



Universidad Nacional Autónoma de México

Facultad de Química

RECUPERACION DE VALORES DE LOS
RESIDUOS DEL HORNO WAEELZ.

T E S I S

Que para obtener el título de
INGENIERO QUIMICO METALURGICO
p r e s e n t a :
DONALDO VARGAS CUELLAR

1977



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.

CLAS TESIS 1977
AÑO 1977
FECHA _____
PRGC 395



JURADO ASIGNADO

PRESIDENTE ----- PROF. MANUEL GAVIÑO RIVERA

VOCAL ----- PROF. KURT H. NADLER GUNDEISHEIMER

SECRETARIO ----- PROF. MARCO ANTONIO CHAMORRO DIAZ

PRIMER SUPLENTE ----- PROF. ENRIQUE CURIEL REYNA

SEGUNDO SUPLENTE ----- PROF. HUMBERTO RODRIGUEZ CALDERA

COMISION DE FOMENTO
Sitio donde se desarrolló el tema:-----
MINERO (UNIDAD TECAMACHALCO).-----

Nombre completo y firma del sustentante ----- DONALDO VARGAS
CUELLAR. *Donaldo Vargas C.*-----

Nombre completo y firma del asesor del tema:-----
PROF. MARCO ANTONIO CHAMORRO DIAZ *[Firma]*-----

A LA MEMORIA DE MI MADRE:
EUFROSINA CUELLAR RAMIREZ.

A MI PADRE:
ALFONSO VARGAS OLGUIN
CON AGRADECIMIENTO Y
RESPECTO.

A MIS HERMANOS:

ENEIDA

ANGELINA

ELIEZER

PAUL

ELIA

ISAI

NAYIGIO

MIRNA

CARIÑOSAMENTE.

A LA COMPAÑERA :

LEONOR FLORES RUIZ

POR SU VALIOSA COOPERACION Y AYUDA.

CON AMOR A :

MARIA MALDONADO FALCON.

AL PERSONAL DE LOS LABORATORIOS
DE FOMENTO MINERO.
(UNIDAD TECAMACHALCO)

AL MAESTRO:

ING. MARCO A. CHAMORRO D.

I N D I C E

	Página
I.- INTRODUCCION -----	1
1.1- Caracterización de la muestra para estudio Metalúrgico -----	2
1.2- Síntesis de Preparación de la muestra para el estudio -----	3
2.- ESTUDIO HIDROMETALURGICO.-----	6
2.1- Lixiviación -----	6
2.2- Fundamentos referentes al proceso de lixiviación de Cobre -----	7
2.3- Procesos de lixiviación -----	9
2.4- Estudio de aplicación del proceso hidro- metalúrgico de lixiviación de Cobre -----	II
3.- TOSTACION - LIXIVIACION -----	24
3.1- Fundamentos de la tostación -----	24
3.2- Pruebas de tostación - lixiviación -----	28
4.- CIANURACION -----	37
4.1- Solubilidad de Oro y Plata en soluciones de cianuro -----	37
4.2- Efecto de la concentración de cianuro -----	39
4.3- Efecto de la concentración del ion hidrógeno -----	4I
4.4- Efecto de la concentración de oxígeno -----	44
4.5- Estudio de aplicación del proceso de cianuración -----	46
5.- METODOS DE ANALISIS -----	56
6.- CONCLUSIONES -----	70
7.- BIBLIOGRAFIA -----	73

CAPITULO I

INTRODUCCION

I. INTRODUCCION.

El presente trabajo es un estudio hidrometalúrgico que tiene como finalidad la recuperación de los valores de cobre, plata y oro contenidos en los residuos del horno Waelz, existentes en la empresa ZINCAMEX S.A. , en Saltillo Coah.

La producción actual de residuos alcanza 2400 ton. mensuales con leyes de 1.68% de cobre, 273 g/T de plata y 1,18 g/T de oro, por lo que la empresa ZINCAMEX S.A. ha fijado un programa de recuperación de dichos valores, el cual sirve de base para el estudio.

I.I CARACTERIZACION DE LA MUESTRA PARA ESTUDIO METALURGICO.

El difractograma obtenido en rayos-X muestra que este material es amorfo, constituido por abundante vidrio y cal. Las especies cristalinas que se identificaron se anotan en el siguiente cuadro No. I

Proporción estimada	Especies Minerales
MAYOR	(Material amorfo)
MEDIANA	Melilita ($\text{Ca}_2\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_7$) Hardistonita ($\text{Ca}_2\text{ZnSi}_2\text{O}_7$) Zincita (ZnO)
MENOR	Diópsido ($\text{CaMgSi}_2\text{O}_6$) Magnetita (Fe_3O_4) Tenorita (CuO) Feldespatos, Cuarzo

Cuadro No. I

Estimandose el porcentaje de Zincita y Hardistonita en 2.49% y 3.75% respectivamente.

Análisis Cualitativo Espectrográfico:

Proporción estimada	Elementos
más de 10%	Si, Fe, Ca, Al.
de 1 a 10%	Zn, Mg, Cu, Mn.
de 0.1 a 1%	Pb, Ba, K, Ti, Na, As.
de 0.01 a 0.1%	Cr, Co, Sr, V, Sb, Ag, Ni.
menos de 0.01%	Mo, Sn, Zr.

Cuadro No. 2

Análisis Químico Cuantitativo: Los valores y los elementos que se consideraron importantes para el estudio metalúrgico se analizaron cuantitativamente y se reportan a continuación:

Plata	273 g/T
Oro	1.18 "
Cobre	1.68 %
Zinc	5.75 %
Fierro	20.45 %
Plomo	0.52 "
Oxido de Calcio	13.49 "
Oxido de Magnesio	2.38 "
Azufre	2.0 "
Alúmina	10.78 "
Sílice	10.0 "
Carbón	10.76 "

Cuadro No. 3

I.2 SINTESIS DE PREPARACION DE LA MUESTRA PARA EL ESTUDIO.

La muestra original fué homogeneizada y cuarteada para obtener de ella un producto representativo que se utilizó en toda la experimentación. Considerando que en los residuos se hallan partículas metálicas con tama--

ños variables, el estudio de molienda se proyectó a -65 mallas por considerarse también la molienda más adecuada en base a la recuperación obtenida en el proceso de lixiviación.

Las pruebas de trituración se realizaron por el método directo en quebradora de Quijada de 6" x 4" con motor de 3.0 H.P. que imparte al volante de la misma una velocidad de 360 r.p.m. produciendo descarga de mineral de -1/2" .

Para calcular la demanda de energía en molienda se empleó la técnica BOND, determinando el valor (W_i) de -14 a -65 mallas en un molino de laboratorio de 8" x 8" .

En los cuadros No. 4 y No. 5 se anotan los resultados de las pruebas de trituración y molienda.

C O N C E P T O	D A T O
(F) Alimentación, valor en micras	61000
(P) Descarga, " " "	13700
RT=F/P, relación de trituración	4.452
Peso Volumétrico a -3/4" (T/m ³)	1.473
Capacidad de quebradora 6" x 4" (T/h)	0.701
(Wi) Índice de trabajo (KWh/T)	4.58

Cuadro No. 4

C O N C E P T O	D A T O
(F) Alimentación, valor en micras	930
(P) Descarga, " " "	188
Carga de molino 8" x 8" (g.)	508
Índice de moliendabilidad (g/rev.)	0.460
Carga circulante (%)	250.0
Carga de bolas (Kg)	5.954
% de sólidos en la pulpa	50.0
(Wi) Índice de trabajo (KWh/T)	26.6

Cuadro No. 5

C A P I T U L O I I

E S T U D I O M E T A L U R G I C O

2.- ESTUDIO HIDROMETALURGICO.

Con fundamento en los datos obtenidos en el estudio de caracterización de la muestra y análisis de la misma , en la cual se identificaron los valores de cobre y zinc como Tenorita (Cu) y Hardistonita (Zn), se estimó conveniente aplicar en este caso la recuperación de dichos valores por un proceso de lixiviación, sea ácida o alcalina, combinado con operaciones adjuntas de tostación y cianuración.

2.I LIXIVIACION.

En general es el proceso por medio del cual se solubiliza el mineral o valor deseado en un disolvente que se ha seleccionado. El problema de la lixiviación es determinar las condiciones químicas, termodinámicas y mecánicas mediante las cuales se obtenga una disolución máxima del elemento deseado así como la rentabilidad del proceso.

Un mineral se considera adecuado para tratarse por lixiviación cuando éste no responde debidamente a los tratamientos de concentración gravimétrica, flotación u otro procedimiento. El elemento buscado, puede encontrarse en estado libre, o bien en forma de sulfuro, carbonato, silicato, óxido o sulfato. En cualquier caso es

casi seguro que se presenten dificultades para su beneficio y/o extracción metálica.

Los disolventes que se utilizan en la lixiviación incluyen tanto soluciones ácidas como alcalinas o simplemente agua, así como también algunas sales; pero el ácido sulfúrico es el que se usa más comunmente. Esto se debe, en parte a su eficiencia como solvente, los problemas de corrosión son mínimos, es fácil de conseguir y de bajo costo, como también a su fácil manejo en la operación y su posible recuperación en el proceso.

2.2.- FUNDAMENTOS REFERENTES AL PROCESO DE RECUPERACION DE COBRE.

La lixiviación de cobre depende de diversos factores, que también son comunes en la lixiviación de otros metales.

- 1.) Tamaño de partícula a que debe molerse el mineral.
- 2.) Concentración del solvente.
- 3.) Tiempo de contacto.
- 4.) Temperatura del disolvente.

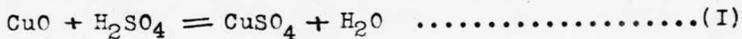
1.) El objeto de triturar y moler el mineral antes de la lixiviación es, desde luego, facilitar el contacto del disolvente con el metal ó mineral liberado, así como la separación posterior de la solución en un tiempo razonable.

2.) Para elegir la concentración óptima del disolvente que se va a utilizar, es cuestión de buscar el equilibrio de algunos factores como son los compuestos de hierro que se precipitan cuando la solución esta muy cerca del punto neutro. Otro factor es que se necesita un mínimo de ácido libre, generalmente de 16 g/l para obtener buenos resultados en el departamento de tanques.

