



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

Planta de lixiviación en pad y mejoras en la sección de efluentes cianurados en Compañía Minera Coimolache S.A.

TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL

Para optar el Título Profesional de Ingeniera Metalúrgica

AUTOR

Anthuanet Yanina DÍAZ GARCIA

Lima, Perú

2025



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

Díaz, A. (2025). *Planta de lixiviación en pad y mejoras en la sección de efluentes cianurados en Compañía Minera Coimolache 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	
Nombres y apellidos	Anthuanet Yanina Díaz García
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	73001613
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	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08608364
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Luis Americo Rivera Del Valle
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	10647742
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	Manuel Prudencio Caballero Rios
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	09136425
Datos de investigación	
Línea de investigación	No aplica.
Grupo de investigación	No Aplica.

Agencia de financiamiento	Sin financiamiento.
Ubicación geográfica de la investigación	País: Perú Departamento: Cajamarca Provincia: Hualgayoc Distritos: Hualgayoc y Chugur Latitud: -6.73770307167697 Longitud: -78.66917679572094
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2022 - 2024
URL de disciplinas OCDE	Mineralogía https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02 Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05



"Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana"

**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 jueves 13, del mes de noviembre del 2025 siendo las 18:00 horas, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Dr. VIDAL SIXTO, Aramburú Rojas	(PRESIDENTE)
Dr. LUIS AMERICO, Rivera Del Valle	(MIEMBRO)
Ing. MANUEL PRUDENCIO, Caballero Rios	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TRABAJO DE SUFICIENCIA PROFESIONAL Titulada: «**PLANTA DE LIXIVIACIÓN EN PAD Y MEJORAS EN LA SECCIÓN DE EFLUENTES CIANURADOS EN COMPAÑIA MINERA COIMOLACHE S.A.**» presentada por Doña: ANTHUANET YANINA DÍAZ GARCIA, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniera: **METALÚRGICA**.

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

.....**SATISFACCIÓN**.....

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

.....**QUINCE (15) APROBADO**.....

Habiendo sido aprobada la Sustentación de Trabajo de Suficiencia Profesional por el Jurado Calificador, el Presidente del Jurado, recomienda que la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, otorgue el **TÍTULO PROFESIONAL DE INGENIERA METALÚRGICA**, a Doña: **Anthuanet Yanina Díaz García**.

Siendo las **19:00** horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Trabajo de Suficiencia Profesional.

Lima, 13 de noviembre de 2025

Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
Presidente

Dr. LUIS AMÉRICO RIVERA DEL VALLE
Miembro

Ing. MANUEL PRUDENCIO CABALLERO RIOS
Miembro

Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
DIRECTOR



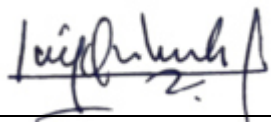
CERTIFICADO DE SIMILITUD

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 **“PLANTA DE LIXIVIACIÓN EN PAD Y MEJORAS EN LA SECCIÓN DE EFLUENTES CIANURADOS EN COMPAÑÍA MINERA COIMALACHE S.A.”** presentado por la bachiller **ANTHUANET YANINA DÍAZ GARCIA** para optar el título profesional de Ingeniera Metalúrgica.

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 del título correspondiente.

Lima, 05 de diciembre del 2025

Firma del Director 
Mg. LUIS ALFREDO ORIHUELA SALAZAR
DNI: 08004136

DEDICATORIA

A mi familia, por el amor, comprensión y el apoyo incondicional que me brindaron en cada etapa de este proyecto. Por creer en mí incluso en los momentos más difíciles, y por brindarme la fuerza necesaria.

Gracias por ser el motor e inspiración para conseguir este logro, no habría sido posible sin ustedes.

AGRADECIMIENTOS

Dios, gracias por seguir mis pasos, dándome momentos de luz cuando necesité más apoyo. Gracias por cada vez que me ayudaste a enfrentar mis mayores miedos y obstáculos. A mi familia, por su amor incondicional, apoyo constante y confianza en mí a lo largo de este camino. La paciencia y palabras de aliento han sido pilares fundamentales para alcanzar cada uno de mis logros.

Agradezco de manera especial a la Compañía Minera Coimolache S.A., por brindarme la oportunidad de crecer profesionalmente y permitirme aplicar y fortalecer mis conocimientos en un entorno real de trabajo. Su confianza y colaboración han sido clave para el desarrollo de esta etapa formativa.

Asimismo, extiendo mi sincero agradecimiento a la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, mi alma mater, por ser el espacio donde inicié y consolidé mi formación académica. Agradezco a toda la plana docente por el apoyo para consolidar profesionales y fomentar una educación de calidad, comprometida con el desarrollo del país.

Gracias a todos por ser parte de este proceso tan retador.

ÍNDICE

DEDICATORIA.....	2
AGRADECIMIENTOS.....	3
ÍNDICE.....	4
RESUMEN	6
NOMENCLATURA.....	7
CAPÍTULO I: Introducción	8
CAPÍTULO II: Desarrollo del informe	10
2.1. Geología del mineral	10
2.1.1. Estructural.....	10
2.1.2. Alteraciones	10
2.1.3. Mineralogía.....	10
2.2. Consideraciones sobre lixiviación de oro	11
2.3. Construcción del PAD de lixiviación en Cía. Minera Coimolache	12
2.4. Operación de PAD de lixiviación.....	14
2.4.1. Apilamiento del mineral	14
2.4.2. Proceso de lixiviación.....	15
2.4.3. Sistema de bombeo de recirculación de solución barren.....	18
2.5. Planta de adsorción, desorción y lavado de carbón	18
2.6. Planta Merrill Crowe	20
2.6.1. Etapa de clarificación	20
2.6.2. Etapa de desoxigenación	22
2.6.3. Etapa de precipitación	23
2.7. Fundición del precipitado	25

