



Universidad Nacional Mayor de San Marcos
Universidad del Perú. Decana de América
Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**Aplicación del oxígeno puro en la cianuración y la
flotación de relaves en la planta BIRA S.A.**

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL
Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTOR

Hernán Guillermo CHÁVEZ SALAZAR

Lima, Perú

2026



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Chávez, H. (2026). *Aplicación del oxígeno puro en la cianuración y la flotación de relaves en la planta BIRA S.A.* [Trabajo de suficiencia profesional de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor 1	
Nombres y apellidos	Hernán Guillermo Chávez Salazar
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	09819620
URL de ORCID	
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	No aplica
Tipo de documento de identidad	-
Número de documento de identidad	-
URL de ORCID	-
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Daniel Florencio Lovera Dávila
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	06450640
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08608364
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	José Luis Vidarte Merizalde
Tipo de documento	DNI

Número de documento de identidad	07397539
Datos de investigación	
Línea de investigación	No aplica
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	No Aplica
Ubicación geográfica de la investigación	País: Ecuador Provincia: El Oro Cantón: Piñas Latitud: -3.678059 Longitud: -79.647566
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2002 - 2025
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05 Ingeniería de procesos https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.04.02



«Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia»

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL PARA
OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**

En el salón de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica de la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, el miércoles 16, del mes de julio de 2026 siendo las 10:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. DANIEL FLORENCIO, Lovera Dávila	(PRESIDENTE)
Dr. VIDAL SIXTO, Aramburú Rojas	(MIEMBRO)
Ing. JOSE LUIS, Vidarte Merizalde	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación del TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL Titulada: « APLICACIÓN DEL OXIGENO PURO EN LA CIANURACIÓN Y LA FLOTACIÓN DE RELAVES EN LA PLANTA BIRA S.A. » presentado por Don: HERNÁN GUILLERMO CHÁVEZ SALAZAR, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: **METALÚRGICO**.

Los miembros del Jurado Calificador, escuchada la sustentación respectiva, plantearon al graduando las observaciones pertinentes, que fueron absueltas a:

.....**SATISFACCIÓN**.....

Concluida la Sustentación de Tesis, el Jurado procedió a evaluar y calificar según el reglamento vigente, cuyo resultado fue la nota de:

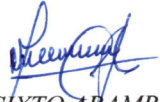
.....(15)... **Aprobado**.....

Habiendo sido aprobada la Sustentación de la Tesis por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERO METALÚRGICO**, a Don: **Hernán Guillermo Chávez Salazar**.

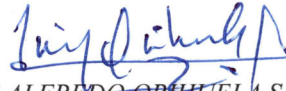
Siendo las **11:00** horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales del Trabajo de Suficiencia Profesional.

Lima, 16 de julio de 2026


Dr. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Presidente


Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
Miembro


Ing. JOSE LUIS VIDARTE MERIZALDE
Miembro


Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
DIRECTOR

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR en mi condición de Director de Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minea Metalúrgica y Geográfica del Trabajo de Suficiencia Profesional, cuyo título es “APLICACIÓN DEL OXÍGENO PURO EN LA CIANURACIÓN Y LA FLOTACIÓN DE RELAVES EN LA PLANTA BIRA S.A.” presentada por el bachiller **Hernán Guillermo Chávez Salazar** para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgico.

CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante la plataforma PIDS, el documento evaluado cuenta con el **16%** de similitud, nivel PERMITIDO para continuar con los trámites correspondientes y para su **publicación en el repositorio institucional**.

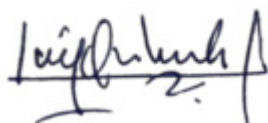
Se emite el presente certificado en cumplimiento de lo establecido en las normas vigentes, como uno de los requisitos para la obtención título profesional del Ingeniero Metalúrgico.

Lima, 30 de setiembre de 2026

Firma del Director:

Mg. Luis Alfredo Orihuela Salazar

DNI: 08004136



La vigencia del presente certificado corresponde a un período de noventa (90) días desde la fecha de su emisión; siempre que no haya observaciones en el texto durante el proceso de revisión por el jurado informante o surja alguna contingencia.

Índice

Índice de Tablas	5
Índice de Figuras.....	7
Índice de Anexos.....	8
Dedicatoria.....	9
Agradecimientos	10
Nomenclatura.....	11
Resumen.....	13
Introducción	14
Capítulo I. Desarrollo del informe	15
1.1 Información del Lugar Donde se Desarrolla la Actividad	15
<i>1.1.1 Institución Donde se Realizó la Actividad</i>	<i>15</i>
<i>1.1.2 Periodo de Duración de la Actividad.....</i>	<i>15</i>
<i>1.1.3 Finalidad y Objetivos de la Empresa</i>	<i>16</i>
<i>1.1.4 Datos de la Empresa</i>	<i>16</i>
<i>1.1.5 Descripción de una Actividad Específica.....</i>	<i>16</i>
1.2 Aplicación de Oxígeno Puro en la Cianuración de Oro	17
<i>1.2.1 Problemática</i>	<i>17</i>
<i>1.2.2 Solución.....</i>	<i>17</i>
<i>1.2.3 Resultados</i>	<i>17</i>
1.3 Aplicación de Flotación de Relaves de Cianuración.....	17
<i>1.3.1 Problemática</i>	<i>17</i>
<i>1.3.2 Solución.....</i>	<i>17</i>
<i>1.3.3 Resultados</i>	<i>18</i>
1.4 Yacimiento Minero	18

1.4.1 Ubicación y Accesibilidad de la Cia Minera Bira S.A.....	18
1.4.2 Reseña Histórica	20
1.4.3 Caracterización Geográfica del Distrito Minero.....	21
1.4.4 Geomorfología y Clima.....	21
1.4.5 Caracterización Geológica del Yacimiento	22
1.4.6 Mineralización	23
1.4.7 Método de Explotación del Mineral.....	23
1.4.8 Composición Química.....	24
1.5 Química de la Cianuración en Bira S.A.	25
1.5.1 Tamaño de la Partícula.....	26
1.5.2 Oxígeno	26
1.5.3 Concentración de la Solución de Cianuro	30
1.5.4 Temperatura	30
1.5.5 PH.....	31
1.6 Flotación de los Relaves de Cianuración en Bira S.A.	31
1.6.1 Reactivos de Flotación Utilizados.....	33
1.7 Descripción de las Operaciones y Procesos en la Planta de Cianuración y Flotación en Bira S.A.....	38
1.7.1 Acumulación de Mineral	38
1.7.2 Trituración	39
1.7.3 Molienda y Clasificación	40
1.7.4 Cianuración.....	42
1.7.5 Cianuración por Agitación.....	42
1.7.6 Adsorción - Carbón In Pulp (CIP).....	43
1.7.7 Desorción y Electrowinning.....	45

1.7.8 Fundición y Refinación	46
1.7.9 Espesamiento y Lavado de Relaves de Cianuración.....	47
1.7.10 Flotación Bulk.....	48
1.7.11 Espesamiento y Filtrado.....	50
1.7.12 Disposición de Relaves.....	51
1.7.13 Detoxificación de Efluentes.....	51
1.8 Parámetros de las Operaciones y Procesos en la Planta de Cianuración y Flotación en Bira S.A.....	53
1.8.1 Trituración	53
1.8.2 Molienda.....	53
1.8.3 Cianuración - CIP (Carbón en Pulpa).....	54
1.8.4 Flotación	55
1.8.5 Desorción - Electrowinning	56
1.9 Aplicación, Evaluación y Discusión de Resultados.....	57
1.9.1 Aplicación de Oxígeno	57
1.9.2 Implementación de Flotación de Relave de Cianuración	60
Capítulo II. Conclusiones.....	74
Capítulo III. Recomendaciones.....	75
Bibliografía	76
Anexos	77

Índice de Tablas

Tabla 1 <i>Leyes de Mineral de Cabeza</i>	24
Tabla 2 <i>Capacidad en circuito de cianuración en tanques</i>	42
Tabla 3 <i>Capacidad en circuito CIP (carbón en pulpa)</i>	44
Tabla 4 <i>Parámetros operativos en área de trituración</i>	53
Tabla 5 <i>Parámetros operativos en área de molienda y clasificación</i>	53
Tabla 6 <i>Tiempo de retención en circuito de cianuración en tanques</i>	54
Tabla 7 <i>Tiempo de retención en circuito de carbón en pulpa CIP</i>	55
Tabla 8 <i>Tiempo de retención en circuito de flotación</i>	55
Tabla 9 <i>Reactivos, dosis e índice de consumo en circuito de flotación</i>	56
Tabla 10 <i>Parámetros de operación en desorción-electrowinning</i>	56
Tabla 11 <i>Evaluación metalúrgica – económica de la adición de oxígeno puro</i>	58
Tabla 12 <i>Evaluación metalúrgica – económica de la adición de oxígeno puro</i>	58
Tabla 13 <i>Balance metalúrgico - económico</i>	59
Tabla 14 <i>Equipos, consumo de energía y costo en planta de flotación de relaves de cianuración</i>	60
Tabla 15 <i>Reactivos, dosis, índice de consumo y costos en Flotación de Relaves de Cianuración</i>	61
Tabla 16 <i>Balance Metalúrgico Cianuración-Flotación 2do Semestre 2023</i>	62
Tabla 17 <i>Balance Metalúrgico Cianuración-Flotación 1er Semestre 2024</i>	63
Tabla 18 <i>Balance Metalúrgico Cianuración-Flotación 2do Semestre 2024</i>	64
Tabla 19 <i>Balance Económico 2do Semestre 2023</i>	65
Tabla 20 <i>Balance Económico 1er Semestre 2024</i>	66
Tabla 21 <i>Balance Económico 2do Semestre 2024</i>	67
Tabla 22 <i>Balance metalúrgico de cianuración – flotación febrero 2025</i>	68

Tabla 23 <i>Balance metalúrgico de cianuración –flotación abril 2025</i>	69
Tabla 24 <i>Balance económico de flotación febrero 2025</i>	70
Tabla 25 <i>Balance económico de flotación abril 2025</i>	71
Tabla 26 <i>Balance económico de aplicación de oxígeno puro</i>	72
Tabla 27 <i>Balance económico de aplicación de flotación</i>	73

Índice de Figuras

Figura 1 <i>Ubicación del distrito minero Zaruma Portovelo</i>	19
Figura 2 <i>Bocamina del nivel Q ½, BIRA S.A.</i>	19
Figura 3 <i>Mapa geológico del distrito minero Zaruma Portovelo</i>	21
Figura 4 <i>Tasa de disolución de oro – efecto de la concentración de oxígeno y la agitación.</i> 27	
Figura 5 <i>Ejemplo de extracción de oro con cianuro a partir de calcinado, mostrando el efecto de la concentración de oxígeno: 0.25% KCN</i>	28
Figura 6 <i>Concentración de equilibrio de oxígeno disuelto (del aire que contiene 21% de O₂) en agua a diversas temperaturas y altitudes (en mg/L)</i>	29
Figura 7 <i>Vista panorámica de la planta de procesamiento BIRA S.A.</i>	38
Figura 8 <i>Tolvas de gruesos y sistema de transporte del mineral</i>	39
Figura 9 <i>Trituradora Primaria Funcal 15"x 24</i>	40
Figura 10 <i>Circuito de molienda y clasificación</i>	41
Figura 11 <i>Hidrociclones D 6</i>	41
Figura 12 <i>Circuito de agitación en tanques</i>	43
Figura 13 <i>Circuito de cianuración – CIP (carbón en pulpa)</i>	44
Figura 14 <i>Fundición de precipitados electrolíticos</i>	46
Figura 15 <i>Diagrama de flujo de planta de cianuración BIRA S.A.</i>	47
Figura 16 <i>Circuito de flotación bulk</i>	49
Figura 17 <i>Celda rougher en circuito de flotación</i>	49
Figura 18 <i>Circuito de espesamiento y filtrado</i>	50
Figura 19 <i>Área de almacenamiento de concentrado (big bags)</i>	50
Figura 20 <i>Diagrama de flujo de flotación de relaves de cianuración</i>	52

Índice de Anexos

Anexo 1 Diagrama de Flujo Chancado.....	77
Anexo 2 Diagrama de Flujo Molienda	78
Anexo 3 Diagrama de Flujo Cianuración	79
Anexo 4 Diagrama de Flujo CIP (Carbón in Pulp).....	80
Anexo 5 Diagrama de Flujo Flotación de Relave de Cianuración	81
Anexo 6 Diagrama de Flujo Desorción Electrowinning.....	82
Anexo 7 Diagrama de Flujo Detoxificación.....	83
Anexo 8 Pruebas Metalúrgicas	84
Anexo 9 Pruebas de Flotación de Relave de Cianuración.....	85

Dedicatoria

El presente informe está dedicado, a Dios, en el cielo a mis padres Hernán A. y Libia F., a mis tíos Raúl y Paquita por su constante apoyo y abnegación Dios los tenga en su gloria, a mi querida esposa Verónica Rosita y mis queridos hijos Juan Andrés y Adrián Alejandro quienes son mi fuente de inspiración.

Agradecimientos

A la EAP de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM, a los docentes por transmitirme sus conocimientos y experiencias que ahora me sirven para mi desarrollo profesional.

Agradecimiento a Ing. Ángel Azañero por la asesoría.

Un agradecimiento especial a la empresa BIRA Bienes Raíces S.A. para la cual laboro y donde se me brindó todo el apoyo para la conclusión de este informe y por haberme dado la oportunidad de seguir creciendo profesionalmente.

Nomenclatura

- TMSD : Toneladas métricas secas día
- OF : Overflow
- g/l : Gramos por litro
- g/tm : Gramos por tonelada métrica
- TMSH : Toneladas métricas secas hora
- HP : Horse power (caballos de fuerza)
- RPM : Revoluciones por minuto
- % Vel. Crit. : Porcentaje de velocidad crítica
- F₈₀ : Tamaño correspondiente al 80% del pasante acumulado en la alimentación fresca a molienda.
- P₈₀ : Tamaño correspondiente al 80% del pasante acumulado en el producto de molienda.
- Kwh/t : Kilowatts hora por tonelada
- Dp : Densidad de pulpa en g/l
- % Sol. : Porcentaje de sólidos en pulpa
- m³/h : Metros cúbicos por hora
- ml/m : Mililitros por minuto
- Ratio flujo/BV : Relación flujo por volumen de lecho (bed volume)
- l/min : Litros por minuto
- oz troy : Onzas troy
- Amp. N. : Amperaje nominal
- Amp. P. : Amperaje práctico
- Kwh : Kilowatts hora
- \$/tm : dólares por tonelada métrica

- Conc. % : Concentración en porcentaje
- Hrs : horas

Resumen

La planta de procesamiento de mineral aurífero de la empresa BIRA S.A., ubicada en Piñas, El Oro (Ecuador), inició operaciones en 1986 procesando relaves comprados de otras plantas. Con el crecimiento del negocio, se adquirieron terrenos con minas abandonadas, se obtuvieron concesiones mineras y se realizaron exploraciones que evidenciaron leyes favorables de oro y plata. Esto permitió comenzar la explotación directa del mineral. Inicialmente, el proceso metalúrgico incluía chancado, molienda, gravimetría, cianuración, vat leaching, Merrill Crowe, fundición y refinación. Con el tiempo, la disminución en las leyes del mineral motivó la optimización de operaciones, procesos y recursos para mantener la rentabilidad económica.

Actualmente, el diagrama de flujo incorpora chancado, molienda, cianuración en tanques, carbón en pulpa (CIP), desorción, electrowinning, fundición, refinación y flotación de relaves. En el presente Trabajo de Suficiencia Profesional se van a tratar dos temas:

Primero, la aplicación de oxígeno puro en la etapa de cianuración, con la cual se incrementó la recuperación de oro en 0.86% y el tonelaje tratado en 4.76%.

Segundo, la implementación de la flotación de relaves, anteriormente descartados, permitiendo una recuperación adicional de 1.80% a 5.60% de oro, 44.04% a 54.30% de plata; además del cobre, que antes de la implementación de la flotación no se le tomaba en cuenta; ahora, con el oro que se perdía en el relave de cianuración ambos aportan un valor económico significativo para la empresa.

Introducción

La cianuración es un proceso metalúrgico ampliamente utilizado para recuperar oro y plata, basado en la acción disolvente de soluciones alcalinas débiles sobre estos metales.

Según la ecuación propuesta por Elsner (1846):



El oxígeno cumple un rol fundamental en la disolución del oro y la plata. En zonas de gran altitud, como la Cordillera de los Andes, la baja presión atmosférica reduce el oxígeno disuelto en la pulpa mineral, afectando la eficiencia de la cianuración.

Además de mejorar los índices de extracción en la cianuración, se buscó recuperar el oro, plata y cobre por el método de flotación contenido en los relaves de cianuración ante la aparición de mercado para los concentrados bulk de Au, Ag y Cu. Se instaló un circuito de flotación usando celdas Outotec TC-10 y TC-1.5 no utilizadas de un proyecto anterior.

