

Universidad Nacional de Ingeniería
Facultad de Ingeniería Química y Manufacturera



INFORME TECNICO

**"PROCESOS DE EXTRACCION DE METALES PRECIOSOS POR
CIANURACION"**

**Para la obtención del título de
INGENIERO QUIMICO**

Presentado por:

JOSE FERNANDO ZAMORA RODRIGUEZ

PROMOCION: 81-1

UNI, Setiembre de 1995

DEDICATORIA:

CON TODO CARIÑO DEDICO MIS ESFUERZOS A MIS PADRES:
ELADIO Y MARÍA DEL PERPETUO SOCORRO QUIENES EN TODO
MOMENTO COLOCARON ESPERANZA Y APOYO EN MIS QUEHACERES,
A MI ESPOSA HERCY Y A MIS HIJOS JUAN PABLO, PAULO CÉSAR Y A
LA NIÑA
GABY.

A TODOS MIS AMIGOS Y MUY EN ESPECIAL AL HUMILDE
TRABAJADOR MINERO
POR SU FUERZA, VALENTÍA DENTRO DE LOS ZOCAVONES PARA
EXPLOTAR CON TÉCNICA , AHÍNCO Y FÉ MINERA LA RIQUEZA
NACIONAL.
AL TODOPODEROSO POR SEGUIR APOYANDOME Y DARME FUERZA
PARA AMPLIAR EL PANORAMA DEL SABER.
A LA UNI MI ALMA MATER.

FERNANDO.

INDICE GENERAL	página
I. Introducción	08
II. Actividad profesional	10
II.1. Empresa : Minera Aurífera Calpa S.A.	
-Sector productivo al que pertenece	
-Ubicación geográfica.	
-Objetivos de la empresa	
-Evolución de la empresa por etapas desde 1982-1988 CUADRO I	11
II.1.1. Relación profesional con el empleador.	12
II.1.2. Trabajo profesional desarrollado.	12
II.1.3. Funciones desempeñadas que necesitaron del conocimiento de técnicas profesionales.	17
II.1.4. Actividades profesionales desarrolladas de mayor importancia en la compañía.	17
II.1.4.1. Actividad Profesional:	
“ Participación activa en el desarrollo técnico operacional de la compañía entre Febrero 1982 a Febrero 1988”	18
<u>INDICE ACTIVIDAD II.1.4.1. (MINERA AURIFERA CALPA S.A.)</u>	
1. Antecedentes	18
2. Introducción teórica del proceso de cianuración y precipitación de Oro.	19
2.1. Proceso de cianuración	19
2.1.1. Cinética y mecanismo de disolución	20
2.2. Proceso de precipitación	22
3. Desarrollo evaluativo de la operación	26
3.1. Cuadro N°1- Primera etapa de tratamiento 70 tmsd. Planta Concentradora	27
3.2. Cuadro N°2- Primera etapa cianuración de concentrados por lotes	28
3.3. Diagrama de flujo planta de tratamiento inicial (Figura N°2)	
3.4. Esquema de tanque agitador pachuca (Figura N°3)	
3.5. Rehabilitación de equipos para segunda etapa. Listado de equipos	30

	página
3.6. Descripción del proceso : Cianuración por lotes	31
3.7. Plan de emergencia- Beneficio obtenido	33
3.8. Segunda etapa : Tratamiento de 200 tmsd concentradora y cianuración por lotes de su concentrado.	35
3.8.1. CUADRO N°3- Segunda etapa: 200 tmsd. concentradora (Equipo)	35
3.8.1.1. Esquema de la planta concentradora 200 tmsd. (Figura N°4)	
3.8.2. CUADRO N°4- Segunda etapa cianuración por lotes (Equipo)	37
3.8.2.1. Esquema de la planta de cianuración segunda etapa (Figura N°5)	
3.9. Ampliación y modificación del circuito de cianuración tercera etapa	38
3.9.1. Objetivo	38
3.9.2. Introducción	38
3.9.3. Antecedentes	38
3.9.4. Condiciones y consideraciones	40
3.9.5. Capacidad de planta sujeta a ampliación	41
3.9.6. Diagrama de flujo balanceado propuesto concentradora de 350 tmsd.	41
3.9.6.1. Diagrama de flujo 350 tmsd.- Figura N° 6 (Tercera etapa)	
3.9.7. Diagrama de flujo balanceado propuesto : cianuración continua 50 tmsd de concentrado producido en tercera etapa.	43
3.9.7.1. Diagrama de flujo cianuración continua 50 tmsd de conc.-Figura N°7	
3.9.8. Características de los equipos de la tercera etapa	46
3.9.8.1. CUADRO N°5- Equipo de concentradora tercera etapa	46
3.9.8.2. CUADRO N°6- Equipo de cianuración continua tercera etapa	48
3.10. Costos	49
4. Conclusiones	49

	página
II.1.4.2. Actividad Profesional: “ Investigación y aplicación del sistema de lixiviación ácida sobre precipitados auríferos de baja ley de Oro-Plata; mejora de la calidad y posterior fundición.”	50
<u>ÍNDICE ACTIVIDAD II.1.4.2. (MINERA AURIFERA CALPA S.A.)</u>	
1.Objetivo	51
2.Introducción	51
3.Lineamientos generales de experimentación	52
3.1.Características generales del precipitado	52
3.1.1.Características químicas	52
3.1.2.Características físicas	52
3.1.3.Características granulométricas	52
3.2.Secuencia experimental	52
3.2.1.Proceso de Tostación- Lixiviación- Fundición	53
3.2.2.Proceso de Lixiviación directa- Fundición	53
3.3.Resultados experimentales	53
3.3.1. Proceso de Tostación- Lixiviación- Fundición	53
3.3.1.1.Tostación	53
3.3.1.2.Lixiviación	54
3.3.1.3.Fundición	56
3.3.2.Proceso de Lixiviación directa- fundición	57
3.3.2.1.Lixiviación del precipitado con H ₂ SO ₄	57
3.3.2.2.Fundición	58
4.Selección del proceso a aplicarse y proceso final	59
4.1.Aplicación del proceso elegido de Tostación- Lixiviación- Fundición	59
4.1.1.Objetivo	59
4.1.2.Material o precipitado a tratarse	59
4.1.3.Tostación	60
4.1.4.Lixiviación ácida	61

	página
4.1.4.1.Preparación de la solución lixiviante	61
4.1.4.2.Secuencia de la lixiviación del precipitado	61
4.1.4.3.Resultados experimentales obtenidos	63
4.1.5. Fundición	64
4.1.5.1.Resultados experimentales	64
4.1.6.Secuencia general del proceso (Esquema general del proceso)	64
5.Conclusiones finales	66
6.Bibliografía	67

II.1.4.3. Actividad Profesional:

“ Diseño del sistema de recuperación de agua , por sedimentación continua del relave de flotación”	68
--	----

ACTIVIDAD II.1.4.3. (MINERA AURIFERA CALPA S.A.)

1. Motivación	68
2. Descripción del proyecto	68
2.1. Calculos para 250 tmsd	68
2.1.1. Características del relave	68
2.1.2. Dimensiones del espesador	69
2.1.3. Area total requerida	69
2.1.4. Volumen total requerido	69
3. Comparación Disponibilidad VS Requerimientos	70
3.1. Areas	70
3.2. Volúmenes	70
4. Cantidad de agua recuperable	70
5. Conclusiones	71

	página
II.2. Empresa minera : SOCIEDAD MINERA DEL BORO - CHILE	72
-Sector productivo al cual pertenece	
-Ubicación geográfica	
-Objetivos de la empresa	
II.2.1. Relación profesional con el empleador	72
II.2.2. Trabajo profesional desarrollado	72
II.2.3. Actividades profesionales desarrolladas en Sociedad Minera del Boro	73
II.2.3.1. Actividad profesional:	
“ Ing° de procesamiento de la Planta Sociedad Minera del Boro. Actividades de producción de Acido Bórico a partir mineral de boro (Ulexita).”	73

INDICE ACTIVIDAD II.2.4.1. SOCIEDAD MINERA DEL BORO

1.Materia prima:Ulexita (UC 32)	73
1.1. Composición teórica de la Ulexita (UC 32)	73
1.2. Propiedades fisico- químicas	73
1.3. Análisis típico	74
1.4 Tamaño (granulometría)	74
1.5. Densidad	74
1.6. Empaque	74
2. Usos	74
3. Descripción del proceso: Producción de Acido Bórico	75
3.1. Recepción	75
3.2. Reacción	75
3.3. Filtración	75
3.4. Cristalización	76
3.5. Filtración y/o escurrido de cristales	76
3.6. Redisolución	77
3.7. Filtración	77

	página
3.8. Cristalización	77
3.9. Centrifugado o estruje	77
3.10. Secado	77
3.11. Cernido	78
3.12. Empaque	78
4. Análisis de laboratorio	79
5.Importancia del método	80
II.3. Empresa minera : MINERA AURIFERA CORONEL (EMICOR)	
ECUADOR	81
-Sector productivo al cual pertenece	
-Ubicación geográfica	
-Objetivos de la Empresa	
II.3.1. Relación profesional con el empleador	81
II.3.2. Actividades profesionales desarrolladas en EMICOR	
II.3.2.1. Actividad profesional:	
“ Superintendente de Planta de Beneficio”	
Desarrollo de múltiples actividades en relación a iniciar esta nueva operación aurífera en el Ecuador.	82
II.3.2.2. Actividad profesional: “Capacitación de personal”	82
II.4. Empresa minera : MINERA AURIFERA RETAMAS S.A.	82
-Sector productivo al cual pertenece	
-Ubicación geográfica	
II.4.1. Relación profesional con el empleador	82
II.4.2. Actividades profesionales desarrolladas	83

	página
II.4.2.1. Actividades profesionales desarrolladas en MARSA	83
“ Superintendente de Planta de Beneficio”	
Desarrollo de actividades en relación a la producción de Oro- Plata	
Control total de la operación cumbre de la Minería Nacional, 1ra	
productora en base a explotación de minas subterráneas.	
III. Resumen	83
IV. Bibliografía	84
V. Apéndices	
V.1. Exposiciones sobre Cianuración y precipitación de oro difundida en	
eventos Nacionales	84
V.2. Índice de abreviaturas	85
V.3. Términos gramaticales propios del tema aplicados en el texto	86
V.4. Palabras finales	88

I.-INTRODUCCION.-

El autor de este informe técnico dedicó durante los años 1982 a 1995 (a la fecha), a ofrecer servicios profesionales al sector minero. Específicamente se trabajó en el área de cianuración de minerales auríferos. Labor que con capacitación continua se fue dominando en favor de la producción. En el campo de la cianuración se tomó especial interés al tratamiento de concentrados auríferos Los concentrados procedentes de una etapa previa metalúrgica que se inicia con la trituración del mineral, hasta la conminución del mineral a tamaños deseados por la metalurgia para concentrarlos por métodos gravimétricos y luego por flotación.

En la **Mínera Aurífera Calpa**, se trabajó 06 años continuamente, desde Febrero 1982 hasta Febrero de 1988, dedicándose a la producción de barras de Oro - Plata. El proceso aplicado para tal fin es la cianuración de concentrado aurífero el cual fué obtenido por flotación, la separación sólido-líquido y obtención de la solución rica en Oro-Plata, seguida de precipitación con polvo de zinc y finalmente la fusión de los precipitados para obtener el bullión. Las variables fundamentales que se controlan son : La concentración de cianuro, pH y alcalinidad, oxígeno en la disolución, granulometría, densidad de la pulpa. En la compañía se efectuaron estudios con la finalidad de ampliar la capacidad de la planta en sus distintas secciones, además de hacer ajustes necesarios del proceso en sus distintas etapas mejorando la calidad de cada una de ellas. Dentro de los principales estudios realizados tenemos: Ampliación del circuito de cianuración la que se llevó a cabo paulatinamente durante los años 1982 a 1987. En la **Mínera Aurífera Calpa**, se procesaban inicialmente 70 toneladas por día, llegando en 1987 a trabajar en sistema continuo con 350 ton. por día.

Estudio realizado a precipitados auríferos para mejorar su calidad y favorecer la fusión de los mismos así como obtener economía en el gasto de insumos de fundición.

Trabajo de recuperación de agua a partir de la pulpa de relave del circuito de flotación , mediante el uso de espesamiento continuo; esta labor permitió

tener mayor volumen de agua para aumentar la capacidad de tratamiento en la planta. Se efectuaron otros trabajos importantes como estudio de tratamiento de concentrados gravimétricos y su posibilidad de tratarlos sin mezclarlos con los concentrados de flotación, así como también mejoramiento de la disposición de la cancha de relaves y su recuperación del agua clara para reciclaje a planta. Dentro de estos 06 años de operación la capacidad de tratamiento fue aumentada paulatinamente hasta llegar a procesar 350 tms/día y obteniendo de ellas 50 tms/día de concentrados auríferos que se cianuran para obtener Au-Ag en barras bullión.

En **Chile** también en el sector minero, Se trabajó en tratamiento químico a minerales de Ulexita, a los que se los ataca con ácido sulfúrico o nítrico para producir Acido Bórico, otro producto que se produce en la Sociedad Minera del Boro es la Ulexita refinada.

En el **Ecuador** se trabajó desde Mayo de 1989 hasta Julio de 1991. La actividad profesional desarrollada en la **Empresa Minera Coronel EMICOR** fue el diseño y montaje de una planta de 120 tms/día de tratamiento de mineral aurífero, se hizo el estudio técnico y montaje de una planta con concentración gravimétrica, concentración por flotación, cianuración de concentrados obtenidos en sistema de contracorriente, filtración, planta de precipitación de Oro-Plata (Merrill Crowe) y finalmente la sala de fundición de precipitados. Adicionalmente se instaló el laboratorio químico para análisis por vía seca y ataque químico, así como la sala de preparación de muestras. Se dió un asesoramiento integral de la operación. Otra actividad importante fue la capacitación de personal ecuatoriano en labores habituales de molienda, flotación, cianuración y otros.

Finalmente la otra gran actividad de desempeño actual es en la **Compañía: Minera Aurífera Retamas S.A.**, donde el tratamiento de 900 tms/día de mineral aurífero se realiza por una combinación de etapas de concentración y cianuración.

Básicamente como se aprecia la experiencia laboral es en procesamiento de minerales auríferos por cianuración. Se efectuaron trabajos extras como asesor de pequeños mineros auríferos (Caso Minera Cabana de Arbiet Studium).

II.-ACTIVIDAD PROFESIONAL :

La actividad en el campo de la Ingeniería fue realizada en distintas empresas así como se presenta:

II.1. Empresa: MINERA AURIFERA CALPA S.A.

Empresa del sector Minero dedicada a la explotación y beneficio de minerales auríferos, obtiene como producto final Barras de Oro y Plata. La unidad de operación esta ubicada en el Campamento Minero Calpa, en la provincia de Caravelí- Distrito de Atico (Km 702 Panamericana Sur) , pertenece a Arequipa.

Dirección de la Oficina Principal: Av Arequipa 330 ofic. 101 Lima. Teléfonos: 433-8273 , 433-8558

Fax : 338423

La empresa se dedica exclusivamente a procesar su propio mineral, mediante la aplicación de concentración de mineral aurífero y luego el beneficio de dichos concentrados mediante el proceso de cianuración, seguida de la etapa de precipitación de Oro-Plata desde la solución rica obtenida . Los precipitados son fundidos obteniendo barras con contenido de Oro y Plata que pasan a refinación para su separación final y posteriormente su comercialización. El esquema de producción de la compañía fue definitivo a partir de 1990 . En los primeros años se fue implementando en base al capital con que contaba siendo su circuito de trabajo modificado en tres oportunidades entre los años 1982- 1989 .

ver CUADRO I

CUADRO N°I

Años	Concentradora	Cianuración	Equipo Concentradora	Equipo Cianuración
82-83	Circuito continuo de 70 tmsd. a 28 días/mes : 1960 tms al mes. Producción de 245 tms Conc. por mes.	Procesamiento por lotes de 30 tms semana. Total 120 t. de concentrado mes, queda stock de 125 t/mes Acumulado	Equipo que inicia operación de compañía. (cuadro N°1) Diagrama de flujo en figura N°2.	Parte de Equipo antiguo :Molienda, Espesamiento y Precipitación-Fundición (cuadro N°2) Ver diagrama en figura N°2
84-Julio 87	Circuito continuo de 200 tmsd a 28 días/mes : 5600 tms al mes. Producción de 700 tms Conc. mes	Se procesa por lotes de 100 tms cada 06 días. Total 480 ton de conc. mes, queda remanente de 220 t/mes acumulado.	Equipo incrementado en base a esfuerzos productivos (cuadro N°3) y diagrama de flujo en figura N°4	Se rehabilitó equipo para superar producción en sección tanques, se rehabilitaron tanques agitadores. ver diagrama de flujo y cuadro N°4 figura N°5
Agosto 87-88	Circuito continuo de 350 tmsd a 28 días/mes: 9800 tms al mes. Producción de 1400 tms Conc. por mes	Circuito continuo, se inició nueva etapa de mejor recuperación. No queda stock.	Se amplió circuito de flotación : colocando mayor volumen de celdas. Ver cuadro N°5 y Figura N°6	Se modificó el circuito anterior, conversión de agitadores antiguos en espesadores y se renovó tanques de diseño moderno, ver figura N°7 y cuadro N°6.

Posteriormente la compañía amplió más aún su circuito tanto de concentración, como de cianuración, para procesar 700 tmsd. equivalente a 20,000 tns/mes y 3000 tns/mes de tratamiento de concentrado en circuito continuo. Con este sistema se encuentra trabajando actualmente.

II.1.1. Relación Profesional- Empleador:

En la compañía Minera Calpa se laboró en la condición de Ingeniero nombrado ocupando cargos como: Jefe de Guardia, Asistente de Jefe de Planta, Superintendente de Planta de Beneficio, así también como miembro del departamento de Investigaciones. Los cargos fueron desempeñados desde Febrero de 1982 hasta Febrero de 1988 según se describe a continuación:

II.1.2. Trabajo Profesional desarrollado:

-Cargo como **Jefe de Guardia** desde el 13 de Febrero de 1982 hasta Agosto de 1982 .

