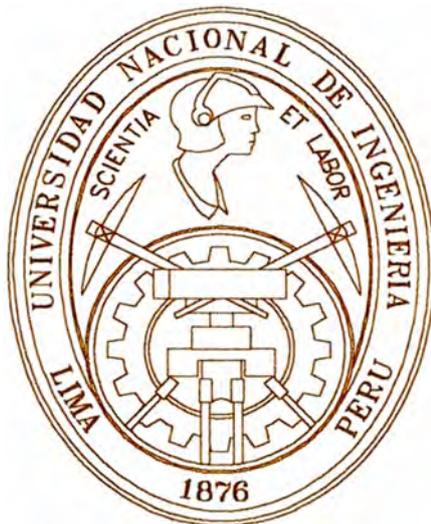


**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA,
MINERA Y METALÚRGICA**



**“ ESTUDIO DE OPTIMIZACION METALURGICA PARA
EL TRATAMIENTO DE RELAVES DE AMALGAMACION
DE PLATA EN LA PLANTA ANDES DE LA CIA. MINERA
AUREX S.A. ”**

INFORME DE INGENIERIA

Para Optar el Título Profesional de

INGENIERO METALURGISTA

Abelino, Salazar Suárez

Promoción 88 – 2

Lima – Perú

2 0 0 0

DEDICATORIA

A mis padres y hermanos, por su apoyo incondicional en mi formación profesional y a mi esposa e hijos por ser pilares importantes en los logros alcanzados en mi vida espiritual y laboral.

I N D I C E

	<u>Nº PAGINA</u>
CAPITULO I INTRODUCCION.....	6
1.1 Introducción.....	6
 CAPITULO II ASPECTOS TEORICOS.....	 8
2.1 Físico Química de la cianuración de la Plata.....	8
2.2 El efecto Preg – Robbin de la plata en minerales con altos contenidos de orgánicos.....	16
2.3 Sedimentación.....	17
2.4 Clarificación.....	19
2.4.1 Coagulación de soluciones con contenidos de coloides.....	20
2.4.2 Mecanismo de la coagulación	21
 CAPITULO III ASPECTOS GENERALES DE LA PLANTA.....	 23
3.1 Ubicación.....	23
3.2 Accesos.....	23
3.3 Explotación de las propiedades mineras.....	25
3.3.1 Concesiones de Relaves.....	25
3.3.2 Reservas Probadas y Estimadas.....	25
3.3.3 Explotación y Transporte de Relaves.....	26
3.4 Operación actual.....	26
3.4.1 Descripción del proceso.....	26
3.4.2 Diagrama de Flujo.....	30
3.4.3 Diagrama de flujo Balanceado.....	30
3.4.4 Balance Metalúrgico.....	31

CAPITULO IV PRUEBAS EXPERIMENTALES.....	32
4.1 Caracterización del mineral.....	32
4.1.1 Mineralogía	32
4.1.2 Análisis químico	33
4.1.3 Gravedad específica.....	34
4.2 Indice de Trabajo	34
4.3 Pruebas de Moliendabilidad.....	35
4.4 Pruebas Metalúrgicas.....	42
4.4.1 Pruebas de cianuración por Agitación.....	42
4.4.2 Pruebas de sedimentación.....	57
4.4.3 Pruebas de clarificación.....	93
CAPITULO V ASPECTOS DE INGENIERIA.....	97
5.1 Parámetros de Operación.....	97
5.1.1 Operación Actual.....	97
5.1.2 Optimización de la operación de la planta.....	98
5.2 Equipos complementarios.....	98
5.3 Descripción del proceso.....	99
5.4 Diagrama de Flujo.....	101
5.5 Diagrama de flujo Balanceado.....	101
5.6 Energía y Agua.....	101
5.7 Balance Metalúrgico.....	102
CAPITULO VI EVALUACION ECONOMICA.....	103
6.1 Costos de Operación.....	103
6.1.1 Operación actual.....	103
6.1.2 Optimización de la planta.....	103
6.2 Valor de la producción.....	112
6.3 Evaluación de la Rentabilidad	112
6.3.1 Operación actual.....	112
6.3.2 Operación optimizada.....	112

	<u>Nº PAGINA</u>
CAPITULO VII OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	113
BIBLIOGRAFIA	124
ANEXOS.....	125
Diagrama de Flujo Actual	PLANO Nº 1
Diagrama de Flujo Balanceado Actual	PLANO Nº 2
Diagrama de Flujo Optimizado	PLANO Nº 3
Diagrama de Flujo Balanceado Optimizado	PLANO Nº 4

CAPITULO I

INTRODUCCION

1.1 Introducción

El presente estudio tiene la finalidad de optimizar el proceso de tratamiento de los relaves de plata en la planta Andes de la Cía. Minera Aurex S.A. El proceso de optimización considera los siguientes objetivos:

- Reducir los consumos de reactivos
- Elevar las extracciones de la plata y el oro
- Mejorar la eficiencia de separación de sólido – líquido, en las etapas de sedimentación.
- Elevar la eficiencia de clarificación de las soluciones cianuradas.
- Reducir los costos de operación
- Obtener como consecuencia una mejor rentabilidad del proceso.

El presente estudio ha considerado las siguientes etapas:

- **Capítulo II** : Revisión de los conceptos teóricos de los procesos de cianuración, sedimentación y clarificación.
- **Capítulo III** : Descripción de los aspectos generales de la mina, reservas, operación actual
- **Capítulo IV** : Pruebas experimentales para evaluar las etapas de cianuración
 - Pruebas de sedimentación, donde se evalúo los diversos tipos de floculantes
 - Pruebas de clarificación empleando coagulantes y floculantes
- **Capítulo V** : Modificación del diagrama de flujo, adicionando al flujo actual equipos que permitan mejorar los resultados de operación.

- **Capítulo VI :** Cálculos de los costos de operación, considerando la operación actual y la operación optimizada
- Estimación de la rentabilidad del estudio

- **Capítulo VII :** Observaciones y conclusiones del estudio

La adición de una zaranda, para separar la materia orgánica, previa a la etapa de cianuración, ha ayudado a reducir los consumos de reactivos, elevar las eficiencias en las etapas de cianuración, sedimentación , clarificación y precipitación.

Las modificaciones realizadas en la planta han permitido reducir los costos de operación y por ende una mejora en la rentabilidad del proceso.

CAPITULO II

ASPECTOS TEORICOS

2.1 Físico Química de la cianuración de la Plata

2.1.1 Termodinámica de la Cianuración

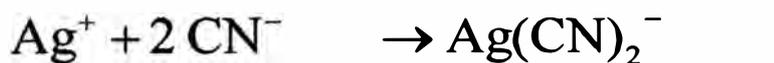
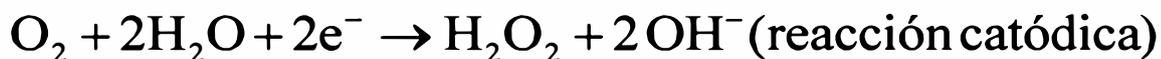
Para comprobar los mecanismos fisicoquímicos de la lixiviación del oro, es necesario recurrir a una revisión de sus propiedades termodinámica y en particular de sus estados estables y metaestables, representados clásicamente en los diagramas de Pourbaix que relacionan el potencial de óxido - reducción (EH) de los metales y minerales con el pH del medio. Estos diagramas muestran por ejemplo que compuestos con potenciales redox superiores al de la descomposición del agua son estables. La lixiviación de la plata metálica es, por lo tanto, muy difícil a causa de su elevado potencial de electrodo.

La reacción: $\text{Ag}(\text{CN})_2^- / \text{Ag} + 2 \text{CN}^-$ se lleva a cabo dentro de los límites de estabilidad del agua. El campo de estabilidad del complejo argentocianuro está limitado por una recta que inicialmente, muestra una pendiente pronunciada (efecto de la hidrólisis del cianuro a pH menor a nueve) tornándose luego casi horizontal debido a la acción oxidante del oxígeno en medio básico, hecho que a su vez permite que se haga efectiva la reacción de lixiviación por formación de argentocianuros.

2.1.2 MECANISMO ELECTROQUIMICO

Si bien, en forma general, la lixiviación puede llevarse a cabo mediante mecanismos diversos, tanto físico como químicos y electroquímicos, en el caso específico de la cianuración se ha podido establecer que la disolución está regida por los principios electroquímicos de la disolución.

La reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica va acompañada por la oxidación de la plata en la zona anódica de acuerdo a las siguientes reacciones:



La cinética electroquímica demuestra que existe un flujo de electrones entre la fase líquida, en la que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por la plata. La capa límite de Nernst, situada en la interfase, tiene un espesor variable según el método de lixiviación y la velocidad de agitación.

2.1.3 CINÉTICA DE LA REACCIÓN

Un proceso complejo como el de la cinética de disolución de la plata se lleva a cabo en varias etapas, en este caso estamos frente a una reacción fisicoquímica en la cual se hallan involucradas una fase sólida con otra líquida distinguiéndose cinco etapas elementales:

1. Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interface sólido-líquido
2. Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
3. Reacción en la superficie
4. Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido
5. Difusión de estos productos de la interface sólido-líquido a la solución.

El tiempo que emplean las etapas 1 y 5 es controlado por las velocidades de difusión, en tanto que la de las etapas 2,3 y 4 es función de la rapidez de los procesos químicos. Si la difusión es muy lenta, una mayor agitación es necesaria para acelerar la disolución, si en cambio esta última es retardada, por los procesos químicos se debe incrementar la temperatura.

La cianuración está gobernada por las leyes de Fick, expresada matemáticamente de la siguiente manera:

$$\frac{d(O_2)}{dt} = D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} \{ [O_2] - [O_2]_s \}$$

$$\frac{d(CN^-)}{dt} = D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} \{ [CN^-] - [CN^-]_s \}$$

$$\frac{d(O_2)}{dt}, \frac{d(CN^-)}{dt} = \text{Velocidades de difusión de } O_2 \text{ y } CN^- \text{ (moles/lit)}$$

$$D_{O_2}, D_{CN^-} = \text{Coeficientes de difusión (cm}^2 \text{ / seg)}$$

$$A_1, A_2 = \text{Superficies anódica y catódica (cm}^2 \text{)}$$

$$\delta = \text{Ancho de la capa límite de Nernst (cm)}$$

$$[O_2], [CN^-] = \text{Concentración de oxígeno y cianuro en la solución (moles/lit)}$$

$$[O_2]_s, [CN^-]_s = \text{Concentración de oxígeno y cianuro en la superficie (moles/lit)}$$

Si en las dos anteriores ecuaciones se considere que la reacción química es muy rápida, se tiene $(O_2)_s = (CN^-)_s = 0$. Si se acepta asimismo que la velocidad de disolución del metal es dos veces la del oxígeno y solo la mitad de la del cianuro, se obtiene la siguiente igualdad:

$$2 D_{O_2} \frac{A_1}{\delta} [O_2] = \frac{1}{2} D_{CN^-} \frac{A_2}{\delta} [CN^-]$$

Se debe tener en cuenta que el área total es $A = A_1 + A_2$. Resolviendo este sistema de ecuaciones se deduce que la velocidad de cianuración (V) es:

$$V = \frac{2 A D_{\text{CN}^-} D_{\text{O}_2} [\text{CN}^-] [\text{O}_2]}{\delta \left\{ D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] + 4 D_{\text{O}_2} [\text{O}_2] \right\}}$$

Obtenida esta ecuación se deben considerar dos posibilidades; cuando las concentraciones de cianuro son bajas, el primer término del denominador es despreciable respecto del segundo, con lo cual de la expresión anterior se tiene:

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

$$V = \kappa_1 [\text{CN}^-]$$

Por lo tanto, en estas condiciones, la velocidad de lixiviación es función de la concentración de cianuro, hecho que ha sido comprobado experimentalmente. La segunda posibilidad es que las concentraciones de este compuesto sean altas. En este caso el segundo término del denominador es despreciable respecto del primero, por lo que la ecuación se convierte en:

$$V = 2 D_{\text{O}_2} \frac{A}{\delta} [\text{O}_2]$$

$$V = \kappa_2 [\text{O}_2]$$

Esto significa que, a altas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución depende solamente de la concentración de oxígeno. Los experimentos han corroborado también esta previsión teórica.

Para hallar el límite en el cual el predominio de una de las concentraciones cede el paso al de la otra en el control de la velocidad de lixiviación, se debe volver a la ecuación general. Cuando dicha ecuación se cumple:

$$D_{\text{CN}^-} [\text{CN}^-] = 4 D_{\text{O}_2} [\text{O}_2]$$

o, lo que es lo mismo,

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 4 \frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}}$$

Si se asume que: $\frac{D_{\text{O}_2}}{D_{\text{CN}^-}} = 1.5$

(promedio establecido a partir de diferentes pruebas experimentales) se determina que el límite referido se alcanza cuando:

$$\frac{[\text{CN}^-]}{[\text{O}_2]} = 6$$

Los valores encontrados en las experiencias de laboratorio varían de 4.6 a 7.4, por lo que aquel obtenido en el cálculo teórico se considera representativo.

3.1.4 Efectos aceleradores y retardadores

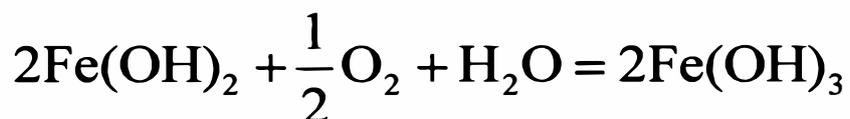
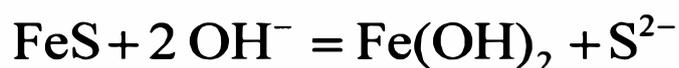
Haden investigó por primera vez, en 1938, el efecto de otros elementos que aceleran la disolución de oro y la plata en el cianuro, más tarde, otros investigadores confirmaron tales estudios observando que pequeñas cantidades de sales de plomo y mercurio aceleran el proceso. Otros aún determinaron que sales de bismuto y talio producían el mismo efecto.

Este puede ser atribuido a una alteración de la capa límite de Nernst al disminuir el espesor de la misma, acelerando por tanto el proceso ya que, como se dijo, la etapa que controla el mecanismo de la cianuración es la difusión. En cambio se pudo comprobar que aumentando las cantidades de plomo se lograba retardar el proceso. Tal fenómeno de retardación en la cianuración puede deberse también a la acción de otros cationes como Fe^{2+} , Cu^{2+} , Zn^{2+} , Ni^{2+} , Mn^{2+} , Ca^{2+} y Ba^{2+} , siendo los dos últimos efectivos a valores altos de alcalinidad.

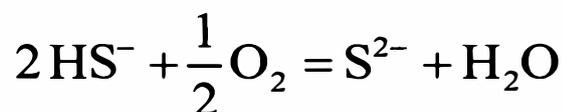
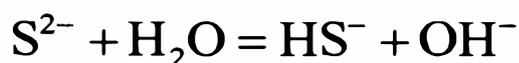
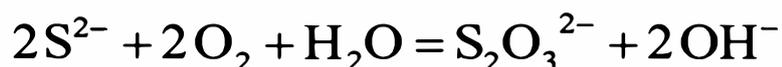
Según lo propuesto por **HABASHI** el efecto de retardación sería imputable a una o más de las siguientes causas:

i. Consumo de oxígeno de la disolución

La presencia de oxígeno influye, como ya se ha visto, sobre la disolución puesto que su consumo la retarda. Así por ejemplo, si la mena contiene pirrotita, esta se descompone fácilmente formando hidróxidos ferrosos que posteriormente se oxidan con el oxígeno:



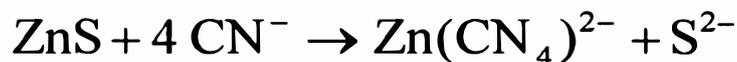
y el ion azufre, al oxidarse también, produce tiosulfatos y polisulfato:



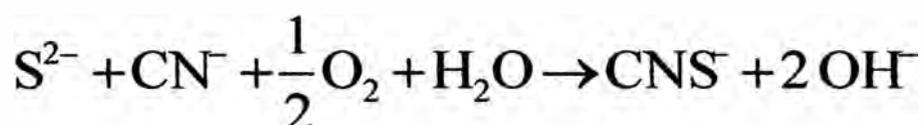
ii. Consumo de cianuro libre

Se debe a factores tales como:

- Formación de complejos cianurados a partir de iones solubles.



- Generación de tiocianatos a partir de los iones azufre liberados de los sulfuros solubles

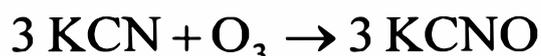


- Formación de delgada capas sobre la superficie del metal, que evitan su disolución a causa de:

a) La producción de un sulfuroso insoluble sobre las superficies de las partículas de oro, en presencia de otros sulfuros.

b) La deposición de peróxido; así el de calcio, resultante de la descomposición del hidróxido del mismo a pH superiores a 11.3 .

c) La generación de óxidos como el de oro, insoluble, en presencia de ozono, el cual también ataca al cianuro de potasio oxidándole:

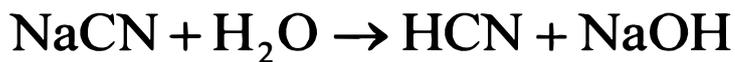


d) La aparición de cianuros insolubles, como en el caso de la reacción del plomo con el cianuro libre que forma una capa insoluble de $\text{Pb}(\text{CN})_4^{2-}$

- e) La presencia de xantato en el mineral flotado que da lugar a la aparición de una capa de xantato aúrico o plata insoluble que evita la disolución del oro y la plata.

iii. Descomposición de las soluciones de cianuro

Una solución de cianuro alcalino en agua se hidroliza como sigue:



El grado al cual esta hidrólisis produce en soluciones de cianuros comerciales en agua depende primeramente de la cantidad de álcali libre en el cianuro. Si este álcali es apreciable, entonces la

descomposición del cianuro podría ser despreciable. En ausencia de álcali libre, la hidrólisis puede ser retardada por la adición de cal. En la práctica la adición de cal a una pulpa de cianuro es prácticamente universal, no solo para evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis sino también para neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral el cual de otro modo liberaría ácido cianhídrico. Otro factor que afecta a la descomposición de las soluciones de cianuro es la presencia de dióxido de carbono en el aire. El ácido carbónico que es más fuerte que el ácido cianhídrico descompone las soluciones de cianuro alcalino como sigue:



Esta reacción también puede evitarse por el uso de cal u otros álcalis. Tales álcalis mantienen la alcalinidad de la solución y reaccionan con el óxido de carbono para formar compuestos inofensivos como el carbonato de calcio.

2.2 El efecto Preg – Robbin de la plata en minerales con altos contenidos de orgánicos

El efecto Preg – Robbin se define como la reacción de adsorción de los iones de oro y plata disueltos por las soluciones de cianuro que posee ciertas minerales en el proceso de cianuración.

El efecto Pre – Robin se produce en minerales que poseen las siguientes características:

- Con contenidos de carbones (antracita, lignito, bituminosos, etc).
- Carbones vegetales, provenientes de la calcinación de plantas (arboles, ramas, etc).
- Residuos de vegetales (ichu, pastos, captus, etc.)

Una de las características del efecto Preg – Robbin, de acuerdo a resultados evaluados en planta se han observado afectan a los iones de oro de preferencia que a los iones de plata. Su efecto es considerable cuando se tiene mayores tiempos de agitación.

Se conoce que la velocidad de cianuración de la plata es lenta con respecto al oro, por lo tanto en procesos donde el metal base es la plata, se debe tener mayores tiempos de cianuración, por lo que el efecto Pre – Robin, tendrá mayores efectos, especialmente el oro se vera mayormente afectado.

Cuando el efecto Pre – Robin, posee un elevado efecto en el proceso de cianuración por agitación, produciendo resultados que llevan a la operación a niveles antieconómicos, es recomendable utilizar operaciones de cianuración tal como la cianuración por agitación con carbón en lixiviación (CIL), donde se adiciona el carbón activado en conjunto con la pulpa. Debido a que el carbón activado posee mayor área específica de adsorción que los materiales carbonaceos, adsorvera con mayor eficiencia a los iones oro y plata que los materiales orgánicos.

2.3 Sedimentación

En el procesamiento de minerales, la operación unitaria de separación sólido – líquido es aplicada en los procesos de cianuración convencional a contracorriente, donde la solución separada contiene al metal valioso (oro, plata), la cual es tratada posteriormente.

La separación ocurre por sedimentación de las partículas, produciéndose lodos de 45 a 75% de sólidos.

La sedimentación se realiza en aparatos denominados espesadores, las cuales durante su funcionamiento pueden distinguirse las siguientes zonas:

- Zona de clasificación, donde se tiene solución clara ó con mínima proporción de sólidos que fluye hacia arriba y rebosa por los bordes del espesador.
- Zona de sedimentación, a la cual ingresa la pulpa que se desea espesar a través de un sistema que no produce turbulencia, originando una zona de contenido de sólidos igual a la de la alimentación.
- Zona de transición, en la que la pulpa se encuentra en condición intermedia entre la sedimentación y la compresión.
- Zona de compresión, denominada así por que los sólidos eliminan parte del agua por compresión para luego ser descargados por la parte central inferior del espesador barridos por el rastrillo instalado axialmente en el tanque.

Durante la operación de los espesadores, la mayor proporción de la solución contenido en la pulpa alimentada fluye hacia la zona de clasificación y luego rebosa. La solución restante es descargado con los sólidos a través de la abertura inferior y central del espesador.

Para el diseño del espesador se debe determinar:

- El área transversal del espesador, necesaria para lograr que las partículas contenidas en la pulpa alimentada sedimenten y sean evacuadas por la descarga. Esta área dividida entre el flujo de sólidos alimentados, será el área unitaria Expresada en $\text{pie}^2/\text{tc}/\text{día}$.
- La altura del espesador necesario para retener la pulpa el tiempo suficiente de modo que la descarga tenga el porcentaje de sólidos requerido en la operación.

La altura y el área del espesador puede ser determinado, de las siguientes formas:

- Pilotaje continuo, en espesadores pequeños que el prototipo.
- Pruebas semicontinuas, se realizan en columnas.
- Pruebas de sedimentación discontinua en probetas de Laboratorio.

Método de Coe –Clevenger para determinar el área del espesador

El área unitaria del espesador (A_u) se determina con la relación:

$$A_u = \frac{1.335 (D - D_u)}{R}$$

A_u = Area unitaria en $\text{pie}^2/\text{t}/\text{día}$

D = Dilución inicial de la pulpa

D_u = Dilución en la descarga o material espesado

R = velocidad de sedimentación

Para determinar las velocidades de sedimentación (R) a diferentes concentraciones comprendidas entre la concentración de la alimentación y de la descarga. Para ello se realiza pruebas de sedimentación discontinua en probetas conteniendo pulpas a una concentración inicial definida, que al sedimentar, permiten medir la variación de la altura de la interface entre la solución clara y la pulpa que sedimenta respecto al tiempo. Esto a su vez permite calcular la velocidad de sedimentación R .

Como R solo es función de la concentración de los sólidos, los valores obtenidos en las pruebas discontinuas, podrán ser aplicadas en operaciones continuas.

2.4 Clarificación

El proceso de clarificación, consiste en la clarificación de las soluciones de cianuración, para su posterior tratamiento de precipitación con polvo de zinc. La clarificación se produce empleando coagulantes ó floculantes, los cuales causan la floculación ó coagulación de los coloides (soles), produciéndose su sedimentación.

La floculación se puede realizar empleando:

- Electrolitos
- Mezclas de sales

De acuerdo a su carga eléctrica los coloides (soles), se clasifican en:

- Soles positivos
- Soles negativos

Los cuadros N° II -2 y N° - 3, nos muestran los coloides (soles) negativos y positivos.

CUADRO N° II-2

VALORES DE FLOCULACION DE DIFERENTES ELECTROLITOS PARA COLOIDES (SOLES) NEGATIVOS		
	Concentración del electrolito (milimoles por litro) para el sol de As_2S_3	Concentración del electrolito (milimoles por litro) para el sol de oro
NaCl	51	24
KNO ₃	50	25
K ₂ SO ₄ /2	65	23
HCl	31	5.5
CaCl ₂	0.65	0.41
BaCl ₂	0.69	0.35
UO ₂ (NO ₃) ₂	0.64	2.80
MgSO ₄	0.81	
Al ₂ (SO ₄) ₃ /2	0.096	0.009
Ce(NO ₃) ₃	0.080	0.003

CUADRO N° II-3

VALORES DE FLOCULACION DE DIFERENTES ELECTROLITOS PARA COLOIDES (SOLES) POSITIVOS		
	Concentración del electrolito (milimoles por litro) para el sol hidróxido férrico	Concentración del electrolito (milimoles por litro) para el sol de hidróxido de aluminio
NaCl	9.2	43
KCl	9.0	46
Ba(NO ₃) ₂ /2	14	
KNO ₃	12	60
K ₂ SO ₄	0.20	0.30
K ₂ Cr ₂ O ₇	0.19	0.63
MgSO ₄	0.22	
K ₃ [Fe(CN) ₆]		0.08
K ₄ [Fe(CN) ₆]		0.05

El conocer el tipo de soles es importante ya que determina el tipo de floculante a emplearse.

2.4.1 Floculación ó Coagulación de soluciones con contenidos de coloides (soles)

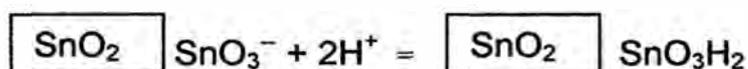
De acuerdo a los estudios realizados, se considera, que la causa para la coagulación es la descarga eléctrica de la partícula. Esto se puede explicar como ejemplo observando la floculación de una dispersión de goma de almácigo con cloruro de aluminio, en la primera zona de estabilidad las partículas de almácigo poseen cargas negativas, si esta carga es suficientemente neutralizada por los iones de aluminio ocurre la floculación. Con la adición de cantidades mayores de cloruro de aluminio toma lugar la adsorción de los iones; en la segunda zona de estabilidad las partículas de la dispersión poseen carga positiva. Si se agrega todavía más cloruro de aluminio, las partículas positivas son descargadas por la acción de los iones de cloruro (segunda zona de floculación). El cuadro N° II —4, nos muestra las zonas de floculación.

CUADRO N° II-4

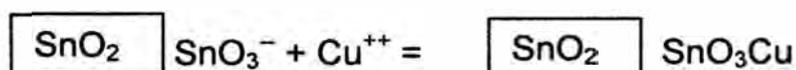
FLOCULACION DE UNA DISPERSION DE GOMA DE ALMACIGO AL 0.05% CON CANTIDADES CRECIENTES DE CLORURO DE ALUMINIO		
CONCENTRACION DE $AlCl_3$ (milimoles por litro)	GRADO DE FLOCULACION	
0.00025 0.001 0.004	Clara, no floculacion Clara, no floculacion Clara, no floculacion	Zona de primera estabilidad
0.008 0.016 0.064	Turbia Floculacion completa Floculacion completa	Primera zona de floculacion
0.125 0.50 0.10	Clara, no floculacion Clara, no floculacion Clara, no floculacion	Segunda zona de estabilidad
4.0 64.0	Turbia Floculacion completa Floculacion completa	Segunda zona de floculacion

2.4.2 Mecanismo de la Coagulación

La explicación del mecanismo de la floculación sería que los iones en la superficie de las partículas se combinan con los iones de carga opuesta formando un compuesto no disociado. Por ejemplo para la coagulación de los soles de ácido estánnico por medio de ácidos fuertes se puede describir por la siguiente sencilla ecuación:



Puesto que el ácido estánnico esta disociado muy ligeramente, la carga negativa de las partículas, causada por los iones SnO_3^- , es neutralizada por la reacción con un ácido fuerte. La reacción es parcialmente reversible puesto que, por gran dilución o lavado del exceso de ácido, el grado de disociación aumenta. Esta explicación es muy convincente para la coagulación del ácido estánnico por sales de cobre:



En este ejemplo la reacción es realmente reversible y el cobre se puede encontrar en el precipitado después de la floculación. El estannato cúprico es un compuesto de muy baja solubilidad y prácticamente no ocurre disociación.

2.4.3 Velocidad de coagulación

La velocidad de floculación se puede medir al determinar la disminución del número de partículas después de ciertos intervalos de tiempo. Smoluchowski (1916) estudio la velocidad de floculación considerando que las partículas se pegaran si se aproximan entre sí lo suficiente.

La aglomeración ocurre cuando la distancia entre las partículas se vuelve más pequeña que R (radio de la esfera de atracción). Este término R es entonces el único valor hipotético en los calculos. Estos ultimos fueron basados principalmente en consideraciones de probabilidad. Es obvio que el número de condiciones que pueden producir aglomeración, tiene que depender de la concentración de las partículas aligual que de la intensidad de su movimiento (temperatura).

Tenemos la siguiente ecuación válida para esferocoloides monodispersos:

$$N = N_0 / (1 + 4\pi D R N_0 t)$$

Donde:

N = número de partículas por mililitro.

t = tiempo de coagulación

N_0 = número original de partículas por mililitro

R = radio de atracción, siempre es mayor que el radio de la particula.

D = coeficiente de difusión.

En el curso de la coagulación las partículas crecen en tamaño y por eso R debe aumentar; la constante de difusión debe sin embargo, disminuir puesto que las particulas grandes se mueven más lentamente que las más pequeñas.