Aunque inicialmente las recuperaciones fueron bajas, se realizaron mejoras que permitieron obtener concentrados de mayor calidad y mejorar las recuperaciones de los metales mencionados, incrementando la eficiencia y rentabilidad del proceso.

Capítulo I. Desarrollo del informe

1.1 Información del Lugar Donde se Desarrolla la Actividad

1.1.1 Institución Donde se Realizó la Actividad

BIENES RAÍCES BIRA S.A. es una empresa minera aurífera ecuatoriana, que inició sus actividades en 1987 procesando arenas (relaves de gravimetría), luego accedió a concesiones mineras y actualmente procesa mineral aurífero procedente de sus minas.

En la planta de procesamiento de minerales auríferos se han realizado muchos cambios con la finalidad de optimizar recursos y mejorar las recuperaciones metalúrgicas, lo que nos lleva a mayor rentabilidad económica. A modo de resumen, el circuito de la planta a través de los años:

- Gravimetría, cianuración en vat leaching, Merrill Crowe, fundición y refinación.
- Cianuración, CCD, Merrill Crowe, fundición y refinación.
- Cianuración, CCD, Merrill Crowe, CIP, desorción-EW, fundición y refinación.
- Cianuración, CIP, desorción-ew, fundición y refinación.
- Cianuración, CIP, desorción-ew, flotación de relaves de cianuración, fundición y refinación.

1.1.2 Periodo de Duración de la Actividad

El periodo de duración de la actividad va desde julio de 1994 hasta la fecha, siendo mis funciones:

- Supervisor de operaciones de planta de cianuración y flotación.
- Encargado del área de fundición y refinación
- Encargado del área de investigaciones metalúrgicas
- Encargado del proyecto de planta de flotación de 1000 tmsd.

1.1.3 Finalidad y Objetivos de la Empresa

BIRA S.A. tiene objetivos claros y se rige según los siguientes lineamientos:

Misión. Desarrollar labores mineras de manera eficiente y responsable con el medio ambiente, trabajadores y pobladores, generando utilidades para los empleados, accionistas y el estado ecuatoriano.

Visión. Constituirnos en líderes en minería responsable para el Ecuador y el mundo para que, mediante su desarrollo sustentable, la minería del oro se convierta en uno de los mayores rubros de exportación del Ecuador.

Objetivo Estratégico. Constante mejora y optimización en las operaciones y procesos metalúrgicos mediante la experiencia profesional.

1.1.4 Datos de la Empresa

- **Razón Social:** BIENES RAÍCES BIRA S.A.
- **Dirección Postal:** 070401

1.1.5 Descripción de una Actividad Específica

Finalidad y objetivos de la actividad

Finalidad. La finalidad del trabajo de suficiencia profesional es la de optimizar recursos en las operaciones y procesos metalúrgicos, además de mejorar las recuperaciones de oro, plata y cobre.

Objetivo General. Mejorar los índices metalúrgicos de recuperación conllevando una mayor rentabilidad económica.

1.1.5.3 Objetivo Específico.

- Aplicación de oxígeno puro en la cianuración.
- Flotación de los relaves de cianuración y optimización del proceso.

1.2 Aplicación de Oxígeno Puro en la Cianuración de Oro

1.2.1 Problemática

- Mejorar la tasa de extracción del oro del mineral de alta ley (22.83 a 33.11 g Au/tm en promedio) utilizando la inyección de oxígeno puro, que teóricamente aumenta el % de disolución; estaba en un valor promedio de 97.04%.

1.2.2 Solución

- El presente trabajo se realiza a partir de analizar los datos estadísticos de los índices metalúrgicos de recuperaciones, la aplicación de oxígeno puro es monitoreada directamente en la planta.
- Aplicación de oxígeno puro mediante lancetas en la pulpa de los agitadores mecánicos, aumentando la concentración de oxígeno disuelto a valores mayores que la agitación convencional.

1.2.3 Resultados

- Incremento de la recuperación de oro de 97.40 % a 97.89 % que representa una utilidad neta anual de \$ 98 759.64 a una cotización de esa época de \$ 350/oz t.

1.3 Aplicación de Flotación de Relaves de Cianuración

1.3.1 Problemática

- Se tiene la oportunidad de recuperar valores económicos de cobre mediante la flotación de los relaves de cianuración. Ante la baja de la ley a valores como 2 a 3 g Au/tm y también del volumen del mineral producido por mina y ante la aparición de mercado de concentrado bulk de cobre y oro.

1.3.2 Solución

- Previo a la implementación de flotación de los relaves de cianuración se hicieron pruebas para corroborar los reactivos de flotación a usar.
- Aplicación del proceso de flotación de los relaves de cianuración, se propone

instalar una planta de flotación bulk con parte de los equipos y maquinarias de un proyecto de planta de flotación de 1000 tmd que quedó inconcluso.

- La inversión de la planta de flotación bulk es mínima, se utiliza personal de planta (mecánicos, obras civiles, eléctricos, operadores de planta) tanto para la instalación y operación de la flotación, se considera como gastos de producción: consumo de energía eléctrica, reactivos de flotación y los costos que generan los análisis de laboratorio químico.

1.3.3 Resultados

- A partir de la flotación de relaves de cianuración se obtiene concentrados bulk con valores económicos que aportan el cobre, oro y plata, que se convierten en valor para la compañía.

La recuperación de oro adicional por flotación en el periodo evaluado estuvo en el rango de 1.80 % a 5.60 %, de plata en el rango de 44.04 % a 54.30 % y de cobre en el rango de 54.80 % a 82.76% lo que genera una utilidad neta durante el periodo evaluado está entre \$ 41.90/tm a \$ 93.24/tm. dichos valores dependen de la cotización al alza de los metales.

1.4 Yacimiento Minero

1.4.1 Ubicación y Accesibilidad de la Cia Minera Bira S.A.

La planta de procesamiento se ubica en la región sur del Ecuador, en la provincia de El Oro, cantón Piñas, provincia de El Oro en el km 2 ½ de la vía a Buza a orillas del río Calera, entre las quebradas Trigal y Calera.

A pocos kilómetros se encuentran las ciudades de Zaruma, Piñas y Portovelo, las ciudades más importantes como Machala se encuentra a 65 km y Huaquillas a 80 km, ciudad fronteriza con Aguas Verdes (Perú).

Figura 1

Ubicación del distrito minero Zaruma Portovelo



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

El yacimiento minero se encuentra en la localidad de Zaruma, a 12 km por carretera de la planta de procesamiento.

La bocamina del nivel principal denominado Q $\frac{1}{2}$ se encuentra a una altura promedio de 1177 m sobre el nivel del mar (Fig. 2).

Figura 2

Bocamina del nivel Q $\frac{1}{2}$, BIRA S.A.



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.4.2 Reseña Histórica

La zona mineralizada ha sido explotada desde la época precolombina y colonial, con actividad minería intensa entre 1549 y 1871, estando en actividad aproximadamente 30 minas a pequeña escala.

En 1871 se estableció una compañía minera de capital chileno sin producción significativa, y en 1878 Zaruma Gold Mining inicia la exploración subterránea. El auge llegó con la South American Development Company (SADCO), fundada en 1904, que exploró, explotó y procesó hasta 1950 y recuperó alrededor de 3,6 millones de onzas de oro mediante cianuración y una planta de flotación/cianuración instalada en 1936.

Sin embargo, después de una inundación en 1944, la mina se volvió inviable. El gobierno ecuatoriano tomó el control y creó la Compañía Industrial Minera Asociada S.A. (CIMA), que operó hasta 1965, produciendo 1,5 millones de toneladas de mineral antes de quebrar en 1978.

Entre 1955 y 1965 hubo menos trabajo, y el proyecto Portovelo continuó de 1979 a 1994, enfrentando problemas como inundaciones.

La producción en las vetas San León y Agua Dulce cayó a 12 toneladas por día. La administración del proyecto DGGM – INEMIN se complicó por la invasión de la concesión por parte de mineros informales.

A pesar de la regulación por parte de las cooperativas, la minería en pequeña escala aumentó hasta 1988 debido al aumento de los precios del oro.

A pesar de la regulación por parte de las cooperativas, la minería en pequeña escala aumentó hasta 1988 debido al aumento de los precios del oro.

En 1982, de acuerdo a fuentes oficiales las reservas se estimaron en 120,000 toneladas de mineral probables y probado.

En la década de las 90 empresas con operaciones mineras modernas de pequeña escala

de la Compañía BIRA, BIENES RAICES S.A. y de la compañía MINERALES DEL ECUADOR S.A., MINECSA en Zaruma y MINANCA en Portovelo, han rehabilitado algunos de los viejos trabajos de SADCO.

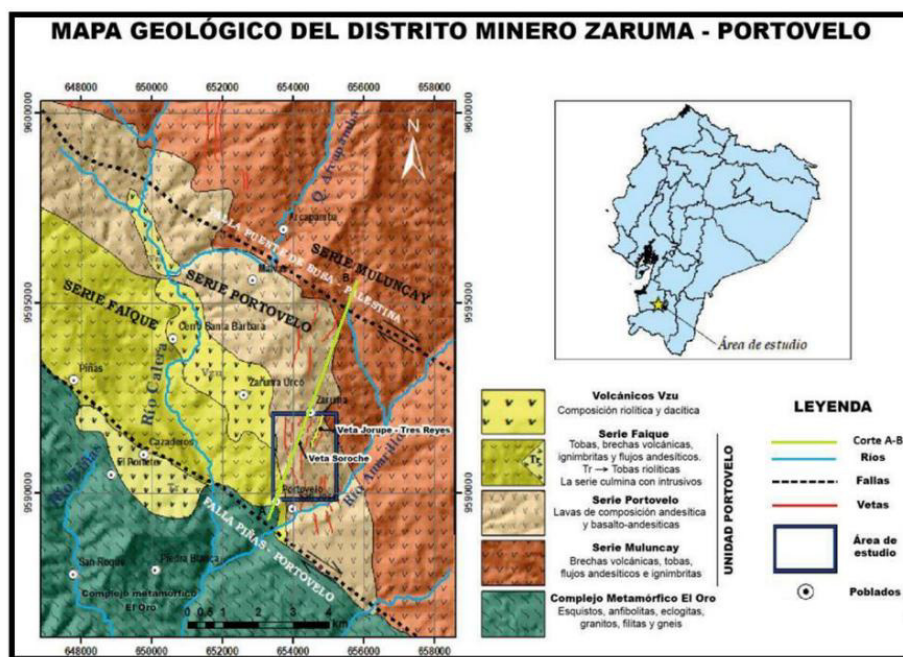
La empresa BIRA, BIENES RAÍCES S.A., trabaja las vetas Andrea, Vizcaya y Elizabeth. La veta Vizcaya ha sido desarrollada ahora por más de 1500 m hacia el norte y en octubre de 1994 la extensión sur, llamada Octubrina, fue descubierta.

1.4.3 Caracterización Geográfica del Distrito Minero

Depósito de vetas auríferas de tipo epitermal de baja a mediana sulfuración emplazadas en rocas volcánicas andesíticas terciarias; se ubica dentro de una franja aurífera muy importante en la provincia de El Oro conocida como Zaruma-Portovelo.

Figura 3

Mapa geológico del distrito minero Zaruma Portovelo



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A..

1.4.4 Geomorfología y Clima

La forma del cantón Zaruma se distingue por sus empinadas pendientes, crestas suavemente redondeadas y una gran cantidad de colinas que son el resultado del patrón

dendrítico de los drenajes secundarios. Las altitudes varían entre 1150 y 2800 msnm, en las distantes parroquias andinas de Guanazán y Abañín.

Los ríos Ambocas, Salatí y Luis constituyen el sistema de drenaje más importante de la zona; este último se une con los otros dos y desemboca en el río Pindo. Dentro del área también se localizan el río Calera y el río Amarillo, que se unen a pocos kilómetros antes de su confluencia con el río Pindo, que forman el río Puyango aguas abajo. Existen numerosas quebradas relativamente caudalosas.

El clima es subtropical a templado, con dos estaciones claramente marcadas: una seca que ocurre de mayo a noviembre y otra húmeda que trae lluvias fuertes, principalmente en las regiones desde diciembre hasta abril.

Según la estación meteorológica de Zaruma, situada a 1195 msnm, el piso térmico es templado y la temperatura oscila anualmente entre los 16 y los 24° C; además, tiene una humedad relativa del 83%, una evaporación de 500 mm y una precipitación anual de 1159 mm. Su pluviosidad es de 1368 mm, concentrándose en los meses nublados de diciembre a abril, sin cambios significativos.

En las zonas altas de laderas empinadas todavía quedan algunos vestigios de selva primaria; la vegetación es típica del clima tropical y se pueden ver árboles como balsa, higueras, chontilla, saca, guarumo, mango, pomarrosa. Es importante señalar que la mayor parte de la zona está cubierta de pastizales, además de cultivos como el maíz, caña de azúcar, plátano, café, el limón, la naranja y la yuca; así como una gran cantidad de arbustos, hierbas y matorrales.

1.4.5 Caracterización Geológica del Yacimiento

La mineralización de la mina de la empresa BIRA se presenta en:

Vetas. Las vetas más importantes son Teresa, Andrea, Santa Ana (Octubrina III), Vizcaya y Elizabeth.

La veta Vizcaya ha sido ampliada en dirección norte por más de 1500 m, y en octubre de 1994 se descubrió la parte sur, conocida como Octubrina, que se extendió 500 m hacia el sur. De estas vetas, las que tienen producción actualmente son Santa Ana y Octubrina. Se pueden observar dos clases de asociaciones mineralógicas económicas en estas estructuras mineralizadas:

Pirita-clorita-hematita; y Cuarzo-feldespatos-esfalerita.

La estructura mineralizada más estudiada y desarrollada es la veta denominada Octubrina. En los niveles principales de esta estructura mineralizada, se observan pirita, calcopirita, galena y esfalerita, así como minerales secundarios (covelina-bornita).

En los actuales niveles productivos N y M de esta misma estructura mineralizada o veta, la mineralización está representada por pirita, calcopirita y un 30% de óxidos de hierro.

La ganga está constituida fundamentalmente por cuarzo, clorita oscura y feldespatos.

1.4.6 Mineralización

La mina BIRA es productora de oro y cantidades menores de plomo, zinc, plata y cobre, siendo su mineralización simple.

Los minerales de mena más importantes son galena, calcopirita, esfalerita y pirita, además de minerales secundarios como bornita y covelina. Cuarzo, andalucita y limonita son minerales de ganga.

El oro metálico aparentemente se encuentra asociado a todas las especies mencionadas.

1.4.7 Método de Explotación del Mineral

Se utiliza el método de corte y relleno, que se explica a continuación. Se puede emplear en vetas estrechas o en zonas donde las cajas están muy fracturadas o alteradas. Su selectividad es alta, su productividad es baja y su costo es elevado. Se utiliza con relleno

extraído de los propios tajos, situados por debajo del nivel Q ½ (1177 msnm). Para obtener resultados satisfactorios, es esencial contar con el relleno y tener un control riguroso de la limpieza del mineral tras la voladura, a fin de prevenir una pérdida de mineral o una dilución con material que provenga del piso.

Generalmente, se aplica el método de step room and pillar (cámaras y pilares) al principio de la explotación minera para, en lo posterior, proceder al método de corte y relleno.

1.4.8 Composición Química

El mineral procesado en la planta concentradora es completamente extraído de la mina. Se trata de un mineral polimetálico que incluye cobre, plomo, zinc y plata, que están repartidos entre piritita y cuarzo como ganga principal. La siguiente lista muestra sus leyes promedio:

Tabla 1

Leyes de Mineral de Cabeza

Elemento	Unidad	Ley
Oro	g/tm	5.57
Plata	g/tm	27.37
Cobre	%	0.50
Plomo	%	0.60
Zinc	%	0.84
Hierro	%	8.60
S total	%	6.70
S sulfuro	%	5.60
C total	%	0.17
Al	%	1.22
Ca	%	0.46
K	%	0.14
Mg	%	0.78
Mn	%	0.11
Elemento	Unidad	Ley

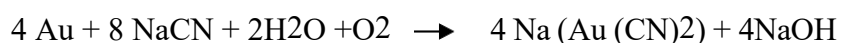
As	ppm	115
Ba	ppm	64
Cobre	ppm	17
Cr	ppm	67
Mo	ppm	43
Ni	ppm	4
P	ppm	220
Sb	ppm	28
Sr	ppm	6
V	ppm	25
W	ppm	11
Y	ppm	3

Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

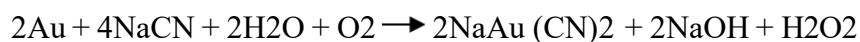
1.5 Química de la Cianuración en Bira S.A.

J.S. Mac Arthur, R.V. Forrest y W. Forrest elaboraron el procedimiento de cianuración con el objetivo de extraer oro y plata de sus menas en 1887.

