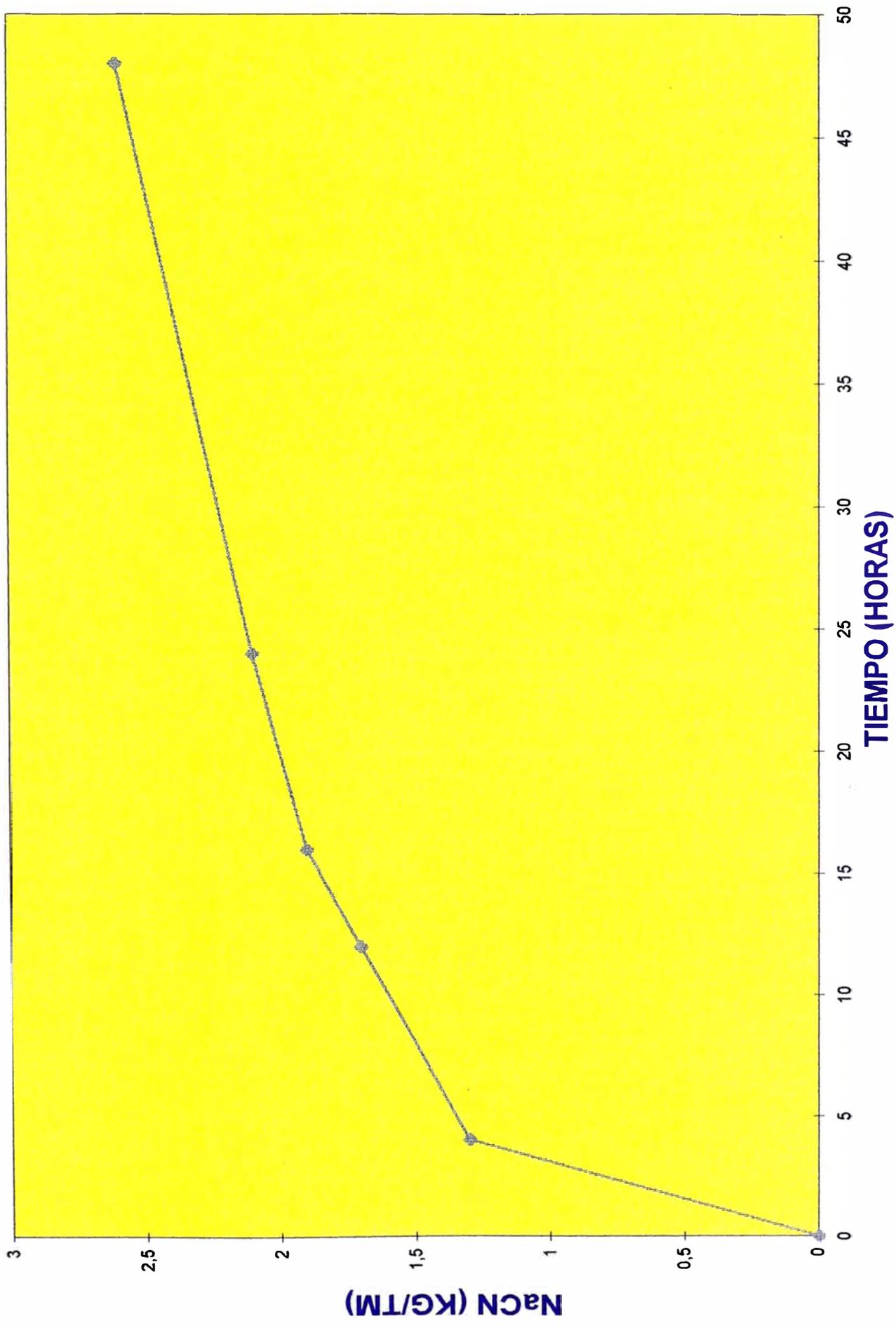
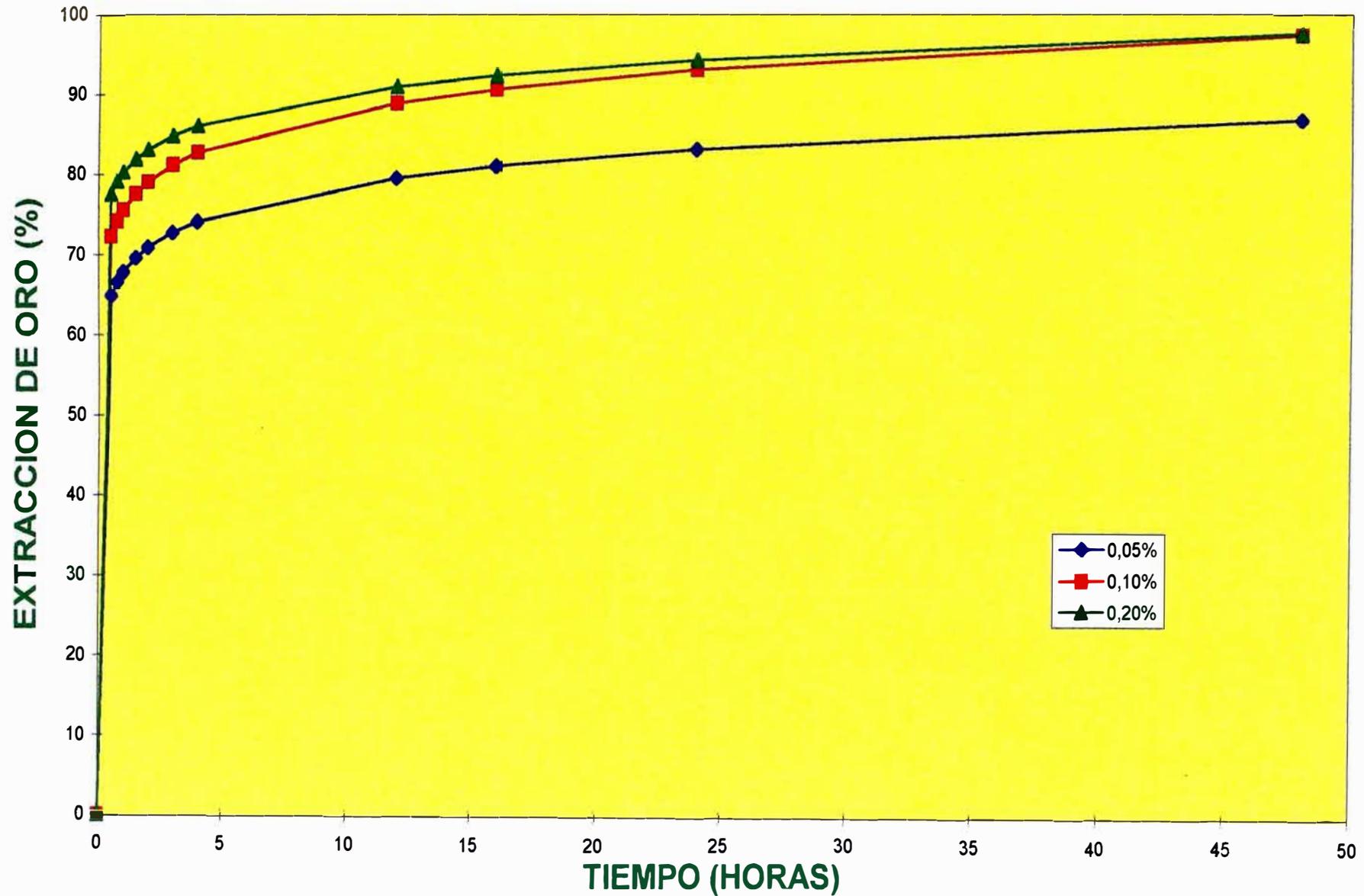


GRAFICO N°16
CINETICA DE CIANURACION POR AGITACION VARIANDO LA FUERZA DE NaCN



Carbón Calgón (-10 +20 m) : 10 gr/l

BALANCE METALURGICO

	PESO (gr)	LEY (gr/TM)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	1000	20.35	52.87	100.00	100.00
Carbón Cargado	20	<u>789.349</u>	<u>528.264</u>	<u>80.30</u>	<u>23.20</u>
Solución Barren	2*	0.835**	1.731**	8.50	7.60
Residuo	996.0	2.21	31.64	11.20	69.20
Cabeza Calculada	1000	19.66	45.54	100.00	100.00

* Litros.

** Mg/l

Cinética de Adsorción

El siguiente cuadro nos muestra la variación de la adsorción del oro y la plata con respecto al tiempo en la prueba CIP N° 01.

TIEMPO (h)	Eficiencia de Adsorción(%)	
	Au	Ag
2	84.8	55.0
4	89.8	70.1
6	90.4	75.3

Prueba N°14 - CIP N° 02

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral : 1 Kg

Granulometría : 65% -200 mallas

Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.15%

Tiempo de cianuración : 24 h

Adsorción carbón en pulpa

Carbón Calgón (-10 +20 m) : 20 gr/l

BALANCE METALURGICO

	PESO (gr)	L E Y (gr/TM)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	1000	20.35	52.87	100.00	100.00
<u>Carbón Cargado</u>	40	<u>429.13</u>	<u>359.54</u>	<u>86.30</u>	<u>30.10</u>
Solución Barren	2*	0.59**	1.10**	6.00	4.60
Residuo	996.2	1.54	31.32	7.70	65.30
Cabeza Calculada	1000	19.89	47.78	100.00	100.00

- * Litros
- ** Mg/l

Cinética de Adsorción

El siguiente cuadro nos muestra la variación de la adsorción del oro y la plata con respecto al tiempo en la prueba CIP N° 02.

TIEMPO (h)	Eficiencia de Adsorción(%)	
	Au	Ag
2	88.5	73.0
4	92.4	75.8
6	93.6	86.7

Prueba N°15 - CIP N° 03

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral : 1 Kg
 Granulometría : 80% -200 mallas

Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.1%
 Tiempo de cianuración : 24 h

Adsorción carbón en pulpa

Carbón Calgón (-10 +20 m) : 10 gr/l

BALANCE METALURGICO

	PESO (gr)	L E Y (gr/TM)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	1000	20.35	52.87	100.00	100.00
<u>Carbón Cargado</u>	20	<u>849.86</u>	<u>699.38</u>	<u>86.50</u>	<u>27.60</u>
Solución Barren	2*	0.59**	1.44**	6.00	5.70
Residuo	996.5	1.48	33.92	7.50	66.70
Cabeza Calculada	1000	19.65	50.68	100.00	100.00

• * Litros

• ** Mg/l

Cinética de Adsorción

El siguiente cuadro nos muestra la variación de la adsorción del oro y la plata con respecto al tiempo en la prueba CIP N° 03.

TIEMPO (h)	Eficiencia de Adsorción(%)	
	Au	Ag
2	88.0	68.1
4	92.8	75.4
6	93.5	82.9

Prueba N° 16 - CIP N° 04

CONDICIONES

Molienda

Peso de mineral : 1 Kg
Granulometría : 80% -200 mallas

Cianuración

Fuerza de NaCN : 0.1%
Tiempo de cianuración : 24 h

Adsorción carbón en pulpa

Carbón Calgón (-10 +20 m) : 20 gr/l

BALANCE METALURGICO

	PESO (gr)	L E Y (gr/TM)		EXTRACCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag
Cabeza	1000	20.35	52.87	100.00	100.00
<u>Carbón Cargado</u>	40	484.18	452.99	96.45	35.00
Solución Barren	2*	0.05**	1.00**	0.50	3.90
Residuo	995.0	0.62	31.79	3.05	61.10
Cabeza Calculada	1000	20.08	51.77	100.00	100.00

• * Litros

• ** Mg/l

Cinética de Adsorción

El siguiente cuadro nos muestra la variación de la adsorción del oro y la plata con respecto al tiempo en la prueba CIP N° 04.

TIEMPO (hr)	Eficiencia de Adsorción(%)	
	Au	Ag
2	93.1	84.8
4	95.8	88.3
6	99.5	90.0

El gráfico N°17 presenta el porcentaje de adsorción del oro en el carbón activado variando la granulometría y tamaño del carbón.

El gráfico N°18 presenta el porcentaje de adsorción de la plata en el carbón activado variando la granulometría y tamaño del carbón.

3.4.2 Cianuración en Columnas

A continuación se detallan las pruebas de columnas (simulación de lixiviación en pilas), de donde se obtendrá los parámetros necesarios para el diseño de la planta de cianuración en pilas (Heap Leaching).

3.4.2.1 Cianuración en Columnas variando el pH

Con finalidad de observar el efecto del pH en la extracción del oro en el proceso de Cianuración por Columnas, se realizaron 3 pruebas que se detallan a continuación.

GRAFICO N°17

CINETICA DE ADSORCION DE ORO EN CARBON EN PULPA

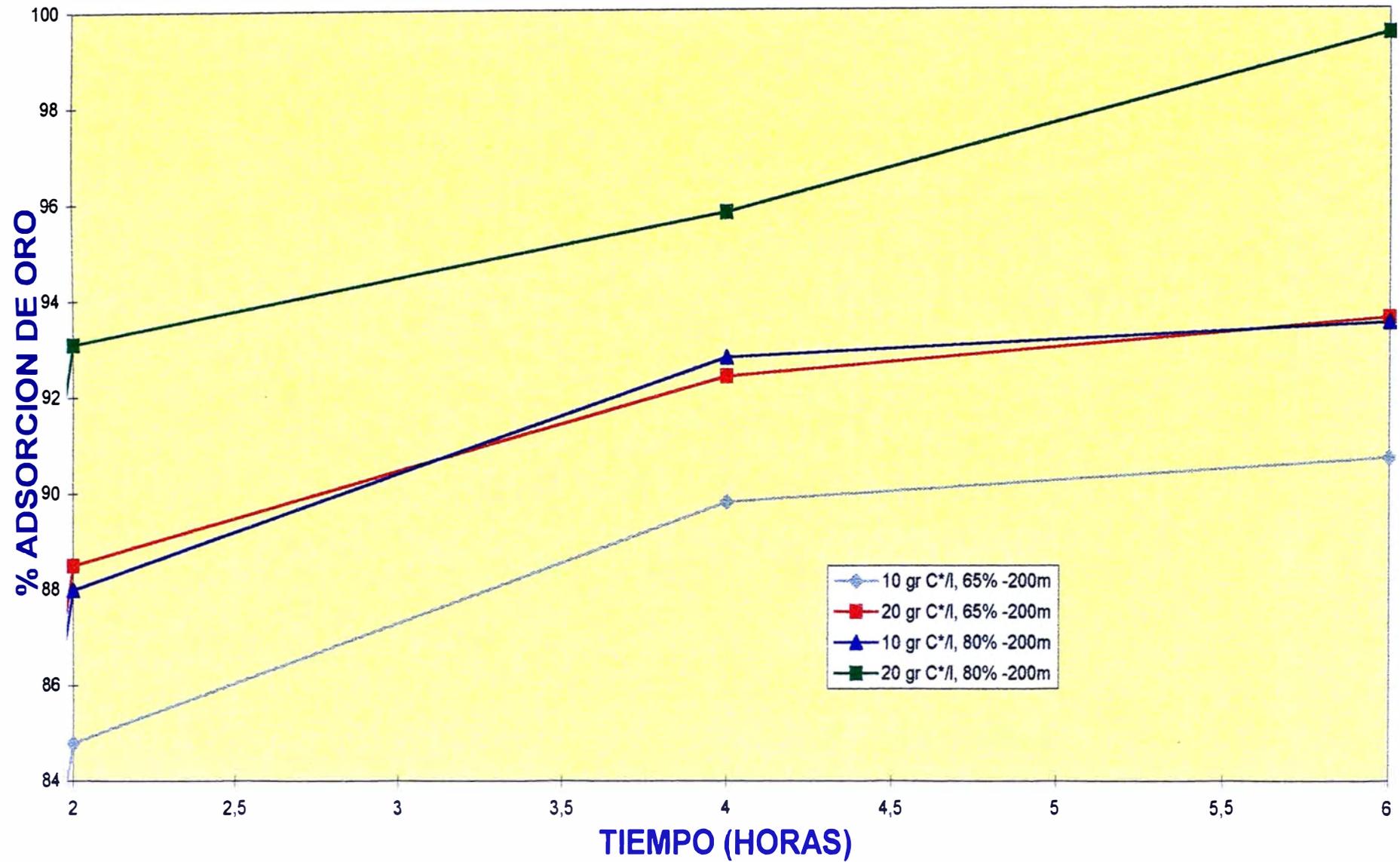
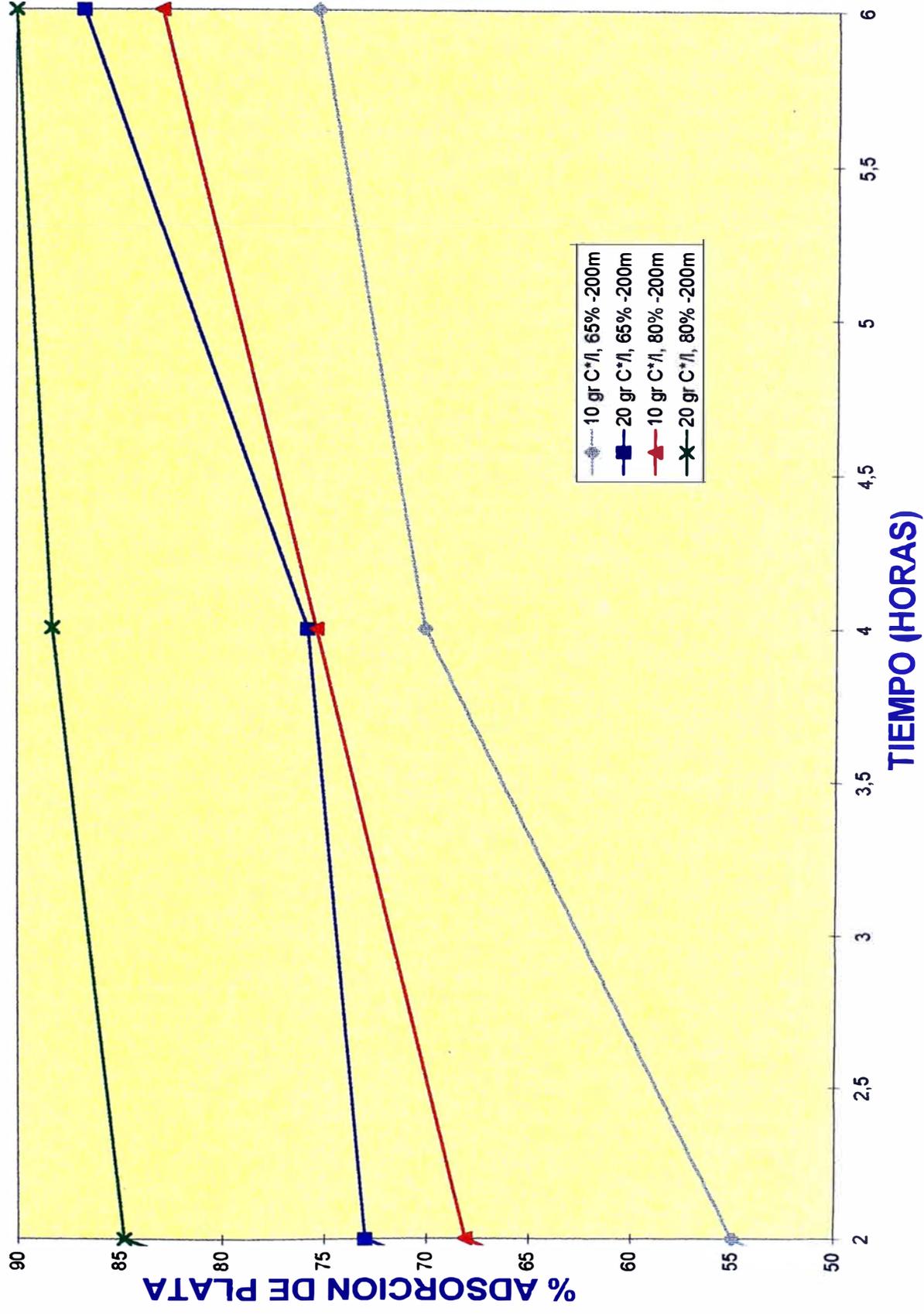


GRAFICO N°18 CINETICA DE ADSORCION DE PLATA EN CARBON EN PULPA



Prueba de cianuración en columnas N° 01

Condiciones

Peso de mineral	:	5,00 Kg.
Granulometria	:	100% -1/2"
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	9
Fuerza de NaCN	:	0.1%
NaCN consumido	:	2.30 Kg/TM
Cal consumida	:	4.50 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.60	34.00
2	0.75	35.20
3	1.20	40.90
4	1.30	43.00
5	1.40	48.50
6	1.50	50.10
7	1.60	54.30
8	1.90	56.10
9	2.20	59.00
10	2.30	60.40

El gráfico N°19 muestra el porcentaje de extracción de oro en función del tiempo cuando se trabaja a un pH = 9.

El gráfico N°20 presenta el consumo de NaCN con respecto al tiempo trabajando a un pH = 9.