CAPITULO III

ASPECTOS GENERALES DE LA PLANTA

3.1 Ubicación

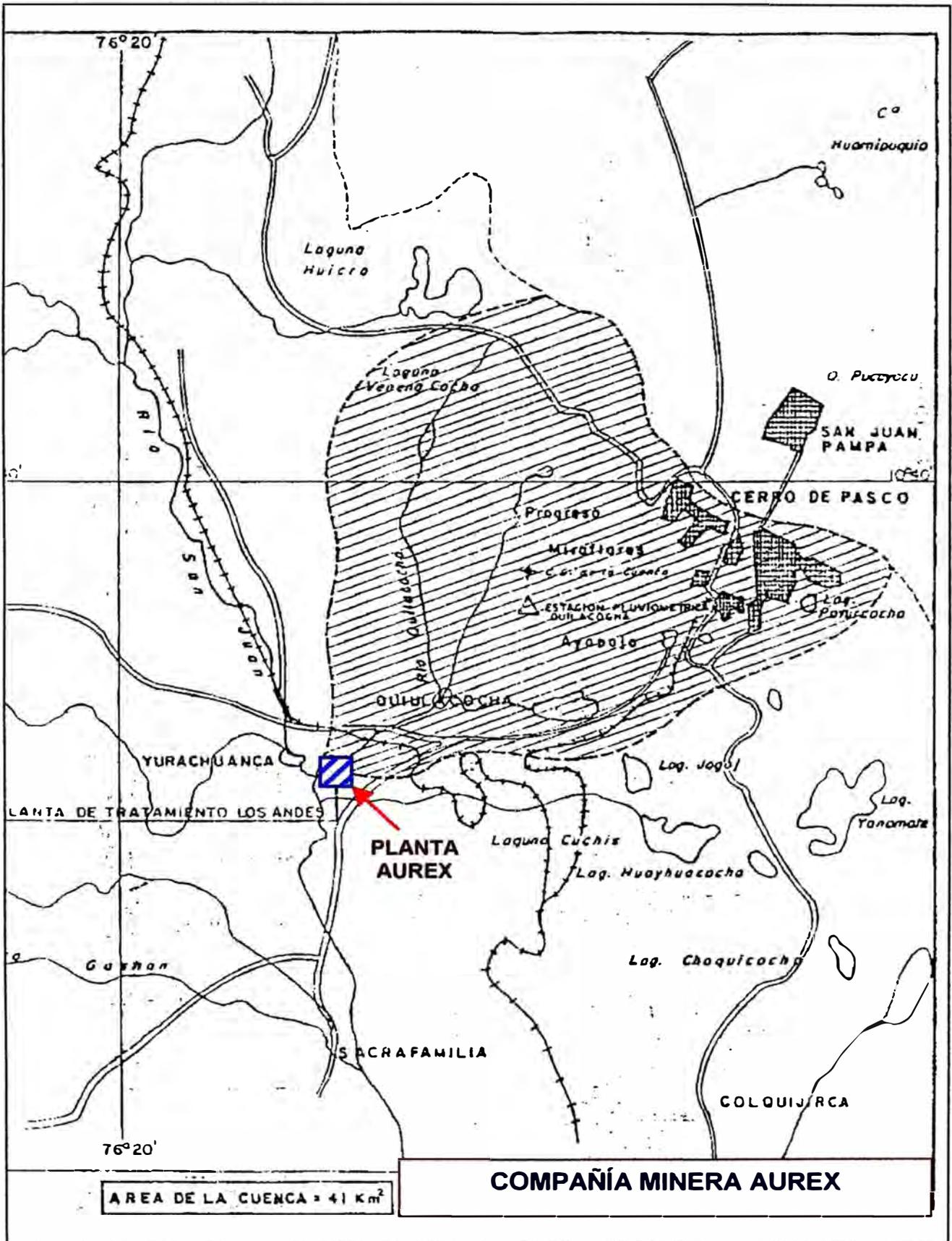
La compañía minera "AUREX S.A." se encuentra ubicado en la región Andrés Avelino Cáceres, siendo los datos de ubicación los siguientes:

Paraje	:	Uchucancha
Anexo	:	Comunidad de Yurajhuanca
Provincia	:	Simón Bolívar
Departamento	:	Pasco
Coordenadas	:	

Vértice NO	:	8'816,700N	356,700E
Vértice NE	:	8'816,700N	357,300E
Vértice SE	:	8'816,100N	357,300E
Vértice SE	:	8'816,100N	356,700E

3.2 Accesos

Para llegar a Cerro de Pasco se dispone de dos medios de transporte, el ferrocarril y la carretera central, desde Lima se tiene acceso por la carretera central pasando por los diferentes parajes hasta pasar Ticlio que es el punto más elevado que se atraviesa ya que esta a 4832 msnm y luego comienza el descenso hasta pasar por la Oroya donde es el punto de repartición para la sierra central y la selva oriental en la que se toma la repartición para la sierra central hasta llegar a la ciudad más alta del mundo Cerro de Pasco, de donde se traslada a la Comunidad Campesina de Yurajhuanca de donde se encuentra a 350 metros la planta "Andes" de la compañía minera "AUREX S.A."



3.3 Explotación de las propiedades mineras

3.3.1 Concesiones de Relaves

Los relaves que existen para ser tratados por la planta **ANDES**, están distribuidos en sectores, los cuales son:

- Yurajhuanca 2
- Antón 3
- Sector 5
- Tambillo
- Cementerio
- Sector 1

3.3.2 Reservas Probadas y Estimadas

Del inventario desarrollado al mes de Agosto – 2000, se tiene la siguiente estimación de reservas de relaves.

Tolva.....403.43 TMH

STOCK PILE

Yurajhuanca.....10697 TMH

Antón 3 (Uchumachay)..... 5620 TMH

Sector 7..... 4670 TMH

Sector 1..... 180 TMH

Cementerio..... 448 TMH

Subtotal..... 22018.43 TMH

SECTORES

Yurajhuanca 2..... 520 TMH

Antón 3 (Uchumachay)..... 11882 TMH

Sector 5..... 400 TMH

Tambillo..... 2860 TMH

Cementerio..... 1571 TMH

Sector 1..... 2460 TMH

Subtotal..... 19693 TMH

TOTAL DE RESERVAS PROBADAS..... 41711.43 TMH

RESERVAS ESTIMADAS..... 100000.00 TMH

TOTAL DE RESERVAS.....141711.43 TMH

En conclusión se estima una ley de 280 gr Ag/TMS (9.00 oz Ag/TMS)

3.3.3 Explotación y Transporte de Relaves

Los relaves para su recuperación primeramente son deschampados ya que la parte superior es materia orgánica que es separado y se ve la potencia del relave por lo que ingresa la pala y de acuerdo a la potencia este introduce la pala para sacar donde luego es cargado a camiones de 10 a 20 toneladas de capacidad, de donde se transporta el mineral hacia las tolvas. En esta área el encargado es un ingeniero geólogo, que se encarga de supervisar los trabajos que se realizan.

Para un trabajo selectivo hay una pala pequeña denominado "Bob cat" la que se encarga de limpiar los minerales relaves que ha sido dejado por la pala grande.

3.4 Operación actual

3.4.1 Descripción del proceso

El funcionamiento de la planta actual es la siguiente:

REPULPADO Y PREPARACION DEL MINERAL

El mineral es depositado cerca de la tolva, donde un operador se encarga de preparar el mineral, para lo cual se adiciona al relave cal en polvo, para elevar el pH de 6 a 10.

El mineral preparado es alimentado a la tolva, descargándose con solución intermedia presurizada, formándose una pulpa, para ser alimentado al circuito de tratamiento.

SECCION MOLIENDA

El mineral en forma de pulpa es alimentado a un trommel lavador, donde se separan los materiales gruesos (gravas, orgánicos). Los finos seleccionados en el trommel, son transportados por una bomba vertical 2 ½" hacia un DSM 4'x3', donde los gruesos clasificados son alimentados al molino de bolas 4'x5', los finos del DSM 4'x3' son alimentadas al ciclón D-6, el underfolw de este ciclón es alimentado al molino de bolas 4'x5'. El

producto del molino es bombeada hacia un ciclón D-4, donde el underflow retorna al molino 4'x5', el overflow de los ciclones D-6 y D-4 son alimentados al primer tanque homogenizador con una densidad de pulpa de 1300 gr/lit y una granulometría del 80% - 200 m.

SECCION TANQUES DE CIANURACION Y ESPESADORES

El proceso de cianuración se inicia en la descarga de la Tolva de finos, donde se adiciona el cianuro de sodio una fuerza de 10%.

El primer tanque homogenizador 10'x10' de 22.4 m³ de capacidad, da comienzo a la agitación.

Aprovechando la gravedad se alimenta la pulpa al agitador N°1 (A-1) de 25'x25', de 335.6 m³ de capacidad, donde con una buena oxigenación se trata de extraer la mayor cantidad de plata posible.

La descarga del Agitador N° 1, es alimentado a un tanque de acondicionamiento donde se adiciona el floculante magnafloc 455 al 0.05% con un flujo de 10 lt/min., de donde es alimentado la pulpa al cajón de alimentación del espesador N° 1 (34'x10'). La pulpa del underflow del espesador N° 1 con una densidad promedio de 1500 g/lit, es descargada y diluida con una solución barren a 1300 g/lit, para ser alimentado mediante una bomba SRL 2 ½ x 2 ,al agitador N° 2, el rebose es alimentado al agitador N° 3, obteniéndose el mejor tiempo de cianuración de la plata, a la salida del agitador N° 3, se alimenta el floculante magnafloc-455, con un flujo de 6 lt/min. y la pulpa es alimentado al espesador N° 2 de 335.6 m³ de capacidad, la descarga del espesador N° 2 con una densidad de 1550 g/lit, es diluida con la solución barren, para luego ser bombeado al espesador N° 3, donde se adiciona el floculante magnafloc 455 con un flujo de 3 lt/min. El under flow del espesador N° 3 es el relave final. El over del espesador N° 3, ingresa como alimento al espesador N° 2 (lavado de la pulpa en contracorriente).

El rebose del espesador N° 2 es distribuido de la siguiente forma: el 60% va a la poza intermedia y el 40% entra al alimento del espesador N° 1, para diluir la pulpa de 1300 g/lit a 1180 g/lit.

Al rebose del espesador N°1, se le adiciona cal hasta lograr pH =12, luego se le adiciona el coagulante lipefloc 01A con un flujo de 12 lt/min, esta solución es acondicionada en un primer tanque clarificador 10'x10', para lograr la coagulación, adicionándole en la entrada el floculante Magnafloc 155, de donde se traslada al segundo tanque clarificador; para adicionarle el floculante magnafloc 455, lográndose el acondicionamiento adecuado coagulación y floculación. La solución acondicionada es alimentada al espesador N° 4, para separar coloides de la solución clarificada, el rebose es bombeada a la poza de solución rica y el underflow (coloides) de este espesador es alimentado al espesador N° 1.

SECCION DE CLARIFICACION Y PRECIPITACION

La solución rica con una turbidez de 40 a 50 NTU, es transferido a un tanque , para luego ser bombeado a uno de los dos filtros clarificadores que dispone la planta Merrill – Crowe con un flujo aproximado de 480 m³/día y una presión de 50 psi.

Para remover eficientemente los sólidos contenidos en la solución rica se usa diatomita como pre-recubrimiento del filtro clarificador, ya que este es el medio filtrante, preparado y alimentado en un tanque mezclador de 1.8 m³ con una bomba de alimentación con motor de 10 HP. La diatomita utilizada en los filtros clarificadores junto con los sólidos separados son descargados al termino del ciclo respectivo, mientras que la solución clarificada es transferida a la torre de desaireación en la que se tendrá vacío de 17" de mercurio mediante bomba de vacío.

La solución desaireada es transferida al sistema de alimentación de polvo de zinc y posteriormente a los filtros prensa. El polvo de zinc es dosificado mediante un alimentador de velocidad variable tipo "ACCURATE MODELO 602". La dosificación de polvo de zinc es de 200 a 300 gr/m³ de solución

rica y ajustada permanentemente para minimizar la precipitación de cobre, con lo que se reducirán las pérdidas de Ag y Au en escorias de la fundición subsiguiente.

Para asegurar la operación continua de la etapa de filtración de cementos se dispone de filtros prensa en stand-by. Cada filtro es descargado periódicamente o cuando su presión es muy alta y el cake de filtración es pesado húmedo en la balanza electrónica para su posterior transferencia a la sección de recuperación de mercurio y finalmente fundición.

La solución barren recuperada en los filtros de precipitación es transferida a la poza respectiva para su recirculación al proceso. La planta Merrill – Crowe ha sido diseñada por la firma Kappes Cassiday & Asociados en U.S.A. mientras que las bases y accesorios construidos con ingeniería local.

DESMERCURIZACION DE CEMENTOS Y FUNDICION

El precipitado con contenidos de Au, Ag, Hg y Cu es pesado en húmedo para determinar su humedad y el peso seco.

Luego es cargado a la retorta donde se extrae el mercurio por destilación.

El sistema de recalentamiento de la retorta es indirecto mediante quemador de petróleo, con sistemas de control automático y programación del calentamiento para eficiente remoción de mercurio y condiciones de operación segura. El ciclo total de operación desde el sellado de la retorta hasta su enfriamiento es de 23 horas. Esta unidad cuenta con ladrillos refractarios móviles en la cámara de combustión para lograr calentamiento homogéneo de la cámara interior de reacción por regulación de su posición.

Para la condensación de vapores se utiliza agua fresca, que esta circulando por el tubo exterior del condensador, alimentada por gravedad y descargado separadamente para su re-utilización como agua de lavado.

Para mantener una presión negativa en las cámaras, en el condensador y el tanque receptor se cuenta con una bomba de vacío. El agua para producción de vacío también es recuperado y es reutilizado.

El mercurio es recuperado a la salida del condensador en una cámara receptora cuya superficie esta cubierta de agua para evitar fuga de gases. El mercurio condensado es descargado de la cámara receptora mediante una válvula de accionamiento normal y transferido a botellas de acero diseñados de acuerdo a estándares internacionales para su comercialización de este producto. La pureza promedio del mercurio líquido es de 99.7%.

El concentrado seco es cargado al horno de fundición mezclado con un flux adecuado.

El horno de fundición es del tipo crisol con capacidad para 600 kg. y el producto fundido (bullón de plata) es descargado en lingoteras de 30 kg. de capacidad.

3.4.2 Diagrama de Flujo

El **Anexo 1**, nos presenta el diagrama de flujo de la operación actual (PLANO N° 1).

3.4.3 Diagrama de flujo Balanceado

El **Anexo 1**, nos presenta el diagrama de flujo Balanceado de la operación actual (PLANO N° 2).

3.4.4 Balance Metalúrgico

El Balance metalúrgico de la operación actual se muestra en el **cuadro N° III-1**.

BALANCE METALURGICO

CUADRO III - 1. - Balance Metalurgico de la Operación Actual - Promedio Enero - Mayo 1999

DESCRIPCION		TMS	LEY Ag (gr/TMS)	CONT. METALICO (Kg)	DISTRIBUCION (%)
MINERAL TRATADO		5692,210	289,44	1647,55	100,00
RELAVE SOLIDO		5692,210	132,63	754,96	45,79
PRECIPITADO (lotes no fundidos)	(*)	1,623	34,83	565,27	34,28
BULLION	(*)	0,248	76,85	190,46	11,55
ESCORIA	(*)	0,714	0,69	4,92	0,30
SOLUCION RELAVE POR RECUPERAR	(m ³)	6000,000	22,20	133,20	8,08
EXTRACCION EN LA CIANURACION				893,85	54,21
CABEZA CALCULADA	0,000	5692,210	289,66	1648,81	100,00

	PESO (Kg)	LEY Ag (%)	LEY Au (%)	FINOS (Kg)	
				PLATA	ORO
PRECIPITADO	1622,800	34,833	0,155	565,27	2,52
BULLION	247,830	76,85	0,320	190,46	0,79
ESCORIA	713,700	0,69	0,000	4,92	0,00
TOTAL PRODUCIDO				760,65	3,31

(*) Leyes en %.

CAPITULO IV

PRUEBAS EXPERIMENTALES

4.1 Caracterización del mineral

4.1.1 Mineralogía

Para el estudio mineragráfico, se realizaron de 2 muestras, en el cuadro N° IV – 1, se muestran las especies observadas.

CUADRO N° IV-1

MUESTRA	Minerales de plata y oro	Minerales de cobre	Otros minerales
Sector N° 6	Plata nativa Oro nativo Argentojarosita (1)	Covelina Calcopirita Calcosina Enargita Cobre gris (sulfosal de cobre, arsenico, antimonio y azufre)	Pirita Jarosita Plumbojarosita (1) Hematita, Magnetita Limonita Carbón Cinabrio
Sector N° 7	Plata nativa Oro nativo Argentojarosita (1)	Covelina Calcopirita Calcosina Enargita Cobre gris (sulfosal de cobre, arsenico, antimonio y azufre) Oxido de cobre verde (brochantita?)	Pirita Jarosita Plumbojarosita (1) Hematita, Magnetita Limonita Carbón Cinabrio

Del cuadro N° IV – 1 se observa.

- Las composiciones mineralógicas de ambas muestras son semejantes y presentan un grado de oxidación muy alto, con una alteración muy fuerte.

- Cuantificar las especies en estas muestras, tal como fueron recibidas, no es posible, debido a que la granulometría de los minerales que son útiles, es inferior al tamaño adecuado para un conteo estadístico de puntos.
- Las concentraciones de estos minerales no superan el 0.1%.
- Los distintos de jarositas solo es posible determinarlas por difracción de Rayos-X o por microsonda electrónica.
- Se deduce del estudio microscópico que una concentración importante de plata debería estar como argentojarosita, ya que las únicas especies que se logró observar en el análisis total de la superficie de las briquetas. Lo mismo ocurre para los minerales de cobre y sulfosales.
- Las únicas especies posibles de ser contabilizables en ambas muestras son la pirita y los oxidados de fierro.

4.1.2 Análisis químico

En el cuadro N° IV – 2, se presentan los análisis químicos de las muestras utilizadas para el estudio mineragráfico.

CUADRO N° IV-2

MUESTRA	Au ppm	Ag ppm	Hg ppm	Sb ppm	Cl ppm	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	S (%)
SECTOR 6	1.05	433	850	880	5	0.21	0.19	1.13	0.18	7.97	0.61
SECTOR 7	1.16	377	970	765	3	0.29	0.19	1.13	0.18	8.33	0.75

A continuación el cuadro N° IV –3, nos presenta el análisis químico del relave molido por mallas, para observar su distribución en oro y plata.

CUADRO N° IV-3

MOLIENDA							
Peso mineral (grs) : 1000 gr							
Dilución : 0.667							
Tiempo : 10 min							
MALLA	TAMAÑO (MICRONES) (1)	Peso (%)		Leyes (ppm)		Distribución (%)	
		Parcial	Acum. (-)	Au	Ag	Au	Ag
-100M+200M	106	15.55	84.45	0.90	212	12.53	11.08
+270M	63	15.73	68.72	0.60	186	8.45	9.83
+325M	49	6.66	62.06	0.77	174	4.59	3.90
+400M	41	5.34	56.72	0.70	185	3.34	3.32
-400M	---	56.72	-----	1.40	377	71.09	71.87
Cabeza calc.		100.00		1.12	298	100.00	100.00

(1)Promedio geométrico

4.1.3 Gravedad específica

Para determinar la gravedad específica del relave se empleo el método del Picnometro.

Gravedad específica = 2.60 gr/cc

4.2 Índice de Trabajo

El Índice de trabajo del relave fue determinado en planta para el molino de bolas 4´x5´, para lo cual se tiene los siguientes datos:

Amperaje promedio : 45 A

Volataje 440 v

Cos θ	0.89
RPM	880
Energía	30.52 kw
Tratamiento	7.34 TC/hr
Energía consumida :	4.16 kw-h/TC
RPM del molino	28
Densidad de pulpa	1520 gr/lit
G.E.	2.6 gr/cc
% sólidos	55.59
Tiempo residencia :	4-5 minutos
F_{80}	276.71 micrones (método de Schumann)
P_{80}	145.83 micrones (método de Schumann)

Empleando la formula de Bond, sé determino el Indice de Trabajo (W_i).

$$\boxed{W_i = 18.32 \text{ kw-hr/TC}}$$

4.3 Pruebas de Moliendabilidad

Para el desarrollo de la incidencia de la molienda en la cianuración de los relaves de plata se realizaron pruebas de molienda, complementadas con análisis granulometricos y las distribuciones de los contenidos de plata, oro y cobre en cada uno de las pruebas de molienda, para evaluar el grado de liberación.

Las moliendas se realizaron en tiempos de molienda: 0, 7.5, 15 minutos. Los cuadros N° IV -4, N° IV -5, N° IV -6 y N° IV -7, nos muestran los resultados obtenidos.

CUADRO N° IV-4.- Análisis granulométricos y distribución del oro, plata y cobre, para un tiempo de molienda de 0´ minutos.

MALLA	TAMAÑO (micrones)	PESO (gr)	% PESO	ACUM. (+)	ACUM. (-)	L E Y E S		F I N O S		DISTRIBUCION (%)	
						Au (oz/t)	Ag (oz/t)	Au	Ag	Au	Ag
+10m	1680	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+20m	841	67,20	6,74	6,74	93,26	0,008	6,070	0,0539	40,9213	2,13	5,19
+40m	420	47,20	4,74	11,48	88,52	0,022	8,190	0,1042	38,7809	4,12	4,92
+50m	297	43,10	4,32	15,80	84,20	0,023	8,170	0,0994	35,3257	3,93	4,48
+70m	210	51,60	5,18	20,98	79,02	0,023	7,710	0,1191	39,9113	4,71	5,07
+100m	150	98,50	9,88	30,86	69,14	0,018	6,970	0,1779	68,8749	7,03	8,74
+140m	105	132,20	13,26	44,12	55,88	0,019	6,380	0,2520	84,6144	9,96	10,74
+200m	74	100,00	10,03	54,15	45,85	0,021	6,470	0,2107	64,9077	8,33	8,24
-200m		457,00	45,85	100,00	0,00	0,033	9,040	1,5129	414,4543	59,80	52,61
cab. Calc.		996,80	100,00			0,0253	7,878	2,5301	787,7905	100,00	100,00
cab. Anal.						0,0280	7,880				

CUADRO N° IV-5.- Análisis granulométricos y distribución del oro, plata y cobre, con un tiempo de molienda de 3 minutos.

MALLA	TAMAÑO (micrones)	PESO (gr)	% PESO	ACUM. (+)	ACUM. (-)	L E Y E S		F I N O S		DISTRIBUCION (%)	
						Au (oz/t)	Ag (oz/t)	Au	Ag	Au	Ag
+10m	1680	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+20m	841	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+40m	420	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+50m	297	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+70m	210	13,60	1,38	1,38	98,62	0,120	7,500	0,1661	10,3785	5,01	1,13
+100m	150	89,50	9,11	10,49	89,51	0,012	6,100	0,1093	55,5505	3,30	6,02
+140m	105	163,40	16,63	27,12	72,88	0,011	5,030	0,1829	83,6286	5,52	9,07
+200m	74	20,90	2,13	29,24	70,76	0,013	4,770	0,0276	10,1438	0,83	1,10
-200m		695,40	70,76	100,00	0,00	0,040	10,780	2,8303	762,7607	85,35	82,69
cab. Calc.		982,80	100,00			0,0332	9,225	3,3161	922,4620	100,00	100,00
cab. Anal.						0,0300	8,610				

CUADRO N° IV-6.- Análisis granulométricos y distribución del oro, plata y cobre, para un tiempo de molienda de 5 minutos.

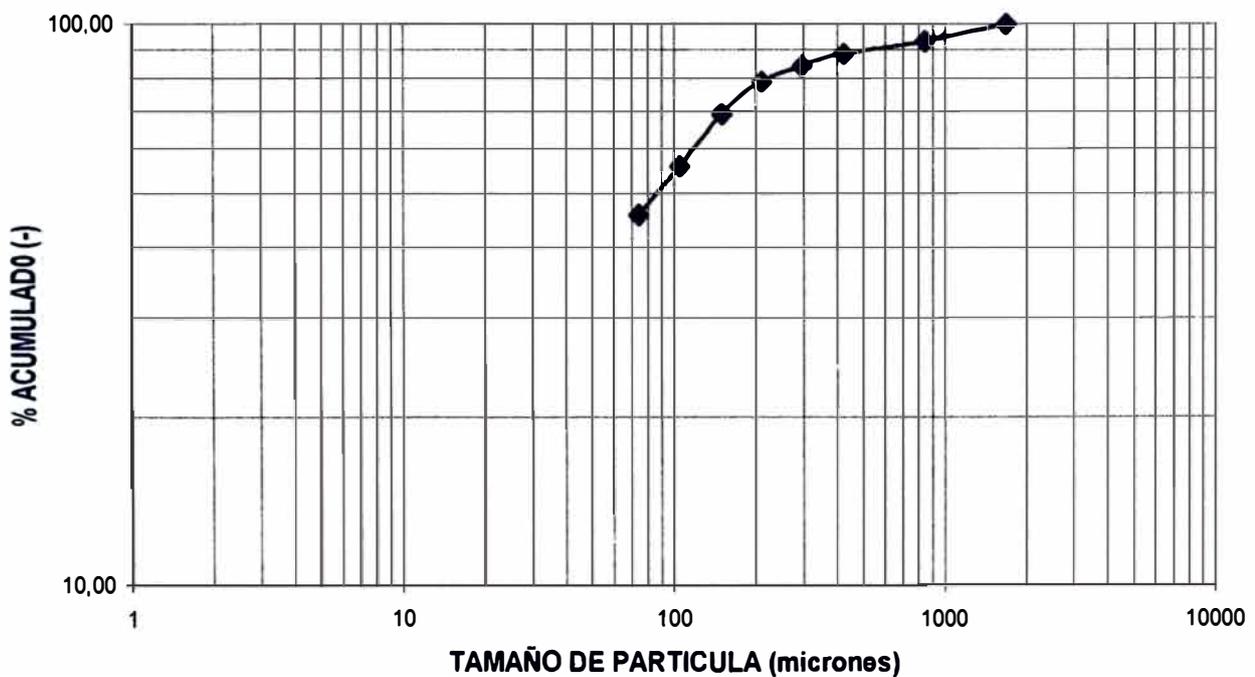
MALLA	TAMAÑO (micrones)	PESO (gr)	% PESO	ACUM. (+)	ACUM. (-)	L E Y E S		F I N O S		DISTRIBUCION (%)	
						Au (oz/t)	Ag (oz/t)	Au	Ag	Au	Ag
+10m	1680	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+20m	841	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+40m	420	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+50m	297	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+70m	210	0,00	0,00	0,00	100,00	0,000	0,000	0,0000	0,0000	0,00	0,00
+100m	150	39,40	3,77	3,77	96,23	0,012	6,830	0,0452	25,7169	1,60	2,98
+140m	105	131,80	12,60	16,36	83,64	0,012	5,250	0,1511	66,1267	5,36	7,66
+200m	74	38,10	3,64	20,00	80,00	0,018	5,910	0,0655	21,5186	2,32	2,49
-200m		837,10	80,00	100,00	0,00	0,032	9,370	2,5599	749,5821	90,72	86,86
cab. Calc.		1046,40	100,00			0,028	8,629	2,8218	862,9444	100,00	100,00
cab.Anal.						0,026	8,100				

CUADRO N° IV-7

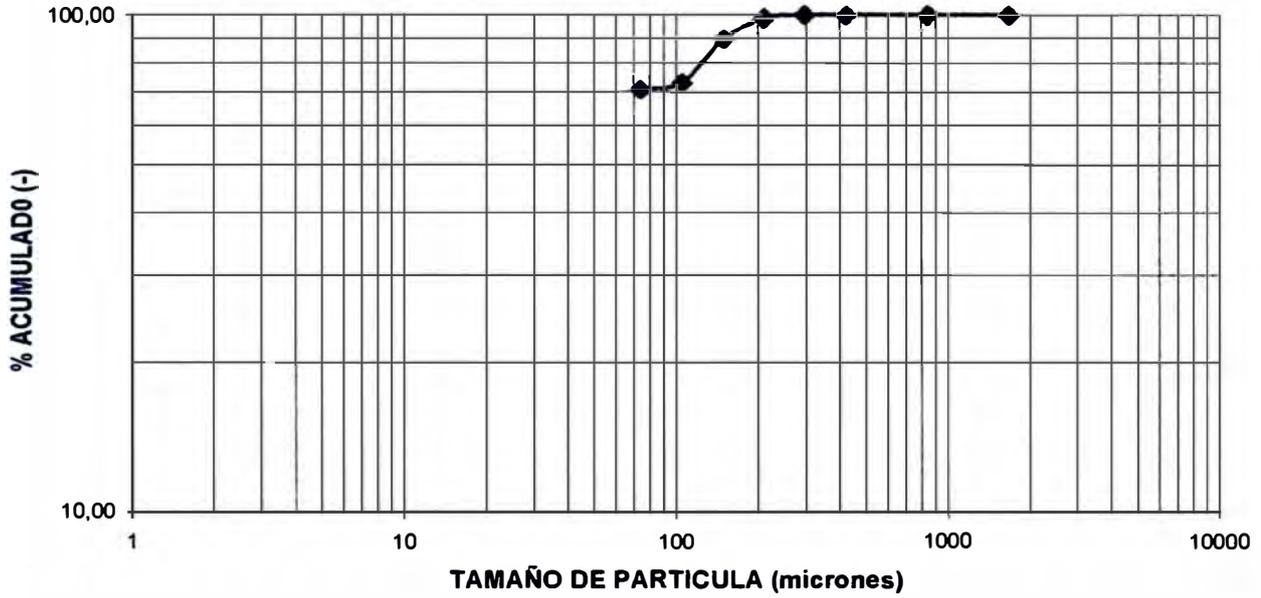
TIEMPO DE MOLIENDA (minutos)	% - 200 MALLAS
0	45.85
3	70.76
5	80.00

Las curvas de distribuciones granulometricas se muestran en los gráficos N° IV -1, N° IV -3, N° IV -5.