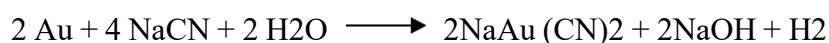
La reacción química de disolución del oro mediante cianuros alcalinos fue planteada por primera vez por Elsner (1846):



Bohlander sugirió la reacción siguiente, considerando lo significativo que es el oxígeno para disolver el oro:



Otra de las reacciones sugeridas es la de Janin:



Esta reacción no se puede llevar a cabo desde el punto de vista termodinámico; la cianuración no genera H₂, lo que, valida la ecuación propuesta por Elsner, en el cual el O₂ tiene un rol crucial.

Los factores que influyen en la velocidad de disolución son los siguientes:

1.5.1 Tamaño de la Partícula

La rapidez de disolución es directamente proporcional al área superficial del oro que está expuesta. La superficie expuesta tiene relación con la forma en que se distribuye el tamaño de la partícula y las propiedades de liberación del material alimentario, y está influenciada por cuán eficaces son los procedimientos de conminución antes de la lixiviación. La tasa suele crecer cuando el tamaño de la partícula es menor, porque se libera más oro y/o aumenta la superficie de las partículas de oro (por el aplastamiento o la fractura física durante la molienda). No obstante, esto no ocurre siempre. Si se disminuye el tamaño de las partículas, la velocidad de disolución de los minerales que contienen cianicidas puede disminuir debido al incremento de reacciones secundarias competitivas que requieren reactivos. En tales situaciones, el tamaño ideal de la partícula es un balance entre el consumo de cianuro y la extracción de oro.

En planta de Bira S.A., cuando se presentaba oro libre grueso en la mena, se recuperaba mediante concentración gravimétrica; posteriormente disminuyó considerablemente la presencia de oro libre grueso y actualmente se cianura directamente desde la molienda con una disolución de oro en promedio de 65% en el circuito de molienda, a una granulometría promedio de 65% -200M.

1.5.2 Oxígeno

Con un mayor contenido de oxígeno disuelto, la velocidad de disolución del oro aumenta, hasta un máximo de 32 mg/l (solución sobresaturada, Cathro y Walter, en Marsden y House, 1993). De todas formas, iguales radios de recuperación de oro se pueden alcanzar con contenidos muy inferiores de oxígeno disuelto si se emplean tiempos más largos en la lixiviación. Esta consideración es importante en la práctica, pues el costo de incrementar la concentración de oxígeno disuelto en el agua no es generalmente nada despreciable, al obligar a trabajar bajo cierta presión o apelar a la inyección de oxígeno puro en los tanques. Barsky

encontró que la velocidad mínima de disolución de oro es $3.25 \text{ mg/cm}^2/\text{hora}$.

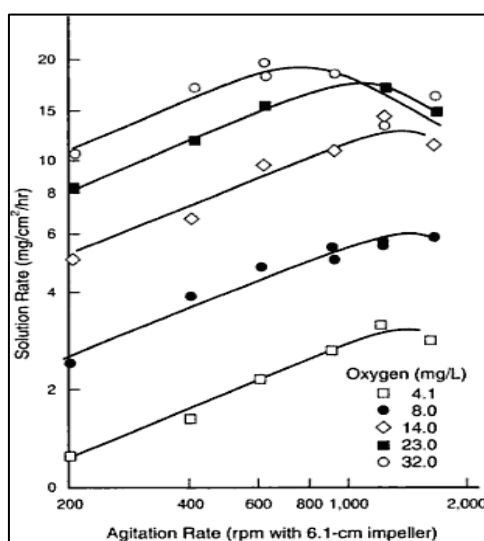
La concentración de cianuro es más sencilla de regular que la del oxígeno, por su limitada solubilidad en agua bajo condiciones atmosféricas; a 25°C y al nivel del mar, se pueden disolver $8.2 \text{ mg O}_2/\text{litro}$ (0.082 g/litro). Por este motivo, se afirma que los fenómenos de transporte regulan la cianuración. Es sencillo añadir cianuro, pero resulta difícil manejar el oxígeno en solución. Con datos experimentales y prácticos, se ha establecido que la relación $[\text{CN}^-]/[\text{O}_2]$ debe aproximarse a 6 para lograr la máxima velocidad de disolución del oro.

La concentración de oxígeno más alta en la solución podrá ser de 8 mg/l ; por lo tanto, la máxima proporción de disolución del oro en condiciones ideales de aireación y agitación puede ocurrir en soluciones que tengan una cantidad de CNNa del 0.0098% (0.098 g/l).

El efecto de la concentración de oxígeno disuelto sobre la velocidad de disolución del oro se ilustra en la figura 3. En este caso, el aumento de la concentración de oxígeno disuelto incrementó la tasa de disolución, hasta un máximo de 32 mg/l aplicado en las pruebas, en presencia de exceso de cianuro libre.

Figura 4

Tasa de disolución de oro – efecto de la concentración de oxígeno y la agitación



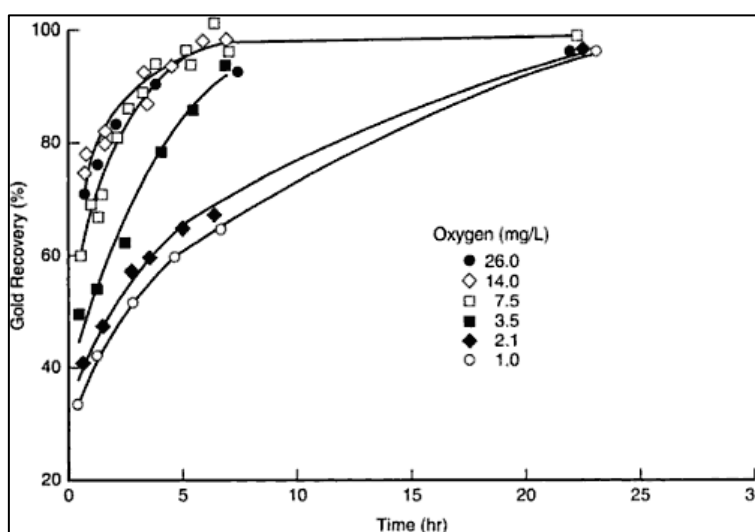
Nota. Obtenido de Marsden y House The Chemistry of Gold Extraction (2006, p. 246).

Este efecto se ilustra en la ilustración 4 para la lixiviación de un mineral aurífero.

Aunque esta muestra que los efectos beneficiosos de la extracción del oro se obtienen si los tiempos de lixiviación se extienden a concentraciones de oxígeno inferiores. Es importante tener en cuenta esto, y se debe comparar el costo del incremento de la concentración de oxígeno disuelto con el costo de proporcionar más tiempo para la cianuración.

Figura 5

Ejemplo de extracción de oro con cianuro a partir de calcinado, mostrando el efecto de la concentración de oxígeno: 0.25% KCN



Nota. Obtenido de Marsden y House The Chemistry of Gold Extraction (2006, p. 247).

Es importante tener en cuenta esto, y se debe comparar el costo del incremento de la concentración de oxígeno disuelto con el costo de proporcionar más tiempo para la cianuración.

La temperatura, la altitud y el contenido de oxígeno en la fase gaseosa que tiene contacto con pulpa o una solución de cianuración son los factores principales que determinan la concentración de oxígeno disuelto. La ilustración 5 aporta las concentraciones de oxígeno disuelto en agua a varias temperaturas y a tres altitudes distintas (914 m, 1,828 m y el nivel del mar). Esto muestra que los niveles de oxígeno que se pueden lograr en la mayoría de las operaciones de lixiviación de oro oscilan entre aproximadamente 5 mg/l en las elevaciones más altas (1,828 m) y más de 10 mg/l a nivel del mar en una región fría (por ejemplo, 15 °C).

Figura 6

Concentración de equilibrio de oxígeno disuelto (del aire que contiene 21% de O₂) en agua a diversas temperaturas y altitudes (en mg/L)

Temperature (°C)	Sea Level (760 mm Hg)	914 m Altitude (680 mm Hg)	1,828 m Altitude (610 mm Hg)
0	14.6	13.1	11.7
5	12.8	11.4	10.3
10	11.3	10.1	9.1
15	10.1	9.0	8.1
20	9.1	8.2	7.3
25	8.3	7.3	6.6
30	7.5	6.7	6.1
35	7.0	6.2	5.6
40	6.5	5.7	5.2
45	6.0	5.3	4.8
50	5.6	4.9	4.5
60	4.8	4.2	3.8
70	3.9	3.4	3.0
80	2.9	2.4	2.0
90	1.7	1.1	0.7
100	0	0	0

Nota. Obtenido de Marsden y House The Chemistry of Gold Extraction (2006, p. 244).

Se ha propuesto que, por ejemplo, las concentraciones de oxígeno disuelto superiores a 20 mg/l pueden ocasionar la pasivación de la superficie del oro a causa de la creación de una capa de óxido o transformar al cianuro en cianato (CNO), el cual no es capaz de disolver el oro. En situaciones específicas, se ha comprobado que la pasivación es posible en sistemas con una agitación baja y concentraciones de oxígeno disuelto de tan solo 7 mg/l. No obstante, en la práctica esto se considera muy poco probable porque se necesitaría una solución de alto potencial, y existe poca evidencia al respecto tanto en la mayoría de los estudios como en la experiencia práctica en este campo.

Con el objetivo de incrementar la cinética de disolución del oro en una solución de cianuro alcalino, se han sugerido varios oxidantes alternativos. Estos incluyen sólidos oxidantes como los peróxidos de manganeso, calcio, potasio, sodio y bario (cada uno posee un contenido y una solubilidad oxigenados distintas), así como el ferrocianuro potásico, el bicromato de potasio, el permanganato de potasio y el clorato de potasio. Generalmente, el elevado precio de estos reactivos impide su empleo; ninguno de ellos ha tenido un uso

comercial significativo.

En la práctica, se cuentan con 2 métodos para aumentar la concentración de oxígeno disuelto por encima de la condición de saturación de equilibrio:

- Operación bajo presión, utilizando aire como oxidante.
- Uso de oxígeno puro, aire enriquecido con oxígeno, peróxido de hidrógeno u otra fuente de oxígeno para complementar o reemplazar el aire en la fase gaseosa.

Ambos métodos son caros y, por lo general solo pueden estar justificados para el tratamiento de minerales que contienen cantidades significativas de especies consumidoras de oxígeno. **Es en el segundo punto donde se va a desarrollar el presente informe, adicionando oxígeno puro a la pulpa de los agitadores.**

1.5.3 Concentración de la Solución de Cianuro

La solubilidad del oro se eleva cuando se pasa de soluciones diluidas a concentradas en una solución de cianuro. Con menos del 0.005% de NaCN, la solubilidad es muy baja; si contiene el 0.01% de NaCN, aumenta rápidamente y luego lo hace lentamente hasta que alcanza su punto máximo con el 0.25% de NaCN. La proporción más efectiva es entre 0.05% y 0.07% de NaCN. La concentración usual de CN para el tratamiento de menas de oro es de 0.05% NaCN y para menas de plata de 0.30%

Para nuestro caso, anteriormente teníamos una fuerza de 0.20% de NaCN; luego se fue optimizando hasta llegar a 0.07% en molienda y a 0.03% - 0.04% en los agitadores. La concentración de cianuro en los relaves finales es de 0.010% - 0.015%.

1.5.4 Temperatura

La velocidad de disolución de los metales en una solución de NaCN aumenta con el incremento de la temperatura, hasta 85°C; por encima de esta temperatura, la disminución de la solubilidad del oxígeno supera los beneficios del aumento de la actividad iónica y la

velocidad de difusión. El alto costo asociado con dicho aumento de temperatura rara vez se justifica para el tratamiento de minerales de baja ley, y generalmente se aplican temperaturas ambientales. En nuestra planta, la temperatura es dependiente del clima y de la propia reacción de cianuración.

1.5.5 PH

La lixiviación con cianuro a pH bajo se ha investigado como un medio para reducir el consumo de cal y la formación de incrustaciones. Sin embargo, a medida que disminuye el pH, aumenta la proporción de cianuro presente en solución como cianuro de hidrógeno, por lo que se debe utilizar un sistema de lixiviación cerrado para evitar la pérdida excesiva de cianuro por volatilización de HCN.

Las funciones de la cal en la cianuración son las siguientes:

- Evitar pérdidas de cianuro por hidrólisis.
- Prevenir pérdidas de cianuro por acción del CO₂ del aire.
- Neutralizar los componentes ácidos.
- Facilitar el asentamiento de las partículas finas de modo que pueda separarse la solución rica clara de la mena cianurada.
- Para nuestra planta de tratamiento mantenemos este factor entre 10.2 – 10.5.

1.6 Flotación de los Relaves de Cianuración en Bira S.A.

En el procesamiento de minerales, la flotación se define como una técnica utilizada para la concentración y/o purificación de minerales valiosos, regida por las propiedades interfaciales del sistema sólido-líquido-gas y los cambios en estas propiedades debido a la adición de diversos reactivos al sistema. La flotación no es un proceso químico, fisicoquímico ni físico; es una combinación de fenómenos químicos, fisicoquímicos y físicos que rigen el sistema de flotación trifásico. A pesar del notable progreso de la ciencia minera en los últimos 90 años en la comprensión del proceso de flotación, el fenómeno de flotación sigue siendo

impredecible.

Cabe señalar que la flotación no busca alterar la naturaleza química de la fase sólida (partículas minerales), sino modificar sus superficies.

La importancia del proceso de flotación en la metalurgia extractiva actual, es del orden que no sería exagerado decir que sin ella no se habría podido llegar al presente nivel de producción y satisfacer la demanda y necesidades.

La flotación ha permitido beneficiar minerales que anteriormente se consideraban desecho y bajar la ley mínima de los minerales a tratar.

La flotación es un método de separación de materiales provenientes de diferentes orígenes que se realiza a partir de sus pulpas acuosas, utilizando burbujas de gas y tomando como base sus características hidrofóbicas e hidrofílicas.

Es un procedimiento que se puede aplicar a los metales nativos, minerales metálicos, no metálicos, sulfuros, silicatos, carbonatos y fosfatos.

Consiste en separar un mineral valioso del material estéril que lo acompaña, por ejemplo, en el caso de la empresa Bira S.A., un sulfuro de cobre (chalcopirita) de los alumino-silicatos que contienen, referidos como ganga.

La flotación de relaves de plantas de cianuración puede ser necesaria cuando ocurre lo siguiente:

- La porción de sulfuro flotable de los relaves contiene cantidades valiosas de oro.
- Los sulfuros flotables tienen valor económico por razones distintas al contenido de oro.

En este trabajo se utiliza la flotación colectiva, ya que se produce la separación en dos grupos, de los cuales el concentrado contiene por lo menos dos o más componentes (oro, plata y cobre).

1.6.1 Reactivos de Flotación Utilizados

En el método de flotación, los reactivos son lo más importante en términos de componentes y variables; hoy en día, es posible sostener que la flotación industrial contemporánea no podría llevarse a cabo sin reactivos. Un componente tan crucial del procedimiento tiene un impacto muy sensible, ya que no solo importa el tipo de reactivo, sino también su combinación, dosis, forma y orden de adición.

Es de esperar que se haya invertido la mayor parte del tiempo y el esfuerzo investigativo en estudiar la fórmula de flotación adecuada, ya que se ha demostrado que los efectos de otras variables, como el grado de molienda, la aireación o la densidad de pulpa, nunca son más significativos que los positivos o negativos de una fórmula de flotación apropiada.

Colectores

La función principal es la de proporcionar propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales.

Los colectores utilizados en la planta de BIRA S.A. son:

Xantato Isopropílico de sodio Z-11. Es el más usado en la flotación de minerales sulfurados, debido a su bajo costo, se utiliza en gran escala en la flotación de minerales de cobre, plomo y zinc.

Su aplicación es casi en todos los sulfuros minerales, como los complejos de Pb-Zn, Cu-Fe, Cu-Zn, donde están presentes la calcopirita, enargita, esfalerita, marmatita, pirita, arsenopirita y pirrotita, también es usado como colector de cobre, plata y oro nativo.

Esto permite que el uso de xantatos junto con agentes espumantes no colectores permita un control flexible y segregado de las acciones colectora y espumante, lo cual es muy beneficioso para sostener las condiciones apropiadas de flotación a través de los cambios minerales. Este xantato se utiliza en la flotación de minerales complejos de cobre-hierro y

plomo-zinc, los cuales contienen como minerales sulfurados primordiales a calcopirita, galena, escalerita, pirita, marmatita, enargita y pirrotita. Otra de sus aplicaciones es concentrar la plata, el cobre nativo, el oro y los sulfuros de hierro que tienen níquel o cobalto, además de recuperar las piritas de hierro. El xantato de sodio Z-11 isopropílico es más fuerte que el etílico Z-4, pero menos que el xantato isobutílico Z-14 y el amílico Z-6.

Xantato Amílico de potasio Z-6. Es un colector más potente y no selectivo para minerales sulfurados, apropiado para sulfuros parcialmente oxidados, y es el más conveniente para la recuperación de minerales oxidados de cobre y plomo después de la sulfurización, en algunos casos es usado como colector secundario en la flotación agotativa o scavenger que sigue a la flotación bulk.