Las principales funciones que fueron asignadas en dicho cargo

- Responsabilidad de la supervisión de la operación de Planta de Beneficio en todas sus etapas. Desde recepción de mineral hasta la entrega del concentrado de flotación y/o precipitado de Au, en coordinación con su Jefe de Sección y Superintendencia.
- Efectúa la descarga, lavado, pesado, muestreo y alimenta al molino de remolienda conjuntamente con el Jefe de Sección de Cianuración, la Superintendencia y el Jefe de Laboratorio de los productos de flotación; de acuerdo a programa establecido según las normas de la compañía.
- Controla la pérdida de finos por rebose, derrame de mineral chancado, polvos y en las fajas transportadoras.
- Controla la recepción y preparación de reactivos, así como el control de la dosificación de los mismos por los flotadores, cianuradores y precipitadores. Supervisa la operación de deposición de relaves tanto de cianuración como de flotación según le corresponda.
- Lleva un master de tiempos de operación de los equipos en planta concentradora y planta de cianuración.

- Vela que los equipos trabajen en condiciones óptimas.
- Es el responsable de preparar al personal nuevo que ingresa a la Planta y hacer cumplir las normas disciplinarias establecidas.
- Emite el reporte de operación de la guardia con las novedades y ocurrencias, reportando a su jefe inmediato superior.

-Cargo como **Asistente de Jefe de Planta** desde Setiembre de 1982 hasta Octubre de 1983 . Las funciones asignadas al cargo de Asistente:

- Es responsable de la supervisión directa de la operación de Planta de Beneficio.
- Ejecuta los programas de tratamiento, producción o ajustes operacionales que superintendencia ordena.
- Controla el movimiento, stock de materiales e insumos críticos.
- Reemplaza al superintendente de planta durante su ausencia.
- Supervisa a los jefes de área, guardia y personal de la Planta de Beneficio, propone promociones y medidas disciplinarias a la superintendencia.
- Realiza supervisiones periódicas en las tres guardias.
- Coordina los trabajos de mantenimiento preventivo de toda la maquinaria e instalaciones en coordinación con la jefatura de mantenimiento de planta y los jefes de área.
- Hace cumplir las decisiones del superintendente.
- Mantiene informado de la operación a superintendente de planta.
- Evalúa constantemente los ratios y efectúa investigaciones para lograr mejoras en los métodos de trabajo, optimización de ratios, eficiencias y rendimientos por secciones.

Es responsable de la custodia y buen uso de los equipos, instalaciones y materiales que intervienen en el proceso productivo.

- Evalúa y toma acciones correctivas constantemente para minimizar los riesgos de perdidas y desperdicios de valores. Es responsable del control de finos en todas las secciones.

- Ejecuta programas de capacitación técnica y de seguridad e higiene industrial del personal (obrero y profesional) en coordinación con las jefaturas correspondientes.
 - Es responsable del cumplimiento del programa de prevención de accidentes, en coordinación con la jefatura de programa de seguridad.
 - Emite informes mensuales de los resultados metalúrgicos y de las incidencias operacionales tanto del aspecto humano como de los equipos e instalaciones a la superintendencia.
 - Emite los reportes diarios de operación, los balances metalúrgicos, el movimiento de mineral y valores para la superintendencia de planta.
 - En los cierres de campaña mensual, prioriza en coordinación con el jefe de mantenimiento y jefes de área, las reparaciones y/o modificaciones más importantes que puedan comprometer las operaciones.
 - Realiza inspecciones sorpresa y periódicas a comedores de su personal obrero y también de viviendas; comunica a superintendencia de planta.
- Cargo como **Superintendente de Planta** , ocupado desde Noviembre 1983 hasta Febrero de 1988 , realizando las siguientes funciones:
- Controles en general como política de operación. Es el responsable directo del activo fijo de la planta de beneficio.
 - Coordina con su gerencia para efectuar algún cambio que en la operación se requiera.
 - Asiste a las reuniones de coordinación con superintendencia general y jefes de otras áreas (mina, mantenimiento general, administración, programa de seguridad, planeamiento, etc.) para hacer alguna(s) gestión(es) en pos de mejora de la compañía y así mismo asiste a la reunión diaria de producción.
 - Velar por la disciplina y la buena conducta de todo su personal (Ing°s y obreros), así como de los aspectos de seguridad e higiene, pudiendo amonestar, suspender, cancelar al personal que no cumpla con las normas que la compañía exige. Puede atender y hacer efectivo un pedido de amonestación, suspensión,

cancelación de determinado trabajador a solicitud de sus jefes de área, si así se requiera; previa evaluación del caso.

- Organiza el rol de días libres y vacaciones de su personal en coordinación con sus jefes de área y emite su comunicado a administración.
- Elaboración de los datos para el balance de producción.
- Da su visto bueno a documentos emitidos de planta ante cualquier departamento que por su interés requiera de este trámite. Evaluar y recibir nuevo personal y dar trámite a la documentación necesaria.
- Dar Visto Bueno a los vales de almacén, ordenes de trabajo y las requisiciones que en su área se necesitan y emite las mismas cuando cree conveniente.
- Tener relación con oficina de Lima, respecto de las requisiciones emitidas y mantener en alerta de los materiales críticos.
- Coordina con el jefe de mantenimiento y con sus jefes de sección para realizar las reparaciones y mantenimiento de los equipos.
- Supervisión de los trabajos, mientras se realiza el mantenimiento.
- Indica a su personal la seguridad propia.

Se encarga de coordinar con superintendencia general mina la cosecha correspondiente de producto de Merrill Crowe, encargándose de informar a Superintendencia toda la ocurrencia en ésta. Para esta operación debe de llamar a personal de seguridad interna y externa quienes deben de estar en toda la duración del proceso; finalmente entrega el producto a seguridad y eleva el acta correspondiente, verificando los datos de peso, nombres de todos los presentes, Ing^{os} y personal de muestreo (Laboratorio Químico).

- Atiende a departamento de investigaciones metalúrgicas ante alguna deficiencia encontrada por él, tratando de darle solución en la forma que según el problema lo requiera.
- Planea los programas de tratamiento y producción de concentrados, a corto y mediano plazo.
- Supervisa, promueve y controla el cumplimiento del programa de producción contenidos finos de Au.

- **Genera programas de pruebas metalúrgicas en pos de mejorar algún rendimiento dentro de la operación en cualquiera de las áreas de su responsabilidad, dando al departamento de investigación las pautas y necesidades que requiere para que se haga el estudio respectivo. Supervigila la marcha de estos estudios.**
- **Verifica el sistema de muestreo en todas las secciones, de acuerdo a los parámetros técnicos encontrados en la compañía y coordina con el jefe de laboratorio quien es responsable de la mecánica de muestreo asegurándose que no haya deficiencias para no comprometer el BALANCE DE PRODUCCION.**
- **Encuentra y aplica el concepto del Work Index y la mezcla de mineral en cancha o mina, para tener una ley mas constante de Au, tomando en cuenta también la concentración de fierro y su metalurgia, de acuerdo a pruebas realizadas.**
- **Amplia el uso de sus ratios, optimiza y diseña nuevos formularios y genera mejores sistemas de control de insumos y finalmente tener los resultados listos para el informe mensual.**
- **Mantiene la información al día de los stocks de insumos y de valores de producción.**
- **Aplica la mezcla y selectividad antes del chancado en coordinación con las otras áreas de responsabilidad a sus jefes de área, recibiendo de ellos respuestas mediante los resultados en operación.**
- **Control de cancha de relaves, contaminación y diseños de ampliación de cancha. verifica los valores permisibles de contaminación y regula la situación si fuera necesario.**

II.1.3. Funciones desempeñadas que necesitaron el Conocimiento de técnicas profesionales:

Dentro de las funciones del trabajo profesional desarrollado en el campo han sido de importancia el conocimiento de Química analítica , Balance de Materia reacciones redox, Flujo de fluidos (Cantidad de Movimiento) ,Cinética Química, Seguridad Industrial, Operaciones Unitarias, Costos y presupuestos y Administración de personal.

II.1.4. Actividades Profesionales desarrolladas de mayor importancia en la cía.

Minera Calpa:

-Actividad Profesional: “Participación activa en el desarrollo y crecimiento de la producción de la compañía cuando ocupaba el cargo de asistente de jefe de planta; desarrollando trabajos de Investigación en el área de cianuración ”

-Actividad Profesional: “ Investigación y aplicación del sistema de lixiviación ácida sobre precipitados auríferos de baja ley de Oro- Plata; mejora de la calidad y posterior fundición.”

-Actividad Profesional: “ Diseño del sistema de recuperación de agua para planta de beneficio (Concentradora y Cianuración). Puesta en marcha de un espesador de 42 pies de diámetro x 10 pies de altura. El trabajo permitió ampliar el tratamiento diario , así como economía en reactivos químicos de flotación.”

DESARROLLO DE LAS ACTIVIDADES MAS IMPORTANTES:

II.1.4.1. Actividad Profesional: “Participación activa en el desarrollo y crecimiento de la producción de la compañía al ocupar el cargo de asistente de jefe de planta. “

1.- Antecedentes

Al inicio del año 1982, la compañía recién se encontraba con un año de haberse instalado.

En esta época la compañía, al haber tomado la concesión minera, inicia una gestión para adquirir prestamos de entidades financieras para establecer una operación que le permita producir una rentabilidad de acuerdo a un proyecto calculado para procesar en una primera etapa unas 350 ton/día. Mientras se tomaba el tiempo de toda esta gestión empresarial, la compañía arranca la operación con la infraestructura que encuentra y modifica despues de haber adquirido la concesión minera, entonces en aquel tiempo en vista de la falta de liquidez y de capital para efectuar una ampliación de gran nivel se optó a trabajar con un sistema adaptado al pool de maquinarias y de grupos electrógenos y materiales existentes .

El equipo de maquinarias tanto para explotación minera, como para tratamiento metalúrgico que se encontraba, así como la infraestructura total en instalaciones de operación y oficinas solo les permitía iniciar una operación de un nivel inicial de 70 tmsd. de tratamiento.

Se toma como base para el estudio de tratamiento los reportes de la antigua compañía, la cual permitiría adaptar una simulación en la sección minera y geología, así como en el proceso a seguir para el beneficio de los minerales.

Para iniciar el proceso a nivel de planta se opta por establecer el proceso de concentración de minerales auríferos y tratamiento de los concentrados por cianuración , precipitación de la solución rica en metales preciosos y finalmente fundición.

2.-INTRODUCCION TEORICA PROCESO DE CIANURACIÓN - PRECIPITACION

Para comprender mejor el fenómeno se presenta un enfoque teórico del proceso de cianuración, así como de la precipitación de Oro y Plata con uso del precipitador Merrill Crowe:

2.1. PROCESO DE CIANURACION.-

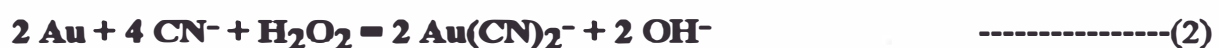
PROCESO DE CIANURACION- FISICO QUIMICA DE LA CIANURACION

El proceso de cianuración se basa en la disolución selectiva del oro, plata y algunos compuestos de ellos, por soluciones diluidas y aireadas de cianuros de metales alcalinos como el cianuro de sodio o de calcio.

En la práctica soluciones aireadas de cianuro de sodio o de calcio son usados con algo de álcali (comunmente cal ó solución de hidróxido de sodio). El álcali es utilizado para deprimir el efecto de hidrólisis del cianuro el cual tiene tendencia a formar ácido cianhídrico, el que por sus propiedades se pierde por volatilización.

El oxígeno es de vital importancia para la disolución del oro en soluciones diluidas de cianuro. (El oxígeno es reactante)

Mc Laurin (1893) muestra las ecuaciones apropiadas para esta disolución:



(Ecuación total)

Despues las ecuaciones (1) y (2) son referidas como las ecuaciones de Bodlaender y la ecuación (3) la llamada ecuación de Elnsner (Notable Investigador de la cianuración). Ecuaciones similares pueden ser escritas para la disolución de la plata.

Existió mucha discusión con respecto a la formación del peróxido de hidrógeno (Ecuación (1)). Habashi revisó las ecuaciones y verificó (1970) que el oxígeno fue reducido completamente a ión hidróxilo.

Las constantes de equilibrio de estas ecuaciones fueron calculadas a partir de la variación de la energía libre (Barski, Swainson y Hedley) y son: $K = 10^{16}$ para la ecuación (1), $K = 10^{50}$ para la ecuación (2) y $K = 10^{66}$ para la ecuación (3).

Los mecanismos de disolución de oro y plata se basan en los procesos de corrosión ó reacciones redox.

2.1.1. CINÉTICA Y MECANISMO DE DISOLUCIÓN

Si la disolución es observada como un proceso de corrosión electroquímica, entonces el oro puede ser considerado que dentro de la solución forma el área anódica o área de oxidación química, el oxígeno es reducido en el área catódica.

Los electrones son transferidos a través del metal de los lados anódicos a los catódicos, así podemos apreciar en las ecuaciones redox:

El lado anódico:



El lado catódico:



también la reacción:



ocurre en una extensión pequeña del lado catódico

Cuando el oro puro es uniformemente aireado en una solución, las reacciones catódicas y anódicas pueden ocurrir sobre las mismas áreas tal que la disolución procede uniformemente sobre la totalidad de la espécimen.

Por tanto como se muestra por Thompson (1947), si el oxígeno es aplicado a uno de los lados de la espécimen entonces la disolución procede preferencialmente por el otro lado, como se muestra en la **figura (1)**. Un conjunto similar de ecuaciones son aplicadas para la disolución de la plata.

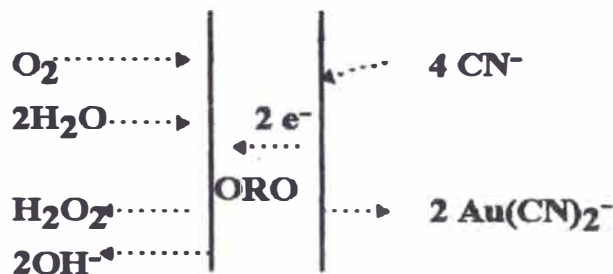


Figura (1): Representación de la disolución de una partícula de oro

La velocidad de disolución global esta controlada por la más lenta de las reacciones, anódica o catódica.

La velocidad de una de estas reacciones puede ser controlada por la otra en este proceso químico. El fenómeno de velocidad de difusión sobre la superficie metálica depende de la concentración de uno u otro reactante; para estudiar mejor este caso de oxidación electroquímica del oro es necesario tomar cada reacción por separado.

Si analizamos el mecanismo de disolución del oro desde el punto de vista cinético, podemos observar de las ecuaciones redox en el lado anódico (lado de oxidación), y el lado catódico (lado de reducción) sucede un mecanismo de reacción simultáneo y podemos apreciar de la ecuación (1) mostrada por Mc Laurin :

a.-Para cada equivalente de metal disuelto se consumen 02 moles de metal disuelto.

b.-Por cada 02 equivalentes de metal disuelto se consumen 02 moles de oxígeno.

c.-El peróxido de hidrógeno se forma durante la disolución del oro y/o plata, por cada 02 equivalentes de metal disuelto se produce una mol de peróxido de hidrógeno

d.-La reacción de disolución es un proceso de corrosión en la cual el oxígeno toma electrones en una parte de la superficie metálica (zona catódica) al mismo tiempo que el metal cede electrones; produciéndose la corrosión u oxidación del mismo (zona anódica)

2.2. PROCESO DE PRECIPITACION.-

La precipitación de oro y plata a partir de soluciones auríferas cianuradas se efectúa usando zinc ya sea en polvo o en viruta, precipitación eléctrica, carbón activado y otros como aluminio. Aquí daremos especial importancia a la precipitación con polvo de zinc.

La precipitación de oro y plata se verá favorecida por las condiciones reductoras y presenta serias dificultades cuando agentes oxidantes están presentes.

Inicialmente se pensaba que la reacción de precipitación de oro y plata por zinc se efectuaba por simple desplazamiento, según:



Pero algunos fenómenos observados en la caja de precipitación descartan esta reacción.

El hecho es que en ausencia de oxígeno será necesario aumentar cianuro libre a la solución, adicionar sales de plomo (acetato de plomo ó nitrato de plomo) para ver favorecida la reacción de precipitación, así como también observar un incremento en la concentración de álcali, se nota la presencia de hidrógeno naciente que burbujea de la solución. Todos estos fenómenos descartan la posibilidad de que se efectúe la ecuación de precipitación (7)

El oro y plata se redissuelve si desaparece el contacto de la solución con el zinc y si hay oxígeno presente, o al solo contacto con el oxígeno.

Caldecott propuso las siguientes reacciones para la precipitación de oro



La oxidación del zinc levanta en 1°F la temperatura de la solución al momento de precipitación. Esta oxidación es eliminada si se tiene plomo, oro, mercurio que sea electronegativa con respecto al zinc.

La reacción que produce hidrógeno es:



Esta reacción puede suceder cuando el oro ya ha precipitado y el exceso de zinc actúa sobre el cianuro libre, se realiza según:



y si no hay cianuro libre presenta:



y suponen que la reacción se realiza por desplazamiento electroquímico de Na y Au por Zinc, seguido por el desplazamiento del hidrógeno del agua por el Sodio.

El oxígeno disuelto (no eliminado) en las soluciones de cianuro reacciona con el zinc en las cajas de precipitación formando hidróxido de Zinc, el cual a su vez es disuelto por el cianuro, el oxígeno también se combina con el hidrógeno naciente formado en la reacción de precipitación, quitando eficiencia al proceso de reducción de oro.

La reacción que sucede sería:



La cantidad de zinc a usar en la precipitación requiere de 1 a 6 partes de zinc por una de Au. Aunque en la práctica esto depende de la cantidad que pueda existir de otros componentes como plata, cobre, zinc, plomo, etc. Es muy necesario tener para esto un patrón de trabajo, conociendo una cantidad de Zn para un compuesto (una solución); así como el conocimiento amplio de todos los puntos críticos del mecanismo que se usa para tal reacción; se refiere a la parte mecánica.

Muchas veces los operadores de las plantas ven sus problemas en precipitación ocasionados por algún efecto químico, pero no es así, puede ocurrir que una falla mecánica ocasione ingreso de aire (O_2) al circuito de precipitación

El oxígeno se elimina de las soluciones de cianuro por medios mecánicos, más que por medios químicos.