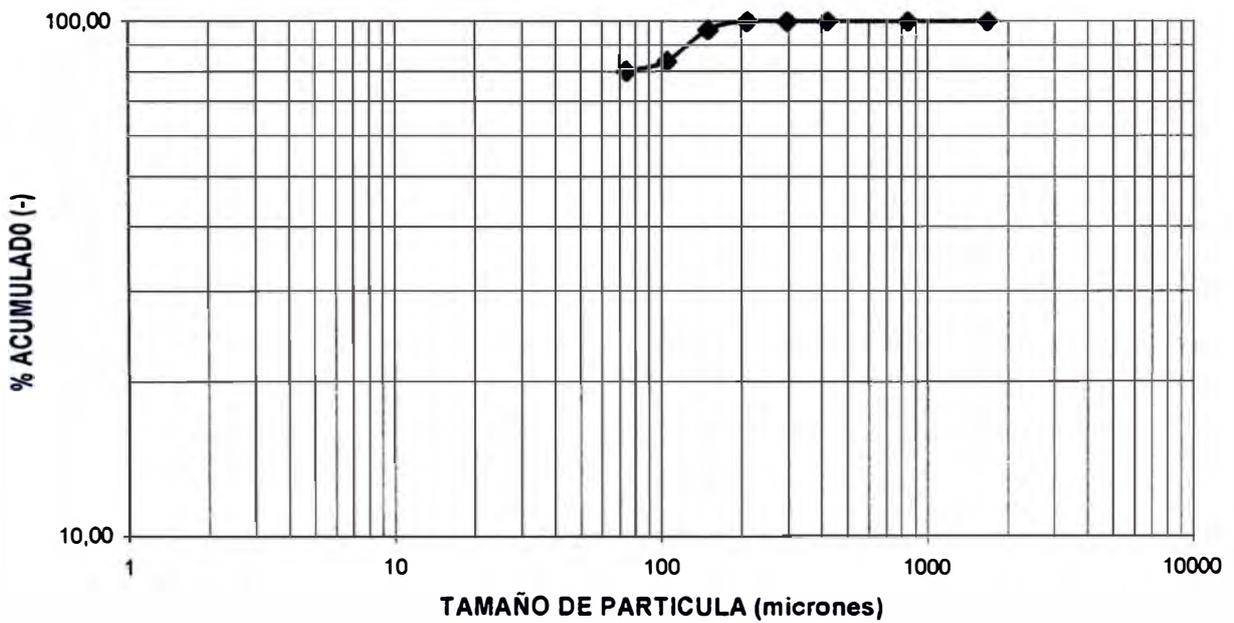
**CURVA DE ANALISIS GRANULOMETRICOS DEL RELAVE
MOLIENDA 0 MINUTOS
GRAFICO N° IV-1**



**CURVA DE ANALISIS GRANULOMETRICOS DEL RELAVE
MOLIENDA 3' MINUTOS
GRAFICO N° IV-3**

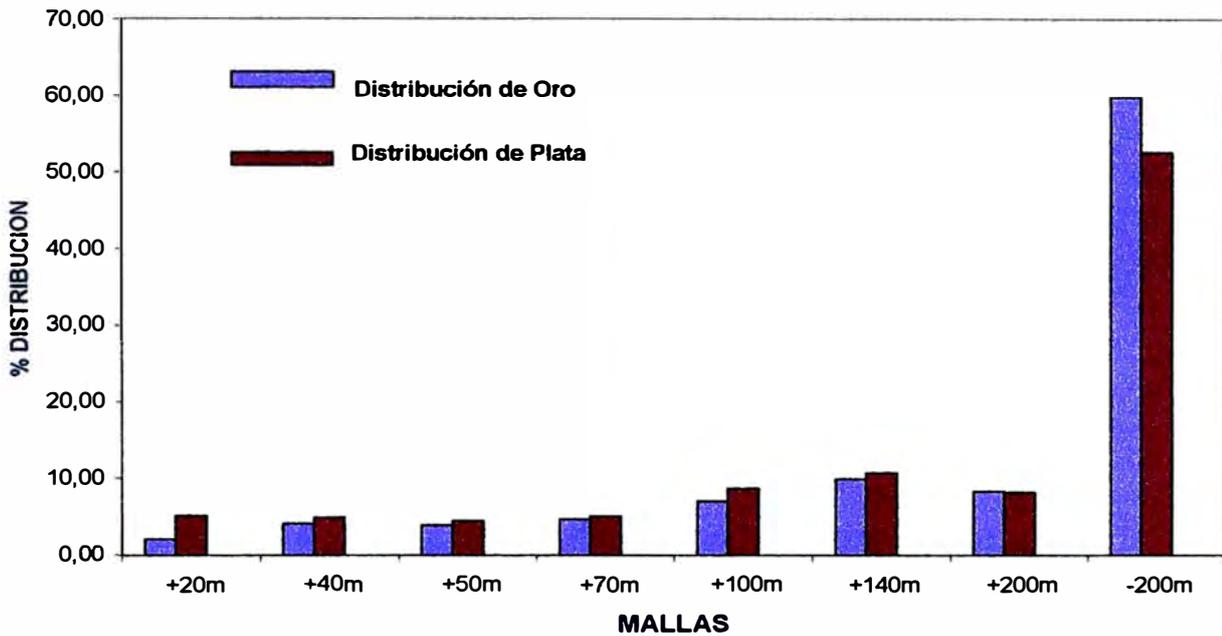


**CURVA DE ANALISIS GRANULOMETRICOS DEL RELAVE
MOLIENDA 5' MINUTOS
GRAFICO N° IV-5**

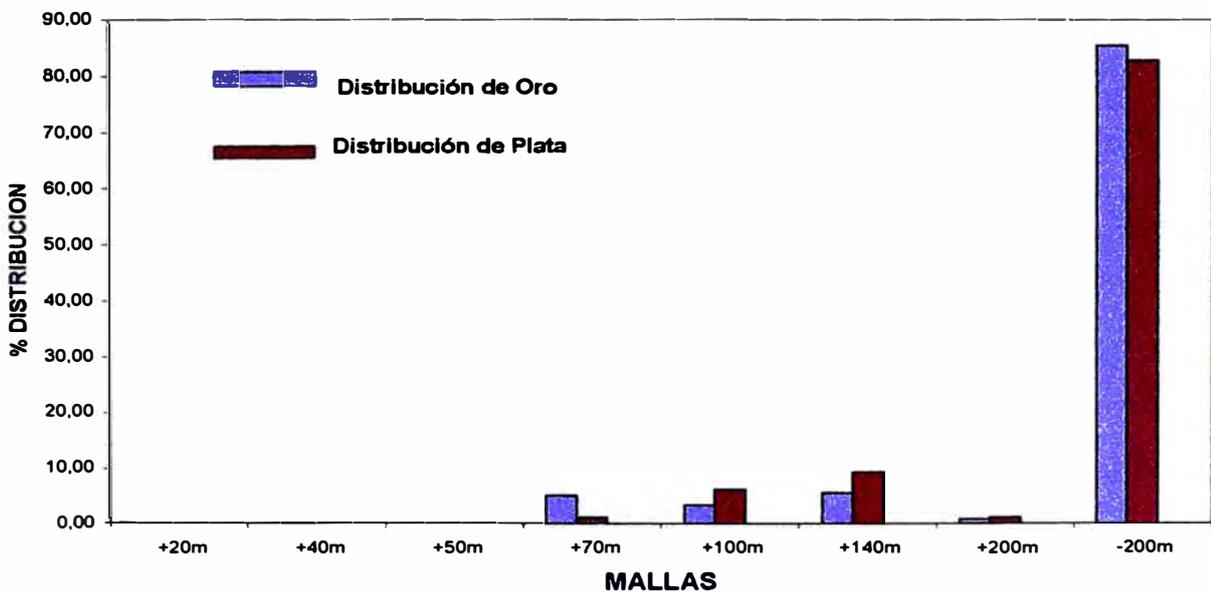


Las variaciones de las distribuciones del oro, plata y cobre por mallas, para las diversas moliendas se muestran en los gráficos N° IV -2, N° IV - 4, N° IV -6.

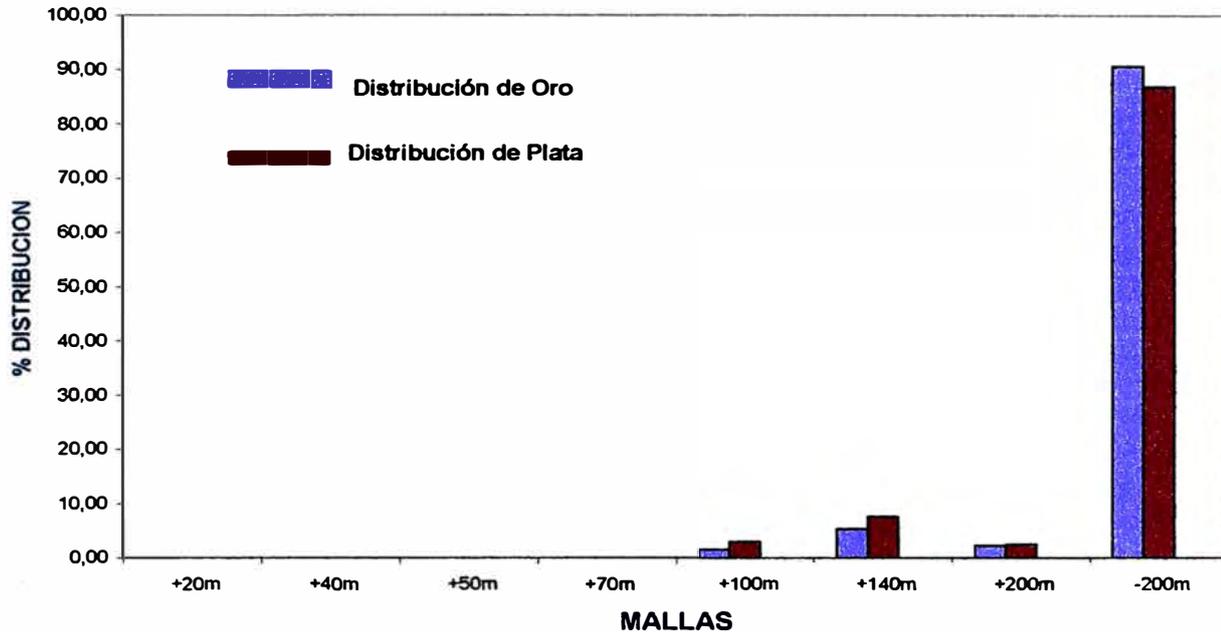
DISTRIBUCION DE LOS CONTENIDOS DE ORO Y PLATA POR MALLAS - MOLIENDA "0" minutos
GRAFICO N° IV-2



DISTRIBUCION DE LOS CONTENIDOS DE ORO Y PLATA POR MALLAS - MOLIENDA "3" minutos
GRAFICO N° IV-4



**DISTRIBUCION DE LOS CONTENIDOS DE ORO, PLATA, COBRE
POR MALLAS - MOLIENDA "5" minutos
GRAFICO N° IV-6**



4.4 Pruebas Metalúrgicas

4.4.1 Pruebas de cianuración por Agitación variando la granulometría

Prueba N° 1

Condiciones:

Molienda

Peso de mineral : 3 kg
 Granulometría : 70.76% - 200 mallas
 Tiempo : 3 min

Agitación en botellas

NaCN adicionado: 7.08 kg/TM
 NaCN consumido: 6.73 kg/TM
 Cal : 4.95 kg/TM
 PH : 11.4
 Tiempo : 48 horas

El cuadro N° IV – 8 , nos muestra la cinética de extracción del oro, plata y cobre.

El cuadro N° IV – 9, se presenta la extracción por mallas del oro, plata y cobre de la prueba N° 1.

El gráfico N° IV – 7, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro, plata y cobre.

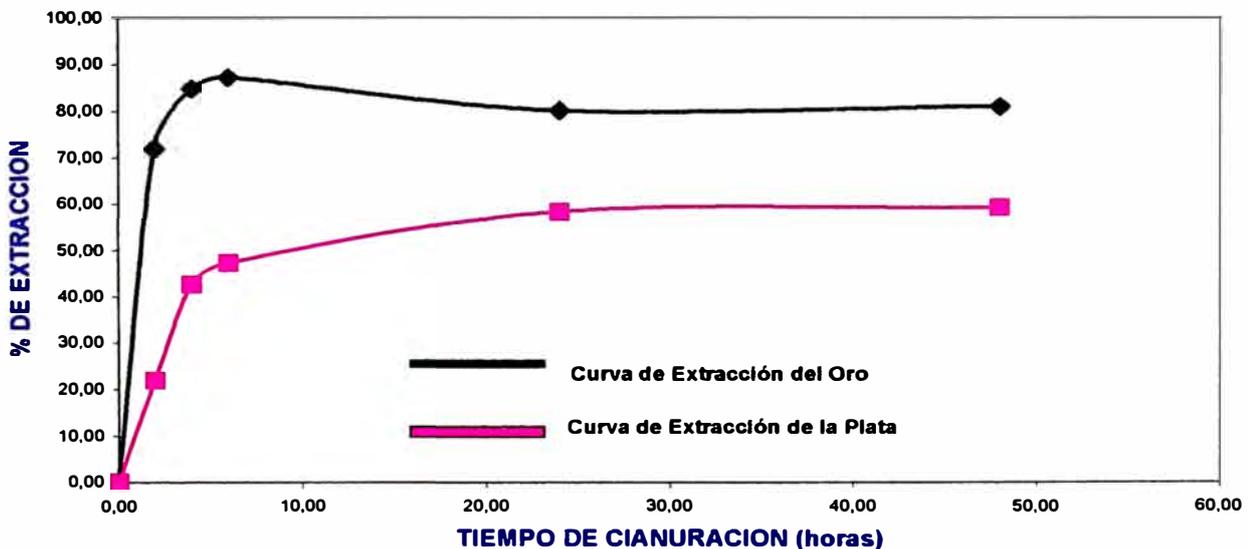
CUADRO N° IV-8.- Cinética de extracción del oro, plata y cobre, para la prueba N° 1.

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)		pH	Oxígeno disuelto (mg/lt)
	Au	Ag		
0,00	0,00	0,00		
2,00	72,07	21,91	11,37	0,80
4,00	84,85	42,61	11,37	2,60
6,00	87,20	47,26	11,37	4,00
24,00	80,06	58,30	11,37	4,50
48,00	80,93	59,24	11,45	3,80
LEYES				
	Au(oz/t)	Ag(oz/t)		
CABEZA	0,026	8,17		
RELAVE	0,005	3,37		

CUADRO N° IV - 9.- leyes de la cabeza y el relave y las extracciones por mallas del oro y la plata de la prueba N° 1

MALLA	ORO (oz/t)		EXTRACCION Au (%)	PLATA (oz/t)		EXTRACCION Ag (%)
	CABEZA	RELAVE		CABEZA	RELAVE	
+70M	0,012	0,004	66,67	7,50	9,08	-21,07
+100M	0,012	0,004	66,67	6,10	3,92	35,74
+140M	0,011	0,004	63,64	5,03	3,20	36,38
+200M	0,013	0,004	69,23	4,77	3,07	35,64
-200M	0,040	0,004	90,00	10,78	3,47	67,81
CALCULADA	0,029	0,004	86,20	8,63	3,49	59,56

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO, PLATA
PRUEBA N° 1
GRAFICO N° IV-7**



Prueba N° 2**Condiciones:****Molienda**

Peso de mineral	:	3 kg
Granulometria	:	75% - 200 mallas
Tiempo	:	3.55 min

Cianuración en botellas

NaCN adicionado	:	6.40 kg/TM
NaCN consumido	:	6.36 kg/TM
Cal	:	4.90 kg/TM
PH	:	11.4
Tiempo	:	48 horas

El cuadro N° IV – 10 , nos muestra la cinética de extracción del oro, plata y cobre.

El cuadro N° IV – 11, se presenta la extracción por mallas del oro, plata y cobre de la prueba N° 2.

El gráfico N° IV – 8, sé gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro, plata y cobre.

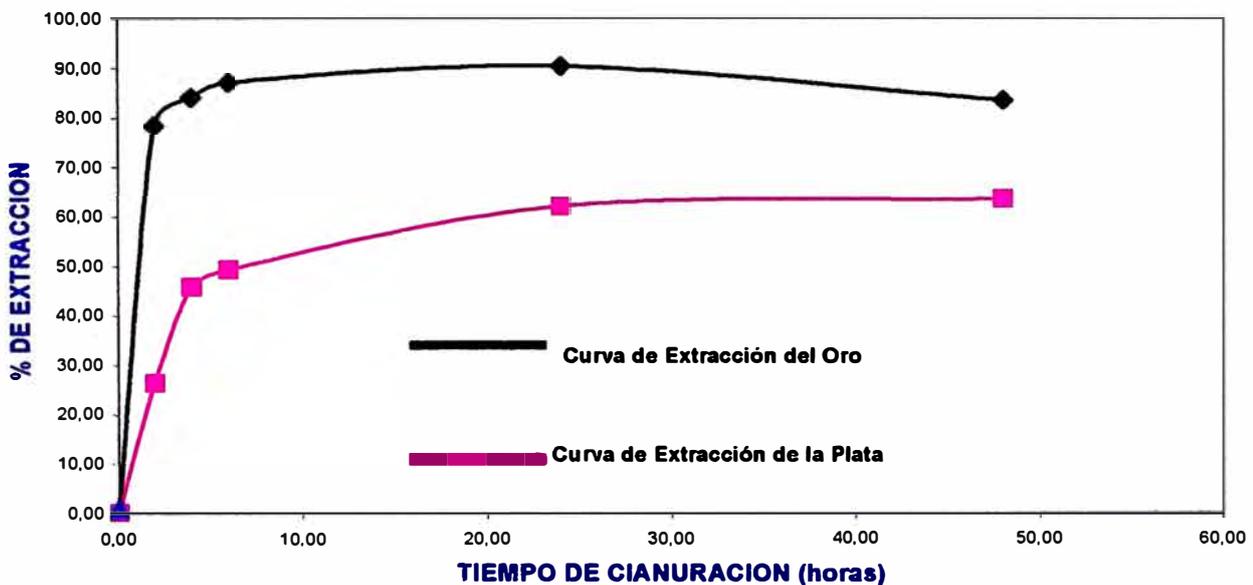
CUADRO N° IV-10.- Cinética de extracción del oro, plata y cobre, para la prueba N° 2

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)		pH	Oxígeno disuelto (mg/lt)
	Au	Ag		
0,00	0,00	0,00		
2,00	78,50	26,45	11,46	0,20
4,00	84,19	45,88	11,39	3,50
6,00	87,17	49,31	11,39	4,00
24,00	90,44	62,10	11,41	3,30
48,00	83,51	63,55	11,46	3,80
LEYES				
	Au(oz/t)	Ag(oz/t)		
CABEZA	0,030	9,14		
RELAVE	0,005	3,33		

CUADRO N° IV-11.- Leyes de la cabeza y el relave y las extracciones por mallas del oro y la plata de la prueba N° 2

MALLA	ORO (oz/t)		EXTRACCION Au (%)	PLATA (oz/t)		EXTRACCION Ag (%)
	CABEZA	RELAVE		CABEZA	RELAVE	
+100M	0,012	0,003	75,00	6,83	3,58	47,58
+140M	0,012	0,003	75,00	5,25	3,38	35,62
+200M	0,018	0,004	77,78	5,91	3,18	46,19
-200M	0,032	0,005	84,38	9,37	3,27	65,10
CALCULADA	0,029	0,004	84,83	8,63	3,29	61,88

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO, PLATA
PRUEBA N° 2
GRAFICO N° IV-8**

**Prueba N° 3****Condiciones:****Molienda**

Peso de mineral : 3 kg
 Granulometría : 70% - 200 mallas
 Tiempo : 3.55 min

Cianuración en Agitador

NaCN adicionado : 4.99 kg/TM
 NaCN consumido : 4.85 kg/TM
 Cal : 4.59 kg/TM
 PH : 11.4
 Tiempo : 48 horas

El cuadro N° IV – 12 , nos muestra la cinética de extracción del oro, plata y cobre.

El cuadro N° IV – 13, se presenta la extracción por mallas del oro, plata y cobre de la prueba N° 3.

El gráfico N° IV – 9, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro, plata y cobre.

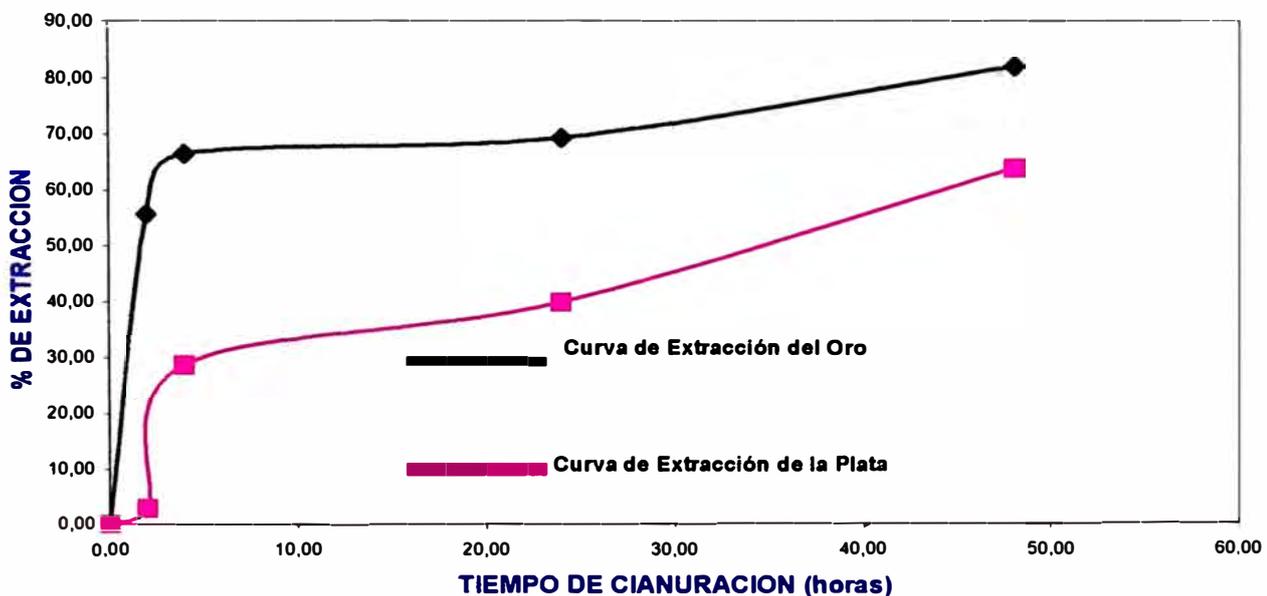
CUADRO N° IV-12.- Cinética de extracción del oro, plata y cobre, para la prueba N° 3

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)		pH	Oxígeno disuelto (mg/lit)
	Au	Ag		
0,00	0,00	0,00		
2,00	55,80	2,88	11,40	5,00
4,00	66,50	28,67	11,20	4,80
24,00	69,27	39,91	11,10	5,10
48,00	81,90	63,66	10,60	6,00
	Au(oz/t)	Ag(oz/t)		
CABEZA	0,028	8,56		
RELAVE	0,005	3,11		

CUADRO N° IV-13.- Leyes de la cabeza y el relave y las extracciones por mallas del oro y la plata N° 3

MALLA	ORO (oz/t)		EXTRACCION Au (%)	PLATA (oz/t)		EXTRACCION Ag (%)
	CABEZA	RELAVE		CABEZA	RELAVE	
+100M	0,012	0,003	75,00	6,83	3,87	47,34
+140M	0,012	0,004	66,67	5,25	2,98	43,24
+200M	0,018	0,002	88,89	5,91	2,76	53,30
-200M	0,032	0,005	84,38	9,37	3,76	59,87
CALCULADA	0,029	0,004	87,24	8,63	3,50	59,44

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO, PLATA
PRUEBA N° 3
GRAFICO N° IV-9**



Prueba N° 4**Condiciones:****Molienda**

Peso de mineral	:	3 kg
Granulometria	:	70% - 200 mallas
Tiempo	:	3.55 min

Cianuración en Agitador con sistema de areación

NaCN adicionado	:	5.80 kg/TM
NaCN consumido	:	5.65 kg/TM
Cal	:	5.50 kg/TM
PH	:	11.4
Tiempo	:	48 horas

El cuadro N° IV – 14 , nos muestra la cinética de extracción del oro, plata y cobre.

El cuadro N° IV – 15, se presenta la extracción por mallas del oro, plata y cobre de la prueba N° 3.

El gráfico N° IV – 10, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro, plata y cobre.

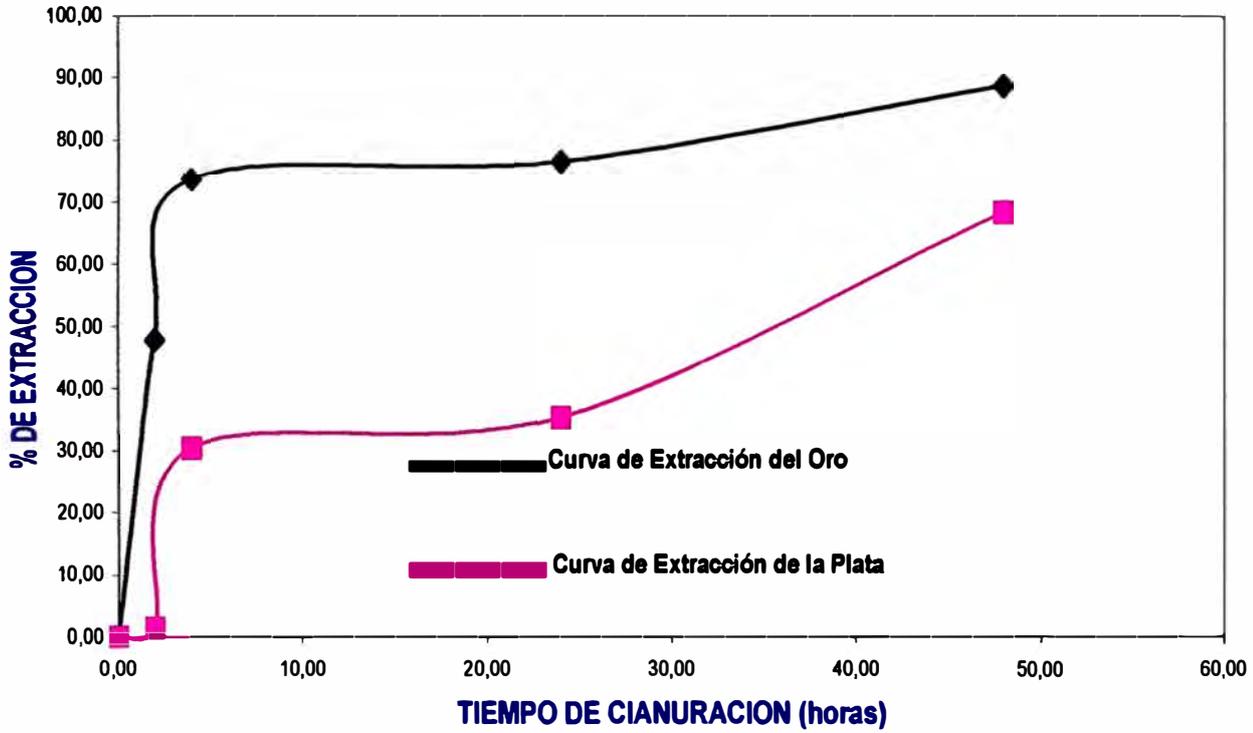
CUADRO N° IV-14.- Cinética de extracción del oro, plata y cobre, para la prueba N° 4

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)		pH	Oxígeno disuelto
	Au	Ag		
0,00	0,00	0,00		
2,00	47,74	1,38	11,40	6,40
4,00	73,78	30,40	11,05	5,50
24,00	76,60	35,45	10,60	5,80
48,00	88,73	68,30	10,50	6,40
	Au(oz/t)	Ag(oz/t)		
CABEZA	0,038	12,24		
RELAVE	0,004	3,88		

CUADRO N° IV-15.- Leyes de la cabeza y el relave y las extracciones por mallas del oro y la plata de la prueba N° 4

MALLA	ORO (oz/t)		EXTRACCION Au (%)	PLATA (oz/t)		EXTRACCION Ag (%)
	CABEZA	RELAVE		CABEZA	RELAVE	
+100M	0,012	0,003	75,00	6,83	4,37	36,02
+140M	0,012	0,003	75,00	5,25	3,60	31,43
+200M	0,018	0,003	83,33	5,91	3,63	38,58
-200M	0,032	0,004	87,50	9,37	2,33	75,13
CALCULADA	0,029	0,004	87,24	8,63	2,80	67,56

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO, PLATA
PRUEBA N° 4
GRAFICO N° IV-10**



Prueba N° 5

Condiciones: Mineral del Sector 6

Molienda

Peso de mineral : 1 kg
 Granulometria : 80% - 200 mallas
 Tiempo : 5 min

Cianuración en botellas

Fuerza de NaCN : 0.50 gr/lt
 NaCN consumido : 2.45 kg/TM
 Cal : 6.89 kg/TM
 PH : 10.5 - 11
 Tiempo : 72 horas

Las leyes de la cabeza y el relave de la prueba se muestra a continuación.

MUESTRA	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	Sb (ppm)
Cabeza	1.05	432	0.21	0.19	1.13	0.18	7.97	880
Relave	0.24	249						

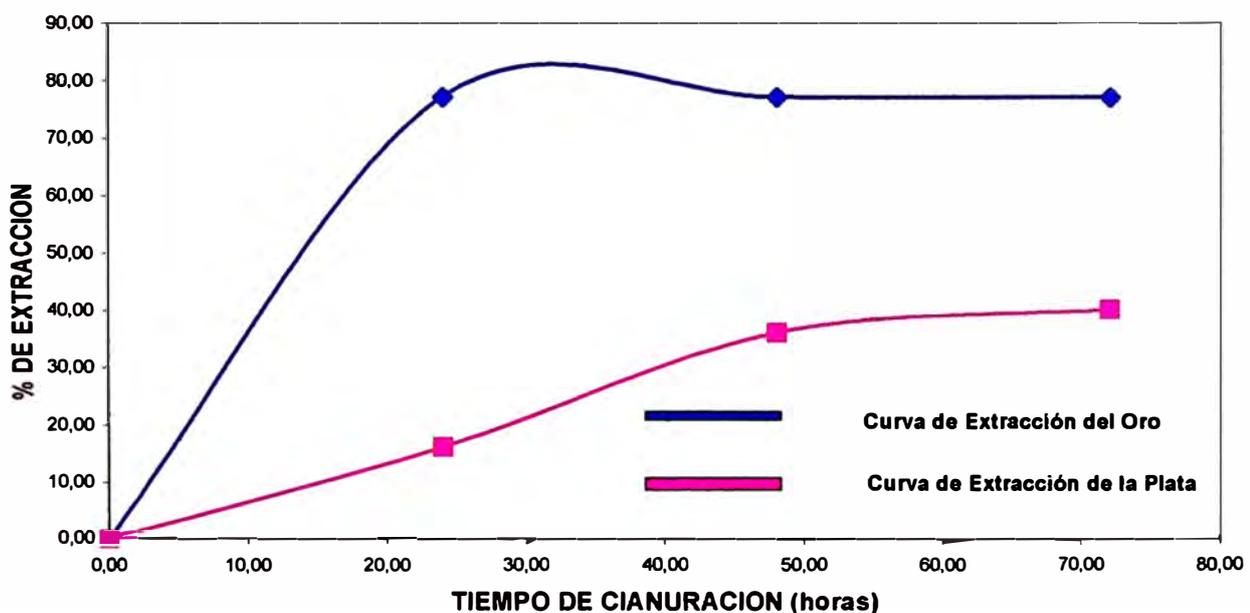
El cuadro N° IV – 16 , nos muestra la cinética de extracción del oro.

El gráfico N° IV – 11, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro y la plata.

CUADRO N° IV-16.- Cinética de extracción del oro, plata, para la prueba N° 5.

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)	
	Au	Ag
0,00	0,00	0,00
24,00	77,00	16,00
48,00	77,00	36,00
72,00	77,00	40,10

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO Y PLATA
PRUEBA N° 5
GRAFICO N° IV-11**



Prueba N° 6**Condiciones: Mineral del Sector 6****Molienda**

Peso de mineral	:	1 kg
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Tiempo	:	5 min

Cianuración en botellas

Fuerza de NaCN	:	1.00 gr/lt
NaCN consumido	:	5.21 kg/TM
Cal	:	6.44 kg/TM
PH	:	10.5 - 11
Tiempo	:	72 horas

Las leyes de la cabeza y el relave de la prueba se muestra a continuación.