2.7.1.	Secado de precipitado y obtención del mercurio como subproducto	25
2.7.2.	Fundición en horno basculante	29
2.7.3.	Tratamiento de escorias	29
2.8.	Tratamiento de efluentes cianurados sector Tantahuatay	30
2.9.	Adición de columnas de carbón para tratamiento de efluentes cianurados	32
2.9.1.	Optimización de la calidad del agua producto.....	32
2.9.2.	Evaluación de las pruebas al agua producto	33
2.9.3.	Descripción del proyecto	34
2.9.4.	Objetivos del proyecto	39
2.9.5.	Plan de ejecución	39
2.9.6.	Pruebas Metalúrgicas: Proceso de adsorción con carbón activado, seguido de coagulación en soluciones acuosas de planta de tratamiento de efluentes.....	60
2.9.7.	Resultados de la mejora-captura de oz de oro y plata	71
2.9.8.	Presupuesto	72
CAPÍTULO III: Conclusiones		74
CAPÍTULO IV: Recomendaciones		75
CAPÍTULO V: Referencias Bibliográficas		76
CAPÍTULO VI: Anexos		77

RESUMEN

El presente trabajo describe las mejoras realizadas en el sistema de tratamiento de efluentes cianurados en la Compañía Minera Coimolache S.A. El objetivo principal es instalar cinco columnas de carbón activado como un pretratamiento del agua con cianuro para mejorar la eficiencia de la PTEC THY y obtener una mejor calidad de efluente.

La sección de lixiviación cumple con los estándares técnicos y ambientales requeridos, asegurando una adecuada impermeabilización, un sistema de riego eficiente y una recolección efectiva de soluciones ricas. Este sistema permite una mejor disolución del mineral aurífero, aumentando la eficiencia del proceso y reduciendo costos operativos.

Se trabajó en la modernización de la sección de tratamiento de efluentes cianurados, en donde se utiliza la tecnología de oxidación con peróxido de hidrógeno para la reducción significativa de las concentraciones de cianuro libre y total en los vertimientos. El proceso actual de la planta de tratamiento de efluentes cianurados Tantahuatay es eficiente pero la mejora continua ha llevado a revisar opciones para optimizar la calidad del agua producto.

Los resultados del trabajo evidencian mejoras en la recuperación metalúrgica y una notable disminución del riesgo ambiental, asegurando el cumplimiento de la normativa vigente en materia de aguas residuales industriales. Este proyecto representa un avance significativo en la eficiencia operativa y la sostenibilidad de las actividades extractivas de la empresa.

NOMENCLATURA

ADR	Adsorción, desorción y recuperación
Cfm	Cubic feet per minute.
CMC	Compañía Minera Coimolache
EIAd	Estudio de impacto ambiental detallado.
ILS	Intermediate Leach Solution.
MBTU/h	Millón de unidades térmicas británicas por hora
TMD	Tonelada métrica por día.
ppb	Partes por billón
PLS	Pregnant Leach Solution.
PSI	Libras por pulgada cuadrada.
U.P.	Unidad de Producción.
VAC	Voltios de corriente alterna.
1er ITS	Primer Informe Técnico Sustentatorio.
3er ITS	Tercer Informe Técnico Sustentatorio.
2da MEIA	Segunda Modificación de Estudio de Impacto Ambiental.
3ra MEIA	Tercera Modificación de Estudio de Impacto Ambiental

CAPÍTULO I: Introducción

Compañía Minera Coimolache S.A. (CMC) es una empresa que actualmente se dedica a la producción de oro y plata. Se trata mineral oxidado con capacidad integral aprobada de 72,000 TMD (considerando el procesamiento en Tantahuatay) mediante el proceso de lixiviación en pilas y recuperación de valores a través de dos plantas de procesos: Merrill Crowe y ADR (adsorción, desorción y reactivación de carbón activado).

La U.P. Tantahuatay se desarrolla en las concesiones mineras que conforman la Acumulación Tantahuatay, la cual está ubicada en los distritos de Hualgayoc y Chugur, provincia de Hualgayoc de la región Cajamarca.

Esta unidad minera cuenta con su respectivo Estudio de Impacto Ambiental, el cual fue aprobado mediante la Resolución Directoral 172-2009-MEM-AAM el 22 de junio del 2009.

Debido a la ampliación de sus actividades mineras se presenta el Estudio de Impacto Ambiental de la Ampliación del proyecto Tantahuatay – Ciénaga Norte, aprobado mediante Resolución Directoral N° 027-2013-MEM/AAM el 24 de enero de 2013.

Para el 05 de junio de 2014, se aprobó la Modificación del Estudio de Impacto Ambiental del proyecto “Tantahuatay –Ciénaga Norte, hasta una ampliación de 30,000 TMD”, mediante Resolución Directoral N°273-2014-MEM/DGAAM.

El 26 de octubre de 2016 se aprueba mediante Resolución Directoral N°311-2016-MEM/DGAAM la Segunda Modificación del Estudio de Impacto Ambiental del proyecto “Tantahuatay – Cienaga Norte, hasta una ampliación de 60 000 TMD”.

Posterior a esto, entre los años 2017 y 2021, se desarrollan Informes Técnicos Sustentatorios (ITS) con la finalidad de dar soporte a las operaciones de la UP

Tantahuatay. Dentro de este contexto, se aprueba el Tercer Informe Técnico Sustentario de la 2da MEIA (en adelante 3er ITS) mediante R.D. N°117-2018-SENACE-JEF/DEAR, en el que se contempla que, debido al tonelaje de mineral en la pila de Tantahuatay, además de la Planta Merrill Crowe, se operará una planta ADR para el procesamiento de solución con ley intermedia (ILS). La planta de procesos ADR Tantahuatay tiene una capacidad de 800 m³/h y la planta Merrill Crowe de 1,400 m³/h, totalizando entre ambas 2,200 m³/h para la Planta del sector Tantahuatay.

El 31 de mayo del 2024 se aprueba mediante Resolución Directoral N° 00077-2024-SENACE-PE/DEAR la Tercera Modificación del Estudio de Impacto Ambiental detallado de la Unidad de Producción Tantahuatay la cual contiene la ampliación del PAD de Lixiviación Tantahuatay Fase 4, 5, 6 y 7.

Finalmente, el 27 de diciembre del 2024 mediante Resolución Directoral N° 00160-2024-SENACE-PE/DEAR se aprueba el Primer Informe Técnico Sustentatorio de la Tercera Modificación del Estudio de Impacto Ambiental de la Unidad de Producción Tantahuatay, el cual contiene una nueva ampliación del PAD de Lixiviación Tantahuatay denominada Fase 8.