Prueba de cianuración en columnas N° 02

Condiciones

Peso de mineral	:	5,00 Kg.
Granulometria	:	100% -1/2"
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	10

GRAFICO N°19
TIEMPO VS EXTRACCION DE ORO
pH = 9

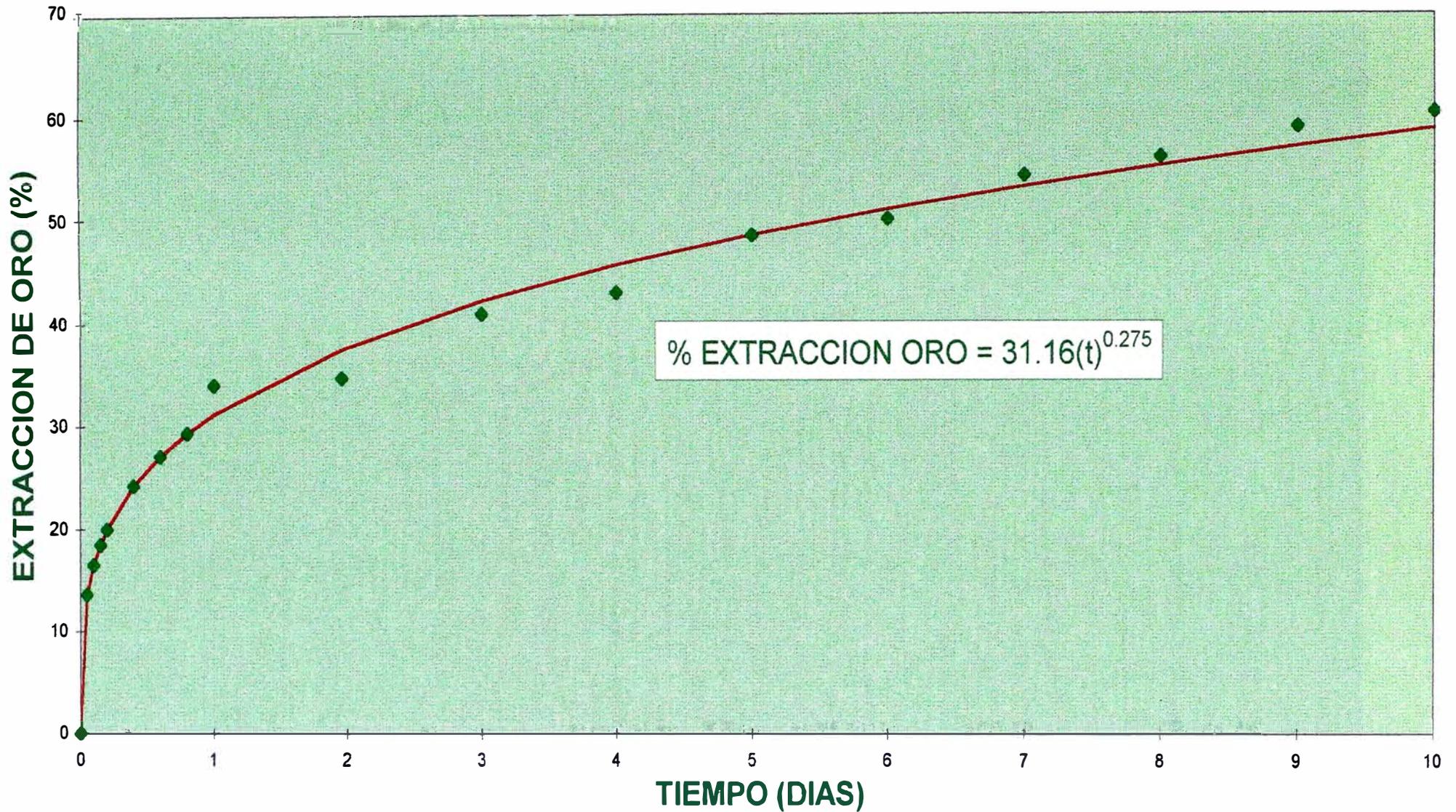
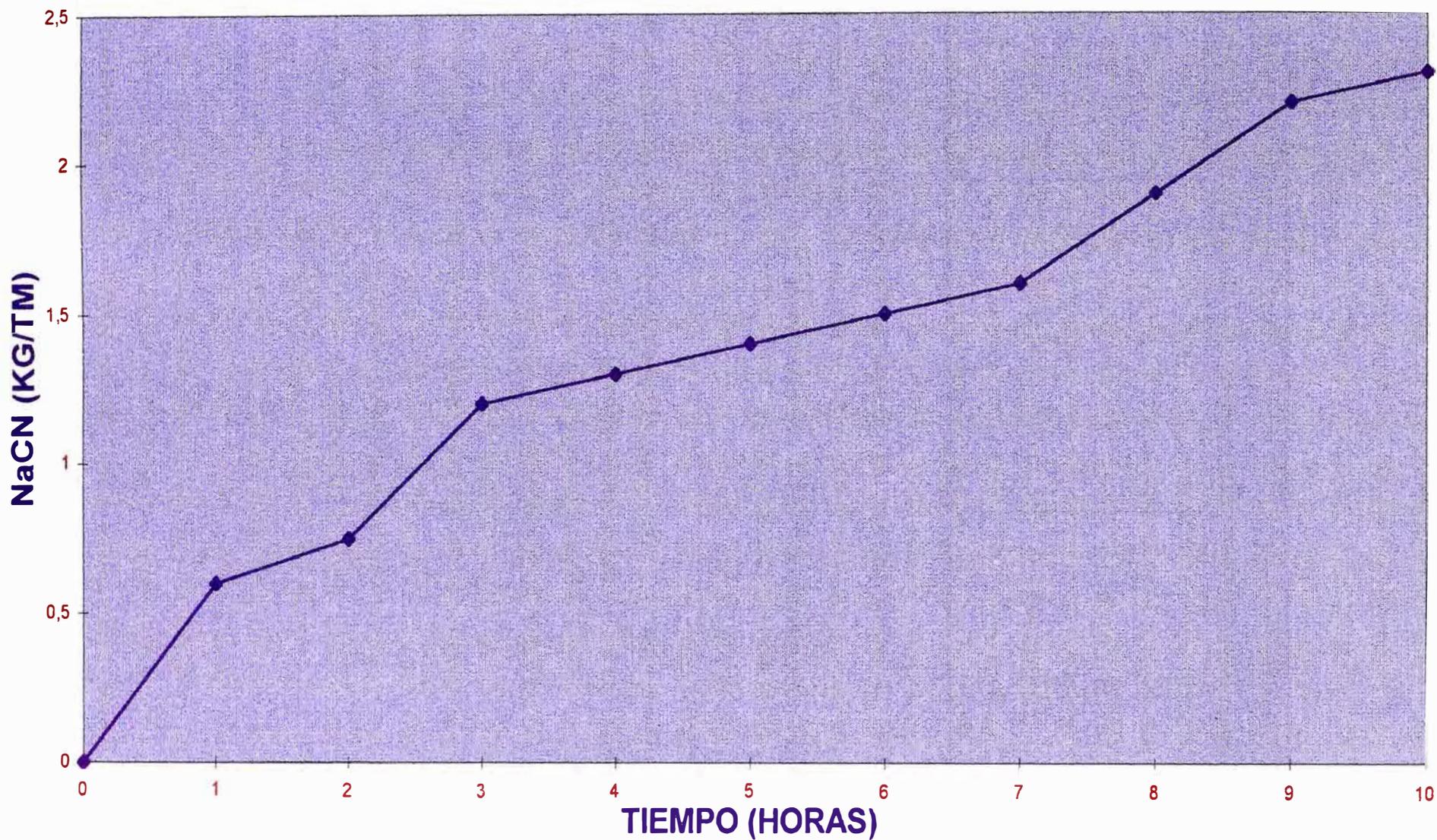


GRAFICO N° 20
TIEMPO VS CONSUMO NaCN
pH = 9



Fuerza de NaCN	:	0.1%
NaCN consumido	:	1.75 Kg/TM
Cal consumida	:	5.10 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.50	35.50
2	0.70	41.70
3	1.00	44.20
4	1.05	48.00
5	1.10	53.00
6	1.20	54.20
7	1.25	57.00
8	1.30	58.20
9	1.60	61.40
10	1.75	65.30

El gráfico N°21 muestra el porcentaje de extracción de oro en función del tiempo cuando se trabaja a un pH = 10.

El gráfico N°22 presenta el consumo de NaCN con respecto al tiempo trabajando a un pH = 10.

Prueba de cianuración en columnas N° 03

El gráfico N°23 muestra el porcentaje de extracción de oro en función del tiempo cuando se trabaja a un pH = 11.

El gráfico N°24 presenta el consumo de NaCN con respecto al tiempo trabajando a un pH = 11.

Condiciones

Peso de mineral	:	5,00 Kg.
Granulometria	:	100% -1/2"
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	11
Fuerza de NaCN	:	0.1%
NaCN consumido	:	1.40 Kg/TM
Cal consumida	:	5.30 Kg/TM