MUESTRA	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	Sb (ppm)
Cabeza	1.05	432	0.21	0.19	1.13	0.18	7.97	880
Relave	0.24	167						

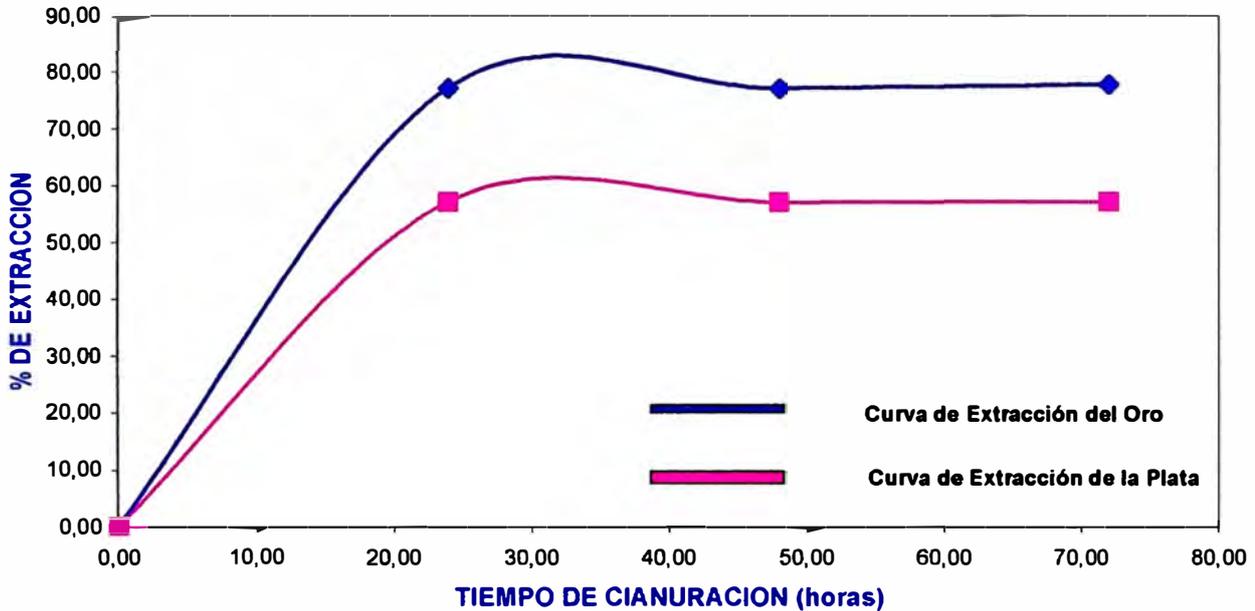
El cuadro N° IV – 17 , nos muestra la cinética de extracción del oro.

El gráfico N° IV – 12, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro y la plata.

CUADRO N° IV-17.- Cinética de extracción del oro, plata, para la prueba N° 6.

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)	
	Au	Ag
0,00	0,00	0,00
24,00	77,00	57,00
48,00	77,00	57,00
72,00	77,90	57,30

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO Y PLATA
PRUEBA N° 6
GRAFICO N° IV-12**



Prueba N° 7

Condiciones: Mineral del Sector 6

Molienda

Peso de mineral : 1 kg
 Granulometria : 80% - 200 mallas
 Tiempo : 5 min

Cianuración en botellas

Fuerza de NaCN : 2.00 gr/lit
 NaCN consumido: 6.21 kg/TM
 Cal : 6.14 kg/TM
 PH : 10.5 - 11
 Tiempo : 72 horas

Las leyes de la cabeza y el relave de la prueba se muestra a continuación.

MUESTRA	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	Sb (ppm)
Cabeza	1.05	432	0.21	0.19	1.13	0.18	7.97	880
Relave	0.16	135						

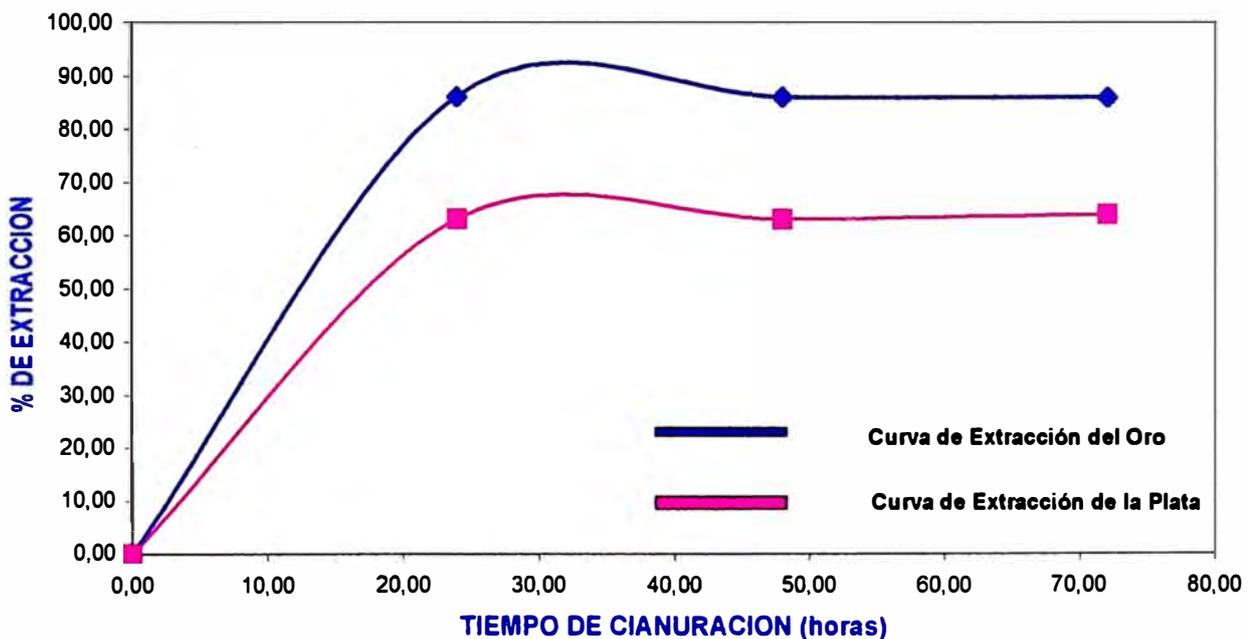
El cuadro N° IV – 18 , nos muestra la cinética de extracción del oro.

El gráfico N° IV – 13, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro y la plata.

CUADRO N° IV-18.- Cinética de extracción del oro, plata, para la prueba N° 7.

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)	
	Au	Ag
0,00	0,00	0,00
24,00	86,00	63,00
48,00	86,00	63,00
72,00	85,90	63,90

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO Y PLATA
PRUEBA N° 7
GRAFICO N° IV-13**



Prueba N° 8**Condiciones: Mineral del Sector 7****Molienda**

Peso de mineral	:	1 kg
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Tiempo	:	5 min

Cianuración en botellas

Fuerza de NaCN	:	0.50 gr/lt
NaCN consumido	:	3.32 kg/TM
Cal	:	8.43 kg/TM
PH	:	10.5 - 11
Tiempo	:	72 horas

Las leyes de la cabeza y el relave de la prueba se muestra a continuación.

MUESTRA	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	Sb (ppm)
Cabeza	1.16	377	0.29	0.19	1.15	0.18	8.33	765
Relave	0.28	273						

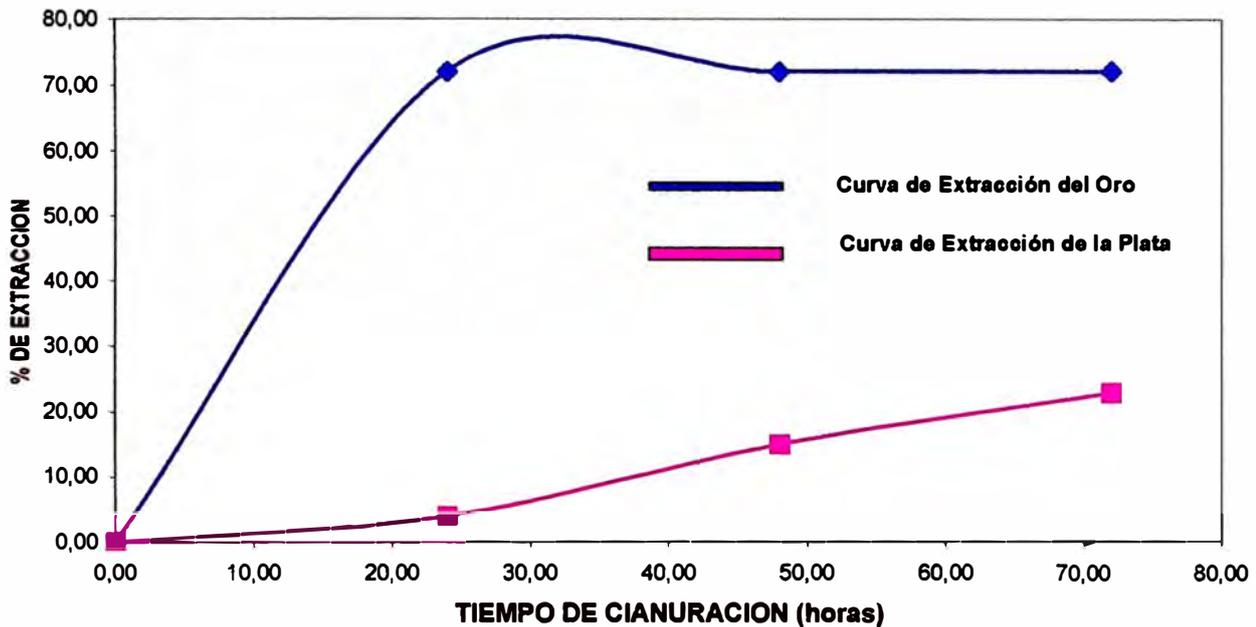
El cuadro N° IV – 19 , nos muestra la cinética de extracción del oro.

El gráfico N° IV – 14, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro y la plata.

CUADRO N° IV-19.- Cinética de extracción del oro, plata, para la prueba N° 8.

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)	
	Au	Ag
0,00	0,00	0,00
24,00	72,00	4,00
48,00	72,00	15,00
72,00	72,10	22,90

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO Y PLATA
PRUEBA N° 8
GRAFICO N° IV-14**



Prueba N° 9

Condiciones: Mineral del Sector 7

Molienda

Peso de mineral : 1 kg
 Granulometria : 80% - 200 mallas
 Tiempo : 5 min

Cianuración en botellas

Fuerza de NaCN : 1.00 gr/lit
 NaCN consumido : 5.81 kg/TM
 Cal : 5.39 kg/TM
 PH : 10.5 - 11
 Tiempo : 72 horas

Las leyes de la cabeza y el relave de la prueba se muestra a continuación.

MUESTRA	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	Sb (ppm)
Cabeza	1.16	377	0.29	0.19	1.15	0.18	8.33	765
Relave	0.24	143						

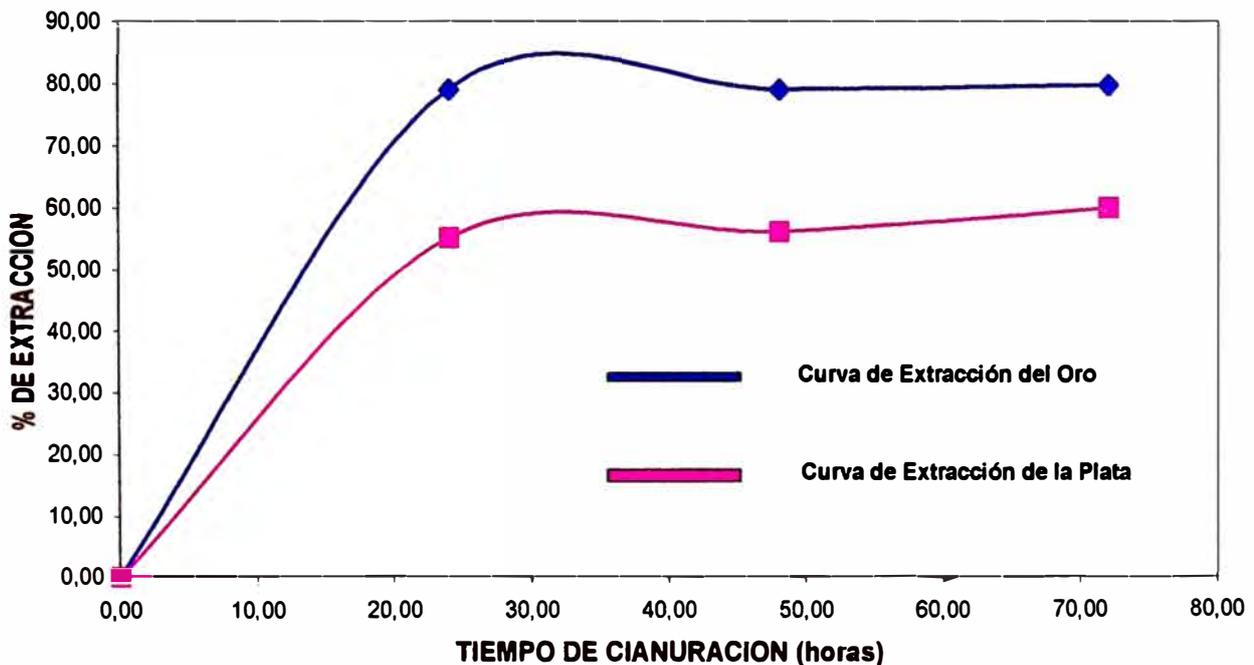
El cuadro N° IV – 20 , nos muestra la cinética de extracción del oro.

El gráfico N° IV – 15, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro y la plata.

CUADRO N° IV-20.- Cinética de extracción del oro, plata, para la prueba N° 9.

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)	
	Au	Ag
0,00	0,00	0,00
24,00	79,00	55,00
48,00	79,00	56,00
72,00	79,60	59,70

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO Y PLATA
PRUEBA N° 9
GRAFICO N° IV-15**



Prueba N° 10**Condiciones: Mineral del Sector 7****Molienda**

Peso de mineral	:	1 kg
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Tiempo	:	5 min

Cianuración en botellas

Fuerza de NaCN	:	2.00 gr/lt
NaCN consumido:		7.06 kg/TM
Cal	:	5.74 kg/TM
PH	:	10.5 - 11
Tiempo	:	72 horas

Las leyes de la cabeza y el relave de la prueba se muestra a continuación.

MUESTRA	Au (g/t)	Ag (g/t)	Cu (%)	As (%)	Pb (%)	Zn (%)	Fe (%)	Sb (ppm)
Cabeza	1.16	377	0.29	0.19	1.15	0.18	8.33	765
Relave	0.29	138						

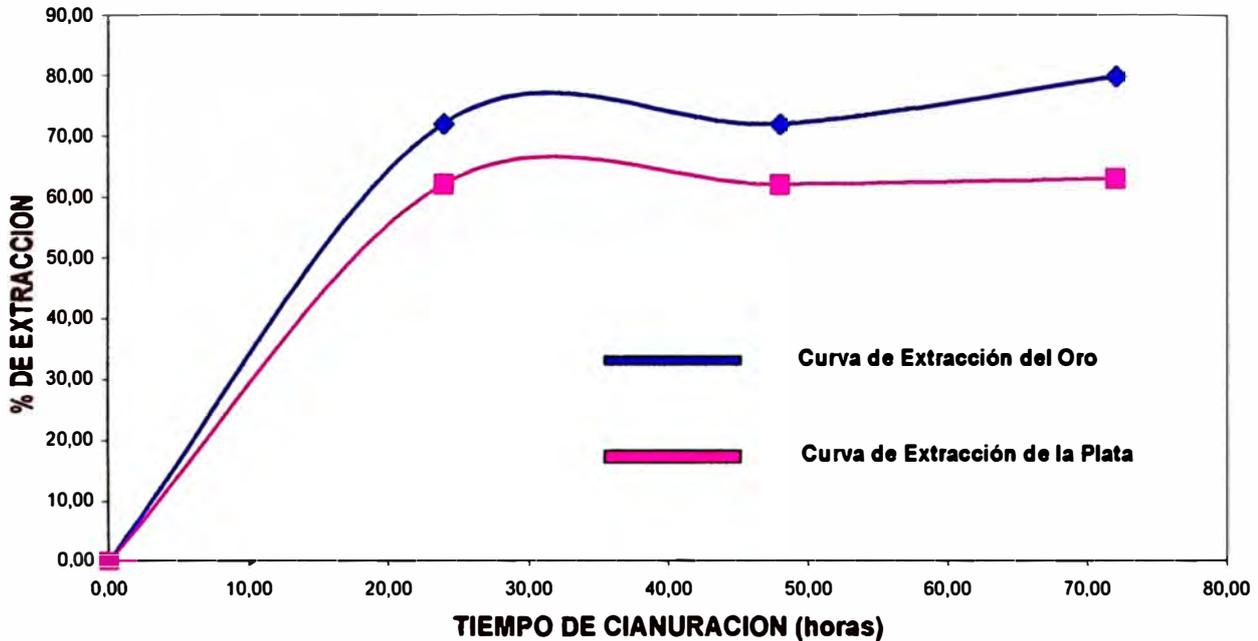
El cuadro N° IV – 21 , nos muestra la cinética de extracción del oro.

El gráfico N° IV – 16, se gráfica las curvas cinéticas de extracción del oro y la plata.

CUADRO N° IV-21.- Cinética de extracción del oro, plata, para la prueba N° 10

TIEMPO DE CIANURACION (HR)	EXTRACCIONES (%)	
	Au	Ag
0,00	0,00	0,00
24,00	72,00	62,00
48,00	72,00	62,00
72,00	80,00	63,10

**CINETICA DE EXTRACCION DEL ORO Y PLATA
PRUEBA N° 10
GRAFICO N° IV-16**



4.4.2 PRUEBAS DE SEDIMENTACION

Las pruebas de sedimentación se realizarán empleando dos tipos de relaves: del Sector 6 y Sector 7.

Los floculantes a emplearse son:

- Allied Colloids Percol 351 (no iónico)
- Allied Colloids Percol 156 (aniónico con gran peso molecular)

Prueba de sedimentación N° 1

Tipo de mineral : Sector 6

Condiciones

Peso de mineral : 596.8 gr
 Granulometría : 80% - 200 mallas
 Gravedad específica : 2.96 gr/cc
 Peso inicial de pulpa : 2383 gr

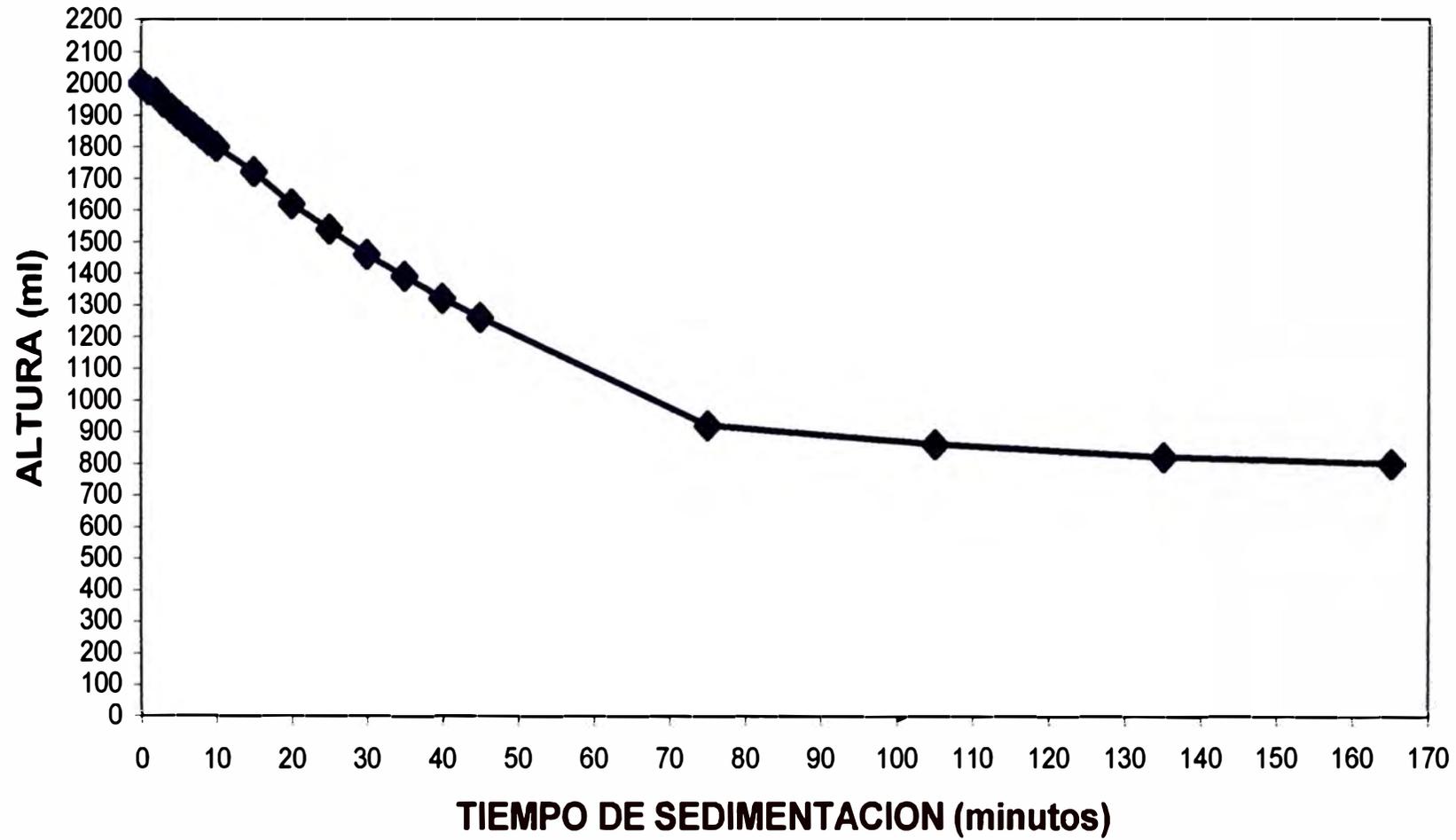
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	7.5
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1192 gr/lit
Porcentaje de sólidos	:	24.3%
Floculante	:	sin floculante

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 22 y el gráfico N° IV – 17.

CUADRO N° IV-22.- Prueba de sedimentación N° 1.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1980
2	1970
3	1940
4	1920
5	1900
6	1880
7	1860
8	1840
9	1820
10	1800
15	1720
20	1620
25	1540
30	1460
35	1390
40	1320
45	1260
75	920
105	860
135	820
165	800
1440	690

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 1
SECTOR 6 - SIN FLOCULANTE
GRAFICO N° IV - 17



Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1304 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	35. 2%
Densidad de pulpa final	:	1573 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	55.0%
Velocidad de sedimentación	:	0.091 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.471 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 17, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1300 ml
Corresponde a X	:	75 min
Slope de la tangente en Y	:	500 ml
Slope de la tangente en X	:	100 min

Prueba de sedimentación N° 2

Tipo de mineral	:	Sector 6
Condiciones		
Peso de mineral	:	585.6 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.96 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2362 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	7.5
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1181 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	23.1%
Floculante		Allied Colloids
Percol 351	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 23 y el gráfico N° IV – 18.

CUADRO N° IV-23.- Prueba de sedimentación N° 2.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1800
2	1640
3	1420
4	1380
5	1300
6	1240
7	1180
8	1140
9	1110
10	1080
15	1000
20	930
25	890
30	860
35	830
40	800
45	780
75	720
105	680
135	660
165	650
1440	640

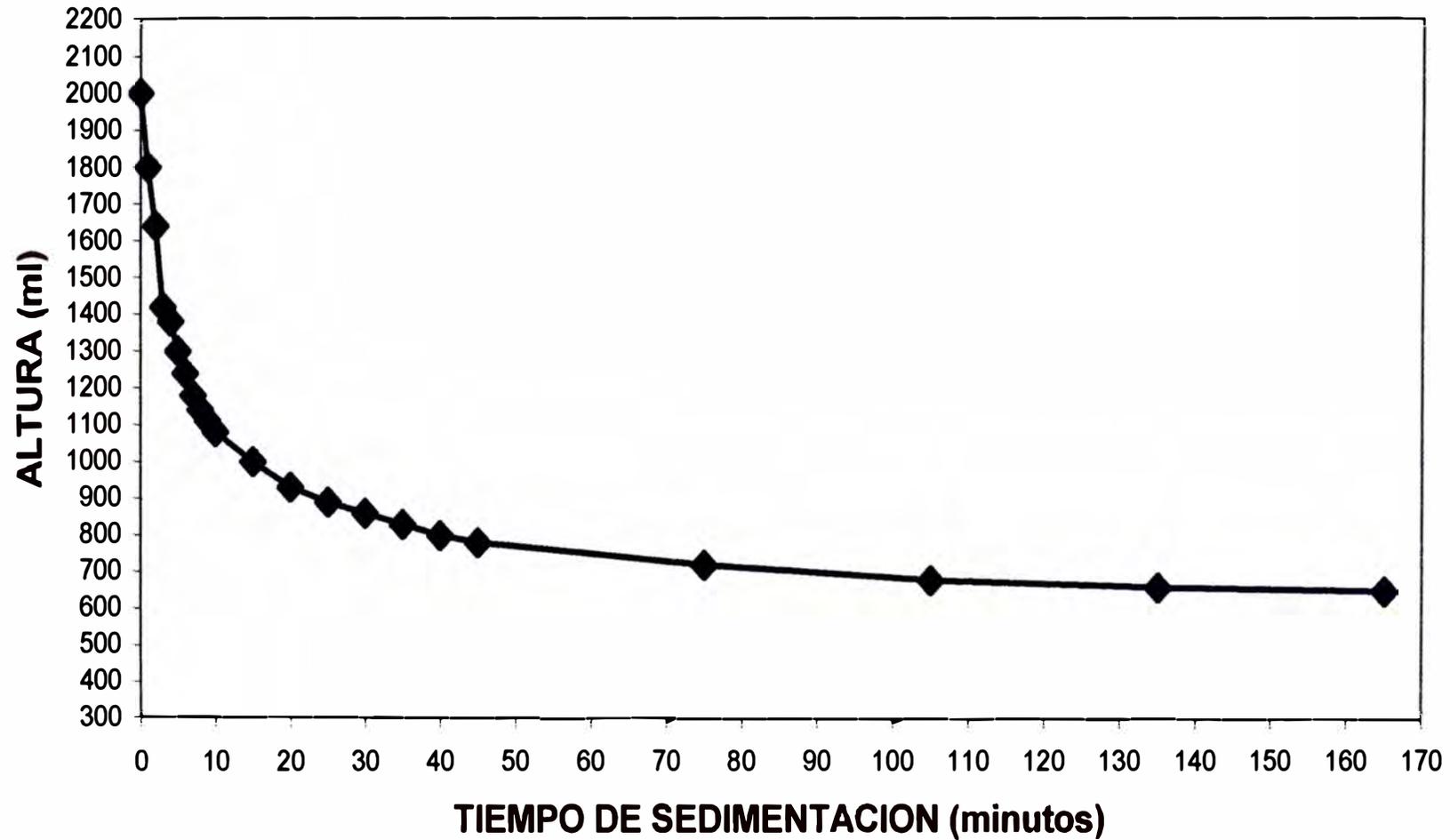
Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1373 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	41.0%
Densidad de pulpa final	:	1606 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	57.0%
Velocidad de sedimentación	:	0.112 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.256 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 18, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1040 ml
Corresponde a X	:	32 min
Slope de la tangente en Y	:	400 ml
Slope de la tangente en X	:	65 min

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 2
FLOCULANTE 351 - 10 gr/lit
GRAFICO N° IV - 18



Prueba de sedimentación N° 3

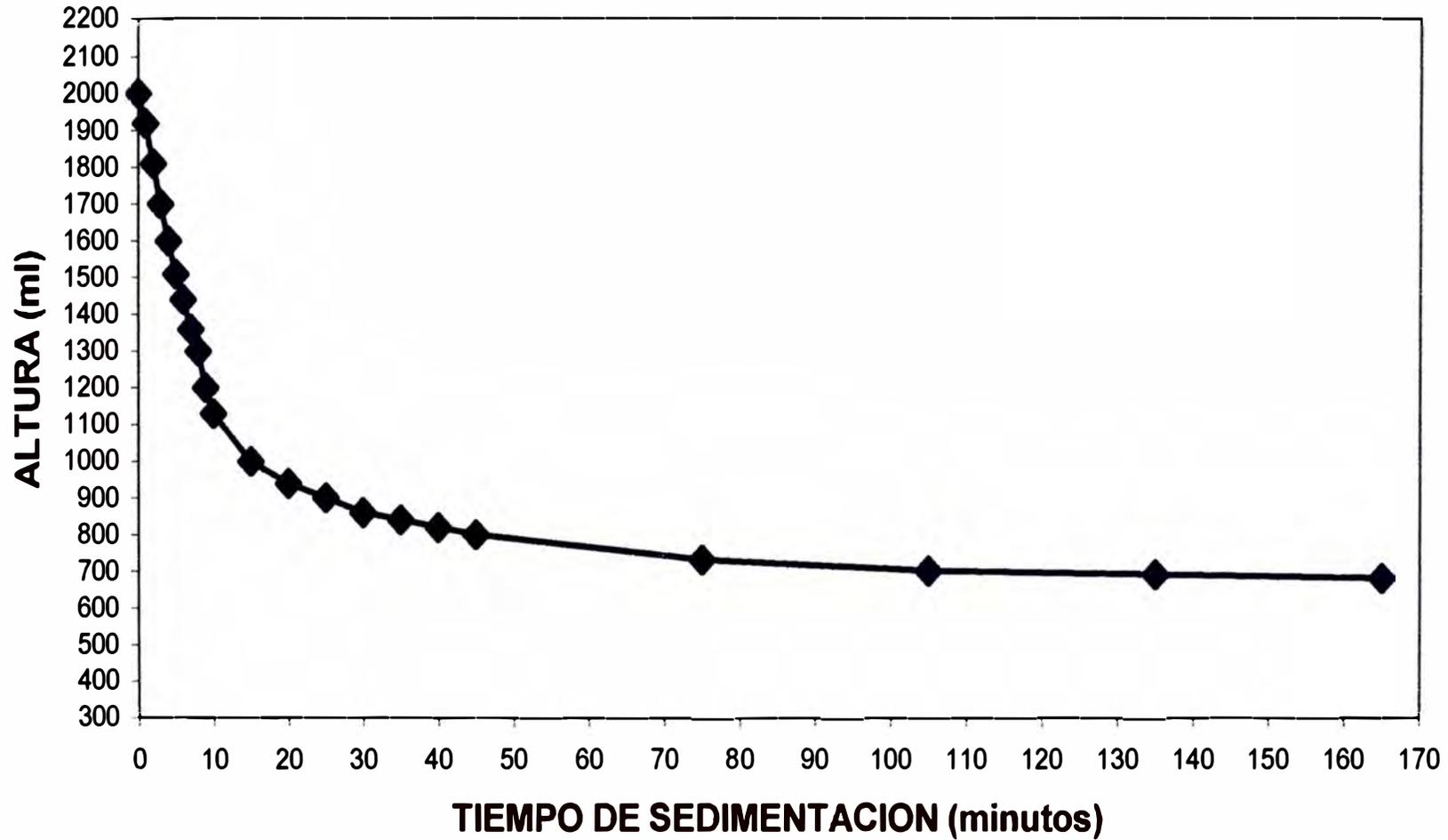
Tipo de mineral	:	Sector 6
Condiciones		
Peso de mineral	:	582.3 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.96 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2352 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	7.5
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1176 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	22.6%
Floculante		Allied Colloids
Percol 156	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 24 y el gráfico N° IV – 19.