CAPÍTULO II: Desarrollo del informe

2.1. Geología del mineral

2.1.1. Estructural

Metalogénicamente, los depósitos de Minera Coimolache se encuentran inmerso en un corredor estructural regional que sigue la dirección andino NW-SE. Los principales sistemas son 04: N30°-60°W (coincidente al sistema andino), N25°-50° E (sistema trasandino), N5°E-NS y N80°-90°E. Estas estructuras tensionales han favorecido y controlado el emplazamiento de la mineralización del oro y plata en el tajo Tantahuatay 2.

2.1.2. Alteraciones

Las alteraciones hidrotermales que se observan en el depósito de Minera Coimolache son propias del sistema de alta sulfuración del tipo ácido-sulfato. En la parte central se observa intensa silicificación, manifestada como brechas, estructuras y vetas de fases primaria y retrógrada. La alteración argílica avanzada es polifásica: Una fase primaria desplazando feldespatos, una fase intramineral como matriz de brecha y una fase tardía como venillas cristalizadas que rellenan cavidades. El ensamble característico es cuarzo-alunita- pirofilita; incrementándose a niveles profundos la pirofilita. La alteración argílica ocurre por lo general en los bordes de la alteración argílica avanzada (cuarzo-alunita-caolín, cuarzo-pirofilita-caolín y cuarzo-alunita-pirofilita), tanto en la parte vertical y horizontal.

2.1.3. Mineralogía

La mineralización en las zonas de óxidos es principalmente oro y electrum; emplazándose en partículas microscópicas; están asociados a óxidos de hierro (limonitas,

goetitas y hematitas) que aparecen como relleno en fracturas y matriz de brechas. Esta zona de óxidos presenta un zonamiento de 100 m a 120 m de potencia en la vertical. La ocurrencia de minerales como la piritita, enargita, covelita, algo de tennantita y tetraedrita en la zona de sulfuros primarios se presenta diseminada y en fracturas en granos finos y en cristales subhedral a euhedral.

2.2. Consideraciones sobre lixiviación de oro

En la Compañía Minera Coimolache S.A. (subsidiaria de Buenaventura), se lleva a cabo la lixiviación de oro a través del procedimiento de lixiviación en pilas con solución cianurada, para luego recuperar el metal a través de los métodos Merrill-Crowe y ADR (adsorción, desorción y regeneración con carbón activado). Este procedimiento ha sido optimizado en años recientes para incrementar la eficiencia y disminuir los gastos de operación.

Optimización de la pila de lixiviación

La pila de lixiviación, después de 11 años de funcionamiento, llegó a una altura crítica que restringía la percolación de la solución cianurada. Para minimizar este inconveniente, se impermeabilizó una zona de 4.82 hectáreas, lo que permitió una distribución más eficiente de la solución y disminuyó el tiempo de aplicación de leyes nuevas. Esta acción condujo a un aumento del 74% al 79% en la recuperación del oro, además de satisfacer el presupuesto anual desde 2020.

Sustitución del cloruro férrico por agua ácida en el tratamiento de efluentes

Coimolache hizo aplicación de agua ácida en vez de cloruro férrico para el manejo de efluentes cianurados. Esta decisión se fundamentó en investigaciones llevadas a cabo

entre 2019 y 2022, las cuales evidenciaron que el agua ácida es tan eficaz para la coagulación y regulador de pH, pero con costos operativos y logísticos más reducidos. Se proyecta que esta acción posibilitará un ahorro de cerca de US\$ 2.35 millones al año.

Proyección de expansión de operaciones

Coimolache tiene la intención de incrementar su capacidad de operación en el proyecto Tantahuatay a través de la edificación de una nueva planta de procesos y un pad de lixiviación extra en la zona de Mirador. Esta ampliación demandará una ampliación de 67.85 hectáreas, lo que totalizará 763.52 hectáreas en la concesión minera. El cambio en el Estudio de Impacto Ambiental obtuvo la aprobación en 2024, lo que posibilitó el comienzo de esta etapa de crecimiento.

2.3. Construcción del PAD de lixiviación en Cía. Minera Coimolache

El desarrollo del PAD (Pila de Lixiviación) en la empresa minera Coimolache S.A., situada en la unidad minera Tantahuatay en Cajamarca, ha sido un procedimiento gradual y técnicamente complicado que ha comenzado desde el año 2010. Este procedimiento ha involucrado diversas etapas de expansión y optimización con el objetivo de incrementar la capacidad de lixiviación y optimizar la eficiencia en las operaciones.

Detalles de la construcción del PAD de lixiviación

San Martín Contratistas Generales ha desempeñado el papel principal en la edificación de los PADs de lixiviación en Tantahuatay. Desde 2010 hasta 2021, se llevaron a cabo seis etapas consecutivas que incluyeron un total de 114 hectáreas. Las tareas llevadas a cabo comprendieron:

- Movimiento de tierras (corte y relleno).
- Instalación de sistemas de subdrenaje y recolección.
- Revestimiento con geomembranas y sobrerestimiento (over liner).
- Construcción de canales de coronación y muros de gaviones.
- Implementación de pozas para manejo de soluciones (PLS, ILS).

Estas construcciones han jugado un papel crucial en asegurar la eficacia del proceso de lixiviación y la correcta gestión de los efluentes producidos.

Expansión y modificaciones recientes

En diciembre de 2024, el Primer Informe Técnico Sustentatorio de la 3ra MEIA de la unidad de producción Tantahuatay fue aprobado por el Servicio Nacional de Certificación Ambiental para Inversiones Sostenibles (SENACE), donde se contempla la expansión del PAD de lixiviación en 3.51 hectáreas en la zona noroeste del tajo, a raíz de la detección de zonas con una mayor concentración de minerales. Adicionalmente, la estación de rebombeo será trasladada y se pondrá en marcha un sistema de gestión del agua para mejorar el riego de la Fase 8 del PAD. Estas medidas constituyen una inversión de 26 millones de dólares enfocada en incrementar la eficacia operacional y la sostenibilidad ecológica del proyecto.