Para efectuar dicha eliminación es necesario contar primero con una solución totalmente clarificada, puesto que la presencia de las lamas ocasiona interferencia en el proceso de reacción, el líquido clarificado con contenido de aire pasa a una botella o cilindro de desaeración donde por medio del vacío sobre superficies planas dentro del recipiente se evacua el aire por efecto de la bomba de vacío. Se aplica de 19 a 23 pulgadas de mercurio en vacío, la línea de vacío debe estar completamente aislada y evitando la mayor cantidad de accesorios que puedan ocasionar agujeros por efecto de vibraciones o movimientos bruscos, la introducción de aire atmosférico a la línea de vacío ocasionará un aumento en la presión negativa del vacío disminuyendo la capacidad del equipo de vacío y produciendo mala precipitación o redisolución de oro en las bolsas de precipitación; su efecto es notorio por la alteración de la presión de vacío y por la simple observación en las cajas de precipitación de la aparición de un color oscuro de la solución. Una buena forma de controlar el contenido de oxígeno en las soluciones es mediante el uso del oxímetro, aparato con el cual se detectará la presencia de oxígeno disuelto en la solución de entrada al cono de cementación o mezclador de zinc-solución y al final en la solución de la caja de precipitados.

Se podrá notar en la práctica que 0.3-0.5 ppm. de O_2 disuelto ocasionan soluciones Barren con un contenido de oro bajo 0.01-trzas gr.Au/m³ de solución; valores como 0.6-0.7 ppm. de O_2 disuelto ocasionan Barren más altos con 0.2-0.5 gr.Au/m³ solución, una mayor cantidad de oxígeno disueltos produce una mala precipitación.

Por otro lado hay que tener presente que el efecto de los componentes de la solución, la presencia del cobre, las lamas ocasionan una precipitación lenta y sobre todo las soluciones ricas que son producto de una cianuración de concentrados obtenidos por flotación, requieran de un mayor tiempo de contacto (un cono mezclador más grande). No es así para soluciones ricas provenientes de la cianuración de óxidos auríferos que contienen pocos contaminantes, sucede una reacción flash con producción de precipitados de buena ley entre 18 - 35% de Au contra otros de 3 - 14% cuyas soluciones provienen de cianuración de sulfuros, más aun los precipitados pueden contener lamas que disminuyen la calidad del producto.

Otro factor de importancia en la precipitación con polvo de zinc es la finura del mismo, el polvo de zinc debe estar por debajo de la malla 325, entonces existirá mayor superficie de contacto para la reacción.

El uso de acetato de plomo o nitrato de plomo en el clarificador (solución al 1-3%) o en el cono mezclador favorece la reacción por la formación de un par electrolítico respecto al zinc aumenta la proporción de disolución del zinc.

Cualquier exceso de zinc ocasiona formación de hidrógeno por reacción y otra cantidad se deposita en las bolsas junto con el oro y plata precipitados, puede además precipitar mercurio, cobre, cobalto, que están presentes como cianuros dobles. La presencia de cobre es notoria por el color rojizo del precipitado.

El precipitado producto del Merrill-Crowe pasará a fundición de donde se obtendrán barras conocidas como Bullión que contienen además de oro y plata, zinc, cobre y otros.

3.-DESARROLLO EVOLUTIVO DE LA OPERACION

Haciendo uso de capital propio para inversiones de instalación y capital de trabajo la compañía decide **empezar el procesamiento desde 1981, iniciando con la concentración de 70 ton/día y tratamiento de sus concentrados por lotes aplicando el sistema de cianuración.**

El equipo que rápidamente se puso en operación para permitir un inicio del proceso de beneficio se indica a continuación y su diagrama de flujo se observa en la **figura (2)** y los cuadros N°1 y N°2

3.1. PRIMERA ETAPA : 70 tmsd

CUADRO N° 1

I.- Planta concentradora		
A.- Seccion Chancado.-		
	Equipo	Potencia Instalada
1	Tolva de gruesos cap. 600 ton	
2	Alimentador de oruga	3.6 Hp
3	Parrilla fija de 2' x 4'	
4	Chancadora de quijadas 9"x 12"	18 Hp
5	Faja A de 18"x 24' de largo	2.4 Hp
6	Zaranda vibratoria 3' x 6'	4.8 Hp
7	Chancadora secundaria kue ken	12 Hp
8	Faja B	2.4 Hp
	total potencia	43.2 Hp
B. Seccion Molienda y clasificación		
9	Tolva de finos cap. 300 ton y alimentador	2.4 Hp
10	Molino de bolas 5' ϕ x 5' largo	50 Hp
11	Dos clasificadores de rastrillo 23' de largo	7.6 Hp
12 (*)	Molino de bolas 5' ϕ x 5' largo	50 Hp
	total potencia	110 Hp
C. Seccion Flotacion		
13	Acondicionador 8' ϕ x 8' altura	6.6 Hp
14	3 bancos con total 10 celdas denver sub-A 18 SP	33 Hp
15	Pozas de acumulación de concentrado	
16	Loza de acumulación de lotes conc.	
	total potencia	39.6 Hp

(*) El molino de bolas de 5' ϕ x 5' largo es usado una vez por semana en cianuración (Remolienda)

**3.2. PRIMERA ETAPA- PLANTA DE CIANURACION POR
LOTES (PLANTA INICIAL)**

CUADRO N° 2

II. PLANTA DE CIANURACION		
	Equipo	Potencia instalada
17	Agitador de repulpado	6.6 Hp
18	Bomba de pulpa wilfley de 3" bombeo de concentrados	12 Hp
19	Bomba de pulpa wilfley de 2", bombeo a hidrociclón	6.6 Hp
20	Hidrociclón krebs D6BB	
21	Dos Espesadores de madera Pino Oregon . De 19.4' ϕ x 10' (alto) c/u.	4.8 Hp
22	Bomba de diafragma Dorco 2"	1.8 Hp
23	05 Agitadores pachuca Volumen util de 18 m3.	
24	Planta de precipitación Merrill Crowe cap. máx de 400 m3/día.	12 Hp
25	Bomba de pulpa wilfley de 3" bombee solución barren.	12 Hp
26	Tanque de solución barren	
27	Tanque de agua para circuito.	
	Compresora aire a pachucas	50 Hp
	total potencia	105.8 Hp
	Fundición, laboratorio, alumbrado →	18 Hp
	TOTAL ENERGIA PLANTA :	317.2 Hp

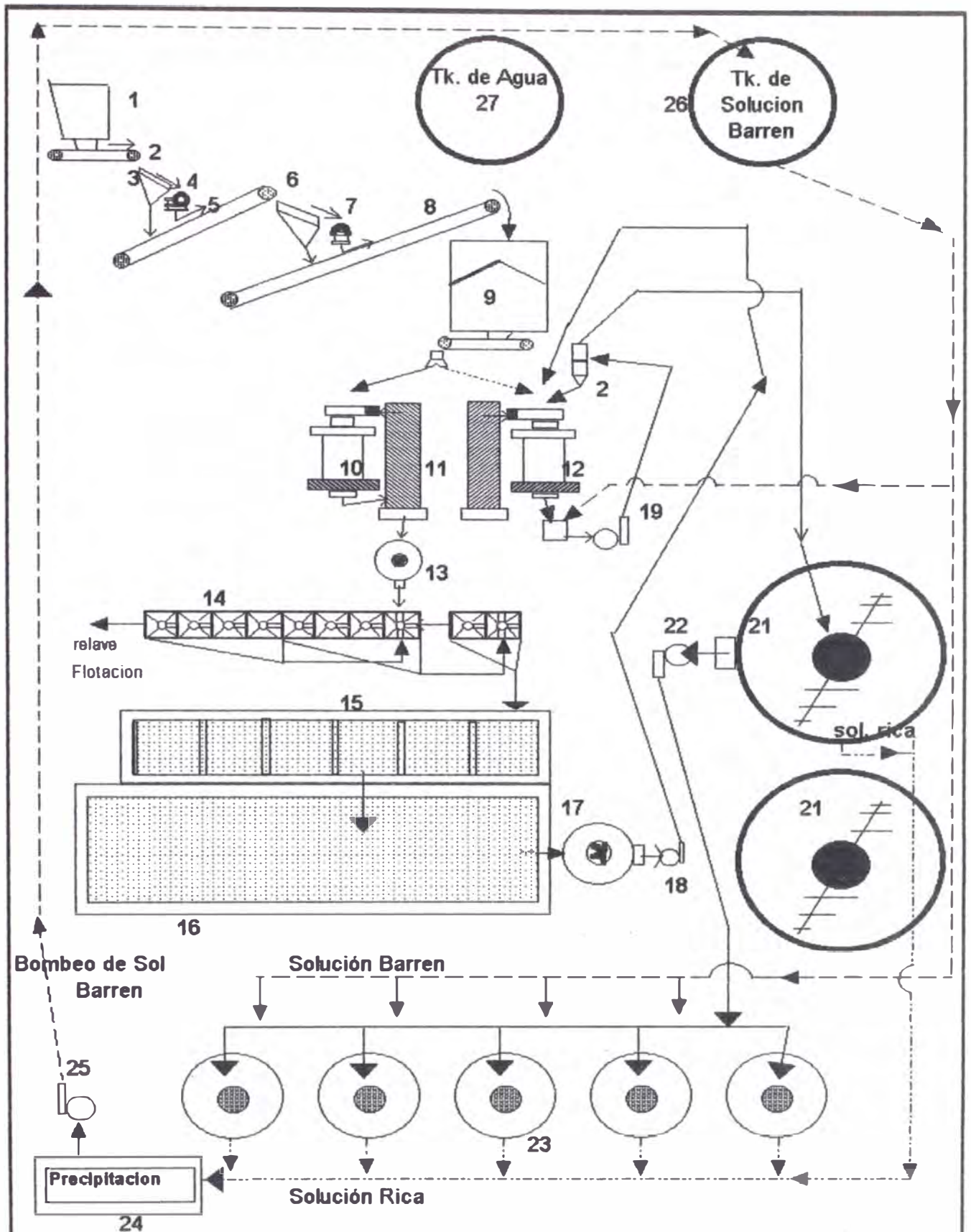


FIGURA N°2 .- DIAGRAMA DE FLUJO : TRATAMIENTO INICIAL DE 70 TMSD Y CIANURACION POR LOTES DE SU CONCENTRADO

El equipo operativo permitió iniciar el procesamiento e ir produciendo para tener liquidez.

En paralelo se va reconstruyendo el equipo de rehabilitación para dar mayor capacidad futura. Se empezó con un sistema por lotes luego del estudio del mineral y las reservas económicas .

Se procesaban en esa época 70 ton/día de mineral aurífero en la concentradora, la producción de concentrados que debería ser tratada en la planta de cianuración excedía la capacidad de tratamiento de la planta de cianuración. El ratio de concentración alcanzado era de 8.0, lo cual indica que la cantidad de concentrado aurífero obtenido alcanzaba 8.75 ton/día o de 245 ton/mes (consideramos 28 días de operación, dejando dos días para mantenimiento). La capacidad de cianuración en aquel tiempo era de 120 ton/mes, lo que implica una acumulación de concentrados de 125 ton/mes que dejaban de beneficiarse por cianuración.

“El objetivo fundamental en esta época de inicio de la compañía era completar el proceso a todo el concentrado producido y no quedarse con stock de concentrado aurífero, puesto que ello traía una serie de problemas de carácter económico, así como financiero.”

La compañía tenía los siguientes equipos por rehabilitar que serían de utilidad para establecer un circuito continuo como para un tonelaje mayor

3.5. REHABILITACION DE EQUIPOS PARA SEGUNDA ETAPA.-

LISTADO DE EQUIPO

1.- *Un espesador de madera Pino Oregón : 30' ϕ x 9.2' (alto) .-*

Trabajos:

- Reacondicionamiento del tanque de madera, calafateo de ranuras.
- Construcción de cinturones de fierro para ajuste de tanque de madera.
- Construcción de canaleta de rebose de líquido clarificado.
- Construcción de tubo central y parrilla de alimentación de pulpa al tanque.
- Modificación y arreglo de sistema de transmisión de bomba de diafragma del espesador.
- Arreglo de sistema de transmisión del rastrillo del espesador y puesta en marcha.

2.- *Un espesador de Fierro de 42' ϕ x 10' (alto).-*

Trabajos:

- Reacondicionamiento de cono de descarga.
- Mantenimiento y puesta en marcha de rastrillo de espesamiento.

3.- *Un tanque agitador de madera de 10' ϕ x 10' (alto) (Denominado Agitador 1)*

4.- *Un tanque de madera de 18' ϕ x 10' (alto) (Agitador 2)*

5.- *Dos tanques de madera de 19.4' ϕ x 10' (alto) (Agitadores 3 y 4 respectivamente)*

6.- *Un tanque de madera de 22' ϕ x 10' (alto) (Agitador 5)*

Trabajos realizados en los tanques:

- Reacondicionamiento de los tanques de madera, calafateo de ranuras.
- Construcción de cinturones de fierro para ajuste de tanques de madera.
- Modificación y arreglo de sistema de transmisión de las poleas del eje de las hélices.
- Relleno y balanceo de hélices de fierro del sistema de agitación.
- Construcción de 04 air lift para mejora de agitación y aereación de la pulpa en todos los tanques.

En este tiempo el tratamiento por cianuración se efectuaba por lotes, adicionando a cada tanque de cianuración tipo “pachuca” (ver figura N° 3) una cantidad de 6 ton. , se contaba con 5 tanques pachuca , haciendo la lixiviación del concentrado por etapas llegando a efectuar la recuperación en una semana.

El proceso y sus características se describe a continuación:

3.6.-DESCRIPCION DEL PROCESO : Cianuración por lotes.

Cada lote de concentrado de 6 ton., luego de ser muestreado es alimentado en forma constante a un agitador repulpador de 5'φ x 5'(h) , con la finalidad de hacer una pulpa homogénea al contactarla con solución barren ó solución de reciclaje (concentración de cianuro esta en el orden de 0.230 % en peso disuelto y pH =11), la pulpa de densidad 2000 g/l es bombeada hacia la zona de molinos y alimentada a un molino de remolienda 5'φ x 5'(largo). Las partículas de oro-plata contenidas en el concentrado asociado mecánicamente y en las microfracturas ó intersticios de los sulfuros que constituyen el concentrado aurífero son expuestas al ataque del cianuro en un medio alcalino, el efecto de la remolienda, el grado de reducción de tamaño de la partícula hace que en este caso aprox. a malla 200 tyler (74 micrones), los sulfuros presenten mayor liberación a las partículas de Oro-Plata exponiendo superficie libre para su disolución. Se alcanza una disolución en esta etapa del orden del 70% del contenido de oro en el concentrado. La descarga del molino de bolas es diluida con solución barren y bombeada a un hidrociclón de 6" φ donde las partículas mayores a 200# son recirculadas a remolienda (carga circulante) y el rebose del hidrociclón que contiene las partículas menores a 200# es enviado a un espesador de 19.4'φ x 10'(altura) para la separación del líquido rico obtenido en la etapa anterior, el líquido rico captado por rebose es conducido por gravedad al tanque de solución rica, para proceder a su precipitación final. La pulpa captada de fondos del Espesador a densidad 2000 g/l es conducida a la pachuca (volumen total: 21 m³), donde se le completa con solución barren para hacer una mezcla cuya densidad sería de 1300 g/l. Se continua del mismo modo llenando el resto de pachucas, hasta completar las 05 unidades.

El circuito queda cargado con la nueva carga (6t/pachuca x 5 pachuca = 30 ton) . Luego se inicia una agitación vigorosa de 24 horas, con la finalidad de ir completando la disolución, los valores de oro contenido en los sólidos irán disminuyendo conforme avanza el tiempo de agitación y la solución se va enriqueciendo. Después de las 24 horas se para la agitación, para proceder a sedimentar los sólidos , 8 horas después se procede a extraer la zona de líquido clarificado (todas las pachuca), la solución es conducida por gravedad al tanque de solución rica (la extracción de solución se toma un tiempo de 1.5 horas), haciendo un stock de aproximadamente 36- 40 m³, que nos permita precipitar en el Merrill Crowe unas 8 horas continuas hasta agotar la solución. Cuando ya se evacuó la solución clarificada de los tanques pachuca, se procede nuevamente a completar la pulpa remanente con solución barren (tiempo de carga de solución es 1.0 horas) haciendo una densidad de 1300 g/l , para continuar con la agitación durante un tiempo de 12 horas con el fin de completar la recuperación de oro por disolución, se vuelve a parar la agitación y se procede a la sedimentación (8 horas), la evacuación de la solución rica de este lavado (1.5 horas) y se continua con la segunda agitación al cual se le da un tiempo de 8 horas, sedimentación de 8 horas, evacuación de solución de 1.5 horas, nueva carga de solución de 01 hora y se procede con la tercera etapa, la cuarta similar a la tercera y finalmente la última agitación con agua en vez de solución de cianuro. Finalmente después de la última ó 5to. lavado después de extraer la solución se procede a evacuar la pulpa final al relave de cianuración.

El tiempo de ciclo total alcanza las 140 horas para cada lote, existiendo un tiempo adicional de unas 20 horas para preparación de reactivos y los imprevistos de operación que siempre se presentaban, como asentamientos de pulpa, obstrucciones de bombas y otros problemas de operación.

Finalmente la recuperación alcanzada en cianuración llegaba a 90%. Un 20% fue captado disolviendo en agitadores. Se deja un relave de 3.5 g Au/t .

El oro contenido en este relave se considera refractario al proceso de cianuración por encontrarse el en tamaños submicroscópicos por debajo de las 10

TANQUE DE AGITACION PACHUCA

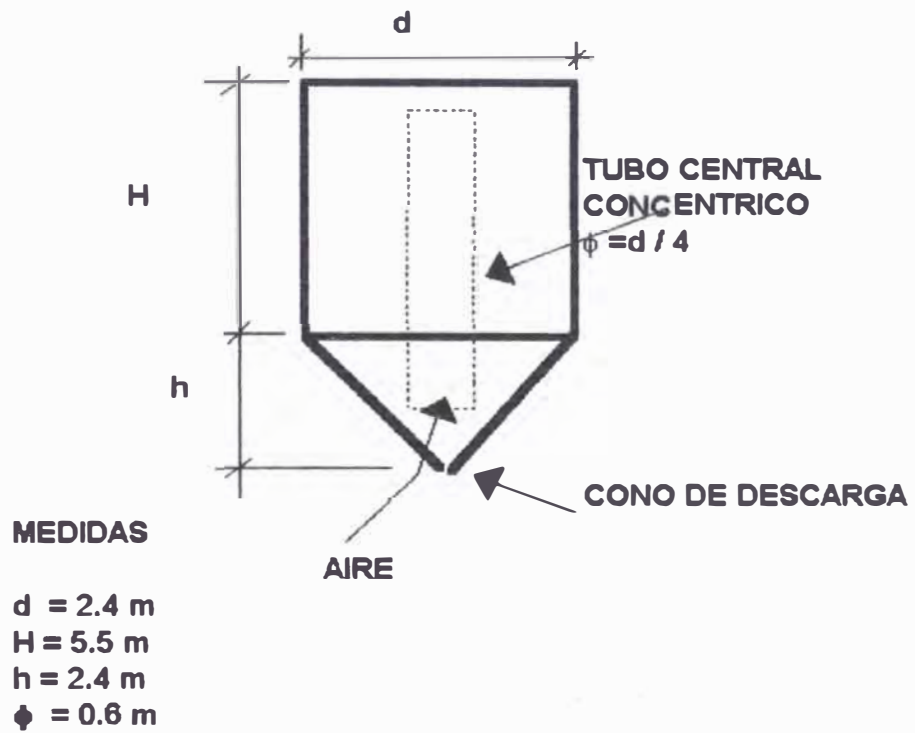


FIGURA. N°3.- ESQUEMA DEL TANQUE PACHUCA

micras y además encapsulado dentro de los sulfuros que los contienen. Con un tiempo mayor de cianuración no se alcanza incrementos que signifiquen utilidad para la compañía.