CUADRO N° IV-24.- Prueba de sedimentación N° 3.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1920
2	1810
3	1700
4	1600
5	1510
6	1440
7	1360
8	1300
9	1200
10	1130
15	1000
20	940
25	900
30	860
35	840
40	820
45	800
75	730
105	700
135	690
165	680
1440	660

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 3
FLOCULANTE 156 - 10 gr/lit
GRAFICO N° IV - 19



Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1354 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	39.5%
Densidad de pulpa final	:	1584 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	55.7%
Velocidad de sedimentación	:	0.141 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.219 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 19, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1090 ml
Corresponde a X	:	25 min
Slope de la tangente en Y	:	420 ml
Slope de la tangente en X	:	54 min

Prueba de sedimentación N° 4

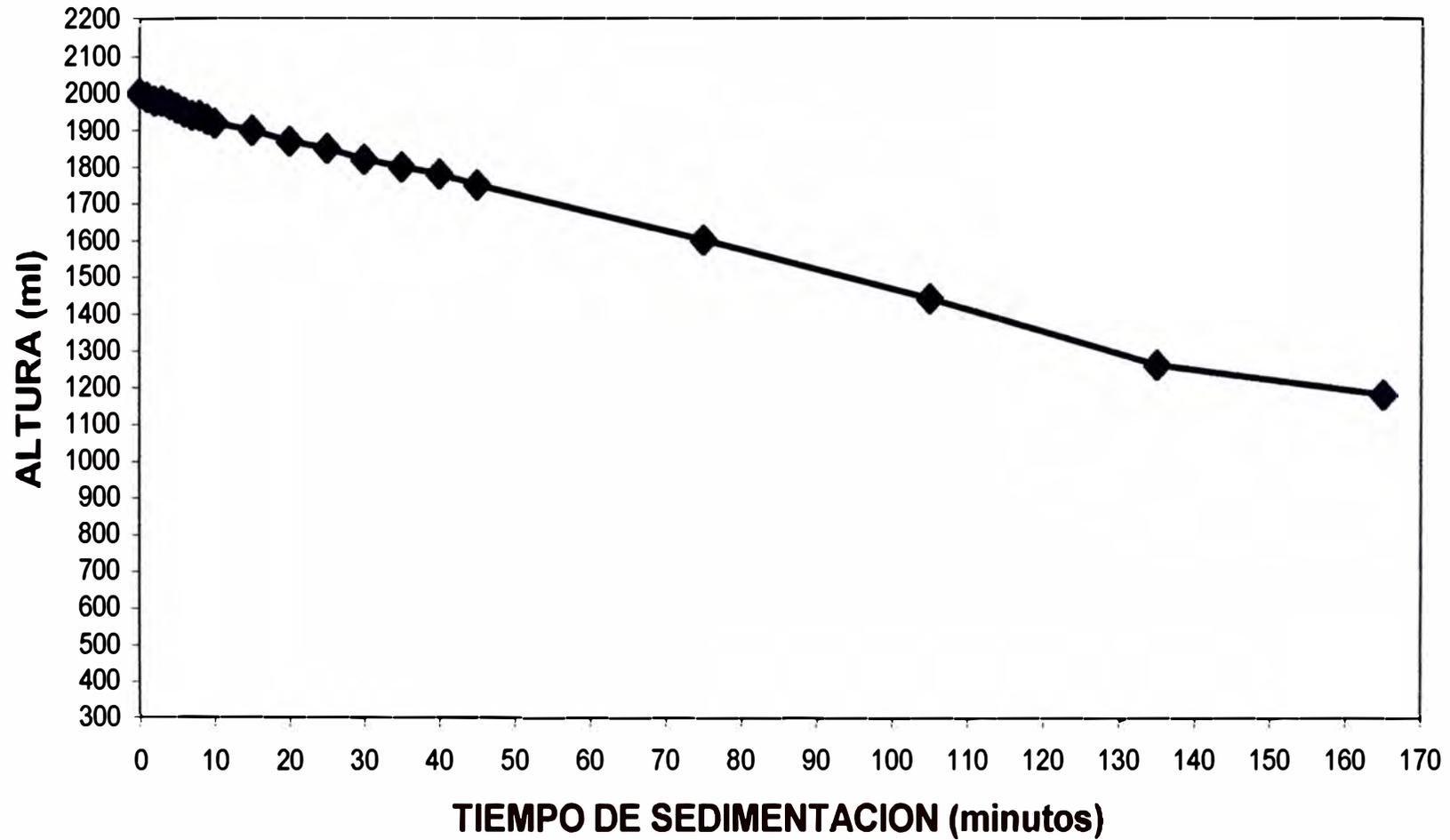
Tipo de mineral	:	Sector 6
-----------------	---	----------

Condiciones

Peso de mineral	:	924.2 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.96 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2566.4 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1283 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	33.3%
Floculante	:	sin floculante

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 25 y el gráfico N° IV – 20.

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 4
SECTOR 6 - SIN FLOCULANTE
GRAFICO N° IV - 20



CUADRO N° IV-25.- Prueba de sedimentación N° 4.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1980
4	1970
5	1960
6	1950
7	1940
8	1940
9	1930
10	1920
15	1900
20	1870
25	1850
30	1820
35	1800
40	1780
45	1750
75	1600
105	1440
135	1260
165	1180
1440	1000

Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1314 gr/lit
Porcentaje de sólidos inicial	:	36.1%
Densidad de pulpa final	:	1612 gr/lit
Porcentaje de sólidos final	:	57.3%
Velocidad de sedimentación	:	0.073 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.595 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 20, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1950 ml
Corresponde a X	:	165 min
Slope de la tangente en Y	:	900 ml
Slope de la tangente en X	:	165 min

Prueba de sedimentación N° 5

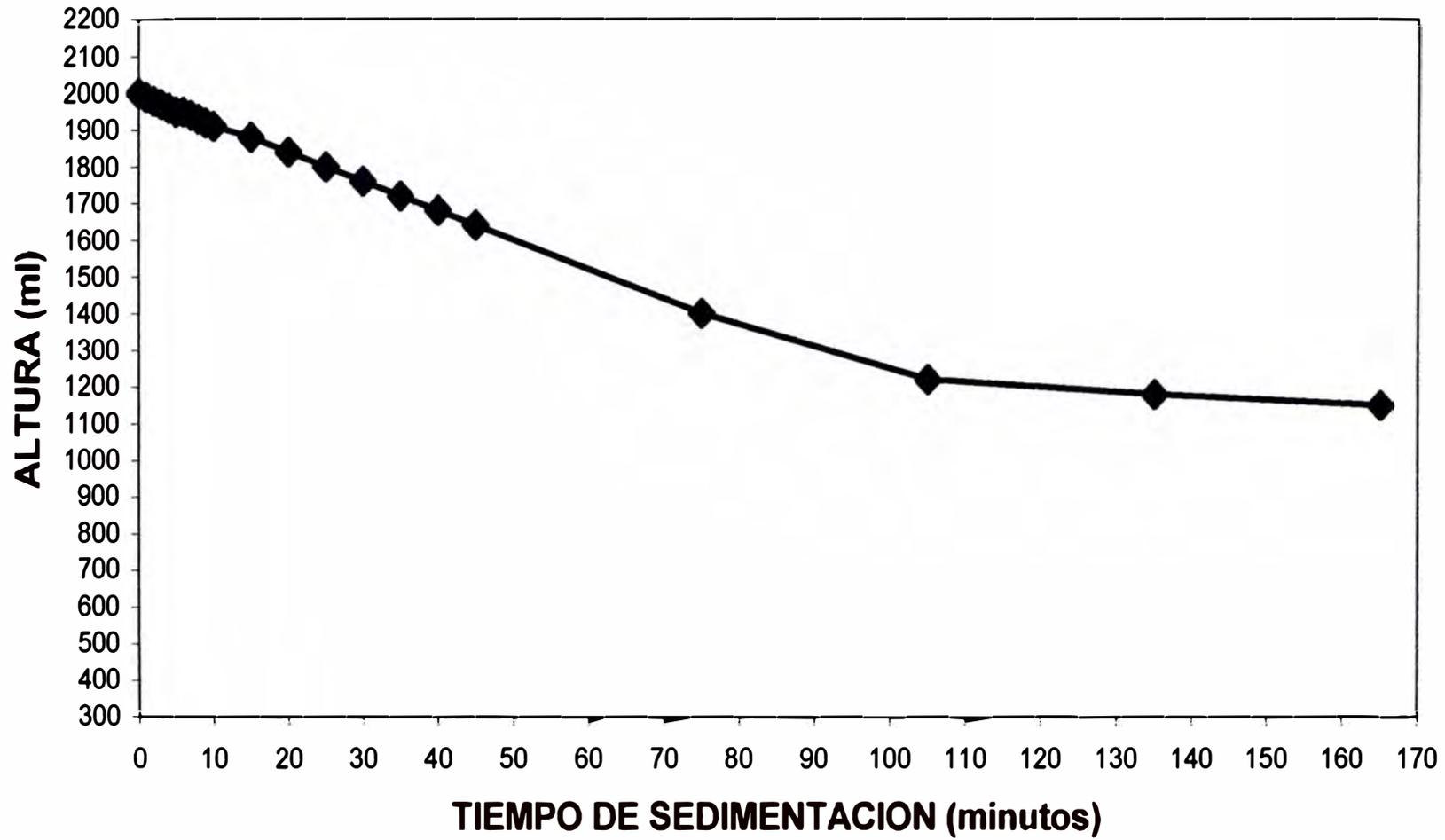
Tipo de mineral	:	Sector 6
Condiciones		
Peso de mineral	:	932.6 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.96 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2585.2 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1293 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	34.2%
Floculante		Allied Colloids
Percol 351	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 26 y el gráfico N° IV – 21.

CUADRO N° IV-26.- Prueba de sedimentación N° 5.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1970
4	1960
5	1950
6	1950
7	1940
8	1930
9	1920
10	1910
15	1880
20	1840
25	1800
30	1760
35	1720
40	1680
45	1640
75	1400
105	1220
135	1180
165	1150
1440	995

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 5
SECTOR 6 - FLOCULANTE 351-10 g/lit
GRAFICO N° IV - 21



Zona de compresión	
Densidad de pulpa inicial	1393 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	42.6%
Densidad de pulpa final	1621 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	57.8%
Velocidad de sedimentación	0.103 m/hr
Area unitaria de espesado	0.251 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 21, se obtiene:

Intersección de la Tangente	1570 ml
Corresponde a X	104 min
Slope de la tangente en Y	420 ml
Slope de la tangente en X	127 min

Prueba de sedimentación N° 6

Tipo de mineral	Sector 6
-----------------	----------

Condiciones

Peso de mineral	940.8 gr
Granulometria	80% - 200 mallas
Gravedad específica	2.96 gr/cc
Peso inicial de pulpa	2584.3 gr
Volumen inicial de pulpa	2000 ml
PH	10
Altura inicial de pulpa	38 cm
Densidad inicial de pulpa	1292 gr/lt
Porcentaje de sólidos	34.1%
Floculante Allied Colloids	
Percol 351	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 27 y el gráfico N° IV – 22.

CUADRO N° IV-27.- Prueba de sedimentación N° 6.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1980
4	1970
5	1960
6	1950
7	1940
8	1938
9	1930
10	1920
15	1880
20	1850
25	1810
30	1770
35	1730
40	1680
45	1650
75	1390
105	1220
135	1180
165	1150
1440	1000

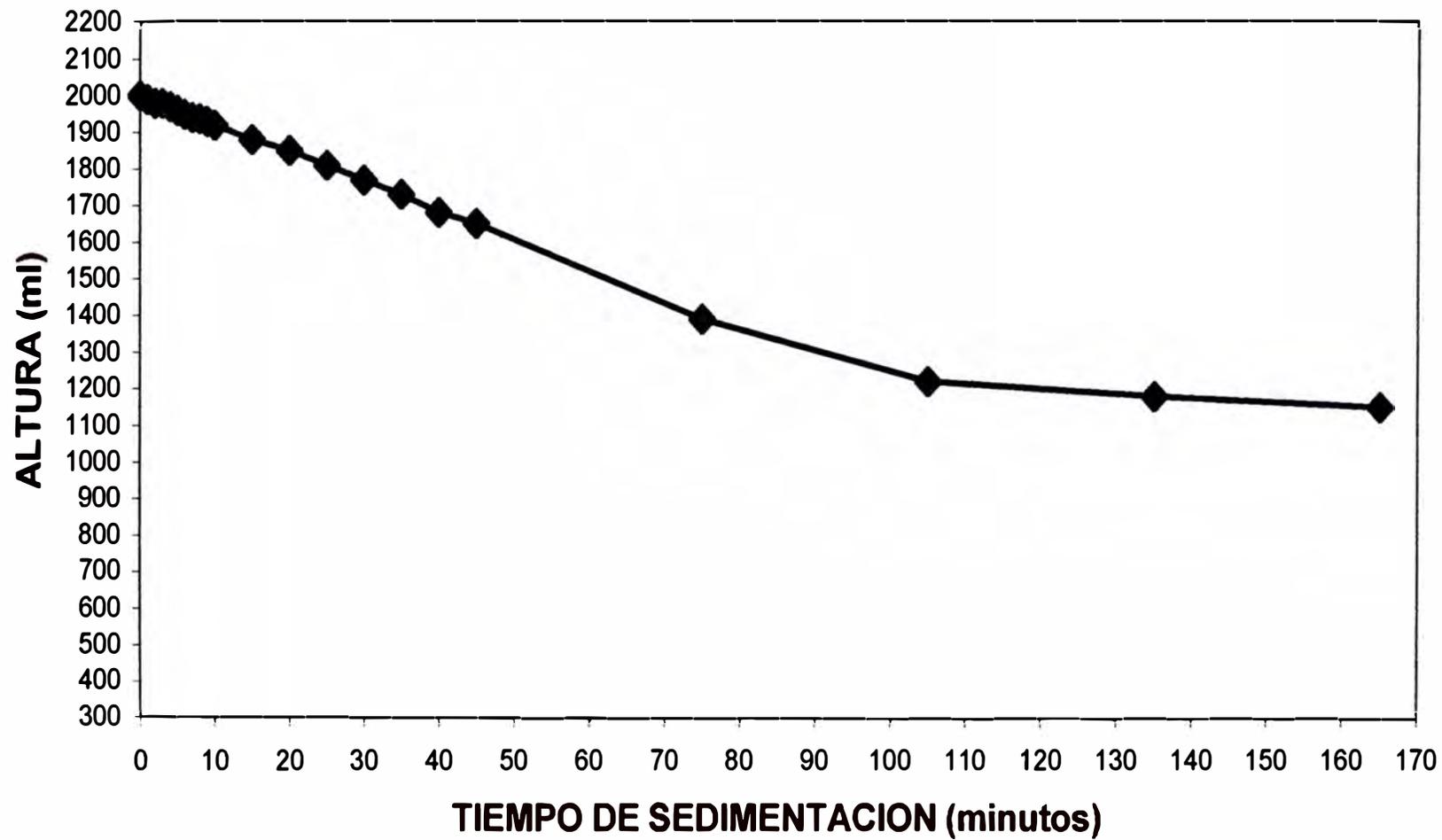
Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1380 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	41.6%
Densidad de pulpa final	:	1623 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	58.0%
Velocidad de sedimentación	:	0.097 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.294 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 22, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1640 ml
Corresponde a X	:	105 min
Slope de la tangente en Y	:	600 ml
Slope de la tangente en X	:	122 min

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 6
SECTOR 6 - FLOCULANTE 351
GRAFICO N° IV - 22



Prueba de sedimentación N° 7

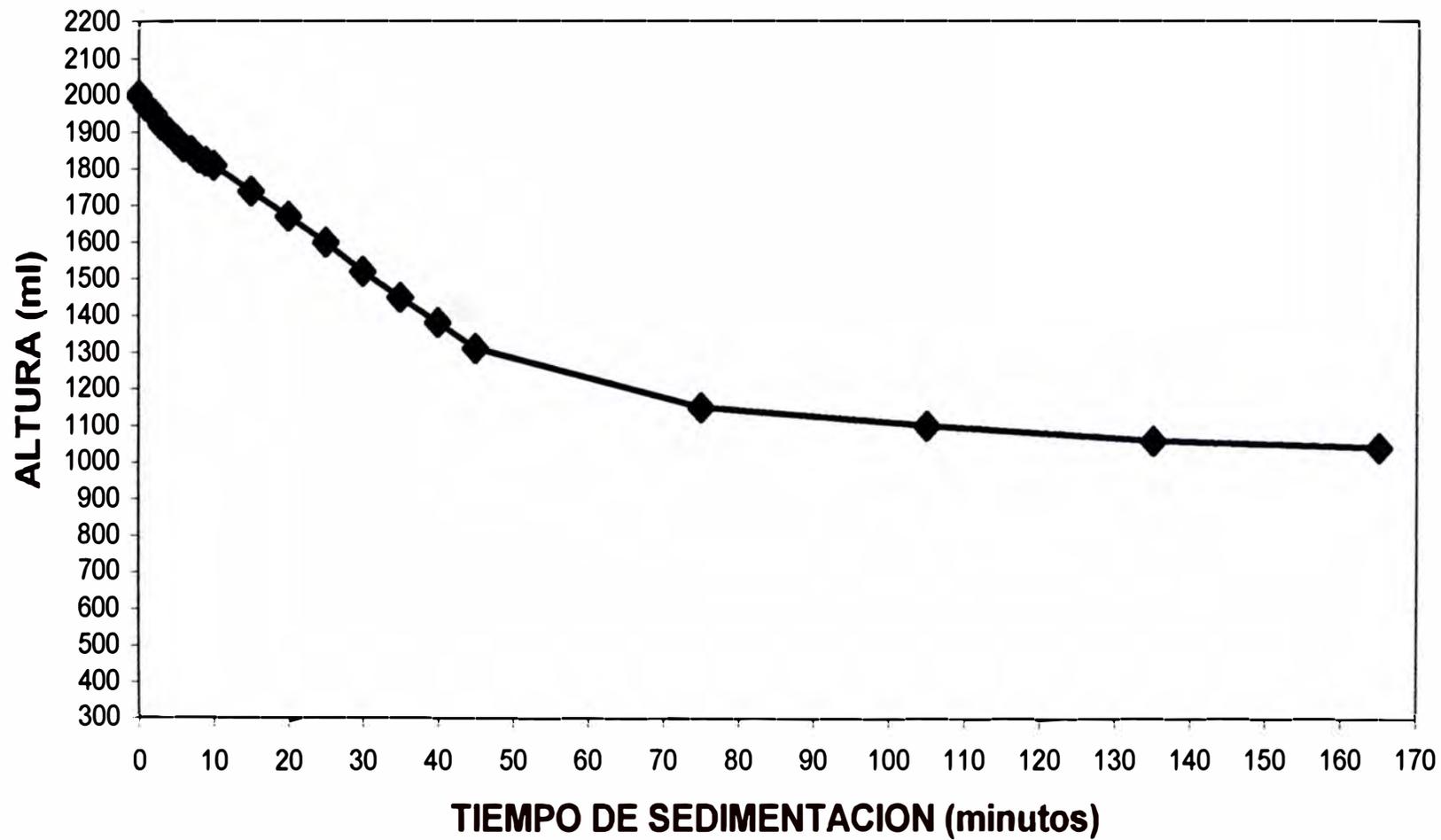
Tipo de mineral	:	Sector 6
Condiciones		
Peso de mineral	:	932.6 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2. 96gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2513.4 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1257 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	30.8%
Floculante		Allied Colloids
Percol 156	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 28 y el gráfico N° IV – 23.

CUADRO N° IV-28.- Prueba de sedimentación N° 7.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1970
2	1950
3	1920
4	1900
5	1880
6	1860
7	1850
8	1830
9	1820
10	1810
15	1740
20	1670
25	1600
30	1520
35	1450
40	1380
45	1310
75	1150
105	1100
135	1060
165	1040
1440	920

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 7
SECTOR 6 - FLOCULANTE 156 10 gr/lt
GRAFICO N° IV - 23



Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1401 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	43.2%
Densidad de pulpa final	:	1671 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	60.70%
Velocidad de sedimentación	:	0.122 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.228 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 23, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1540 ml
Corresponde a X	:	60 min
Slope de la tangente en Y	:	510 ml
Slope de la tangente en X	:	96 min

Prueba de sedimentación N° 8

Tipo de mineral	:	Sector 7
-----------------	---	----------

Condiciones

Peso de mineral	:	612.3 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.96 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2369 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1185 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	23.7%
Floculante	:	sin floculante

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 29 y el gráfico N° IV – 24.

CUADRO N° IV-29.- Prueba de sedimentación N° 8.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1960
4	1940
5	1920
6	1910
7	1900
8	1880
9	1860
10	1840
15	1760
20	1680
25	1610
30	1540
35	1480
40	1410
45	1350
75	1000
105	860
135	830
165	800
1440	690

Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial : 1298 gr/lt

Zona de compresión

Porcentaje de sólidos inicial : 34.9%

Densidad de pulpa final : 1583 gr/lt

Porcentaje de sólidos final : 56.0%

Velocidad de sedimentación : 0.093 m/hr

Area unitaria de espesado : 0.228 m²/t/d

Del gráfico N° IV – 24, se obtiene:

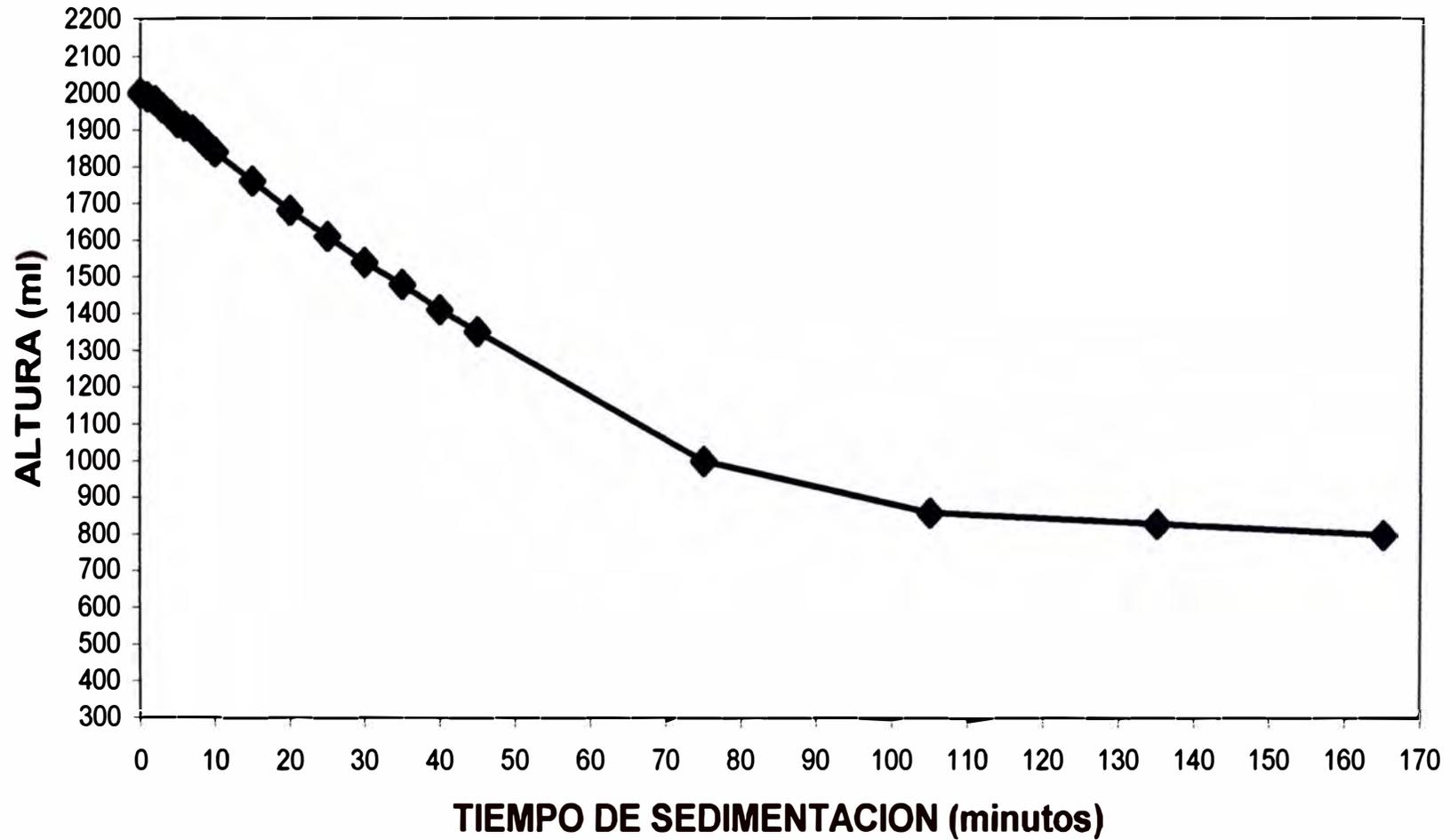
Intersección de la Tangente : 1350 ml

Corresponde a X : 74 min

Slope de la tangente en Y : 560 ml

Slope de la tangente en X : 97 min

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 8
SECTOR 7 - SIN FLOCULANTE
GRAFICO N° IV - 24



Prueba de sedimentación N° 9

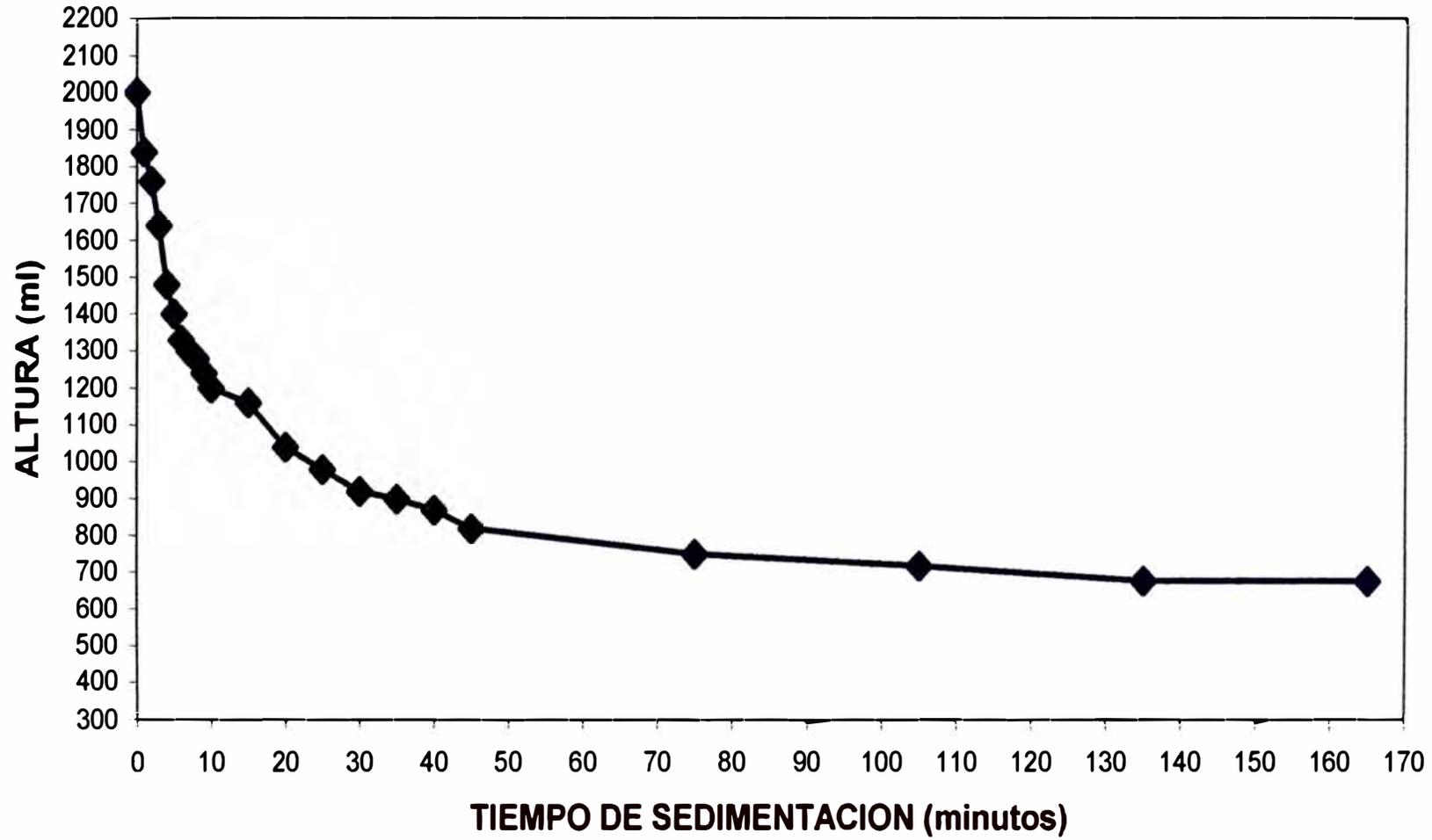
Tipo de mineral	:	Sector 7
Condiciones		
Peso de mineral	:	604.4 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.96 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2374 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	44 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1187 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	24.0%
Floculante		Allied Colloids
Percol 351	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 30 y el gráfico N° IV – 25.

CUADRO N° IV-30.- Prueba de sedimentación N° 9.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1840
2	1760
3	1640
4	1480
5	1400
6	1330
7	1300
8	1280
9	1240
10	1200
15	1160
20	1040
25	980
30	920
35	900
40	870
45	820
75	750
105	720
135	680
165	680
1440	660

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 9
SECTOR 7 - MAGNAFLOC 155-10 g/l
GRAFICO N° IV - 25



Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1355 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	39.8%
Densidad de pulpa final	:	1602 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	57.2%
Velocidad de sedimentación	:	0.153 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.209 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 25, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1120 ml
Corresponde a X	:	25 min
Slope de la tangente en Y	:	460 ml
Slope de la tangente en X	:	57 min

Prueba de sedimentación N° 10

Tipo de mineral	:	Sector 7
Condiciones		
Peso de mineral	:	604.1 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.92 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2383 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	44 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1192 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	24.4%
Floculante Allied Colloids		
Percol 156	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 31 y el gráfico N° IV – 26.