Ditiofosfato 1208. Es un promotor más potente que el sodium aerofloat, colector selectivo para minerales de cobre plata y oro, excelente colector para metales nativos de Cu, Ag y Au, se emplea ampliamente combinado con el xantato Z-12 para minerales de oro libre o asociado a la pirita y otros sulfuros, según Leaver, Wolf y Heades muy selectivo para minerales de oro fino liberado de sulfuros y de ganga, combinado con el aerofloat 15, que actúa como colector suplementario y como principal y único espumante. También es un colector eficaz para la chalcosita, bornita y covelita.

Ditiofosfato 1404. Ampliamente usado para la flotación de minerales secundarios de cobre y minerales de zinc y plomo con una oxidación parcial o total, y metales preciosos en circuitos alcalinos. Excelente colector para la pirita y pirita aurífera en circuitos ácidos y neutros. Reporta mejores resultados entre pH 4 a 6 por eso se considera un excelente promotor de pirita aurífera. Se puede usar con los aerofloats 242 y 31. Tiene bajas propiedades espumantes.

Aerophine 3418A. El promotor aerophine 3418A es un colector de sulfuros en base a fósforo, se desarrolló originalmente para la flotación de cobre y minerales activados de zinc.

Es excelente colector en el beneficio de sulfuros polimetálicos complejos, en estos minerales produce separaciones muy selectivas, altamente efectivo frente a minerales de sulfuros de hierro y esfalerita.

En muchos minerales la dosificación requerida puede ser considerablemente menor, que la que necesitan los colectores usados tradicionalmente como los xantatos. Baja espumación, incluso en minerales que contienen arcilla, cinética rápida y buena recolección de partículas gruesas.

Excelente colector para metales preciosos, metales del grupo del platino, galena y sulfuros de cobre, desde minerales complejos polimetálicos sulfurados.

Espumantes.

Son compuestos tenso activos heteropolares que reducen la tensión superficial del agua y tienen la capacidad de adsorberse en la interfaz entre la burbuja de aire y el agua. La eficacia de algunos espumantes depende en gran medida del pH de la pulpa. Su rendimiento es óptimo cuando el espumante está en forma molecular.

Permiten la formación de una espuma estable, con tamaños de burbujas apropiados para llevar los minerales valiosos al concentrado. En forma más general, se puede decir que, mientras los colectores tienen afinidad con la interfase líquido-sólido, los espumantes la tienen por las interfases líquido-gas. Un buen espumante no debe tener más que la función de espumación y debe realizarla con la misma eficiencia en las distintas condiciones que pueden existir en un circuito de flotación.

El espumante utilizado es:

ER-350. Es un líquido incoloro, fluido, insoluble en agua, soluble en acetona, a base de butil glicol, glicoles, alcoholes.

El espumante ER-350, por su excelente rendimiento en la flotación diferencial de menas polimetálicas, es usado en separaciones de plomo-cobre y cobre-zinc, siendo

característica su buena selectividad a la pirita.

Modificadores.

Los activadores, depresores y reguladores de pH se denominan a menudo en la literatura modificadores del proceso de flotación. El objetivo principal de estos reactivos es modificar la acción del colector sobre las superficies minerales y, en consecuencia, regular la selectividad del proceso de flotación.

Permiten crear condiciones favorables en las superficies de los minerales, sirven para la regulación de las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentan su selectividad.

Depresores.

La función específica de los depresores es la disminución de flotabilidad de un mineral, haciendo su superficie más hidrofílica o impidiendo la adsorción de los colectores que puede hidrofobizarla (inhibe la colección). Impide la flotación de algunos sulfuros, mientras se hace flotar otros. Incrementa la hidratación de la superficie mineral y despegas del mineral los iones del colector.

Sulfato de Zinc. El sulfato de zinc heptahidratado son cristales incoloros; es uno de los reactivos reguladores principales de acción depresora, utilizado para la flotación selectiva de minerales de cobre y plomo de la esfalerita. No obstante, en la práctica se conocen casos en que el sulfato de zinc sirve como depresor independiente de la esfalerita, asegurando una eficaz depresión del mineral, y también es un depresor de pirita.

Experimentalmente, se ha establecido que, al elevar el pH, la acción depresora aumenta sobre la esfalerita y reduce el consumo.

Silicato de Sodio. Este reactivo se usa para dispersar lamas silicosas y de óxidos de hierro, y a su vez actúa como un depresor de ganga silicosa en la flotación de sulfuros y de no metálicos. El silicato de sodio se encuentra en el mercado usualmente en forma de un líquido

viscoso.

Quebracho. Los extractos de quebracho son mezclas complejas de polifenoles naturales extraídos mediante agua caliente del corazón del árbol de quebracho. El extracto está clasificado como no tóxico y es biodegradable. Se investigaron las condiciones de trabajo que puedan ser propicias para la depresión de los minerales de ganga, sin afectar a la recuperación de los minerales valiosos. En este caso se prestó atención a variables tales como el pH, el tipo de colector usado, tiempo de contacto, cinética de la transferencia a la espuma de los distintos componentes. Se comprobó que los extractos de quebracho actúan como depresores selectivos de la pirita y que la acción del tanino puede relacionarse con el estado de oxidación superficial del sulfuro.

El quebracho es un reactivo muy útil en muchas aplicaciones de flotación, actuando como depresor y dispersante.

En sistemas de sulfuro, el quebracho es un reactivo clave en la flotación diferencial de circuitos de cobre, plomo y zinc.

El orden de depresión por quebracho para los sulfuros se muestra a continuación:
pirita > pirrotita > esfalerita > sulfuros de cobre

1.7 Descripción de las Operaciones y Procesos en la Planta de Cianuración y Flotación en Bira S.A.

Figura 7

Vista panorámica de la planta de procesamiento BIRA S.A.



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

La planta de procesamiento de mineral aurífero de BIRA S.A. tiene una capacidad nominal instalada de 180 tmsd, de donde se obtienen barras bullón, barras de plata y concentrado bulk cobre-oro-plata.

Operaciones unitarias de procesamiento

Las operaciones unitarias actualmente llevadas a cabo en la planta constan de las siguientes secciones:

1.7.1 Acumulación de Mineral

El mineral se recibe en las 3 tolvas de gruesos de concreto de 90 toneladas de capacidad cada una; el mineral es clasificado sobre dicha parrilla a -8" de tamaño para que ingrese a la tolva y el mineral de mayor tamaño a 8" es fragmentado manualmente. El mineral es extraído de las tolvas mediante la banda alimentadora N.º1, 1A y 1B de 24" de ancho, para

que entregue a la banda transportadora N.º 2, 2A y 2B de igual ancho que las anteriores.

Figura 8

Tolvas de gruesos y sistema de transporte del mineral



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.7.2 Trituración

La planta de trituración funciona en circuito cerrado, el mineral acumulado en las 3 tolvas de gruesos es extraído con la banda # 1 , 1A o 1B , que entregan a las bandas 2, 2A y 2B, la banda 2 alimenta a una zaranda vibratoria 32" x 48" de piso simple de 2 " de abertura, el mineral mayor al tamaño de la 2 " se tritura usando una chancadora de quijadas 15" x 24" marca FUNCAL, con un ratio de reducción 4/1, el mineral triturado se junta con los finos de la zaranda mencionada , ambos productos son alimentados mediante bandas # 3 y # 4 a la zaranda de alta frecuencia marca PEP de 1.80 m x 1.80 m que tiene malla 3/8", el mineral menor a 3/8" pasa directamente a la tolva de finos de 192 tms, el mineral de +3/8" es retornado a la trituradora cónica H2800MF SANDVICK 22", el producto triturado cierra circuito con el mineral triturado en la primaria.

Figura 9*Trituradora Primaria Funcal 15"x 24"*

Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.7.3 Molienda y Clasificación

Esta sección cuenta con molienda primaria y secundaria:

Molienda Primaria:

- Molienda primaria Molino 5' x 8' Marcy
- Molienda secundaria Molino 5' x 5' Marcy

El mineral chancado es alimentado mediante una banda transportadora al molino de bolas Marcy 5' x 8', que trabaja en circuito cerrado con un hidrociclón Krebbs D6 # 1; el overflow OF va a unirse con la de descarga del molino 5' x 5' (circuito inverso); el overflow del hidrociclón Krebbs D6 # 2 del molino 5' x 5' va al circuito de cianuración por agitación. En el ingreso y descarga de los 2 molinos se agrega solución de cianuro manteniendo una concentración de 0.05 % - 0.07 %.

Figura 10

Circuito de molienda y clasificación



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

Figura 11

Hidrociclones D 6



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.7.4 Cianuración

Este proceso consta de dos circuitos de cianuración, denominados:

- Cianuración por agitación.
- Adsorción con carbón activado denominado Carbón in pulpa (CIP).

1.7.5 Cianuración por Agitación

El mineral molido entre 60-70% - 200 m va a agitación en 5 tanques agitadores metálicos 1 de 32 m³ de capacidad y 4 de 23 m³ de capacidad c/u. En la entrada al 1er tanque existe una zaranda vibratoria para eliminar basura (plásticos, madera, etc.). En éste mismo agitador se agrega oxígeno puro a una razón de 8 - 10 ml/min. para acelerar la disolución del oro; se mantiene una concentración de cianuro de 0.03% en estos agitadores; la densidad de pulpa promedio es de 1350 g/l.

Tabla 2

Capacidad en circuito de cianuración en tanques

Capacidad en Circuito de Cianuración	
Tanque	Vol = m³
Agitador L1	32.00
Agitador L2	20.00
Agitador L3	20.00
Agitador L4	20.00
Agitador L5	20.00
Volumen total m ³	112.00

Nota. Elaboración propia.

Figura 12*Circuito de agitación en tanques*

Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.7.6 Adsorción - Carbón In Pulp (CIP)

La pulpa del último agitador ingresa a 4 tanques PACHUCA de 16 m³ de capacidad c/u dispuestos en serie; estos tanques tienen agitación neumática proveniente de un blower SIHL.

El carbón activado se hace fluir mediante un sistema de airlifts en contracorriente a la pulpa, es decir, el carbón es alimentado en el último pachuca y es extraído del primer pachuca cargado de oro. La pulpa del último pachuca 6 va como relave de cianuración, que es alimentado por medio de una bomba vertical de 2" a los espesadores # 3 y # 2 de 20' de diámetro x 10' de altura en serie para el lavado correspondiente.

Tabla 3*Capacidad en circuito CIP (carbón en pulpa)*

Capacidad en el Circuito CIP (Carbón en Pulpa)	
Tanque	Vol = m³
Pachuca 1	
Pachuca 2	
Pachuca 3	16.00
Pachuca 4	16.00
Pachuca 5	16.00
Pachuca 6	16.00
Volumen total m ³	64.00

Nota. Elaboración propia.**Figura 13***Circuito de cianuración – CIP (carbón en pulpa)**Nota.* Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.7.7 Desorción y Electrowinning

El proceso utilizado es el de reextracción con alcohol (Zadra modificado).

El carbón cosechado del Pachuca # 1 se recibe en una zaranda para lavarlo; luego es lixiviado con HCl al 2.5% y neutralizado con agua fresca; se lava hasta eliminar residuos ácidos. El carbón cargado es empaquetado en las 2 columnas con capacidad total de 2.7 tm de carbón y se somete a desorción mediante el paso de una solución con concentraciones de 1.4% soda cáustica, 0.10% de cianuro de sodio y alcohol etílico de grado baumé 98°.

Se empieza a recircular agua por el circuito a un flujo de 5.4 m³/h, luego se agrega soda cáustica hasta una concentración de 1.4%, se deja acondicionar 30 minutos, luego se agrega cianuro de sodio hasta una concentración de 0.10%, también se acondiciona por 30 minutos, posteriormente se agrega 700 litros de alcohol etílico de 98° , se acondiciona por 1 hora, luego se prende el caldero a una temperatura de 60 °C y el rectificador de corriente a un voltaje de 2.4 y 180 - 220 de amperaje, se recircula a dicha temperatura por 10 horas, luego se sube a 70 °C por 2 horas, a 85 °C por 1 hora, a 95 °C por 1 hora y por último se deja en 98 °C hasta terminar la campaña. Se realiza control horario de los parámetros de temperatura, voltaje, amperaje, concentración de cianuro y soda cáustica (en caso de que se baje se adiciona para mantener los valores mencionados). En promedio, la campaña dura entre 30 y 40 horas.

Se trabaja en circuito cerrado con un caldero y una celda electrolítica; la solución rica en oro y plata que sale de la desorción del carbón de las columnas pasa a través de las celdas electrolíticas para la precipitación, retorna al calentador y las columnas hasta bajar los valores de oro y plata. Terminado el proceso, el precipitado de las celdas es cosechado y enviado a fundición.

El carbón desorbido es lavado, posteriormente es secado, tamizado y reactivado en horno regenerador. El carbón activado regenerado es almacenado para ser usado nuevamente

en la adsorción, enviado al agitador Pachuca N°6.

1.7.8 Fundición y Refinación

El precipitado electrolítico es secado en cocinetas industriales a gas, tamizado y muestreado; se calcula el peso seco y se determina la cantidad de químicos fundentes (bórax y carbonato de sodio) a agregar; se hace el respectivo mezclado y se alimenta a un crisol de horno a gas previamente calentado; las barras bullón de oro y plata son los productos finales, que son embalados para la respectiva exportación.

Cuando gerencia lo solicita, se refina hasta 99 % mediante la refinación con ácido nítrico.

Figura 14

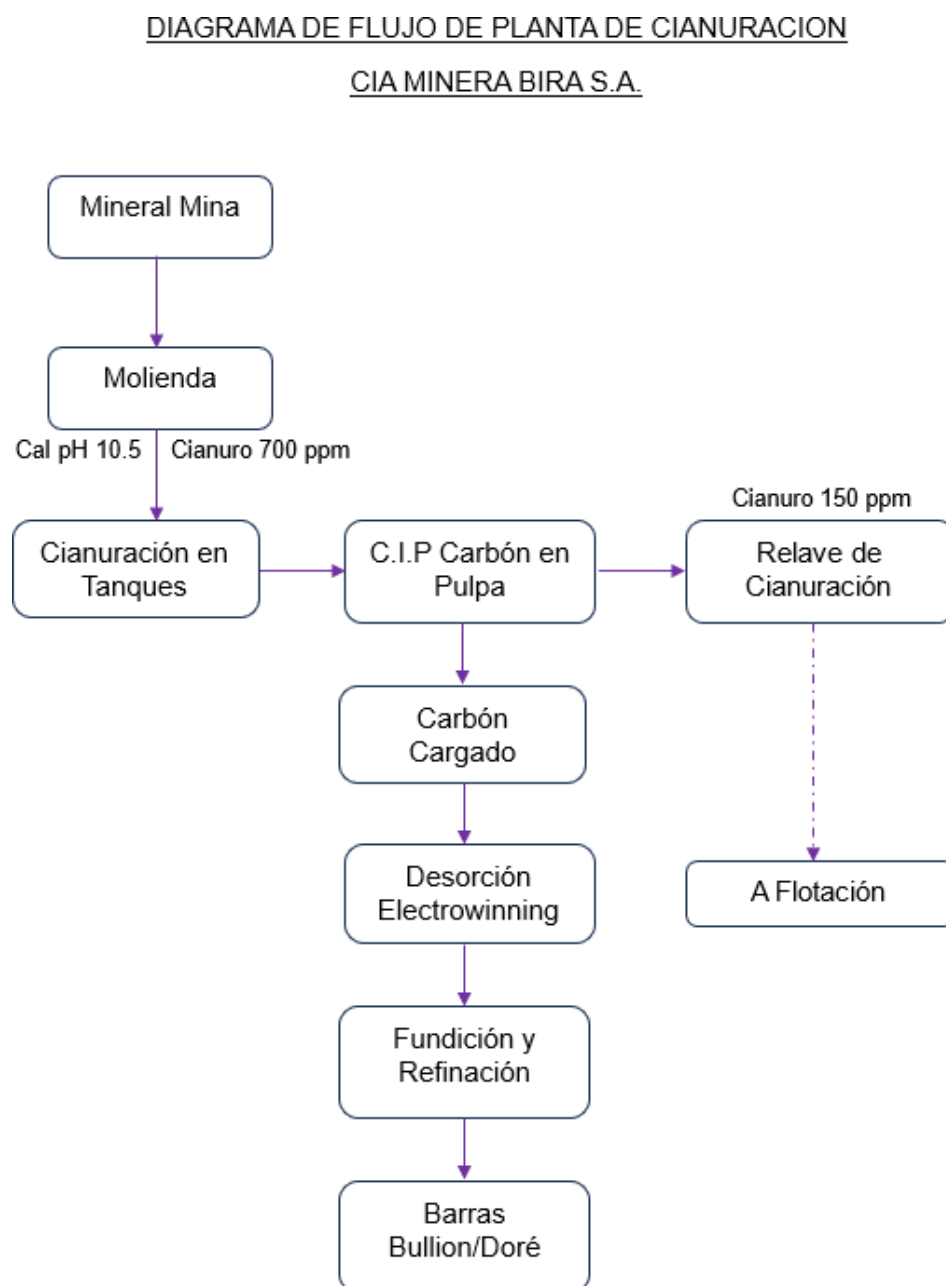
Fundición de precipitados electrolíticos



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

Figura 15

Diagrama de flujo de planta de cianuración BIRA S.A.