GRAFICO N°21
TIEMPO VS EXTRACCION DE ORO
pH = 10

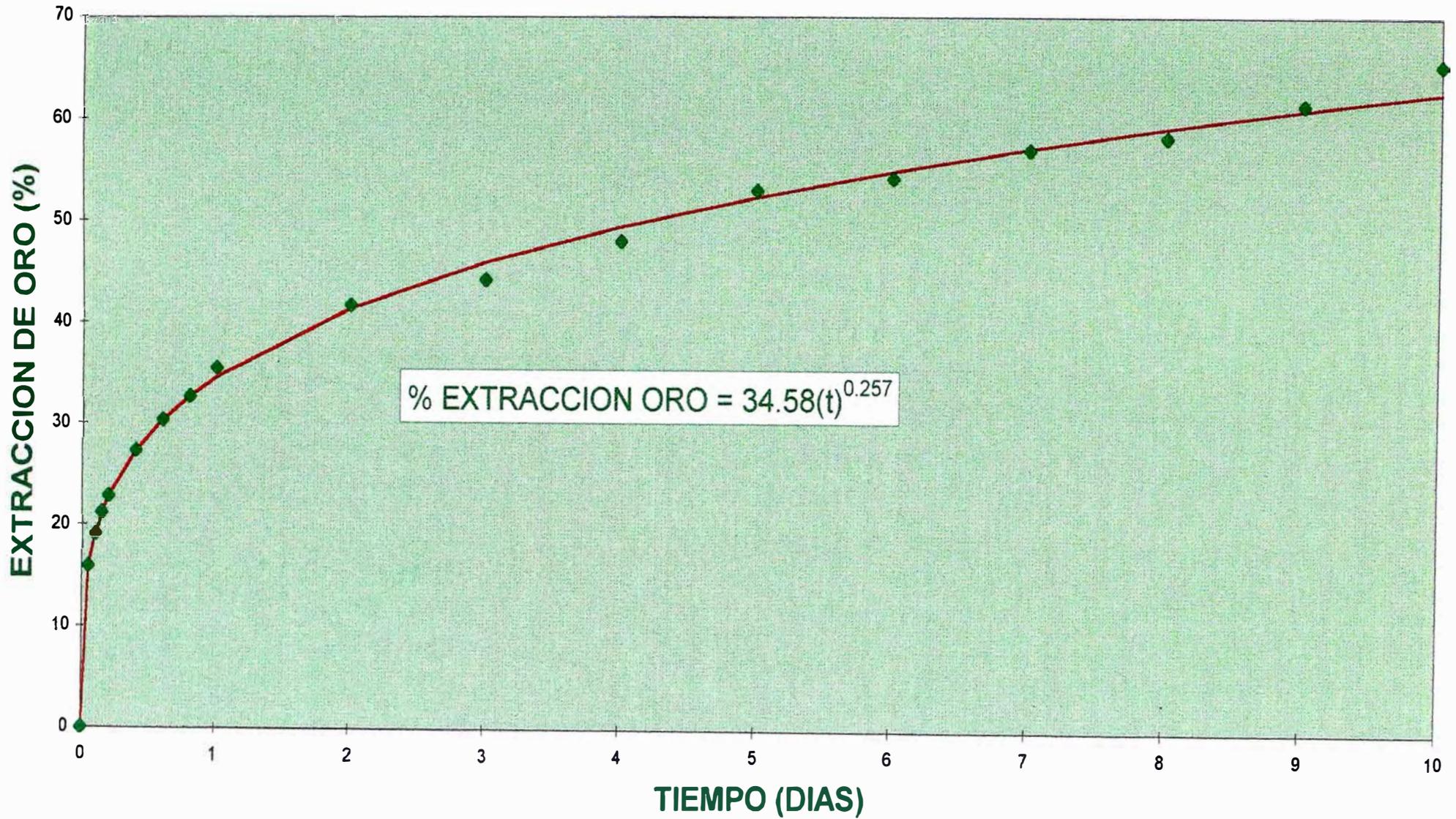


GRAFICO N°22
TIEMPO VS CONSUMO NaCN
pH = 10

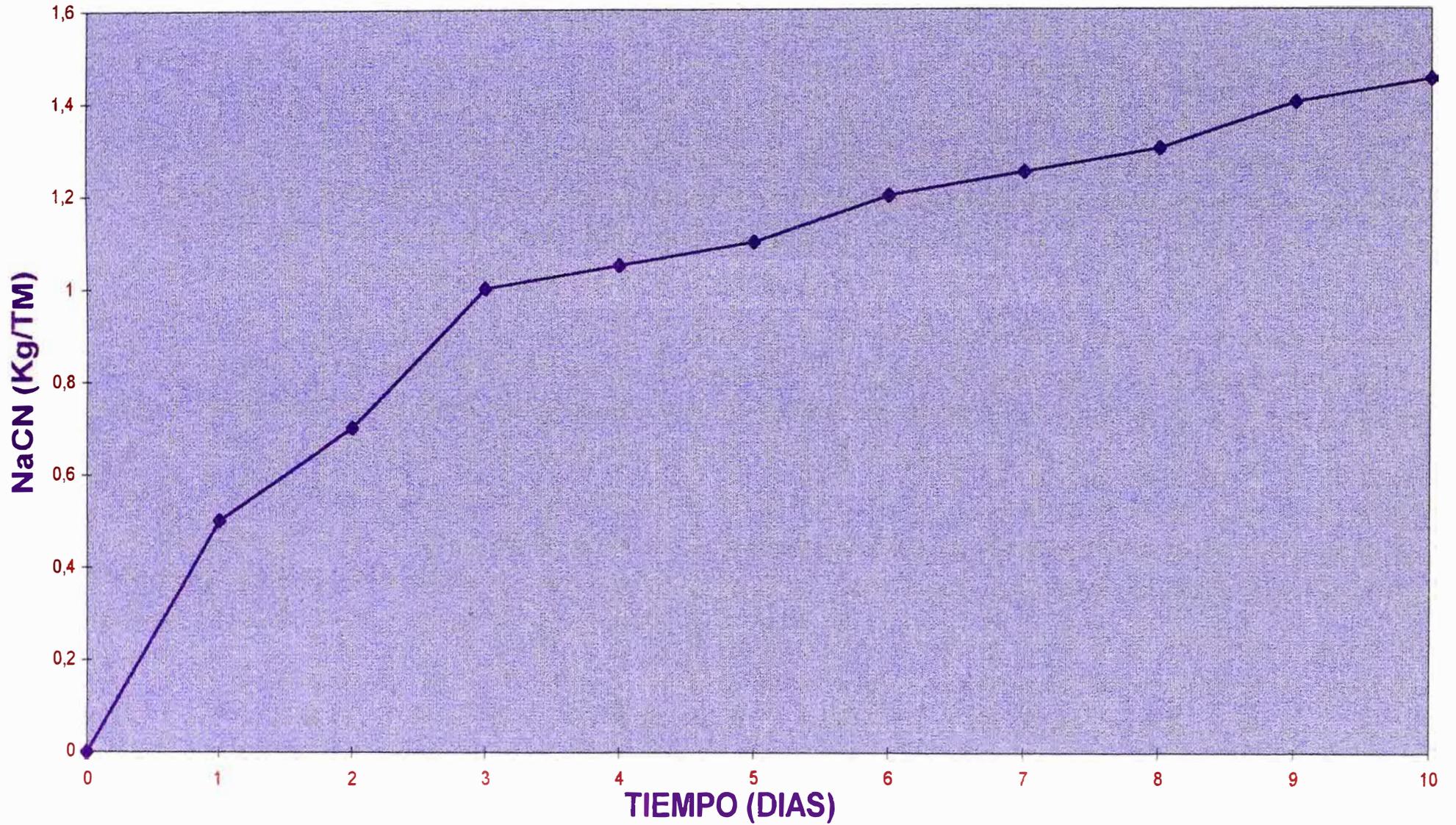


GRAFICO N°23

TIEMPO VS EXTRACCION DE ORO pH = 11

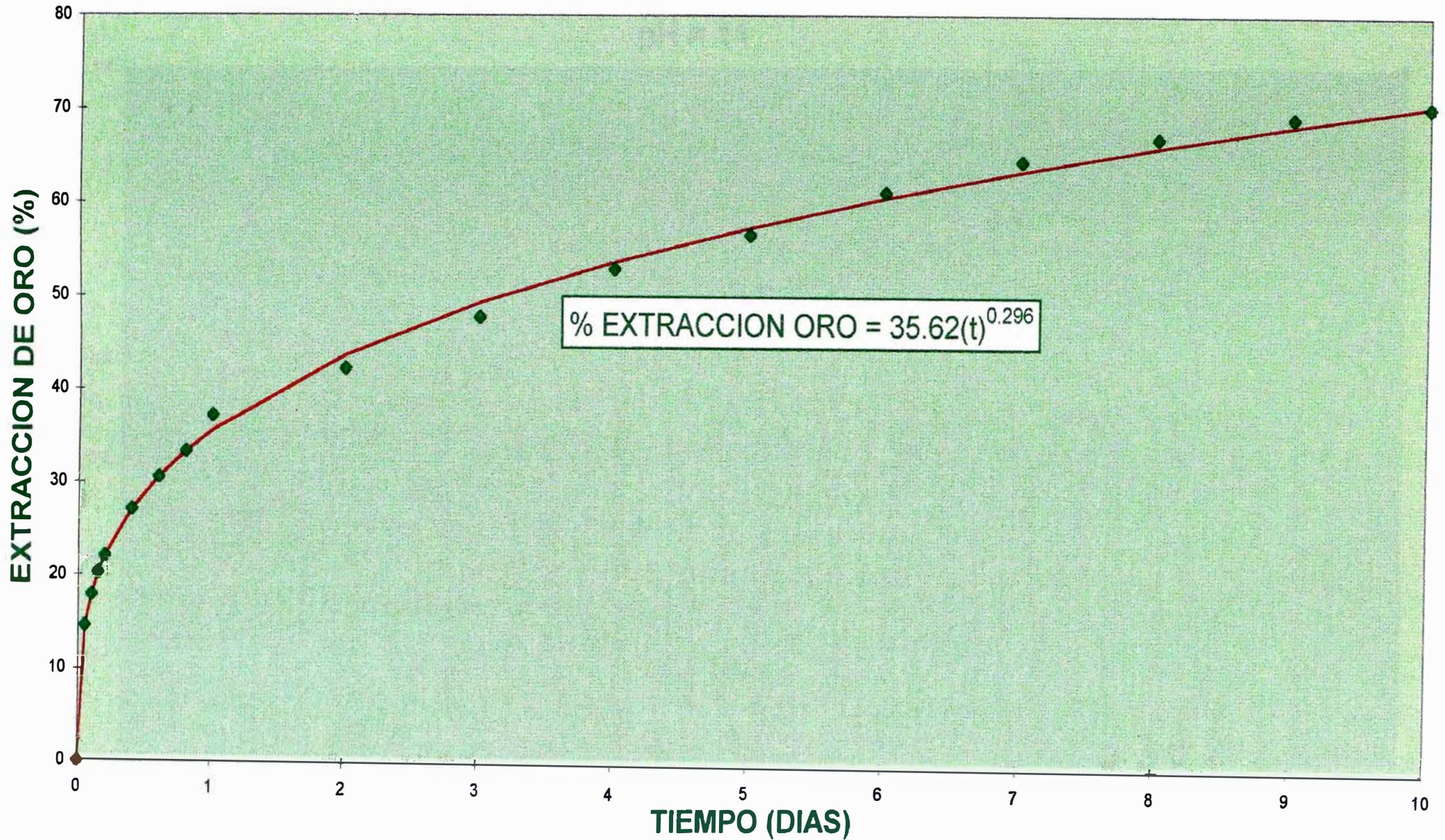


GRAFICO N°24
TIEMPO VS CONSUMO NaCN
pH = 11

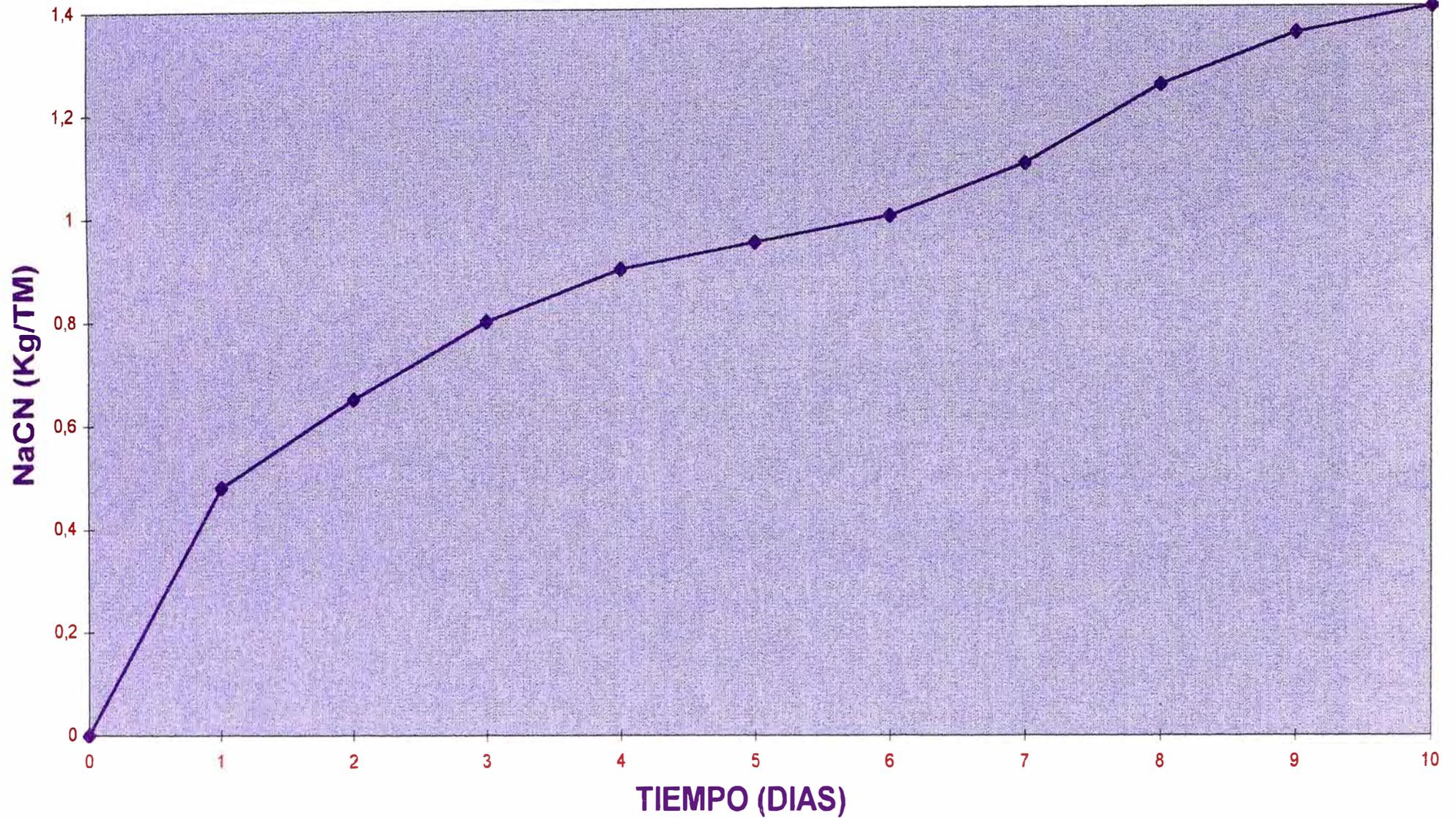


GRAFICO N°25

CINETICA DE CIANURACION EN COLUMNAS VARIANDO EL pH

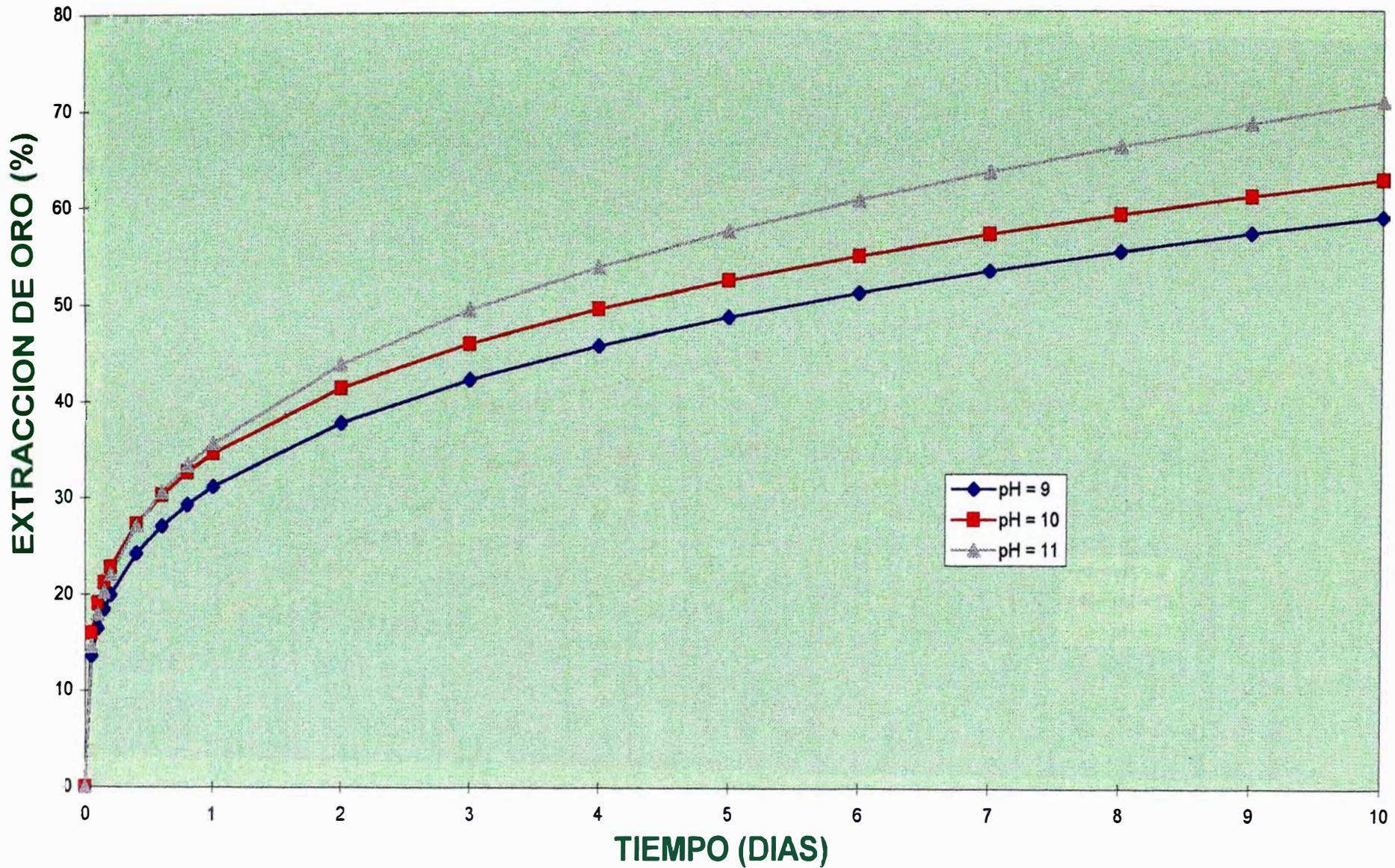
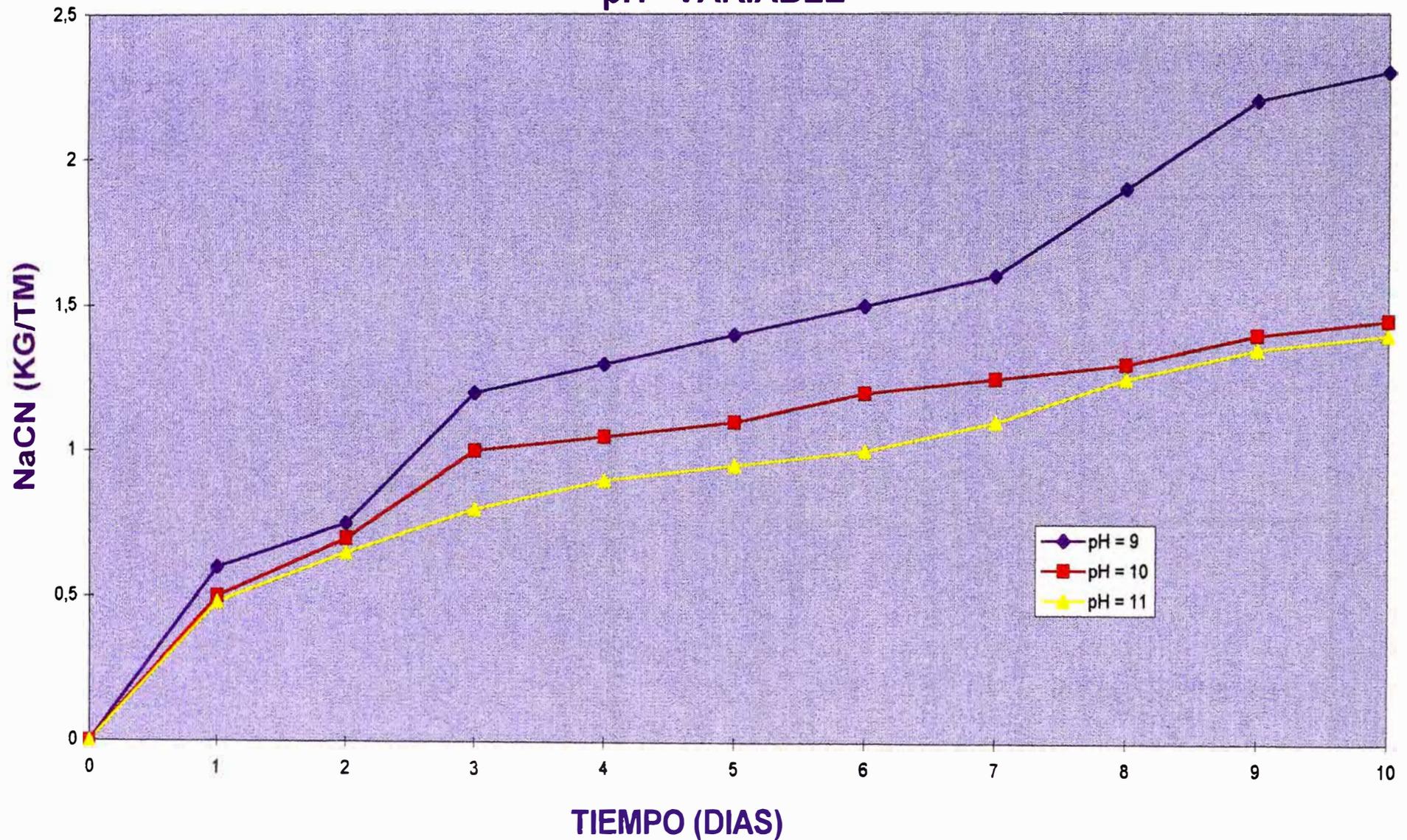


GRAFICO N° 26
TIEMPO VS CONSUMO DE NaCN
pH VARIABLE



BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.48	37.20
2	0.65	42.30
3	0.80	47.80
4	0.90	53.00
5	0.95	56.70
6	1.00	61.20
7	1.10	64.50
8	1.25	67.00
9	1.35	69.20
10	1.40	70.40

El gráfico N°25 muestra un resumen de los porcentajes de extracción de oro en función del tiempo cuando existe variación de pH

El gráfico N°26 muestra una comparación entre los consumos de NaCN con respecto al tiempo ante una variación de pH.

3.4.2.2 Cianuración en Columnas variando la granulometría

El objetivo de las tres pruebas a realizar es observar el efecto de la variación de la granulometría (grado de molienda: - 2 ½", - 1" y - ½") en la Cianuración en Columnas.

El gráfico N°27 muestra el porcentaje de extracción de oro en función del tiempo cuando se trabaja con un tamaño de partícula: - 2 ½".

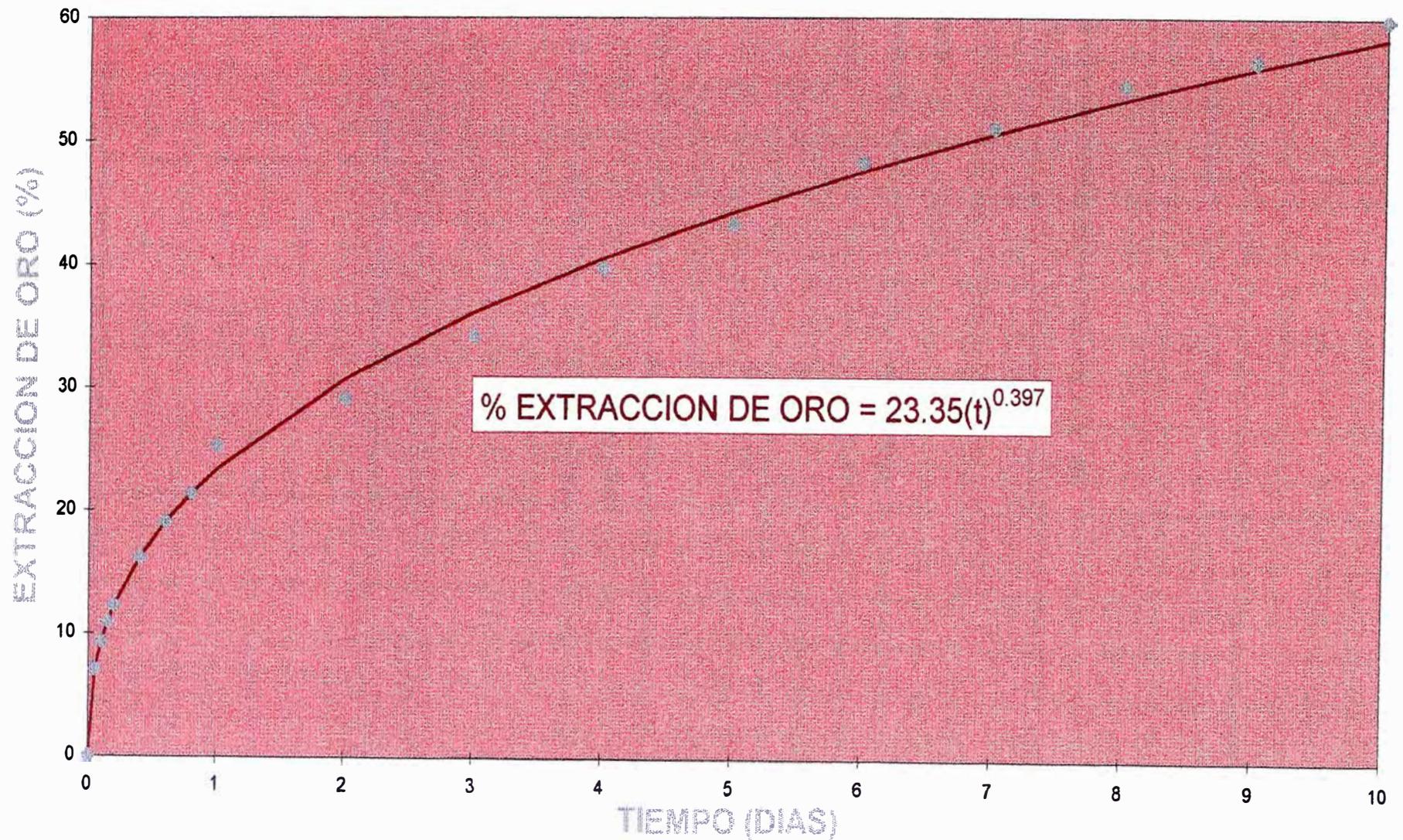
Prueba de cianuración en columnas N° 04

Condiciones

Peso de mineral	:	5,00 Kg.
Granulometria	:	100% -2 1/2"
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	11
Fuerza de NaCN	:	0.1%
NaCN consumido	:	0.90 Kg/TM
Cal consumida	:	5.25 Kg/TM

GRAFICO N°27

CIANURACION EN COLUMNAS VARIANDO EL GRADO DE
MOLIENDA (-2 1/2")



BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.15	25.20
2	0.30	29.10
3	0.40	34.20
4	0.56	39.70
5	0.63	43.20
6	0.67	48.30
7	0.75	51.10
8	0.82	54.50
9	0.85	56.40
10	0.90	59.80

Prueba de cianuración en columnas N° 05

El gráfico N°28 muestra el porcentaje de extracción de oro en función del tiempo cuando se trabaja con un tamaño de partícula: - 1”.

Condiciones

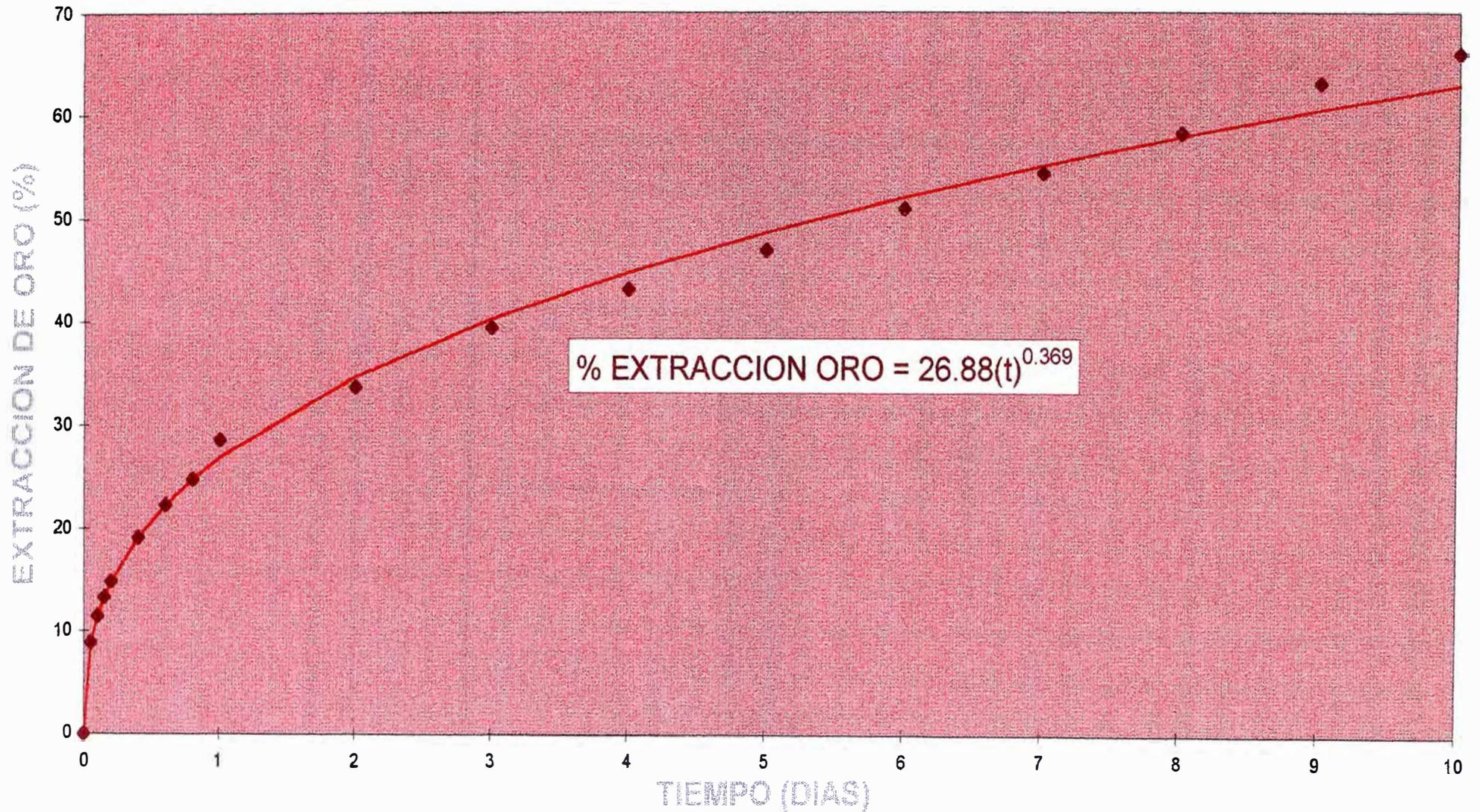
Peso de mineral	:	5,00 Kg.
Granulometria	:	100% -1”
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	11
Fuerza de NaCN	:	0.1%
NaCN consumido	:	1.22 Kg/TM
Cal consumida	:	5.25 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.20	28.60
2	0.35	33.70
3	0.45	39.50
4	0.58	43.20
5	0.67	47.00
6	0.75	51.00
7	0.80	54.40
8	0.90	58.30
9	1.05	63.10
10	1.22	66.05

GRAFICO N° 28

CIANURACION EN COLUMNAS VARIANDO EL GRADO DE
MOLIENDA (-1")



Prueba de cianuración en columnas N° 06

El gráfico N°29 muestra el porcentaje de extracción de oro en función del tiempo cuando se trabaja con un tamaño de partícula: - 1/2”.

Condiciones

Peso de mineral	:	5,00 Kg.
Granulometria	:	100% -1/2”
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	11
Fuerza de NaCN	:	0.1%
NaCN consumido	:	1.40 Kg/TM
Cal consumida	:	5.20 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.28	44.50
2	0.37	46.30
3	0.48	48.50
4	0.65	53.20
5	0.71	55.00
6	0.80	58.30
7	0.91	60.40
8	1.15	62.80
9	1.38	66.20
10	1.40	69.10

El gráfico N°30 muestra una comparación entre los porcentajes de extracción de oro para diferentes granulometrías con respecto al tiempo.

El gráfico N°31 presenta el consumo de NaCN con respecto al tiempo cuando el grado de molienda varía.

GRAFICO N° 29

CIANURACION EN COLUMNAS VARIANDO EL GRADO DE
MOLIENDA (-1/2")