CUADRO N° IV-31.- Prueba de sedimentación N° 10.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1940
2	1880
3	1820
4	1740
5	1680
6	1620
7	1560
8	1510
9	1460
10	1380
15	1080
20	1020
25	960
30	940
35	900
40	880
45	860
75	780
105	740
135	720
165	720
1440	690

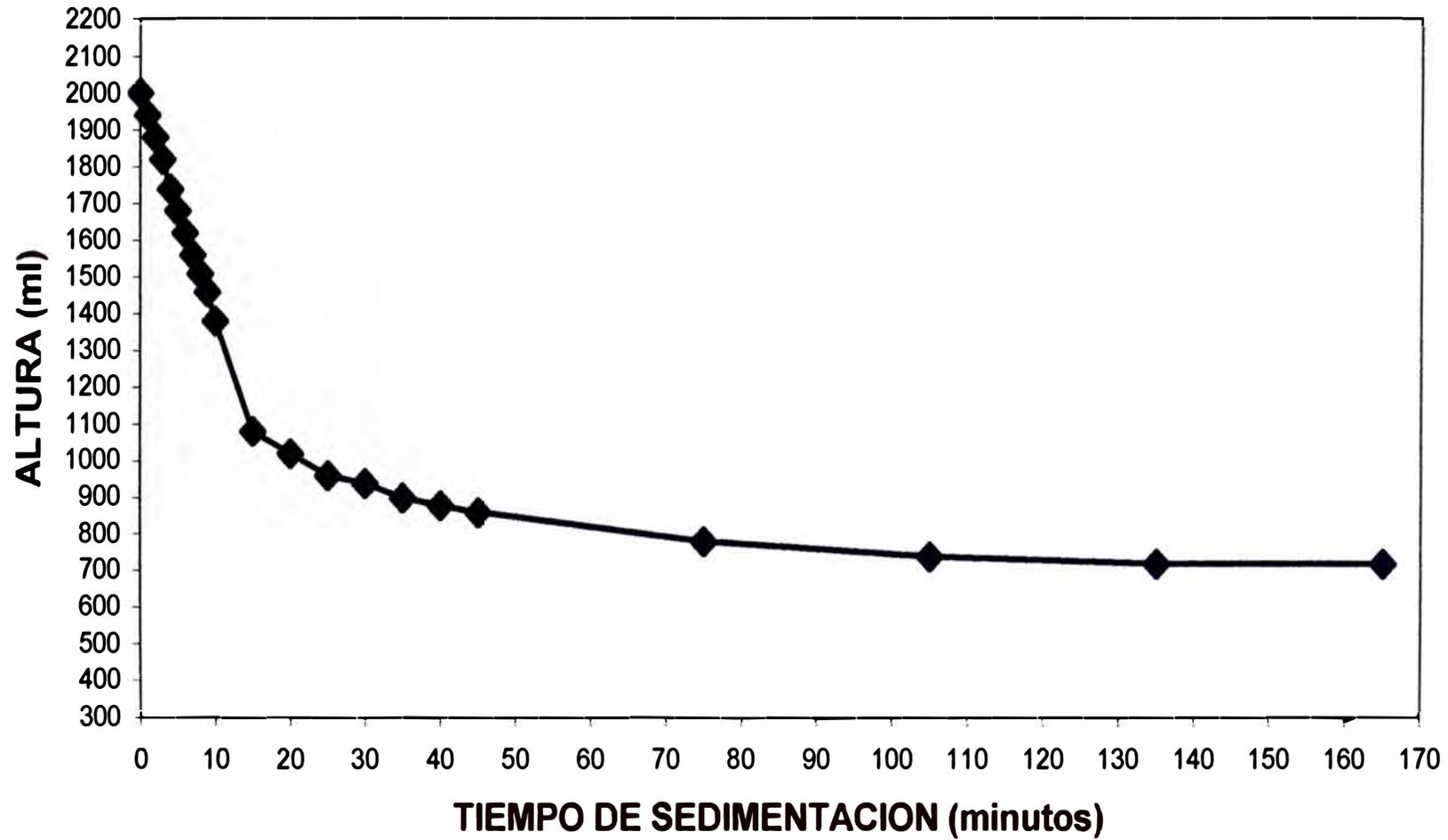
Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1355 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	39.8%
Densidad de pulpa final	:	1576 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	55.6%
Velocidad de sedimentación	:	0.156 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.192 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 22, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1120 ml
Corresponde a X	:	31 min
Slope de la tangente en Y	:	400 ml
Slope de la tangente en X	:	61 min

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 10
SECTOR 7 - FLOCULANTE MAGNAFLOC 455-10 gr/lt
GRAFICO N° IV - 26



Prueba de sedimentación N° 11

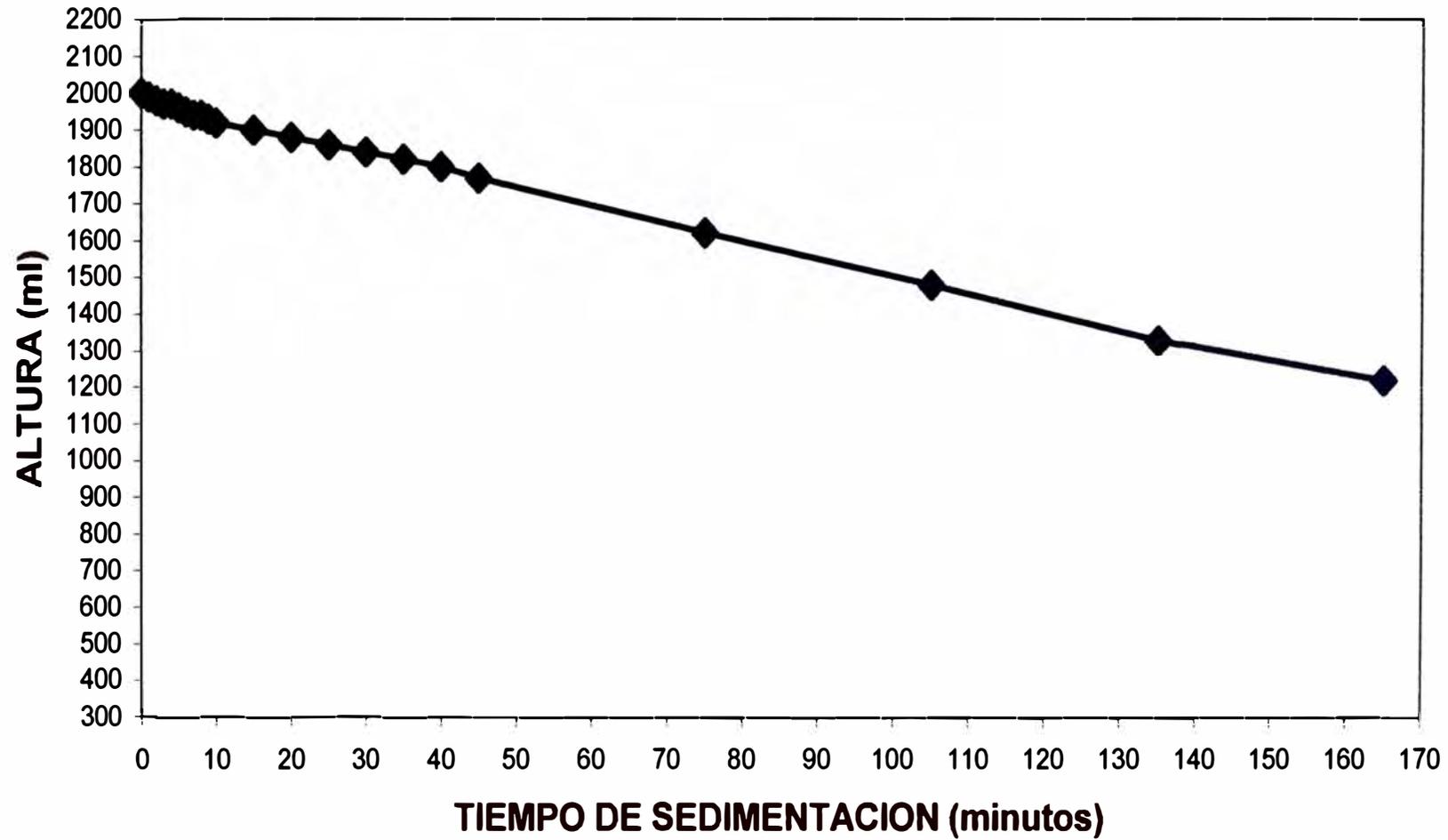
Tipo de mineral	:	Sector 7
Condiciones		
Peso de mineral	:	974.1 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.92 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2602.9 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1301 gr/lit
Porcentaje de sólidos	:	35.2%
Floculante	:	sin floculante

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 32 y el gráfico N° IV – 27.

CUADRO N° IV-32.- Prueba de sedimentación N° 11.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1970
4	1970
5	1960
6	1950
7	1940
8	1940
9	1930
10	1920
15	1900
20	1880
25	1860
30	1840
35	1820
40	1800
45	1770
75	1620
105	1480
135	1330
165	1220
1440	1030

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 11
SECTOR 7 - SIN FLOCULANTE
GRAFICO N° IV - 27



Zona de compresión		
Densidad de pulpa inicial	:	1323 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	37.2%
Densidad de pulpa final	:	1622 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	58.3%
Velocidad de sedimentación	:	0.062 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.665 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 27, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1980 ml
Corresponde a X	:	200 min
Slope de la tangente en Y	:	900 ml
Slope de la tangente en X	:	200 min

Prueba de sedimentación N° 12

Tipo de mineral	:	Sector 7
-----------------	---	----------

Condiciones

Peso de mineral	:	968.4 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.92 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2595.1 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1298 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	34.9%
Floculante Allied Colloids		
Percol 351	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 33 y el gráfico N° IV – 28.

CUADRO N° IV-33.- Prueba de sedimentación N° 12.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1970
4	1970
5	1960
6	1950
7	1950
8	1940
9	1930
10	1920
15	1890
20	1860
25	1830
30	1800
35	1760
40	1740
45	1700
75	1500
105	1280
135	1220
165	1180
1440	1010

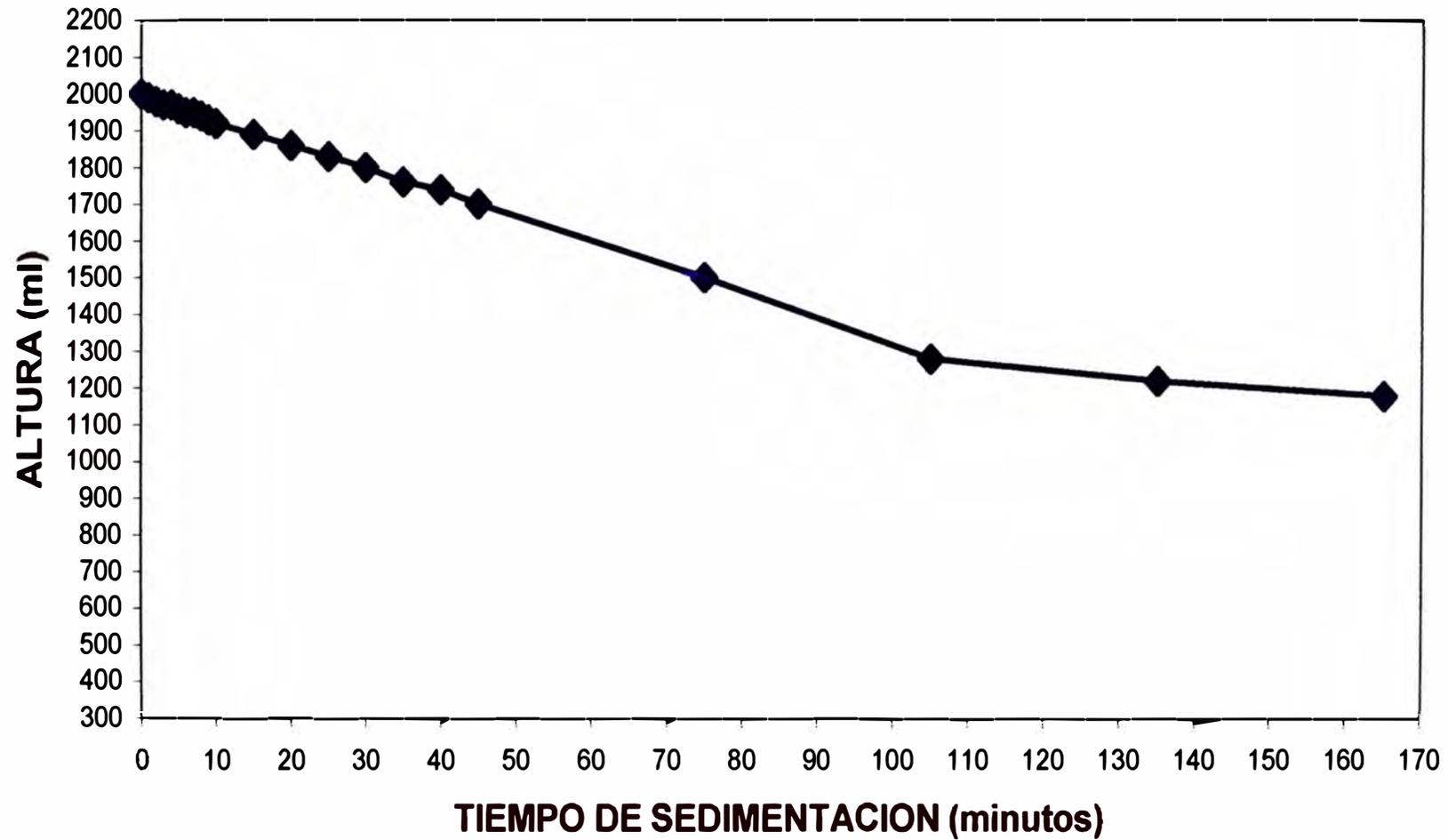
Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1370 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	41.1%
Densidad de pulpa final	:	1630 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	58.8%
Velocidad de sedimentación	:	0.085 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.362 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 28, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1720 ml
Corresponde a X	:	104 min
Slope de la tangente en Y	:	750 ml
Slope de la tangente en X	:	130 min

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 12
SECTOR 7- FLOCULANTE 351-10 gr/lt
GRAFICO N° IV - 28



Prueba de sedimentación N° 13

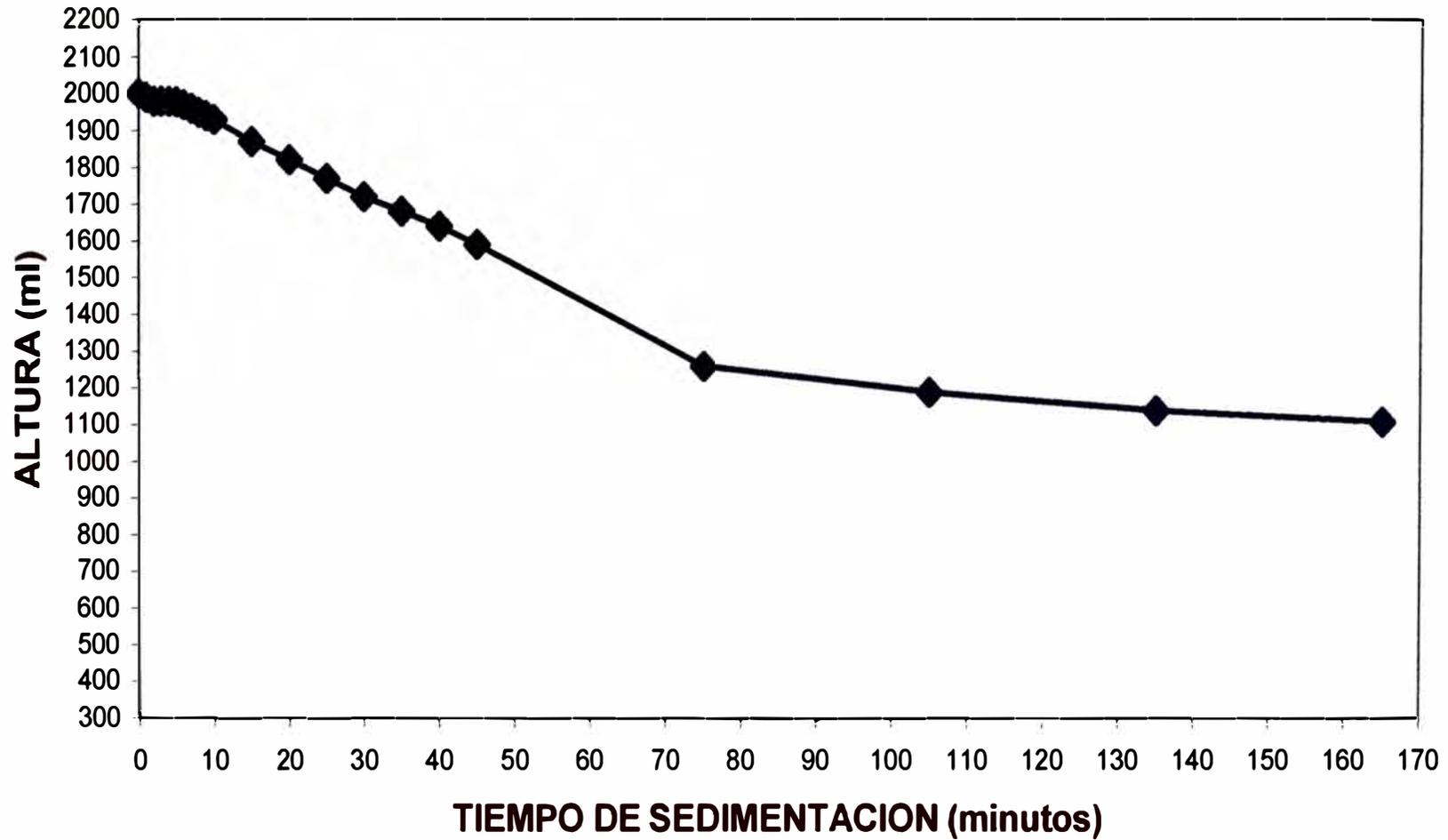
Tipo de mineral	:	Sector 7
Condiciones		
Peso de mineral	:	941.1 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.92 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2586.9 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1293 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	34.5%
Floculante		Allied Colloids
Percol 156	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro N° IV – 34 y el gráfico N° IV – 29.

CUADRO N° IV-34.- Prueba de sedimentación N° 13.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1980
4	1980
5	1978
6	1970
7	1960
8	1950
9	1940
10	1930
15	1870
20	1820
25	1770
30	1720
35	1680
40	1640
45	1590
75	1260
105	1190
135	1140
165	1110
1440	990

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 13
SECTOR 7- FLOCULANTE 156-10 gr/lit
GRAFICO N° IV - 29



Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1377 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	41.7%
Densidad de pulpa final	:	1625 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	58.5%
Velocidad de sedimentación	:	0.121 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.241 m ² /t/d

Del gráfico **N° IV – 29**, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1640 ml
Corresponde a X	:	75 min
Slope de la tangente en Y	:	530 ml
Slope de la tangente en X	:	105 min

Prueba de sedimentación N° 14

Tipo de mineral	:	Sector 7
-----------------	---	----------

Condiciones

Peso de mineral	:	554.6 gr
Granulometria	:	80% - 200 mallas
Gravedad específica	:	2.92 gr/cc
Peso inicial de pulpa	:	2341 gr
Volumen inicial de pulpa	:	2000 ml
PH	:	10
Altura inicial de pulpa	:	38 cm
Densidad inicial de pulpa	:	1171 gr/lt
Porcentaje de sólidos	:	22.2%
Floculante Allied Colloids		
Percol 351	:	10 gr/lt

Los resultados de la prueba de sedimentación se tiene en el cuadro **N° IV – 35** y el gráfico **N° IV – 30**.

CUADRO N° IV-35.- Prueba de sedimentación N° 14.

TIEMPO (minutos)	Altura (ml)
0	2000
1	1990
2	1980
3	1960
4	1940
5	1930
6	1910
7	1890
8	1880
9	1860
10	1840
15	1760
20	1680
25	1600
30	1520
35	1440
40	1370
45	1300
75	1060
105	980
135	940
165	900
1440	700

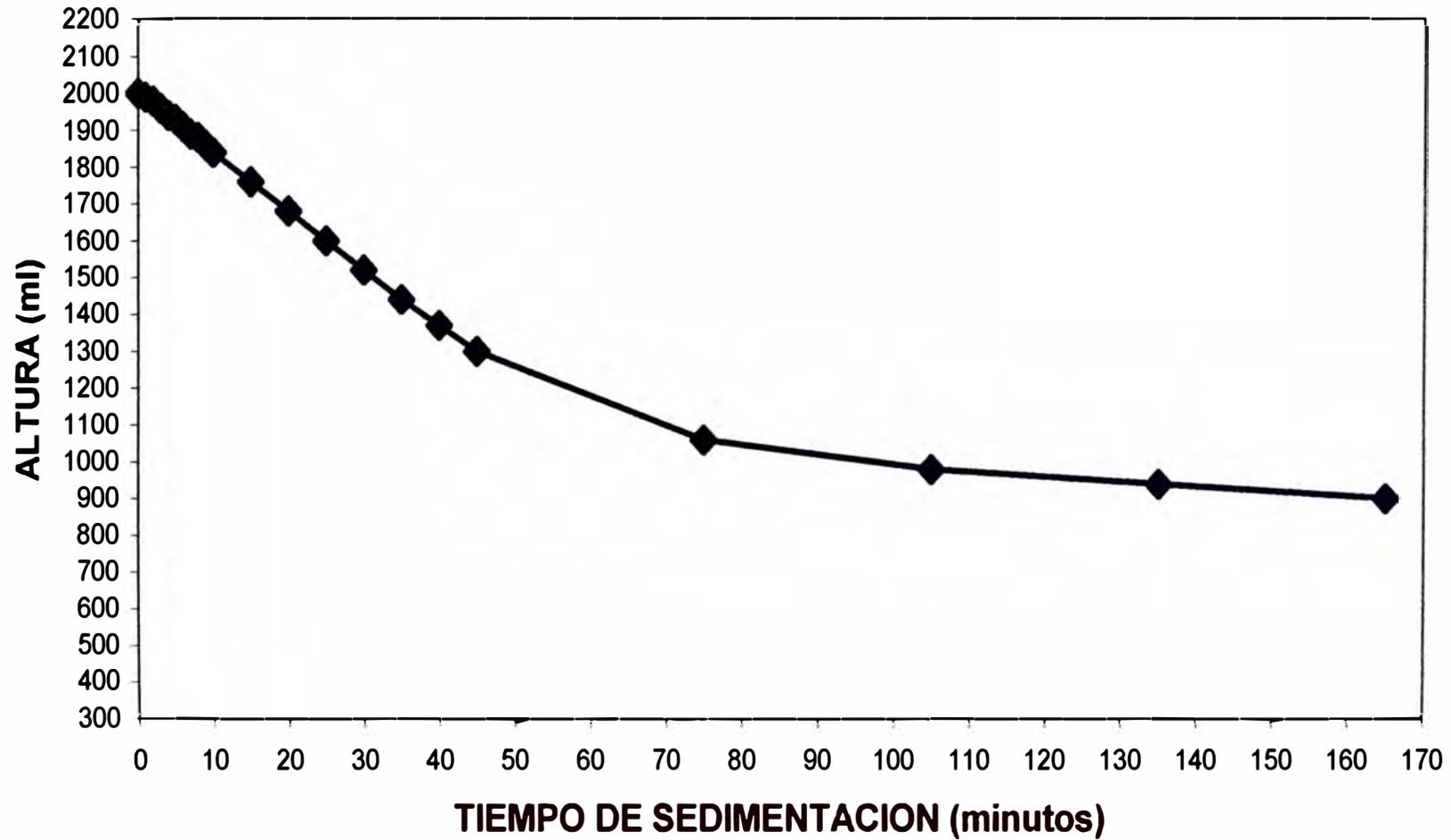
Zona de compresión

Densidad de pulpa inicial	:	1253 gr/lt
Porcentaje de sólidos inicial	:	30.7%
Densidad de pulpa final	:	1521 gr/lt
Porcentaje de sólidos final	:	52.1%
Velocidad de sedimentación	:	0.095 m/hr
Area unitaria de espesado	:	0.592 m ² /t/d

Del gráfico N° IV – 30, se obtiene:

Intersección de la Tangente	:	1440 ml
Corresponde a X	:	75 min
Slope de la tangente en Y	:	560 ml
Slope de la tangente en X	:	106 min

PRUEBA DE SEDIMENTACION N° 14
SECTOR 7- FLOCULANTE 351-10 gr/lit
GRAFICO N° IV - 30



4.4.3 PRUEBAS DE CLARIFICACION

Las pruebas de clarificación se realizaron utilizando como coagulantes LIPEFLOC 01 y ALIFLOC 923 , también se uso los floculantes PRAESTOL 854 y MAGNAFLOC 455.

Prueba de clarificación N° 1

Objetivo:

Comparar eficiencias entre el LIPEFLOC 01 y el ALIFLOC 923 como coagulantes y MAGNAFLOC 455 y PRAESTOL 854BC.

Condiciones:

Fuente	:	Agua separada después de separar la pulpa.
Caudal planta	:	20 m ³ /hr
Turbidez	:	230 NTU (E – 1)
PH	:	11.2 (sin acondicionar con cal)

El cuadro N° IV – 36, nos muestra los resultados de esta prueba experimental.

CUADRO N° IV – 36

	1	2	3	4
Coagulante catiónico (dosis ppm)	Lipefloc 01 A 1700 ppm	Lipefloc 01 A 1700 ppm	Alifloc 923 1700 ppm	Alifloc 923 1700 ppm
Floculante catiónico (dosis ppm)	Magnafloc 455 3.0 ppm	Praestol 854BC 3.0 ppm	Magnafloc 455 3.0 ppm	Praestol 854BC 3.0 ppm
Floculante aniónico (dosis ppm)	Spec 6.0 ppm	Spec 6.0 ppm	Spec 6.0 ppm	Spec 6.0 ppm
Turbidez (NTU)	48.2	43.3	30.0	24.6

Prueba de clarificación N° 2

Objetivo:

Comparar eficiencias entre el LIPEFLOC 01A y el ALIFLOC 923 como coagulantes acondicionado pH a 12.

Condiciones:

Fuente : Agua separada después de separar la pulpa.
 Caudal planta : 20 m³/hr
 Turbidez : 225 NTU
 PH : 12 (acondicionado con cal)

El cuadro N° IV – 37, nos muestra los resultados de esta prueba experimental.

CUADRO N° IV – 37

	1	2	3	4
Coagulante catiónico (dosis ppm)	Lipefloc 01 A 1500 ppm	Lipefloc 01 A 2000 ppm	Alifloc 923 1500 ppm	Alifloc 923 2000 ppm
Floculante catiónico (dosis ppm)	Magnafloc 455 3.0 ppm	Magnafloc 455 3.0 ppm	Magnafloc 455 3.0 ppm	Magnafloc 455 3.0 ppm
Floculante aniónico (dosis ppm)	Spec 6.0 ppm	Spec 6.0 ppm	Spec 6.0 ppm	Spec 6.0 ppm
Turbidez (NTU)	56.0	48.0	32.8	28.5

Prueba de clarificación N° 3

Objetivo:

Comparar eficiencias entre los floculantes SPEC y PRAESTOL 2640, con adición y sin adición de cal.

Condiciones:

Fuente : Agua separada después de separar la pulpa.
 Caudal planta : 20 m³/hr
 Turbidez : 206 NTU

El cuadro N° IV – 38, nos muestra los resultados de esta prueba experimental.

CUADRO N° IV – 38

	1	2	3	4
Coagulante catiónico (dosis ppm)	Alifloc 923 2000 ppm	Alifloc 923 2000 ppm	Alifloc 923 2000 ppm	Alifloc 923 2000 ppm
Floculante catiónico (dosis ppm)	Magnafloc 455 3.0 ppm	Magnafloc 455 3.0 ppm	Magnafloc 455 3.0 ppm	Magnafloc 455 3.0 ppm
Floculante aniónico (dosis ppm)	Spec 4.0 ppm	P-2640 4.5 ppm	Spec 4.0 ppm	P-2640 4.5 ppm
PH muestra	11.3	11.3	12.0	12.0
Turbidez (NTU)	56.0	48.0	32.8	28.5

Prueba de clarificación N° 4**Objetivo:**

Probar en planta.

Condiciones:

Caudal planta : 20 m³/hr
 Turbidez : 200-230 NTU
 PH : 12

Los cuadros N° IV – 39 y N° IV - 40, nos muestra los resultados de las pruebas en planta.

CUADRO N° IV – 39

PRODUCTO	DOSIS (ml/min)	DOSIS (ppm)	Kg/día	TURBIDEZ (NTU)
Coagulante catiónico LIPEFLOC 01A	5.5 (5.8%)	957	460	25 - 30
Floculante catiónico MAGNAFLOC 455	2.0 (0.05%)	3.0	1.5	
Floculante aniónico SPEC	6.0 (0.035%)	6.0	3.0	

CUADRO N° IV – 40

PRODUCTO	DOSIS (ml/min)	DOSIS (ppm)	Kg/día	TURBIDEZ (NTU)
Coagulante catiónico ALIFLOC 923	4.5 (5.8%)	783	376	15 - 20
Floculante catiónico MAGNAFLOC 455	1.0 (0.05%)	1.5	0.7	
Floculante aniónico SPEC	6.0 (0.035%)	4.0	1.5	

CAPITULO V

ASPECTOS DE INGENIERIA

5.1 Parámetros de Operación

De acuerdo a los resultados obtenidos en las diversas pruebas metalúrgicas, y los cambios realizados dentro de la operación se obtuvieron los parámetros de operación , bajo los siguientes criterios:

Parámetros actuales en la operación.

Parámetros considerando las modificaciones realizadas, con los nuevas variables de operación que permitieron optimizar la operación en la planta.

5.1.1 Operación Actual

A continuación en el cuadro N° V – 1 , se presenta los parámetros de operación actual en la planta.