El equipo con que contabamos en aquellos años era realmente pequeño, básicamente para el tratamiento de 70 ton/día. La producción en los inicios no satisfacía las expectativas económicas de la empresa, por tanto era necesario efectuar una ampliación en todos los niveles, en la parte de explotación minera (equipo de mina), como en las demás secciones: casa fuerza (energía), planta de beneficio, relaveras, almacén y en el aspecto administrativo efectuar un gran cambio (viviendas de staf y campamentos de obreros entre otros), la gestión que se venía era gran magnitud el directorio se vió obligado a gestionar un préstamo a entidades financieras para cubrir todo un proyecto de expansión.

Otro de los factores de importancia que influyó fue el precio del oro que en los años 82-83 estaba por el rango de 250-280 \$US por Onza troy . Mientras se efectuaban las verificaciones de las reservas, las negociaciones con el sector financiero y hasta aprobación de ello, así como la conclusión del nuevo proyecto para dicha ampliación, se tenía que seguir con la producción y para lo cual se opta por aplicar un plan de emergencia.

3.7. Plan de Emergencia.-

En vista del fuerte stock que se iba acumulando diariamente en la cancha de concentrados de planta y al no pudiendo contar con la capacidad suficiente para cianuración de todo el material. Se decide habilitar el equipo antiguo de agitación y espesadores que habían quedado parados desde que trabajó la anterior mina Consorcio Minero del Perú , quien dejó la concesión al estado y que luego pasó a Minacalpa.

Beneficio del plan de emergencia.-

Con la reconstrucción de los tanques agitadores y su puesta en marcha se alivia el circuito, logrando satisfacer la cianuración de 480 tms/mes ó de 120 tms de conc. semanal .

Por otro lado en 1983 se inicia la instalación y montaje de un molino de bolas $7'\phi \times 7'$ (largo) de capacidad 300 ton/día para tratamiento de mineral de cabeza y su respectivo clasificador de partículas : helicoidal de $48''\phi \times 27'$ (largo).

Ya en la época entre 1984 a Julio de 1987, se trabaja con el molino de bolas $7'\phi \times 7'$ (largo) aprovechando su capacidad en un 67% ó de 200 tmsd. de las 300 tmsd. que tiene de capacidad. La planta de producción de concentrados también fue ampliada de acuerdo a este incremento. La producción de concentrados estaba nuevamente en exceso en relación a la de cianuración . Queda un remanente mensual de 220 toneladas de concentrado sin cianurar. Los concentrados que van a cianuración son distribuidos en agitadores, tanto como en pachucas (70 ton en 05 agitadores y 30 ton en 05 pachucas). Se mejora el tiempo de cianuración bajando a 6 dias por lote.

La solución rica se producía casi continuamente, llegando a precipitar en el Merrill Crowe 200 m³/día. lo que incrementó el tiempo de precipitación por día.

**3.8. SEGUNDA ETAPA - TRATAMIENTO DE 200 tmsd. EN
CONCENTRADORA Y CIANURACIÓN DE CONCENTRADOS
POR LOTES.**

El cuadro N°3 y N°4 presenta el listado de equipos que trabajó en esta segunda etapa, así como la figura N° 4 y figura N°5 muestran los diagramas de flujo de concentración y cianuración de esta etapa de producción.

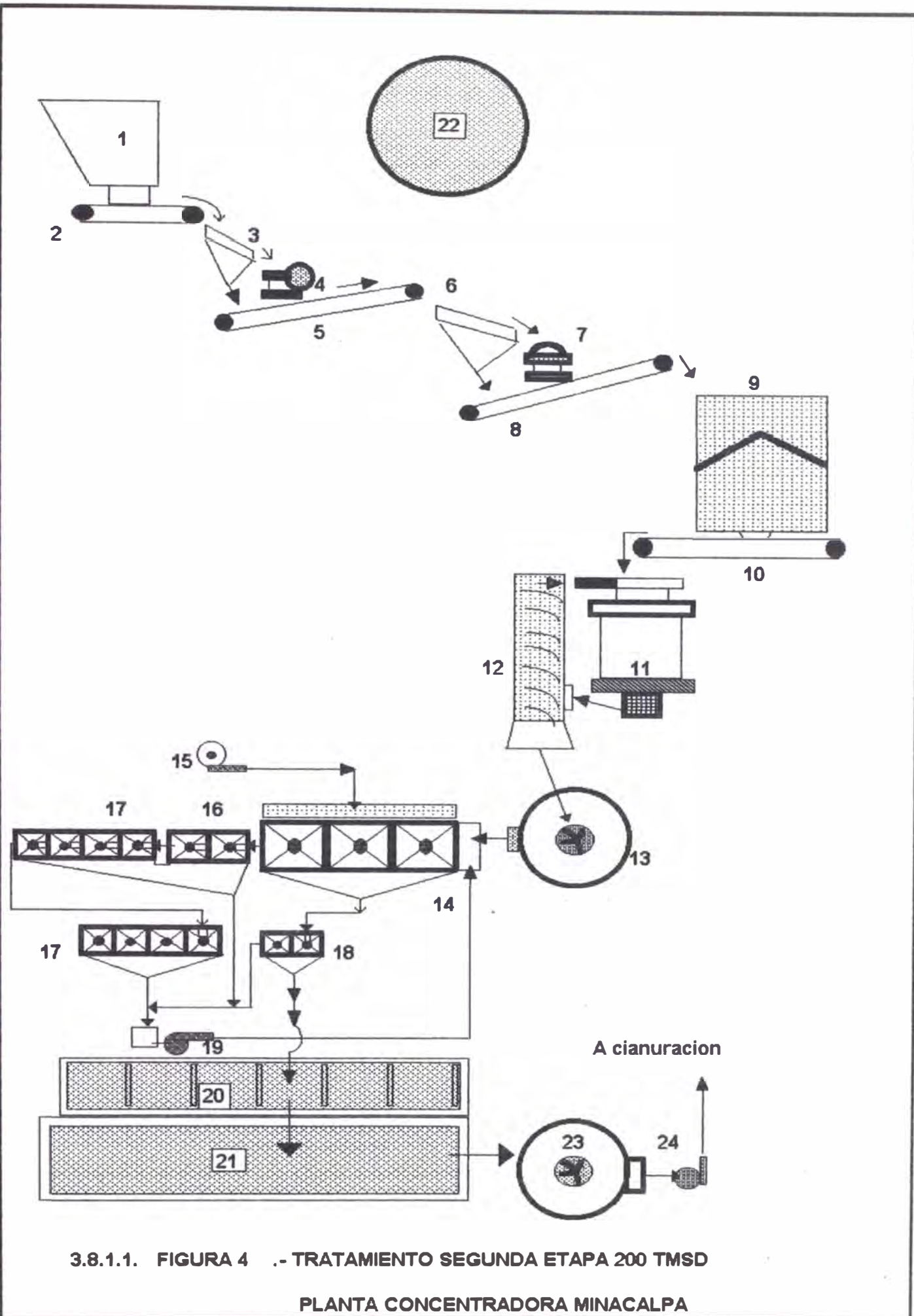
**3.8.1. EQUIPO EN OPERACIÓN SEGUNDA ETAPA : 200 ton/día
tratamiento de mineral de cabeza**

CUADRO N° 3

I.- Planta concentradora		
A- Seccion Chancado.-		
	Equipo	Potencia Instalada
1	Tolva de gruesos cap. 600 ton	
2	Alimentador de oruga	3.6 Hp
3	Parrilla fija de 2'x 4'	
4	Chancadora de quijadas 10"x 16"	36 Hp
5	Faja A de 18"x 24' de largo	2.4 Hp
6	Zaranda vibratoria 3'x 6'	4.8 Hp
7	Chancadora secundaria cónica de 2'-4"	36 Hp
8	Faja B	2.4 Hp
	total potencia	85.2 Hp
B. Seccion Molienda y clasificación		
9	Tolva de finos cap. 300 ton y alimentador	2.4 Hp
10	Faja alimentadora a molino primario 18"x 24' largo	2.4 Hp
11	Molino de bolas 7' ϕ x 7' largo	200 Hp
12	Un clasificador de espiral simple 48" ϕ x 27 de largo	6.6 Hp
	total potencia	211.4 Hp

C. Seccion Flotacion		
13	Acondicionador 8' ϕ x 8' altura	6.6 Hp
14	Un banco de 03 celdas denver DR-100 (300 pies cub.)	54 Hp
15	Un Soplador de 450 pcm de celdas DR-100	18 Hp
16	Un banco de 02 celdas Denver Sub-A N° 21 (80 pies cub.)	15 Hp
17	08 celdas Denver Sub-A N° 18 SP (240 pies cub.)	26.4 Hp
18	Un banco de 02 celdas Denver Sub-A N° 15 (24 pies cub.)	2.4 Hp
19	Bomba de pulpas Wilfley de 2"	6.6 Hp
20	Pozas de acumulaci3n de concentrado	
21	Loza de acumulaci3n de lotes concentrados	
22	Tanque de agua	
	total potencia	129 Hp

(* El molino de bolas de 5' ϕ x 5' largo es usado una vez por semana en cianuraci3n (Remolienda)



3.8.1.1. FIGURA 4 .- TRATAMIENTO SEGUNDA ETAPA 200 TMSD

PLANTA CONCENTRADORA MINACALPA

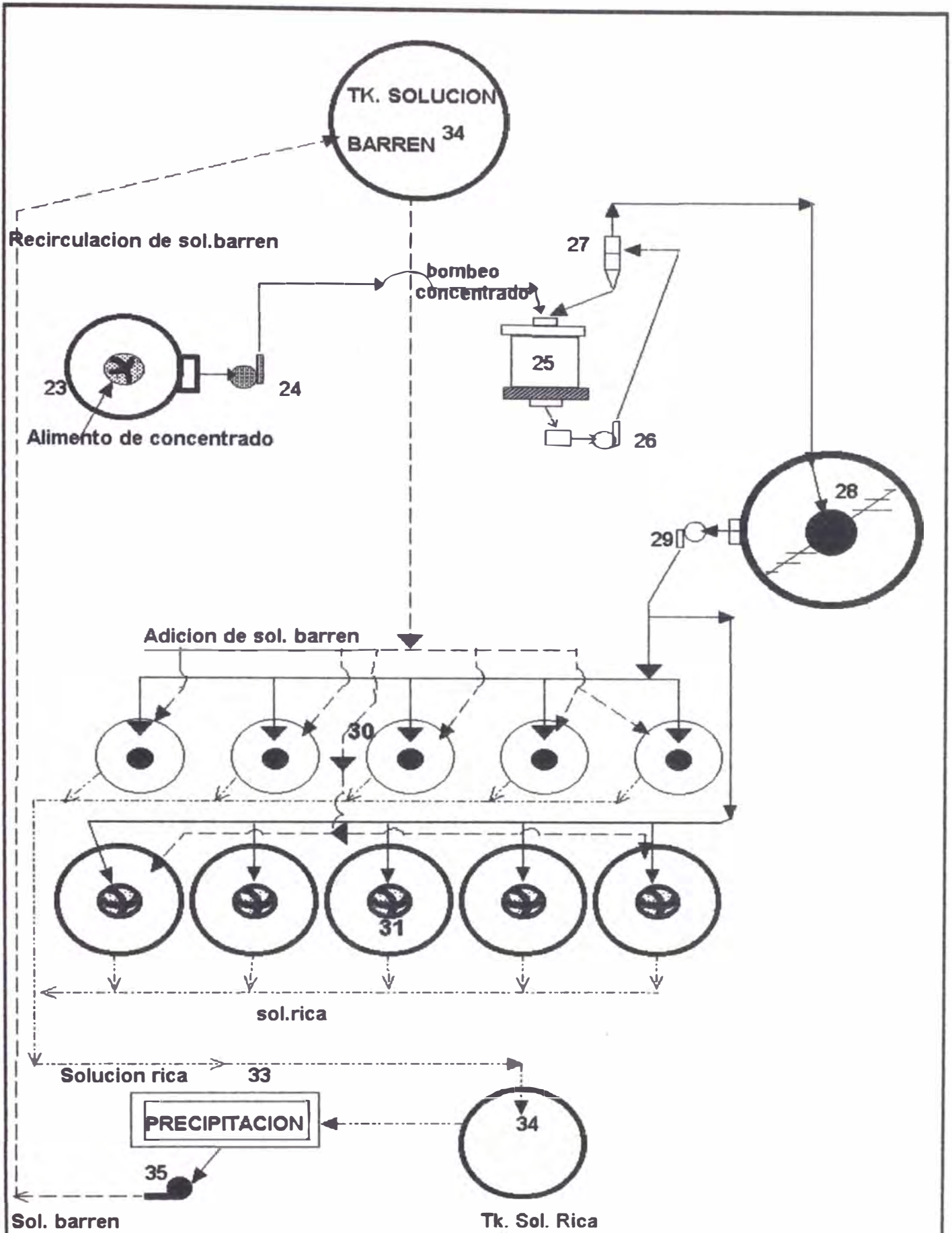
3.8.2. EQUIPO EN OPERACION CIANURACION POR LOTES SEGUNDA ETAPA

CUADRO N° 4

II. PLANTA DE CIANURACION		
	Equipo	Potencia instalada
23	Agitador de repulpado	6.6 Hp
24	Bomba de pulpa wilfley de 3" bombeo de concentrados	12 Hp
25	Molino de remolienda de concentrados 5' ϕ x 5' largo	50 Hp
26	Bomba de pulpa wilfley de 2", bombeo a hidrociclón	6.6 Hp
27	Hidrociclón krebs D6BB	
28	Dos Espesadores de madera pino oregón . De 19.4' ϕ x 10' (alto) c/u.	4.8 Hp
29	Bomba de diafragma Dorco 2"	1.8 Hp
30	05 Agitadores pachuca volumen útil de 18 m3.	
31	05 Tanques agitadores de madera rehabilitados	72 Hp
32	Tanque de solución rica	
33	Planta de precipitación Merrill Crowe cap. máx de 400 m3/día.	12 Hp
34	Bomba de pulpa wilfley de 3" bombee solución barren.	12 Hp
35	Tanque de solución barren	
	Compresora aire a pachucas	50 Hp
	total potencia	227.8 Hp

Fundición, laboratorio, alumbrado \longrightarrow 18 Hp

TOTAL ENERGIA PLANTA : 671.4 Hp



3.8.2.1. FIGURA 5 .- TRATAMIENTO DE CIANURACION POR LOTES SEGUNDA ETAPA MINACALPA.

El nuevo proyecto de aumento en la producción implicó hacer un diseño del nuevo circuito tanto de concentración , como de cianuración.

3.9. AMPLIACION Y MODIFICACION DEL CIRCUITO DE CIANURACIÓN PARA TRATAR 50 TMSD DE CONCENTRADO

3.9.1. Objetivo .-

El objetivo básico es ampliar y modificar el circuito de cianuración, el cual se encuentra trabajando por lotes y convertirlo en un sistema continuo de cianuración de concentrados. Como sabemos se cuenta con una planta existente, paralelamente se debe de mejorar la recuperación de oro y disminuir los costos. Para tal efecto de ampliación se debe considerar que la capacidad de planta de cianuración continua debe proyectarse para procesar los concentrados productos de un tratamiento diario de 350 toneladas de mineral de cabeza.

3.9.2.- Introducción

Es de vital importancia para la compañía el cambio, por tanto se tiene que hacer todas las modificaciones mientras se continua con el plan de producción. Para tal caso se deben tomar todas las previsiones para que la operación no se vea afectada con dichos cambios.

3.9.3.-Antecedentes

Dada la dificultad e insuficiente capacidad de nuestra actual planta de cianuración, se requiere de una inversión adicional para renovar equipos y modificar nuestra planta de cianuración. En la época (1983-1984) se cuenta con una capacidad máxima de unas 500 tms/mes de tratamiento de concentrado, el cual trae dificultades por las razones siguientes:

1°.- Bajo radio de concentración en flotación y gravimetría, ello debido al gran volumen de mineral sulfuro que se trata en la planta de 200 tmsd. y debe ampliarse a 350 tmsd.

2°.- Demasiado movimiento de concentrados en el sistema de carga; es necesario recordar que en estos años se venía ya trabajando con el molino de bolas de 7' ϕ x 7' (largo) y la capacidad de trabajo de dicho molino es de 300 tmsd. solo se estuvo trabajando a un 67% de su capacidad en trabajo continuo; los motivos obedecen a razones de explotación y preparación de mina. Aún así existía gran uso de mano de obra, como se continuaba trabajando por lotes exigiendo un gran control de la producción tanque a tanque: control de tiempos, cianuro disuelto, pH, tiempo de sedimentación, pérdidas mecánicas por arrastre, goteos y otros como la dependencia del personal de carguío, etc.

3°.-Repulpa del concentrado en solución de cianuro, para bombeo a molino de remolienda, el cual se realiza a un porcentaje de sólidos bajo y para afinar las partículas se tiene un tiempo de contacto muy corto en el interior del molino de remolienda. La mala molienda ocasionaba demasiado retorno de partícula gruesa como carga circulante al molino y no había buena recuperación en esta etapa.

4°.-Mala clasificación por no tener un hidrociclón de buena calidad.

5°.-Los tanques de agitación no tienen las condiciones de diseño como para obtener una agitación vigorosa de la pulpa y favorecer el contacto de oro y solución. Además que se presenta en el fondo de cada tanque una cama cónica de concentrado que no era removida por la agitación por ser de gran diámetro el tanque.

Por otro lado con la mejora de la tecnología se debería cambiar el mecanismo de agitación de fierro por hélices modernas tipo MIL las que solo consumen aproximadamente la tercera parte en potencia de agitación. Así como la construcción de agitadores modernos de diseño adecuado para lograr una agitación homogénea y no tener sedimentación en el fondo del tanque.