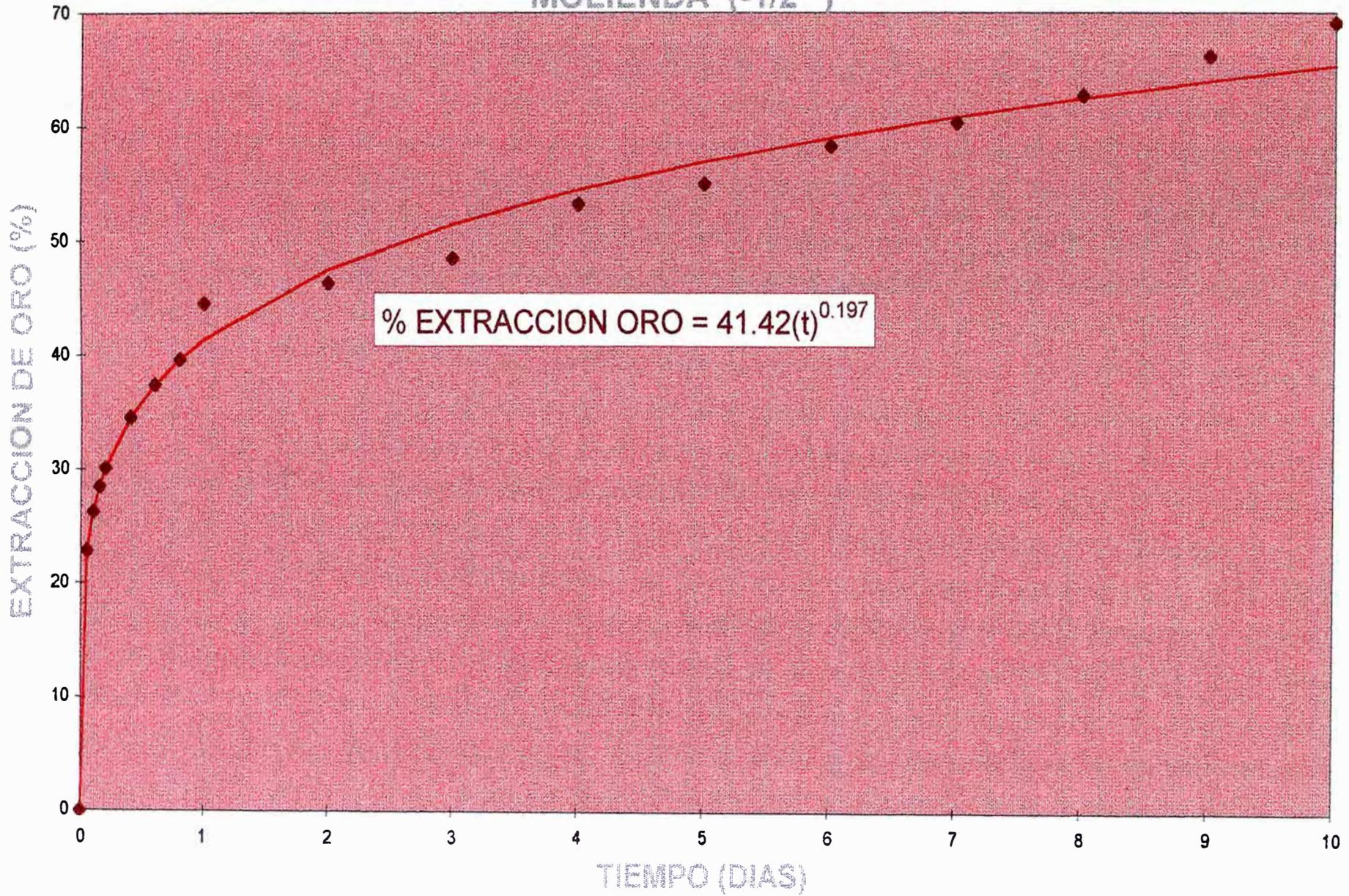


GRAFICO N° 30

CIANURACION EN COLUMNAS VARIANDO EL GRADO DE MOLIENDA

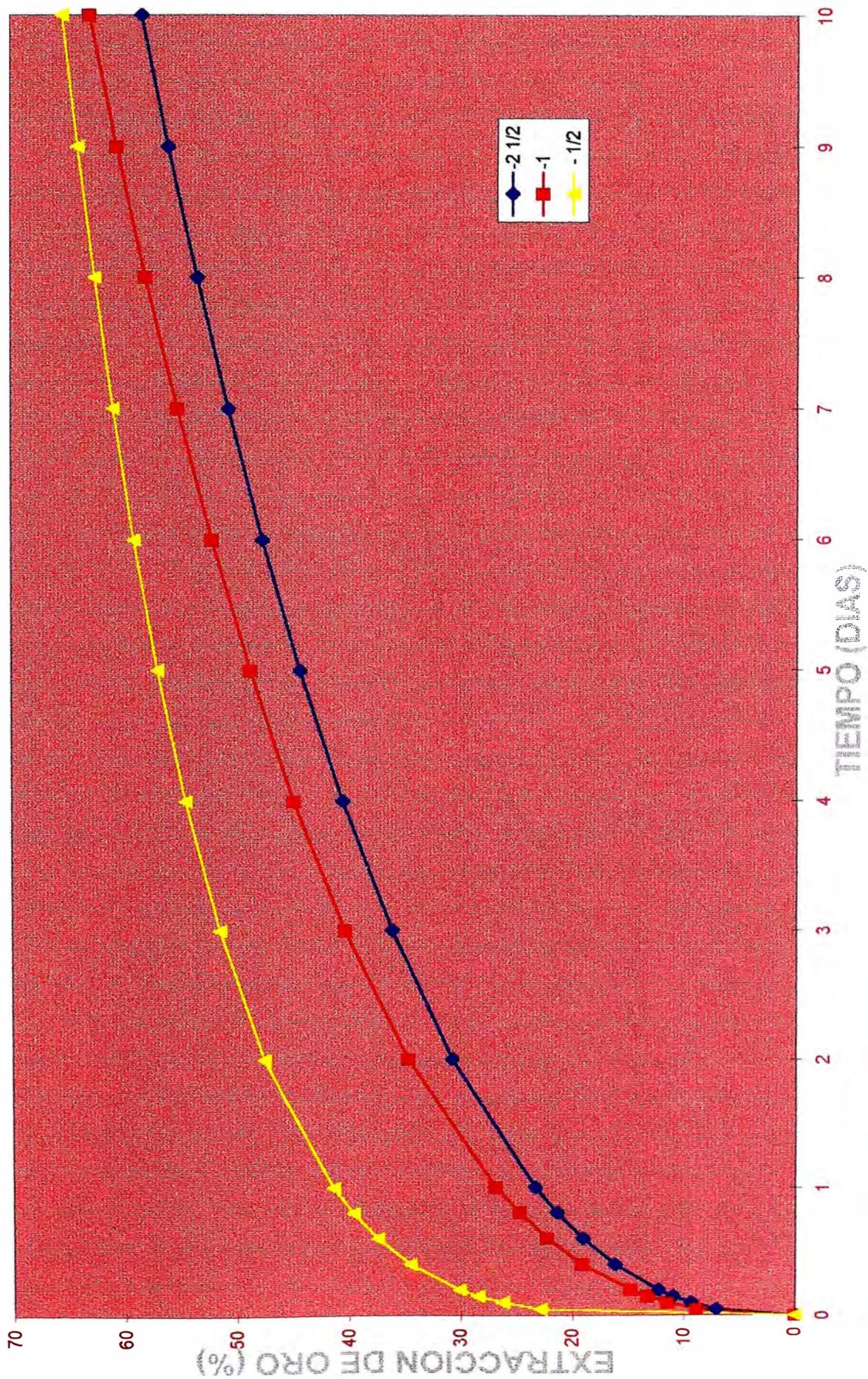
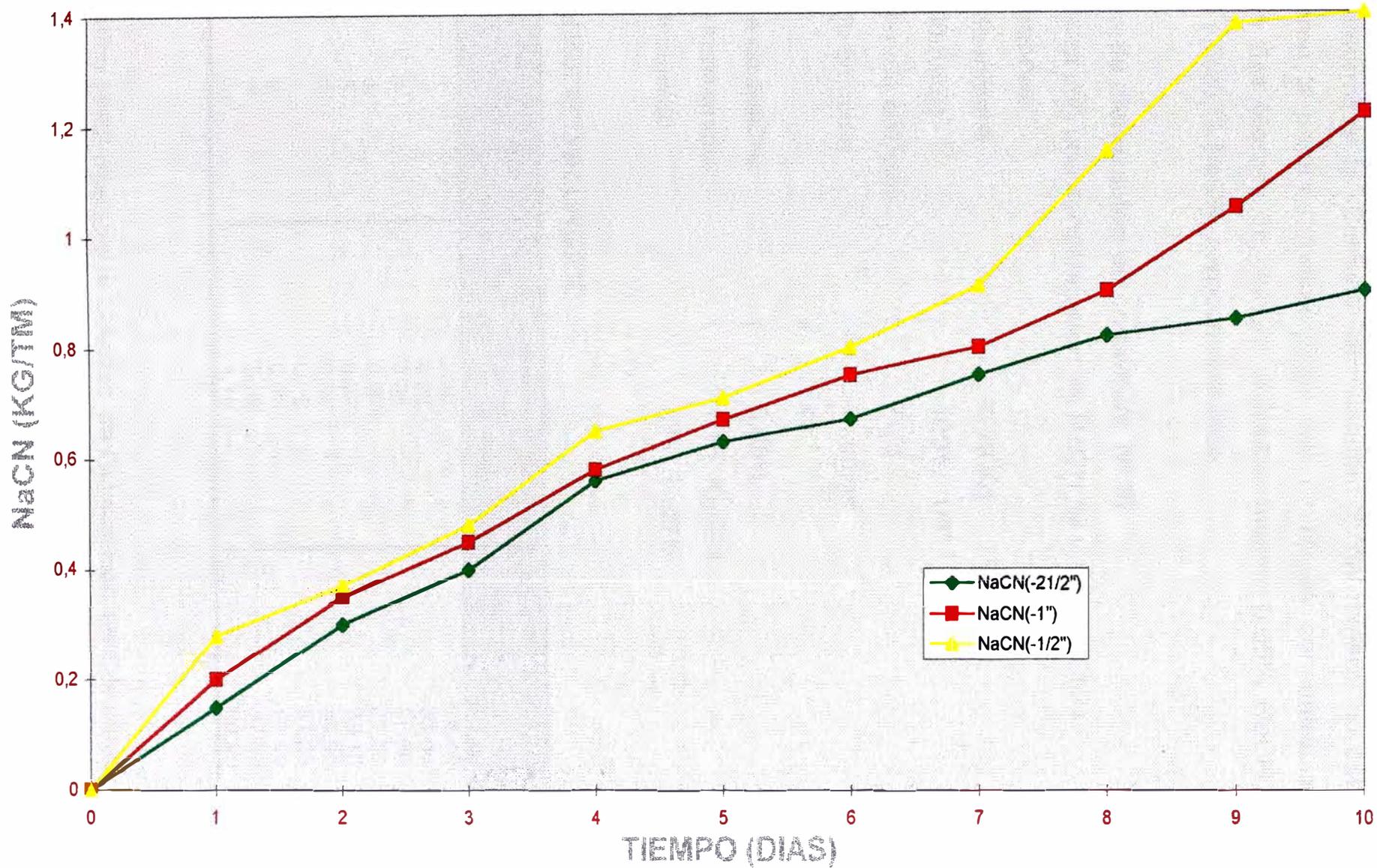


GRAFICO N° 31

CIANURACION EN COLUMNAS VARIANDO EL GRADO DE MOLIENDA



3.4.2.3 Cinética de Cianuración en columnas con una fuerza de cianuro de 0.05%

Para determinar la Cinética de Cianuración del mineral en estudio se realizaron 3 pruebas metalúrgicas con diferentes concentraciones de cianuro (las fuerzas de cianuro utilizadas fueron: 0,05% NaCN, 0,10% NaCN y 0,20 % NaCN respectivamente).

Prueba de cianuración en columnas N° 07

Se trabaja con una concentración de NaCN de 0,5 gr NaCN/l.

Condiciones

Peso de mineral	:	4,98 Kg.
Granulometria	:	100% -1/2"
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	11
Fuerza de NaCN	:	0.05%
NaCN consumido	:	1.15 Kg/TM
Cal consumida	:	5.00 Kg/TM

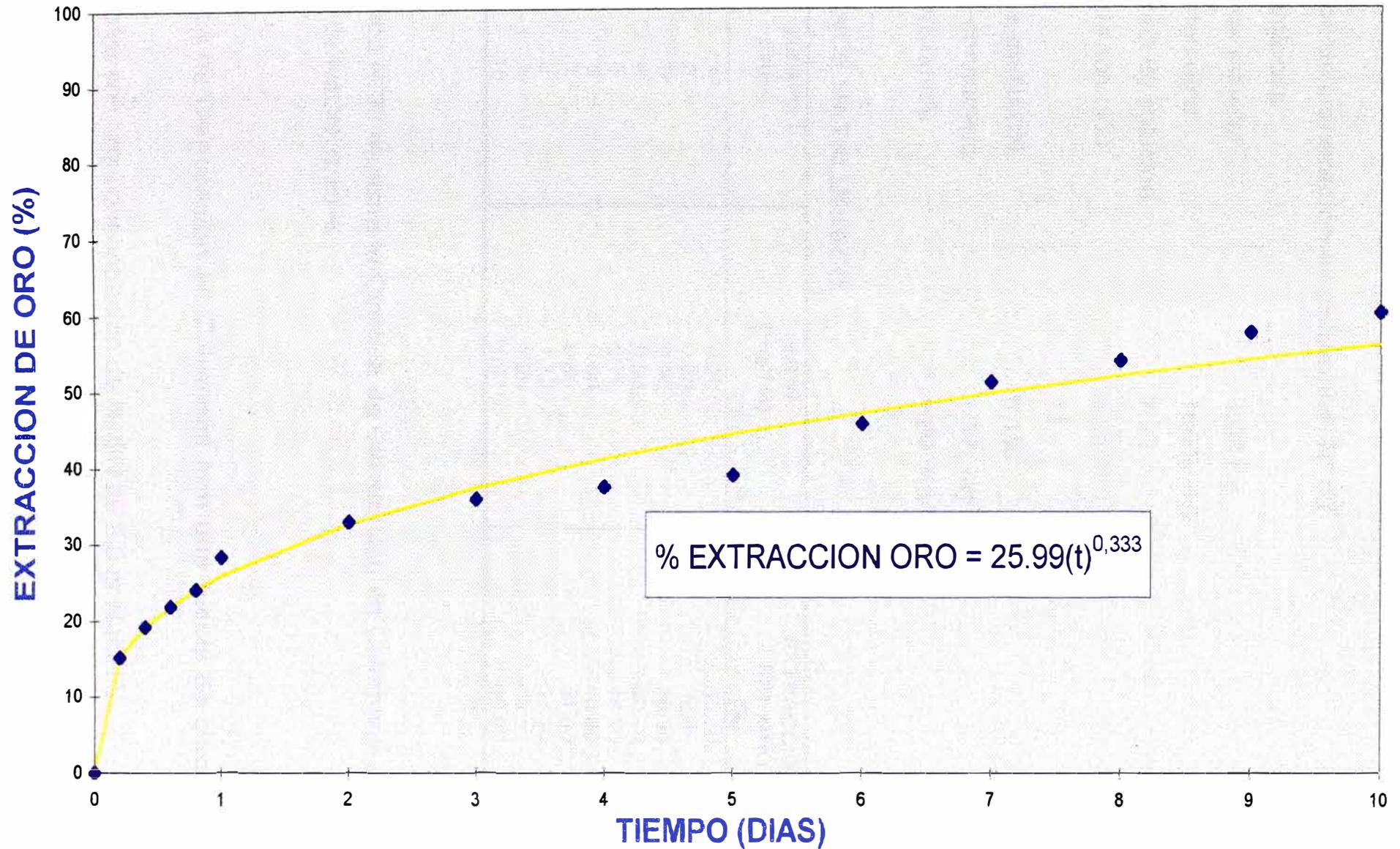
BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.20	28.40
2	0.28	33.00
3	0.38	36.00
4	0.50	37.50
5	0.62	39.10
6	0.68	45.80
7	0.78	51.20
8	0.90	53.90
9	0.98	57.50
10	1.15	60.20

El gráfico N°32 muestra la Cinética de Cianuración en Columnas con una fuerza de NaCN 0,05%.

GRAFICO N° 32

CINETICA DE CIANURACION EN COLUMNAS CON UNA FUERZA DE NaCN 0.05%



3.4.2.4 Cinética de Cianuración con una fuerza de cianuro de 0.10%

Se trabaja con una concentración de NaCN de 1,0 gr NaCN/l.

Prueba de cianuración en columnas N° 08

Condiciones

Peso de mineral	:	4.98 Kg.
Granulometría	:	100% -1/2"
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	11
Fuerza de NaCN	:	0.1%
NaCN consumido	:	1.37 Kg/TM
Cal consumida	:	4.80 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

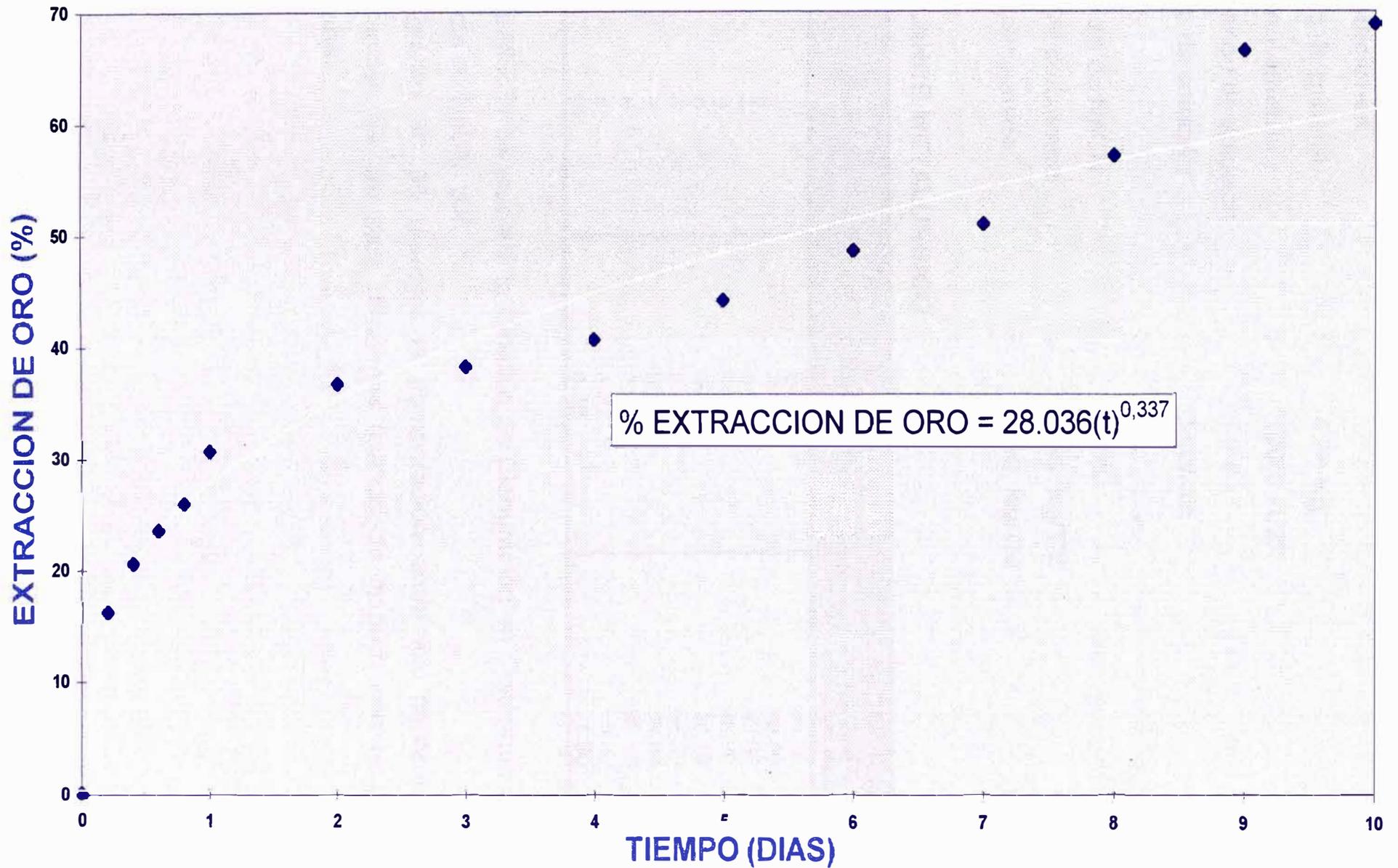
TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.28	30.70
2	0.38	36.80
3	0.50	38.30
4	0.62	40.70
5	0.70	44.20
6	0.80	48.60
7	0.89	51.00
8	1.12	57.10
9	1.28	66.40
10	1.37	68.80

El gráfico N°33 muestra la Cinética de Cianuración en Columnas con una fuerza de NaCN 0.10 %.

3.4.2.5 Cinética de Cianuración en Columnas con una fuerza de cianuro de 0.20%

Se trabaja con una concentración de NaCN de 2,0 gr NaCN/l.

GRAFICO N° 33
CINETICA DE CIANURACION EN COLUMNAS CON UNA FUERZA DE
NaCN 0.10%



Prueba de cianuración en columnas N° 09

Condiciones

Peso de mineral	:	4.98 Kg.
Granulometria	:	100% -1/2''
Volumen de solución	:	7.2 l
Flujo de solución	:	5 cc/min
pH	:	11
Fuerza de NaCN	:	0.2%
NaCN consumido	:	1.46 Kg/TM
Cal consumida	:	4.80 Kg/TM

BALANCE METALURGICO

TIEMPO (Dias)	NaCN (Kg/TM)	EXTRACCION DEL ORO (%)
1	0.30	33.30
2	0.42	40.50
3	0.55	43.90
4	0.63	46.70
5	0.78	49.10
6	0.88	54.30
7	0.96	58.50
8	1.20	62.10
9	1.32	68.30
10	1.46	71.50

El gráfico N°34 muestra la Cinética de Cianuración en Columnas con una fuerza de NaCN 0.20 %.

El gráfico N° 35 muestra la comparación entre los porcentajes de extracción de oro para diferentes fuerzas de cianuro con respecto al tiempo.

GRAFICO N° 34

CINETICA DE CIANURACION EN COLUMNAS CON UNA FUERZA DE NaCN 0.20%

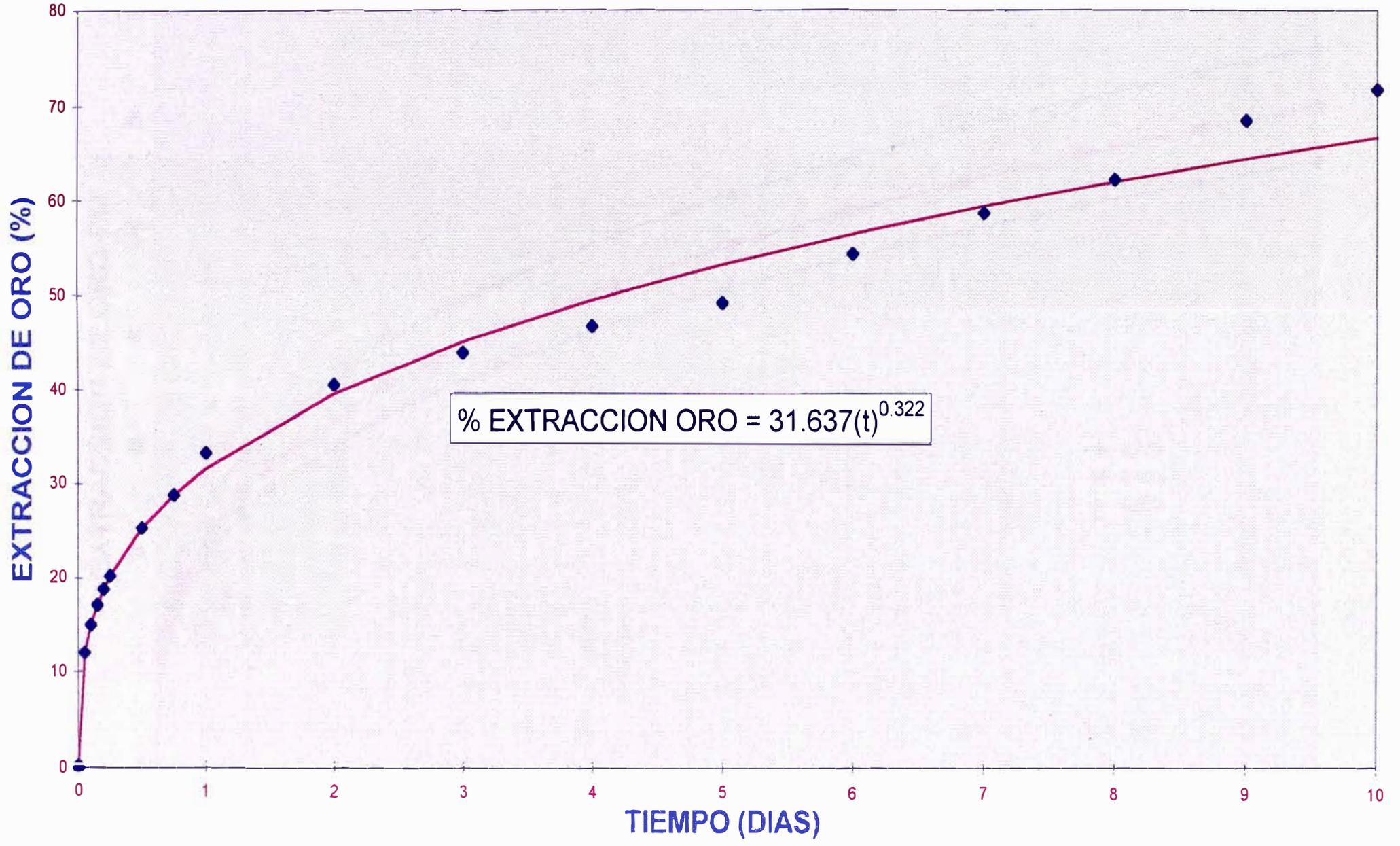
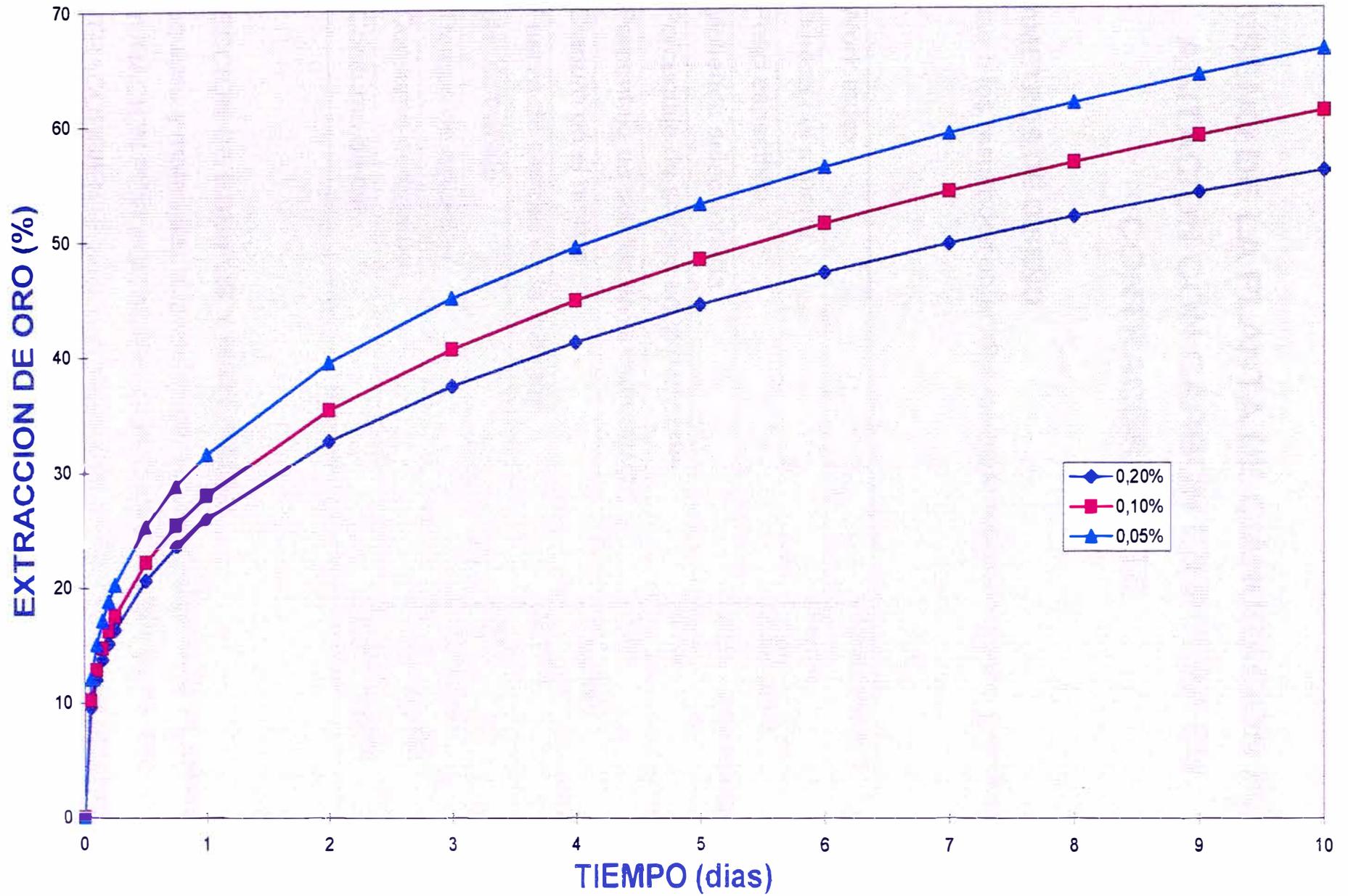