3.) El tiempo de contacto es un factor muy importante, se refiere tan solo al tiempo durante el cual el mineral esta en contacto con el líquido lixivian- te.

4.) La temperatura es importante, puesto que la solubilidad aumenta considerablemente cuando se aumenta la temperatura del disolvente.

La lixiviación con ácido sulfúrico es relativamente sencilla, según lo demuestra la ecuación siguiente:



Las concentraciones de ácido para la lixiviación varían desde 90 g/l para las plantas llamadas de "ácido diluido", hasta más de 500 g/l para las plantas de "ácido concentrado".

La lixiviación con ácido concentrado es más rápida debido a la mayor difusión que existe entre el disolvente y las partículas, pero tiende a disolver grandes cantidades de impurezas como son Ca, Mg, Fe, etc.

2.3.- PROCESOS DE LIXIVIACION.

La lixiviación puede ser continua o intermitente, por lotes. La lixiviación continua, que generalmente se realiza en tanques agitados por aire, del tipo Pachuca, es más apropiada para las plantas que tienen alimentación abundante y uniforme de mineral. No trabaja correctamente en el tratamiento de minerales cuyo contenido de impurezas presente variaciones fuertes.

La lixiviación por lotes, que ordinariamente se lleva a cabo en tanques de construcción sencilla agitados mecánicamente, suele proporcionar soluciones más puras para la electrólisis o extracción por solventes que las del sistema continuo, ya que se puede retener cada lote en tratamiento hasta estar seguro, mediante análisis, que su contenido de impurezas sea bajo, así como la recuperación sea la deseada.

La lixiviación simple, ya sea continua o por lotes, se utiliza debido a que su inversión inicial es mínima en

cuanto a equipo. El calcinado se lixivia en exceso de ácido, hasta que halla disuelto gran parte del metal deseado. Se agrega entonces, cuidadosamente, calcinado nuevo hasta que la concentración ácida de la solución halla descendido a cerca de 0,4 %.

Es necesario tener solución neutra para poder precipitar el hierro que posteriormente servirá de agente purificador. Esto no se puede lograr si se agrega calcinado nuevo, porque implicaría pérdidas de metal no disuelto. Por lo tanto, 0.4 % del ácido restante se debe neutralizar agregando cal. Este sistema requiere gran cuidado por parte del operador, a fin de equilibrar exactamente las cantidades de mineral y de cal que va agregando.

La lixiviación doble es más fácil de controlar, pero requiere más equipo que la simple. En ésta, la pulpa se neutraliza añadiendo exceso de mineral; luego, el residuo, que contiene algo de metal no disuelto, se trata con ácido diluido en lixiviación por separado. La cantidad de solución restante de esta segunda lixiviación se mezcla con la solución nueva destinada a la primera lixiviación. Este proceso, a diferencia de la lixiviación simple, requiere un segundo equipo de lixiviación y espesadores.

2.4.- ESTUDIO DE APLICACION DEL PROCESO HIDROMETALURGICO
DE LIXIVIACION ACIDA.

Este estudio esta encaminado hacia la obtención de los parámetros de operación del proceso por lo que fué necesario formular el plan de experimentación basado en los fundamentos descritos anteriormente.

2.4.I- RECUPERACION DE COBRE.

Consecuentemente se consideró como base el ácido sulfúrico, y se condujo calculando estequiométricamente el consumo de ácido conforme a los elementos posiblemente solubles.

El cuadro No. 6 reporta los Kg/T de ácido sulfúrico estequiométrico.

ELEMENTO O COMPUESTO	H ₂ SO ₄ (Kg/T)
Cu	87.9
Zn	26.4
Fe	366.2
CaO	240.8
MgO	58.9
TOTAL	780.2

Cuadro No. 6

Muestreado y homogeneizado por conos y cuarteos se lixivio por agitación en ácido sulfúrico concentrado (390g/l) en cuatro series de pruebas, variando las condiciones a fin de encontrar la mejor recuperación.

Las variables establecidas para las cuatro series son:

Molienda

Tiempo de lixiviación.

Concentración de ácido sulfúrico.

Dilución.

Permaneciendo constantes tres de las variables en cada una de las series tal como puede observarse en los resultados obtenidos.

S E R I E No.I

CONSTANTES: Peso de muestra100g.

Acido sulfúrico780Kg/T (Esteq.)

Tiempo de lixiviación2 hrs.

Dilución 2 : 1

VARIABLES: Moliendas de -10, -28, -65, -100, y -200 mallas.

PRUEBA a) Molienda = -10 mallas.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	94.2 g.	1.58 %Cu	1.48 g.	88.6 %

Recuperación calculada = 11.4 %Cu.

p^H = 0

PRUEBA b) Molienda = -28 mallas.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	100 g.	1.52 %Cu	1.52 g.	90.4 %

Recuperación calculada = 9.6 %Cu.

p^H = 0

PRUEBA c) Molienda = -65 mallas.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	101.0g.	1.5 %Cu	1.5 g.	89.8 %

Recuperación calculada = 10.2 %Cu.

p^H = 0

PRUEBA d) Molienda = -100 mallas.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	88.0 g.	1.8 %Cu	1.58 g.	88.3 %

Recuperación calculada = 11.7 %Cu.

p^H = 0

PRUEBA e) Molienda = -200 mallas.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	96 g.	1.55 %Cu	1.48 g.	88.0 %

Recuperación calculada = 12 %Cu.

p^H = 0

Evidentemente los mejores resultados corresponden a la prueba b); sin embargo la recuperación es aún muy baja (9.6 %Cu) y el p^H después de la lixiviación indica una pulpa completamente ácida con la presencia de reactivo disolvente libre (58 g/l).

S E R I E No. 2

CONSTANTES: Peso de muestra 100 g.
Molienda -28 mallas
Dilución 2 : 1
Tiempo de agitación 2 hrs.

VARIABLE: Concentración de ácido sulfúrico.

0.75 Estequiométrico.

1.0 "

1.5 "

2.0 "

P R U E B A a) Conc. de ácido 585 Kg/T (0.75 esteq.)

R E S U L T A D O S:

PRODUCTO: PESO: LEY: CONTDO: DISTRIB:

Residuo 85 g. 1.8 %Cu 1.53 g. 91 %

Recuperación calculada = 9.0 %Cu.

P R U E B A b) Conc. de ácido 780 Kg/T (esteq.)

R E S U L T A D O S:

PRODUCTO: PESO: LEY: CONTDO: DISTRIB:

Residuo 94.2 g. 1.58 %Cu 1.53 g. 88.6 %

Recuperación calculada = 11.4 %Cu.

P R U E B A c) Conc. de ácido 1170 Kg/T (1.5 esteq.)

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	96 g.	1.5 %Cu	1.44 g.	85.7 %

Recuperación calculada = 14.3 %Cu.

P R U E B A d) Conc. de ácido 1560 Kg/T (2.0 esteq.)

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	106 g.	1.35 %Cu	1.43 g.	85.1 %

Recuperación calculada = 14.9 %Cu.

En esta serie la ley de residuos es alta por lo que la recuperación no puede considerarse como satisfactoria, además el consumo de ácido sulfúrico por tonelada tratada a nivel industrial elevará los costos del proceso; sin embargo para continuar con la experiencia se tomó como constante la prueba b), o sea el ácido estequiométrica - mente calculada.

S E R I E No. 3

CONSTANTES: Peso de muestra 100 g.
Molienda -28 mallas.
Conc. de ácido 780 Kg/T (esteq.)
Tiempo de agitación 2 hrs.

VARIABLES: Diluciones de 2:I, 4:I, 6:I, 8:I y 10:I .

P R U E B A a) Dilución = 2:I .

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	94 g.	1.58 %Cu	1.48 g.	88,6 %

Recuperación calculada = 11.4 %Cu.

P R U E B A b) Dilución = 4:I .

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	98 g.	1.5 %Cu	1.47 g.	87.5 %

Recuperación calculada = 12.5 %Cu.

PRUEBA c) Dilución = 6:1 .

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	86 g.	1.7 %Cu	1.46 g.	86.9 %

Recuperación calculada = 13.1 %Cu.

PRUEBA d) Dilución = 8:1 .

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	86.5 g.	1.72 %Cu	1.46 g.	88.4 %

Recuperación calculada = 11.6 %Cu.

PRUEBA e) Dilución = 10:1 .

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	85.8 g.	1.8 %Cu	1.53 g.	91.9 %

Recuperación calculada = 8.1 %Cu.

En esta serie se tiene una baja solubilidad de cobre en los residuos, sin embargo con la prueba b) dilución 4:1, se tiene mejor manejabilidad de las pulpas.

S E R I E No. 4

CONSTANTES: Peso de muestra 100 g.
Molienda -28 mallas
Dilución 4:1 .
Conc. de ácido 780 Kg/T (esteq.)

VARIABLE: Tiempo de agitación de 1, 2, 4 y 6 hrs.

P R U E B A a) Tiempo de agitación = 1 h.

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	99 g.	1.52 %Cu	1.5 g.	90.4 %

Recuperación calculada = 9.6 %Cu.

PRUEBA b) Tiempo de agitación = 2 hrs.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	94 g.	1.58 %Cu	1.48 g.	88.6 %

Recuperación calculada = 11.4 %Cu.

PRUEBA c) Tiempo de agitación = 4 hrs.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	101 g.	1.5 %Cu	1.5 g.	89.8 %

Recuperación calculada = 10.2 %Cu.

PRUEBA d) Tiempo de agitación = 6 hrs.

RESULTADOS:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	88 g.	1.8 %Cu	1.58 g.	88.3 %

Recuperación calculada = 11.7 %Cu.

Los resultados de esta serie no difieren de los obtenidos con las mismas constantes pero con tiempo de 4 hrs. Por lo cual en las mejores condiciones de operación sería inco--teable este tipo de pruebas en relación a la baja solubi-- lidad de cobre obtenida.