Consideraciones ambientales y sociales

En el año 2017, el Organismo de Evaluación y Fiscalización Ambiental (OEFA) dispuso la interrupción de la edificación de dos pozas de sedimentación, debido a la cercanía de las obras con la quebrada Las Gradass, lo que suponía un peligro de contaminación durante el periodo de lluvia. La compañía minera ha implementado las

acciones correctivas y ha establecido un calendario de saneamiento para la zona impactada.

Además, la Compañía Minera Coimolache ha adoptado medidas responsables de gestión ambiental, como el reemplazo del cloruro férrico por agua ácida en la gestión de efluentes cianurados, lo que ha posibilitado realizar ahorros considerables y disminuir el efecto ambiental de sus actividades.

2.4. Operación de PAD de lixiviación

2.4.1. Apilamiento del mineral

El mineral es descargado en el PAD de manera ordenada, se inicia con la preparación de una rampa de acceso para poder acarrear el mineral que será apilado hasta que el nivel de este alcance una altura típica de 8 m cada banco según el criterio de operación aprobado en la 2da MEIA (octubre 2016). En cada nivel y en el toe que se forma por la descarga de los volquetes, se agrega cal en forma sólida con la ayuda de un cargador frontal de tal forma que se homogenice, con dosis de óxido de calcio en un rango de entre 1.5 y 2.0 kg CaO/TM de mineral.

Luego de la descarga del volquete quedan montículos con mineral que son empujados al borde de la pila en construcción mediante el uso de un cargador frontal o un tractor de orugas, dejando nivelado el mineral a la cota de diseño y topográficamente controlado.

Una vez se culmina con el primer nivel, se realiza la remoción de toda el área superior de la pila usando una excavadora con la finalidad de eliminar el mineral compactado producto del tránsito de equipos de línea amarilla sobre la plataforma superior de la celda durante su apilamiento. Posteriormente se inicia el llenado del segundo nivel repitiendo el procedimiento descrito.

De similar forma se construye las otras celdas y bancos de lixiviación en las diferentes áreas del PAD, así como en diferentes niveles según su crecimiento.

2.4.2. *Proceso de lixiviación*

Para el procesamiento metalúrgico de mineral se realiza riego mixto de aspersión en plataforma y goteo en taludes, con un tiempo de riego de 60 días. La pila presenta un sistema de colección de tal manera que permita diferenciar las soluciones ricas (PLS) de las soluciones intermedias (ILS), que se diferencian entre ellas por el riego de mineral fresco y mineral agotado en la plataforma de lixiviación, respectivamente.

La solución lixivante utilizada para el riego se prepara a un pH entre 10.5 a 11.0, con fuerza de cianuro controlada entre 30-70 ppm y anti-incrustante 2.0 ppm, y es bombeada desde el tanque de solución barren (135-TK-001) de 128.8 m³ de capacidad de operación hacia el PAD Tantahuatay.

2.4.2.1. Pad Tantahuatay Fase 1 y 2 (Hueco 1)

La solución lixivante se dirige hacia el tanque de rebombeo (135-TK-002) con capacidad de 142 m³ ubicado en el pad Fase 1-2 Lift 9, usando 03 bombas de caudal 550 m³/h que trabajan en paralelo (135-PU-007/008/009) para lo cual se cuenta con un flujómetro. Desde este tanque se impulsará la solución lixivante hacia los lifts superiores usando 03 bombas de caudal 550 m³/h (135-PU-012/013/014): 02 en operación paralela y 01 en stand by.

Se cuenta con 8 líneas de captación de solución rica, la cual es almacenada en las pozas PLS de 12,000 m³ e ILS de 12,000 m³ del sector Hueco 1, además se cuenta con una poza de contingencia denominado Poza de Mayores Eventos EM-1 de 100,000 m³, volumen que es utilizado para el riego del mineral en caso sea necesario completar el flujo de riego a 2,200 m³/h en la planta del sector Tantahuatay.

2.4.2.2. Pad Tantahuatay Fase 3 (Hueco 2)

La solución lixiviante se alimenta desde la planta de beneficio al tanque de rebombeo (135- TK-002) con capacidad de 142 m³ ubicado en el pad Fase 1-2 Lift 9, usando 02 bombas de caudal 550 m³/h que trabajan en paralelo.

En esta fase se cuenta con 6 líneas de captación de solución rica, la cual se almacena en las pozas PLS de 40,000 m³ e ILS de 30,000 m³, y se cuenta con una poza de contingencia 200,000 m³, volumen que es derivado a la poza EM-1 del sector Hueco 1. Los parámetros de operación del PAD Tantahuatay son los siguientes (ver Tabla 1):

Tabla 1

Parámetros de operación de las fases 1, 2 y 3 del PAD de lixiviación.

Tasa de riego nominal	12 L/h-m ²
Tasa de riesgo diseño	13 L/h-m ²
Consumo de cianuro	130 gr de NaCN/TM de mineral.
Consumo de cal promedio	1.75 kg cal/TM de mineral
Ciclo de riego	60 días
pH	>10.5

Nota: Elaboración propia.

A continuación, como se muestra en la Tabla 2, se presenta un cuadro resumen con la capacidad de las pozas de colección de solución rica e intermedia:

Tabla 2

Capacidad de las pozas de colección de la fase 1 y 2 (Hueco 1) y fase 3 (Hueco 2) del pad de lixiviación.

Zona	Poza	Capacidad (m ³)
	PLS-1	12,000
PAD Tantahuatay Hueco 1	ILS-1	12,000
(Fase 1 y Fase 2)	Mayores eventos EM-1	100,000
	PLS-2	40,000
PAD Tantahuatay Hueco 2	ILS-2	30,000
(Fase 3)	Mayores eventos EM-2	200,000

Nota: Elaboración propia.

En las pozas del sector Hueco 2 se han instalado barcazas para soportar las bombas sumergibles que alimentarán la solución colectada hacia las pozas del sector Hueco 1 donde se encuentra la planta de procesamiento. Las pozas de Mayores Eventos también están conectadas con bombas sumergibles a ambas pozas (PLS e ILS), para alimentar solución barren según la necesidad operativa.

Para las tres líneas de tuberías de HDPE (rica, intermedia y barren) que transportan la solución del Hueco 2 hasta el Hueco 1, se ha construido un canal de dos metros de ancho revestido con geomembrana ante cualquier contingencia.