CUADRO N° V-1

PARAMETROS DE OPERACIÓN ACTUAL - MES DE MAYO 1999			
Mineral tratado:		5692,21 TMS	
REACTIVOS	UNIDAD	CONSUMO	
		(KG)	(KG/TMS)
SECCION MOLIENDA, CIANURACION Y SEDIMENTACION			
Cianuro de sodio	kg	25985,00	4,57
Cal viva	kg	39678,00	6,97
Coagulante	kg	19210,00	3,37
Floculante Magnafloc 155	kg	32,40	0,01
Floculante Magnafloc 455	kg	647,20	0,11
Sulfato de aluminio	kg	0,00	0,00
Bolas de 1"	kg	0,00	0,00
Bolas de 1 1/2"	kg	0,00	0,00
Bolas de 2"	kg	586,00	0,10
Bolas de 3"	kg	260,00	0,05
Petroleo	gl	372,30	0,07
SECCION MERRILL CROWE Y FUNDICION			
Diatomita	kg	8807,60	1,55
Polvo de zinc	kg	1891,00	0,33
Acido clorhídrico	kg	96,20	0,02
Borax granulado	kg	252,00	0,04
Carbonato de sodio	kg	73,20	0,01
Dioxido de manganeso	kg	27,75	0,00
Nitrato de potasio	kg	30,65	0,01
Cuarzo cerámico	kg	0,00	0,00
Cemento Morsen	kg	0,00	0,00
Pensael	kg	0,00	0,00
Crisol de Grafito	kg	1,00	0,00
Petroleo	gl	710,00	0,12

5.1.2 Optimización de la operación de la planta

Con los cambios realizados por las diversas pruebas metalúrgicas, se lograron mejorar los parámetros de operación, permitieron optimizar la operación en planta. El cuadro N° V – 2, nos presenta el resumen.

CUADRO N° V-2

PARAMETROS DE OPERACIÓN DE OPTIMIZACION DE LA PLANTA - MES DE SETIEMBRE 1999			
Mineral tratado:	5767,09 TMS		
REACTIVOS	UNIDAD	CONSUMO	
		(KG)	(KG/TMS)
SECCION MOLIENTA, CIANURACION Y SEDIMENTACION			
Cianuro de sodio	kg	21850,00	3,80
Cal viva	kg	41227,00	7,16
Coagulante	kg	10045,00	1,74
Floculante Magnafloc 155	kg	300,00	0,05
Floculante Magnafloc 455	kg	278,00	0,05
Floculante SPEC	kg	64,50	0,01
Bolas de 1"	kg	0,00	0,00
Bolas de 1 1/2"	kg	0,00	0,00
Bolas de 2"	kg	900,00	0,16
Bolas de 3"	kg	160,00	0,03
Petroleo	gl	491,30	0,09
SECCION MERRILL CROWE Y FUNDICION			
Diatomita	kg	7195,90	1,25
Polvo de zinc	kg	1493,05	0,26
Acido clorhídrico	kg	195,95	0,03
Borax granulado	kg	32,35	0,01
Carbonato de sodio	kg	9,60	0,00
Dioxido de manganeso	kg	4,00	0,00
Nitrato de potasio	kg	5,00	0,00
Cuarzo cerámico	kg	5,00	0,00
Cemento Morsen	kg	0,00	0,00
Pensael	kg	0,00	0,00
Crisol de Grafito	kg	0,00	0,00
Acido sulfúrico industrial	kg	288,10	0,05
Petroleo	gl	710,00	0,12

5.2 Equipos complementarios

De acuerdo a los estudios realizados en el laboratorio y las evaluaciones en planta, considerando uno de los factores que inciden en los consumos de reactivos y recuperaciones, es la presencia de los materiales orgánicos, por lo que se optó por adicionar al circuito actual, equipos que estaban fuera de la operación para conseguir los objetivos trazados. El cuadro N° V – 3, nos presenta los equipos.

CUADRO N° V – 3

EQUIPO	CANTIDAD
Zaranda malla + 2 mm	01
Tanque agitador de 10'x 10'	01

5.3 Descripción del proceso

La planta con las modificaciones de adición de equipos y dosificaciones de reactivos posee el siguiente proceso:

REPULPADO Y PREPARACION DEL MINERAL

El mineral es depositado cerca de la tolva, donde un operador se encarga de preparar el mineral, para lo cual se adiciona al relave cal en polvo, para elevar el pH de 6 a 10.

El mineral preparado es alimentado a la tolva, descargándose con solución intermedia presurizada, formándose una pulpa, para ser alimentado al circuito de tratamiento.

SECCION MOLIENDA

El mineral en forma de pulpa es alimentado a un trommel lavador, donde se separan los materiales gruesos (gravas, orgánicos). Los finos seleccionados en el trommel, son transportados por una bomba vertical 2 ½" hacia un DSM 4'x3', donde los gruesos clasificados son alimentados al molino de bolas 4'x5', los finos del DSM 4'x3' son alimentadas al ciclón D-6, el underflow de este ciclón es alimentado al molino de bolas 4'x5'. El producto del molino es bombeada hacia un ciclón D-4, donde el underflow retorna al molino 4'x5', el overflow de los ciclones D-6 y D-4 son alimentados a la zaranda de malla 2 mm donde se extrae materia orgánica, de 300 kg/día aproximadamente, la pulpa tamizada es alimentado al primer tanque homogenizador 10'x10' con una densidad de pulpa de 1280 gr/lit, de donde se alimenta al segundo tanque homogenizador 10'x10'.

SECCION TANQUES DE CIANURACION Y ESPESADORES

El proceso de cianuración se inicia en el under flow del trommel, donde se adiciona el cianuro de sodio una fuerza de 10%.

El primer tanque homogenizador 10'x10' de 22.4 m³ de capacidad, da comienzo a la agitación.

Aprovechando la gravedad se alimenta la pulpa al agitador N°1 (A-1) de 25'x25', de 335.6 m³ de capacidad, donde con una buena oxigenación se trata de extraer la mayor cantidad de plata posible.

La descarga del Agitador N° 1, es alimentado a un tanque de acondicionamiento donde se adiciona el floculante magnafloc 455 al 0.05% con un flujo de 10 lt/min., de donde es alimentado la pulpa al cajón de alimentación del espesador N° 1 (34'x10'). La pulpa del underflow del espesador N° 1 con una densidad promedio de 1500 g/lt, es descargada y diluida con una solución barren a 1300 g/lt, para ser alimentado mediante una bomba SRL 2 ½ x 2 ,al agitador N° 2, el rebose es alimentado al agitador N° 3, obteniéndose el mejor tiempo de cianuración de la plata, a la salida del agitador N° 3, se alimenta el floculante magnafloc-455, con un flujo de 6 lt/min. y la pulpa es alimentado al espesador N° 2 de 335.6 m³ de capacidad, la descarga del espesador N° 2 con una densidad de 1550 g/lt, es diluida con la solución barren, para luego ser bombeado al espesador N° 3, donde se adiciona el floculante magnafloc 455 con un flujo de 3 lt/min. El under flow del espesador N° 3 es el relave final. El over del espesador N° 3, ingresa como alimento al espesador N° 2 (lavado de la pulpa en contracorriente).

El rebose del espesador N° 2 es distribuido de la siguiente forma: el 50% va a la poza intermedia y el 50% entra al alimento del espesador N° 1, para diluir la pulpa de 1300 g/lt a 1180 g/lt.

Al rebose del espesador N°1, se le adiciona cal hasta lograr pH =12, luego se le adiciona el coagulante l con un flujo de 4 - 5 lt/min, esta solución es acondicionada en un primer tanque clarificador 10'x10', para lograr la coagulación, adicionándole en la entrada el floculante Magnafloc 155, de donde se traslada al segundo tanque clarificador;

para adicionarle el floculante magnafloc 455, lográndose el acondicionamiento adecuado coagulación y floculación. La solución acondicionada es alimentada al espesador N° 4, para separar coloides de la solución clarificada, el rebose es bombeada a la poza de solución rica y el underflow (coloides) de este

Las Secciones de clarificación, precipitación y fundición, no sufrieron cambios en su operación.

5.4 Diagrama de Flujo

El **Anexo 1**, nos presenta el diagrama de flujo de la operación optimizada (PLANO N° 3).

5.5 Diagrama de flujo Balanceado

El **Anexo 1**, nos presenta el diagrama de flujo Balanceado de la operación optimizada (PLANO N° 4).

5.6 Energía y Agua

La energía mensual promedio consumido es de 115800 Kwh.

El agua utilizada en la operación de la planta es recirculada casi en su totalidad por lo que el consumo es mínimo.

5.7 Balance Metalúrgico

El Balance metalúrgico de la operación optimizada se muestra en el **cuadro N° V-4**.

BALANCE METALURGICO

CUADRO V - 4.- Balance Metalurgico de la Operación Optimizada - Promedio Junio - Diciembre 1999

DESCRIPCION		TMS	LEY Ag (gr/TMS)	CONT. METALICO (Kg)	DISTRIBUCION (%)
MINERAL TRATADO		5757,090	277,03	1594,89	100,00
RELAVE SOLIDO		5757,090	118,05	679,62	41,02
PRECIPITADO (lotes no fundidos)	(*)	1,717	51,46	883,33	53,31
BULLION	(*)	0,025	74,03	18,40	1,11
ESCORIA	(*)	0,142	0,00	0,00	0,00
SOLUCION RELAVE POR RECUPERAR	(m ³)	6000,000	12,60	75,60	4,56
EXTRACCION EN LA CIANURACION				977,32	58,98
CABEZA CALCULADA	0,000	5757,090	287,81	1656,95	100,00

	PESO (Kg)	LEY Ag (%)	LEY Au (%)	FINOS (Kg)	
				PLATA	ORO
PRECIPITADO	1716,530	51,46	0,170	883,33	2,92
BULLION	24,850	74,03	0,250	18,40	0,06
ESCORIA	141,850	0,00	0,000	0,00	0,00
TOTAL PRODUCIDO				901,72	2,98

(*) Leyes en %.

CAPITULO VI

EVALUACION ECONOMICA

6.1 Costos de Operación

Para realizar las comparaciones de los costos de operación, se realizarán sus estimaciones antes y después de la optimización.

6.1.1 Operación actual

Los cuadros N° VI-1, N° VI-2, N° VI-3 y N° VI-4 , nos presentan los costos de operación de las diversas áreas de la compañía minera Aurex. El cuadro N° VI-5, presenta el resumen de los costos de operación de las áreas y el costo total de operación que asciende a **\$USA 144212,66** mensuales, lo cual nos da un costo de operación por TM de mineral de:

27,20 \$USA/TM

El costo por onza de plata producida será:

4,768 \$USA/onz Ag

6.1.2 Optimización de la planta

Los cuadros N° VI-6, N° VI-7, N° VI-8, y N° VI-9 , nos presentan los costos optimizados de la operación de las diversas áreas de la compañía minera Aurex.

El cuadro N° VI-10, presenta el resumen de los costos optimizados de operación de las áreas y el costo total de operación que asciende a **\$USA 124165,32** mensuales, lo cual nos da un costo de operación por TM de mineral de:

21,57 \$USA/TM

El costo por onza de plata producida será:

3,63 \$USA/onz Ag

CUADRO N° VI - 1.- COSTO DE OPERACIÓN ACTUAL

TONELAJE TRATADO: 5301,3 TMS

MINADO

Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
115 TRANSPORTE					
Petroleo	Gl	1,444	491,30	709,44	0,13
Otros materiales diversos	c/u			8,21	0,00
SUBTOTAL TRANSPORTE				717,65	0,14
122 DESBROSE					
Materiales diversos	c/u			2,53	0,00
SUBTOTAL DESBROSE				2,53	0,00
125 RESEMBRADO					
Materiales diversos	c/u			0	0,00
SUBTOTAL RESEMBRADO				0,00	0,00
TOTAL MINADO				720,18	0,14

CUADRO N° VI - 2**REPULPADO**

Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
135 TOLVAS					
Materiales diversos	c/u			0,40	0,00
SUBTOTAL TOLVAS				0,40	0,00
140 ZARANDA					
Materiales diversos	c/u			60,74	0,01
SUBTOTAL DESBROSE				60,74	0,01
145 TROMMEL					
Materiales diversos	c/u			37,40	0,01
SUBTOTAL RESEMBRADO				37,40	0,01
150 MOLINO					
Cianuro de sodio	kg	1,137	27932,602	31759,37	5,99
Cal viva	kg	0,125	33578,498	4197,31	0,79
Bolas de acero de 2"	kg	0,590	2099,3188	1238,60	0,23
Bolas de acero de 3"	kg	0,590	1001,9476	591,15	0,11
Bolas de acero de 1 1/2"	kg	0,590	74,21834	43,79	0,01
SUBTOTAL MOLINO				37830,22	7,14
160 AGITACION Y ESPESADO					
Floculante	kg	7,732	609,65	4713,82	0,89
Coagulante	kg	1,948	19360,38	37714,03	7,11
SUBTOTAL AGITACION Y ESPESADO				42427,85	8,00
170 POZA SOL. RICA					
Materiales diversos	c/u			70,10	0,01
SUBTOTAL AGITACION Y ESPESADO				70,10	0,01
180 FILT. CLARIFICADORES					
Diatomita	kg	0,665	6875,80	4572,41	0,86
SUBTOTAL FIL. CLARIFICADORES				4572,41	0,86
TOTAL REPULPADO				84999,11	16,03

CUADRO N° VI - 3**FUNDICION**

Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
190 FILTROS PRENSA					
Polvo de zinc	kg	1,96	1828,95	3584,75	0,68
Acido clorhídrico industrial	kg	0,205	121,93	25,00	0,00
SUBTOTAL FILTROS PRENSA				3609,74	0,68
195 DESMERCURIZACION					
Petroleo	gl	1,429	371,09	530,29	0,10
SUBTOTAL DESMERCURIZACION				530,29	0,10
200 FUNDICION					
Petroleo	gl	1,429	614,95	878,77	0,17
Borax granulado	kg	0,7	121,93	85,35	0,02
Nitrato de potasio	kg	0,75	63,62	47,71	0,01
Carbonato de sodio	kg	0,4	37,11	14,84	0,00
Cuarzo ceramico	kg	0,161	21,21	3,41	0,00
Cemento super castable	c/u	1,5	0	0,00	0,00
SUBTOTAL FUNDICION				1030,09	0,19
TOTAL FUNDICION				5170,12	0,98

CUADRO N° VI - 4

SERVICIOS					
Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
210 LABORATORIO					
Crisoles de arcilla de 30 gr	c/u	0,48	3654,20	1754,02	0,33
Copelas de magnesita N° 4	c/u	0,22	700,00	154,00	0,03
Papel filtro N° 5 cualitativo	c/u	0,45	10,00	4,50	0,00
Acetona	fco	0,297	4,00	1,19	0,00
Acetileno especial	kg	25	12,90	322,50	0,06
Acido clorhídrico P.A.	kg	6,04	1,60	9,66	0,00
Acido nítrico	ml	0,006	2800,00	16,80	0,00
Borax granulado	kg	0,7	18,35	12,85	0,00
Cuarzo cerámico	kg	0,161	3,55	0,57	0,00
Plomo laminado	kg	20	0,08	1,60	0,00
Litargiro amarillo	kg	1,114	73,60	81,99	0,02
Carbonato de sodio técnico	kg	0,4	22,60	9,04	0,00
Tamiz N° 200	c/u	27	0,00	0,00	0,00
Harina	kg	0,5	2,00	1,00	0,00
Nitrato de plata	gr	0,3	40,00	12,00	0,00
Materiales diversos	c/u			65,09	0,01
SUBTOTAL LABORATORIO				2446,80	0,46
215 MANT. MEC. ELECTRICO					
Materiales diversos	c/u			361,75	0,07
SUBTOTAL MANT. MEC. ELECTRICO				361,75	0,07
220 GUARDIANIA					
Materiales diversos	c/u			2,00	0,00
SUBTOTAL GUARDIANIA				2,00	0,00
225 ALMACEN					
Vales de salida	ciento	2,1976	1	2,20	0,00
SUBTOTAL ALMACEN				2,20	0,00
230 CASA FUERZA					
Materiales diversos	c/u			51,19	0,01
SUBTOTAL CASA FUERZA				51,19	0,01
240 SUPERINTENDENCIA Y SEGURIDAD					
SEGURIDAD					
Materiales diversos	c/u			409,96	0,08
SUBTOTAL SEGURIDAD				421,96	0,08
SUPERINTENDENCIA					
Petroleo	gl	1,444	66	95,30	0,02
Cardan y llantas de PGM 099	c/u			800,00	0,15
SUBTOTAL SUPERINTENDENCIA				895,30	0,17
COMEDOR					
Kerosene	gl	0,982	26	25,53	0,00
Gas balon	c/u	6,34516	1	6,35	0,00
Gasto total de viveres				700,00	0,13
SUBTOTAL COMEDOR				731,88	0,14
COMUNIDAD					
Kinkones	c/u	0,34		1459,00	0,28
Materiales diversos				0,00	0,00
SUBTOTAL COMUNIDAD				1459,00	0,28
TRANSPORTES DE RELAVES				3500,00	0,66
ENERGIA		0,46		5596,02	1,06
PLANILLA EMPLEADOS Y OBREROS				18662,45	3,52
PLANILLA DE EVENTUALES				1655,16	0,31
GASTOS DE PROCESAMIENTO DE CEMENTO					
24,85 kg de bullión				136,68	0,03
171,53 kg de cemento				9955,87	1,88
				10092,55	1,90
REGALIAS					
ANTON				5995,00	1,13
COMUNIDAD				1450,00	0,27
				7445,00	1,40
TOTAL SERVICIOS				53323,26	10,06

CUADRO N° VI - 5**RESUMEN DEL COSTO TOTAL DE LA OPERACIÓN ACTUAL**

	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
MINADO	720,18	0,14
REPULPADO	84999,11	16,03
FUNDICION	5170,12	0,98
SERVICIOS	53323,26	10,06
COSTO TOTAL DE OPERACIÓN	144212,66	27,20

CUADRO N° VI - 6.- COSTO DE OPERACIÓN OPTIMA

TONELAJE TRATADO: 5757,1 TMS

MINADO

Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
115 TRANSPORTE					
Petroleo	Gl	1,444	491,30	709,44	0,12
Otros materiales diversos	c/u			8,21	0,00
SUBTOTAL TRANSPORTE				717,65	0,12
122 DESBROSE					
Materiales diversos	c/u			2,53	0,00
SUBTOTAL DESBROSE				2,53	0,00
125 RESEMBRADO					
Materiales diversos	c/u			0	0,00
SUBTOTAL RESEMBRADO				0,00	0,00
TOTAL MINADO				720,18	0,13

CUADRO N° VI - 7**REPULPADO**

Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
135 TOLVAS					
Materiales diversos	c/u			0,40	0,00
SUBTOTAL TOLVAS				0,40	0,00
140 ZARANDA					
Materiales diversos	c/u			60,74	0,01
SUBTOTAL DESBROSE				60,74	0,01
145 TROMMEL					
Materiales diversos	c/u			37,40	0,01
SUBTOTAL RESEMBRADO				37,40	0,01
150 MOLINO					
Cianuro de sodio	kg	1,250	21850	27312,50	4,74
Cal viva	kg	0,125	41227	5153,38	0,90
Bolas de acero de 2"	kg	0,590	900	531,00	0,09
Bolas de acero de 3"	kg	0,590	160	94,40	0,02
Materiales diversos	c/u			111,28	0,02
SUBTOTAL MOLINO				33202,56	5,77
160 AGITACION Y ESPESADO					
Floculante percol 455	kg	4,5	278,00	1251,00	0,22
Floculante percol 155	kg	0,12	300,00	36,00	0,01
Floculante spectra 875D	kg	9	64,50	580,50	0,10
Coagulante ISAFLOC	kg	1,42	0,00	0,00	0,00
Coagulante ALIF + LIPE	kg	1,85	10045,00	18583,25	3,23
Materiales diversos	c/u			721,72	0,13
SUBTOTAL AGITACION Y ESPESADO				21172,47	3,68
170 POZA SOL. RICA					
Materiales diversos	c/u			70,10	0,01
SUBTOTAL AGITACION Y ESPESADO				70,10	0,01
180 FILT. CLARIFICADORES					
Diat. Celaton 14	c/u	15	0,00	0,00	0,00
Diat. Diactic 14	c/u	15	17,00	255,00	0,04
Diat. Diactic 12	c/u	15	44,00	660,00	0,11
Diat. Hyflo Chile	c/u	16,5	184,00	3036,00	0,53
Diat. Hyflo Mexico	c/u	18	70,00	1260,00	0,22
Diat. Celite standard	c/u	18	2,00	36,00	0,01
Acido clorhidrico	kg	0,205	90,40	18,53	0,00
Materiales diversos	c/u			0,00	0,00
SUBTOTAL FIL. CLARIFICADORES				5265,53	0,91
TOTAL REPULPADO				59809,19	10,39

CUADRO N° VI - 8**FUNDICION**

Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
190 FILTROS PRENSA					
Polvo de zinc	kg	2,17	1493,05	3239,92	0,56
Acido clorhídrico industrial	kg	0,205	105,55	21,64	0,00
Acido sulfúrico industrial	kg	0,2	288,10	57,62	0,01
Otros materiales diversos	c/u			80,60	0,01
SUBTOTAL FILTROS PRENSA				3399,78	0,59
195 DESMERCURIZACION					
Petroleo	gl	1,444	350	505,40	0,09
SUBTOTAL DESMERCURIZACION				531,36	0,09
200 FUNDICION					
Petroleo	gl	1,444	50	72,20	0,01
Borax granulado	kg	0,7	30,35	21,25	0,00
Nitrato de potasio	kg	0,8	5	4,00	0,00
Carbonato de sodio	kg	0,4	9,6	3,84	0,00
Cuarzo ceramico	kg	1,948	5	9,74	0,00
Kerosene	gl	1,03	0	0,00	0,00
Tubo de vidrio	kg	12	0	0,00	0,00
Pensael	kg	1,6	0	0,00	0,00
Cemento super castable	c/u	1,5	0	0,00	0,00
SUBTOTAL FUNDICION				111,03	0,02
TOTAL FUNDICION				4042,16	0,70

CUADRO N° VI - 9

SERVICIOS					
Descripción	unidad	costo unit. (\$USA)	consumo	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
210 LABORATORIO					
Crisoles de arcilla de 30 gr	c/u	0,48	350,00	168,00	0,03
Copelas de magnesita N° 4	c/u	0,22	700,00	154,00	0,03
Papel filtro N° 5 cualitativo	c/u	0,45	10,00	4,50	0,00
Acetona	fco	0,297	4,00	1,19	0,00
Acetileno especial	kg	25	12,90	322,50	0,06
Acido clorhídrico P.A.	kg	6,04	1,60	9,66	0,00
Acido nítrico	ml	0,006	2800,00	16,80	0,00
Borax granulado	kg	0,7	18,35	12,85	0,00
Cuarzo cerámico	kg	0,161	3,55	0,57	0,00
Plomo laminado	kg	20	0,08	1,60	0,00
Litargirio amarillo	kg	1,114	73,60	81,99	0,01
Carbonato de sodio técnico	kg	0,4	22,60	9,04	0,00
Tamiz N° 200	c/u	27	0,00	0,00	0,00
Harina	kg	0,5	2,00	1,00	0,00
Nitrato de plata	gr	0,3	40,00	12,00	0,00
Materiales diversos	c/u			65,09	0,01
SUBTOTAL LABORATORIO				860,79	0,15
215 MANT. MEC. ELECTRICO					
Materiales diversos	c/u			361,75	0,06
SUBTOTAL MANT. MEC. ELECTRICO				361,75	0,06
220 GUARDIANIA					
Materiales diversos	c/u			2,00	0,00
SUBTOTAL GUARDIANIA				2,00	0,00
225 ALMACEN					
Vales de salida	ciento	2,1976	1	2,20	0,00
SUBTOTAL ALMACEN				2,20	0,00
230 CASA FUERZA					
Materiales diversos	c/u			51,19	0,01
SUBTOTAL CASA FUERZA				51,19	0,01
240 SUPERINTENDENCIA Y SEGURIDAD					
SEGURIDAD					
Materiales diversos	c/u			409,96	0,07
SUBTOTAL SEGURIDAD				421,96	0,07
SUPERINTENDENCIA					
Petroleo	gl	1,444	66	95,30	0,02
Cardan y llantas de PGM 099	c/u			800,00	0,14
SUBTOTAL SUPERINTENDENCIA				895,30	0,16
COMEDOR					
Kerosene	gl	0,982	26	25,53	0,00
Gas balon	c/u	6,34516	1	6,35	0,00
Gasto total de viveres				700,00	0,12
SUBTOTAL COMEDOR				731,88	0,13
COMUNIDAD					
Kinkones	c/u	0,34	4000	1360,00	0,24
Materiales diversos				0,00	0,00
SUBTOTAL COMUNIDAD				1360,00	0,24
TRANSPORTES DE RELAVES				11469,76	1,99
ENERGIA		0,46	11580	5326,80	0,93
PLANILLA EMPLEADOS Y OBREROS				18662,45	3,24
PLANILLA DE EVENTUALES				1655,16	0,29
GASTOS DE PROCESAMIENTO DE CEMENTO					
24,85 kg de bullión				136,68	0,02
171,53 kg de cemento				9955,87	1,73
				10092,55	1,75
REGALIAS					
ANTON				6000,00	1,04
COMUNIDAD				1700,00	0,30
				7700,00	1,34
TOTAL SERVICIOS				59593,79	10,35

CUADRO N° VI - 10**RESUMEN DEL COSTO TOTAL DE LA OPERACIÓN OPTIMIZADA**

	costo total (\$USA)	costo (\$USA/TMS)
MINADO	720,18	0,13
REPULPADO	59809,19	10,39
FUNDICION	4042,16	0,70
SERVICIOS	59593,79	10,35
COSTO TOTAL DE OPERACIÓN	124165,32	21,57

6.2 Valor de la producción

El valor de la producción se realizara en la operación optimizada:

Mineral tratado : 5757,09 TMS/mes

Producción de finos

Plata : 901,75 kg = 28991,91 oz Ag

Oro : 2,922 kg = 93,944 oz Au

Precio de venta

Plata : \$USA 5.15/oz Ag

Oro : \$USA 280/oz Au

Valor de la producción

Plata

28991,91 oz Ag * \$USA 5.15/oz Ag = \$USA 149308,34

Oro

93,944 oz Au * \$USA 280/oz Au = \$USA 26304,32

VALOR TOTAL DE LA PRODUCCION \$USA 175612,66

VALOR TOTAL DE LA PRODUCCION \$USA 30,50/TMS

6.3 Evaluación de la Rentabilidad

La evaluación de la Rentabilidad se realizara considerando:

Rentabilidad = Valor de la producción – Costo de operación

6.3.1 Operación Actual

Rentabilidad = \$USA 30,50/TMS - 27,20 \$USA/TM

Rentabilidad = \$USA 3,30/TMS

6.3.2 Operación Optimizada

Rentabilidad = \$USA 30,50/TMS – 21,57 \$USA/TM

Rentabilidad = \$USA 8,93/TMS

CAPITULO VII

OBSERVACIONES, CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1 RESERVAS

Las reservas de mineral con la que cuenta la planta para su explotación se muestra en el siguiente cuadro:

RESERVAS	TMH
PROBADAS	41711.43
ESTIMADAS	100000.00
TOTAL DE RESERVAS	141711.43 TMH

7.2 PRUEBAS METALURGICAS

MINERALOGIA

De acuerdo al estudio mineragráfico desarrollado las especies de minerales comunes son las siguientes:

MINERALES	
Plata nativa Oro nativo Argentojarosita Plumbojarosita Covelina Calcopirita Calcosina Enargita	Cobres gris Pirita Jarosita Hematita Magnetita Limonita Carbón Cinabrio

ANALISIS QUIMICO

El análisis químico del mineral en estudio, nos muestra el **cuadro N° IV-2**, donde la plata en promedio es de 405 ppm y el oro de 1.11 ppm.

GRAVEDAD ESPECIFICA

El mineral posee una **Gravedad Específica de 2.60 gr/cc.**

INDICE DE TRABAJO

El Índice de trabajo (Work Index) determinado es de: **18.32 kw-hr/TC**

MOLIENDABILIDAD

La molienda óptima es la de 80% -200 mallas (5 minutos de molienda), donde el contenido de plata se encuentra distribuido en 86.86% y oro 90.72% debajo de la malla 200. (- 74 micrones). (**Ver cuadro N° IV-6**).

PRUEBAS DE CIANURACION POR AGITACION

Prueba de Cianuración N° 1

- Esta prueba se realizó usando como agitador la botella, a una granulometría de 70% - 200 mallas, obteniéndose una extracción de la plata de 59.24% y 80.93% para el oro (usando soluciones y relave) para 48 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 6.73 kg/TM y 4.95 kg/TM. (**Ver cuadro N° IV-8**).
- Las extracciones a partir del relave y la cabeza es de 59.56% para la plata y 86.20 % para el oro.(**Ver cuadro N° IV-9**)

Prueba de Cianuración N° 2

- Esta prueba se realizó usando como agitador la botella, a una granulometría de 75% - 200 mallas, obteniéndose una extracción de la plata de 63.55% y 83.51% para el oro (usando soluciones y relave) para 48 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 6.36 kg/TM y 4.90 kg/TM. (**Ver cuadro N° IV-10**).

- Las extracciones a partir del relave y la cabeza es de 61.88% para la plata y 84.83 % para el oro.(**Ver cuadro N° IV-11**)

Prueba de Cianuración N° 3

- Esta prueba se realizó empleando un agitador mecánico, a una granulometría de 70% - 200 mallas, obteniéndose una extracción de la plata de 63.66% y 81.90% para el oro (usando soluciones y relave) para 48 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 4.85 kg/TM y 4.59 kg/TM. (**Ver cuadro N° IV-12**).
- Las extracciones a partir del relave y la cabeza es de 59.44% para la plata y 87.24% para el oro. (**Ver cuadro N° IV-13**)

Prueba de Cianuración N° 4

- Esta prueba se realizó empleando un agitador mecánico con sistema de aereación, a una granulometría de 70% - 200 mallas, obteniéndose una extracción de la plata de 68.30% y 88.73% para el oro (usando soluciones y relave) para 48 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 5.65 kg/TM y 5.50 kg/TM. (**Ver cuadro N° IV-14**).
- Las extracciones a partir del relave y la cabeza es de 67.56% para la plata y 87.24% para el oro.(**Ver cuadro N° IV-15**)

Prueba de Cianuración N° 5

Mineral del Sector 6

- Esta prueba se realizó a una granulometría de 80% - 200 mallas y una fuerza de cianuro de 0.5 gr/lit, obteniéndose una extracción de la plata de 40.10% y 77.00% para el oro (usando soluciones y relave) para 72 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 2.45 kg/TM y 6.89 kg/TM. (**Ver cuadro N° IV-16**).

Prueba de Cianuración N° 6**Mineral del Sector 6**

- Esta prueba se realizó a una granulometría de 80% - 200 mallas y una fuerza de cianuro de 1.0 gr/lit, obteniéndose una extracción de la plata de 57.30% y 77.90% para el oro (usando soluciones y relave) para 72 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 5.21 kg/TM y 6.44 kg/TM.
(Ver cuadro N° IV-17).