Se proyectó la prueba No. 5 con ácido sulfúrico y sulfato férrico como activante en las reacciones de disolución de cobre, obteniéndose resultados negativos.

Las constantes de trabajo y los resultados se anotan a continuación:

P R U E B A No. 5

CONSTANTES: Peso de muestra 100 g.
Molienda -28 mallas
Dilución 4:1 .
Conc. de ácido 780 Kg/T
Sulfato férrico 39.0 g/100 g.
Tiempo de agitación 2 hrs.

R E S U L T A D O S:

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTCO:	DISTRIB:
Residuo	86 g.	3.0 %Cu	2.58 g.	92.2 %

Recuperación calculada = 7.8 %Cu.

PRUEBA No. 6

CONDICIONES: Peso de muestra 100 g.
Molienda -65 mallas.
Dilución 4:1 .
Conc. de ac. sulfúrico 780 Kg/T
Acido nítrico 10.0 %
Tiempo de agitación 4 hrs.

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	85 g.	1.65 %Cu	1.4 g.	83.3 %

Recuperación calculada = 16.7 %Cu.

PRUEBA No. 7

CONDICIONES: Peso de muestra 100 g.
Molienda -65 mallas.
Dilución 4:1 .
Acido nítrico 230 Kg/T
Tiempo de agitación 4 hrs.

R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTDO:	DISTRIB:
Residuo	93 g.	1.65 %Cu	1.53 g.	91.0 %

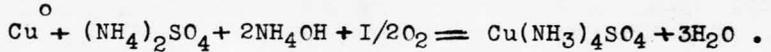
Recuperación calculada = 9.0 %Cu.

2.4.2 - PROCESO ALCALINO.

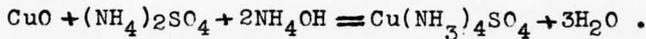
P R U E B A No. 8 Se llevó a efecto por un pro-

ceso hidrometalúrgico alcalino, cuyo fundamento es
el siguiente:

a) Para el cobre metálico:



b) Para la Tenorita:



R E S U L T A D O S :

PRODUCTO:	PESO:	LEY:	CONTO:	DISTRIB:
Residuo	297 g.	0.96 %Cu	2.85 g.	70.0 %

Recuperación calculada = 30.0 %Cu .

Las pruebas No. 5, No. 6, No. 7 y No. 8, aunque no satis-
facen el objeto de este estudio, sí proporcionan una in-
formación útil.

CAPITULO III

TOSTACION - LIXIVIACION

3.- T O S T A C I O N.

Atendiendo al problema específico en cuestión, se presenta el estudio de aplicación del proceso de Tostación cuyo fundamento se explica a continuación.

3.I- FUNDAMENTOS DE LA TOSTACION.

En los procesos de lixiviación que requieren un tratamiento previo se tiene la tostación normal, clorurante y/o sulfatizante. La tostación toma cualquiera de las siguientes formas: oxidación ó reducción, cada una -- tiene un objetivo específico, el cual se puede obtener usando medidas adecuadas y teniendo control en la operación.

En la tostación tanto del cobre como del zinc, debe tomarse en cuenta que los óxidos de hierro, cobre y zinc pueden combinarse a temperaturas elevadas formando compuestos insolubles en ácido. Lo más probable es que estos compuestos sean ferritos.

La tostación clorurante, fué propuesta para la extracción de cobre de las cenizas de pirita. Estas cenizas pueden contener de 1 a 3 % de cobre, así como cantida-

des apreciables de zinc, plomo, oro y plata.

Se agrega sal (NaCl) a las cenizas en cantidad equivalente de 8 a 15 % de la cantidad de mineral, y ya juntos se mezclan y se muelen hasta hacerlos pasar por una criba adecuada a las condiciones de operación.

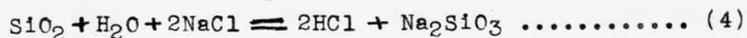
La tostación clorurante fundamentalmente se basa en la descomposición iónica por calentamiento de la sal común ($\text{Na}^+ \text{Cl}^-$) que al reaccionar con el vapor de agua del mineral forma el ácido clorhídrico disolvente de los valores en tratamiento para formar los cloruros cúprico y cuproso.

3.I.I TERMODINAMICA DE LA TOSTACION CLORURANTE.

La temperatura de reacción (550 - 600°C) es alcanzada en un horno continuo, las etapas y reacciones químicas se presupone que ocurren de la siguiente manera:

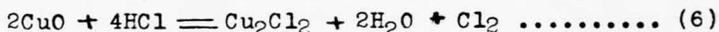
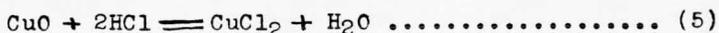
I.) Descomposición del cloruro de sodio.

El cloruro de sodio reacciona con los minerales arcillosos o silicatos hidratados, aprovechando el agua para liberar ácido clorhídrico según la ecuación (4).



2.) Volatilización del cloruro de cobre.

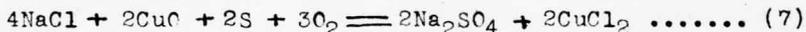
El ácido clorhídrico liberado en la ecuación (4) ataca al cobre del material oxidado formando cloruros cúprico y cuproso, como se puede ver en las ecuaciones (5) y (6).

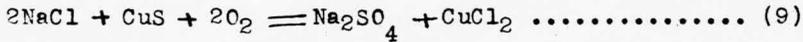
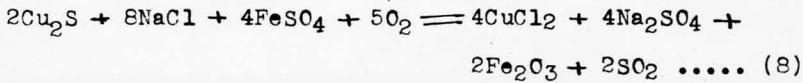


No obstante que ambos cloruros son reducibles el cloruro cuproso es probablemente el producto principal de reacción porque el cúprico es inestable a altas temperaturas y se descompone formando el cloruro cuproso.

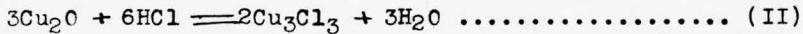
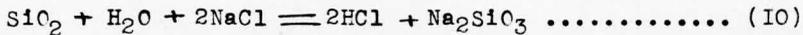
El cloruro cuproso volátil formado por la ecuación (6), se difunde entre las partículas minerales una vez iniciada la reacción de volatilización, el cloro formado también ataca los minerales de cobre para formar más cloruro volátil de acuerdo a las ecuaciones (5) y (6).

Otras de las reacciones que se creó que probablemente ocurran son las siguientes:





Las reacciones que se han descrito, se consideran como posibles y por ningún motivo como ciertas, ya que los técnicos de la Sociedad Anglo-Americana para el desarrollo del proyecto "TORCO" en Sud-Africa resumen todo en tres reacciones clave:



3.2- PRUEBAS DE TOSTACION-LIXIVIACION.

La tostación se llevó a efecto en un horno eléctrico tipo LINDBERG modelo 292, teniendo las siguientes variables:

- a.) Temperatura del horno.
- b.) Granulometría.
- c.) cantidad de reactivo.

El tiempo de tostación quedó determinado en base a la observación práctica así como a los resultados obtenidos de las pruebas con las variables anteriores.

El estudio se inició practicando tostaciones clorurantes con NaCl, como sigue:

PRUEBA No. 9

TOSTACION:

Molienda: @48 mallas

Temperatura: 500°C

Tiempo: 1 hr.

NaCl: 15 %

LIXIVIACION:

Molienda: -48 mallas

Tiempo: 3 hr.

Temp. 25°C

Dilución: 4:1

Reactivos: H₂SO₄ (780 Kg/T)

BALANCE METALURGICO:

PRODUCTO	PESO	ANALISIS		CONTDO		DISTRIB		DISUELTO	
		g	%	g.		%		%	
		Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Tostado	100	1.30	4.25	1.3	4.25	100	100	-	-
Residuo de Lixiv.	77	0.70	3.0	0.54	2.31	40.7	54.3	59.3	45.7

PRUEBA No. IO

T O S T A C I O N :

Molienda: -65 mallas

Temperatura: 500°C

Tiempo: 1 hr.

NaCl: 15 %

L I X I V I A C I O N :

Molienda: -65 mallas

Tiempo: 3 hr. Temp. 25°C

Dilución: 4:1

Reactivo: H₂SO₄ (780 Kg/T)

B A L A N C E M E T A L U R G I C O :

PRODUCTO	PESO	ANALISIS		CONTDO		DISTRIB		DISUELTO	
		%		g		%		%	
	g	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Tostado	500	1.40	5.0	7.0	25.0	100	100	-	-
Residuo de Lixiv.	347	0.75	1.62	2.6	5.62	37.1	22.4	62.9	77.6

Nota. El residuo de lixiviación (347 g.) se pasó a cianura --
ción de oro y plata, que se reporta en el Capítulo IV .

PRUEBA No. II

T O S T A C I O N :

Molienda: -100 mallas

Temperatura: 500°C

Tiempo: 1 hr.

NaCl: 15 %

L I X I V I A C I O N :

Molienda: -100 mallas

Tiempo: 3 hr.

Temp. 25°C

Dilución: 4:1

Reactivo: H₂SO₄ (780 Kg/T)

B A L A N C E M E T A L U R G I C O :

PRODUCTO	PESO	ANALISIS		CONTDO		DISTRIB		DISUELTO	
		%		g		%		%	
	g	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Tostado	100	1.68	6.0	1.68	6.0	100	100	-	-
Residuo de Lixiv.	62	0.94	1.8	0.58	1.11	34.5	16.4	65.5	83.6

En las pruebas No.9, No.10 y No.11 se tuvo un ácido libre de 60 a 70 g/l al terminar el tiempo de lixiviación.

De estas pruebas se deduce que la variable molienda tiene - relativamente poca influencia en la disolución del cobre.