Adicionalmente, las pozas cuentan con sistema para espantar aves, que consiste en un sonido especial, el cual permite que las aves no asienten sobre las soluciones cianuradas.

2.4.3. Sistema de bombeo de recirculación de solución barren

Desde el pad de lixiviación drenan por gravedad 2,200 m³/h de solución pregnant hacia las pozas PLS e ILS, ambas con capacidad de 20,000 m³ cada una. De estas pozas por medio de bombas principales y stand by se transfieren 1,400 m³/h hacia la planta Merrill Crowe y 800 m³/h a Planta ADR respectivamente, en esta última se da el proceso de adsorción de los metales de interés Au y Ag en columnas de carbón activado. La solución que atraviesa los trenes de carbón activado es filtrada en la cola mediante 03 mallas estacionarias (DSM), obteniéndose carbón fino y solución barren (pobre), la cual será redirigida al tanque barren de la Planta Merrill Crowe en donde se producirá la reposición de fuerza de cianuro libre requerida para regar el pad de lixiviación.

2.5. Planta de adsorción, desorción y lavado de carbón

La capacidad de diseño de la planta ADR Tantahuatay es 800 m³/h, el flujo proveniente de la poza intermedia (ILS-1) ingresa con una ley promedio de 0.060 ppm de Au y 0.60 ppm de Ag, mediante un sistema de adsorción con columnas de carbón activado, para producir luego de la desorción una solución concentrada en valores metálicos que es enviada al tanque de solución rica no clarificada (tanque pregnant) en el área de Merrill Crowe.

Se cuenta con dos circuitos, cada uno con capacidad de 400 m³/h. Cada circuito está conformado por 5 columnas con capacidad de 4TM de carbón activado cada una.

La solución rica impulsada desde la poza ILS-1 atraviesa el circuito de 5 columnas, cargando el carbón con valores metálicos y quedando solución empobrecida que se envía del tanque barren ubicado al final del tren o circuito al tanque barren en el área de Merrill Crowe, concluyéndose con la etapa de adsorción.

El área de desorción cuenta con dos reactores con capacidad para 6 TM de carbón activado cada uno, un calentador de aceite térmico con resistencias eléctricas, dos intercambiadores de calor tipo placas y un intercambiador de calor tipo espiral.

El carbón cargado proveniente de las columnas de adsorción es transportado (descarga) con mangueras corrugadas de 3" y eductor hacia el reactor de desorción, esto si se cumple una de dos restricciones: cuando el carbón activado se carga alrededor de 3 kg Au/ton carbón entre las dos primeras columnas o cuando la ley de la solución barren que sale del circuito es igual o mayor a 0.010ppm Au. Seguidamente se prepara en el tanque de solución strip una solución alcalina de 0.1% de soda cáustica (NaOH), 500 ppm de cianuro de sodio (NaCN) y 12 ppm de antiincrustante. La solución strip se recircula en el circuito de intercambiadores de calor hasta alcanzar una temperatura de 140°C e ingresa presurizada a 50 psi al tanque reactor que contiene el carbón cargado rico, removiendo el oro y otros metales presentes. Esta solución enriquecida (25 m³ por envío) al salir del reactor ingresará a los intercambiadores de placas para ser enfriada hasta 25°C y posteriormente enviada (entre 3 a 5 envíos dependiendo de la carga metálica) mediante una tubería de 3" al tanque de solución rica no clarificada (tanque pregnant) de la planta Merrill Crowe.

Para la etapa de regeneración del carbón, se realiza lavado ácido al carbón desorbido con el fin de eliminar sales como carbonatos y sulfatos que puedan disminuir la eficiencia del carbón. Este proceso se realiza en circuito cerrado con una solución producto de la mezcla de 1 bidón de 250L de ácido clorhídrico al 30% diluido en un tanque de 1m³ de solución barren. La preparación ingresa al reactor de acero inoxidable de 6 TM de capacidad en contracorriente. La solución, luego de ser utilizada para el lavado ácido, se descarga a la poza de Mayores Eventos (EM-1). Finalmente, el carbón desorbido y lavado es clasificado en grueso y fino, el primero es transportado mediante

un eductor tipo “Y” de 3” hacia la tolva de almacenamiento para reposición en columnas de adsorción, mientras que el fino se junta con el producto de la cosecha de los DSM para su venta como subproducto.

2.6. Planta Merrill Crowe

En este proceso se recuperan los valores metálicos de oro y la plata de la solución rica en forma de precipitados, añadiendo polvo de zinc a la solución previamente clarificada y desoxigenada.

Esta planta está diseñada para una capacidad de tratamiento de 1,400 m³/h de solución rica conteniendo valores lixiviados de oro y plata con leyes promedio en la solución rica de 0.110 ppm de Au y 0.800 ppm de Ag.

El proceso Merrill Crowe consta de tres etapas típicas: clarificación, desoxigenación y precipitación con polvo de zinc.

2.6.1. Etapa de clarificación

El área de clarificación cuenta con 04 filtros clarificadores (145-FC-001/002/003/004) con área de filtrado de 150 m² cada uno y capacidad de diseño de 360 m³/h cada uno. El ratio de flujo es de 2.4 m³/h-m² para cada filtro clarificador (ver Tabla 3), operando 03 de ellos en paralelo y 01 en stand by de forma intermitente.

Tabla 3

Datos de dimensionamiento del filtro clarificador

Tasa filtrante	2.4 m ³ /h-m ²
Área de filtrado	150 m ²
Dimensión de las placas	1.2 m x 1.2 m
Espaciamiento entre placas	3 pulg
Espesor de queque	1 pulg

Presión de operación	75 psi
Presión de diseño	120 psi a 40°C

Nota: Elaboración propia.

Desde la poza PLS-1 de 12,000 m³ se bombea solución hacia el tanque de solución rica no clarificada o tanque pregnant (145-TK-001) de 128.3 m³ de capacidad operativa con 02 bombas en operación (135-PU-003/011) y teniendo 02 bombas en stand by (135-001/002). Desde el tanque de solución rica no clarificada (tanque pregnant), la solución es impulsada con 02 bombas (145-PU-001/002) de 360 m³/h que trabajan en paralelo con variadores de velocidad para regular el flujo de acuerdo con las necesidades de la operación hacia los filtros clarificadores. Se cuenta con una bomba stand by (145-PU-003) de la misma capacidad.