GRAFICO N° 35

CIANURACION EN COLUMNAS VARIANDO LA FUERZA DE NaCN



CAPITULO IV

DISEÑO DE LA PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE

4.1 PARAMETROS DE DISEÑO

En base a los resultados obtenidos los parámetros de diseño a considerar son:

Work Index	12.82 kw-h/T
Dureza del mineral	Duro
Peso específico	2.68 gr/cc
Molienda seleccionada	80% - 200 mallas
Porcentaje de sólidos en la molienda	67%
Porcentaje de sólidos en la cianuración	33%
Cianuro en el molino	1 kg/TM
Fuerza de cianuro en la solución	0,10%
pH de trabajo	10.5 - 11
Tiempo de agitación	16 horas
Consumo de cianuro	1.20 kg/TM
Consumo de cal	4.50 kg/TM

4.2 SELECCION DE EQUIPOS Y MATERIALES

Los equipos y materiales requeridos para la instalación de la PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE para una capacidad de 50 TM/ día; se detallan a continuación:

Tabla N°11: RELACION DE EQUIPOS Y MATERIALES NECESARIOS

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	HP
01	Parrilla de rieles de 10" de luz (4.5 m x 3.5 m)	01	
02	Tolva de gruesos de 4.5 m x 3.5 m x 3.5 m con una capacidad de 100 TM	01	
03	Faja transportadora N°01 de 18" x 10 m	01	3.0
04	Parrilla estacionaria de 3" de luz	01	
05	Chancadora de quijada de 10" x 16" con todos sus accesorios	01	20.0
06	Faja transportadora N° 02 de 18" x 20 m	01	5.0
07	Faja transportadora N° 03 de 18" x 20 m	01	5.0
08	Zaranda vibratoria de 2' x 4' de un piso con cedazo de 3/8" x 3/8" de abertura de malla	01	3.5
09	Chancadora cónica de 22" Symons Standard	01	25.0
10	Tolva de finos de 4.5 m x 3.5 m x 3.0 m con una capacidad de 100 TM	01	
11	Faja transportadora N° 04 de 18" x 10 m	01	3.0
12	Balanza eléctrica RAMSEY de control de alimentación del mineral al molino para faja transportadora N°04	01	
13	Acondicionador 2' x 2' para preparación de NaCN	01	3.0
14	Acondicionador 2' x 2' para preparación de lechada de cal	01	3.0
15	Molino de bolas de 5' x 5' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	41.0
16	Lote de bolas para molino de dimensiones: 3" de ϕ = 1.7 TM 2" de ϕ = 1.7 TM 1 1/2" de ϕ = 1.7 TM	01	
17	Ciclón D - 4	02	
18	Bomba SRL C DENVER 1 1/2" x 1 1/4"	01	2.0
19	Tanques de agitación tipo Tube Draft Agitator de 10' x 16'	03	45.0
20	Tanques de tipo Tube Draft Agitator de 8' x 12' para Carbón en Pulpa (CIP)	02	30.0
21	Zaranda vibratoria de un piso de 2' x 4' con cedazo de malla 20	01	3.0
22	Zaranda vibratoria de doble piso de 2' x 4' con cedazo de mallas 20 y 35	01	3.5
23	Lote de carbón activado malla 6 x 12 de 4.35 TM	01	
24	Tanque de agua de 70 m ³	01	
25	Compresora de 20 PSI	01	5.0
26	Bomba centrífuga SRL DENVER 2 1/2" x 1 1/2" de eje vertical (cancha de relaves)	01	7.5
27	Alimentador de sólidos (carbón) cónico vibratorio (10 - 15 kg carbón/h)	01	1.0
28	Suministros eléctricos para la planta		
29	Elementos de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua)		
30	Plataformas de interconexión entre agitadores, tanques.		

4.3 DESCRIPCION DEL PROCESO

4.3.1 Sección Chancado

El mineral procedente de la mina se transportará en volquetes los cuales descargarán en una zona aledaña a la tolva de gruesos en forma de rumas. Desde las rumas el mineral será alimentado mediante una pala mecánica a la tolva de gruesos de concreto armado de 100 TM de capacidad, según las cantidades que se requieran manteniendo así constantemente un buen stock en reserva. La tolva de gruesos tendrá en la parte superior una parrilla de 4.5 m x 3.5 m, formada por rieles con abertura de 10".

La tolva de gruesos descargará el material a la faja transportadora N°01 de 18" x 10 que depositará el material en una parrilla fija con una luz de 3".

El oversize de la parrilla alimentará a la chancadora primaria de quijada: Allis Chalmers de 10" x 16" con un set de descarga de 2", el producto de la chancadora primaria alimentará a la faja transportadora N°02 de 18" x 20 m que además contendrá el undersize de la parrilla.

La faja transportadora N°02 alimentará a la zaranda vibratoria DENVER de 2' x 4' con 3/8" de abertura de malla (zaranda N°01); el undersize de la zaranda caerá directamente a la tolva de finos y el oversize alimentará a la chancadora cónica Symons de 22" con un set de descarga de 1/4"; el producto de la Symons alimentará a la faja transportadora N°03.

La faja transportadora N°03 de 18" x 20 m descargará el mineral en la faja transportadora N°02

El tiempo de chancado calculado será de 10 horas diarias.

4.3.2 Sección Molienda

La tolva de finos de 100 TM de capacidad contará con un shut de descarga que alimentará a la faja transportadora N°04 de 18" x 10 m; en esta faja transportadora se encuentra la balanza eléctrica RAMSEY que registrará el peso del mineral que pasará por la faja mediante la cual se obtendrá el tonelaje por hora, guardia o día que alimentará al molino.

El molino de bolas COMESA 5' x 5' de 41 HP de potencia trabajará en circuito cerrado con un ciclón D - 4 que requiere de una bomba SRL 1 ½" x 1 1/4" , el underflow del ciclón retornará al molino.

En el molino se adicionará cianuro de sodio (NaCN) al 0,2% y lechada de cal con el fin de satisfacer las condiciones óptimas para iniciar la cianuración.

4.3.3 Sección de Agitación y Adsorción

La pulpa procedente del overflow del ciclón D - 4, es conducida por tuberías a una zaranda con malla N°20 (zaranda N°02) que eliminará cuerpos extraños (maderas u otros) luego se alimentará al primer tanque de circuito de agitación, el flujo de la pulpa será por gravedad.

Esta sección constará de cinco (5) tanques destinando los tres tanques de 10' x 16' para realizar la agitación del overflow del ciclón, la importancia de esta etapa radica en obtener las condiciones óptimas para completar la disolución del oro no disuelto en el molino para lo cual se adicionará NaCN a 0,1% de fuerza; en los dos tanques restantes de 8' x 12' se realizará la adsorción del oro en el carbón activado previamente añadido. El carbón utilizado en el proceso será alimentado en el último tanque, desde allí por el sistema air lift será transportado en contracorriente hacia el tanque anterior (tanque N°04) donde se descargará a través de la zaranda 2' x 4' de un piso con malla N°35 respectivamente (zaranda N°03).

Inicialmente el carbón activado cargado con oro y plata será conducido para su respectiva desorción y refinación a un laboratorio de servicio en Lima. El carbón activado será reactivado para seguir siendo usado en operación.

La pulpa pasante de la zaranda N°03 será recirculada al tanque N°04.

La pulpa procedente del último tanque (tanque N°05) pasará por una zaranda 2' x 4' duplex con mallas N°20 y N°35 (zaranda N°04) con el objeto de extraer el posible carbón fino cargado (oversize) que será destinado directamente a fundición.

4.3.4 Sección relaves

La pulpa descargada de la zaranda N°04 previamente tratada con hipoclorito de sodio (NaClO) alimentará al ciclón D -4 (ciclón N°02).

La descarga del ciclón N°02 será transportada por gravedad hasta el área determinada para depósito de relaves para formar el talud de la cancha mientras que el rebose (finos) se depositarán en la parte central de la cancha de relaves.

4.3.4.1 Almacenamiento de relaves

El sistema empleado desde el punto de vista de contaminación ambiental es considerado seguro, ya que no es necesario descargar solución alguna al medio ambiente ya que se realizará la recirculación de la solución empleando una bomba centrífuga de 2 ½" x 1 ½" SRL DENVER (bomba N°02).

El relave no contendrá cianuro libre, al haber sido tratado anteriormente con hipoclorito de sodio.

4.4 BALANCE METALURGICO

La Tabla N°12 presenta el balance metalúrgico para la producción mensual proyectada.

La Tabla N°13 presenta el balance metalúrgico para la producción anual proyectada.

4.5 ENERGIA Y AGUA

4.5.1 Energía

Se ha determinado que para cubrir la demanda del proyecto de expansión integral de operaciones, se necesitarán **180 Kw efectivos de energía** como se detalla en la Tabla N°14.

TABLA N°12: BALANCE METALURGICO

PRODUCCION MENSUAL PROYECTADA

	PESO	LEYES (gr/TM)		FINOS (KG)		DISTRIBUCION(%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
MINERAL	1500	20,35	52,87	30,53	79,31	100,00	100,00
CARBON CARGADO(I)**	7,65	3771,73	6095,60	28,85	46,63	94,53	58,80
SOLUCION BARREN (II)	1791	0,08	0,53	0,14	0,95	0,48	1,20
(I) + (II) SOLUCION COSECHA	1791	16,19	26,57	29,00	47,58	95,00	60,00
RELAVE	1500	1,02	21,15	1,53	31,72	5,00	40,00

** Se considera una eficiencia de adsorción de carbón activado del 99.5%

TABLA N°13: PRODUCCION ANUAL PROYECTADA

	PESO	LEYES gr/TM		FINOS (KG)		DISTRIBUCION (%)	
		Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
MINERAL	18000	20,35	52,87	366,30	951,66	100,00	100,00
CARBON CARGADO(I)**	91,8	3771,73	6095,60	346,25	559,58	94,53	58,80
SOLUCION BARREN (II)	21492	0,08	0,53	1,74	11,42	0,48	1,20
(I) + (II) SOLUCION COSECHA	21492	16,19	26,57	347,99	571,00	95,00	60,00
RELAVE	18000	1,02	21,15	18,32	380,66	5,00	40,00

** Se considera una eficiencia de adsorción de carbón activado del 99.5%

Tabla N°14: Resumen de la energía horaria requerida por los equipos seleccionados para la planta de tratamiento

DESCRIPCION	HP	Kw	hr	Kw-h
Chancadora de quijada de 10" x 16".	20	14.91	10	149.14
Faja transportadora N° 01 de 18" x 10 m.	3	2.24	10	22.40
Zaranda Vibratoria N°01, de 2' x 4' de un piso.	3.5	2.61	10	26.10
Faja transportadora N°0 2, de 18" x 20 m.	5	3.73	10	37.30
Faja transportadora N°03, de 18" x 20 m.	5	3.73	10	37.30
Trituradora cónica de 22 " Symons Standard.	25	18.64	10	186.43
Faja transportadora N° 04, de 18" x 10 m.	3	2.24	24	53.76
Acondicionador 2'x2' para preparación de NaCN	3	2.24	24	53.76
Acondicionador 2'x2' para adición de lechada de cal	3	2.24	24	53.76
Molino de bolas de 5' x 5'	41	30.57	24	733.68
Bomba SRL DENVER 1 ½" x 1 ¼"	3	2.24	24	53.76
Tanques de Agitación De Cianuración de 10' x 16'	45	53.55	24	805.20
Tanques de Adsorción (CIP) de 8'x 12'	30	22.37	24	536.88
Zarandas Vibratorias N°02 y 04 de un piso de 2' x 4'	14	10.44	24	250.56
Zaranda vibratoria N°03 de un piso 2' x 4'.	3.5	2.61	24	62.64
Alimentador de carbón cónico vibratorio	1	0.75	24	18.00
Compresora de 20 PSI	5	3.73	24	89.52
Bomba centrífuga SRL DENVER 2 ½" x 1 ½"	7.5	5.60	24	134.40
TOTAL		179.22		3305.11
Kw-h/TM			66.10	

De acuerdo con las necesidades de energía eléctrica necesaria para el alumbrado y movimiento de las máquinas de la planta está considerada la adquisición de un grupo electrógeno de 200 Kw.

4.5.2 Agua

Requerimiento de agua

Para el inicio de las operaciones en Planta se requeriría de **59.7 m³/día de agua**. Considerando que, por recirculación de agua, se tendrá una recuperación de **20.67 m³/día** (Ver Flowsheet Balanceado).

Aproximadamente el requerimiento de agua fresca de la planta será de **39.03 m³/día**.

En resumen tendremos el siguiente consumo de agua:

CONSUMO DE AGUA	(m ³ /día)
* MINA	5.00
* PLANTA DE CARBON EN PULPA	40.00
* SERVICIOS GENERALES	25.00
* IMPREVISTOS (12%)	8.40

CONSUMO TOTAL	78.40

La captación de agua será mediante un tanque de 70 m³ .

Sistema de suministro

El sistema de suministro será por gravedad y el de recirculación por bombas, utilizando canales y tuberías.

La fuente principal que debe satisfacer la demanda será captada de zonas aledañas a la mina.

4.6 SERVICIOS AUXILIARES

Dentro del proyecto se considera los siguientes servicios auxiliares:

Taller Electro - Mecánico

Se estima instalar un taller para las labores de reparación y mantenimiento que ocupará un área de construcción de 20 m², el que contará con los siguientes equipos:

Torno, fresadora, cepillo, taladros, equipo de soldadura, herramientas en general.

Almacén

Se instalará un edificio en un área de 12 m², donde se ubicarán todos los equipos y materiales de repuestos existentes.

Oficinas Administrativas

Dentro del proyecto se considera indispensable la construcción de una oficina para el control de operaciones y administración. Para este fin se estima un área no menor a 12 m² .

Vivienda

La vivienda para el personal directivo de la planta, mina, empleados y obreros será ubicada en las cercanías de la ciudad de Huaral.

Se construirá una vivienda para el guardián en 20 m² de área.

4.7 ASPECTOS DE MEDIO AMBIENTE

El estudio de Impacto Ambiental (EIA) es una forma de establecer la sustentabilidad de un proyecto minero ; el EIA es en esencia una suma de los impactos positivos (la generación de empleo, de divisas, infraestructura, desarrollo social, tecnológico) y negativos (contaminación ambiental).

La generación de contaminantes minerales es un proceso espontáneo pero la actividad minera sin embargo acelera estos procesos naturales y la contaminación se da en gran parte porque la misma cantidad de elementos nocivos se producen en un periodo relativamente corto que la propia naturaleza, no soporta.

4.7.1 Medidas de mitigación en planta

El ambiente de trabajo puede estar sometido a partículas de polvo y ruidos por efecto del proceso de chancado pero se considera que el impacto en los trabajadores será mínimo porque usarán respiradores y protectores auditivos de ruidos.

Si el impacto persistiese se deberá buscar la tecnología más económica y adecuada para disminuir los polvos.

El posible impacto principal de la relavera podría ser por la percolación de las aguas de relave a la napa freática, por lo que la cancha de relave deberá contar con un canal de desfogue de aguas decantadas.

4.7.1.2 Control de efluentes

Se propone construir canales recolectores de efluentes con doble revestimiento a fin de evitar accidentes por posibles fugas y ofrecer máxima protección ambiental.

La zona donde se encuentre construída la cancha de relaves deberá ser un terreno erizado donde no exista ningún tipo de vida silvestre.

De la descarga del ciclo N°02 los gruesos serán utilizados para formar la corona y conformar el talud aguas abajo (parte externa de la relavera o presa de relaves), los finos serán colocados en el interior del depósito.

4.7.1.3 Control de producción de polvos en la sección chancado

La concentración de polvos en el ambiente de trabajo por efecto del chancado del mineral es importante de ser tomado en cuenta por el bienestar de los trabajadores.

La concentración de polvos se encontraría en el área del chancado secundario; en las zonas de la zaranda vibratoria N°01 y la chancadora primaria la concentración de polvos sería uniforme; mientras que las concentraciones más bajas se registrarían en los túneles de las fajas.

Como medida de prevención y si la concentración de polvos es elevada se propone la instalación de un extractor de polvos.

4.7.1.4 Control de derrames producidos en la sección molienda

En cuanto al rebose o derrames de pulpa o agua se propone tomar acciones de canalización para la solución de este problema ya que puede ocasionar problemas de salud en los trabajadores.

4.7.1.4 Medidas a tomarse para el diseño de la cancha de relaves

Como se mencionó el impacto principal de la relavera podría ser por la percolación de las aguas de relave a la napa freática, por lo que la cancha de relave deberá contar con canales de desfogue de aguas decantadas. Estas aguas serán recirculadas a la planta empleando una bomba centrífuga de 2 ½" x 1 ½" SRL DENVER (bomba N°02).

El fondo de la cancha de relaves estará revestido por una capa de vinimanta de 1 mm de espesor para evitar cualquier filtración.

Se ha mencionado que la cancha de relaves recibirá del ciclón N°02 material grueso que será utilizado para formar la corona y conformar el

talud aguas abajo (parte externa de la cancha de relaves), el material fino será colocado en el interior del depósito.

4.7.1.5 **Métodos para la destrucción del cianuro remanente en los residuos líquidos y sólidos producidos durante la operación de la planta**

Se sabe los desechos industriales que contienen cianuro originan serias alteraciones ecológicas, no todas las plantas de cianuración presentan el mismo grado de severidad del problema. Los compuestos en que se presenta el cianuro en los residuos líquidos son compuestos complejos de metales tales como: $\text{Cu}(\text{CN})_4^{-2}$.

Adicionalmente las aguas residuales contendrán iones libres (CN^-) y el anión SCN^- que aparece por la reacción de productos de oxidación del sulfuro con el cianuro libre. El grado de toxicidad de los compuestos citados es variable, siendo el CN^- el que representa el mayor peligro.

Las leyes peruanas precisan que los cursos de agua no deberán tener contenidos de cianuro mayores a 0.01 gm/l (0.01 ppm) lo que para ser cumplido, requiere que las plantas de cianuración implementen un proceso de destrucción o regeneración del cianuro.

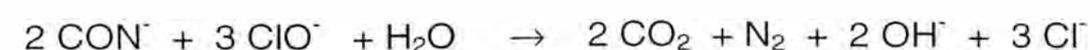
Los procesos de destrucción del cianuro son utilizados para la eliminación del ión cianuro contenido en las aguas residuales. A continuación se citan los dos procesos más importantes.

Clorinación.- Este método es el de uso más difundido. Se efectúa por adición de un hipoclorito o bien cloro gaseoso e hidróxido de sodio. La oxidación del cianuro tiene lugar por acción del hipoclorito según la reacción:



El pH de la solución, debe ser mantenido sobre 10 para evitar la liberación de un compuesto altamente tóxico, el CNCl que es un producto intermedio de la oxidación.

El ión cianato CON^- producido no se considera muy tóxico pero también puede ser destruido con mayor cantidad de hipoclorito.



Esta reacción es lenta a pH = 10, pero puede acelerarse bajando el pH a 8.0 - 8.5. El hipoclorito también reacciona con el sulfocianuro (SCN⁻).

En los procesos industriales se prefiere usar el hipoclorito al cloro gaseoso por ser este último más peligroso y de difícil manipuleo aunque más barato. Estos procesos se realizan generalmente en tanques, donde se realizan las reacciones mencionadas.

El tratamiento de clorinación en general es eficiente aunque su costo resulta muchas veces elevado (se propone un consumo de 0.4 kg NaClO/TM cuyo costo asciende a 0.2 US \$/TM).

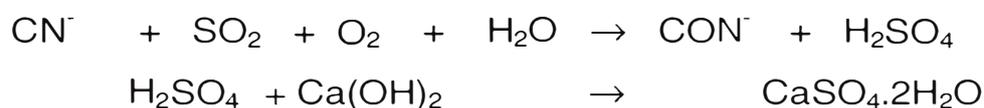
Proceso de destrucción de cianuro. Proceso INCO SO₂ /aire

El proceso de destrucción de cianuro por dióxido de azufre (SO₂)/aire INCO, oxida tanto el cianuro libre (CN⁻), como el que se encuentra como complejo con metales como cobre, zinc y níquel a ión cianato (CON⁻). El cianato es significativamente menos tóxico que el cianuro. El agente oxidante es el dióxido de azufre (SO₂), más oxígeno en presencia de una pequeña cantidad de cobre soluble como catalizador. La temperatura es la del ambiente y el pH está en el rango 7 - 10. Sino se tuviera cobre soluble presente en la solución, como producto de cianuración, se deberá agregar como sulfato de cobre. Se adiciona también cal para neutralizar el ácido sulfúrico generado en el proceso. También es oxidada una pequeña cantidad de tiocianato presente.

La solución a ser tratada se contacta con los reactivos en un tanque simple de mezclado. El dióxido de azufre (SO₂) se agrega como gas, líquido o bisulfitos o metasulfitos solubles pueden ser usados como proveedores de dióxido de azufre (SO₂). El aire normalmente es el proveedor de oxígeno.

El tiempo de retención varía dependiendo de la composición de la solución a ser tratada pero generalmente en rangos de 20 a 180 minutos.

Las reacciones que se llevan a cabo son las siguientes:

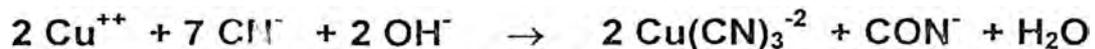
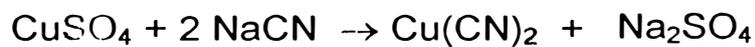


Proceso de destrucción de cianuro con sulfato de cobre: CuSO_4

El presente proceso de oxidación química utilizando sulfato de cobre, se presenta como una técnica importante en la eliminación del cianuro de los efluentes líquidos de cianuración, presentando como posible desventaja en su utilización la posible contaminación de las aguas neutralizadas con la presencia de los iones: Cu^+ y Cu^{+2} .

Las características ácidas del sulfato de cobre, generan en la destrucción del cianuro una disminución del pH de los efluentes neutralizados.

Las reacciones de neutralización que se llevan a cabo son las siguientes:



CAPITULO V

EVALUACION ECONOMICA

5.1 VALOR DE LA PRODUCCION

5.1.1 Valor de la producción para el proceso de Cianuración con Carbón en Pulpa en contracorriente

A continuación se muestran los contenidos metálicos recuperables de oro y plata son:

ORO

Cálculo del contenido metálico recuperable en la Veta Cono - Veta Lechuza

Ley de cabeza 20.35 gr/TM

Ley de cabeza recuperada al 95% 19.33 gr/TM

Total contenido metálico de oro recuperable en las reservas:

$54270 \text{ TM} \times 19.33 = 1049039.1 \text{ grs} = 1049.04 \text{ kg.}$

CONTENIDO TOTAL DE ORO RECUPERABLE: 1049039.1 grs.