PRUEBA No. 12

T O S T A C I O N :

Molienda: -65 mallas Temperatura: 500°C
Tiempo: 1 hr. NaCl: 20%

L I X I V I A C I O N :

Molienda: -65 mallas Tiempo: 3 Hrs. Temp. 25°C
Dilución: 4:1 Reactivo: H₂SO₄ (780 Kg/T)

B A L A N C E M E T A L U R G I C O :

PRODUCTO	PESO	ANALISIS		CONTDO		DISTRIB		DISUELTO	
		%		g		%		%	
	g								
		Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Tostado	550	1.35	5.0	7.4	27.5	100	100	-	-
Residuo de Lixiv.	365	0.75	1.5	2.7	5.5	36.5	20.0	63.5	80.0

Nota. El residuo de lixiviación (365 g.) se pasó a cianuración de oro y plata, que se reporta en el Capítulo IV.

PRUEBA No. 13

T O S T A C I O N :

Molienda: -65 mallas Temperatura: 600°C.

Tiempo: 1.20 hrs. NaCl: 15 %

L I X I V I A C I O N :

Molienda: -65 mallas Tiempo: 3 hrs. Temp. 25°C.

Dilución: 3:1 Reactivo: H₂SO₄ (780 Kg/T)

B A L A N C E M E T A L U R G I C O :

PRODUCTO	PESO	ANALISIS		CONTDO		DISTRIB		DISUELTO	
		%		g		%		%	
	g	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Tostado	100	1.30	4.25	1.30	4.25	100	100	-	-
Residuo de Lixiv.	82	0.50	3.50	0.41	2.8	31.5	67.5	68.5	32.5

Esta prueba se repitió con las mismas constantes en tostación y lixiviación, con la diferencia de que la mezcla de mineral y NaCl se pasó por la malla -65, obteniéndose resultados - aceptables que se reportan en la prueba No. 14.

PRUEBA No. I4

T O S T A C I O N :

Molienda: -65 mallas (mineral y NaCl 15 %).

Temperatura: 600°C Tiempo: 1.15 hrs.

L I X I V I A C I O N :

Molienda: -65 mallas Tiempo: 3 hrs. Temp. 25°C

Dilución: 3:1 Reactivo: H₂SO₄ (780 Kg/T)

B A L A N C E M E T A L U R G I C O :

PRODUCTO	PESO	ANALISIS		CONTDO		DISTRIB		DISUELTO	
		%		g		%		%	
	g	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Tostado	500	1.25	4.25	6.25	21.2	100	100	-	-
Residuo de Lixiv.	390	0.40	1.62	1.56	6.3	25.0	29.7	75.0	70.3

Se observa que mezclando el mineral y la sal y pasandolos por la malla -65, aumenta considerablemente la disolución de cobre, por lo que en estas condiciones es posible recuperar el cobre en la cantidad de 75 % cuyo resultado se considera aceptable.

C A P I T U L O I V

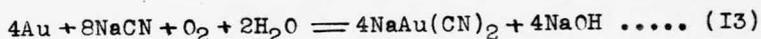
C I A N U R A C I O N

4.- C I A N U R A C I O N .

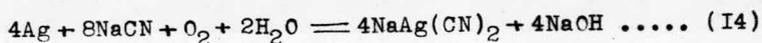
4.I- SOLUBILIDAD DE ORO Y PLATA EN SOLUCIONES DE CIANURO.

Existen varias teorías que explican el mecanismo de disolución de oro y plata en solución de cianuro.

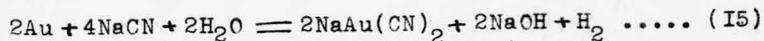
- a.) Teoría de Elsner.- Elsner (1846) fué el primero en reconocer que el oxígeno es esencial en la disolución de oro en solución de cianuro:



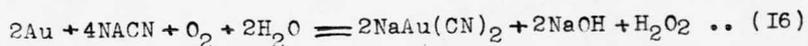
La disolución de plata se representa en forma similar:

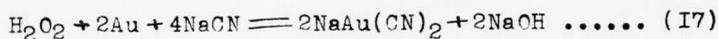


- b.) Teoría de Janin (1892).- Janin no aceptaba el hecho de que el oxígeno fuera esencial para la cianuración, y estaba convencido de que el hidrógeno podría evolucionar más durante el proceso, de acuerdo a:



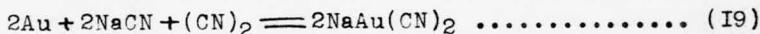
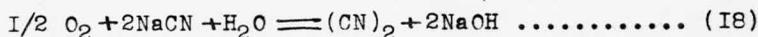
- c.) Teoría Bodlander.- Bodlander (1896) sugirió que la disolución se efectúa en dos pasos de acuerdo con las siguientes ecuaciones:





en la cual el H_2O_2 formado es un producto intermedio. El apoya el punto de vista en la detectación de H_2O_2 en la solución. El conjunto de estas dos ecuaciones es la ecuación de Elsner.

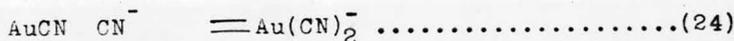
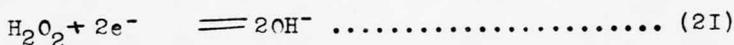
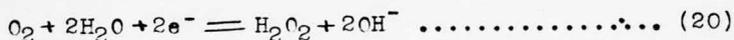
- d.) Formación de cianógeno.- Christy (1896) sugirió que el oxígeno necesario para la disolución liberaba cianógeno gaseoso, el cual creía que era un agente activo para el ataque del oro:



Skey (1897) y Park (1898) concluyeron que las soluciones de cianógeno no ejercen acción disolvente sobre el oro y la plata.

- e.) Formación de cianato.- Mac Arthur (1905) argumentó que, si el oxígeno fuera necesario para la disolución, entonces el cianato de potasio el cual él creía se había formado por la oxidación del cianuro podría ser el agente efectivo responsable para la disolución. Esta suposición, así mismo, fué refutada por Green (1913) el cual demostró que el cianato tenía acción sobre el oro.

f.) Teoría de la corrosión.- Bostra (1943) fué el primero en reconocer que la disolución de oro en solución de cianuro es similar a los procesos de corrosión metálica en los cuales el oxígeno disuelto en la solución es reducido a peróxido de hidrogeno y ion hidroxil. En esta forma la ecuación de Bodlander se muestra dividida en los siguientes pasos:



Posteriormente esto fué demostrado experimentalmente por Thompson (1947).

4.2- EFECTO DE LA CONCENTRACION DE CIANURO.

La velocidad de disolución del oro se incrementa linealmente con el aumento de la concentración de cianuro hasta que se alcanza un máximo, después del cual un incremento de cianuro no aumenta la cantidad de oro disuelto, pero por el contrario, tiene un ligero efecto retardado

como se muestra en la figura 4.I.

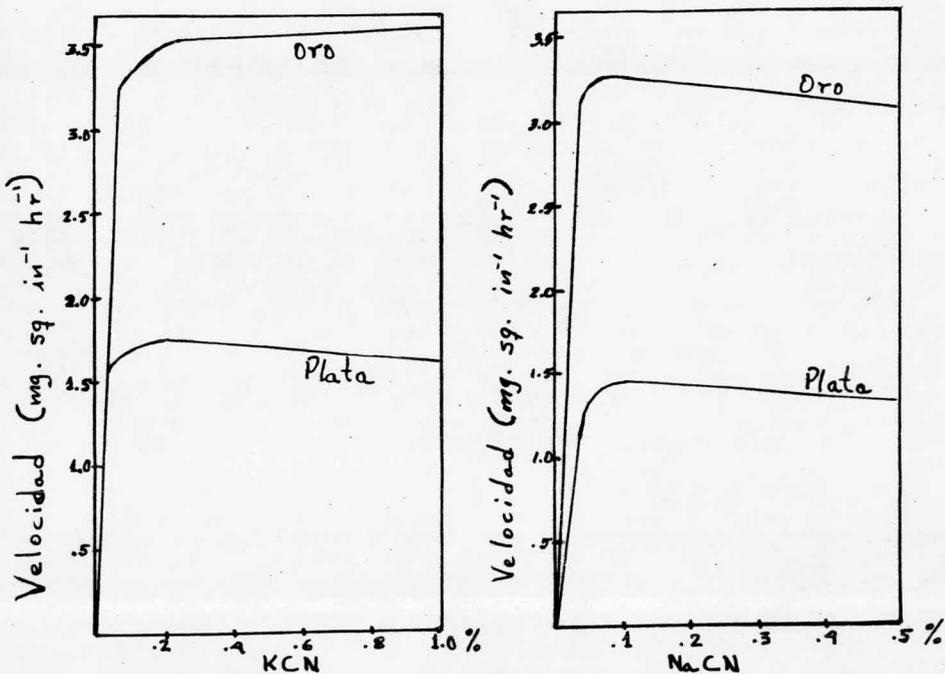


Fig. N^o 4.1.- Efecto de la concentración de cianuro

La disminución de velocidad a altas concentraciones de cianuro se debe al aumento de p^H de la solución. Los iones cianuro se hidrolizan, de acuerdo a:



El valor del p^H de la solución de cianuro a diferentes concentraciones esta dado en la Tabla 4.2. Como se puede

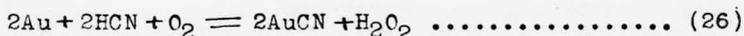
ver la velocidad de disolución se disminuye con el aumento de p^H de la solución.

KCN %	pH
0.01	10.16
0.02	10.31
0.05	10.40
0.10	10.51
0.15	10.66
0.20	10.81

Tabla 4.2- p^H de solución de cianuro de Potasio

4.3- EFECTO DE LA CONCENTRACION DEL ION HIDROGENO.

Agua saturada con ácido cianhídrico gas y oxígeno atacan el Oro con la formación de AuCN, el cual es insoluble, y peróxido de hidrogeno:



Es esencial que la solución de cianuro guarde cierta alcalinidad durante la lixiviación del oro por las siguientes razones:

- I.) Para prevenir la hidrólisis del ión cianuro.



2.) Para prevenir la descomposición del cianuro por el CO_2 atmosférico:



En ambos casos el HCN se libera y tiene una acción no disolvente sobre el oro, además de que es sumamente tóxico.

Una alcalinidad alta sin embargo disminuye la velocidad de disolución, como se muestra en la figura 4.3, la disminución de la velocidad siendo lineal en el rango de p^{H} de II a I3. Cuando no se adiciona álcali, la solución de cianuro jamás se alcaliniza debido a la hidrólisis. El p^{H} deberá controlarse estrictamente entre II y I3.