Nota. Elaboración propia.

1.7.9 Espesamiento y Lavado de Relaves de Cianuración

Se cuenta con 2 espesadores de 20 pies x 10 pies (80 m^3 capacidad cada uno) , para hacer el lavado de los relaves de cianuración; dichos relaves salen del agitador tipo Pachuca # 6 que son diluidos a una densidad de pulpa de 1200 g/l con agua fresca y alimentados al

espesador # 3 mediante una bomba vertical de 2". La solución de rebose del espesador va hacia la caja de bomba de relave final, la pulpa espesada a 1 600 g/l es diluida con agua fresca e ingresa para un 2do lavado al espesador # 2. La solución de rebose va hacia la caja de bomba de relave final; la pulpa espesada a 1600 g/l es diluida con agua fresca a 1250 g/l y es enviada al circuito de flotación. Se utiliza floculante como ayuda del espesamiento, alimentándose con la pulpa de ingreso a los espesadores a razón de 5 g/tm.

1.7.10 Flotación Bulk

La pulpa espesada a 1600 g/l es diluida con agua fresca a 1250 g/l, a la salida de la bomba de diafragma del espesador # 2 junto con el agua de dilución se agrega sulfato de zinc al 12.5%, silicato de sodio al 10 % y quebracho al 1 % como depresores, la pulpa va al acondicionador donde se agregan los colectores D-208, D-404 y A-3418 puros y espumante ER 350 puro, a la salida del acondicionador se agrega xantato isopropílico de potasio Z-11 al 2%, luego se realiza la flotación rougher en la celda TC 1.5 marca Outotec # 1 cuya espuma es concentrado bulk que es bombeado al espesador de concentrado (se agrega floculante al ingreso al espesador), la espuma de la celda TC 1.5 # 2 es concentrado scavenger va a la celda TC 1.5 # 3 a la etapa de limpieza, la pulpa relave de la celda TC 1.5 # 2 pasa a 2 celdas TC10 para el agotamiento, las espumas van a limpieza , los medios de la limpieza recirculan a la entrada a la cabeza de flotación. La descarga de la celda TC 10 # 2 constituye el relave final que es enviado mediante bombeo a la piscina de relave.

Figura 16

Circuito de flotación bulk



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

Figura 17

Celda rougher en circuito de flotación



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.7.11 Espesamiento y Filtrado

El concentrado bulk es tratado en un espesador de 14 pies de diámetro x 9 pies de altura, donde se espesa para luego ser enviado a la etapa de filtración que se realiza en un filtro de discos de 6 pies x 6 pies. El rebose del espesador es enviado a un cono decantador para la recuperación de finos y luego es enviado a la caja de relave final.

El concentrado bulk obtenido de filtrado es colocado en big bags, luego son muestreados para análisis químico, determinación de humedad y finalmente son pesados.

Figura 18

Circuito de espesamiento y filtrado



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

Figura 19

Área de almacenamiento de concentrado (big bags)



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.7.12 Disposición de Relaves

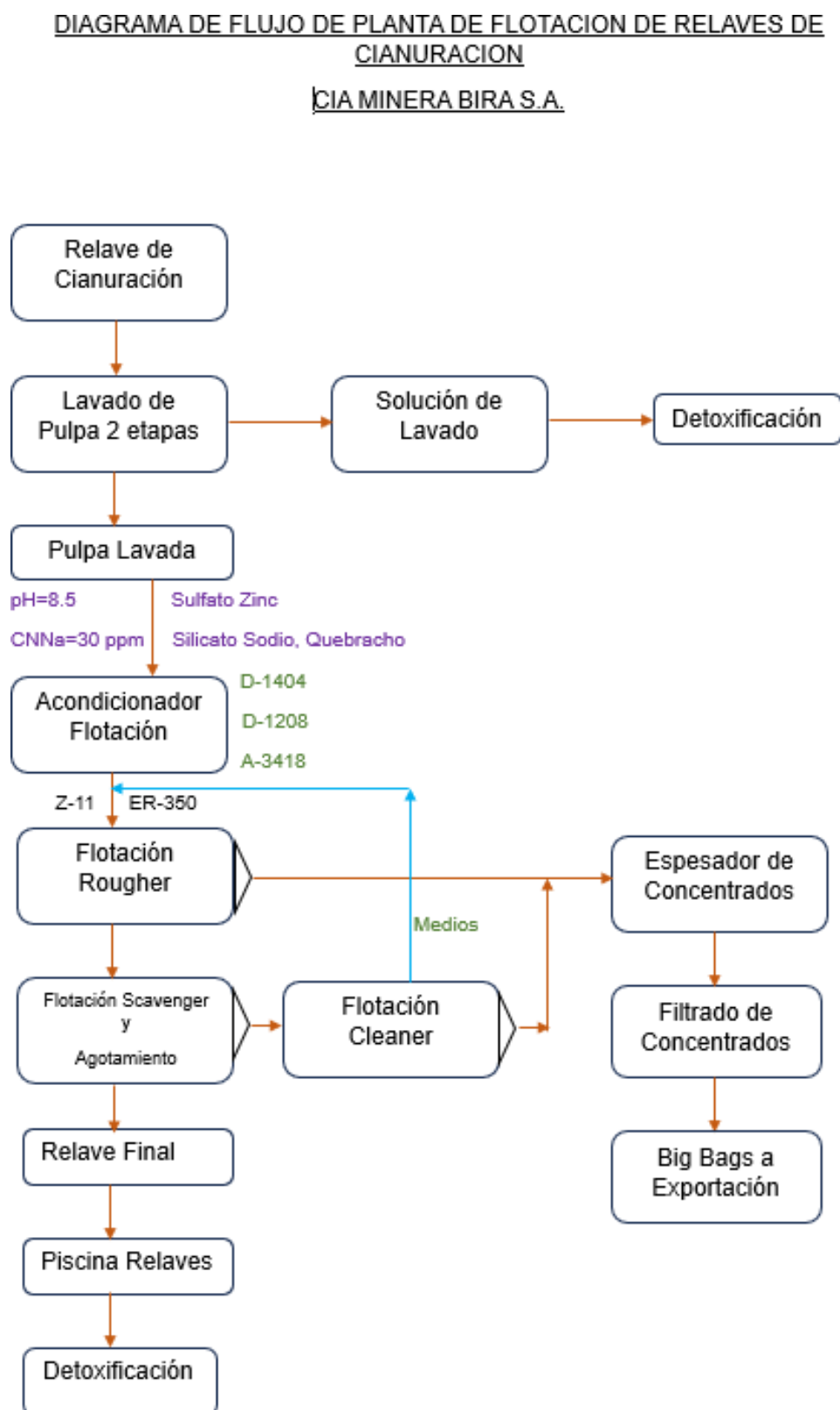
La piscina de relaves, una represa construida mediante diques periféricos con material de préstamo, recibe el relave final de la planta. La pulpa de relave se deposita en su interior, mientras que los sólidos permanecen en la piscina y la solución clara (efluente) es enviada a detoxificación.

1.7.13 Detoxificación de Efluentes

Para la detoxificación el ion cianuro, la solución clara va a tres tanques de agitación mecánica donde se dosifica cal y peróxido de hidrógeno para la oxidación del cianuro y posterior adición de floculante. La descarga final de solución se evacua al río, ya que la concentración de cianuro en dicho efluente está por debajo de los límites permisibles.

Figura 20

Diagrama de flujo de flotación de relaves de cianuración



Nota. Obtenido de la Empresa BIRA S.A.

1.8 Parámetros de las Operaciones y Procesos en la Planta de Cianuración y Flotación en Bira S.A.

1.8.1 Trituración

El mineral procedente de la mina tiene una humedad de 3.5% a 5.0% de agua.

La gravedad específica del mineral es de 2.8.

La reducción de tamaño tiene las características que se describen en el cuadro N.º 4.

Tabla 4

Parámetros operativos en área de trituración

Etapas	Capacidad	Radio	Factor	HP
Trituración	tmsh	Reducción	Tamaño	Instalado
Primaria	25	4.00	8/2	50
Secundaria	25	5.33	2/0,375	125

Nota. Elaboración propia.

1.8.2 Molienda

Los parámetros o variables más importantes están definidos por los resultados de la operación actual, cuyos rangos o niveles son resultados del trabajo práctico en cada etapa operativa; dichas variables se describen a continuación:

Tabla 5

Parámetros operativos en área de molienda y clasificación

PARAMETROS DE OPERACIÓN MOLIENDA		
	Molino 5' x 8'	Molino 5' x 5'
TMS/h	5.446	5.446
RPM Operativo	25.95	22.35
RPM Crítica	34.26	34.26

% Vel. Crítica	75.7%	65.2%
F80 micras	5,606	203
P80 micras	203	124
Radio Reducción	28	2
Amperaje	128.3	63.1
Voltaje	223.2	448.5
Kwh	47.62	47.03
Energía Especifica kwh/t	8.74	8.64
WI Operacional kwh/t	12.69	10.41
R Carga Circulante	3.59	1.82

Nota. Elaboración propia.

1.8.3 Cianuración - CIP (Carbón en Pulpa)

Corresponde al flujo de pulpa en los agitadores y pachucas:

Tabla 6

Tiempo de retención en circuito de cianuración en tanques

Tiempo Retención en Circuito de Cianuración			
Tanque	Vol = m³	T = hora	D pulpa g/l
Agitador L1	32.00	3.20	1,350
Agitador L2	20.00	2.00	1,350
Agitador L3	20.00	2.00	1,350
Agitador L4	20.00	2.00	1,350
Agitador L5	20.00	2.00	1,350
Total, tiempo de Cianuración horas=			11.20

Nota. Elaboración propia.

Tabla 7*Tiempo de retención en circuito de carbón en pulpa CIP*

Tiempo Retención en Circuito de CIP (Carbón en Pulpa)			
Tanque	Vol = m ³	T = hora	D pulpa g/l
Pachuca 1			
Pachuca 2			
Pachuca 3	16.00	1.83	1,400
Pachuca 4	16.00	1.83	1,400
Pachuca 5	16.00	1.83	1,400
Pachuca 6	16.00	1.83	1,400
Total, tiempo de CIP horas =			7.32

Nota. Elaboración propia.**1.8.4 Flotación****Tabla 8***Tiempo de retención en circuito de flotación*

Tiempo Retención en Circuito de Flotación						
Tanque	V = m ³	Dp=g/l	% Sol.	V = m ³ /h	T = min	
Acondicionador	4.35	1,250	31.11%	14.00	18.6	
Celda TC 1.5 # 1 Rougher	1.50	1,240	30.11%	15.50	5.8	
Celda TC 1.5 # 2 Scavenger	1.50	1,230	29.09%	15.77	5.7	
Celda TC 10 # 1 Agotamiento	10.00	1,230	29.09%	15.77	38.0	
Celda TC 10 # 2 Agotamiento	10.00	1,230	29.09%	15.77	38.0	
Celda TC 1.5 # 3 Limpieza						

Nota. Elaboración propia.

Tabla 9*Reactivos, dosis e índice de consumo en circuito de flotación*

Reactivos de Flotación			
Reactivo	Dosificación		
	Conc %	ml/min	g/tm
Sulfato de Zinc	12.5%	150.0	207
Xantato XIP Z-11 2%	2.0%	75.0	17
D-1208 Puro	100%	1.8	24
D-404 Puro	100%	3.0	39
A-3418 Puro	100%	1.0	13
Quebracho	1%	70.0	8
Silicato de Sodio	12.7%	60.0	87
ER-350	100%	2.5	23

Nota. Elaboración propia.**1.8.5 Desorción - Electrowinning****Tabla 10***Parámetros de operación en desorción-electrowinning*

Parámetros de Proceso Desorción Electrowinning	
Peso Carbón tm	2.70
Columnas unidad	2
Flujo m ³ /h	5.40
Ratio Flujo/BV	3.86
Temperatura °C Min-Max	60 - 98
Soda Caústica %	1.40%
Cianuro de Sodio %	0.10%

Alcohol Etílico 98 ° litros	700
Vol Celda Electrolítica Denver m ³	0.79
Tiempo residencia min	9
Voltaje	2.5 - 4.0
Amperaje	180 - 230
Tiempo Proceso	36 - 48 h
% Extracción Oro	93% - 97%
% Extracción Plata	70% - 80%

Nota. Elaboración propia.

1.9 Aplicación, Evaluación y Discusión de Resultados

1.9.1 Aplicación de Oxígeno

Se hace una estadística del comportamiento metalúrgico sin la adición de oxígeno puro desde marzo 2002 hasta agosto 2002; se toma setiembre 2002 como mes en que se inicia con la aplicación de oxígeno y se estabilizan las condiciones; luego se vuelve a realizar una estadística del comportamiento metalúrgico con la adición de oxígeno puro desde octubre 2002 hasta marzo 2003.

La aplicación de oxígeno en la práctica consiste en:

- Se dispone de termas de almacenamiento de oxígeno puro de 139 m³ de capacidad.
- Se conectan mediante mangueras adecuadas a unos tubos de ½” de diámetro y se introducen hasta ¾ de altura del tanque agitador.
- Se mantiene una dosificación de oxígeno puro de 8 a 12 l/min.
- Continuamente se está monitoreando dichos tubos por si se tapan.
- Posteriormente, se cambia la disposición de la adición de oxígeno colocando tuberías que se introducen por la parte exterior del tanque a unos ¾ de altura.

Tabla 11*Evaluación metalúrgica – económica de la adición de oxígeno puro*

Mes	TMSD	Cabeza	Relave	% Recup.
		g Au/tm	g Au/tm	
mar.-02	117.15	19.327	0.56	97.11
abr.-02	118.74	18.018	0.60	96.68
may.-02	129.33	28.085	0.73	97.40
jun.-02	129.19	29.620	0.89	96.99
jul.-02	137.38	23.050	0.72	96.89
ago.-02	121.87	17.960	0.54	96.99
sep.-02	117.91	70.258	1.86	97.36
oct.-02	133.22	31.142	0.73	97.67
nov.-02	123.88	28.421	0.62	97.80
dic.-02	134.92	29.347	0.58	98.02
ene.-03	125.96	20.970	0.48	97.71
feb.-03	133.38	21.430	0.56	97.39
mar.-03	138.15	63.531	1.15	98.19

Nota. Elaboración propia.**Tabla 12***Evaluación metalúrgica – económica de la adición de oxígeno puro*

Semestre	TMSD	Cabeza	Relave	% Recup.
Mar 02 - Ag 02	125.63	22.83	0.68	97.04%
Oct 02 - Mar 03	131.61	33.11	0.70	97.89%
% incremento	4.76%			0.86 %

Nota. Elaboración propia.

Discusión de resultados:

- En el segundo semestre, setiembre 2002, se comienza a agregar oxígeno puro a razón de 12 l/min, en el primer tanque L1 del proceso de cianuración.
- Se aumenta tonelaje de tratamiento en la planta en 4.76%.
- Aumenta la recuperación de oro en 0.86%.
- A un precio de oro de \$350/oz troy, la recuperación de 0.86 % representa aproximadamente \$98,759.6 por año.
- El costo de oxígeno puro es de \$ 9,206.80 por año.
- LA UTILIDAD NETA ANUAL POR IMPLEMENTAR EL USO DE OXÍGENO PURO ES DE \$ 89,552.84.

Tabla 13

Balance metalúrgico - económico

BALANCE METALURGICO - ECONOMICO			
	Sin O ₂	Con O ₂	Incremento
% Recup.	97,04%	97,89%	0,86%
TMS día	125,63	131,61	4,76%
TMS día *	125,63	125,63	
Ley g Au/tm *	22,83	22,83	
g Au extraído/día	2.783,2	2.807,6	24,38
\$ / día *	31.319	31.593	274
\$ / año	11.274.865	11.373.624	98.759,64
*Base de calculo: 125.63 tmsd y 22.83 g Au/tms			
** Precio Au = \$ 350/oz troy			
Dosis O ₂ l/min		12	

Uso m ³ de O ₂ /año	6.220,80	
Costo O ₂ \$/m ³	1,48	
Costo O₂ \$/año	9.206,80	
Utilidad \$/año		89.552,84

Nota. Elaboración propia.

1.9.2 Implementación de Flotación de Relave de Cianuración

Ante la aparición del mercado de concentrados bulk en la región, se decide flotar los relaves de cianuración, que contienen valores recuperables de Au, Ag y Cu, ya que habitualmente dichos relaves se van a las piscinas de almacenamiento. Se hace una evaluación económica y se decide implementar el proceso de flotación bulk.