Se trabajará considerando que el precio del oro para el presente proyecto al 05 de Febrero de 1998 es de US \$ 300 por onza, donde el precio del oro por gramo es de US \$ 9.65.

El valor total del contenido metálico recuperable de oro para el proyecto es de: $1049039.1 \text{ gr} \times \text{US } \$ 9.65 = \text{US } \$ 10123227.3$

PLATA

Cálculo del contenido metálico recuperable en la Veta Cono - Veta Lechuza

Ley de cabeza 52.87 gr/TM

Ley de cabeza recuperada al 60% 31.72 gr/TM

Total contenido metálico de oro recuperable en las reservas:

$54270 \text{ TM} \times 31.72 = 1721444.4 \text{ grs} = 1721.4 \text{ kg}$.

CONTENIDO TOTAL DE PLATA RECUPERABLE: 1721444.4 gr

Se trabajará considerando que el precio de la PLATA para el presente proyecto al 05 de Febrero de 1998 es de US \$ 6.25 por onza, donde el precio de la plata por gramo es de US \$ 0.20.

El valor total del contenido metálico recuperable de plata para el proyecto es de: $1721444.4 \text{ gr} \times \text{US } \$ 0.20 = \text{US } \$ 344288.88$

**VALOR TOTAL DE LOS CONTENIDOS RECUPERABLES DE
ORO Y PLATA**

Valor recuperable de ORO US \$ 1'012,327.3

Valor recuperable de PLATA US \$ 344,288.88

TOTAL: US \$ 10'467,516.18

$\text{US } \$ 10'467,516.18 / 54270 \text{ TM} = 192.878 \text{ US } \$ / \text{TM}$

5.2 COSTOS DE OPERACIÓN

Las consideraciones económicas en la industria de procesamiento de minerales de oro comprenden aspectos relacionados a las etapas de operación e inversión.

El valor del mineral es una variable influenciada por los siguientes aspectos:

- a) Ley del mineral
- b) Eficiencia metalúrgica en el procesamiento del mineral aurífero
- c) Precios del oro y condiciones comerciales del mercado nacional e internacional del oro.

Los costos de operación involucran todos aquellos en que se incurren en la explotación y procesamiento de minerales auríferos así como de refinación y comercialización de productos intermedios.

Comprenden en forma sintetizada los siguientes aspectos:

Minado

Beneficio y refinación

Administrativos

Otros.

Los costos de minado, beneficio y refinación están constituídos cada uno de los siguientes aspectos:

- a) Costos directos: Materiales y mano de obra utilizados directamente en las operaciones.
- b) Costos indirectos: Mano de obra, materiales y gastos incurridos en forma indirecta en la operación.

5.2.1 Mina

A) MANO DE OBRA	MENSUALES				
	CANT	SUELDOS *	BENEFICIOS	TOTAL US \$/MES	TOTAL US \$/TM
Ingeniero residente	01	1200	240	1440	0.960
Capataz	01	500	100	600	0.400
Perforista	02	700	140	840	0.560
Ayudante perforista	02	300	60	360	0.240
Chofer	01	300	60	360	0.240
Mecánico	01	400	80	480	0.320
Lampero	02	300	60	360	0.240
Obreros ayudantes	02	300	60	360	0.240
SUBTOTAL	12			4800	3.200
GEOLOGIA					
Ingeniero Geólogo	01	1200	240	1440	0.960
Topógrafo	01	400	80	480	0.320
Muestrero	01	150	30	180	0.120
TOTAL	15			6900	4.600

* Se ha contemplado al personal obrero y empleado con sus sueldos proyectados para el año 1998.

Los cálculos se hacen sobre una producción mensual de 1500 TM, con una producción diaria de 50 TM.

B. SUMINISTROS

B.1 PERFORACION

Se considera un costo de US \$ 0.3/TM, este costo incluye principalmente el consumo de brocas, barrenos, mangueras, aire comprimido, otros.

B.2 VOLADURA

Se considera un costo de US \$ 1.0/TM, este costo incluye principalmente el consumo de: dinamita, guías de seguridad, fulminantes, afilado de barrenos, ANFO, otros.

TOTAL SUMINISTROS

SUMINISTROS	US \$/TM MINERAL	US \$/ MES
Perforación	0.3	450
Voladura	1.0	1500
Llantas	0.1	150
Lubricantes, petróleo	0.5	750
Implementos seguridad	0.02	30
TOTAL	1.92	2880

RESUMEN - MINA

	US \$/TM MINERAL	US \$/ MES
Mano de obra	4.600	6900
Suministros	1.920	2880
Mantenimiento	0.500	750
Energía	0.500	750
Otros	0.500	750
TOTAL	8.020	12030

5.2.2 Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en contracorriente

A) MANO DE OBRA	MENSUALES				
	CANT	SUELDOS *	BENEFICIOS	TOTAL US\$/MES	TOTAL US\$/TM
Ing. Jefe de Planta	01	1200	240	1440	0.960
Ing. Jefes de Guardia	03	2700	540	3240	2.160
Chancador	03	900	180	1080	0.720
Molinero	03	900	180	1080	0.720
Obrero (Secc. Adsorc)	03	450	90	540	0.360
Obrero (Reactivista)	03	450	90	540	0.360
Obreros ayudantes	02	300	60	360	0.240
SUBTOTAL	18			8280	5.520
LABORATORIO					
Analista	01	400	80	480	0.320
Muestrero	01	150	30	180	0.120
Ayudante	01	100	20	120	0.080
TOTAL	21			9060	6.040

B. SUMINISTROS

B.1 REACTIVOS QUIMICOS

PRODUCTO	CONSUMO	US \$/Kg	US \$/TM	US \$/MES
NaCN	2.2 kg/TM	1.88	4.136	6204.0
Cal	4.5 kg/TM	0.05	0.225	337.5
Carbón activado	0.02 kg/TM	3.5	0.070	105.0
NaClO	0.4 kg/TM	0.5	0.200	300.0
Laboratorio (5%)			0.232	3473
TOTAL			4.863	7293.8

B.2 ACERO

PRODUCTO	CONSUMO	US \$/Kg	US \$/TM
Bolas (molino)	0.75 kg/TM	0.75	0.563
Forros	0.05 kg/TM	2	0.100
			0.663
TOTAL			US \$/MES:994.5

B.3 OTROS

(Mallas, lubricantes, etc)

US \$/MES: 300.00**TOTAL SUMINISTROS:****US \$/MES: 8588.30****C MANTENIMIENTO**

(Repuestos, mantenimiento)

US \$/MES: 750.00**D ENERGIA ELECTRICA**

El consumo de energía mensual requerida por los equipos es:

99153.3 Kw-h/mes (Ver Tabla N°14).

El costo de kw-h = 0.277 S/kw-h = 0.1 US \$/kw-h

El costo de energía eléctrica mensual sería:

US \$/MES: 9915.30**E DESORCION - REFINACION**

Costo desorción de carbón activado: US \$ 800/TM CARBON

0.255 TM CARBON x 800 \$ TM CARB/50 TM MIN :**4.08 US \$/TM = US \$/MES: 6120.00**

Costo refinación: US \$ 50/kg ORO fino

De la Tabla N°12 se obtiene la producción de oro fino mensual proyectada: 28.85 kg. Se considera una pérdida de 1% en la desorción y 1% en la refinación de oro. Se trabajará con 28.27 kg.

28.27 kg x 50 US \$/kg/1500 TM :**0.942 US \$/TM = US \$/MES: 1413.00**

RESUMEN - PLANTA

	US \$/TM MINERAL	US \$/ MES
Mano de obra	6.040	9060.00
Suministros	5.726	8588.30
Mantenimiento	0.500	750.00
Energía eléctrica	6.610	9915.30
Desorción	4.080	6120.00
Refinación	0.942	1413.00
TOTAL	23.898	35846.60

5.2.3 Mantenimiento

A) MANO DE OBRA	MENSUAL				
	CANTIDAD	SUELDOS *	BENEFICIOS	TOTAL US \$/MES	TOTAL US \$/TM
Jefe	01	500	200	700	0.466
Mecánico	01	350	140	490	0.327
Electricista	01	350	140	490	0.327
Ayudante	01	150	60	210	0.140
TOTAL	04			1890	1.260

B. SUMINISTROS E INSUMOS

Soldadura, herramientas, otros)

US \$/MES: 300

C. ENERGIA ELECTRICA

(10,000 kw-h; 0.1 US \$/Kw-h)

\$/MES: 1000

TOTAL MANTENIMIENTO: US \$/MES: 3190

5.2.4 Administración

A) MANO DE OBRA					
	CANTIDAD	SUELDOS *	MENSUAL BENEFICIOS	TOTAL US \$/MES	TOTAL US \$/TM
Administrador	01	400	80	480	0.320
Almacenero	01	350	70	420	0.280
Secretaria	01	150	30	180	0.120
Cajero	01	175	35	210	0.140
Auxiliar seguridad	01	150	30	180	0.120
TOTAL	05			1470	0.980

B. SUMINISTROS E INSUMOS US \$/MES: 300

C. ENERGIA ELECTRICA US \$/MES: 150

D. OTROS (Comunicaciones) US \$/MES: 150

RESUMEN - ADMINISTRACION

	US \$/TM MINERAL	US \$/ MES
Mano de obra	0.980	1470
Suministros	0.200	300
Mantenimiento	0.100	150
Otros	0.100	150
TOTAL	1.38	2070

La Tabla N° 15 muestra el resumen de los costos de operación, el costo total de operación para el proyecto para el tratamiento de 1500 TM mensuales asciende a: US \$ 53,136.6.

La Tabla N° 16 muestra el costo de operación unitario, el cual asciende a: US \$ 35.424.

Tabla N°15: RESUMEN - COSTO TOTAL DE OPERACIÓN

TRATAMIENTO MENSUAL DE 1500 TM/mes

DESCRIPCION	MANO DE OBRA (\$USA)	SUMINISTROS (\$USA)	MANTENIMIENTO (\$USA)	ENERGIA (\$USA)	OTROS (\$USA)	TOTAL (\$USA)
MINA	6900,0	2880,0	750,0	750,0	750,0	12030,0
PLANTA DE TRATAMIENTO	9060,0	8588,3	750,0	9915,3	7533,0	35846,6
MANTENIMIENTO	1890,0	300,0		1000,0		3190,0
ADMINISTRACION	1470,0	300,0	150,0	150,0		2070,0
TOTAL	19320,0	12068,3	1650,0	11815,3	8283,0	53136,6

Tabla N°16: RESUMEN - COSTO UNITARIO

TRATAMIENTO MENSUAL DE 1500 TM/mes

DESCRIPCION	MANO DE OBRA (\$USA)	SUMINISTROS (\$USA)	MANTENIMIENTO (\$USA)	ENERGIA (\$USA)	OTROS (\$USA)	TOTAL (\$USA)
MINA	4,600	1,920	0,500	0,500	0,500	8,020
PLANTA DE TRATAMIENTO	6,040	5,726	0,500	6,610	5,022	23,898
MANTENIMIENTO	1,260	0,200		0,666		2,126
ADMINISTRACION	0,980	0,200	0,100	0,100		1,380
TOTAL	12,880	8,046	1,100	7,876	5,522	35,424

5.3 ESTIMACION DEL COSTO DE INVERSION

Se ha programado una inversión en desarrollos y exploraciones suficiente para justificar la explotación de 1500 TM/MES.

5.3.1 Mina

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	PRECIO US \$	TOTAL US \$
	A. EXPLORACIONES Y DESARROLLO			
	Exploraciones			50000
	B. EQUIPOS			
01	Maquina perforadora Jackleg	05	2500	12500
02	Máquina perforadora STOPPER	01	2000	2000
03	Carros mineros tipos U35A	04	1000	4000
04	Compresora 750 PSI	01	40000	40000
	TOTAL			108500

5.3.2 Planta de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en contracorriente

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	PRECIO US \$	TOTAL US \$
A. EQUIPOS MATERIALES				
01	Parrilla de rieles, abertura 10"	01	350	350
02	Tolva de gruesos, 100 TM	01	20000	20000
03	Faja transportadora N°01, 18" X 10 m	02	10500	21000
04	Parrilla fija abertura 3"	01	500	500
05	Chancadora de quijada 10" X 16"	01	4500	4500
06	Faja transportadora, 18" X 20 m	02	22000	44000
07	Zaranda vibratoria de un piso 2' X 4' (3/8")	01	3500	3500
08	Chancadora cónica , 22"	01	11750	11750
09	Tolva de finos 100 TM	01	20000	20000
10	Molino de bolas 5" x 5'	01	7100	7100
11	Ciclón D - 4	02	1000	2000
12	Balanza RAMSEY	01	10000	10000
13	Bomba 1 ½" x 1 ¼"	01	2000	2000
14	Tanque de agua 70 m ³	01	2600	2600
15	Acondicionador NaCN, 2' x 2'	01	2500	2500
16	Acondicionador de cal, 2' x 2'	01	2500	2500
17	Zaranda vibratoria de un piso 2' x 4' (malla20)	01	3500	3500
18	Tanque agitador, 10' x 16'	03	24000	74100
19	Tanque agitador adsorción 8' x 12'	02	20000	40000
20	Zaranda vibratoria duplex, 2' x 4' (mallas 20,35)	01	5500	5500
21	Compresora 20 PSI	01	5000	5000
22	Alimentador de sólidos cónico	01	1000	1000
23	Bomba centrífuga de eje vertical 2 ½" x 1 ½"	01	3000	3000
24	Ductos, accesorios, tuberías		1500	1500
B. INSTALACION DE AGUA				
27	Tuberías de polietileno	100m	3	300
28	Tanque, accesorios		600	600
C. INSTALAC. ELECTRICAS				
29	Grupo electrógeno de 200 kw-h (440 voltios)	01	50000	50000
30	Tablero de control, edificio, montaje de grupo		1500	1500
D. OBRAS CIVILES				
31	Movimiento de tierra (cancha de relaves)		3600	3600
32	Instalaciones		2000	2000
33	Construcción de la cancha de relaves		7000	7000
	Vinimanta	450 m ²	4.5	2025
TOTAL PLANTA				354925

5.3.3 Servicios Auxiliares

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	PRECIO US \$	TOTAL US \$
	A. CONSTRUCCIONES			
01	Construcción de:			
	Taller	20 m ²	60	1200
	Almacén	12 m ²	45	540
	Oficina	12 m ²	45	540
	B. MATERIALES - EQUIPOS ACCESORIOS			
02	Herramientas menores (estimado)		500	500
TOTAL				2780

RESUMEN COSTOS DE INVERSION

AREA	TOTAL US \$
MINA	108500
PLANTA DE TRATAMIENTO	354925
SERVICION AUXILIARES	2780
SUBTOTAL	466205
ADMINISTRACION -INGENIERIA	45000
IMPREVISTOS	51120
COSTO TOTAL DE INVERSION DEL PROYECTO	562325

Como se observa , el proyecto integral para poner en operación la mina a 50 TM/día requiere del financiamiento de US \$ 562,325, suma que debe ser aplicada en 5 meses.

Como quiera que el préstamo en cuestión va devengar intereses, para calcular esto se asume el siguiente criterio:

- Las amortizaciones se iniciarán cuando entre en producción la planta de cianuración y se venda el oro refinado.

- Que el interés devengado será de 15% mensual y al rebatir (interés en moneda extranjera).
- Las amortizaciones del principal más intereses, gastos que se cancelarán en armadas iguales, durante el período de repago de 5 meses.

Los impuestos han sido calculados conforme a las disposiciones tributarias calculando un 30%.

5.4 BALANCE ECONOMICO

5.4.1 Determinación de los Índices Económicos: VAN, TIR

El proyecto será factible y se acepta si el valor actual neto (VAN) es positivo y se rechaza en caso contrario

El cociente entre la utilidad anual y el monto de inversión está representado por la tasa interna de retorno (TIR) cuya concepción es válida cuando las utilidades son constantes a lo largo de los años.

Esta tasa se determina cuando el VAN se hace nulo o sea que es la tasa para la cual los valores actualizados de los beneficios y el valor residual coinciden con el valor actualizado de la inversión.

La importancia del TIR radica en conocer el máximo interés que se puede pagar cuando la totalidad de los fondos provienen de un préstamo.

El único inconveniente radica en que su cómputo debe efectuarse por medio de aproximaciones

Conocido el costo total de inversión del proyecto (US \$ 562,325) y asumiendo que el capital de trabajo lo constituirá el monto de dos meses de operación del costo de operación (US \$ 106,272); se procede a la determinación de los índices económicos (VAN, TIR) que proporcionarán la información necesaria para conocer la **factibilidad del proyecto**.

El ingreso a considerar será: US \$ 289,317 (192.878 US \$/mes x 1500 TM/mes).

Considerando el interés de 15% mensual a pagar en 5 meses se determina el valor del VAN.

$$\text{VAN} = - (562,325 + 106,272) + (236180/(1+i)) + (236180/(1+i)^2) + (236180/(1+i)^3) + (236180/(1+i)^4) + (236180/(1+i)^5)$$

donde: $i = 0.15$ (Tasa mensual 15%)

$$\text{VAN} = \text{US \$ } 123,114$$

Con el valor de diferentes tasas de interés se determina que el valor del **TIR**

$$\text{TIR} = 22.54\%.$$

El gráfico N° 36 nos muestra la determinación del TIR.

5.4.2 Rentabilidad del proceso de Cianuración por Agitación con Carbón en Pulpa en contracorriente

La rentabilidad económica de una operación de procesamiento de minerales de oro puede ser expresada simplificada por la siguiente expresión:

Rentabilidad del proyecto ®

$$R = \text{Valor del mineral} - \text{Costo de operación}$$

Donde: Valor del mineral = 192.878 US \$/TM

Costo de operación = 35.424 US \$/TM

Se obtiene:

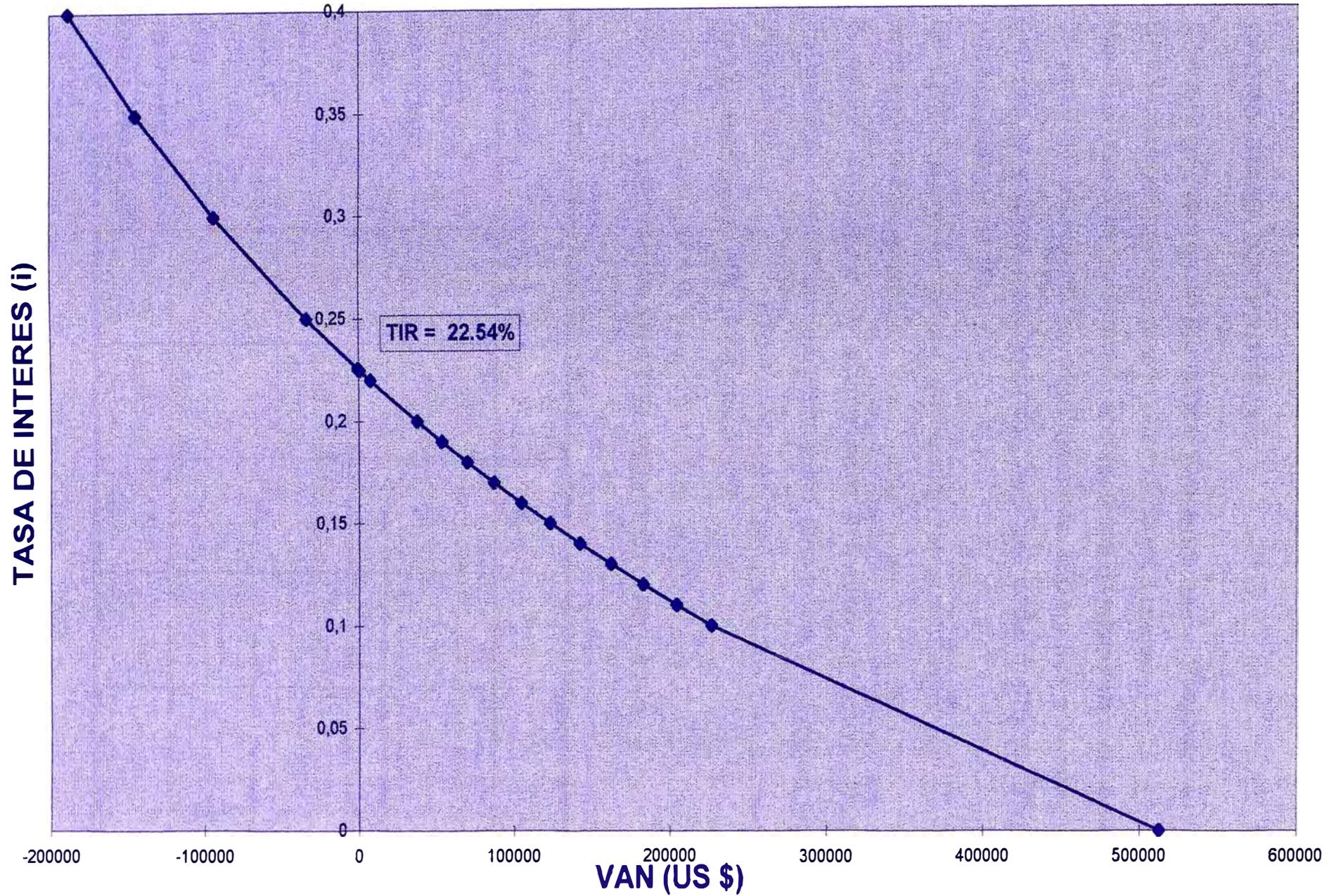
$$R = 157.454 \text{ US } \$/\text{TM}$$

Conocida la rentabilidad del proyecto se pueden **proyectar** los ingresos mensuales y anuales.

$$\text{Ingreso mensual} = 157.454 \text{ US } \$/\text{TM} \times 1500 \text{ TM} = \text{\$ } 236,181$$

GRAFICO N°36

INDICES ECONOMICOS: VAN - TIR



Ingreso anual = 157.454 US \$/TM x 1500 TM x 1283= **\$ 2'834,172**

5.5 CRONOGRAMA DEL PROYECTO

El siguiente cuadro nos muestra el Cronograma del Proyecto.

Se estima que proyecto puede concluirse en 5 meses.

Las exploraciones y desarrollo son factibles de ejecutarse en 4 meses, a un ritmo de avance de aproximadamente 150 metros mensuales, este metraje se calcula considerando que por cada metro de avance es posible cubicar 10 TM.

La planta debe iniciar su producción al quinto mes de iniciado la aplicación del proyecto.

El capital de trabajo se estima para 2 meses de operación con un tratamiento 1500 TM/mes y un costo directo de producción de US \$ 35.424/TM.

Capital de trabajo: US \$ 106,272

CRONOGRAMA DEL PROYECTO RIO AZUL

MESES	1	2	3	4	5	6
MINA						
EXPLORACION						
DESARROLLO	_____	_____	_____	_____	_____	
PLANTA						
OBRAS CIVILES				_____		
MONTAJE				_____	ARRANQUE	
INSTALAC.						
ELECTRICAS				_____		
SUPERFICIE						
CONSTRUCCIONES	_____					
CAPITAL TRABAJO	_____	_____	_____	_____	_____	

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

GEOLOGIA

- La existencia de 54,270 TM de reservas entre mineral accesible y eventualmente accesible con una ley promedio de 20.35 grAu/TM y 52.87 grAg/TM permiten reconocer el alto contenido metálico de las estructuras mineralizadas exploradas. Asimismo concluir con el prospecto iniciado ya que ha sido explorado en parte hasta permitir el reconocimiento superficial de ocho estructuras mineralizadas con contenido metálico a fin de obtener los mejores resultados en el más corto plazo posible.