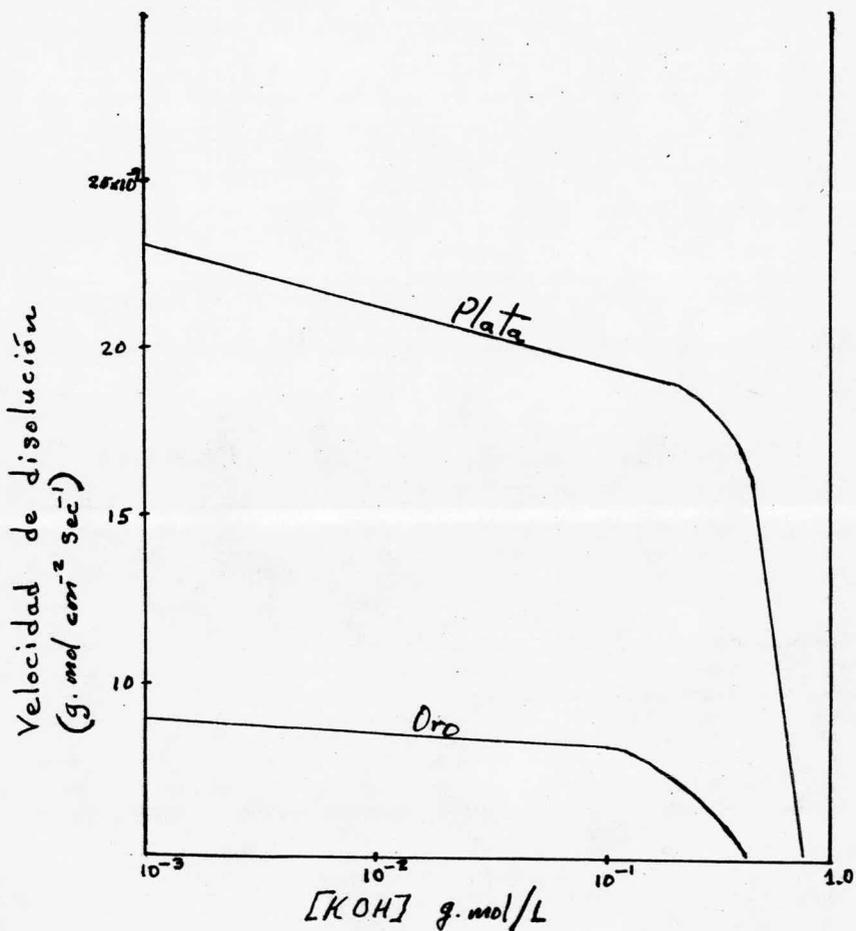


Fig. 4.3. — Efecto de pH en la velocidad de disolución de Oro y Plata en KCN.

4.4- EFECTO DE LA CONCENTRACION DE OXIGENO.

A baja concentración de cianuro la velocidad de disolución depende únicamente de la concentración de cianuro como se muestra en la figura 4.4, mientras que a alta concentración de cianuro la velocidad es independiente de la concentración de cianuro y depende solamente de la presión del oxígeno.

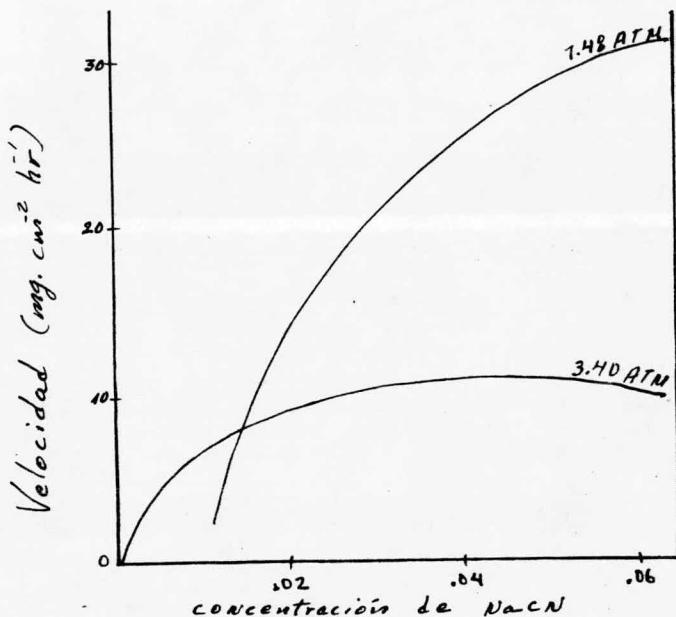


Fig. 4.4.- Velocidad de disolución de Ag a diferente presión de Oxígeno y diferente concentración de NaCN a 24°C.

4.5- ESTUDIO DE APLICACION DEL PROCESO DE CIANURACION.

Como el objeto de la cal en el proceso de cianuración, es neutralizar la acidez del mineral y consecuentemente proteger al cianuro de la descomposición, es necesario determinar previamente el consumo probable de cal en términos de CaO.

Generalmente un CaO residual o álcali protector de 0.10% dá la cantidad de cal conveniente para minerales auroargentíferos; por lo que éste valor será tomado como punto de partida, para la determinación del consumo probable de cal.

P R U E B A No. 15.- Se realizó con el residuo de lixiviación de la prueba No. 10.

CONSUMO PROBABLE DE CAL: La determinación se llevó a cabo en dos pruebas (a y b).

En el cuadro No. 7 se anotan las condiciones y resultados obtenidos después de 24 hrs. de agitación.

No.de Prueba	Dilución	Residuo de lixi.	CaO original	Alcali Protector	Consumo de CaO
		gm	gm	%	Kg/T
a	3:1	50	1.5	0	-
b	3:1	50	3.5	0.10	70

Cuadro No. 7 Consumo probable de cal.

CIANURACION: Se llevó a efecto en dos pruebas(1 y2), resumiendo las condiciones y resultados en el cuadro No. 8.

No. de Prueba	Residuo de lixi.	Dilución	Tiempo de cianur.	CaO	Conc.de KCN	Alcali Protector	Consumo de KCN
	gm.		hrs.	Kg/T	%	%	Kg/T
1	100	3:1	24	70	0.3	0.10	1.8
2	100	3:1	24	70	0.4	0.11	1.06

Cuadro No. 8

BALANCE METALURGICO:

No. de Prueba	Producto	PESO gm.	ANALISIS g/t		DISTRIBUCION %		DISUELTO %	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	Cabeza	100		313	100	100	-	-
I	Residuo	100	2.5	188	17.1	61.8	82.9	38.2
2	Residuo	100	3.0	291	20.8	96.7	79.2	3.3

P R U E B A No. 16.- Se realizó con el residuo de lixivia-

 ción de la prueba No. 12.

CONSUMO PROBABLE DE CAL: En el cuadro No. 9 se anotan las
 condiciones y resultados obtenidos después de 24 hrs. de
 agitación.

No. de Prueba	Residuo de lixi. gm.	Dilución	CaO original gm.	Alcali Protector %	Consumo de CaO Kg/t
a	50	3:1	30	0.12	30
b	50	3:1	50	0.14	50

Cuadro No. 9.- Consumo probable de cal.

CIANURACION: Se llevó a efecto en dos pruebas (I y 2), resumiendo las condiciones y resultados en el cuadro No. 10.

No. de Prueba	Residuo de lixi.	Dilución	Tiempo de cianur.	CaO	Conc. de KCN	Alcali Protector	Consumo de KCN
	gm.		hrs.	Kg/t	%	%	Kg/t
I	100	3:I	72	30	0.3	0.10	16.7
2	50	3:I	72	60	0.4	0.02	10.0

Cuadro No. 10

BALANCE METALURGICO:

No. de Prueba	Producto	PESO	ANALISIS		DISTRIBUCION		DISUELTO	
			g/t		%		%	
		gm.	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	Cabeza	100		296	100	100	-	-
I	Residuo	100	0.5	124	6.5	39.0	93.5	61.0
2	Residuo	47	0.75	120	10.0	38.1	90.0	61.9

P R U E B A No. 17.- Se realizó con el residuo de lixivia-

 ción de la prueba No. 14.

CONSUMO PROBABLE DE CAL: Las condiciones y resultados obte-
 nidos se anotan en el cuadro No. II

No. de Prueba	Residuo de lixi.	Dilución	CaO original	Alcali Protector	Consumo de CaO
	gm.		gm.	%	Kg/t
a	50	3:1	35	0.10	35
b	50	3:1	45	0.12	45

Cuadro No. II Consumo probable de cal.

CIANURACION: Se llevó a efecto en tres pruebas (I, 2 y 3).

El cuadro No. 12 resume las condiciones y resultados obtenidos.

No. de Prueba	Residuo de lixi. gm.	dilución	Tiempo de cianur. hrs.	CaO Kg/t	Conc. de KCN %	Alcali Protector %	Consumo de KCN Kg/t
I	100	3:I	72	35	0.1	0.10	1.5
2	100	3:I	72	35	0.15	0.11	1.65
3	50	3:I	72	35	0.2	0.11	1.64

Cuadro No. 12

BALANCE METALURGICO:

No. de Prueba	Producto	PESO gm.	ANALISIS g/t		DISTRIBUCION %		DISUELTO %	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	Cabeza	100	1.10	243	100	100	-	-
I	Residuo	93	0.10	38	8.6	14.5	91.4	85.5
2	Residuo	93	0.10	52	8.4	20.0	91.6	80.0
3	Residuo	45	ind.	40	-	14.8	99.9	85.2

P R U E B A No. 18.- Se realizó con el objeto de determinar

la recuperación de Cu, Au y Ag con mo-
lienda de -100 mallas.

A continuación se anotan las condiciones y resultados en las
operaciones de Tostación y Lixiviación.