Tabla 4

Condiciones de operación de filtros clarificadores

Caudal (Q/h)	360 m ³ /h
Caudal diario (Q/día)	8,640 m ³ /día
Sólidos en suspensión	20 ppm
Body feed	27 ppm
Conc. sólidos en suspensión (Cs)	0.005 %w/w

Nota: Elaboración propia.

Figura 1

Filtros clarificadores

Etapa de clarificación del procesos Merrill Crowe (solución de salida <1NTU).



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.

La preparación de la capa de tierra diatomea (precapa) que se adiciona a las lonas de las placas de los filtros clarificadores se realiza en el tanque precoat de 13.3 m³ de capacidad. Asimismo, se considera una alimentación constante de diatomea desde el tanque body feed de 13.3 m³ de capacidad.

2.6.2. Etapa de desoxigenación

La eliminación de oxígeno disuelto en la solución rica es una etapa primordial en la precipitación de oro, debido a que el exceso de oxígeno en la solución oxidaría el zinc, disminuyendo su capacidad de precipitación, al igual que un exceso de sólidos cubrirían la superficie de las partículas de zinc generando el conocido efecto de pasivación.

El objetivo de esta etapa es eliminar el oxígeno de la solución que ha sido previamente clarificada (<0.5mg/L oxígeno disuelto).

El sistema está integrado por una torre desaireadora y sus respectivos sistemas de control y relleno de tripacks de polipropileno. El vacío requerido se logra por una bomba de vacío del tipo anillo líquido (145-PU-004 A), que cuenta con una bomba de las mismas características en stand by (145-PU-004 B).

Figura 2

Torre de vacío

Etapa de desoxigenación del proceso Merrill Crowe (solución < 0.5 mg/L)



Compañía Minera Coimolache S.A.

2.6.3. Etapa de precipitación

En esta etapa se pretende precipitar el oro y la plata mediante el desplazamiento del complejo aurocianuro por el zinc.

Para ello, se agrega manualmente polvo de zinc a las tolvas de 30kg de capacidad que alimentan al cono de zinc, donde se mezcla con solución barren para formar una pulpa.

La solución que sale de la torre de desaireación es transportada por 04 bombas centrífugas verticales de 360 m³/h (01 en stand by) hacia los filtros prensa, inyectándose en el transcurso la pulpa de polvo de zinc preparada previamente y generando una reacción casi instantánea de precipitación de oro, plata y mercurio principalmente.

El área de precipitación cuenta con 04 filtros prensa de 72 placas y con área filtrante de 133 m² cada uno, operando normalmente 03 de ellos en paralelo y 01 en stand by, para coleccionar los precipitados hasta la saturación de las placas. Cuando esto sucede, el flujo es direccionado al filtro en stand by, mientras que el saturado entra a una etapa de cosecha del precipitado, y de forma rotativa cada filtro es cosechado, manteniendo un flujo continuo.

La solución empobrecida que sale de los filtros prensa es conocida como solución barren y es almacenada en un tanque (135-TK-001) para su reutilización durante el proceso.

Tabla 5

Datos de dimensionamiento del filtro prensa

Tasa filtrante	2.7 m ³ /h-m ²
Área de filtrado	133 m ²
Dimensión de las placas	1.2 x 1.2 m
Número de placas	72
Espesor de torta	32 mm
Presión de operación	90 psi
Presión de diseño	100 psi a 40°C

Nota: Elaboración propia.

Tabla 6

Condiciones de operación de filtros prensa

Caudal (Q/h)	360 m ³ /h
Caudal diario (Q/día)	8,640 m ³ /día
Conc. Au+Ag más otros	12.5 ppm
Conc. Au+Ag más otros (Cs)	0.001 %w/w

Nota: Elaboración propia.

2.7. Fundición del precipitado

Es el área donde se producen las barras bullón a partir del precipitado obtenido en la Planta Merrill Crowe.

2.7.1. Secado de precipitado y obtención del mercurio como subproducto

El precipitado obtenido de la cosecha de los filtros prensa contiene mercurio que ha sido lixiviado del mineral, para el cual se cuenta con un sistema de desmercurización conformado por tres hornos retorta eléctricos con capacidad para 300 kg de precipitado húmedo cada uno. Este precipitado proveniente del área de filtros prensa es colocado en bandejas y cargadas a los hornos retorta.

Los hornos retorta trabajan según una secuencia de operación programada siguiendo una rampa conformada por las etapas de calentamiento y enfriamiento según el siguiente cuadro:

Tabla 7*Tiempo de calentamiento de horno retorta*

Descripción	Temperatura (°C)	Tiempo
Calentamiento gradual	de 30 a 130	30 min
Mantener en	130	5 h
Calentamiento gradual	de 130 a 300	45 min
Mantener en	300	1h 30min
Calentamiento gradual	300 a 560	1h 15min
Mantener en	560	15 h
Enfriamiento	de 560 a 30	7h
Tiempo total del proceso		31

Nota: Elaboración propia.

Durante esta operación, un flujo de aire, ejercido por la operación de la bomba de vacío, arrastra los gases que se van produciendo hacia la campana superior, con el objetivo de transportar todo el contenido de mercurio del precipitado en forma de vapor.

La bomba de vacío de los hornos es conectada por una tubería hacia el sistema de condensadores en serie, donde el mercurio en estado gaseoso pasará a estado metálico por acción del enfriamiento por el agua que ingresa a los condensadores en contra corriente. El agua que sale del sistema es dirigida a un sumidero para ser evacuada posteriormente a la poza EM-1. El mercurio precipitado en estado metálico es depositado en el tanque colector y el vapor continuará su paso por los demás condensadores. El gas también pasará por un tanque conteniendo carbón activado sulfurado 6 x 12 malla como medida adicional de seguridad para atrapar posibles vapores de mercurio restantes. El gas continuará su paso uniéndose a los gases y polvos provenientes de la campana extractora del horno retorta hacia una torre de lavado de gases a la salida, para asegurar la precipitación total del mercurio.