- El tonelaje de reservas consideradas justifican la puesta en marcha del proyecto.

- El valor recuperable de las 54,270 TM de reservas consideradas asciende a 10'467,537 calculado a partir del precio del oro; 300 US \$/onza y la plata 6.25 US \$/onza cuando la recuperación del proceso para el oro será del 95% y para la plata del 60%. Se determina que el valor recuperable del mineral de cabeza es: **192.878 US \$/TM.**

MINERIA

- Las primeras exploraciones que se realicen deberán estar orientadas hacia la explotación de las estructuras que ofrecen mayores y mejores posibilidades, principalmente aquellas que por su accesibilidad, mayores exploraciones y mejores leyes permitan una explotación rápida.

- Inicialmente las exploraciones y desarrollos se concretarán a las dos estructuras (Veta Cono y Veta Lechuza) que serán cortadas y desarrolladas en un solo nivel, se prepararán de dos a tres tajos de corte y relleno selectivo con el único propósito de que los minerales provenientes aseguren el abastecimiento de 50 TM/día a la planta de concentración.

PLANTA

- El proceso que se propone es el indicado para minerales de alta ley que justifiquen el costo de explotación, de mina, trituración, molienda, agitación, adsorción por carbón activado, desorción y refinación.

- La asociación mineralógica que presenta el mineral de cabeza es el más frecuente en depósitos con ocurrencia en la costa peruana cual es aquel donde el oro se encuentra conjuntamente con el cuarzo y los óxidos de fierro del tipo limonitas y hematita; esta comprobado que este tipo de asociación no manifestará mayor dificultad a la cianuración por agitación (proceso propuesto).

- El resultado minerográfico del mineral de cabeza fue:

. La existencia de partículas de oro contenidas en granos de hematita - limonita.

. Se manifiestan texturas de reemplazamiento de hematitas - limonitas.

. Presencia de oro libre.

. Presencia de pirita en diferentes fases de transposición a hematita - limonita.

- El peso específico del mineral de cabeza es de 2.68 gr/cc.

- El mineral de cabeza trabajado responde a las características de un mineral semiduro a duro cuyo índice de trabajo que lo caracteriza es de: 12.82 Kw-h/T.

- El éxito de una planta de cianuración por agitación con carbón en pulpa depende de que se consiga la máxima disolución del oro contenido en el mineral, en lo cual definitivamente influye la calidad de la molienda, el pH adecuado (alcalinidad), una buena agitación, y un tiempo adecuado que permite la disolución del oro. Todos estos parámetros fueron estudiados previamente en pruebas a nivel de laboratorio.

- El rango de pH adecuado para el proceso de cianuración por agitación propuesto es de: 10.5 a 11 ya que los porcentajes de extracción de oro superan el 94% (Ver tabla N°09).

- La granulometría (tamaño de partícula) seleccionada es de: 80% - 200 mallas como se puede concluir de las pruebas de cianuración por agitación N°07 y N°08 donde se reportan porcentajes de extracción de oro del orden de 92.17% y 95.80% respectivamente. Con estos resultados se comprueba que cuanto menor es el tamaño de la partícula tanto más rápida es la cinética y mayor es la recuperación final al existir un mayor grado de liberación.

- Los ensayos de solubilidad (variación de la fuerza de cianuro) en las pruebas de cianuración por agitación detectaron que no presentan problemas en cuanto a la solución de oro con cianuro (carencia de cianicidas).

- Los resultados obtenidos de las pruebas de cinética de cianuración por agitación variando la fuerza fueron:

Fuerza de cianuro	% Extracción de oro	Consumo de NaCN/TM
0.05%	82.6	1.30
0.10%	95.0	2.20
0.20%	95.8	2.95

En todas las pruebas el consumo de cal fue 4.5 kg/TM.

Se puede observar que la fuerza de cianuro más indicada para trabajar es la de 0.1% por el porcentaje de extracción de oro y por el consumo de NaCN necesario. El consumo de NaCN podría ser considerado moderadamente alto pero se debe tener en cuenta la influencia de la ley del mineral. (Ver gráfico N°16).

Adicionalmente se puede agregar que el tiempo de agitación es una variable muy importante por lo que se consideró para los resultados mostrados un tiempo óptimo de agitación de 16 horas.

El tiempo de agitación es la variable que permite realizar el dimensionamiento de los tanques de agitación.

En cuanto a la recuperación de plata en todas estas pruebas se encuentra en el orden de 60% de extracción.

- De los resultados de las pruebas de cianuración por agitación con carbón en pulpa (CIP) apreciamos de la prueba CIP N°04 la relación estrecha entre la granulometría de las partículas (80% - 200 mallas) y la concentración de carbón (20 gr carbón/TM). Se alcanzó una eficiencia de adsorción del carbón del orden de: 99.5% para el caso del oro y del 90% para la plata.

Lógicamente se debe mencionar que el carbón a utilizar debe ser de preferencia de estructura granular, resistente a la abrasión y ruptura para que su capacidad de adsorción sea la mayor posible.

- Se recomienda tener en consideración que el procesamiento de minerales de oro requiere muchas veces corregir oportunamente los parámetros para obtener siempre la máxima recuperación del oro de lo contrario el oro que no se recupera en el proceso terminará en la cancha de relaves perjudicando el rendimiento económico del proceso, para evitar este daño se debe trabajar siempre con el apoyo del laboratorio químico - metalúrgico.

- Como alternativa de tratamiento se consideró la posibilidad de lixiviar el mineral en pilas (heap leaching) para lo cual se realizaron una serie de pruebas, cuyos resultados se muestran:

. Variando el pH:

pH	% Extracción de oro
9	60.4
10	65.3
11	70.4

. Variando la granulometría

Granulometría	% Extracción de oro
- 2 ½"	59.8
- 1"	66.0
- ½"	69.1

. Variando la fuerza de cianuro

Fuerza de cianuro	% Extracción de oro
0.05%	60.2
0.10 %	68.8
0.20 %	71.5

No obstante los resultados fueron satisfactorios se descarta este proceso porque al tratarse un mineral de alta ley por este proceso se estaría arrojando al relave un promedio de 6.5 gr Au/TM.

- Considerando la posibilidad de ampliar el campo de acción de la compañía en las consideraciones de diseño propuesta para la planta de tratamiento de 50 TM/día se ha trabajado con un 30% de ampliación.

CONTROL DE MEDIO AMBIENTE

- Conocida la capacidad de tratamiento inicial de la planta se considera que en las secciones de chancado y molienda pueden presentarse

problemas de emisión de polvos y derrames producidos por la operación misma, por lo que se propone establecer un reglamento muy estricto en cuanto a la seguridad de los trabajadores; todos los trabajadores deben contar con sus implementos básicos de seguridad.

Si el problema de emisión de polvos se manifiesta en volumen apreciable se propone la instalación de un extractor de polvos.

- En la sección de agitación - adsorción se pondrá especial cuidado en la posibilidad de derrames, salpicaduras que puedan afectar al personal por lo que se aconseja la instalación de una ducha en el interior de la planta.

- Conocida la densidad de pulpa que ocupará la cancha de relaves se aconseja la impermeabilidad de la misma con el uso de vinimanta de 1 mm de espesor con el fin específico de evitar cualquier filtración que se pueda llevar a cabo a la napa freática.

Se sugiere un control estricto al depositar el material grueso del ciclón N° 02 que constituirá la presa de relaves.

- Se proponen tres procesos de destrucción del ión cianuro (clorinación, el proceso INCO SO_2 /aire y el proceso que utiliza el sulfato de cobre en los efluentes líquidos; el proceso de clorinación es el sugerido.

EVALUACION ECONOMICA

- Al evaluar el valor total de los contenidos recuperables de oro y plata se obtiene que asciende a: 192.878 US \$/TM.

- En la determinación del costo total de operación para un tratamiento de 1500 TM/mes se obtiene que asciende a: US \$ 53,136.6 .

El costo de operación unitario es de: **35.424 US \$/TM.**

problemas de emisión de polvos y derrames producidos por la operación misma, por lo que se propone establecer un reglamento muy estricto en cuanto a la seguridad de los trabajadores; todos los trabajadores deben contar con sus implementos básicos de seguridad. Si el problema de emisión de polvos se manifiesta en volumen apreciable se propone la instalación de un extractor de polvos.

- En la sección de agitación - adsorción se pondrá especial cuidado en la posibilidad de derrames, salpicaduras que puedan afectar al personal por lo que se aconseja la instalación de una ducha en el interior de la planta.

- Conocida la densidad de pulpa que ocupará la cancha de relaves se aconseja la impermeabilidad de la misma con el uso de vinimanta de 1 mm de espesor con el fin específico de evitar cualquier filtración que se pueda llevar a cabo a la napa freática.

Se sugiere un control estricto al depositar el material grueso del ciclón N° 02 que constituirá la presa de relaves.

- Se proponen dos procesos de destrucción del ión cianuro (clorinación y el proceso INCO SO₂ /aire) en las efluentes líquidos; el proceso de clorinación es el sugerido.

EVALUACION ECONOMICA

- Al evaluar el valor total de los contenidos recuperables de oro y plata se obtiene que asciende a: 192,878 US \$/TM.

- En la determinación del costo total de operación para un tratamiento de 1500 TM/mes se obtiene que asciende a: US \$ 53,136.6 .

El costo de operación unitario es de: **35.424 US \$/TM.**

La inversión total programada para el proyecto considerando desarrollo y exploraciones suficientes para justificar la explotación de 1500 TM/mes asciende a US \$ 562,325.

- Al evaluar los índices económicos se considera que la tasa de interés con la que se trabajará será del 15% mensual en moneda extranjera; además del costo de inversión se considera que el capital de trabajo estará constituido por el valor de 2 meses del costo total de operación lo que determina que el VAN (valor actual neto) tome el valor de: \$ **123.114** y en la determinación del TIR (tasa interna de retorno) se obtiene que el máximo interés que se puede pagar sería de: **22.54%**.

- Conocido que el valor del VAN es positivo se puede afirmar que **el proyecto es factible** de llevarse a cabo además se conoce que la rentabilidad del proyecto asciende a: **US \$ 157.454/TM**.

La rentabilidad del proyecto califica como atractiva la explotación del mineral de la Compañía minera RIO AZUL.

- Conocida la rentabilidad del proyecto como la factibilidad del mismo el Directorio de la Empresa será el encargado de conseguir el financiamiento requerido. El financiamiento será solicitado a una entidad crediticia que proporcione las mejores facilidades de pago y cuya tasa de interés sea la más baja.

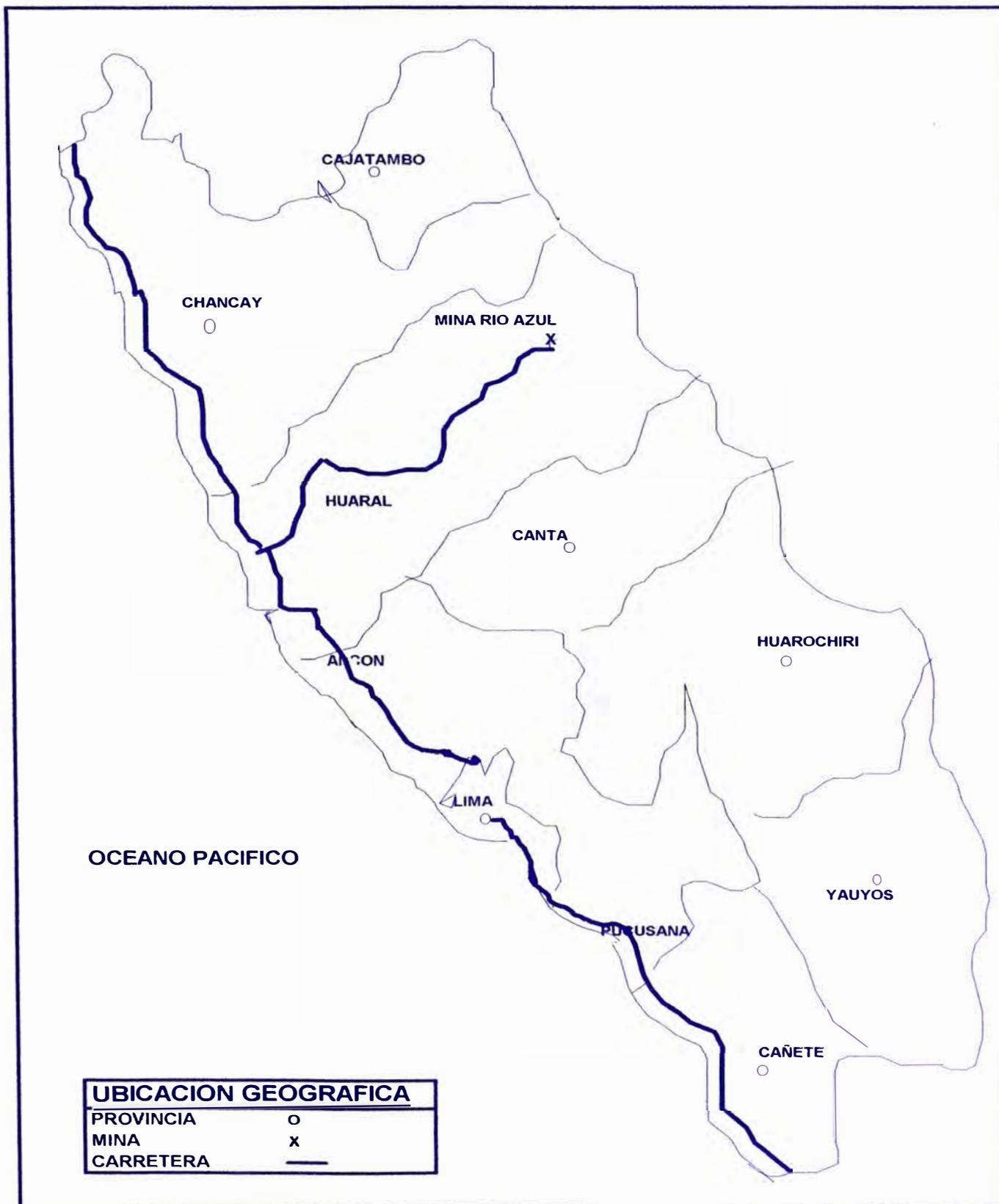
CAPITULO VII

BIBLIOGRAFIA

- "Cone Crusher" Symons Cone Crushers
- DENVER EQUIPMENT COMPANY , bulletin N° C12-B24
- DENVER EQUIPMENT HANDBOOK, Colorado
- INGENIERIA DE CICLONES ; Bombas y automatización S.R.L
- "Metalurgia del Oro" Curso de Actualización :Yoplac C. Edwilde, Perales P. Oscar " Tratamiento del oro refractario" Lima 1995.
- Munier Nolberto J. " Evaluación de proyectos" Capítulo 6. Editorial Astrea, Argentina
- Nichols J.P. "Selection and Sizing of screen" Capítulo 27, Design and Instalation of Comminution Circuits, A.L. Mular, G.V Jergensen Editors, AIME: New York 1982
- Quiroz N. Iván "Ingeniería Metalúrgica" Capítulos: 4,5 7. Cuzco 1986
- " X JORNADA METALURGICA" - Metalurgia del Oro y Plata - A. Pérez, G. Figueroa: Procesos de destrucción del cianuro. Lima 1984
- Yannopoulos J. C. "The Extractive Metallurgy of Gold" Van Nostrand Reinhold Editors. Chapter IV. New York.

ANEXO 1
PLANO DE UBICACION DE LA MINA RIO AZUL

PLANO DE UBICACION DE LA COMPAÑIA MINERA RIO S.A.



ANEXO N° 2
CALCULOS DE LA SELECCION DE EQUIPOS Y
MATERIALES DE LA PLANTA CIP

CALCULOS DE LA SELECCION DE EQUIPOS Y MATERIALES DE LA PLANTA CIP

1. PARRILLA ESTACIONARIA

Se selecciona una parrilla de rieles con una luz de **10"** para seleccionar los materiales provenientes de la mina.

2. TOLVA DE GRUESOS

Peso específico del mineral: 2.68 gr/cc

Porcentaje de humedad: 5 %

Densidad aparente del mineral: 1.8 TM/m³

Las dimensiones de la tolva a considerar son las siguientes:

Largo : $a = 4.5$ m

Ancho: $b = 3.5$ m

Altura: $c = 3.5$ m

Volumen de la tolva = $a \times b \times c = 55.125$ m³

Capacidad de la tolva = Vol. tolva x Densidad aparente = 100.0 TM

Se selecciona una tolva de gruesos de **4,0 m x 3.5 m x 3.5 m con una capacidad de 100 TM.**

3. FAJA TRANSPORTADORA N°01

Se requiere de una faja transportadora de

Largo : 10 m.

Ancho: 18"

4. PARRILLA FIJA

Se requiere de una parrilla fija con una luz de **3"** para retirar el material - 3" proveniente de mina.

5. CHANCADORA DE QUIJADA (TRITURADORA PRIMARIA)

Tonelaje de tratamiento = 50 TM/ 10 h = 5 TPH

La sección chancado solo trabajará 10 horas diarias.

Porcentaje de humedad: 5 %

Para determinar la capacidad de la trituradora a seleccionar se usará la siguiente relación:

$$T_R = T_a \times K_m \times K_h \times K_f$$

donde:

T_R : Tonelaje horario que procesará la trituradora. : 5TPH

K_m : Factor que representará la humedad del mineral : 0.75

K_h : Factor de dureza del mineral : 0.80

K_f : Factor que precisa la forma de alimentación a la trituradora: 0.85

T_a : Tonelaje tomado de catálogos.

Despejando el valor de T_a , de la relación dada , se obtiene:

$$T_a = 9.8 \text{ TPH}$$

Con el valor de T_a calculado de los Catálogos DENVER se selecciona la chancadora de quijada de **10" x 16"** con un set de descarga de 2" para tratar 5 TPH, **con un motor de 20 HP.**

6. FAJA TRANSPORTADORA N°02

Se requiere de una faja transportadora de:

Largo: 20 m.

Ancho: 18"

7. FAJA TRANSPORTADORA N°03

Se requiere de una faja transportadora de:

Largo: 20 m.

Ancho: 18"

8. ZARANDA VIBRATORIA

Producto del tamiz: 100% - 3/8"

Eficiencia: 80 %

Alimento: Compósito de la descarga de la chancadora primaria de 2" de abertura y descarga de la chancadora cónica de ¼" de abertura : 15TPH

Carga circulante: 200 %

Densidad del mineral: 2.68 gr/cc

Se asume que:

- El tamiz constará de un piso.
- El análisis granulométrico del compósito alimentado al tamiz se indica en la Tabla N°

TABLA N° : ANALISIS GRANULOMETRICO DEL COMPOSITO ALIMENTADO AL TAMIZ

Tamiz	Descarga de la chancadora primaria	Descarga de la chancadora secundaria	f(x)	G(x)	F(x)
2"	42		14	14.0	86.0
1"	25		8.3	22.3	77.7
¾"	8		2.7	25.0	75.0
3/8"	13		4.3	29.3	70.7
¼"	4	32	22.7	52.0	48.0
3/16"	3	20	14.3	66.3	33.7
- ¼"	5	48	33.7	100.0	00.0

Con la información previa se dimensionará el tamiz necesario utilizando el Método de la ASOCIACION DE FABRICANTES DE TAMICES VIBRATORIOS con la aplicación de la fórmula siguiente:

$$S = \frac{U}{A \times B \times C \times D \times E \times F \times G \times H \times J}$$

donde:

S: Es la superficie de tamizado requerida (en pies²)

U: Cantidad de pasantes alimentados a la superficie (TMPH)

$$U = 0.707 \times 15 = 10.605 \text{ TM}$$

A: Cantidad de pasante que en una hora procesaría un área de un pie de superficie tamizante

$$A = 2.08 \text{ TMH/pie}^2$$

B: Factor referente al porcentaje de rechazos alimentados

$$B = 0.966 \text{ (29.3\%)}$$

C: Factor referente al porcentaje de tamaño mitad alimentado.

$$C = 0.87 \text{ (33.7 \% , 3/16")}$$

D: Factor referente a la porción de la superficie en el tamiz

$$D = 1$$

E: Factor aplicable si el tamizado es en húmedo

$$E = 1$$

F: Factor debido a la densidad aparente del sólido

$$F = 112.36 \text{ lb/pie}^3 \text{ (1.8 TM/m}^3\text{)}$$

G: Factor por el área abierta de la tela utilizada

$$G = 1$$

H: Factor debido al tipo de abertura de la tela utilizada en la superficie

$$H = 1$$

J: Factor debido a la eficiencia de tamizado calculado

$$J = 1.5$$

Con los factores cuantificados y utilizando la ecuación dada se calcula el área de tamizado requerida: $S = 3.61 \text{ pie}^2$

Considerando un 70 % adicional por sobredimensionamiento para posibles ampliaciones, finalmente se obtiene : **$S = 6.137 \text{ pie}^2$**

De acuerdo a la referencia bibliográfica Nichols J.P." Selection and Sizing of Screen" para un área de 6.137 pie^2 se selecciona un tamiz de **2' x 4'** (al escoger el tamaño de los tamices es recomendable que el ratio de longitud/ancho debe ser como mínimo 2:1 para un tamizado efectivo) **con un motor de 3.5 HP, con una malla de abertura 3/8" x 3/8"**.

9. CHANCADORA SECUNDARIA

Tonelaje de tratamiento = 10 TPH

De acuerdo al diseño para trituradoras secundarias se deb considerar un sobredimensionamiento del 80 % por lo que la capacidad de tratamiento de la trituradora será de: 18 TPH.

De acuerdo a los Catálogos HYDROCONE CRUSHER - ALLIS CHALMERS para la capacidad requerida se selecciona una chancadora cónica de **22" de diámetro con un motor de 25 HP**, con una abertura de descarga de ¼".

10. TOLVA DE FINOS

Densidad aparente del mineral: 2.1 TM/m³

Las dimensiones de la tolva a considerar son las siguientes:

Largo : a = 4.5 m

Ancho: b = 3.5 m

Altura: c = 3.0 m

Volumen de la tolva = a x b x c = 47.25 m³

Capacidad de la tolva = Vol. tolva x Densidad aparente = 100.0 TM

Se selecciona una tolva de finos de **4,0 m x 3.5 m x 3.0 m con una capacidad de 100 TM.**

11. FAJA TRANSPORTADORA N°04

Se requiere de una faja transportadora de:

Largo: 10 m

Ancho: 18"

12. MOLINO DE BOLAS

La selección del molino de bolas se realiza utilizando el Método de Bond.

Para este método se requieren los siguientes datos:

Índice de trabajo del mineral (W_i)

$W_i = 12.82 \text{ Kw-h/T}$

F_{80} : dato que debe ser precisado de acuerdo a las características del circuito de trituración.

En este caso el circuito será cerrado, es decir, el alimento al molino será el undersize de la zaranda.

El F_{80} se determina considerando los dos tercios del tamaño máximo del undersize de la zaranda: $2/3(3/8")$

$F_{80} = 6350$ micrones

P_{80} : este dato corresponde al parámetro 80% - 200 mallas que es la granulometría seleccionada para realizar las pruebas de agitación.