Prueba de Cianuración N° 7**Mineral del Sector 6**

- Esta prueba se realizó a una granulometría de 80% - 200 mallas y una fuerza de cianuro de 2.0 gr/lit, obteniéndose una extracción de la plata de 63.90% y 85.90% para el oro (usando soluciones y relave) para 72 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 6.21 kg/TM y 6.14 kg/TM. (Ver cuadro N° IV-18).

Prueba de Cianuración N° 8**Mineral del Sector 7**

- Esta prueba se realizó a una granulometría de 80% - 200 mallas y una fuerza de cianuro de 0.5 gr/lit, obteniéndose una extracción de la plata de 22.90% y 72.10% para el oro (usando soluciones y relave) para 72 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 3.32 kg/TM y 8.43 kg/TM. (Ver cuadro N° IV-19).

Prueba de Cianuración N° 9**Mineral del Sector 7**

- Esta prueba se realizó a una granulometría de 80% - 200 mallas y una fuerza de cianuro de 1.0 gr/lit, obteniéndose una extracción de la plata de 59.70% y 79.60% para el oro (usando soluciones y relave) para 72 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 5.81 kg/TM y 5.39 kg/TM. (Ver cuadro N° IV-20).

Prueba de Cianuración N° 10

Mineral del Sector 7

- Esta prueba se realizó a una granulometría de 80% - 200 mallas y una fuerza de cianuro de 2.0 gr/lit, obteniéndose una extracción de la plata de 63.10% y 80.00% para el oro (usando soluciones y relave) para 72 horas de agitación, con un consumo de cianuro de 7.06 kg/TM y 5.74 kg/TM. (Ver cuadro N° IV-21).

PRUEBAS DE SEDIMENTACION

Prueba de sedimentación N° 1

Mineral del Sector 6

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 24.3% sólidos, sin floculante. De acuerdo al Cuadro N°IV- 22 y el gráfico N° IV-17, se estima una velocidad de sedimentación de **0.091 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.471 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 2

Mineral del Sector 6

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 23,1% sólidos, con floculante Allied Colloids Percol 351. De acuerdo al Cuadro N°IV- 23 y el gráfico N° IV-18, se estima una velocidad de sedimentación de **0.112 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.256 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 3

Mineral del Sector 6

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 22,6% sólidos con floculante Allied Colloids Percol 156. De acuerdo al Cuadro N°IV- 23 y el

gráfico N° IV-18, se estima una velocidad de sedimentación de **0.112 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.256 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 4

Mineral del Sector 6

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 33.3% sólidos, sin floculante. De acuerdo al Cuadro N°IV- 25 y el gráfico N° IV-20, se estima una velocidad de sedimentación de **0.073 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.595 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 5

Mineral del Sector 6

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 34,2% sólidos, con floculante Allied Colloids Percol 351. De acuerdo al Cuadro N°IV- 26 y el gráfico N° IV-21, se estima una velocidad de sedimentación de **0.103 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.251 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 6

Mineral del Sector 6

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 34.1% sólidos con floculante Allied Colloids Percol 351. De acuerdo al Cuadro N°IV- 27 y el gráfico N° IV-22, se estima una velocidad de sedimentación de **0.097 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.294 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 7

Mineral del Sector 6

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 30.8% sólidos con floculante Allied Colloids Percol 156. De acuerdo al Cuadro N°IV- 28 y el

gráfico N° IV-23, se estima una velocidad de sedimentación de **0.122 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.228 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 8

Mineral del Sector 7

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 23.7% sólidos sin floculante . De acuerdo al Cuadro N°IV- 29 y el gráfico N° IV-24, se estima una velocidad de sedimentación de **0.093 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.228 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 9

Mineral del Sector 7

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 24.0% sólidos con floculante Magnafloc 155 . De acuerdo al Cuadro N°IV- 30 y el gráfico N° IV-25, se estima una velocidad de sedimentación de **0.153 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.209 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 10

Mineral del Sector 7

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 24.0% sólidos con floculante Magnafloc 455 . De acuerdo al Cuadro N°IV- 31 y el gráfico N° IV-26, se estima una velocidad de sedimentación de **0.156 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.192 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 11

Mineral del Sector 7

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 35.2% sólidos, sin floculante. De acuerdo al Cuadro N°IV- 32 y el gráfico N° IV-26, se estima una

velocidad de sedimentación de **0.062 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.665 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 12

Mineral del Sector 7

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 34.9% sólidos con floculante Allied Colloids Percol 351. De acuerdo al Cuadro N°IV- 33 y el gráfico N° IV-28, se estima una velocidad de sedimentación de **0.085 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.362 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 13

Mineral del Sector 7

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 34.5% sólidos con floculante Allied Colloids Percol 156. De acuerdo al Cuadro N°IV- 34 y el gráfico N° IV-29, se estima una velocidad de sedimentación de **0.121 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.241 m²/t/d**.

Prueba de sedimentación N° 14

Mineral del Sector 7

- Prueba realizada a 80% - 200 mallas, 22.2% sólidos con floculante Allied Colloids Percol 351. De acuerdo al Cuadro N°IV- 35 y el gráfico N° IV-30, se estima una velocidad de sedimentación de **0.095 m/hr** y un area unitaria de espesado de **0.592 m²/t/d**.

PRUEBAS DE CLARIFICACION

Prueba de Clarificación N° 1

- Para una Turbidez inicial de 230 NTU a un pH de 11.2 (sin acondicionar con cal) la Mezcla N° 4 (Alifloc 923,1700 ppm +

Praestol 854BC,3ppm + Spec,6 ppm) es la que muestra la menor Turbidez, igual a 24.6 NTU (Ver cuadro N° IV-36).

Prueba de Clarificación N° 2

- Para una Turbidez inicial de 225 NTU a un pH de 12 (acondicionado con cal) la Mezcla N° 4 (Alifloc 923, 2000 ppm + Magnafloc 455,3ppm + Spec,6 ppm) es la que muestra la menor Turbidez, igual a 28.5 NTU (Ver cuadro N° IV-37).

Prueba de Clarificación N° 3

- Para una Turbidez inicial de 206 NTU a un pH de 12 y otras sin cal (pH es 11.3) la Mezcla N° 4 (acondicionado con cal, Alifloc 923, 2000 ppm + Magnafloc 455,3ppm + P-2640,4.5 ppm) es la que muestra la menor Turbidez, igual a 28.5 NTU (Ver cuadro N° IV-38).

Prueba de Clarificación N° 4

- Para una prueba en planta para una turbidez inicial en rangos de 200 - 230 NTU, se empleo un pH de 12 con Mezcla de Coagulante catiónico LIPEFLOC 01A, 957 ppm + floculante catiónico Magnafloc 455, 3ppm + floculante aniónico SPEC,6 ppm) nos dió resultados de turbidez final en el rango de 25 - 30 NTU (Ver cuadro N° IV-39).
- Para otra prueba en planta para una turbidez inicial en rangos de 200 - 230 NTU, se empleo un pH de 12 con Mezcla de Coagulante catiónico ALIFLOC 923, 783 ppm + floculante catiónico Magnafloc 455, 1.5 ppm + floculante aniónico SPEC, 4 ppm, nos dió resultados de turbidez final en el rango de 15 - 20 NTU (Ver cuadro N° IV-40).

7.3 ASPECTOS DE INGENIERIA

El siguiente cuadro comparativo nos muestra el efecto de optimización en la planta de tratamiento

PARAMETROS DE OPERACION EN LA PLANTA		
REACTIVOS	OPERACION ACTUAL (KG/TMS)	OPERACION OPTIMIZADA (KG/TMS)
SECCION MOLIENDA, CIANURACION Y SEDIMENTACION		
Cianuro de sodio	4.57	3.80
Cal viva	6.97	7.16
Coagulante	3.37	1.74
Floculante Magnafloc 155	0.01	0.05
Floculante Magnafloc 455	0.11	0.05
Sulfato de Aluminio	0.00	-----
Floculante SPEC	-----	0.01
Bolas de 1"	0.00	0.00
Bolas de 1 1/2"	0.00	0.00
Bolas de 2"	0.10	0.16
Bolas de 3"	0.05	0.03
Petroleo	0.07	0.09
SECCION MERRILL CROWE Y FUNDICION		
Diatomita	1.55	1.25
Polvo de zinc	0.33	0.26
Acido clorhídrico	0.02	0.03
Borax granulado	0.04	0.01
Carbonato de sodio	0.01	0.00
Dioxido de manganeso	0.00	0.00
Nitrato de potasio	0.01	0.00
Cuarzo cerámico	0.00	0.00
Cemento Morsen	0.00	0.00
Pensael	0.00	0.00
Crisol de Grafito	0.00	0.00
Acido sulfúrico industrial	-----	0.05
Petroleo	0.12	0.12

7.4 EVALUACION ECONOMICA

COSTOS DE OPERACION

El siguiente cuadro nos muestra los costos de operación para ambos casos.

	\$USA/TM	\$USA/onz. Ag
Operación Actual	27.20	4.768
Operación optimizada	21.57	3.630

La diferencia a favor del estudio es de: **\$ USA 5.63 / TM (\$ USA 1.138 / ONZ Ag producida)**

VALOR DE LA PRODUCCION

El valor de la producción fue estimado en **\$ USA 30.50/TMS.**

RENTABILIDAD

El siguiente cuadro nos muestra las rentabilidades para cada alternativa analizada.

	\$USA/TM	\$USA/onz. Ag
Operación Actual	3.30	0.382
Operación optimizada	8.93	1.52

La diferencia a favor del estudio es de: **\$ USA 5.63 / TM (\$ USA 1.138 / ONZ Ag producida)**

BIBLIOGRAFIA

1. METALURGIA DEL ORO

POR: ING. MISARI

2. ESTUDIO MINERAGRAFICO EN SECCIONES PULIDAS DE LOS RELAVES DE AUREX

POR: DR. DE MOUNTRIULL

3. HANDBOOK OF MINERAL DRESSING

A.F. TAGGART – 1954

4. INTRODUCCION AL PROCESAMIENTO DE MINERALES

ERROL G. KELLY – 1990

5. INGENIERIA METALURGICA

ING. IVAN QUIROZ

6. IX JORNADAS METALURGICAS- METALURGIA DEL ORO Y LA PLATA

METALURGIA-UNI

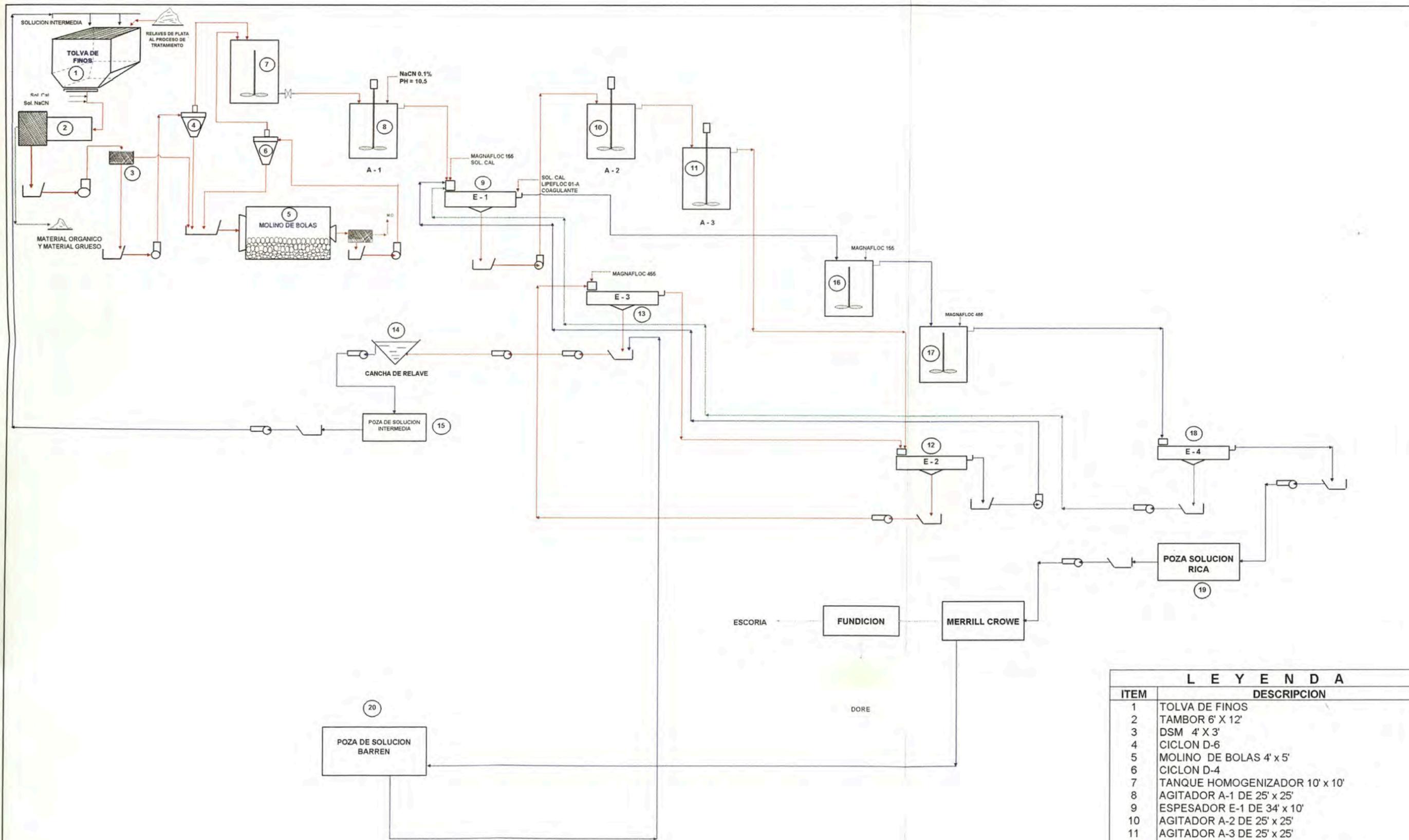
7. METALURGIA DEL ORO

E. DIEZ CANSECO

8. FISICO QUIMICA.- FENOMENOS SUPERFICIALES.- COLOIDES – EMULSIONES- CAPITULO 18- PAG 432.

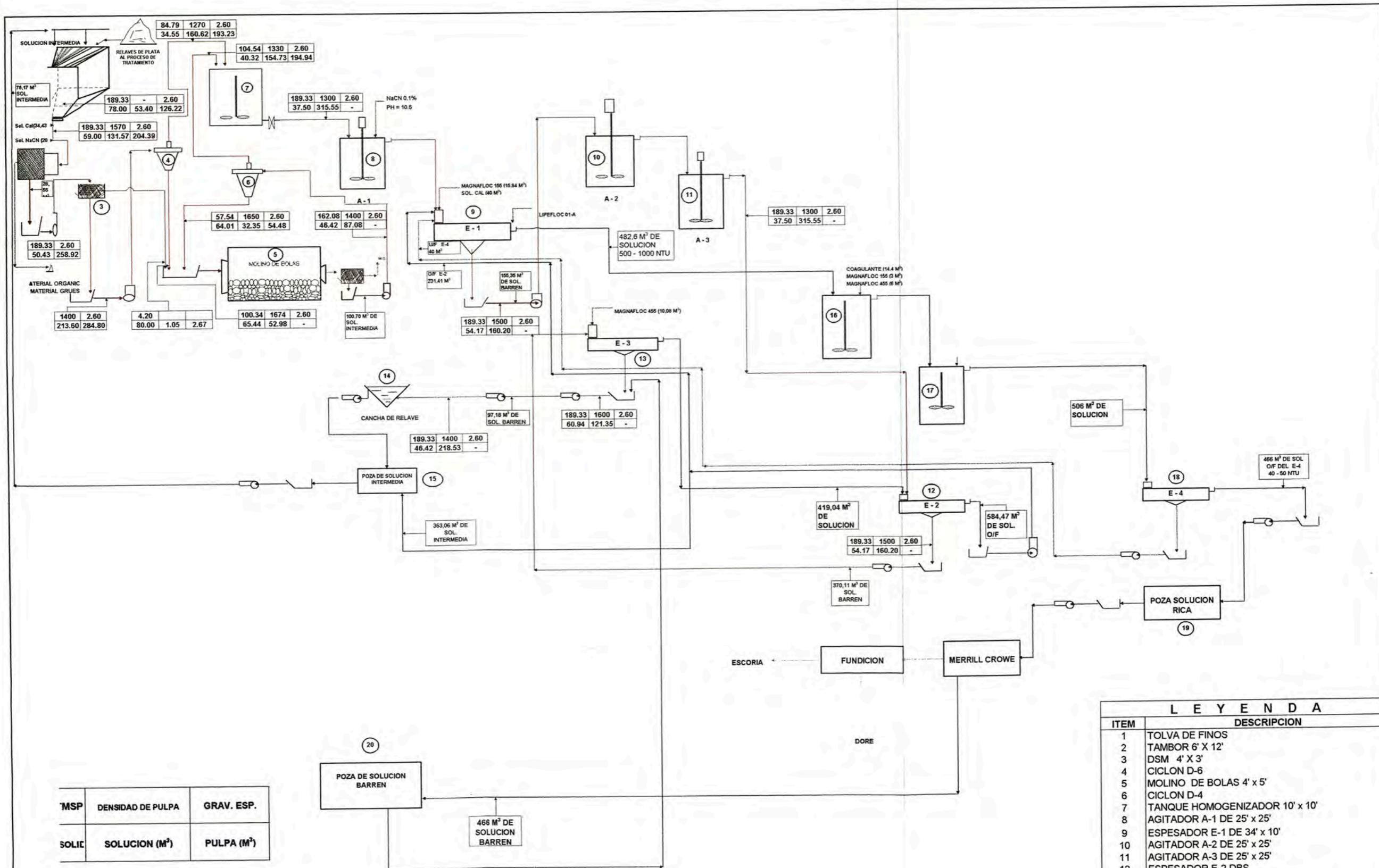
GILBERT W. CASTELLAN

ANEXOS



LEYENDA	
ITEM	DESCRIPCION
1	TOLVA DE FINOS
2	TAMBOR 6' X 12'
3	DSM 4' X 3'
4	CICLON D-6
5	MOLINO DE BOLAS 4' x 5'
6	CICLON D-4
7	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
8	AGITADOR A-1 DE 25' x 25'
9	ESPEADOR E-1 DE 34' x 10'
10	AGITADOR A-2 DE 25' x 25'
11	AGITADOR A-3 DE 25' x 25'
12	ESPEADOR E-2 DBS
13	ESPEADOR E-3
14	CANCHA DE RELAVES DE CIANURACION
15	POZA DE SOLUCION INTERMEDIA
16	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
17	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
18	ESPEADOR E-4 DE 20' x 10'
19	POZA DE SOLUCION RICA
20	POZA DE SOLUCION BARREN

CIA. MINERA AUREX
PLANTA DE CIANURACION ANDES
DIAGRAMA DE FLUJO - OPERACIÓN ACTUAL
 CAPACIDAD: 5400 TMSPM
 PLANO N° 1 P-1
 DIBUJADO POR:
 ABELINO SALAZAR SUAREZ
 ESCALA: S/E
 FECHA: 10/01/00

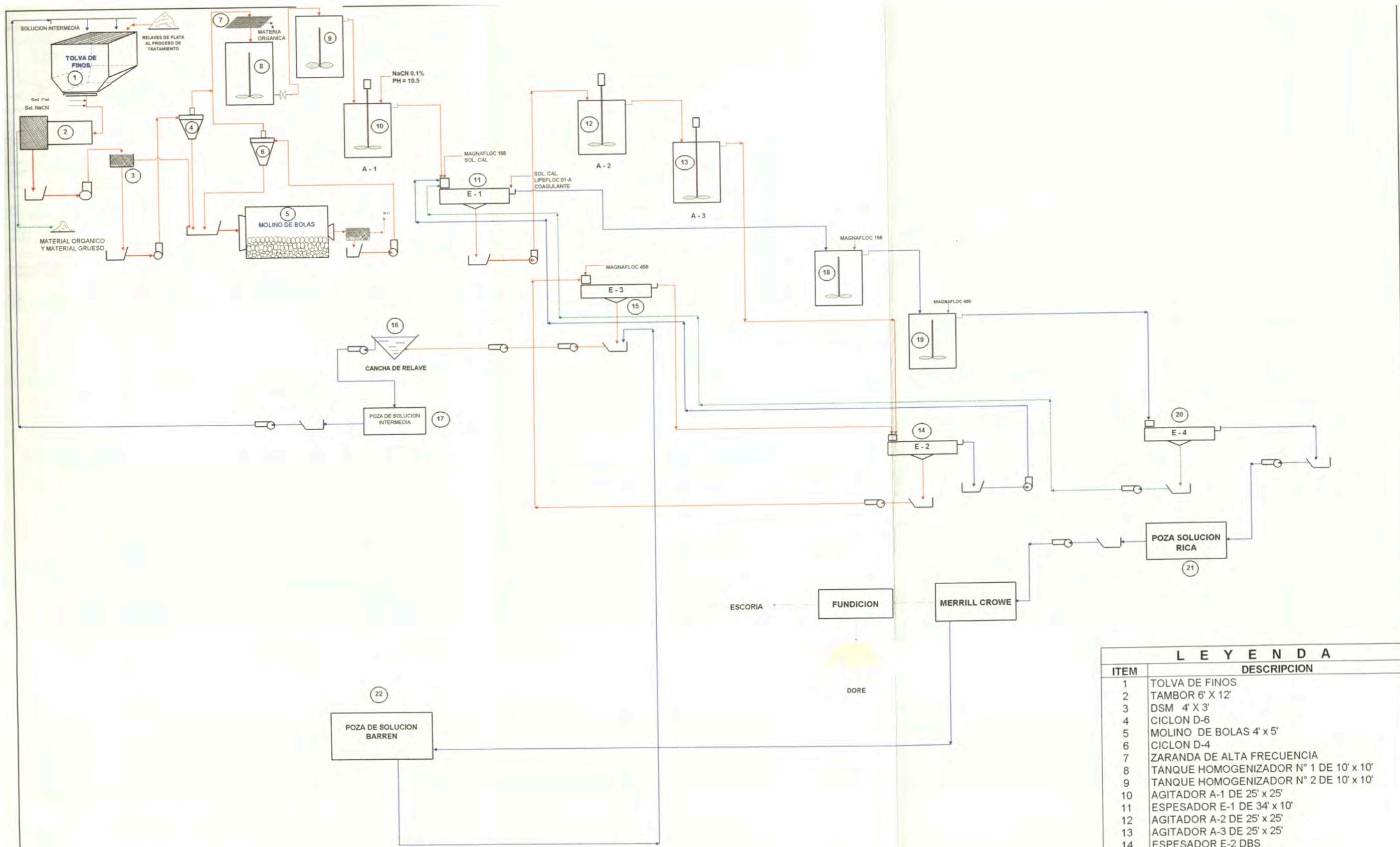


MSP	DENSIDAD DE PULPA	GRAV. ESP.
SOLIC	SOLUCION (M ³)	PULPA (M ³)

CIA. MINERA AUREX
PLANTA DE CIANURACION ANDES
DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO - OPERACION ACTUAL

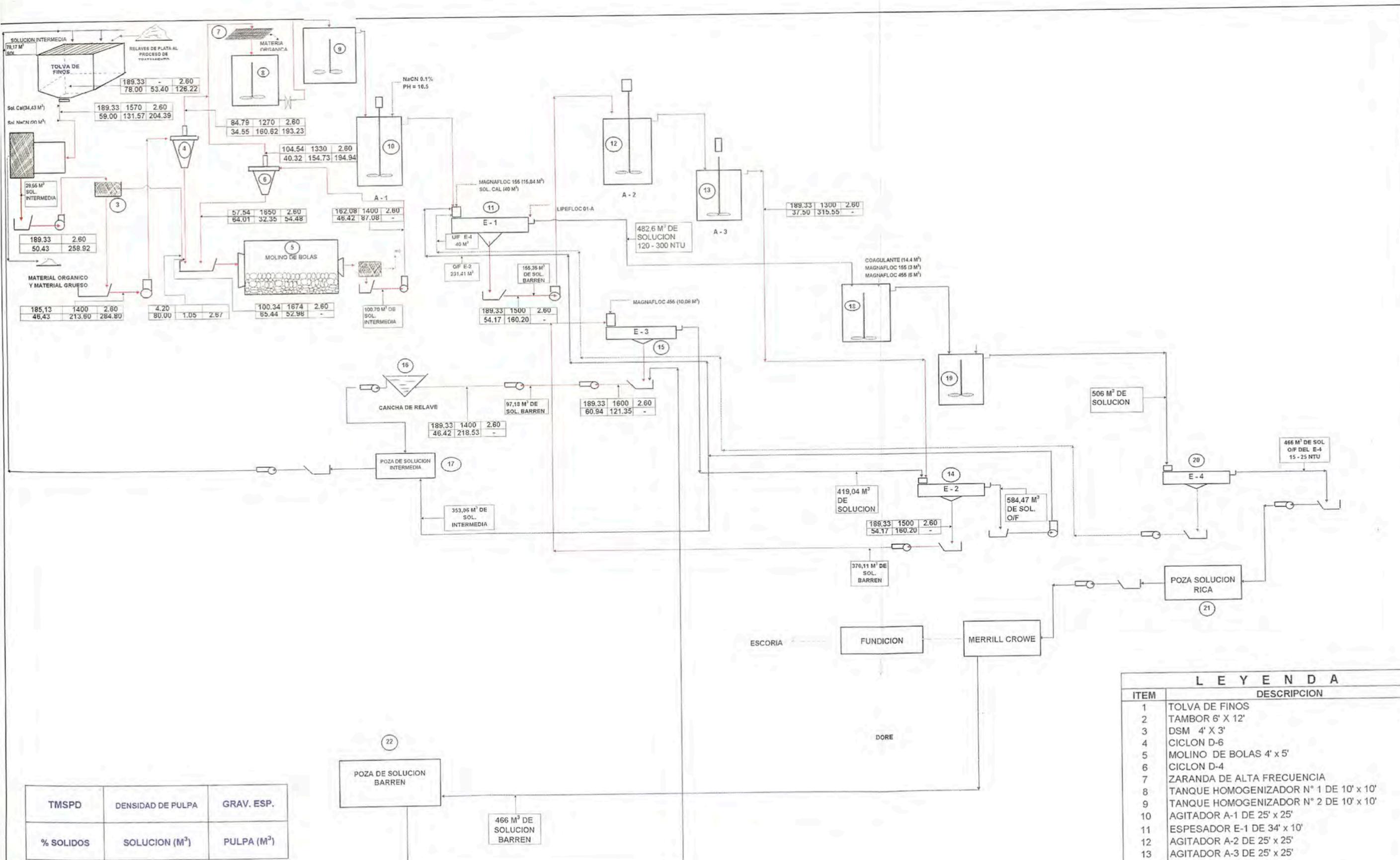
CAPACIDAD: 5400 TMSPM		DIBUJADO POR:
PLANO N° 2	FECHA:	ABELINO SALAZAR SUAREZ
P-2	10/01/00	ESCALA: S/E

LEYENDA	
ITEM	DESCRIPCION
1	TOLVA DE FINOS
2	TAMBOR 6' X 12'
3	DSM 4' X 3'
4	CICLON D-6
5	MOLINO DE BOLAS 4' x 5'
6	CICLON D-4
7	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
8	AGITADOR A-1 DE 25' x 25'
9	ESPESADOR E-1 DE 34' x 10'
10	AGITADOR A-2 DE 25' x 25'
11	AGITADOR A-3 DE 25' x 25'
12	ESPESADOR E-2 DBS
13	ESPESADOR E-3
14	CANCHA DE RELAVES DE CIANURACION
15	POZA DE SOLUCION INTERMEDIA
16	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
17	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
18	ESPESADOR E-4 DE 20' x 10'
19	POZA DE SOLUCION RICA
20	POZA DE SOLUCION BARREN



CIA. MINERA AUREX
PLANTA DE CIANURACION ANDES
DIAGRAMA DE FLUJO - OPERACIÓN OPTIMIZADA
 CAPACIDAD: 5400 TMSPM
 PLANO N° 3 P-3
 DIBUJADO POR:
 ABELINO SALAZAR SUAREZ
 ESCALA: S/E
 FECHA:
 10/01/00

LEYENDA	
ITEM	DESCRIPCION
1	TOLVA DE FINOS
2	TAMBOR 6' X 12'
3	DSM 4' X 3'
4	CICLON D-6
5	MOLINO DE BOLAS 4' x 5'
6	CICLON D-4
7	ZARANDA DE ALTA FRECUENCIA
8	TANQUE HOMOGENIZADOR N° 1 DE 10' x 10'
9	TANQUE HOMOGENIZADOR N° 2 DE 10' x 10'
10	AGITADOR A-1 DE 25' x 25'
11	ESPESADOR E-1 DE 34' x 10'
12	AGITADOR A-2 DE 25' x 25'
13	AGITADOR A-3 DE 25' x 25'
14	ESPESADOR E-2 DBS
15	ESPESADOR E-3
16	CANCHA DE RELAVES DE CIANURACION
17	POZA DE SOLUCION INTERMEDIA
18	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
19	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
20	ESPESADOR E-4 DE 20' x 10'
21	POZA DE SOLUCION RICA
22	POZA DE SOLUCION BARREN



TMSPD	DENSIDAD DE PULPA	GRAV. ESP.
% SOLIDOS	SOLUCION (M ³)	PULPA (M ³)

LEYENDA	
ITEM	DESCRIPCION
1	TOLVA DE FINOS
2	TAMBOR 6' X 12'
3	DSM 4' X 3'
4	CICLON D-6
5	MOLINO DE BOLAS 4' x 5'
6	CICLON D-4
7	ZARANDA DE ALTA FRECUENCIA
8	TANQUE HOMOGENIZADOR N° 1 DE 10' x 10'
9	TANQUE HOMOGENIZADOR N° 2 DE 10' x 10'
10	AGITADOR A-1 DE 25' x 25'
11	ESPESADOR E-1 DE 34' x 10'
12	AGITADOR A-2 DE 25' x 25'
13	AGITADOR A-3 DE 25' x 25'
14	ESPESADOR E-2 DBS
15	ESPESADOR E-3
16	CANCHA DE RELAVES DE CIANURACION
17	POZA DE SOLUCION INTERMEDIA
18	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
19	TANQUE HOMOGENIZADOR 10' x 10'
20	ESPESADOR E-4 DE 20' x 10'
21	POZA DE SOLUCION RICA
22	POZA DE SOLUCION BARREN

CIA. MINERA AUREX
PLANTA DE CIANURACION ANDES
DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO - OPERACIÓN OPTIMIZADA
 CAPACIDAD: 5400 TMSM
 DIBUJADO POR: ABELINO SALAZAR SUAREZ
 PLANO N° 4 P-4 FECHA: 10/01/00 ESCALA: S/E