El extractor de gases que permite la operación descrita es de una capacidad de succión de 20,000 cfm.

En el interior de la torre de lavado de gases se cuenta con un relleno de sellos anulares metálicos de alto flujo para crear áreas y mejorar el contacto entre los gases y las gotas de agua de lavado que caen por la parte superior utilizando un sistema de rociadores y una bomba con capacidad de 30 m³/h. La parte superior del depurador dispone de un demixer para mejorar la aglomeración de las gotas que puedan haber quedado arrastradas en la fase de extracción del gas.

La torre de lavado de gases se limpia abriendo una válvula instalada en su parte inferior y el agua producto del sistema es enviada a la poza EM-1.

El propósito de este sistema de lavado es que los gases que se liberan al medio ambiente no contengan valores perjudiciales. Para comprobar la efectividad de esta medida, se realiza un monitoreo con una empresa certificada externa cada seis meses.

2.7.1.1. Descripción del proceso de obtención de mercurio

2.7.1.1.1. Desmercurización

Se enciende el sistema de extracción de gases y sistema de refrigeración y/o condensación de gases, mediante la apertura de las llaves de ingreso de agua industrial.

Se carga las bandejas de secado con el precipitado húmedo proveniente de la cosecha del filtro prensa, se registra el peso y se traslada las bandejas haciendo uso del montacargas hacia los hornos retorta. Para el caso del horno retorta N°01, su capacidad es de 04 bandejas de secado, mientras que para los hornos retorta N°02 y N°03 es de 05 bandejas por horno. Una vez cargados, se procede al cierre de la puerta.

Se enciende la retorta desde el tablero de control y se programa la rampa de secado para un periodo de 31 horas. Culminado este tiempo, antes de ingresar al área de retortas, se toma lectura de la concentración de mercurio con el equipo de monitoreo Jerome. Si la lectura es menor a 0.025 ppb de vapor de mercurio se ingresará, caso contrario, el personal

esperará hasta que bajen los niveles de vapor de mercurio. Se apaga el horno retorta, luego se muestrea el precipitado seco, sacando 05 muestras, una de cada bandeja, depositándolo en el recipiente colector de muestra y se envía al laboratorio químico para determinar si se retira o se realiza un segundo ciclo de secado.

Cuando los resultados de mercurio de las muestras llevadas al laboratorio químico sean menores a 300 ppm, se retirará las bandejas del horno retorta, se apaga el horno retorta, la bomba del condensador de gases y se cierran las llaves de ingreso de agua industrial y se apertura la puerta de la retorta.

2.7.1.1.2. Cosecha, envasado y sellado de mercurio

Se procede a abrir la llave del tanque de condensación de mercurio y también la llave de la purga superior del depósito de mercurio (rebose de agua). El recipiente de mercurio deberá estar colocado en la posición para recibir la cosecha de mercurio y será llenado hasta la mitad de su volumen por su alta densidad. Se cierran la llave del tanque de condensación y la llave de desfogue o purga del depósito de mercurio.

Se tara la botella metálica con la tapa a utilizarse para almacenar el mercurio, colocándolas sobre una balanza certificada y calibrada. Luego, se procede a trasvasar desde el recipiente con mercurio a la botella metálica utilizando un embudo y se llenará hasta completar 34kg de mercurio neto. Se continúa llenando la botella con agua, para luego colocar la tapa rosca y sellarla con cinta teflón.

Se realiza la prueba de fuga, es decir, se inclina el envase en el suelo por lo menos 30 segundos para verificar si hay fugas de mercurio por la tapa u otra parte. El envase donde se llenará el mercurio debe estar en buenas condiciones, es decir, no debe haber fugas, ni perforaciones reparadas. Si hubiese alguna desviación habrá que descartarla,

para ello se deberá de contar con la certificación de inspección de la botella que cumpla los estándares para el buen almacenamiento del subproducto.

Se etiqueta la botella con un sticker en el cual se colocará el peso neto, número de lote y fecha. Luego, se disponen las botellas en las respectivas bandejas de almacenamiento, de medidas 1m x 1.4m x 0.46m, de acuerdo con el número de lote.

2.7.2. Fundición en horno basculante

La fundición del precipitado se realiza utilizando 01 horno de fundición de tipo basculante, el cual cuenta con un sistema de colada en cascada. El horno trabaja con un quemador a petróleo D-2 con ventilador incorporado de una capacidad de salida de 2.17 MBTU/h.

El sistema de inyección de aire cuenta con ductos para distribuir el aire en la sala de fundición y un inyector centrífugo con una capacidad de 20,000 cfm.

El precipitado seco y libre de mercurio proveniente de los hornos retorta es mezclado con fundentes como bórax, nitrato de potasio y carbonato de sodio. Esta mezcla es cargada al crisol para ser fundida durante un tiempo de aproximadamente 4 horas por cada colada. El metal fundido es vertido a lingoteras y se retira la escoria superficial para obtener finalmente las barras bullón como producto terminado del proceso.

Como medida de seguridad, personal autorizado del área de Planta guarda las barras que se van produciendo en una bóveda hasta su comercialización.

2.7.3. Tratamiento de escorias

Las escorias producto de la Fundición son acumuladas en sacos y a través del montacarga son elevadas en sacos a la parte superior de la tolva de gruesos de

1.0x1.5x0.90m, donde un operador ubicado sobre la plataforma de operaciones descargará los sacos y así se dará inicio al proceso de recuperación de escorias.

A través de un alimentador vibratorio la tolva de gruesos descarga al molino de bolas Ø3'x4" que después de moler las escorias descargará al TK acondicionador Ø4'x4', la descarga del repulpado va directo a la zaranda vibratoria de alta frecuencia y de la zaranda pasa al concentrador ICON #1 y #2, el concentrado obtenido regresa a la fundición y los relaves obtenidos son colocados en sacos para luego ser depositados en el PAD.

Figura 3

Tratamiento de Escorias

Área para procesamiento de escorias proveniente de la etapa de Fundición.



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.

2.8. Tratamiento de efluentes cianurados sector Tantauatay

Como consecuencia de las precipitaciones en la zona del proyecto, ocurridas en la temporada conocida como húmeda (entre los meses de noviembre a abril), se capta en

el PAD y pozas volúmenes adicionales de agua de lluvia. Debido a este incremento en el inventario de solución se hace necesario su tratamiento para el posterior vertimiento al medio ambiente o almacenamiento.