T O S T A C I O N :

Molienda: -100 mallas Tiempo: 1 h. Mineral: 1 Kg.
Temperatura: 550°C NaCl: 20 %

ANALISIS DE PRODUCTO TOSTADO:

PESO	Cu	Zn
956.3 g.	1.30 %	4.5 %

L I X I V I A C I O N :

Dilución: 4:1 Tiempo: 3 h. Temperatura: 25°C
Conc. de H₂SO₄ : 218 g/l NaCl: 20 %

ANALISIS DE RESIDUO DE LIXIVIACION:

PESO	Au	Ag	Cu
622 g.	2.15 g/t	247 g/t	0.42 %

Al terminar el tiempo de lixiviación se tuvo un ácido libre
(H₂SO₄) de 60 g/l.

EALANCE METALURGICO DE LIXIVIACION:

PRODUCTO	PESO	ANALISIS		CONTENIDO		DISTRIBUC.		DISUELTO	
	gm.	%		gm.		%		%	
		Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
Cabeza	800	1.13	4.5	10.4	36.0	100.0	100.0	-	-
Residuo	622	0.42	1.6	2.6	9.9	25.0	27.5	75.0	72.5

CIANURACION: Para su efecto se tuvo un consumo probable de cal de 50 Kg/t, con un álcali protector de 0.10 %.

La cianuración se desarrollo en tres pruebas (1, 2 y 3). El cuadro No. 13 resume las condiciones y resultados obtenidos:

No. de Prueba	Residuo de lixi.	Dilución	Tiempo de cianur.	CaO	Conc. de KCN	Alcali Protector	Consumo de KCN
	gm.		hrs.	Kg/t	%	%	Kg/t
I	200	3:1	48	50	0.3	0.13	5.5
2	200	3:1	48	50	0.4	0.11	7.0
3	200	3:1	48	50	0.5	0.13	10.5

BALANCE METALURGICO DE CIANURACION:

No. de Prueba	Producto	PESO g.	ANALISIS g/t		DISTRIBUCION %		DISUELTO %	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
	Cabeza	200	2.15	247	100	100	-	-
I	Residuo	205	0	ind.	-	-	99.0	99.0
2	Residuo	196	0.20	10	9.0	3.9	91.0	96.1
3	Residuo	207	0.20	15	9.6	6.2	90.4	93.8

CAPITULO V

METODOS DE ANALISIS

5.- METODOS DE ANALISIS.

En este capítulo se exponen los métodos de análisis para determinar SiO_2 , Al_2O_3 , Fe, CaO, MgO, Cu, Pb, Zn, C, Ag y Au en la experimentación.

Se utilizan los resultados de la prueba No. 18 para ejemplificar la determinación del álcali protector y consumo de cianuro.

5.I- ANALISIS DE SiO_2 , Al_2O_3 , Fe, CaO y MgO:

Se pesa 0.5 g. de muestra, se pasa a un vaso de precipitados de 250 ml. se ataca con 20 c.c. de HNO_3 conc. y 0.250 g. aproximadamente de KClO_3 calentar a sequedad (se le pone nítrico y se coloca en la plancha hasta desprendimiento de humos nitrosos y es cuando se le agrega el KClO_3).

Cuando esta seca se enfría un poco y a sequedad, ya seca se enfría y se le agrega otros 10c.c. de HCl y se calienta a que se disuelva la pastita o residuo y se le agrega más o menos 100 c.c. de H_2O y calentar a ebullición, se filtra en filtro fino y se coloca el papel con el residuo en crisol de platino para calcinar durante 1 hora a 900°C usando como fundente una mezcla de K_2CO_3 y $\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7 \cdot 10\text{H}_2\text{O}$, El crisol frío con la masa fundida se di-

suelve en el filtrado que nos quedó anterior que es recibido en vaso de 400 ml. con 30 ml. de HCl conc. y -- 100 ml. de agua destilada y se lleva a sequedad total para insolubilizar la sílice.

Se recupera con 30 ml. de HCl conc. y 30 ml. de agua destilada, se calienta suavemente, se tritura la sílice y se diluye a 100 ml. con agua destilada, se calienta casi a ebullición.

Filtrar sobre filtro fino, lavando 10 veces con agua destilada caliente, recibiendo el filtrado (el cual contiene el Fierro, Aluminio, Calcio y Magnesio) en vaso de precipitados de 400 ml. Se calcina en crisol de arcilla a 900°C y se pesa como SiO_2 .

En el filtrado, se precipitan el Fierro y el Aluminio, con NH_4OH concentrado hasta reacción justamente alcalina, añadiendo 2 ó 3 gotas en exceso y se lleva a ebullición por un minuto.

Se filtra en filtro corriente, lavando el precipitado de $\text{Fe}(\text{OH})_3$ y $\text{Al}(\text{OH})_3$ unas 6 veces con agua destilada caliente y recibiendo el filtrado (el cual contiene el Calcio y Magnesio) en vaso de precipitados de 400 ml.

Se redisuelve el precipitado con 10 ml. de HCl conc.

y la menor cantidad posible de agua destilada; se precipita el Hierro con NaOH al 50 %, añadiendo 5 ml. en exceso, pasando el Aluminio en solución y se lleva a ebullición durante 10 minutos.

Enfriar y filtrar, recibiendo el filtrado en matraz aforado a 250 ml. El $\text{Fe}(\text{OH})_3$ se redisuelve con 10 ml. de HCl concentrado y agua destilada, se añade Plomo Metálico suficiente para efectuar la reducción del Hierro, lo que se logra hirviéndolo durante 30 min.

Se decanta la solución pasándola a un vaso de 400 ml., se enfría a temperatura ambiente, se añaden 15 ml. de mezcla de ácidos (150 ml. de H_3PO_4 150 ml. de H_2SO_4 completando a un litro con agua destilada), 5 gotas de Difetilamina y se titula con $\text{K}_2\text{Cr}_2\text{O}_7$ 0.1 N hasta coloración violeta permanente.

La solución que contiene el Aluminio, se afora a 250 ml. y se toma una alícuota de 25 ml., en matraz Erlenmeyer de 300 ml., se neutraliza con Acido Acético, usando Fenolftaleína como indicador.

Se trata con 10 ml. de solución de EDTA 0.05 M, 10 ml. de solución Buffer (77 g. de Acetato de amonio 60 ml. de Acido Acético 940 ml. de agua destilada) y se lleva a ebullición durante 3 minutos.

Se enfría, se añade el mismo volumen de Alcohol Etilico (en este caso 45 ml.), un ml. de Ditizona (25 miligramos de Ditizona en 100 ml. de Acetona) y se titula con solución de $ZnSO_4$ 0.05 M. hasta que vire a rojo.

A la solución conteniendo el Calcio y el Magnesio, se le añaden 20 ml. de Oxalato de amonio al 8 % y se deja asentar el precipitado de CaC_2O_4 sobre asbesto.

Se filtra, recibiendo el filtrado en vaso de 600 ml. lavando el precipitado 10 veces con agua destilada caliente.

Luego se pasa el precipitado de CaC_2O_4 al mismo vaso en donde se precipitó, el cual contendrá 200 ml. de agua destilada y 10 ml. de H_2SO_4 concentrado.

Se calienta a $80^{\circ}C$ y se titula con solución de $KMnO_4$ 0.1 N hasta el primer tinte rosa que permanezca por 30 segundos.

La solución del vaso de 600 ml., la cual contiene el Magnesio, se acidula con HCl concentrado, usando anaranjado de metilo como indicador y añadiendo 1 ml. de HCl en exceso. Se agregan 25 ml. de Fosfato de amonio al 8 % y 30 ml. de NH_4OH concentrado, se agita durante 5 minutos y se deja reposar durante 12 horas.

Se filtra en filtro fino, lavando el precipitado 12 veces

con solución de NH_4OH al 2 %. Se calcina en crisol de arcilla a 900°C y se pesa como $\text{Mg}_2\text{P}_2\text{O}_7$ Pirofosfato de Magnesio.

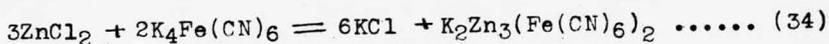
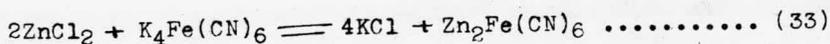
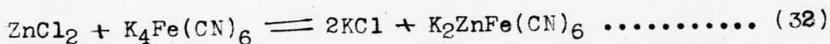
5.2- DETERMINACION DE COBRE:

- 1.) Se pesan 0.5 g. de mineral, se atacan con 10 ml. de Acido Perclórico, se calienta hasta que se disuelva y luego directamente sobre la parrilla hasta fuerte desprendimiento de vapores de HClO_4 .
- 2.) Se deja enfriar, se agregan 50 ml. de agua destilada; se hierve durante 5 minutos y se enfría a temperatura ambiente.
- 3.) Se añaden 10 g. de Fluoruro de sodio para enmascarar al Hierro, un gramo de Yoduro de potasio y se titula con solución de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ 0.08 N. usando almidón como indicador.

5.3- ANÁLISIS DE ZINC:

- 1.) Se pesa 0.5 g. de la muestra finamente pulverizada; se pasa a un vaso de 250 ml., se añaden 250 mg. de KClO_3 , 10 ml. de HNO_3 y se lleva a sequedad total.
- 2.) Se añaden 10 ml. de HCl y se lleva a sequedad total.

- 3.) Se añaden 20 ml. de HCl, 40 ml. de H₂O y un gramo de Cloruro de amonio y se hierve 5 minutos.
- 4.) Se filtra en caliente en un filtro fino; y se lava seis veces con agua caliente.
- 5.) El filtrado se utiliza para analizar el Fierro y el Zinc, para lo cual se le agregan 2 gramos de NH₄Cl; amoniaco hasta precipitar el fierro y agua de bromo en cantidad suficiente para precipitar el Manganeso.
- 6.) Se hierve durante 5 minutos; se filtra y se lava - cuatro veces con agua caliente. El filtrado servirá para la determinación del Zinc.
- 7.) Se acidula el filtrado con HCl usando anaranjado de metilo como indicador; se le agregan 5 ml. de HCl en exceso y Pb metálico hasta cubrir el fondo del vaso, lo cual basta para reducir el Cobre.
- 8.) Se hierve durante 10 minutos y se titula en caliente con solución valorada de ferrocianuro de potasio, usando como indicador externo nitrato o acetato de uranio.
- 9.) La reacción del Zinc con el ferrocianuro de potasio es muy variable según las concentraciones empleadas pueden tener lugar en medio debilmente ácido, las reacciones siguientes:



Por esta variabilidad de reacciones, es de absoluta necesidad proceder siempre en las mismas condiciones para tener valores comparables.