$P_{80} = 74$ micrones

Conociendo estos datos se dimensiona el molino siguiendo los siguientes pasos:

- Cálculo de la energía (W) que consumirá el molino utilizando la fórmula de Bond:

$$W = W_i \left(\frac{10}{(P_{80})^{1/2}} - \frac{10}{(F_{80})^{1/2}} \right)$$

Reemplazando valores: $W = 13.29$ Kw-h/T

Cálculo de la potencia que consumirá el molino

$HP = 1.341 W \times J$

donde:

J: Tonelaje horario que procesará el molino = 2.08 TMPH

$HP = 37.07$

Corrección de la potencia considerando los factores de corrección correspondientes a los parámetros de operación:

$HP = 37.07 \times 1.1 = 40.78$ (ajustado)

Cálculo de las dimensiones del molino

Fred Bond propuso la siguiente fórmula:

$$HP = 1.70 \times 10^{-5} (3.2 - 3 V_p) \left(1 - \frac{0.1}{2^{9 - 0.1 V_p}} \right) D^{2.3} \times L \times C_s \times V_p \times C_d$$

donde:

HP: Energía ajustada = 40.78

V_p : Volumen ocupado por el medio de molienda = 0.45

C_d : Densidad real del medio de molienda = 290 lb/pie³

C_s : Porcentaje de velocidad crítica = 75

D, L: Diámetro y longitud del molino entre los forros.

Reemplazando valores:

$$132.62 = D^{2.3} \times L$$

De catálogos para determinar la relación L/D para una molienda húmeda y el valor de F_{80} entre los valores 5000 y 10000 micrones respectivamente le corresponde: L/D = 1/1 - 1.25/1

Trabajando con la relación L/D = 1/1 se obtiene:

$$132.62 = D^{3.3} ; D = 4.4' \sim 5', L = 5'$$

Trabajando con la relación L/D = 1.25/1 se obtiene:

$$106.10 = D^{3.3} ; D = 4.1' \sim 4', L = 5'$$

De los resultados obtenidos se consultan las tablas de los fabricantes (DENVER) que indican que se dispone de molinos de 5' x 5'.

El molino DENVER 5' x 5' trabajará con un motor de 41 HP.

Se recomienda la siguiente distribución de carga de bolas para una molienda fina.:

3" ϕ = 1.77 TM

2" ϕ = 1.77 TM

1 1/2" ϕ = 1.77 TM

La carga de bolas será: 5.31 TM de acero.

13. CICLON

Del diagrama de flujo balanceado (ANEXO 2) se obtiene que el flujo de la pulpa que descarga el molino es: 18.65 GPM ~ 20 GPM por lo cual se selecciona de catálogos (CAPACIDAD DE LOS CICLONES ICBA S.A.) un ciclón de 4" de diámetro para un rango de: 10 a 30 GPM. Este ciclón trabajaría con una **bomba 1 1/2" x 1 1/4" SRL - C DENVER** con 800 RPM, con un motor de 2 HP.

14. CALCULO DE LOS TANQUES DE AGITACION Y DE ADSORCION

Para el cálculo de los **tanques de agitación** se requiere conocer:

- Volumen útil de la pulpa alimentada al tanque: V_u ($m^3/día$)
- $V_u = 90\%$ del volumen total del tanque = $0.9 V_t$

Las dimensiones seleccionadas del tanque serán: 10' x 16'

- Cálculo del volumen total del tanque:

. Area de la base : $A_b = \pi \times R^2$

. Radio (R): 5'

. Altura (h): 16'

. $V_t = \pi \times R^2 \times h = 1256.64 \text{ pie}^3 = 35.59 \text{ m}^3$

. $V_u = 0.90 V_t = 0.90 \times 35.59 \text{ m}^3 = 32.03 \text{ m}^3$

- Cálculo del volumen de la pulpa alimentada: V_p

. $V_p = V \text{ sólido} + V \text{ agua}$

. $V \text{ agua} = \text{Tonelaje} \times (L/S) = \text{Tonelaje} \times (100 - \%P / \%P)$

Se obtiene que: $\% P = 30.5$ del diagrama de flujo balanceado (ANEXO 2)

. $V \text{ agua} = 50 \times (100 - 30.5/30.5) = 114 \text{ TMD} = 114 \text{ m}^3/día$

. $V \text{ sólido} = 50/2.68 = 18.66 \text{ m}^3/día$

-Reemplazando valores: $V_p = 132.66 \text{ m}^3/día$

- Cálculo del tiempo de retención : T_r

$$T_r = (V_u / V_p) \times \text{Tiempo (min/día)} = (32.03 / 132.66) \times 1440$$

$$T_r = 347.68 \text{ min/tanque}$$

- Cálculo del número de tanques para un tiempo de agitación de 16 horas:

$$N^\circ \text{ tanques} = \text{Tiempo de agitación} / \text{Tiempo de retención}$$

$$N^\circ \text{ tanques} = (16 \times 60) / 347.68 = 3$$

Se requieren 3 tanques de agitación de dimensiones 10' x 16'.

Para el cálculo de los **tanques de adsorción** se requiere conocer:

- Volumen útil de la pulpa alimentada al tanque: V_u ($m^3/día$)
- $V_u = 90\%$ del volumen total del tanque = $0.9 V_t$

Las dimensiones seleccionadas del tanque serán: 8' x 12'

- Cálculo del volumen total del tanque:

- . Area de la base : $A_b = \pi \times R^2$
- . Radio (R): 4'
- . Altura (h): 12'
- . $V_t = \pi \times R^2 \times h = 603.18 \text{ pie}^3 = 17.08 \text{ m}^3$
- . $V_u = 0.90 V_t = 0.90 \times 17.08 \text{ m}^3 = 15.37 \text{ m}^3$
- Cálculo del volumen de la pulpa alimentada: V_p
- . $V_p = V \text{ sólido} + V \text{ agua}$
- . $V \text{ agua} = \text{Tonelaje} \times (L/S) = \text{Tonelaje} \times (100 - \%P / \%P)$
- Se obtiene que: $\% P = 30.5$ del diagrama de flujo balanceado (ANEXO 2)
- . $V \text{ agua} = 50 \times (100 - 30.5/30.5) = 114 \text{ TMD} = 114 \text{ m}^3/\text{día}$
- . $V \text{ sólido} = 50/2.68 = 18.66 \text{ m}^3/\text{día}$
- Reemplazando valores: $V_p = 132.66 \text{ m}^3/\text{día}$
- Cálculo del tiempo de retención : Tr
- $Tr = (V_u / V_p) \times \text{Tiempo (min/día)} = (15.37/132.66) \times 1440$
- $Tr = 166.86 \text{ min/tanque}$
- Cálculo del número de tanques para un tiempo de adsorción de 6 horas:
- $N^\circ \text{ tanques} = \text{Tiempo de agitación/Tiempo de retención}$
- $N^\circ \text{ tanques} = (6 \times 60) / 166.86 = 2$

Se requieren 2 tanques de adsorción de dimensiones 8' x 12'.

16. CALCULO DE LA CANTIDAD Y VOLUMEN DE CARBON ACTIVADO NECESARIO

- CANTIDAD DE CARBON ACTIVADO NECESARIO

- . Se requiere de la determinación del contenido metálico de ORO
- Contenido metálico = $50\text{TM/d} \times 20.35 \text{ grAu/TM} \times 0.95 \% \text{ Recuperación}$
- Contenido metálico = $966.625 \text{ gr Au/día}$
- . Se requiere de la determinación del contenido metálico de PLATA
- Contenido metálico = $50\text{TM/d} \times 52.87\text{grAu/TM} \times 0.60 \% \text{ Recuperación}$
- Contenido metálico = $1586.1 \text{ gr Ag /día}$
- Contenido total de metal fino: $966.6 + 1586.1 = 2552.7 \text{ gr} = 2.55 \text{ kg}$

Por dato de comercialización, se tiene que:

10.00 kg de (Oro + Plata) -----	1 TM carbón
2.55 kg de (Oro + Plata) -----	x

x = 0,255 TM de carbón a cosechar por día

. Consumo de carbón mensual debido a la agitación que es sometido:

. Por información recabada de los fabricantes de carbón (Calgon): se consumen 20 gr de carbón por TM de mineral, luego :

Consumo de carbón por desgaste = $20 \times 50 \times 30 = 30 \text{ kg/mes}$

Carbón necesario al arranque:

- Flujo de carbón para desorción (carbón acumulado por 7 días de tratamiento)

Si se cosechan 255 kg carbón/día x 7 días de trabajo = 1.785 TM

- Carbón en tanques: 20 gr/l x Vu tanque x 2 tanques = 0.60 TM

- Reemplazo de carbón que está en desorción = 1.785 TM

- Mermas (Consumo de carbón por desgaste) $0.03 \times 6 = 0.18 \text{ TM}$

TOTAL	4.35 TM
-------	---------

17. FLUJO DE CARBON EN PULPA

Conociendo la capacidad de adsorción del carbón activado es: 10 kg/TM carbón se tiene que:

10 kg de metal fino -----	1 TM carbón
---------------------------	-------------

2.55 kg de metal fino -----	y
-----------------------------	---

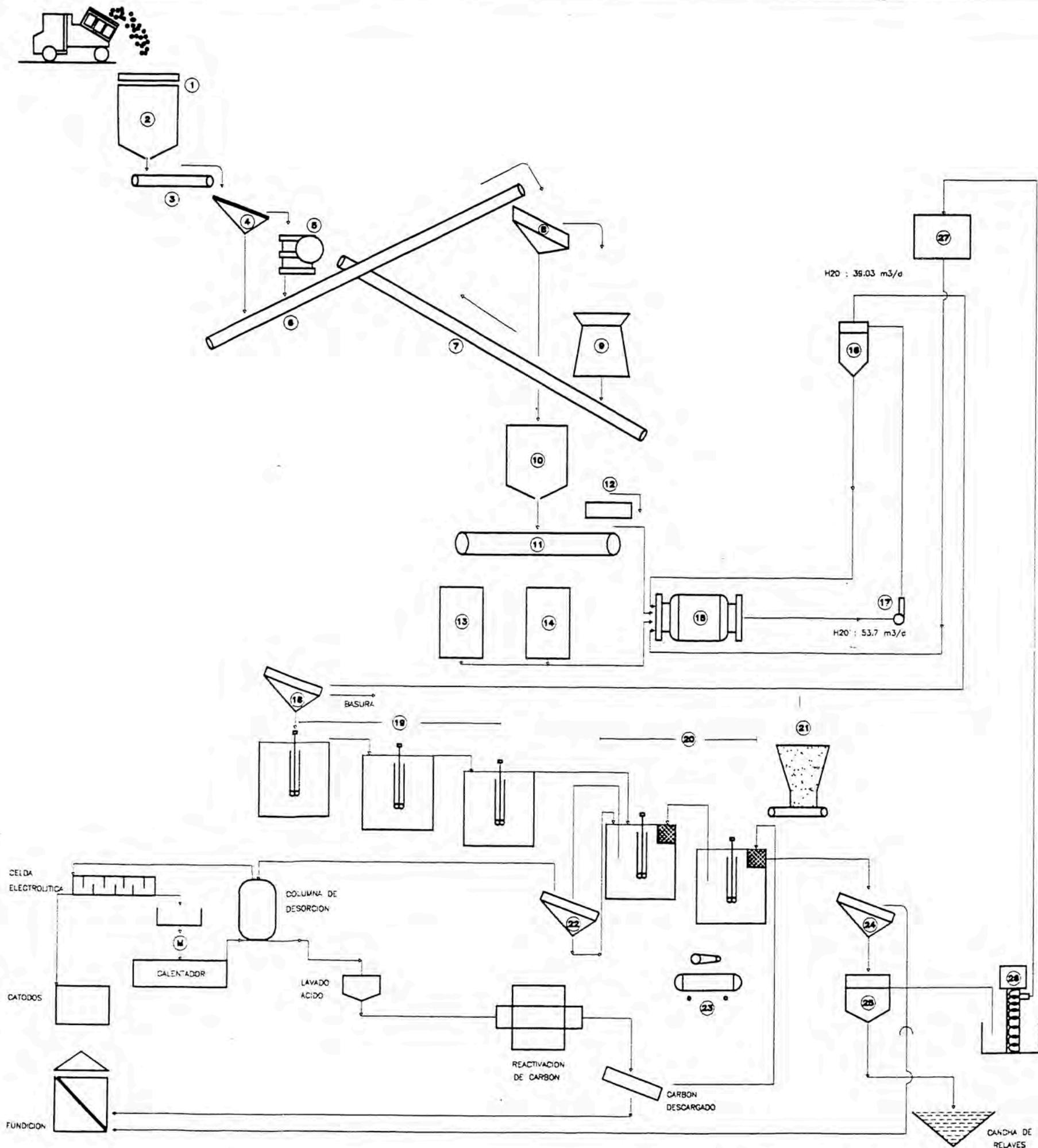
$y = 0.255 \text{ TM carbón /día} = 10.62 \text{ kg carbón/h}$

18. COMPRESORA

Conocida la cantidad de carbón que se transportará de tanque en tanque se requiere de una compresora de 20 PSI que trabajará con un motor de 5 HP.

ANEXO 3

**DIAGRAMA DE FLUJO DE OPERACION DE LA
PLANTA CIP**



LEYENDA DE PLANTA CIP PARA 50 TM/D - CIA MINERA RIO AZUL

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	HP
01	Parrilla de rieles de 10" de luz (4,5 m x 3,5 m)	01	
02	Tolva de gruesos de 4,5 m x 3,5 m x 3,5 m con una capacidad de 100 TM	01	
03	Faja transportadora N°01 de 18" x 10 m	01	3,0
04	Parrilla estacionaria de 3" de luz	01	
05	Chanoadora de quijota de 10" x 16" con todos sus accesorios	01	20,0
06	Faja transportadora N°02 de 18" x 20 m	01	5,0
07	Faja transportadora N°03 de 18" x 10 m	01	5,0
08	Zaranda vibratoria de 2'x4' de un piso con cedazo de 3/8"x3/8" de abertura de malla	01	3,5
09	Chanoadora cónica de 22" Symons Standard	01	25,0
10	Tolva de finos de 4,5m x 3,5m x 3,0m con una capacidad de 100 TM	01	
11	Faja transportadora N°04 de 18" x 10 m	01	3,0
12	Balanza eléctrica RAMSEY de control de alimentación del mineral al molino para faja transportadora N°4	01	
13	Acondicionador 2' x 2' para preparación de NaCN	01	3,0
14	Acondicionador 2' x 2' para preparación de lechada de cal	01	3,0
15	Molino de bolas de 5' x 5' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	41,0
16	Ciclón D-4	01	
17	Bomba SRL C DENVER 1 1/2" x 1 1/4"	01	2,0
18	Zaranda vibratoria de un piso de 2'x4' con cedazo de malla 20	01	3,5
19	Tanques de agitación tipo Tube Draft Agitador de 10'x16'	03	45,0
20	Tanques de tipo Tube Draft Agitador de 8'x12' para Carbón en Pulpa (CIP)	02	30,0
21	Alimentador de sólidos (carbón) cónico vibratorio (10-15 Kg carbón/h)	01	1,0
22	Zaranda vibratoria de un piso de 2' x 4' con cedazo de malla 35	01	3,5
23	Compresora de 20 PSI	01	5,0
24	Zaranda vibratoria de doble piso de 2' x 4' con cedazo de mallas 20 y 35	01	3,5
25	Ciclón D-4	01	
26	Bomba centrífuga SRL DENVER 2 1/2" x 1 1/2" de eje vertical (cancha de relaves)	01	7,5
27	Tanque de agua de 70 m3	01	
28	Lote de carbón activado malla 6 x 12 de 4,35 Tm	01	
29	Suministros eléctricos para la planta		
30	Elementos de interconexión de flujos (canaletas, tuberías, válvulas, líneas de agua)		
31	Plataformas de interconexión entre agitadores, tanques.		

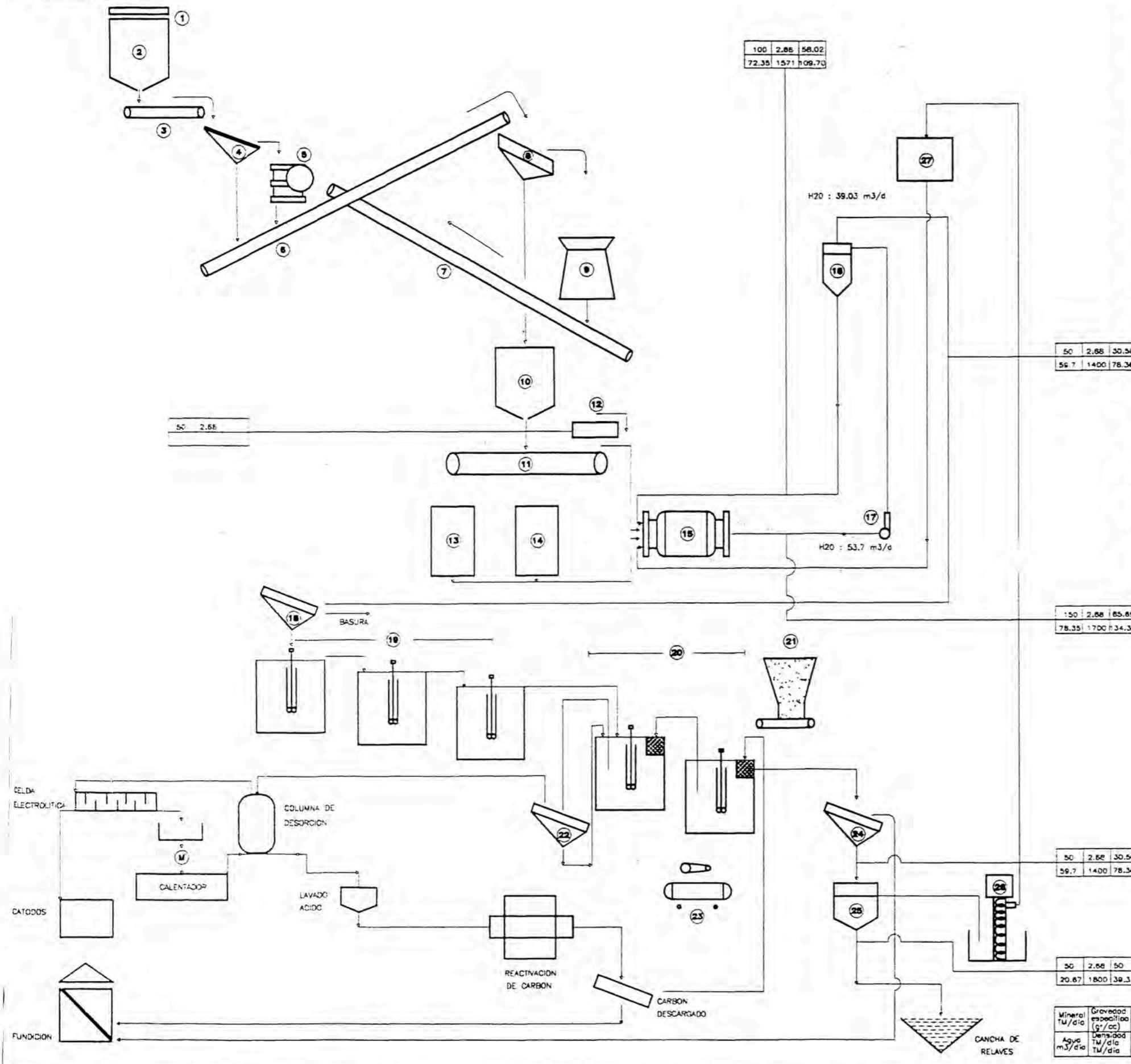
CIA. MINERA RIO AZUL S.A.		DIS: MA. F. SUAREZ S.	
		Di.B: MA. F. SUAREZ S.	
PROYECTO PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE		REV:	
		APROB:	
FECHA	ESCALA	CONTENIDO	PLANO
En 1998	S/E	FLOW SHEET	N°01

**DIAGRAMA DE FLUO BALANCEADO DE LA PLANTA
CIP**



LEYENDA DE PLANTA CIP PARA 50 TM/D - CIA MINERA RIO AZUL

ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	HP
01	Parrilla de rieles de 10" de luz (4.5 m x 3.5 m)	01	
02	Tolva de gruesos de 4.5 m x 3.5 m x 3.5 m con una capacidad de 100 TM	01	
03	Faja transportadora N°01 de 18" x 10 m	01	3.0
04	Parrilla estacionaria de 3" de luz	01	
05	Chancadora de quijada de 10" x 16" con todas sus accesorios	01	20.0
06	Faja transportadora N°02 de 18" x 20 m	01	5.0
07	Faja transportadora N°03 de 18" x 10 m	01	5.0
08	Zaranda vibratoria de 2'x4' de un piso con cedazo de 3/8"x3/8" de abertura de malla	01	3.5
09	Chancadora cónica de 22" Symons Standard	01	25.0
10	Tolva de finos de 4.5m x 3.5m x 3.0m con una capacidad de 100 TM	01	
11	Faja transportadora N°04 de 18" x 10 m	01	3.0
12	Balanza eléctrica RAMSEY de control de alimentación del mineral al molino para faja transportadora N°4	01	
13	Acondicionador 2' x 2' para preparación de NaCN	01	3.0
14	Acondicionador 2' x 2' para preparación de lechada de cañ	01	3.0
15	Molino de bolas de 5' x 5' con todos sus accesorios eléctricos y de control	01	41.0
16	Ciclón D-4	01	
17	Bomba SRL C DENVER 1 1/2" x 1 1/4"	01	2.0
18	Zaranda vibratoria de un piso de 2'x4' con cedazo de malla 20	01	3.5
19	Tanques de agitación tipo Tube Draft Agitador de 10'x16'	03	45.0
20	Tanques de tipo Tube Draft Agitador de 8'x12' para Carbón en Pulpa (CP)	02	30.0
21	Alimentador de sólidos (carbón) cónico vibratoria (10-15 Kg carbón/h)	01	1.0
22	Zaranda vibratoria de un piso de 2' x 4' con cedazo de malla 35	01	3.5
23	Compresora de 20 PSI	01	5.0
24	Zaranda vibratoria de acero piso de 2' x 4' con cedazo de mallas 20 y 35	01	3.5
25	Ciclón D-4	01	
26	Bomba centrífuga SRL DENVER 2 1/2" x 1 1/2" de eje vertical (conexión de relaves)	01	7.5
27	Tanque de agua de 70 m ³	01	
28	Lechada de carbón, malla 6 x 12 de 4.35 TM	01	
29	Suministros eléctricos para la planta		
30	Elementos de interconexión de flujos (concretos, tuberías, válvulas, líneas de agua)		
31	Plataformas de interconexión entre agitadores, tanques.		



CIA. MINERA RIO AZUL S.A.		DIS: MA. F. SUAREZ S.	
		DIB: MA. F. SUAREZ S.	
PROYECTO PLANTA DE CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA EN CONTRACORRIENTE		REV:	
		APROB:	
FECHA	ESCALA	CONTENIDO	PLANO
En 1998	S/E	FLUJO BALANCEADO	N°02

ANEXO 4

LISTADO DE PANTAS QUE APLICAN EL PROCESO CIP

**LISTADO DE PLANTAS QUE APLICAN EL PROCESO
CIANURACION POR AGITACION CON CARBON EN PULPA
(CIP)**

COMPAÑÍA MINERA BELEN

COMPAÑÍA MINERA CARAVELI

COMPAÑÍA MINERA DYNACORT

COMPAÑÍA MINERA LAYTARUMA

COMPAÑÍA MINERA MOLLEHUACA