No hubo inversión en celdas de flotación, ni bombas, ni blower, ni espesador ni sistema de filtrado, ya que dichos equipos fueron adquiridos hace varios años para un proyecto de flotación de 1,000 tmsd; dicho proyecto quedó inconcluso por cuestiones económicas y gerenciales.

Se implementó un circuito básico de flotación bulk (rougher, scavenger y cleaner).

Se realizaron algunas pruebas para poder confirmar los reactivos de flotación a utilizar, ya que por experiencia de tratar minerales de la zona se sabe qué reactivos se utilizan: los colectores D-1208, D-404, A-3418 y xantatos Z-11, depresores sulfato de zinc, quebracho, espumante ER-350 y el silicato de sodio para el tratamiento de las lamas.

Tabla 14

Equipos, consumo de energía y costo en planta de flotación de relaves de cianuración

EQUIPOS IMPLEMENTADOS PARA FLOTACION DE RELAVE DE CIANURACION								
EQUIPO	U	HP	Amp.N	Amp. P	Kwh	hrs	\$	\$/tm
Bomba Vertical 2"	2	15.0	38.0	17.00	12.42	295	\$366.36	\$0.24
Espesador 10' x 20'	2	2.0	7.0	3.46	2.53	295	\$74.57	\$0.05
Bomba de Diafragma 2"	4	2.0	7.0	3.75	5.48	295	\$161.63	\$0.11
Bomba de Taza 2"	1	10.0	24.4	11.58	4.23	295	\$124.78	\$0.08

Acondicionador 6 m ³	1	15.0	38.0	14.47	10.57	295	\$311.84	\$0.20
Celda Outotec 10 m ³	2	30.0	35.8	23.05	33.69	295	\$993.48	\$0.65
Celda Outotec 1.5 m ³	3	7.5	9.5	5.80	12.72	295	\$374.98	\$0.24
Bomba Vertical 1 1/2"	3	5.0	7.0	4.18	4.58	295	\$135.12	\$0.09
Blower SIHI LPHB 60527	1	50.0	99.0	93.80	34.27	295	\$1,010.72	\$0.66
Espesador 8' x 14'	1	2.0	7.0	3.43	1.25	61	\$7.70	\$0.01
Bomba de Diafragma 2"	1	2.0	7.0	3.75	1.37	61	\$8.42	\$0.01
Filtro de Discos 6'x6'	1	2.0	7.0	7.00	2.56	61	\$15.71	\$0.01
Bomba de vacío sihi	1	10.0	24.0	24.00	8.77	61	\$53.88	\$0.04
Bomba de recuperación	1	3.0	10.2	10.20	3.73	61	\$22.90	\$0.01
Bomba de Taza 1 1/2"	1	10.0	24.4	24.40	8.92	61	\$54.77	\$0.04
Sinfin para Concentrado	1	2.0	7.0	7.00	2.56	61	\$15.71	\$0.01
COSTO DE ENERGIA ELECTRICA EN \$/TM PROCESADA								\$2.44

Nota. Elaboración propia.

Tabla 15

Reactivos, dosis, índice de consumo y costos en Flotación de Relaves de Cianuración

Reactivos de Flotación						
Reactivo	Dosificación			Costos Rxs		
	Conc %	ml/min	g/tm	\$/kg	\$/tms	
Sulfato de Zinc	12.5%	150.0	206.6	\$0.96	\$0.20	
Xantato XIP Z-11 2%	2.0%	75.0	16.5	\$4.37	\$0.07	
D-1208 Puro	100%	1.8	23.8	\$4.89	\$0.12	
D-404 Puro	100%	3.0	39.0	\$4.89	\$0.19	
A-3418 Puro	100%	1.0	12.6	\$4.89	\$0.06	
Quebracho	1%	70.0	7.7	\$7.13	\$0.05	
Silicato de Sodio	12.7%	60.0	87.1	\$0.98	\$0.09	
ER-350	100%	2.5	22.6	\$4.89	\$0.11	
Floculante			10.0	\$5.75	\$0.06	
Big Bag			23.0	\$9.00	\$0.14	
Lab. Químico					\$2.72	
COSTO DE RXS, INSUMOS Y LAB QUIMICO					\$3.80	

Nota. Elaboración propia.

Balances metalúrgicos de cianuración y flotación de relaves de cianuración.

En los siguientes cuadros se presenta el balance metalúrgico tanto de cianuración

como de flotación por separado; luego se presenta un cuadro con el balance general de cianuración- flotación.

Tabla 16

Balance Metalúrgico Cianuración-Flotación 2do Semestre 2023

BALANCE METALURGICO DE CIANURACION 2do SEMESTRE 2023							
Producto	Peso	Leyes grs./tms		Ley %	Distribución %		
	tms	Oro	Plata	Cobre	Oro	Plata	Cobre
Cabeza Ensayada	5,388.31	11.73	46.83	0.68			
Barras bullion *	176,139.60	30.65	34.51	34.39	94.74	33.59	1.66
Relave Cianuración	5,388.31	0.56	22.30	0.67	5.26	66.41	98.34
Cabeza Calculada	5,388.31	10.58	33.59	0.68	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALURGICO DE FLOTACION 2do SEMESTRE 2023							
Cabeza Flotación	5,388.31	0.56	22.30	0.67	100.00	100.00	100.00
Concentrado Cobre	114.38	11.23	703.18	20.44	42.89	66.92	65.11
Relave General	5,273.93	0.32	7.54	0.24	57.11	33.08	34.89

BALANCE METALURGICO GENERAL CIANURACION - FLOTACION 2do SEMESTRE 2023

Producto	Peso	Leyes grs./tms		Ley %	Distribución %		
	tms	Oro	Plata	Cobre	Oro	Plata	Cobre
Cabeza Ensayada	5,388.31	11.73	46.83	0.68			
Barras bullion *	176,139.60	30.65	34.51	34.39	94.74	33.59	1.66
Concent. Cobre	114.38	11.23	703.18	20.44	2.25	44.44	64.03
Relave General	5,273.93	0.32	7.54	0.24	3.00	21.97	34.31
Cabeza Calculada	5,388.31	10.58	33.59	0.68	100.00	100.00	100.00

Nota. * Peso en gramos y ley en por ciento. Elaboración propia.

Tabla 17*Balance Metalúrgico Cianuración-Flotación 1er Semestre 2024*

BALANCE METALURGICO DE CIANURACION							
Producto	Peso	Leyes grs./tms		Ley %	Distribución %		
	tms	Oro	Plata	Cobre	Oro	Plata	Cobre
Cabeza Ensayada	2,268.73	15.84	51.81	0.82	100.00	100.00	100.00
Barras bullion *	85,818.10	39.07	35.33	25.60	96.00	32.28	1.19
Relave Cianuración	2,268.73	0.62	28.04	0.81	4.00	67.72	98.81
Cabeza Calculada	2,268.73	15.39	41.40	0.82	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALURGICO DE FLOTACION							
Cabeza Flotación	2,268.73	0.62	28.04	0.81	100.00	100.00	100.00
Concent. Cobre	70.69	8.90	646.78	17.32	44.98	71.87	66.91
Relave General	2,198.04	0.35	8.14	0.28	55.02	28.13	33.09

BALANCE METALURGICO GENERAL CIANURACION Y FLOTACION							
Producto	Peso	Leyes grs./tms		Ley %	Distribución %		
	tms	Oro	Plata	Cobre	Oro	Plata	Cobre
Cabeza Ensayada	2,268.73	15.39	41.40	0.82			
Barras bullion *	85,818.10	39.07	35.33	25.60	96.00	32.28	1.19
Concent. Cobre	70.69	8.90	646.78	17.32	1.80	48.67	66.12
Relave General	2,198.04	0.35	8.14	0.28	2.20	19.05	32.69
Cabeza Calculada	2,268.73	15.84	51.81	0.82	100.00	100.00	100.00

Nota. * Peso en gramos y ley en por ciento. Elaboración propia.

Tabla 18*Balance Metalúrgico Cianuración-Flotación 2do Semestre 2024*

BALANCE METALURGICO DE CIANURACION							
Producto	Peso	Leyes grs./tms		Ley %	Distribución %		
	tms	Oro	Plata	Cobre	Oro	Plata	Cobre
Cabeza Ensayada	4,138.72	13.12	41.47	0.63			
Barras bullion *	106,051.70	43.13	30.77	26.10	92.51	24.05	0.99
Relave Cianuración	4,138.72	0.89	24.90	0.67	7.49	75.95	99.01
Cabeza Calculada	4138.72	11.95	32.78	0.68	100.00	100.00	100.00

BALANCE METALURGICO DE FLOTACION							
Cabeza Flotación	4,138.72	0.89	24.90	0.67	100.00	100.00	100.00
Concentrado Cobre	91.79	20.84	706.10	16.74	51.65	62.90	55.36
Relave General	4,046.93	0.44	9.45	0.31	48.35	37.10	44.64

BALANCE METALURGICO GENERAL CIANURACION Y FLOTACION							
Producto	Peso	Leyes grs./tms		Ley %	Distribución %		
	tms	Oro	Plata	Cobre	Oro	Plata	Cobre
Cabeza Ensayada	4,138.72	13.12	41.47	0.63			
Barras bullion *	106,051.70	43.13	30.77	26.10	92.51	24.05	0.99
Concentrado Cobre	91.79	20.84	706.10	16.74	3.87	47.77	54.81
Relave General	4,046.93	0.44	9.45	0.31	3.62	28.18	44.20
Cabeza Calculada	4,138.72	11.95	32.78	0.68	100.00	100.00	100.00

Nota. * Peso en gramos y ley en por ciento. Elaboración propia.

Como se ve en los balances metalúrgicos de los 3 semestres mencionados, la recuperación de oro en el proceso de cianuración está entre 92.5% y 96.0%; el relave de cianuración tiene valores metálicos económicamente rentables que se recuperan con la implementación del proceso de flotación de dichos relaves.

Se realiza un balance económico del aporte del concentrado bulk

Tabla 19*Balance Económico 2do Semestre 2023*

Balance económico 2do semestre 2023		
Relave cianuración (cabeza flotación)	5,388.31	tms
Concentrado Cu	114.38	tms
Radio de concentración	47.11	
Valor recibido por venta	\$259,697.59	usd
Valor bruto relave cianuración	\$594,241.32	usd
Valor unitario relave cianuración	\$110.28	usd//tm
Valor bruto concentrado bulk	\$345,286.02	usd
Valor unitario concentrado bulk	\$3,018.82	usd//tm
Valor bruto recuperado por tm relave cian.	\$64.08	us/tm
Valor venta recibido concentrado bulk	\$259,697.59	usd
Valor venta unitario concentrado bulk	\$2,270.52	us/tm
Valor venta recuperado por tm relave cian.	\$48.20	
Valor de procesamiento de relave cian.	\$6.24	us/tm
Utilidad x tm relave de cianuración	\$41.96	us/tm
Precio metales 2do semestre 2023		
Precio Au \$/g	65.00	
Precio Ag \$/g	0.7495	
Precio Cu \$/tm	8,618	

Nota. Elaboración propia.

Tabla 20*Balance Económico 1er Semestre 2024*

Balance económico 1er semestre 2024		
Relave cianuración (cabeza flotación)	2.268,73	tms
Concentrado Cu	70,69	tms
Radio de concentración	32,09	
Valor recibido por venta	\$139.597,51	usd
Valor bruto relave cianuración	\$324.135,76	usd
Valor unitario relave cianuración	\$142,87	usd//tm
Valor bruto concentrado bulk	\$198.151,94	usd
Valor unitario concentrado bulk	\$2.803,11	usd//tm
Valor bruto recuperado por tm relave cian.	\$87,34	us/tm
Valor venta recibido concentrado bulk	\$139.597,51	usd
Valor venta unitario concentrado bulk	\$1.974,78	us/tm
Valor venta recuperado por tm relave cian.	\$61,53	
Valor de procesamiento de relave cian.	\$6,24	us/tm
Utilidad x tm relave de cianuración	\$55,29	us/tm
Precio metales 1er semestre 2024		
Precio Au \$/g	70,00	
Precio Ag \$/g	0,8668	
Precio Cu \$/tm	9.352	

Nota. Elaboración propia.

Tabla 21*Balance Económico 2do Semestre 2024*

Balance económico 2do semestre 2024		
Relave cianuración (cabeza flotación)	4.138,72	tms
Concentrado Cu	91,79	tms
Radio de concentración	45,09	
Valor recibido por venta	\$283.307,38	usd
Valor bruto relave cianuración	\$664.632,14	usd
Valor unitario relave cianuración	\$160,59	usd//tm
Valor bruto concentrado bulk	\$364.393,31	usd
Valor unitario concentrado bulk	\$3.969,86	usd//tm
Valor bruto recuperado por tm relave cian.	\$88,04	us/tm
Valor venta recibido concentrado bulk	\$283.307,38	usd
Valor venta unitario concentrado bulk	\$3.086,47	us/tm
Valor venta recuperado por tm relave cian.	\$68,45	
Valor de procesamiento de relave cian.	\$6,24	us/tm
Utilidad x tm relave de cianuración	\$62,21	us/tm
Precio metales 1er semestre 2024		
Precio Au \$/g	80,00	
Precio Ag \$/g	0,958	

Precio Cu \$/tm	9.716
------------------------	--------------

Nota. Elaboración propia.

Como se observa en los cuadros anteriores, se ve un aporte económico del concentrado bulk obtenido al implementar el proceso de flotación de relaves de cianuración, que anteriormente se desechaba.

El siguiente paso que se siguió fue mejorar los índices metalúrgicos, tales como el grado del concentrado y la recuperación.

Los siguientes cuadros son de las campañas de febrero y abril 2025.

Tabla 22

Balance metalúrgico de cianuración – flotación febrero 2025

BALANCE METALURGICO DE CIANURACION								
Producto	Peso	Leyes		Recuperaciones			Ratio	
	tms	Au g/tm	Ag g/tm	% Cu	% Au	% Ag	% Cu	Conc.
Cabeza Ensay.	1,610.0	10.87	48.58					
Barras Bulliom*	57,362.0	27.43%	24.92%		92.43%	27.26%		
Relave	1,610.0	0.80	23.70		7.57 %	72.74%		
Cabeza Calcul.	1,610.0	10.57	32.58		100.00	100.00		

BALANCE METALURGICO DE FLOTACION								
Producto	Peso	Leyes		Recuperaciones			Ratio	
	tms	Au g/tm	Ag g/tm	% Cu	% Au	% Ag	% Cu	Conc.
Cabeza	1,610.0	0.80	23.70	0.62%				
Flotación								
Concentrado	43.0	16.58	537.68	15.55%	55.30%	60.54%	66.63%	37.5
Relave	1,567.0	0.37	9.61	0.21%	44.70%	39.46 %	33.37%	

BALANCE METALURGICO GENERAL DE CIANURACION Y FLOTACION								
Producto	Peso	Leyes			Recuperaciones			Ratio
	tms	Au	Ag	% Cu	% Au	% Ag	% Cu	Conc.
		g/tm	g/tm					
Cabeza Ensay	1,610.0	10.87	48.58	0.62%				
Barras	57,362.0	27.43%	24.92%		92.43%	27.26%		
Bulliom*								
Concentrado	43.0	16.58	537.68	15.5%	4.19%	44.04%	66.63%	37.5
Relave	1,567.0	0.37	9.61	0.21%	3.38%	28.70%	33.37%	
Cabeza Calc.	1,610.0	10.57	32.58		100.0%	100.0%	100.0%	

Nota. * Peso en gramos y ley en por ciento. Elaboración propia.

Tabla 23

Balance metalúrgico de cianuración – flotación abril 2025

BALANCE METALURGICO DE CIANURACION								
Producto	Peso tms	Leyes		Recuperaciones			Ratio	
		Au g/tm	Ag g/tm	% Cu	% Au	% Ag	% Cu	Conc.
Cabeza Ensayada	1,532.1	9.45	41.36					
Barras Bulliom	41,639.9	26.41%	20.95%		90.44%	18.31%		
Relave	1,532.1	0.76	25.40		9.56%	81.69%		
Cabeza Calculada	1,532.1	7.94	31.10		100.0%	100.0%		

BALANCE METALURGICO DE PROCESO DE FLOTACION								
Producto	Peso tms	Leyes		Recuperaciones			Ratio	
		Au g/tm	Ag g/tm	% Cu	% Au	% Ag	% Cu	Conc.
Cabeza Flotación	1,532.1	0.76	25.40	0.61%				
Conc.Cobre	37.8	18.01	683.91	20.31%	58.59%	66.47%	82.76%	40.5
Relave	1,494.2	0.32	8.70	0.11	41.41%	33.53%	17.24%	

BALANCE METALURGICO GENERAL DE CIANURACION Y FLOTACION								
Producto	Peso tms	Leyes		Recuperaciones			Ratio	
		Au g/tm	Ag g/tm	% Cu	% Au	% Ag	% Cu	Conc.
Cabeza Ens.	1,532.1	9.45	41.36	0.61%				

Barras	41,639.9	26.41%	20.95%	90.44%	18.31%			
Bulliom								
Concentrado	37.8	18.01	683.91	20.31%	5.60%	54.30%	82.76%	40.5
Relave	1,494.2	0.32	8.73	0.11%	3.96%	27.39%	17.24%	
Cabeza Calc	1,532.1	7.94	31.10	0.61%	100.0%	100.0%	100.0%	

Nota. * Peso en gramos y ley en por ciento. Elaboración propia.