6°.-Con respecto a la aireación no se cuenta con un buen volumen de aire; debido a las deficientes compresoras que existen para cumplir con la exigencia de la cianuración.

7°.-Solo se cuenta con dos espesadores operativos y un grupo por rehabilitar los cuales implican tiempo y costo.

Como se aprecia existen una serie de dificultades contra la mejora de las recuperaciones. Se llevaron una serie de corridas de pruebas de laboratorio demostrando que es factible levantar la recuperación y básicamente ello esta ligado a un buen diseño de planta y buena selección de equipo.

De las pruebas de laboratorio de concentración y de cianuración se concluye que es factible llevar la recuperación a un 94% en concentradora y entre un 86% en cianuración, logrando una recuperación total de 80.84% de recuperación total de oro. A nivel Industrial solo es factible con las condiciones de la planta un 71-72% considerando el equipo con que se disponía en la época.

3.9.4. Condiciones y consideraciones.-

Básicamente una de las consideraciones importantes es la selección del tipo de mineral, el cual no debe ser cianicida o que contenga minerales de cobre, arsénico, antimonio y otros cianicidas ó consumidores de cianuro. La concentración de oro en el concentrado debe ser mayor a 17 g/t.

Se debe de proyectar el tamaño de la planta concentradora y de cianuración para un tratamiento de 350 tmsd, la cual produciría de acuerdo a su ratio de concentración entre 40-45 tmsd de concentrado, que serían tratados en forma continua por cianuración.

Paralelamente a las instalaciones de la planta de cianuración, la compañía adquiere un nuevo circuito de flotación con la finalidad de mejorar la recuperación, también se modificó el circuito dando un tiempo de residencia mayor de 40 min. Las celdas de flotación modernas son de mayor volumen (100 pies cúbicos c/u x4 celdas DR-100)

3.9.5. Capacidad de planta sujeta a cambio.-

Con respecto a la capacidad con que se contaba en la planta se tiene para procesar solo como máximo 500 tmsCo/mes , y en muchas oportunidades se presentaban problemas que entorpecían el desarrollo de la producción.

Un día normal de trabajo presenta los siguientes datos:

-Molienda molino de bolas de 7'φ x 7'(largo) -----	200 tmsd
-Ley de cabeza promedio Au-----	4.86 g/t
-Ley de Au Concentrado obtenido-----	33.82 g/t
-Ley de Au Relave de Flotación -----	0.72 g/t
-Ratio de concentración -----	8
-Toneladas de concentrado producido-----	25 tmsd
-Recuperación en concentradora-----	87%
-Recuperación en cianuración-----	82%

3.9.6. Diagrama de Flujo balanceado (propuesto).-

De acuerdo a las pruebas efectuadas en el laboratorio metalúrgico es factible mejorar la recuperación en concentradora, dando mayor tiempo de flotación y mejorando la dosificación de reactivos colectores y espumantes. En vista de obtener mejor recuperación en la concentradora es factible disminuir en algo la calidad de los concentrados, evitando la limpieza excesiva de ellos que conlleva a levantar los valores en el relave final de flotación.(Se baja el ratio a 7) Esta mejora en la recuperación se obtiene con un ratio menor de concentración y dando mayor tiempo de flotación, todo ello en paralelo con la eficiencia de nuevas celdas.

La adquisición de los nuevos bancos de flotación permite lograr recuperaciones del orden de 93-94% en concentradora.

La planta proyectada presenta los siguientes datos:

-Molienda molino de bolas de 7' ϕ x 7' (largo) -----	300 tmsd
-Molienda molino de bolas de 5' ϕ x 5' (largo) -----	50 tmsd

	total 350 tmsd
-Ley de cabeza promedio Au-----	4.86 g/t
-Ley de Au Concentrado obtenido-----	32.00 g/t
-Ley de Au Relave de Flotación -----	0.33 g/t
-Ratio de concentración -----	7
-Toneladas de concentrado a producir-----	50 tmsd
-Recuperación en concentradora-----	94%
-Contenido de Au en el concentrado por día-----	1598.9 gramos
-Recuperación en cianuración-----	86%
-Recuperación total esperada (Concentradora+ Cianuración) -----	80.84%
-Cantidad de Au esperado por día -----	1375 gramos

La **figura N°6** muestra el **diagrama de flujo** de la concentradora para esta ampliación en su tercera etapa.

3.9.7. DIAGRAMA DE FLUJO BALANCEADO PROPUESTO PLANTA DE CIANURACION CONTINUA PARA 50 TMSD DE CONCENTRADO

Consideraciones de diseño:

- 1 .- Circuito continuo
- 2 .- Ley de Au concentrado (Cabeza de cianuración) ----- 32 g/t
- 3 .- Ley de Au relave de cianuración ----- 4.5 g/t
- 4 .- Recuperación en cianuración ----- 86%
- 5 .- Recuperación en la etapa de remolienda (% del total en cianuración)----60%
- 6 .- Recuperación en agitadores (% del total en cianuración)-----40%
- 7 .-Densidad en el rebose del hidrociclón -----1100 g/l (12.45% sólidos)
(De acuerdo a experiencia nos permite obtener 100% de tamaño de
partículas menores de 200 mallas tyler)
- 8 .- Ley de Au en solución esteril (precipitada en Merrill) ----- 0.02 g/m³
(Solución Barren)
- 9 .- Gravedad específica del sólido seco ----- 3.70
- 10.- La sección de precipitación tiene una capacidad hasta 400 m³/día

En la **figura N° 7** se aprecia el diagrama de flujo balanceado para el circuito de cianuración, así como la relación de equipos y potencias de toda la planta de beneficio en esta etapa.

Haciendo un balance de Au en las soluciones del circuito propuesto, se plantea las siguientes ecuaciones.

Sean:

SP -----Ley de solución en gAu/m³ (rebose del hidrociclón)

EP ----- Ley de solución en gAu/m³ (Espesador principal)

A ----- Ley de solución en gAu/m³ (Salida de Agitadores)

E1 ----- Ley de solución en gAu/m³ (Espesador de lavado N°1)

E2 ----- Ley de solución en gAu/m³ (Espesador de lavado N°2)

E3 ----- Ley de solución en gAu/m³ (Espesador de lavado N°3)

E4 ----- Ley de solución en gAu/m³ (Espesador de lavado N°4)

Ecuación de balance: Entrada + Generación = Salida + Acumulación

Balance Molino- Clasificador hidrociclón:

$$328.6E1 + 23 \times 0 + G = 351.6SP$$

$$G = 32 \times 50 \times 0.86 \times 0.6 = 825.6$$

$$328.6E1 + 825.6 = 351.6SP \text{ -----(I)}$$

Balance Espesador Principal:

$$351.6SP = 319.5EP + 32.1EP$$

$$SP = EP \text{ -----(II)}$$

Balance Agitadores:

$$58.63 \times 0.02 + 32.1EP + G' = 90.73A$$

$$G' = 32 \times 50 \times 0.86 \times 0.4 = 550.4$$

$$551.573 + 32.1EP = 90.73A \text{ -----(III)}$$

Balance Espesador de Lavado N°1:

$$90.73A + 269.97E2 = 328.6E1 + 32.1E1$$

$$90.73A + 269.97E2 = 360.7E1 \text{ -----(IV)}$$

Balance Espesador de Lavado N°2:

$$269.97E3 + 32.1E1 = 269.97E2 + 32.1E2$$

$$269.97E3 + 32.1E1 = 302.07E2 \text{ -----(V)}$$

Balance Espesador de Lavado N°3:

$$32.1E2 + 269.97E4 = 32.1E3 + 269.97E3$$

$$32.1E2 + 269.97E4 = 302.07E3 \text{ -----(VI)}$$

Balance Espesador de Lavado N°4:

$$9.1 \times 0 + 32.1E3 + 260.87 \times 0.02 = 269.97E4 + 32.1E4$$

$$5.217 + 32.1E3 = 302.07E4 \text{ -----(VII)}$$

Resolviendo las ecuaciones:

SP -----Ley de solución : 4.324 gAu/m³ (rebose del hidrociclón)

EP ----- Ley de solución : 4.324 gAu/m³ (Espesador principal)

A ----- Ley de solución : 7.609 gAu/m³ (Salida de Agitadores)

E1 ----- Ley de solución : 2.114 gAu/m³ (Espesador de lavado N°1)

E2 ----- Ley de solución : 0.268 gAu/m³ (Espesador de lavado N°2)

E3 ----- Ley de solución : 0.0485 gAu/m³ (Espesador de lavado N°3)

E4 ----- Ley de solución : 0.0220 gAu/m³ (Espesador de lavado N°4)

Au obtenido: 319.5 m³x (4.324 - 0.02) = 1375.13 gramos obtenidos/día.

(1375.13/ 50x 32) x 100 = 86 % Recuperados.

del balance del circuito balanceado se obtuvieron los siguientes resultados:

	Caudal m³/día	ley g Au/m³	Contenido g Au
Solución rica	319.5 m ³	4.324	1381.5
Solución de lavado N°1	328.6	2.114	694.7
Solución de lavado N°2	269.97	0.268	72.4
Solución de lavado N°3	269.97	0.0485	13.1
Solución de lavado N°4	269.97	0.022	5.9
Solución barren	319.5	0.02	6.4
Solución al relave	32.1	0.022	0.7

3.9.8. CARACTERÍSTICAS DE LOS EQUIPOS EN LA TERCERA ETAPA.- (350 Tmsd)

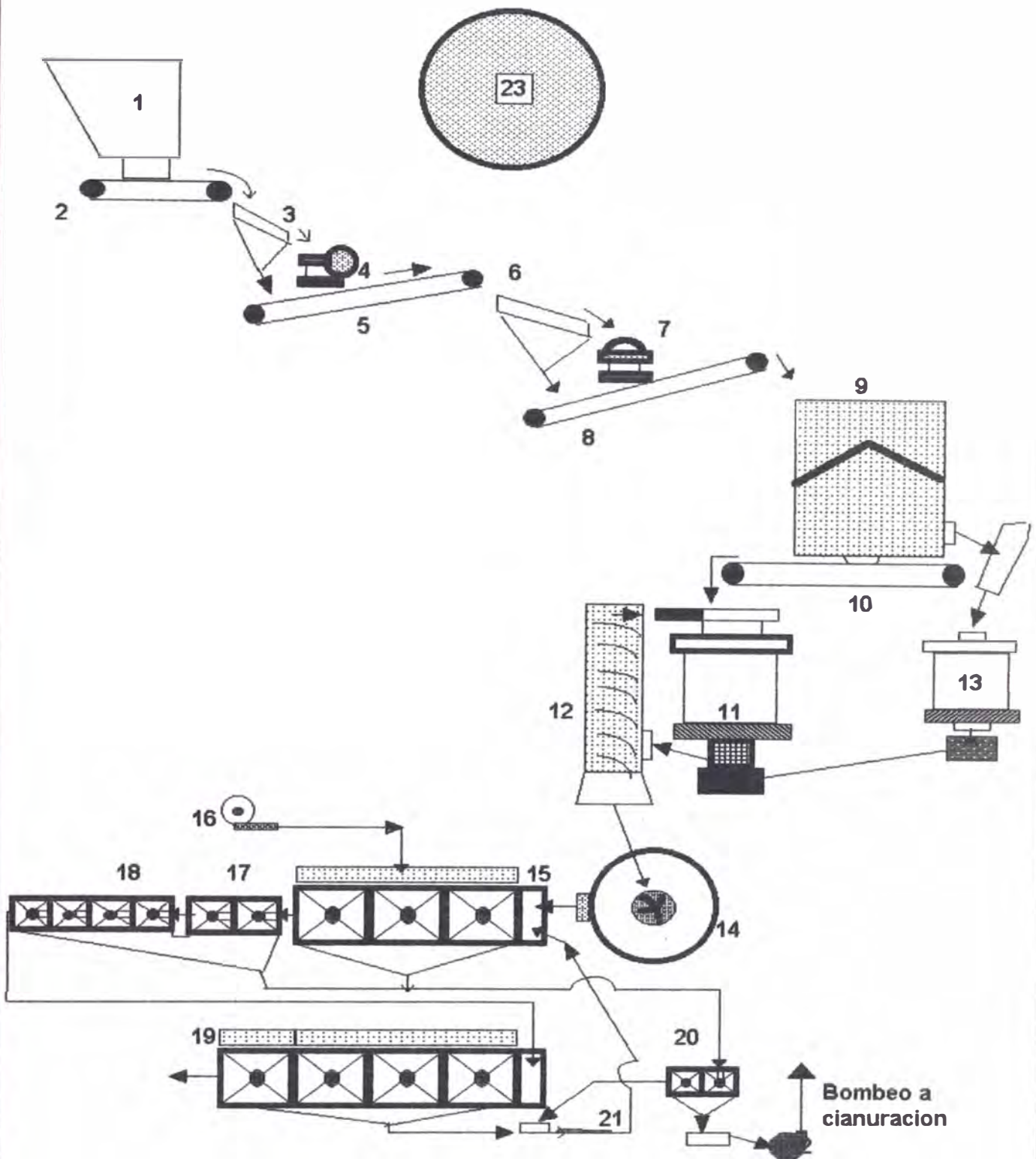
La figura N° 6 y figura N° 7 muestran los diagramas de flujo de estas ampliaciones en circuito continuo, la relación de equipos en ambos casos se muestran en los cuadros 5 y 6 respectivamente.

3.9.8.1. Equipo de tratamiento de tercera etapa 350 tmsd Concentradora.

CUADRO N° 5

I.- Planta concentradora		
A- Seccion Chancado.-		
	Equipo	Potencia Instalada
1	Tolva de gruesos cap. 600 ton	
2	Alimentador de oruga	3.6 Hp
3	Parrilla fija de 2' x 4'	
4	Chancadora de quijadas 10"x 16"	36 Hp
5	Faja A de 18"x 24' de largo	2.4 Hp
6	Zaranda vibratoria 5'x10'	15 Hp
7	Chancadora secundaria Cónica de 2'-4"	36 Hp
8	Faja B	2.4 Hp
	total potencia	95.4 Hp
B. Seccion Molienda y clasificación		
9	Tolva de finos cap. 400 ton y alimentador	2.4 Hp
10	Faja extractora de 24" x 20' de largo	2.4 Hp
11	Molino de bolas 7'φ x 7' largo	200 Hp
12	Un clasificador de espiral simple 48"φ x 27 de largo	6.6 Hp
13	Molino de bolas 5'φ x 5' largo	50 Hp
	total potencia	261.4 Hp

C. Seccion Flotacion		
14	Acondicionador 8' ϕ x 8' altura	6.6 Hp
15	Un banco de 03 celdas denver DR-100 (300 pie ³ .)	54 Hp
16	Un Soplador de 450 pcm de celdas DR-100	18 Hp
17	Un banco de 02 celdas Denver Sub-A N° 21 (80 pie ³ .)	15 Hp
18	04 celdas Denver Sub-A N° 18 SP (96 pies cub.)	13.2 Hp
19	Un banco de 04 celdas denver DR-100 (400 pie ³ .)	72 Hp
20	Un banco de 02 celdas Denver Sub-A N° 18 (48 pie ³)	6.6 Hp
21	Bomba de pulpas Wilfley de 2"	6.6 Hp
22	Bomba de pulpas Wilfley de 2"	6.6 Hp
23	Tanque de agua para circuito	
	total potencia	198.6 Hp

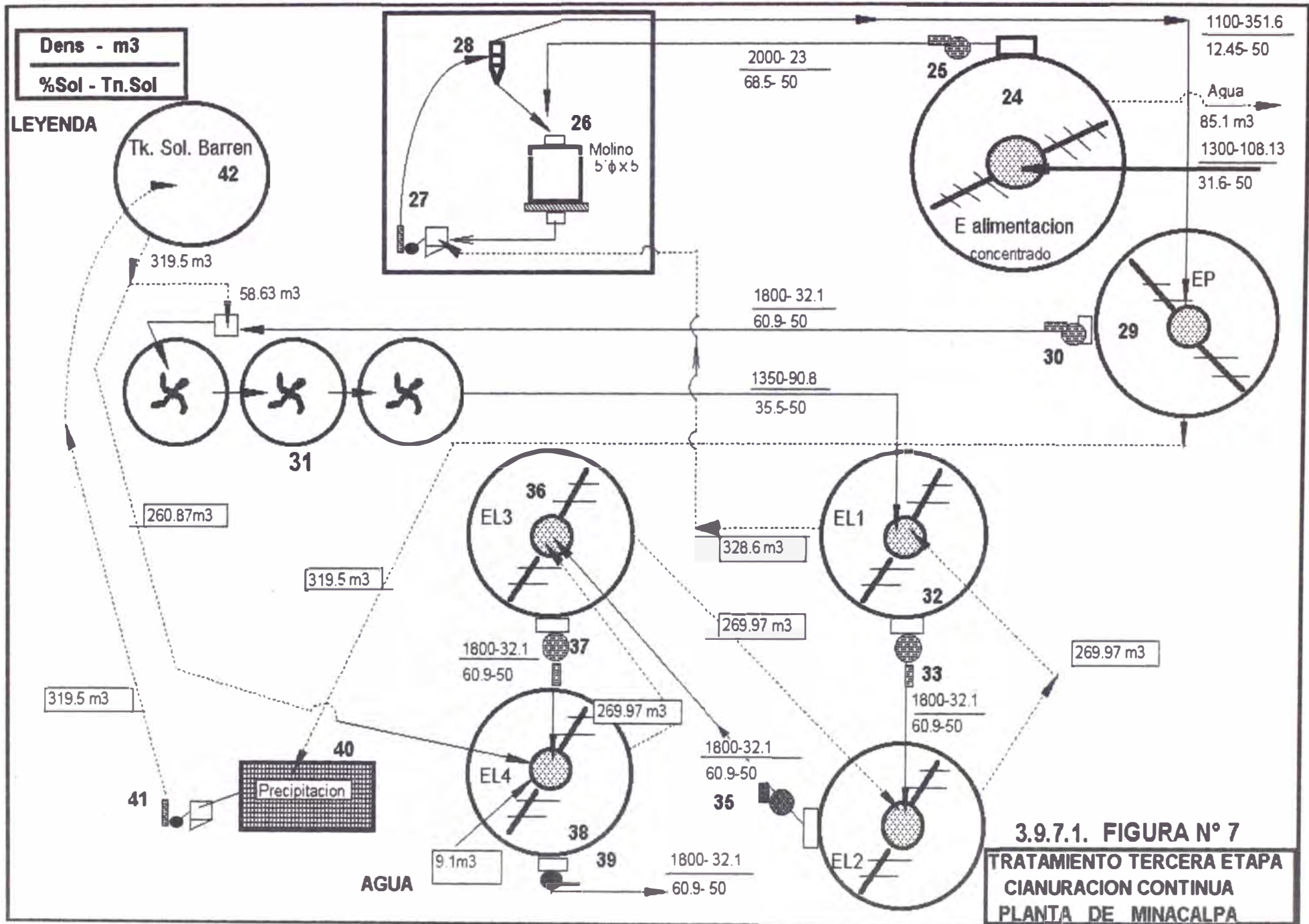


3.9.6.1. FIGURA 6.- TRATAMIENTO TERCERA ETAPA 350 TMSD
PLANTA CONCENTRADORA MINACALPA

3.9.8.2. Equipo de ampliación en cianuración continua 50 tmsd Conc.

CUADRO N° 6

II. PLANTA DE CIANURACION		
	Equipo	Potencia instalada
24	Espesador alimentación concentrado 42'φ x 10'	2.4 Hp
25	Bomba de diafragma 2" φ bombeo de concentrados a molino.	1.2 Hp
26	Molino de bolas 5'φx 5' remolienda concentrados	50 Hp
27	Bomba centrifuga wilfley de 2"φ	3.6 Hp
28	05 Hidrociclones krebs D4BB	
29	Espesador principal (Pino Oregón) 30'φ x 10'	2.4 Hp
30	Bomba de diafragma fima 2"	1.2 Hp
31	03 Agitadores fierro 20'φx 20'(altura) hélice MIL	54 Hp
32	Espesador lavador N°1(Pino Oregón)19.4'φ x 10'	2.4 Hp
33	Bomba de diafragma fima 2"	1.2 Hp
34	Espesador lavador N°2(Pino Oregón)19.4'φ x 10'	2.4 Hp
35	Bomba de diafragma fima 2"	1.2 Hp
36	Espesador lavador N°3(Pino Oregón)19.4'φ x 10'	2.4 Hp
37	Bomba de diafragma fima 2"	1.2 Hp
38	Espesador lavador N°4(Pino Oregón)19.4'φ x 10'	2.4 Hp
39	Bomba de diafragma fima 2"	1.2 Hp
40	Planta de precipitación Merrill Crowe cap. máx de 400 m3/día.	12 Hp
41	Bomba de pulpa wilfley de 3" bombea solución barren.	9.0 Hp
42	Tanque de solución barren	
	total potencia	177.8 Hp
	Fundición, laboratorio, alumbrado —————>	18 Hp
	TOTAL ENERGIA PLANTA :	723.6 Hp