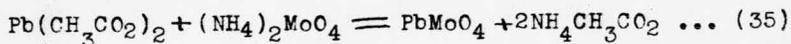
5.4- DETERMINACION DE PLOMO:

- 1.) Pesar 0.5 g. de mineral finamente pulverizado; pasarlo a un vaso de 250 ml., añadir 10 ml. de HNO_3 y 0.250 g. aproximadamente de KClO_3 ; calentar casi a sequedad.
- 2.) Agregar 10 ml. de HCl , llevando casi a sequedad otra vez.
- 3.) Agregar 5 ml. de H_2SO_4 y calentar hasta desprendimiento de humos blancos.
- 4.) Enfriar y diluir con agua a un volumen aproximado de 100 ml. y calentar a ebullición.
- 5.) Enfriar y filtrar lavando con agua fría. El residuo sobre el filtro se reserva para la determinación del Pb.
- 6.) Pasar el residuo con todo y filtro al vaso donde se

efectuó el ataque.

- 7.) Disolver con 10 ml. de agua 10 ml. de solución de acetato de amonio al 50 %, 5 g. de cloruro de amonio y unas gotas de ácido acético y calentar durante 10 minutos.
- 8.) Diluir con agua a un volumen aproximado de 150 ml. y continuar el calentamiento durante media hora.
- 9.) Titular en caliente con solución valorada de molibdato de amonio, usando como indicador externo ácido tánico.
- 10) El punto final de la titulación quedará indicado cuando tomando con un agitador una gota de la solución del vaso aparezca una coloración ligeramente amarilla sobre una gota del indicador de ácido tánico.

La reacción correspondiente es la siguiente:



5.5- ANALISIS DE CARBÓN:

- 1.) Pesar de 1 a 3 gramos de la muestra, pasarla a un vaso de precipitados de 250 c.c.
- 2.) Añadir 50 c.c. de HNO_3 , preparado 3:5, tapar con un vidrio de reloj y calentar sobre asbesto durante 30 minutos agitando ocasionalmente.
- 3.) Añadir de 1 a 2 c.c. de HF y hervir nuevamente durante 4 ó 5 minutos.
- 4.) Filtrar en un Gooch, lavando con agua caliente, - después con solución de KOH caliente. Lavar nuevamente con agua caliente enseguida con HCl caliente y finalmente con agua caliente.
- 5.) Secar a 100°C durante 2 horas, pesar y calcinar a 1000°C , hasta que todo el carbón se haya calcinado, enfriar y pesar de nuevo.

$\%$ Carbón Fijo = (Peso antes de calcinar - Peso después de calcinar) X 100.

KOH, Hidróxido de potasio preparado a 120 gramos/litro.
HCl, preparado 1:20 .

5.6- ENSAYE DE ORO Y PLATA.

Para la fusión de 10 g. del mineral se pone:

37 g. de óxido de plomo (Litargirio).

15 g. de ceniza de sosa (carbonato de sodio)

8 g. de Borax glass.

2 g. de harina.

Para hacer la fusión se pone en el crisol la mezcla de fundentes antes citados y sobre ella la muestra cuidadosamente pesada, se mezclan perfectamente y se cubren con borax cuidando que el crisol solo quede hasta $\frac{2}{3}$ partes de su altura, se introducen los crisoles a la mufla y se dejan de 15 a 20 minutos a una temperatura de 900° a 950°C .

Se saca el crisol de la mufla, se mueve y golpea ligeramente para asentar el plomo fundido y se vacía poco a poco en una payonera caliente, se deja enfriar se separa la escoria del plomo y se martillea este para formar un cubo cuyo peso debe ser de 20 a 25 gms.

Copelación: Consiste en una fusión oxidante en un vaso poroso (copela) transformando el plomo metálico en óxido de plomo que en su mayor parte es absorbido por el mismo vaso y en menor cantidad se volatiliza quedando un botón de oro y plata cuando la oxidación ha termi--

nado los botones se despegan de las copelas con pinzas para botones y se limpian con un cepillo de cerda dura antes de pesarlos.

Para separar el oro de la plata en los botones se usan crisoles de porcelana del número cero que se llenan tres cuartas partes de ácido nítrico Q.P. diluido con agua destilada exenta de cloruros en la proporción de 7:1 se calienta a una temperatura de 70°C hasta dilución de la plata y después se agrega ácido nítrico diluido 3:1 con el objeto de que la disolución de la plata fue completa esta operación se hace especialmente cuando el contenido de oro es alto, se decanta la solución y se lava con una solución de hidróxido de amonio al 4 % mezclando con agua destilada esta operación se hace tres veces, después se calientan los crisoles para secarlos y se calcina el oro y se deja enfriar para pesarlo.

El peso del oro restado del peso original del botón deja el peso de la plata.

Generalmente estas leyes se dán en partes por millón (gramos por tonelada).

5.7- CONSUMO PROBABLE DE CAL.

Terminado el tiempo de agitación (12 a 24 horas), se filtra una parte de la solución y del filtrado se toman con una pipeta 25 c.c., que se vacían en un matraz de Erlenmeyer de 125 c.c., y se hace la determinación de CaO.

Como indicador interno en la titulación se usan 2 gotas de solución de fenolftaleína, que producen un color rosa en la solución por analizar, si hay álcali libre presente.

La titulación se hace con una solución de ácido oxálico 0.1 N. La solución que se emplea en estos análisis se prepara disolviendo 5.625 gramos de ácido oxálico cristalizado en un litro de agua destilada y la titulación se verifica, adicionando a la solución por analizar con su indicador correspondiente, la solución de ácido oxálico hasta que el color rosa desaparezca totalmente.

Tomando 25 c.c. de la solución por analizar, 1 c.c. de la solución de ácido oxálico es equivalente a 0.01 % de CaO.

5.8- CONSUMO DE CIANURO.

Se prepara una solución de cianuro de potasio (KCN) químicamente puro al 10 %, de manera que 1 c.c. contiene 100 miligramos de cianuro y de ella, puesta en una bureta, se vierten a cada prueba el número de c.c. necesarios para tener una solución de trabajo con la concentración deseada, y finalmente se agrega el agua necesaria para tener una relación de 3:1 .

El análisis de cianuro libre se hace como sigue: Se toman 25 c.c. de solución de cada prueba con pipeta, se filtran y refiltran hasta que la solución quede perfectamente clara e incolora y se ponen en un matraz de Erlenmeyer de 125 c.c.

El matraz con los 25 c.c. de muestra se coloca sobre un fondo negro, y la titulación se hace con solución de nitrato de plata, debiendo observar cuidadosamente cada adición de nitrato, permitiendo que la nube blanco-azulosa que se forma, permanezca algunos segundos antes de agitar el matraz y disolverla. El punto final se alcanza cuando después de agitar el matraz, aparece la primera opalescencia permanente de una niebla azulosa que ofusca la brillantez original de la solución.

La solución de nitrato de plata para la titulación se

prepara disolviendo 3.262 gramos de nitrato cristalizado en agua destilada hasta hacer un litro. Tomando 25 c.c. de solución por analizar, 1 c.c. de la solución de nitrato de plata preparada como se ha indicado, es equivalente a 0.01 % de KCN.

Al finalizar cada prueba, que puede ser de 24, 48 ó 72 horas de agitación, se realiza el consumo de cianuro en base al % de KCN gastado cada 24 hrs. de agitación.

C A P I T U L O VI

C O N C L U S I O N E S

5.- CONCLUSIONES.

El estudio realizado sobre la muestra presentada, permite llegar a las siguientes conclusiones:

Los residuos presentados, cuyos valores se identificarán principalmente como Tenorita (Cu) y Hardistonita (Zn), son adaptables al proceso de Lixiviación ácida (H_2SO_4) con operaciones adjuntas de Tostación y Cianuración para la plata y el oro.

En base a este estudio se estima que es posible alcanzar resultados favorables de dichos residuos y obtener recuperaciones del orden de 75 % Cu, 92 % Au y 85.5 %Ag aplicando las siguientes constantes de operación:

T O S T A C I O N:

CONCEPTO	CONSTANTE
Temperatura	550° - 600°
Tiempo	1 h.
Molienda	-65 mallas
NaCl	15 %

L I X I V I A C I O N :

CONCEPTO	CONSTANTE
H ₂ SO ₄	780 Kg/T
Tiempo	3 h.
Dilución	4:1

C I A N U R A C I O N :

CONCEPTO	CONSTANTE
Dilución	3:1
Conc. de KCN	0.1 %
CaO	35 Kg/T
Tiempo	48 h.

Dada la importancia de aplicación de los procesos hidrometalúrgicos y los resultados de ellos obtenidos en la práctica, se pone a consideración para éste tipo de residuos la aplicación del proceso de Lixiviación Simple por Lotes (a -65 mallas) ya que su inversión inicial es mínima y la forma de controlar la operación es sencilla, obteniéndose soluciones más puras.

OBSERVACIONES:

Se considera necesario continuar con la experiencia realizada practicando tostaciones clorurantes a -65 mallas con temperaturas de 650° a 850°C para tratar de aumentar la recuperación de cobre, asimismo, afinar las constantes de tiempo, concentración y consumo de KCN en el proceso de cianuración.

C A P I T U L O V I I

B I B L I O G R A F I A

B I B L I O G R A F I A .

- (1)- Principles of Extractive Metallurgy.

Fathi Habashi

Volume I y 2

- (2) Hidrometalurgia de los metales comunes.

George D. VAN ARSDALE.

- (3)- Extractive Metallurgy of Copper

J. C. Yannopoulos and J. C. Agarwal.

Volume I y 2

- (4)- The Chemistry of Hydrometallurgical Processes.