En los cuadros anteriores se ve la mejora en los índices metalúrgicos, tales como leyes y recuperaciones; se hicieron pruebas en laboratorio y adicionales monitoreos directamente en planta, ya que había dificultades para replicar los resultados de las pruebas en planta.

Se realiza un balance económico de las campañas de flotación de los relaves de cianuración de febrero de 2025 y abril de 2025.

Tabla 24

Balance económico de flotación febrero 2025

Balance económico febrero 2025		
Relave cianuración (cabeza flotación)	1,610.0	tms
Concentrado Cu	42.96	tms
Radio de concentración	37.48	
Valor recibido por venta	\$142,398.64	usd
Valor bruto relave cianuración	\$273,514.94	usd
Valor unitario relave cianuración	\$169.89	usd//tm
Valor bruto concentrado bulk	\$163,756.69	usd
Valor unitario concentrado bulk	\$3,811.98	usd//tm
Valor bruto recuperado por tm relave cian.	\$101.71	us/tm
Valor venta recibido concentrado bulk	\$142,398.64	usd
Valor venta unitario concentrado bulk	\$3,314.80	us/tm
Valor venta recuperado por tm relave cian.	\$88.45	

Valor de procesamiento de relave cian.	\$6.24	us/tm
Utilidad x tm relave de cianuración	\$82.21	us/tm
Precio metales 15 febrero 2025		
Precio Au \$/g	110.00	
Precio Ag \$/g	1.05	
Precio Cu \$/tm	9,150	

Nota. Elaboración propia.

Tabla 25

Balance económico de flotación abril 2025

Balance económico abril 2025		
Relave Cianuración (Cabeza Flotación)	1.532,07	tms
Concentrado Cu	37,82	tms
Radio de Concentración	40,51	
Valor recibido por venta	\$152.399,71	usd
Valor Bruto Relave Cianuración	\$253.682,35	usd
Valor unitario Relave Cianuración	\$165,58	usd//tm
Valor Bruto Concentrado Bulk	\$172.377,17	usd
Valor unitario Concentrado Bulk	\$4.557,47	usd//tm
Valor Bruto Recuperado x tm Relave C	\$112,51	us/tm
Valor venta recibido Concentrado Bulk	\$152.399,71	usd
Valor venta unitario Concentrado Bulk	\$4.029,29	us/tm
Valor venta recuperado por tm relave cian.	\$99,47	
Valor de procesamiento de Relave C	\$6,24	us/tm
Utilidad x tm Relave C	\$93,24	us/tm
Precio metales 15 febrero 2025		

Precio Au \$/g	110,00
Precio Ag \$/g	1,05
Precio Cu \$/tm	9.150

Nota. Elaboración propia.

Tabla 26

Balance económico de aplicación de oxígeno puro

BALANCE METALURGICO - ECONOMICO			
	Sin O ₂	Con O ₂	Incremento
% Recup.	97,04%	97,89%	0,86%
TMS día	125,63	131,61	4,76%
TMS día *	125,63	125,63	
Ley g Au/tm *	22,83	22,83	
g Au extraído/día	2.783,2	2.807,6	24,38
\$ / día *	31.319	31.593	274
\$ / año	11.274.865	11.373.624	98.759,64
Dosis O ₂ l/min		12	
Uso m ³ de O ₂ /año		6.220,80	
Costo O ₂ \$/m ³		1,48	
Costo O₂ \$/año		9.206,80	
Utilidad \$/año			89.552,84

Nota. *Base de cálculo: 125.63 tmsd y 22.83 g Au/tms. ** Precio Au = \$ 350/oz troy.

Elaboración propia.

Tabla 27*Balance económico de aplicación de flotación*

BALANCE ECONOMICO		
COSTOS EN FLOTACION DE RELAVES		\$/tm
Energía eléctrica		2,44
Reactivos flotación y laboratorio químico		3,80
Personal (mismo personal de planta)		-
Total:		6,24
UTILIDAD NETA DE VENTA DE CONCENTRADO	Valor venta \$	Utilidad \$/tm
2do semestre 2023	\$259.697,59	41,90
Año 2024	\$422.904,89	59,76
Febrero 2025	\$142.398,64	82,21
Abril 2025	\$152.399,71	93,24
Total:	\$977.400,83	

Nota. Elaboración propia.

Capítulo II. Conclusiones

Las leyes de cabeza en el período marzo a agosto 2002 tuvo un valor promedio antes de la aplicación de oxígeno puro de 22.83 g Au/tm y en el período octubre 2002 a marzo 2003 durante la aplicación de oxígeno puro en 33.11 g Au/tm.

El empleo de oxígeno puro en el proceso de cianuración nos permite demostrar que se puede aumentar el % de extracción de oro de 97.04 % a 97.89 % en nuestra planta.

Haciendo un balance metalúrgico – económico, el incremento de 0.86 % en la extracción representa una rentabilidad neta anual de \$ 89,552.85, justificando la aplicación de oxígeno puro.

El consumo de cianuro de sodio y cal no presenta diferencias significativas entre el antes y el después de la aplicación de oxígeno puro, por lo que económicamente no serían factores a considerar.

El uso de oxígeno puro en el proceso de cianuración es económicamente favorable.

Con el uso de oxígeno como un reactivo de adición actual en más de 40 minas en Australia Occidental solo, la aplicación de este proceso en otras minas de oro está volviendo común.

El uso de oxígeno en el proceso de cianuración se desactivó ante la baja drástica tanto de la ley de cabeza como del tonelaje que abastecía la mina.

Capítulo III. Recomendaciones

Contar con una pequeña planta de abastecimiento de oxígeno puro, ya que actualmente se tienen tanques de 139 m^3 , que hay que estar cambiando cada semana aproximadamente; además, hay remanentes que siempre quedan en los tanques.

Implementar un control automático de la concentración de oxígeno para poder optimizar su uso.

Implementar un laboratorio metalúrgico que incluya la microscopía, que es una herramienta muy importante.

Evaluar el cambio de las celdas de menor capacidad para disminuir los tiempos de flotación.

Evaluar el cambio de blower, que actualmente son de alta presión (se usaron en los agitadores Pachucas) por los de baja presión adecuados para flotación.

Terminar de automatizar la planta de flotación para un mejor control en la dosificación de reactivos y niveles de espuma.

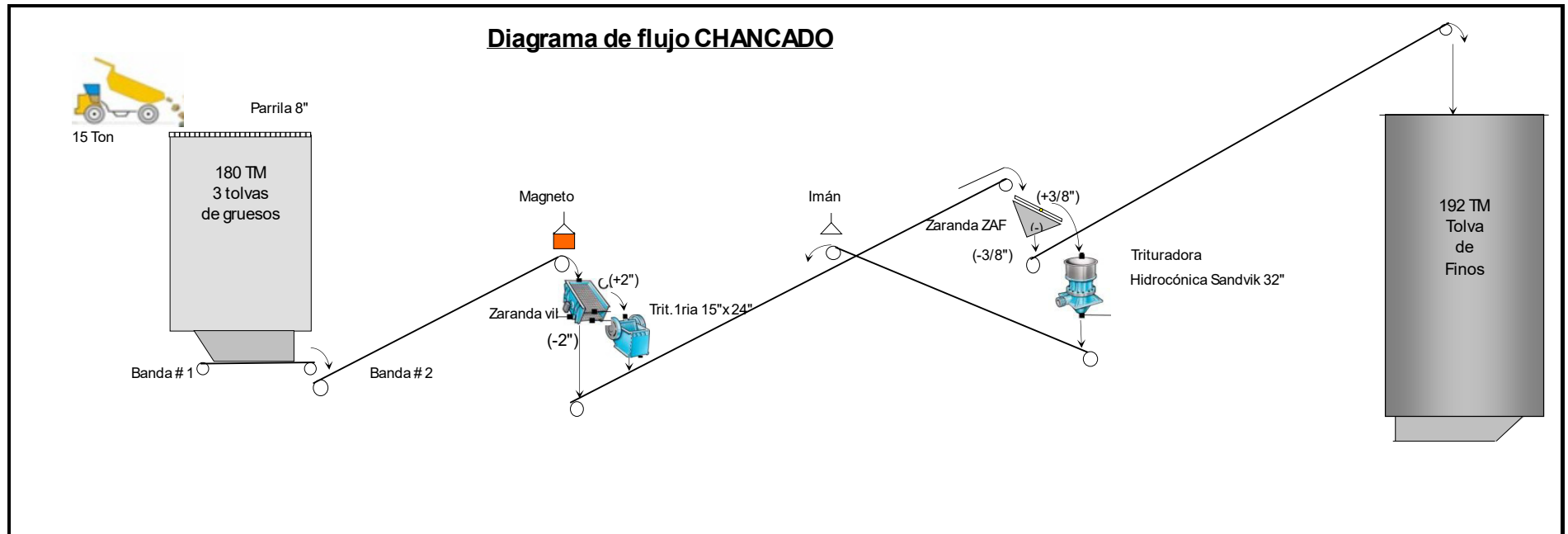
Bibliografía

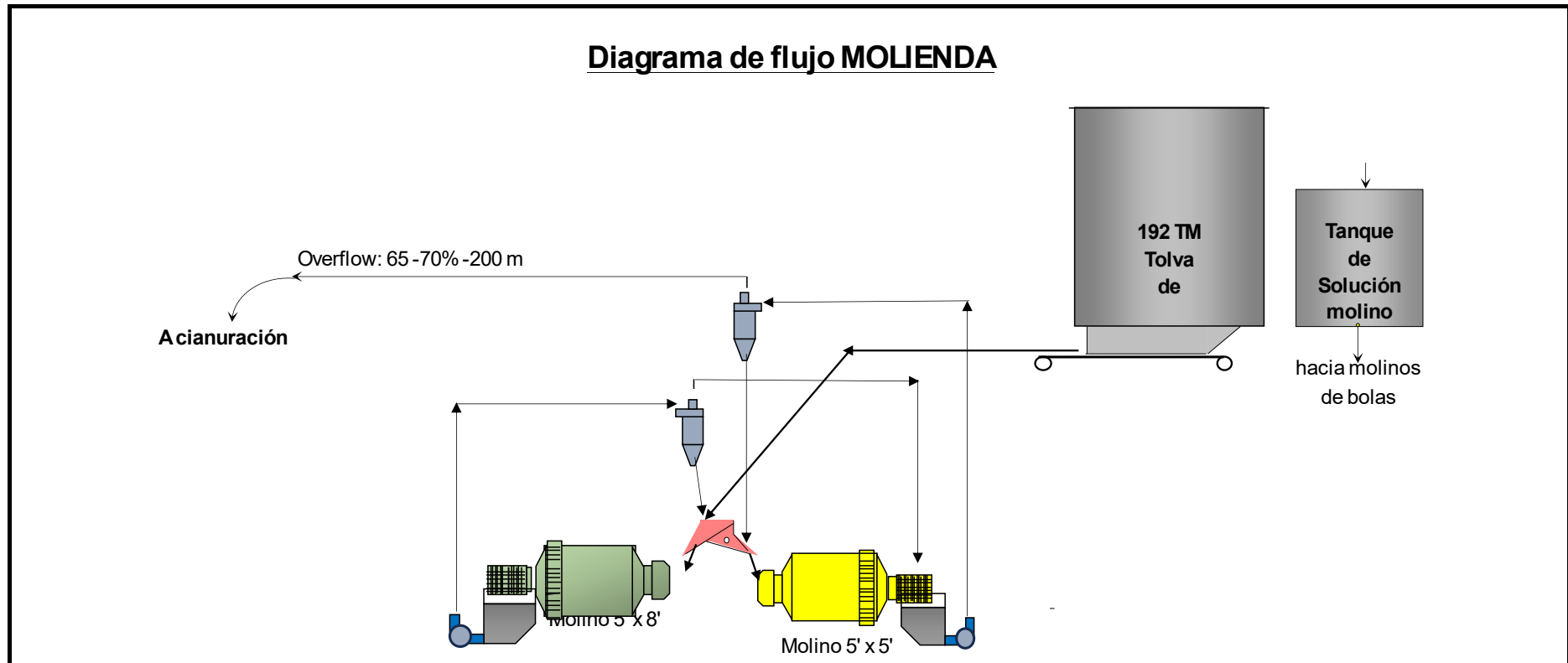
- Azañero, Á. (2015). *Flotación y concentración de minerales*. Editorial Colecciones Jovic.
- Bulatovic, S. (2007). *Handbook of Flotation Reagents* (Vol. 1).
- Cathro, K., & D.F.A., K. (1964). The anodic dissolution of gold in cyanide solutions. *Journal of Electrochemical Society*, 111, 1416-1420.
- Elsner, L. (1846). Über das verhalten verschiedener metalle in einer wassrigen losung von cyankalium. *Journal fuer Praktische Chemie*, 37, 441-446.
- Marsden, J., & House, C. (1993). *The Chemistry of Gold Extraction*. Chichester, UK.: Ellis Horwood Ltd.
- Marsden, J., & House, C. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction* (2° ed.). Littleton, Colorado: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).
- Sutulov, A. (1963). *Flotación de Minerales*. Concepción : Instituto de Investigaciones Tecnológicas.