3.10. COSTOS

El trabajo realizado en la compañía Calpa tuvo una etapa difícil sobre todo en sus inicios. Las ampliaciones realizadas en distintas épocas se realizan inicialmente con capital propio de la empresa, más adelante las adquisiciones de la segunda y tercera etapa se solventaron con apoyo de préstamos de entidades financieras en medio de un ambiente económico del País que no favorecía la oportunidad del empresario para alcanzar la meta deseada. La compañía tuvo un promedio de inversión de 2 millones de dólares para renovar equipo de explotación minera, de planta de beneficio, casa fuerza, ambientes de laboratorio, construcción de carretera y mejoramiento de campamentos entre otros. Gran parte del montaje se realizó con personal propio. El resto de capital, así como capital de trabajo fue cubierto en base a nuestra producción de la época; más adelante se minimizaron las angustias de capital con el incremento a 750-800 ton/día, esta etapa fue realizada en 1988, la que permanece hasta el momento. Datos precisos de costos no se adicionan por tanto ello es manejado con estricta severidad por el departamento respectivo.

Lo que sí se pudo observar es la economía del proceso al mejorar la recuperación a niveles que permitieron obtener mayor y mejor calidad de producto.

4. CONCLUSIONES

De los trabajos realizados se concluye que:

- El incremento de capacidad paulatino realizado en la compañía fue favorable por tanto nos permitió alcanzar niveles de producción que cubrieron las expectativas trazadas.
- Los trabajos técnicos realizados en el campo de la cianuración permitieron lograr mejores recuperaciones, la naturaleza habitual de la zona hizo que sea necesario un departamento de estudio e investigaciones constante en la operación.
- Los resultados alcanzados en fundición permitieron obtener una buena calidad de metal fundido disminuyendo los costos finales de refinación.

El trabajo de recuperación de agua por espesamiento continuo de relaves favoreció al lugar por ser zona desértica y permite incrementar la producción.

II.1.4.2. Actividad Profesional: “ Investigación y aplicación del sistema de lixiviación ácida sobre precipitados auríferos de baja ley de Oro- Plata; mejora de la calidad y posterior fundición.”

El trabajo profesional fue presentado a la compañía en Enero de 1987, con la finalidad de optimizar la calidad del precipitado que va a la fundición y luego el producto a la refinera, se hizo con la finalidad de disminuir costos de fundición y de transporte (seguridad) , se contemplan los aspectos técnicos y la influencia del tratamiento de la epoca sobre las soluciones ricas, el precipitado absorbe una serie de impurezas del circuito haciendo que este estudio sea factible y llevado a la práctica.

El desarrollo del tema se presenta a continuación:

PRUEBAS METALURGICAS A NIVEL LABORATORIO Y PILOTO DEL TRATAMIENTO DE PRECIPITADOS AURIFEROS CON CONTENIDOS EN Cu, S, Fe, Zn.

1. OBJETIVOS

Delinear un proceso adecuado para el tratamiento de precipitados provenientes del proceso Merrill-Crowe, con contenidos en Au, Cu, Ag, S, Fe.

2. INTRODUCCION

Debido a que actualmente se procesa concentrados auríferos de flotación con contenidos en Cu, Fe, As, Sb y los cuales se encuentran en asociaciones como sulfuros; de tal manera que al lixiviarlos con soluciones de cianuro de sodio; la solución resultante del proceso aparte de su contenido en oro lleva consigo Ag, Cu, Fe; lamas, los que al ser procesados en el Merrill-Crowe, son precipitados en parte conjuntamente con oro.

Consecuentemente los precipitados obtenidos, resultantes de baja ley y con altos contenidos en impurezas, tanto como el Cu, Fe, S, Zn, y lamas, que dificultan el proceso posterior para la extracción de los metales preciosos como el Au, Ag.

Mediante el presente trabajo se estudia la eliminación de las impurezas del precipitado mediante un previo secado - tostado- lixiviado con H_2SO_4 y lavado con agua, de tal manera que el producto resultante ya exento de impurezas en Cu, S, Fe, Zn, sea directamente fundido, de tal manera obtener una barra bullión de mejor calidad y pureza, en contraste con el proceso de lixiviación directa - fundición y con el

proceso de tostación - fundición que actualmente se ha venido aplicando en la Planta de Beneficio, en las que se han obtenido barras bullión de baja calidad y con elevados costos de operación.

3. LINEAMIENTOS GENERALES DE EXPERIMENTACION

3.1 CARACTERISTICAS GENERALES DEL PRECIPITADO

3.1.1 CARACTERISTICAS QUIMICAS

CUADRO N° 01

Au	Ag	Cu	S	Fe	otros
%	%	%	%	%	%
9.488	16.187	23.56	5.668	9.842	32.255

3.1.2 CARACTERISTICAS FISICAS

Color : Pardo oscuro

Gravedad específica: 7.372

3.1.3 CARACTERISTICAS GRANULOMETRICAS

100 % - 200%

3.2 SECUENCIA EXPERIMENTAL

Debido al contenido de impurezas en el precipitado se propone seguir dos procesos que a continuación se cita:

3.2.1 PROCESO DE TOSTACION - LIXIVIACION - FUNDICION

Primeramente el precipitado se seca y posteriormente se procede al tostado, luego la calcina se lixivia con H_2SO_4 y el producto previo lavado se funde para obtener el bullión.

3.2.2 PROCESO DE LIXIVIACION DIRECTA - FUNDICION

El precipitado luego de ser secado se lixivia con H_2SO_4 y luego de previo lavado se funde hasta obtener el bullión.

3.3 RESULTADOS EXPERIMENTALES

3.3.1.PROCESO DE TOSTACION - LIXIVIACION - FUNDICION

3.3.1.1. TOSTACION

Se tostó durante 1 hora, a una temperatura de $600^\circ C$.

RESULTADOS DE TOSTACION

CUADRO N° 02

DENOMINACION	PESO		ENSAYES (%)			
	g.	Au	Ag	Cu	S	Fe
Precipitado sin tostar	50.00	9.49	16.19	23.56	5.67	9.84
Precipitado tostado	48.73	9.74	15.88	17.02	2.26	11.93

Radio de concentración experimental : 1.03

Se observa una eliminación de 61% en azufre, que es expedito como gas producto de la reacción en la tostación, el azufre residual remanente en la calcina, probablemente se encuentra formando sulfatos y/o sulfuros; en tanto el cobre como óxidos.

El precipitado luego de tostarse, tomó una coloración café - rojizo.

3.3.1.2. LIXIVIACION

El producto de la tostación inmediatamente es sumergido en la solución lixivante de ácidos sulfúrico al 15% en dos etapas en una proporción de 6:1 según:

1. Se toma 35 g. del precipitado tostado y se va alimentando paulatinamente a 200 cc. de solución lixivante al 15% en ácido sulfúrico que permanece a una temperatura de aproximadamente 70 - 80° C por efecto de la reacción exotérmica de la preparación de la solución lixivante, es favorable agitar lentamente durante la lixiviación.
2. Luego de notarse la formación intensa del sulfato de cobre en la solución, se decanta dicha solución hasta donde sea posible. Seguidamente se adiciona 100 m. de la solución lixivante pura, para atacar los elementos o impurezas remanentes que aún quedan en el precipitado tostado.

El producto de la lixiviación toma una coloración café-amanillento.

CUADRO N° 03**RESULTADOS GENERALES DE LIXIVIACIÓN ACIDA**

DENOMINACION	Peso		ENSAYES (%)				EXTRACCION (%)				
	g	Au	Ag	Cu	S	Fe	Au	Ag	Cu	S	Fe
Precipitado Tostado	35.0	9.74	15.9	17.0	2.26	11.9					
Precipitado tostado y lixiviado	13.7	24.9	29.3	1.06	0.81	19.5	0.0	27.8	97.6	85.9	36.1

Radio de concentración: 2.56

Consumo de : 0.9 kg. de H₂SO₄ por 1kg de ppdo. tostado.

Cabe recordar, que el precipitado tostado debe agregarse húmedo aproximadamente 10% de H₂O con la finalidad de evitar pérdidas por efectos de volatilización de polvos finos conjuntamente con el vapor desprendido de la solución lixivante.

OBSERVACION

Se nota que el producto de la lixiviación tiene bajo contenido en Cu, S, debido a que estos elementos han sido eliminados durante la tostación y en la lixiviación.

La plata extraída por la solución lixivante es precipitada como Cl Ag, para posterior recuperación.

3.3.1.3 FUNDICION

El precipitado tostado y lixiviado, previo lavado y seco es fundido con un flux de las siguientes características:

Carbonato de sodio : 2 partes

Bórax : 2 partes

SiO₂ : 1 parte

Siendo la relación de flux a carga de 1.5

Los resultados se muestran en el cuadro N°4:

CUADRO N° 04

DENOMINACION	Peso	ENSAYES (%)				
	g.	Au	Ag	Cu	S	otros
Precipitado tostado y lixiviado	5.3	24.881	29.297	1.064	0.812	56.05
Metal bullión obtenido	3.172	41.57	48.94	1.8	0.0	7.69

El régulo obtenido no presenta la formación de mata alguna, en cambio se nota que la escoria formada es frágil y cristalizada.

Asimismo el régulo obtenido presenta un brillo metálico apreciable y un color amarillo claro.

3.3.2 PROCESO DE LIXIVIACION DIRECTA-FUNDICION

3.3.2.1 Lixiviación del Precipitado con H_2SO_4 :

Luego de secarse previamente el precipitado es lixiviado con una solución de H_2SO_4 al 15% del siguiente modo:

1. Se toma 50 gr. de precipitado y se va agregando en forma paulatinamente a 280 ml. de solución al 15% de H_2SO_4 ; el efecto térmico producto de la reacción exotérmica de la preparación de la solución es aprovechada en el proceso para acelerar el ataque. Se observa, que la reacción de lixiviación es instantánea con desprendimientos de gases como H_2S y otros.
2. Luego del cese de las primeras reacciones, tanto la formación de sulfatos de cobre, zinc, etc.; la solución es decantada y eliminada. Seguidamente se vuelve a atacar con 100 ml. de solución lixivante.
3. Posteriormente se decanta la solución y se elimina, en tanto que el precipitado lixiviado es lavado con agua, para posterior fundición.

CUADRO N° 05**RESULTADOS GENERALES DE LA LIXIVIACION ACIDA - DIRECTA**

DENOMINACION	Peso g.						% Extracción en			
		Au	Ag	Cu	S	Fe	lixiviación Ag	Cu	S	Fe
Precipitado sin lixiviar	50	9.49	16.2	23.6	5.67	9.84				
							5.57	75.9	0.4	6.5
Precipitado lixiviado	25.66	18.5	29.8	0.42	11.0	17.9				

Radio de concentración experimental: 1.84

Consumo de H₂SO₄: 0.9 Kg. de H₂SO₄ concentrado por cada kg de precipitado.

OBSERVACION

Se nota que el producto de la lixiviación directa con H₂SO₄ de los precipitados lleva consigo contenidos apreciables en Cu y S.

La reducción o la concentración se debe posiblemente a la eliminación del zinc residual permanente en el precipitado, así en parte del Cu lixiviable.

3.3.2.2 Fundición

El precipitado lixiviado, previo lavado es fundido con un flux de las siguientes características:

Carbonato de sodio : 2 partes

Borax : 2 partes

SiO₂ : 1 parte

Siendo la relación de flux a carga de 1.5 : 1

Los resultados obtenidos se muestran en el cuadro N°6.

CUADRO N° 06

DENOMINACION	Peso	ENSAYES (%)				
	g.	Au	Ag	Cu	S	Fe
Precipitado lixiviado	11.1	18.49	24.79	9.92	11.0	18.0
Mata + Bullión	8.41					
Bullión	1.37					

Se observa una excesiva formación de matas, llevando consigo los elementos preciosos Au,Ag.

4. SELECCION DEL PROCESO A APLICARSE

De la evaluación de los Items 3.3.1 y 3.3.2 se concluye que el proceso adecuado a aplicarse es el de tostación - lixiviación ácida y fundición final hasta obtener el bullión. Por lo cual se procedió a llevar a cabo una prueba final que a continuación se detalla.

4.1 PROCESO DE TOSTACION - LIXIVIACION - FUNDICION

4.1.1 OBJETIVO

Comprobar a nivel experimental los resultados obtenidos en laboratorio.

4.1.2 PRECIPITADO A TRATARSE

Precipitado remanente de B - 59 (Barra- 59)

CUADRO N° 07

CARACTERISTICAS GENERALES

PRECIPITADO A TRATARSE Kg	ENSAYES (%)			
	Au	Ag	Cu	Otros
5.764	4.579	9.118	19.152	67.151

4.1.3 TOSTACION

El precipitado en estudio, exento de humedad es llevado a tostación en las siguientes condiciones:

CUADRO N° 08

DENOMINACION	CARACTERISTICAS	CANTIDAD
- Material a tostarse	Precipitado remanente	5.764 Kg.
- Elemento oxidante	Nitrato de amonio	1.2 Kg.
- Atmósfera del horno	Oxidante	
- Temperatura del horno	Aprox. = 500 - 600° C	
- Tiempo de permanencia	Aprox. = 1 hr.	
- Calcina obtenida	Color rojizo café	4.200 Kg

OBSERVACIONES:

Se observa que el Nitrato de Amonio no es un oxidante eficaz puesto que a bajas temperaturas inicia su descomposición, de tal manera que gran parte del precipitado no es oxidado por efecto de este agente, sino por la atmósfera oxidante del horno y del calor de tostación; por lo que se sugiere realizar la tostación con nitrato de sodio como agente oxidante para una eficaz tostación.

4.1.4 LEXIVIACION ACIDA

4.1.4.1 Preparación de la solución lixivante

De acuerdo al Item 3.3.3, el Consumo de H_2SO_4 :
0.9 Kg. de H_2SO_4 concentrado por cada kg de
Precipitado tostado . Luego la solución lixivante de
ácido sulfúrico al 15% estará constituido por :

- H_2SO_4 conc. : 3.78 Kg ó su equivalente en
volumen de 2.10 lt.

- H_2O : 21.42 lt.

Volumen Total de
Solución Lixivante : 23.52 lt.

Con esta solución preparada se procede a la
lixiviación de 4.2 kg de precipitado tostado.

4.1.4.2 Secuencia de la lixiviación del precipitado

a) 1ra. Etapa

En un recipiente de plástico se vierte la solución
lixivante preparada en un volumen de 15.700 lt
(60% del total de la solución preparada) de tal forma
que se tenga 21.1% de sólidos; esta solución se
encuentra en una temperatura de 60 - 70° C por
efecto de la preparación de la solución.

Luego se agrega paulatinamente el precipitado
tostado humedecido, a la solución lixivante. Se

debe mantener una constante agitación hasta obtener una coloración azul intensa de la solución y debe cesar la reacción, luego el precipitado tostado tomará una coloración amarillenta a café. Se deja sedimentar.

b) 2da. Etapa

Luego de haber sedimentado se decanta la solución cargada en iones Cu, Ag, S^- , etc, realizando la separación sólido - líquido.

c) 3ra. Etapa

Luego de extraerse la segunda solución cargada se procede a lavar con agua en una proporción de 3: 1 (3 de agua: 1 de precipitado).

d) Complementario

Para recuperar la plata disuelta en la solución lixivante de las 2 primeras etapas, se vierte solución de ClNa al 30% en la solución cargada, agitándose moderadamente; su finalidad es precipitar la plata de la solución y así recuperarlo.