A. R. Barkin

- (5)- Handbook of analytical Chemistry

Mc Graw-Hill

4I336

- (6)- PRIMER SIMPOSIUM METALURGICO DE TECAMACHALCO

Noviembre de 1976.

- (7)- Recuperación de Oro y Plata por Cianuración.

Comisión de Fomento Minero.

1964

- (8)- Gold and Silver Cyanidation Plant Practice.

Por F. W. Mc Quiston, y R. S. Shoemaker.

1975

- (9)- Tratamiento de minerales.

Tagar.



TESIS "CLASICAS"

PASEO DE LAS FACULTADES 32-D
FRACC. COPILCO UNIVERSIDAD
CIUDAD UNIVERSITARIA 20, D. F.

	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
1585.	AA	9354	PB30	SA26	0000								
1586.	AA	9354	PD22	SA26	0000								
1587.	AA	9354	PH29	SA26	0000								
1588.	AA	9354	PJ30	SA26	0000								
1589.	AA	9354	SA25	SA26	0020			SIST					
1590.	AA	9354	SJ21	SA26	0000								
1591.	AA	9354	SA26	SA27	0000								
1592.	AA	9354	DB29	SA28	0000								
1593.	AA	9354	DD29	SA28	0000								
1594.	AA	9354	DF29	SA28	0000								
1595.	AA	9354	IP21	SA28	0000								
1596.	AA	9354	JB24	SA28	0000								
1597.	AA	9354	SA27	SA28	0020			SIST					
1598.	AA	9354	SA28	SA29	0000								
1599.	AA	9354	SA29	SA30	0020			SIST					
1600.	AA	9354	BA27	SB20	0000								
1601.	AA	9354	BC21	SB20	0000								
1602.	AA	9354	SB20	SB21	0020			SIST					
1603.	AA	9354	SB21	SB22	0010			SIST					
1604.	AA	9354	SB22	SB23	0000								
1605.	AA	9354	SP21	SB23	0000								
1606.	AA	9354	SB23	SB24	0030			SIST					
1607.	AA	9354	PD21	SB25	0000								
1608.	AA	9354	PH21	SB25	0000								
1609.	AA	9354	SB24	SB25	0020			CLTE					
1610.	AA	9354	SL21	SB25	0000								
1611.	AA	9354	SB25	SB26	0000								
1612.	AA	9354	PB26	SB27	0000								
1613.	AA	9354	SB26	SB27	0020			SIST					
1614.	AA	9354	SF25	SB27	0000								
1615.	AA	9354	SJ21	SB27	0000								
1616.	AA	9354	SN21	SB27	0000								
1617.	AA	9354	SB27	SB28	0000								
1618.	AA	9354	SB28	SB29	0070			SIST					
1619.	AA	9354	SA23	SC20	0000								
1620.	AA	9354	SB24	SC20	0000								
1621.	AA	9354	BB24	SC21	0000								
1622.	AA	9354	SC20	SC21	0040			SIST					
1623.	AA	9354	SC21	SC22	0020			SIST					
1624.	AA	9354	SC22	SC23	0000								
1625.	AA	9354	SJ21	SC23	0000								
1626.	AA	9354	SL23	SC23	0000								
1627.	AA	9354	SC23	SC24	0010			SIST					
1628.	AA	9354	BB26	SC25	0000								
1629.	AA	9354	DB29	SC25	0000								
1630.	AA	9354	DD29	SC25	0000								
1631.	AA	9354	DF29	SC25	0000								
1632.	AA	9354	DJ29	SC25	0000								
1633.	AA	9354	PF29	SC25	0000								
1634.	AA	9354	PL30	SC25	0000								
1635.	AA	9354	SC24	SC25	0000								
1636.	AA	9354	SD21	SC25	0000								
1637.	AA	9354	SE21	SC25	0000								
1638.	AA	9354	SF25	SC25	0000								
1639.	AA	9354	SG21	SC25	0000								
1640.	AA	9354	SH21	SC25	0000								
1641.	AA	9354	SC25	SC26	0020			SIST					
1642.	AA	9354	PB31	SD20	0000								
1643.	AA	9354	SP21	SD20	0000								
1644.	AA	9354	SD20	SD21	0030			SIST					
1645.	AA	9354	PB35	SD22	0000								

FIGURA 4.1

1585-1645
 SB-35-00 D-994

WORK PACKAGE/ACTIVITY LISTING

CHARGE 1109

RESP. UNIT SIST

NOW: 30JUL76

PAGE 37

PROJECT PLANTA HIDRODESULFURADORA DE NAFTAS

CONTRACT 1109

START: 02SEP75

END:

BEGIN EVENT	END EVENT	ACTIVITY DESCRIPTION	EXPECTED DATE	LATEST DATE	SCHEDULED DATE	ACTUAL COMPL	SLACK	SCH DUR
SA20	SA21	020304 PLANO DE LOCALIZACION GENERAL	19SEP75	22SEP75		19SEP75		.0
SA21	SA22	05 PLANO DE LOCALIZACION GENERAL	01OCT75	02OCT75		01OCT75		.0
SA22	SA23	06 PLANO DE LOCALIZACION GENERAL	07OCT75	08OCT75		07OCT75		.0
SA24	SA25	06D1 PLANO DE LOCALIZACION GENERAL	03NOV75	04NOV75		03NOV75		.0
SA25	SA26	06D1R PLANO DE LOCALIZACION GENERAL	15JUN76	28JUN76		15JUN76		.0
SB20	SB21	0305 DTI DE PROCESO	07NOV75	10NOV75		07NOV75		.0
SB21	SB22	04 DTI DE PROCESO	14NOV75	17NOV75		14NOV75		.0
SB22	SB23	06 DTI DE PROCESO	21NOV75	25NOV75		21NOV75		.0
SB24	SB25	06D DTI DE PROCESO	21APR76	03MAY76		21APR76		.0
SC20	SC21	03 DTI DE SERVICIOS AUXILIARES	08DEC75	10DEC75		08DEC75		.0
SC21	SC22	05 DTI DE SERVICIOS AUXILIARES	15DEC75	17DEC75		15DEC75		.0
SC22	SC23	0204 DTI DE SERVICIOS AUXILIARES	02JAN76	08JAN76		02JAN76		.0
SC23	SC24	06 DTI DE SERVICIOS AUXILIARES	15JAN76	21JAN76		15JAN76		.0
SC24	SC25	06D DTI DE SERVICIOS AUXILIARES	21JUN76	02JUL76		21JUN76		.0
SH20	SH21	02 HOJAS DE DATOS BOMBAS	01DEC75	03DEC75		01DEC75		.0
SI20	SI21	0206 HOJAS DE DATOS INSTRUMENTOS	15DEC75	17DEC75		15DEC75		.0
SI22	SI23	06R HOJAS DE DATOS INSTRUMENTOS	07JUL76	20JUL76		07JUL76		.0
SJ20	SJ21	02 HOJAS DE DATOS VALVULAS DE CONTROL	15JAN76	21JAN76		15JAN76		.0
SJ21	SJ22	07 HOJAS DE DATOS VALVULAS DE CONTROL	02FEB76	09FEB76		02FEB76		.0
SJ23	SJ24	07REV HOJAS DE DATOS VALVULAS DE CONTROL	07JUL76	20JUL76		07JUL76		.0
SN20	SN21	02 INDICE DE SERVICIOS	02FEB76	09FEB76		02FEB76		.0
SE20	SE21	0203 DTI DEL SIST DE ACEITE Y LUBRIC Y O CONDE	30JUL76	01FEB77			25.8	2.0
SG20	SG21	06P LISTA DE LINFAS	30JUL76	17SEP76			6.8	2.0
SE21	SE22	04 DTI DEL SIST DE ACEITE Y LUBRIC Y O CONDE	06AUG76	08FEB77			25.8	1.0
SF20	SF21	0203 DIAGRAMA DEL SISTEMA DE DECOGIZADO	13AUG76	25JAN77			22.8	2.0
SG21	SG22	06SA LISTA DE LINFAS	13AUG76	01OCT76			6.8	2.0
SE22	SE23	05 DTI DEL SIST DE ACEITE Y LUBRIC Y O CONDE	20AUG76	22FEB77			25.8	2.0
SB26	SB27	07 DTI DE PROCESO	01SEP76	15OCT76			6.2	7.0
SE23	SE24	06 DTI DEL SIST DE ACEITE Y LUBRIC Y O CONDE	07SEP76	08MAR77			25.8	2.0
SF21	SF22	04 DIAGRAMA DEL SISTEMA DE DECOGIZADO	07SEP76	15FEB77			22.8	3.0
SF22	SF23	05 DIAGRAMA DEL SISTEMA DE DECOGIZADO	10SEP76	22FEB77			22.8	1.0
SF23	SF24	06 DIAGRAMA DEL SISTEMA DE DECOGIZADO	27SEP76	08MAR77			22.8	2.0
SE25	SE26	07 DTI DEL SIST DE ACEITE Y LUBRIC Y O CONDE	04OCT76	29NOV78			109.8	2.0
SG23	SG24	07 LISTA DE LINFAS	11OCT76	24MAR77			22.8	2.0
SA27	SA28	06D2 PLANO DE LOCALIZACION GENERAL	15OCT76	15OCT76			.0	3.0
SF25	SF26	07 DIAGRAMA DEL SISTEMA DE DECOGIZADO	25OCT76	29NOV78			106.8	2.0
SA29	SA30	07 PLANO DE LOCALIZACION GENERAL	22FEB77	24MAR77			4.0	2.0
SC26	SC27	07 DTI DE SERVICIOS AUXILIARES	22FEB77	24MAR77			4.0	2.0
SM20	SM21	0306 CIRCUITOS LOGICOS DE CONTROL	15MAR77	26JUL78			69.0	5.0
SO20	SO21	0203 REVISION LINFAS CRITICAS SISTEMAS	16MAR77	14JUN77			11.8	32.0
SL20	SL21	0203 REVISION HIDRAULICA	24MAR77	18APR77			3.0	4.0

FIGURA 4.3

180 11 00 D 794
 180 11 00 D 794
 180 11 00 D 794