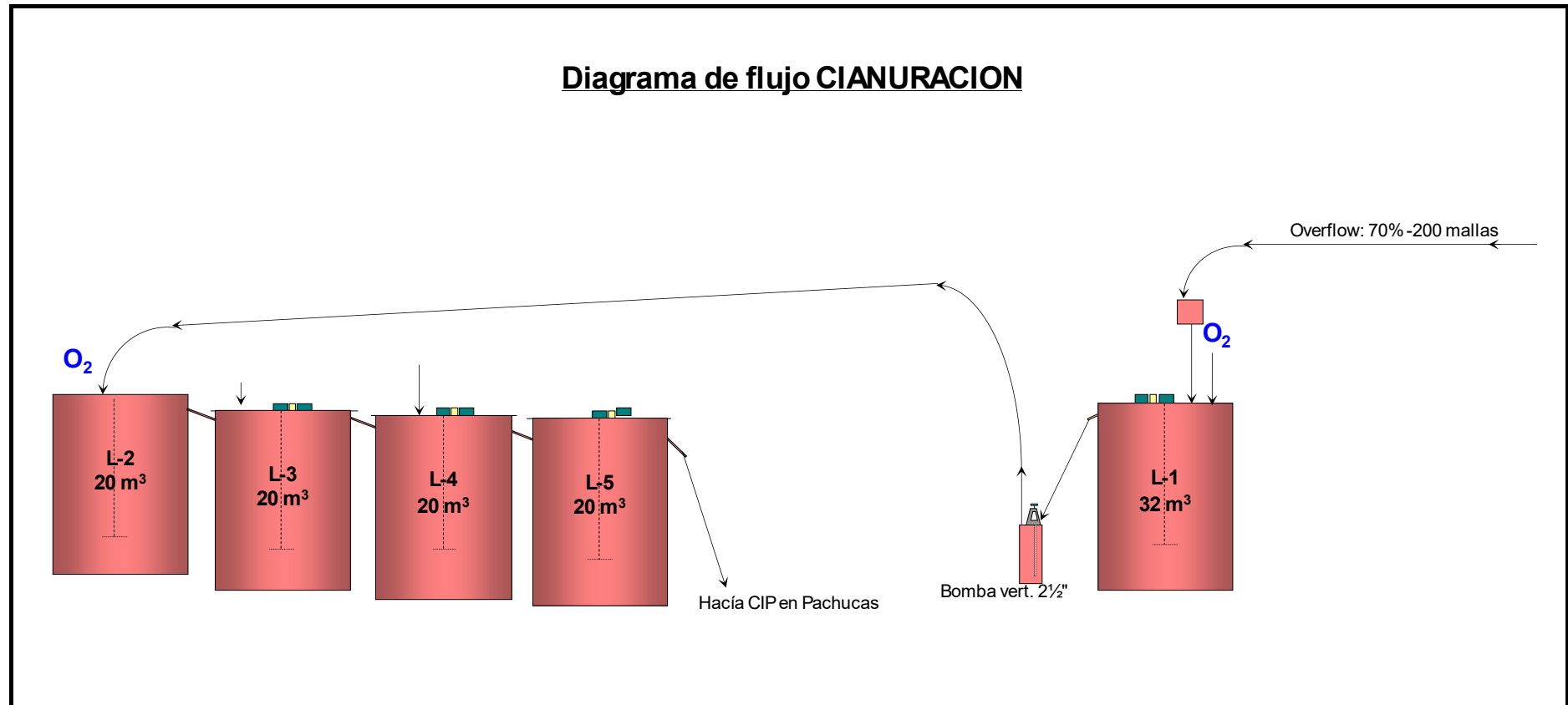
Anexos

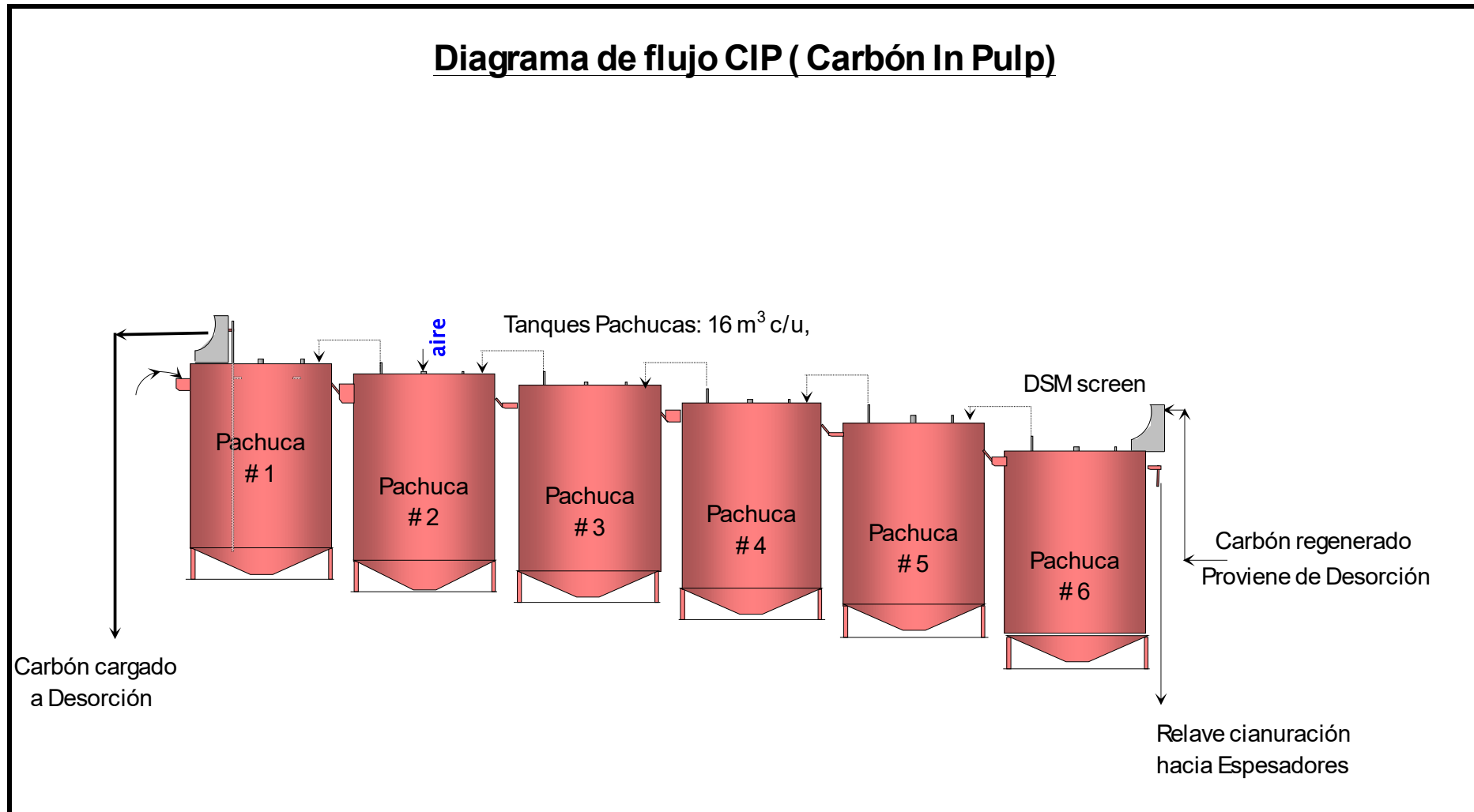
Anexo 1

Diagrama de Flujo Chancado



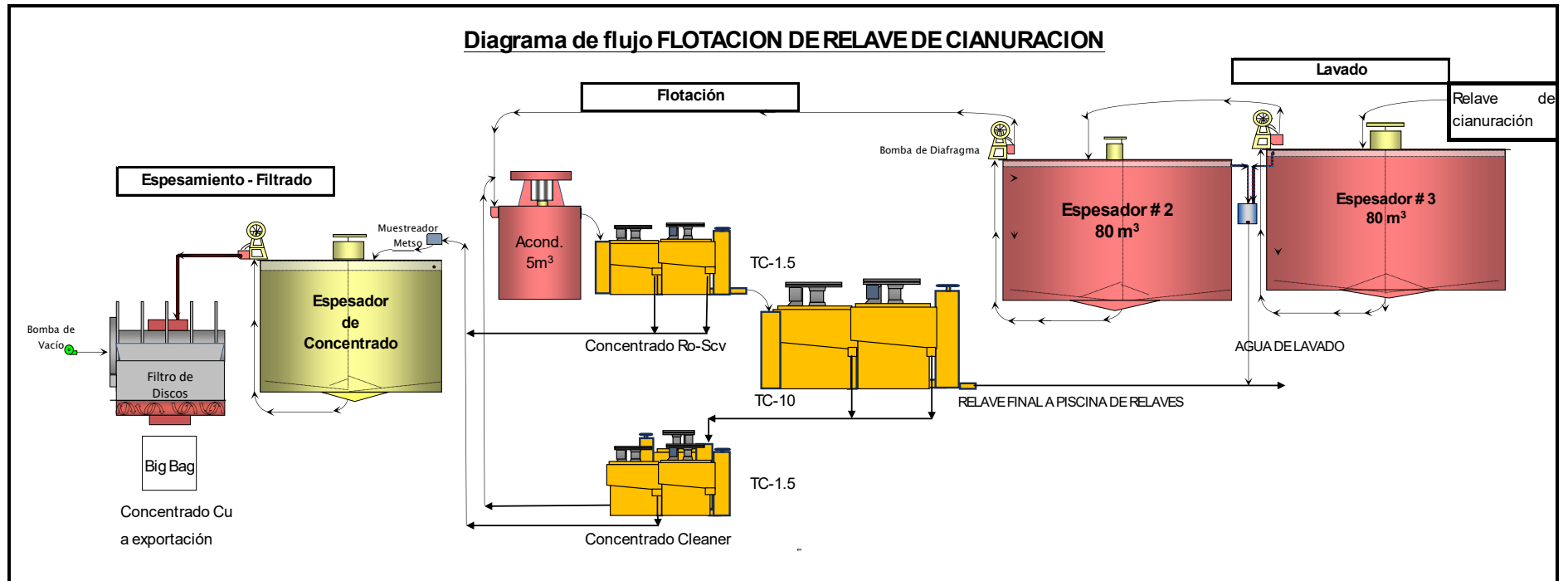
Anexo 2**Diagrama de Flujo Molienda**

Anexo 3**Diagrama de Flujo Cianuración**

Anexo 4**Diagrama de Flujo CIP (Carbón in Pulp)**

Anexo 5

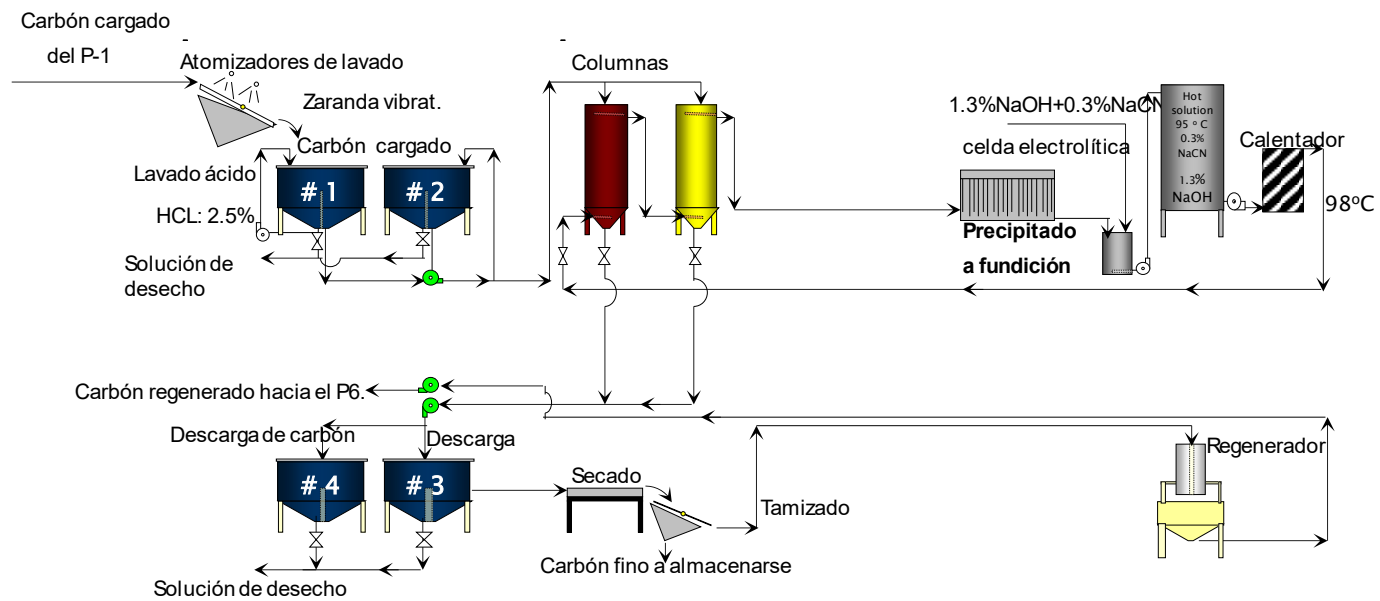
Diagrama de Flujo Flotación de Relave de Cianuración



Anexo 6

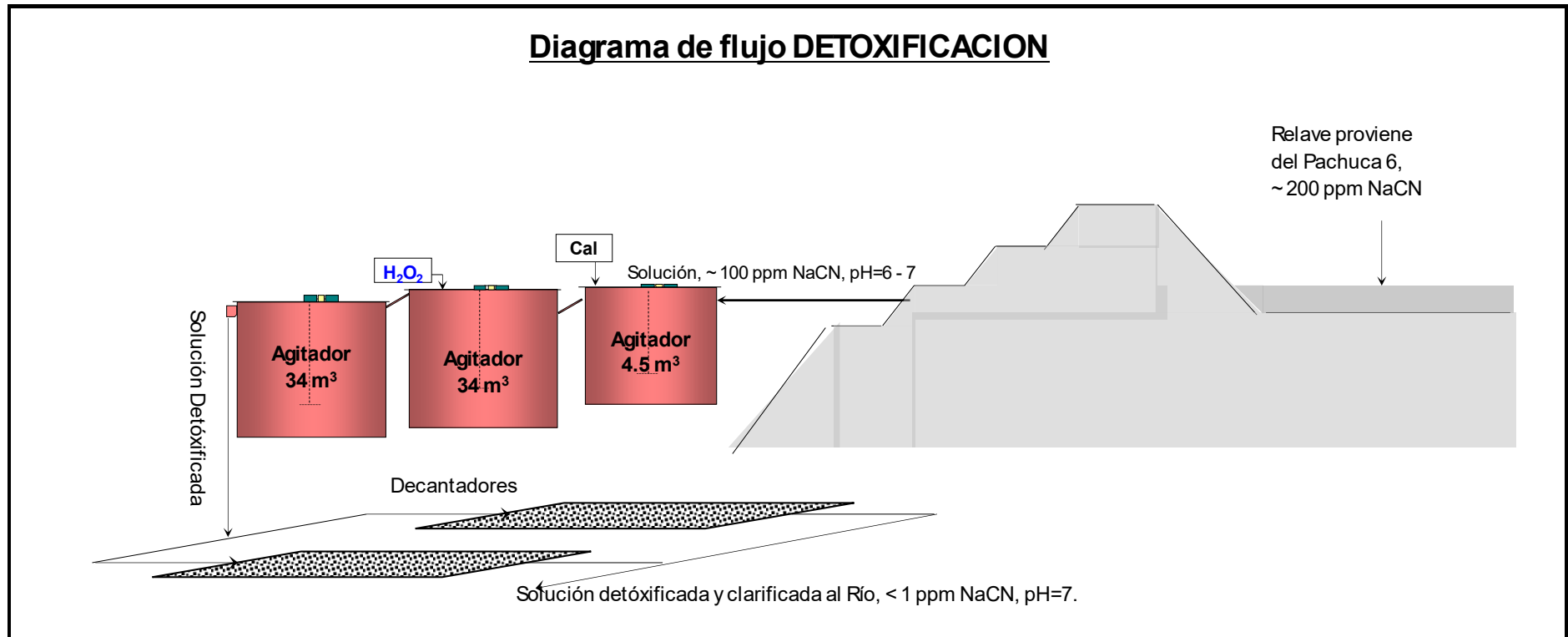
Diagrama de Flujo Desorción Electrowinning

Diagrama de flujo DESORCION ELECTROWINNING



Anexo 7

Diagrama de Flujo Detoxificación



Anexo 8

Pruebas Metalúrgicas

PRUEBAS DE FLOTACION DE RELAVE DE CIANURACION (relave muestreado de la piscinas de relave # 4)																				
Balance metalúrgico												Reactivos								
Muestra/ código	Peso		Ratio	Leyes					Recuperación					pH i	Cal	pH f	Z-11	CNNa	ZnSO ₄	ER 450
STD	g.	%	Concent.	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	kg/tm			g/tm	g/tm	g/tm	g/tm
Cabeza	1,477.0			0.51	9.09	0.43	0.47	0.69	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	3.84	4.46	7.23	57.0	57.0	171	14.8
Conc.	125.7	8.5%	11.75	2.31	61.31	3.99	1.71	6.93	38.24%	57.40%	78.28%	31.06%	85.42%							
Relave	1,351.3	91.5%		0.35	4.23	0.10	0.35	0.11	61.76%	42.60%	21.72%	68.94%	14.58%							

Muestra/ código	Peso		Ratio	Leyes					Recuperación											
Réplica STD	g.	%	Concent.	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn							
Cabeza	1,477.0			0.40	7.04	0.42	0.52	0.69	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	3.84	4.46	7.23	57.0	57.0	171	14.8
Conc.	132.9	9.0%	11.11	2.25	37.10	3.76	1.89	6.58	50.28%	47.40%	80.51%	32.39%	85.54%							
Relave	1,344.1	91.0%		0.22	4.07	0.09	0.39	0.11	49.72%	52.60%	19.49%	67.61%	14.46%							

Muestra/ código	Peso		Ratio	Leyes					Recuperación											
STD 1	g.	%	Concent.	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn							
Cabeza	1,477.0			0.67	10.30	0.40	0.44	0.64	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	3.84	4.46	7.23	57.0	57.0	171	14.8
Conc.	123.2	8.3%	11.99	2.48	57.43	3.85	1.62	6.49	31.10%	46.51%	79.56%	30.88%	84.30%							
Relave	1,353.8	91.7%		0.50	6.01	0.09	0.33	0.11	68.90%	53.49%	20.44%	69.12%	15.70%							

Muestra/ código	Peso		Ratio	Leyes					Recuperación											
Réplica STD 1	g.	%	Concent.	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn							
Cabeza	1,477.0			1.11	7.86	0.50	0.56	0.79	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	3.84	4.46	7.23	68.0	57.0	171	14.8
Conc.	116.5	7.9%	12.68	2.29	58.37	4.70	1.73	8.05	16.33%	58.57%	74.19%	24.36%	80.22%							
Relave	1,360.5	92.1%		1.01	3.54	0.14	0.46	0.17	83.67%	41.43%	25.81%	75.64%	19.78%							

Muestra/ código	Peso		Ratio	Leyes					Recuperación											
Réplica STD 1	g.	%	Concent.	Au	Ag	Cu	Pb	Zn	Au	Ag	Cu	Pb	Zn							
Cabeza	1,477.0			1.36	11.48	0.41	0.42	0.62	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	100.00%	3.84	4.46	7.23	57.0	57.0	171	14.8
Conc.	108.1	7.3%	13.66	2.30	67.35	3.90	1.41	6.41	12.34%	42.93%	70.32%	24.67%	75.98%							
Relave	1,368.9	92.7%		1.29	7.07	0.13	0.34	0.16	87.66%	57.07%	29.68%	75.33%	24.02%							

- Se realiza muestreo de arenas de relave de cianuración de la piscina # 4. (Febrero de 2013).
- La muestra se procede a homogenizar , cuartear , pesar y se coloca en bolsas plásticas.
- Se procede a determinar el pH inicial, se lava 2 veces con agua , se decanta , se repulpa, se alcaliniza.
- Se procede a preparar la pulpa lavada a una densidad de 1 250 g/l, se acondiciona con depresores por un tiempo de 5 minutos.
- Se procede a acondicionar con los colectores por 5 minutos, luego se realiza la flotación rougher por 8 minutos.
- Los productos se proceden a secar , pesar y se envían las muestras a laboratorio químico para su respectivo análisis.