4.1.4.3 Resultados experimentales obtenidos

CUADRO N° 09

DENOMINACION	DESCRIPCION	CANTIDAD
-Precipitado tostado a lixiviarse.	Color café-rojizo	4.200 Kg.
- Solución lixivante	H ₂ SO ₄ al 15%	23.52 lt.
	H ₂ SO ₄ conc. Consumido	3.78 Kg.
- Temperatura °C	Aprox. 80°C - 90°C	
- Tiempo de Lixiviación	Aprox . 3 Horas	
- Precipitado tostado lixiviado.	Color amarillento a café.	2.423 Kg.
- Radio de concentración	-----	1.73

CARACTERISTICAS DEL PRECIPITADO TOSTADO LIXIVIADO

CUADRO N° 10

DENOMINACION	Peso Kg.	ENSAYES (%)			EXTRAIDO EN LIXIVIACION %	
		Au	Ag	Cu	Ag	Cu
Precipitado tostado y lixiviado	2.423	10.89	13.635	5.776	16.24	83.10

Radio de concentración por lixiviación : 1.73

4.1.5 FUNDICION

El precipitado tostado y lixiviado es secado y fundido con un flux de las siguientes características:

- Carbonato de sodio : 2.5 partes
- Bórax : 2.0 partes
- Sílice : 1.0 partes
- Harina : 0.1 partes

Siendo la relación de Flux a carga de 1.5 la atmósfera del horno es netamente reductora y el tiempo de fundido de 1.5 hr a una temperatura aprox. de 1300 °C - 1500 °C

4.1.5.1 Resultados experimentales

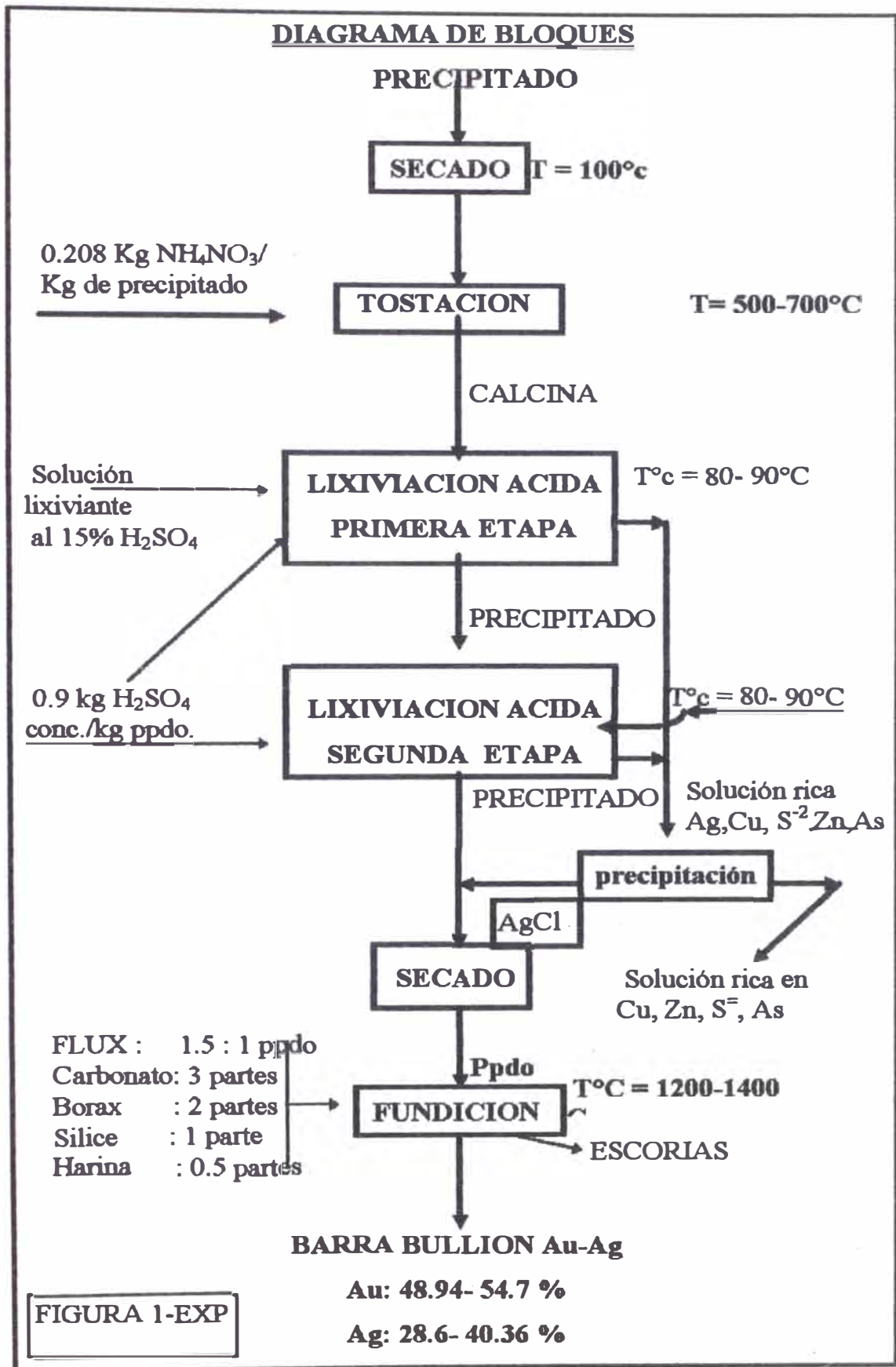
CUADRO N° 11

DENOMINACION	Peso g.	ENSAYES (%)		
		Au	Ag	Otros
Barra bullión	483.5	54.691	40.358	4.951

Radio de concentración por fundición: 5.011

4.1.6. SECUENCIA GENERAL RESUMIDA DEL PROCESO

La figura N° 1-EXP presenta un diagrama de bloques del proceso.



OBSERVACIONES:

- La barra bullión obtenida presenta con color metálico amarillo verdoso; con poco o nula formación de matas y una escoria cristalina.
- El crisol no presenta corrosión acentuada ni desgaste apreciable.

5. CONCLUSIONES FINALES

Del presente estudio se concluye que:

- El proceso de Tostación - Lixiviación ácida - Fundición, resulta ser el más viable para el tratamiento de precipitados de baja ley; puesto que el producto final es de buena calidad.
- El proceso de lixiviación directa - fundición, no es recomendable el tratamiento del precipitado en mención, debido que durante la lixiviación no se logra eliminar en forma apreciable a los elementos negativos para el proceso posterior de fundición, quedando así elementos remanentes en buena proporción como el Cu y S, que forman matas (Sulfuros de metales básicos) durante la misma, arrastrando consigo elementos preciosos como el Au, Ag.
- Para la obtención del bullión a partir del precipitado tostado y lixiviado, es necesario hacer un balance adecuado en fundentes, especialmente en cuanto se refiere al carbonato de sodio y bórax, puesto que el producto a tostarse está integrado a base de óxidos.
- Aplicando el proceso de tostación - lixiviación ácida fundición se obtiene un bullión de buena calidad con contenidos del orden de 41.57% en Au y 48.94% en Ag y bajo % en impurezas, lo cual si se compara con el bullión obtenido mediante el proceso actual de

tostación - fundición en la planta de beneficio, para este mismo tipo de precipitado se obtuvo un bullión de baja calidad con contenidos del rango: 28.24% en Au y 28.60 % en Ag y alto contenido en impurezas; principalmente en cobre; por lo que el proceso de tostación - lixiviación - fundición promete ser una buena alternativa para el procesamiento de precipitados con baja ley en elementos preciosos y alto contenido de impurezas.

- El proceso seleccionado, asimismo favorece a la conservación del crisol y por tanto mayor durabilidad y economía.

6. BIBLIOGRAFIA

- 1.- Bere Govvski
"Metalurgia del Cobre y del Níquel".
Edición Mir- URSS - 1974
- 2.- Diez Canseco E
"Metalurgia del Oro y de la Plata"
UNI.
- 3.- Tantalean G.
"Metalurgia General" - UNSA - Arequipa - 1971.
- 4.- M.C. JhA.
"Recovery Of Gold And Silver From Cyanide Solutions:
A Comparative Study Of Various Processes"
June 1984 - Reno Nevada USA.

II.1.4.3. Actividad Profesional: “ Diseño del sistema de recuperación de agua para planta de beneficio (Concentradora y Cianuración) Puesta en marcha de un espesador de 42 pies de diámetro x 10 pies de altura. El trabajo permitió ampliar el tratamiento diario , así como economía en reactivos químicos de flotación.”

1.-MOTIVACION.-Visto la serie de factores que restringe una mayor producción, hemos procedido a priorizar necesidades, encontrando que el factor agua es determinante para aumentar nuestra producción.

Actualmente en planta tenemos un consumo promedio de 6.218 litros/segundo de agua; mientras que el volumen de agua captada a la entrada del reservorio principal es de 4.6 lts/Seg. del balance siguiente se observa:

Déficit Agua = Consumo Agua - Disponibilidad agua

$$1.62 \text{ lts/seg.} = 6.218 - 4.6$$

A continuación le presentamos una alternativa de solución para cubrir el 'déficit, aplicable en un corto plazo.

2.-DESCRIPCION DEL PROYECTO.- Teniendo a disposición el espesador 12.5 x 3.5m, se decide utilizarlo bombeando el relave a dicho dispositivo, esto nos permitirá evacuar relave con una mayor densidad de pulpa. Permittiendonos recuperar agua clasificada por rebose, en una cantidad que se indica a continuación.

2.1.- CALCULOS PARA 250 TMSD.

2.1.1.- Características del relave.

Peso Específico (P.E.) = 2.6

Densidad de pulpa (D.P.) = 1,235 gr/lt.

% Sólidos (P.) = 30.9%

Dilución (D.) = 2.24

Caudal total relave evacuado = (Ps) 7.3 lts/seg.

- Peso de los sólidos del relave evacuado = (Ps) 274.43 ton.cortas/día

Velocidad de sedimentación libre (R), Dato experimental

$$R = 0.1 \text{ cm/minuto (0.197 pies/hora)}$$

2.1.2.- Dimensiones del Espesador

$$\text{Diámetro } (\phi) = 12.5\text{m}$$

$$\text{Altura } (H) = 3.5\text{m}$$

$$\begin{aligned} \text{Area Disponible } (A_d) &= 122.7 \text{ m}^2 \\ &= 1,320 \text{ pies}^2 \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Volumen Disponible } (V_d) &= 429.3 \text{ m}^3 \\ &= 15,160 \text{ pies}^3 \end{aligned}$$

2.1.3.- Area Total Requerida (Ar)

De acuerdo a:

$$A_r = \frac{1.333 (D - D_1) \times P_s}{R}$$

Reemplazando Datos :

$$\begin{aligned} A_r &= \frac{1.333 (224 - 1.0) \times 274.43}{0.197} \\ &= 2,302.6 \text{ Pies}^2 \end{aligned}$$

2.1.4.- Volumen Total Requerido (Vr)

$$V_r = \frac{4T (P.E. - D_L) \times P_s}{3 P.E. (S - D_L)}$$

$$\begin{aligned} &= \frac{4 \times 19 (2.6 - 1.0) \times 274.43}{3 \times 2.6 (1.45 - 1.0)} = 9,504.0 \text{ Pies}^3 \end{aligned}$$

3.- Comparación Disponibilidad VS. Requerimientos.

3.1. AREAS

$$\frac{\text{Area Disponible } 1,320}{\text{Area Requerida } 2,303} = \frac{\quad}{\quad} = 0.534$$

3.2. VOLUMENES

$$\frac{\text{Volumen Disponible } 15,160}{\text{Volumen Requerido } 9,508} = \frac{\quad}{\quad} = 1.59$$

Los Resultados 3.1 y 3.2 nos indican:

- El área disponible nos permite tratar el 53.4% del total del relave evacuado, o sea 3,898 lts/seg.
- En cuanto a volúmenes, existe capacidad suficiente, lo que favorecerá en la práctica a obtener una mayor eficiencia.

4.- Cantidad de Agua Recuperable.

Con dilución de descarga del espesador D: 1:1 Densidad de pulpa descargada 1,444 gr/lit.

Relave Tratado = 3.898 lts/seg.

$$= 3.898 \times 1.238 = 4.814 \text{ kg/seg.}$$

Siendo su % Sólido 30.9%

Agua Recuperada = Relave tratado - Relave Espesador

$$= 3.898 - 2.975$$

$$= 1.839 \text{ kg/seg.}$$

Con una eficiencia de 85% tenemos.

Agua Recuperada = 1.56 lts/seg.

5.- CONCLUSIONES

- 1.- De los cálculos presentados, se observa que podemos trabajar 24 horas diarias, tratando un tonelaje de 250 toneladas métricas. Este aporte técnico nos da una seguridad en poder aumentar el tonelaje de tratamiento en esta época (1983) dada la necesidad de superar la etapa crítica de falta de recursos hídricos en la zona, así como también nos da tranquilidad en la operación por tanto la escasez de agua estaría superada con el aporte. El trabajo se llevó a la práctica.
- 2.- El flujo de agua recuperada será íntegramente adicionado a la descarga del molino 7' ϕ x 7'
- 3.- La evacuación del relave general, no presentará problemas debido a que tendrá una densidad de Pulpa igual a : 1,322 gr/lit.
- 4.- El agua recirculada trae consigo, una cantidad de reactivos de flotación favoreciendo un menor consumo en plata.
- 5.- En los aspectos ecológicos y medio ambiente el reciclaje del agua favorece la conservación del medio ambiente por no tener exceso de efluentes de la planta que posean cantidades apreciables de elementos minerales.

ANEXO.-

INFRAESTRUCTURA

Tenemos : - Espesador de 12.5 x 3.5 m.
 - Tuberías de tres pulgadas
 - Tanque para almacenamiento agua recuperada

Requerimos :

- Arreglo bomba Wilfley
- Tubería de cinco pulgadas (tres paños)
- Una válvula de 5" (de alta presión)
- Arreglo de la bomba duplex Dorco

II.2. Empresa: SOCIEDAD MINERA DEL BORO LTDA.

Es otra de las empresas donde se laboró ejerciendo en el año 1989, en ella se trabajó como Ingeniero de Planta, cumpliendo funciones habituales de producción en el sector Industrial, la compañía se dedica a la explotación de canteras de mineral rico en Ulexita o Mineral de Boro, y su transformación mediante proceso químico a Acido Bórico y en algunos casos se efectuaba solo la operación de secado de la Ulexita para su entrega sobre pedido.

La empresa exporta el 80% de la producción, dejando el 20% para mercado nacional.

Ubicación geográfica:

Iquique - Chile I Región 1. Casilla 1520, Correo 2 Iquique

Teléfono 28067- 24105 telex: 223101

Gerencia técnica: tel. 25585

II.2.1. Relación profesional con el empleador:

En la Sociedad Minera del Boro, se laboró en calidad de Ingeniero nombrado, desde Enero de 1989 hasta Abril de 1989 ocupando el cargo de Ingeniero de planta en procesos químicos. Se tuvo a cargo personal constituido por obreros y técnicos de nacionalidad chilena, así como relación directa con el personal de laboratorio químico de análisis e investigación. 56 personas a mi cargo.

II.2.2. Trabajo desarrollado

Básicamente el tratamiento de los minerales de Boro en la Sociedad Minera del Boro se efectúan por ataque químico de la Ulexita seguida de operaciones unitarias que involucran la purificación del ácido formado. (ver descripción del proceso)

En la compañía se tuvo la oportunidad de trabajar con equipamiento de planta de nacionalidad Chilena, así como también con equipo de importación, exclusivamente se tuvo el control del área de planta de producción de ácido bórico, teniendo conocimiento además de los análisis de laboratorio de los productos.

II.2.3. Actividades profesionales desarrolladas en la Sociedad Minera del Boro

II.2.3.1. **Actividad profesional:** “ Ing° de procesamiento de la Planta Sociedad Minera del Boro. Actividades de producción de Acido Bórico a partir de mineral Ulexita. Producción de 1000 tms/ mes para exportación y 200 tms/mes para cubrir parte del mercado nacional.

1. MATERIA PRIMA: ULEXITA UC (32)

$\text{NaCaB}_5\text{O}_9 \cdot 8\text{H}_2\text{O}$ (Borato de sodio y calcio)

1.1. Composición teórica de la Ulexita (UC 32)

Na_2O	7.65 %
CaO	13.82 %
B_2O_3	42.97 %
H_2O	35.55 %

1.2. PROPIEDADES FISICO- QUIMICAS

Peso molecular	405.1 g/mol
Gravedad específica	1.96
Color	blanco
Punto de fusión	975°C
pH solución al 5%	8.5
Forma de cristalización	triclínico
Solubilidad	1.2 g de B/ 100 g de H_2O

1.3. Análisis típico

B ₂ O ₃	30-32%
NaCl	1.9 %
Na ₂ SO ₄	1.6 %
Fe ₂ O ₃	0.1 %
Metales pesados	0.001%
As	0.02 %
Al ₂ O ₃	0.02 %
Insolubles en HCl	3.5 %
Humedad	14 %
LOI	39 %

1.4. Tamaño

100 % bajo la malla 4 U.S. STD

1.5. Densidad bulk

0.72 tm/m³

1.6. Empaque : En bultos de 50 kg. bolsas de polipropileno

2. USOS.-

- Usado ampliamente en el programa de fertilizantes preventivos en preparación de tierras, especialmente las tierras ácidas.
- Como materia prima base para la elaboración industrial de ácido bórico y bórax granulado de uso en fundición.
- Aislamientos celulósicos.
- Aislamientos de fibra de vidrio
- Metalurgia
- Estudios y aplicaciones nucleares.

3. DESCRIPCION DEL PROCESO PARA LA FABRICACION DE ACIDO BORICO

UTILIZACION POR LA SOCIEDAD MINERA DEL BORO LTDA.

Este proceso incluye las siguientes etapas:

3.1 RECEPCION

Sólo cabe destacar que la Ulexita UC32 reúne todas las condiciones para un proceso eficiente de conversión a Acido Bórico:

- Calidad uniforme
- Tamaño reducido
- Impureza insolubles en escasa proporción
- Contenido de impurezas solubles mínimo
- Muy bajos Fierro, Aluminio, Arsénico (en cantidades mucho menores que las de Turkía y Perú).

3.2. REACCION

La reacción entre la Ulexita y el Acido Nítrico tiene una cinética muy rápida y felizmente con un calor de reacción endotérmico lo que permite calentar sin mayores cuidados. Se puede decir calentamiento de la solución. las proporciones se ajustan perfectamente a la estequiometría de la reacción



De modo tal que para Ulexita UC32 se tiene que para cada TM de ácido bórico se consumirá 1.9 - 2.0 TM Ulexita, 1.5 - 1.6 TM HNO₃ 42%. Este rendimiento se alcanzará luego de ajustar toda la planta y optimizarla.

Se debe tener muy en cuenta alimentar el reactor con agua madre de reacción lo más fría posible para aumentar la eficiencia del reactor y controlar densidad, que no deberá ser mayor a 1250 gr/lit a 20°C para que no se sature en nitratos que

cristalicen junto o modifiquen la cristalización del ácido bórico. El pH de reacción debe estar entre el rango de 3.5 a 4.

Es conveniente observar que el orden de adición de reactantes debe ser primero agua madre, luego Ulexita y luego ácido nítrico, lentamente.

3.3. FILTRACION

Esta primera filtración se puede realizar en un filtro por gravedad, agregando al reactor floculante, en dosificación de alrededor de 10 a 15 ppm en base al peso de insolubles a filtrar.

Es recomendable conducir las soluciones al cristizador por medio de canales y no por tuberías, debido a que éstas tienden a taparse.

3.4. CRISTALIZACION

Debido a la alta temperatura ambiental es recomendable usar un cristizador en vez de piscinas. El cristizador debe ser de enfriamiento con agitación muy lenta, con esto se conseguirá cristales grandes y redondos con alta densidad y fácilmente lavables.

3.5. FILTRADO O ESCURRIDO DE CRISTALES

Hay dos alternativas, el uso de una centrifuga discontinua de canastos vertical o el de un escurridor vibrante, similar a una zaranda con malla plástica fina vibrando a alta frecuencia y baja amplitud. En este paso se retira agua madre de reacción que debe ser controlada para no sobrepasar los límites de solubilidad de otras sales como cloruros, sulfatos, nitratos.

3.6. REDISOLUCION

Para conseguir pureza del orden de 99.5 es necesario recrystalizar el ácido bórico producido en la primera cristalización que debe ser de una concentración del orden de 98%.

Para ello se debe usar un agua madre de recrystalización, la dosificación al reactor debe realizarse observando cuidadosamente la curva de solubilidad, no sobrepasando un máximo de 80% de solubilidad relativa para la temperatura de trabajo que no debe exceder de 90°C. Cuando el agua madre de recrystalización se concentre en impurezas se incorporará a la primera agua madre de reacción.

3.7. FILTRACION

Este segundo filtrado es recomendable realizarlo a través de un filtro prensa o similar.

3.8. CRISTALIZACION Igual al de la primera etapa.

3.9. CENTRIFUGADO O ESTRUJE

Igual al de la primera etapa con la variante que se debe agregar uno o dos lavados con agua fría 10 - 15°C. Cuando esta agua sobrepase los límites máximos de impurezas permitidas para el producto, se incorpora al agua madre de recrystalización.

3.10. SECADO

Debe realizarse con aire caliente en un secador flash o un secador de lecho fluido; no es conveniente un horno giratorio por dos motivos;

- a) El Acido Bórico se muele con el rozamiento produciéndose mucho polvo, que no es deseado para el Acido Bórico debido a que entre otras cosas, disminuye demasiado la densidad aparente.
- b) Es muy difícil controlar puntualmente que no haya sectores o paredes del horno a menos de 150°C., temperatura a la cual empieza la transformación a Acido Metabórico, cambiando el aspecto, brillo y fundiéndose en el horno, bajando su eficiencia.

3.11. CERNIDO

Luego del secado se puede cernir a la malla solicitada por el comprador, normalmente 100% - 8 US STD y 70 US STD para el granular.

3.12. EMPAQUE

Es común doble empaque, polietileno y polipropileno, aunque el producto no es higroscópico.

4. ANALISIS DE LABORATORIO

Es necesario tomar en cuenta las siguientes recomendaciones:

La muestra, tanto de Ulexita como de ácido bórico, debe ser de al menos 20 gr. debido a que no son pulverizables, luego se reduce con dilución.

La disolución de ácido bórico, ya sea producida al lixiviar la muestra de Ulexita o el ácido mismo según sea el caso, no debe estar en proporción menor de 1:10 con el agua, para no permitir cristalización en el filtro.

La filtración no es conveniente hacerla al vacío, sino por gravedad, por el enfriamiento del papel que ocasiona y además se produce vaporización que arrastra ácido bórico a la bomba.

En la titulación se producen varias reacciones secundarias, de modo que:

- a) No usar NaOH con concentración mayor a 0.2N
- b) El punto final tendrá un pH de 8.5 si se usa Manitol,
10.0 si se usa Glicerina.

Se recomienda primero controlar con potenciómetro, para establecer un patrón de color de viraje para la Fenolftaleína; que para este caso no es el rosado pálido normal

Para evaluar humedad de Ulexita usar como temperatura de secado 65°C por 2 a 3 horas; y para pérdida por calcinación, 450°C por 2 horas, revolviendo frecuentemente.

Esto debido a que en el caso de la Ulexita, las primeras dos moléculas de agua de cristalización son retirados 70 - 80°C, las cuatro siguientes a 150°C y las dos últimas, a 450°C.

Para el caso del ácido bórico, existe una dependencia más marcada hacia el tiempo de secado que a la temperatura misma.

Para el caso cloruros y sulfatos, se pueden usar los métodos convencionales pero hay que tener en cuenta que en medios básicos se producen metaboratos tanto de plata como de bario, se recomienda entonces usar medios ácidos para las reacciones.

5. IMPORTANCIA DEL METODO

El ácido bórico obtenido a partir de la Ulexita UC-32 y ácidos nítrico, asegura una excelente calidad con purezas superiores a 99.5%.

La recuperación a la cual nosotros llegamos por el mismo procedimiento, es del orden de 97% en términos de B_2O_3 . Esto es debido a diversos factores:

Infima cantidad de insolubles que hace mínima la oclusión de ácido bórico en la torta de relave y exige también un mínimo de lavado del mismo.

Gran solubilidad de las sales contaminantes que permiten muchos ciclos de soluciones madres y pocas purgas.

Por último, en el especial caso de monómeros, las soluciones madres saturadas de nitratos de sodio y calcio que deben purgarse, son de gran utilidad para las mezclas de los fertilizantes que producen; lo mismo sucederá con los relaves que pueden ser usados como carga inerte, con la ventaja que en ambos casos hay un contenido de Boro que bonifica al fertilizante en cuestión.

Desde este punto de vista integral, la recuperación en términos, tanto de B_2O_3 como Nitrógeno, tendrá que ser cercana al 100%.

II.3. Empresa minera: MINERA AURIFERA CORONEL (EMICOR)

Sector productivo al que pertenece:

-Empresa del sector minero dedicada a la explotación de sus minerales, exclusivamente aurífera. Explotación y beneficio de minerales combinando las operaciones de concentración gravimétrica, flotación, cianuración de concentrados y precipitación de oro- plata por el sistema de Merrill Crowe.

Ubicación geográfica de la compañía:

La compañía se encuentra ubicada en la República del Ecuador , Provincia del ORO, canton Zaruma, lugar denominado El Pache.

Objetivo de la empresa:

El oro y plata beneficiado por la empresa es transformado en las instalaciones de la empresa sector joyería en diversos artículos de acabado para su venta en mercado exterior y nacional. La compañía Manufactura de Metales Preciosos se dedica a este gran rubro y pertenece al mismo grupo de empresas.

II.3.1. Relación profesional con el empleador

En EMICOR se trabajó en calidad de Ingeniero nombrado. Durante el periodo de Mayo de 1989 hasta Julio de 1991, ocupando cargos de Superintendente de Planta de beneficio y Jefe de laboratorio químico- metalúrgico.

II.3.2. Actividades profesionales principales desarrolladas:

II.3.2.1. Diseño e instalación de planta de tratamiento de minerales auríferos, con capacidad para 120 toneladas por día. Se realiza el estudio técnico, y montaje de una planta con concentración gravimétrica, concentración por flotación, cianuración de concentrados y sistema de lavado de pulpa con filtración final. Se colocó además la planta de precipitación de solución rica en Oro-Plata por vacío, capacidad de 200 m³/día. Se instaló horno de fundición. Montaje y construcción de laboratorio Químico para análisis por vía seca y ataque químico, así como sala de preparación de muestras. Asesoramiento Integral de la operación.

II.3.2.2. Capacitación al personal ecuatoriano para ocupar cada puesto de trabajo dentro del circuito de operación planta. Esta ardua labor se consiguió con éxito dejando la operación a cargo de capataces e Ingenieros de Guardia Ecuatorianos. Se procedió del mismo modo con el personal de laboratorio químico y preparación de muestras. Esta labor se convirtió en habitual dado que en muchas oportunidades había que encontrar el flux de fundición para un análisis adecuado al material que generalmente ofrecía variación en su calidad.

II.4 Empresa: Minera Aurífera Retamas S.A.

Sector productivo al cual pertenece

Empresa del sector minero dedicada a la explotación y beneficio de sus minerales auríferos.

Ubicación geográfica

Unidad de Operación: Planta de Beneficio de minerales de Oro - Plata

Caserío de Llacuabamba, distrito de Parcoy,

Provincia de Pataz (Tayabamba) Departamento de La libertad- Perú

Contacto con la Oficina Principal: Av . 2 de Mayo N° 1635 San Isidro Lima

Telefono : 4-417578 - 4408274 Fax 408923

II.4.1. Relación profesional con el empleador

FECHA DE INGRESO: Enero de 1993

FECHA DE EGRESO: Todavía me encuentro trabajando en MARSA
(2 años 9 meses)

CONDICION DE PRESTACION DE SERVICIOS: Nombrado.

CARGOS DESEMPEÑADOS: Superintendente de Planta

II.4.2. ACTIVIDADES PROFESIONALES DESARROLLADAS

II.4.2.1. **Superintendencia de Planta** , comprende la planta concentradora y la de cianuración, además de la planta de carbon en pulpa (Adsorción de oro en carbón activado) y la unidad de desorción de oro (Proceso electrolítico). Del mismo modo se lleva la administración de personal y otras gestiones de administración. Compañía cumbre de la minería peruana, toda mi experiencia la pongo en Marsa. Operación de Fé y Mística para alcanzar los objetivos trazados de acuerdo a un plan maestro efectuado como producto de su buena gestión administrativa.

III. Resumen

En consecuencia entre Febrero de 1982 y Setiembre de 1995 como se describe la actividad profesional desarrollada por el que suscribe se suscita *fundamentalmente* en el sector minero, específicamente en minería aurífera como en el caso de las compañías Minera Aurífera Calpa, Minera Coronel (Emicor) en Ecuador, Minera Aurífera Retamas, existen otras compañías de menor capacidad a las que se dió servicio de asesoría en la parte operativa de la producción de oro como el caso de Cabana de Arbiet studium y otra compañía como Minera Aurífera Eugenia a la que se inició la operación pero lamentablemente por razones de índole administartiva se dejó esta operación que tenía un gran futuro, el mineral de esta compañía fue explotado por la informalidad que toma fuerza entre los años 1989. En la minería no metálica como en el caso de chile Sociedad Minera del Boro se aplica una interesante gestión productiva con el completo proceso de obtención del ácido bórico, así como tambien de ulexita mejorada la que cubre básicamente parte del mercado exterior; en Chile se tuvo la gran oportunidad de trabajar con empresarios y personal técnico chilenos y poder evaluar la calidad del profesional chileno supuestamente muy bien considerado en el mercado mundial.

Como escribo tengo que decir que nuestro PAIS tiene un gran potencial en todos los niveles intelectuales y que con seguridad saldra adelante después de la crisis que esta

atravesando, se observa un futuro promisorio que la juventud no debe dejar de aprovechar, sólo trabajando con mística y amor propio se conseguirán los objetivos que los empresarios se han trazado y la resultante será una familia feliz en un país en desarrollo.

IV. Bibliografía

La bibliografía utilizada en el desarrollo de los temas de mayor importancia están expresadas al final de la explicación de cada tema

V. Apéndice

V.1. Apéndice 1

En el transcurso de la profesión se desarrolló algunos trabajos técnicos, haciendo exposiciones en

TRABAJOS REALIZADOS DE EXPOSICION A NIVEL NACIONAL:

Noviembre de 1992 : TEMA “VARIABLES DE CONTROL EN EL PROCESO DE PRECIPITACION MERRILL CROWE A NIVEL INDUSTRIAL ” EN CURSO ORO-PLATA TECNOLOGIA Y EMPRESA.

CONSEJO DEPARTAMENTAL REGION LA LIBERTAD - Colegio de Ingenieros del Perú Cap. de Ing. Metalúrgica y Universidad Nacional de Trujillo.

Junio de 1994 : TEMA “TRATAMIENTO DE EFLUENTES DE CIANURACION A NIVEL INDUSTRIAL” EN EL TERCER SIMPOSIUM NACIONAL DE MINERIA AURIFERA desarrollado en Nasca.

Junio de 1995 : TEMA “ VARIABLES OPERACIONALES EN EL PROCESO DE CIANURACION A NIVEL INDUSTRIAL” EVENTO REALIZADO POR LA UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE SAN MARCOS Y COLEGIO DE INGENIEROS DEL PERU.

V.2. Índice de abreviaturas

Conc.	: Concentrado
g/t	: gramos por cada tonelada
mol	: mol ó moles
m ³ /día	: metros cúbicos por día
tmsCo/mes	: toneladas métricas de concentrado cada mes
t/mes	: toneladas por mes
tms	: toneladas métricas secas
ppdo.	: precipitado

V.3. Términos gramaticales propios del tema aplicados en el texto

Barren.- Se aplica este término a la solución saliente de un proceso de recuperación de oro, ejemplo: La solución saliente de la precipitación con polvo de zinc ó solución evacuada de un proceso de desorción de oro a partir de carbón cargado.

Bullión.- Aplicado al metal obtenido por fundición ó copelación en la pirometalurgia de metales preciosos , mezcla de oro y plata fundidos. Aplicado en refinaria de oro-plata.

Calcina.- Se conoce a los concentrados ó minerales sin concentrar que fueron sometidos a un proceso pirometalúrgico de tostación, con el fin de eliminar ciertas impurezas por volatilización, generalmente con fines comerciales ó en el procesamiento de minerales de oro- plata para eliminación de Arsénico, Antimonio y Azufre que son nocivos a la cianuración.

Flotación.- Operación unitaria que aprovecha las propiedades de las superficies de los minerales en tamaños de partículas de rango adecuado para esta operación. Las partículas son atraídas selectivamente aplicando una dosificación de reactivos colectores y otros espumantes, los minerales colectados son hidrófobos y buscan el aire para salir a superficie. Existen múltiples sistemas de flotación de metalicos y no metalicos.

Flux.- Mezcla de componentes químicos-minerales en proporciones adecuadas ; generalmente borax, carbonato de sodio, silice, nitrato de sodio, harina, etc que permiten adicionarlo y mezclar con precipitados auríferos para lograr la fusión y obtener el metal bullión de oro-plata.

Gravimetría.- Operación unitaria aplicada a los minerales para separarlos de su ganga La operación se basa en la diferencia de peso entre el mineral deseado y la ganga indeseable. La técnica se ha modernizado, actualmente se utiliza separación con espirales de diversos tamaños y cantidad, separación ciclónica (finos al rebose y gruesos a los fondos), jigs, sluices,etc.

Hidrociclón.- Equipo de clasificación gravimétrica, separador de partículas, su eficiencia de separación depende de la presión, abertura del vortex (salida superior) y diámetro del ciclón. generalmente tienen fondo cónico, pero últimamente se están usando de fondo plano. Se aplican también formando grupos o denominados nidos de ciclones.

lixiviación.- Efecto de lixiviar ó usar un disolvente adecuado de determinada composición química para poder obtener la parte soluble de alguna sustancia. Ejemplo el oro pequeño o grueso es soluble en soluciones diluidas de cianuro de sodio ó de calcio, se aprovecha esta propiedad para darle aplicación industrial (También en joyería).

mata.- Se refiere a la mezcla de sulfuros en estado metálico, generalmente aplicado a los minerales fundidos en hornos de reverberos para metalizarlos, la etapa siguiente es la conversión de sulfuro metálico a metal básico. Se aplica generalmente en pirometalurgia

merrill crowe.- Equipo de precipitación en vacío, las soluciones cargadas de oro son introducidas en forma continua a su torre de desaeración donde al cambiar de régimen de flujo, el fluido se desplaza sobre superficies donde con facilidad el oxígeno contenido en la solución es evacuado mecánicamente por efecto de una bomba de vacío. La solución queda preparada para la etapa de precipitación de oro con polvo de zinc. Su nombre se debe a su inventor a inicios de este siglo.

microfractura.- Espacio muy delgado entre los minerales que sirve de alojamiento de las soluciones sólidas de los metales o aleaciones naturales. En el caso del oro alojamiento del oro libre fino y grueso . De formación irregular y forma indefinida geométricamente. Es tema de estudio de los geólogos para explicar la presentación de los metales en sus minerales.

pachuca.- Pueblo mexicano donde se inventó el tanque agitador pachuca, es un tanque cuya altura supera de dos a tres veces su diámetro, lleva un tubo concéntrico de aprox. la cuarta parte del diámetro en cuyo interior se le aplica aire a presión no mayor de 15 psi. produce desplazamiento axial de la pulpa en cianuración.

ratio.- Razón o cociente entre el tonelaje aplicado a determinada operación de concentración y el producto obtenido después de esta. En otros casos es el valor de determinado insumo gastado por cada tonelada de producto obtenido ó de materia prima usada. Sirve para evaluación de costos operativos de una planta.

recuperación.- Se aplica a la razón obtenida entre los contenidos de los productos a los contenidos iniciales en la materia prima ó cabeza de determinada operación. Se expresa en porcentaje.

régulo.- Producto metálico obtenido de la fundición de muestras de laboratorio en análisis químico, generalmente se copela con plomo para obtención de bullión.

sedimentación.- Operación natural ó forzada de partículas en su trayectoria a través de tuberías, se aplica también a espesamiento continuo aprovechando la ley de Stokes de sedimentación. El peso específico de la partícula y la gravedad, así como la viscosidad influyen en la velocidad de sedimentación.

solución madre.- se denomina a una solución saturada de determinado soluto. En el caso de boratos la solución madre de ácido bórico es aquella que está completamente saturada y que al disminuir la temperatura inicia su cristalización. Del mismo modo se aplica a cualquier solución y su soluto.

Worx index.- Término aplicado en conminución o reducción de tamaño. Representa el gasto de energía por cada tonelada de material que se reduce de un tamaño a otro, sus unidades son kw-h/ ton. Ejemplo un mineral es alimentado a un molino a un tamaño de 1/2" y es obtenido como producto a un tamaño de 100 mallas tyler, hubo un consumo de energía para llegar a efectuar dicha conminución. La teoría de Bond en metalurgia estudia dichos fenómenos.

V.4. Palabras finales

Finalmente dejo a consideración del comité de evaluación profesional para que dictamine según crea conveniente mi desempeño en las actividades de la profesión que desarrollé desde Febrero 1982 hasta la fecha Setiembre 1995.

Atentamente:

José Fernando Zamora Rodríguez