La planta que ha sido considerada para este proceso tiene una capacidad acumulada de 300 m³/h y trabaja por períodos de acuerdo con la cantidad de solución que se tenga en exceso.

Está conformada por dos circuitos de 150 m³/h de capacidad cada uno, que pueden trabajar en paralelo, estando cada circuito compuesto por 05 etapas. Esta planta ha sido diseñada para la destrucción de cianuro y precipitar también metales tales como cobre, fierro, arsénico, mercurio y zinc.

La solución barren a ser tratada es tomada de las pozas de mayores eventos (EM-1 y EM-2) pasando al primer donde se dosifica peróxido de hidrógeno al 70%, y luego al segundo tanque para reaccionar con los complejos de cianuro por un espacio de 30 min.

La solución continuará al tercer tanque donde se adiciona cal para acondicionar la solución a pH 10 – 10.5. Seguidamente la solución pasa por el cuarto tanque donde se dosificará una solución de sulfhidrato de sodio (NaSH) con el objetivo de precipitar los metales que se encuentran en concentraciones por encima del Estándar de Calidad Ambiental (usualmente cobre, fierro, arsénico y mercurio).

Luego esta solución llega a un quinto tanque, por 30 minutos adicionales, donde se dosifica agua ácida (o cloruro férrico) del proceso con el objetivo de actuar como coagulante de los metales precipitados en el paso anterior.

La solución pasa finalmente al clarificador, previa dosificación de floculante, con un tiempo de residencia de 2 horas.

La solución clarificada será bombeada hacia dos columnas con carbón activado, con la finalidad de atrapar trazas de metales pesados que pudieran pasar de la etapa

anterior. El flujo que se bombea al clarificador es de 200 m³/h. Esta solución tratada es enviada a un tanque de paso y posteriormente bombeada hacia la Poza 117, desde donde es vertida al medio ambiente.

Con el método y la infraestructura actual de tratamiento se logra cumplir con la normatividad vigente.

2.9. Adición de columnas de carbón para tratamiento de efluentes cianurados

Se plantea la instalación de cinco columnas de carbón activado con el objetivo de mejorar la calidad del efluente a tratar en la planta de tratamiento de efluentes cianurados Tantahuatay, mejorando la eficiencia y reduciendo ratio de reactivos.

2.9.1. Optimización de la calidad del agua producto

El proceso actual de la planta de tratamiento de efluentes cianurados Tantahuatay es eficiente pero la mejora continua ha llevado a revisar opciones para optimizar la calidad del agua producto. Para esto, el área de laboratorio metalúrgico de la unidad ha realizado pruebas basándose en las propiedades del carbón activado.

Dentro de la caracterización de la solución a tratar, los elementos más representativos son los siguientes:

Tabla 8

Caracterización química de la solución a tratar en la Planta de Tratamiento de Efluentes Cianurados Tantahuatay.

Parámetros (mg/L)	As	Ba	Be	B	Cd	Cu	Co	Cr	Fe	Li
Sol. PTEC	4.588	0.018	<0.00006	0.045	0.002	4.265	0.077	<0.0003	0.815	0.002
ECA Cat3	0.1	0.7	0.1	1	0.01	0.2	0.05	0.1	5	2.5

Parámetros	Mg	Mn	Hg	Ni	Pb	Se	Zn	CN- WAD	Cl-	F-	SO ₄	pH
Sol. PTEC	3.950	0.292	0.030	0.019	0.003	0.050	6.545	7.395	19.013	0.308	1,193	9.33
ECA Cat 3		0.2	0.001	0.2	0.05	0.02	2	0.1			1,000	6.5-8.5

Nota: Informe de pruebas SGS del Perú OL – 0099/115 – 22- BUENAVENTURA – COIMOLACHE.

En esta planta se aplica el proceso detox para eliminar el cianuro, precipitación de los metales y regulación de pH, dosificando reactivos como peróxido de hidrógeno, sulfhidrato de sodio (NaSH), cloruro férrico (FeCl₃) y floculante para la separación sólido – líquido en el clarificador. De este equipo se obtiene 2 productos, primero es el agua para verter al ambiente y segundo es el lodo que se dispone en áreas autorizadas hasta su venta como subproducto.

2.9.2. Evaluación de las pruebas al agua producto

Las pruebas metalúrgicas realizadas en unidad fueron corroboradas por SGS del Perú. Los resultados obtenidos determinan que la capacidad de adsorción del carbón se centra en metales como el Cu (93%), Bo (76%), Cd (42%), Mn (9%), Hg (43%), Ni (87%), Zn (45%), CN- WAD (82%), y fluoruros (59%), este comportamiento es positivo para el proceso puesto que reducirá la carga de estos metales antes de la alimentación a la planta de Tratamiento de Efluentes Cianurados al adsorberse en el carbón, mejorando consecuentemente la calidad del agua que verteremos por el E-2 (vertimiento autorizado).

Por otra parte, la reducción de estos metales traería consigo la reducción de los ratios de reactivos como NaSH y FeCl₃ que entrarían en evaluación en el tiempo.

Tabla 9

Caracterización química de agua con cianuro después de poner en contacto con carbón activado

Parámetros (mg/L)	As	Ba	Be	B	Cd	Cu	Co	Cr	Fe	Li
Sol. PTEC	3.713	0.014	<0.00006	0.017	0.001	0.555	0.076	<0.0003	0.023	0.003
ECA Cat3	0.1	0.7	0.1	1	0.01	0.2	0.05	0.1	5	2.5

Parámetros	Mg	Mn	Hg	Ni	Pb	Se	Zn	CN- WAD	Cl-	F-	SO ₄	pH
Sol. PTEC	4.326	0.017	0.003	0.003	<0.0006	0.068	1.625	1.864	24.8	0.140	1,263	9.31
ECA Cat 3		0.2	0.001	0.2	0.05	0.02	2	0.1			1,000	6.5-8.5

Nota: La concentración mostrada será la nueva alimentación a la planta de tratamiento de efluentes cianurados Tantahuatay.

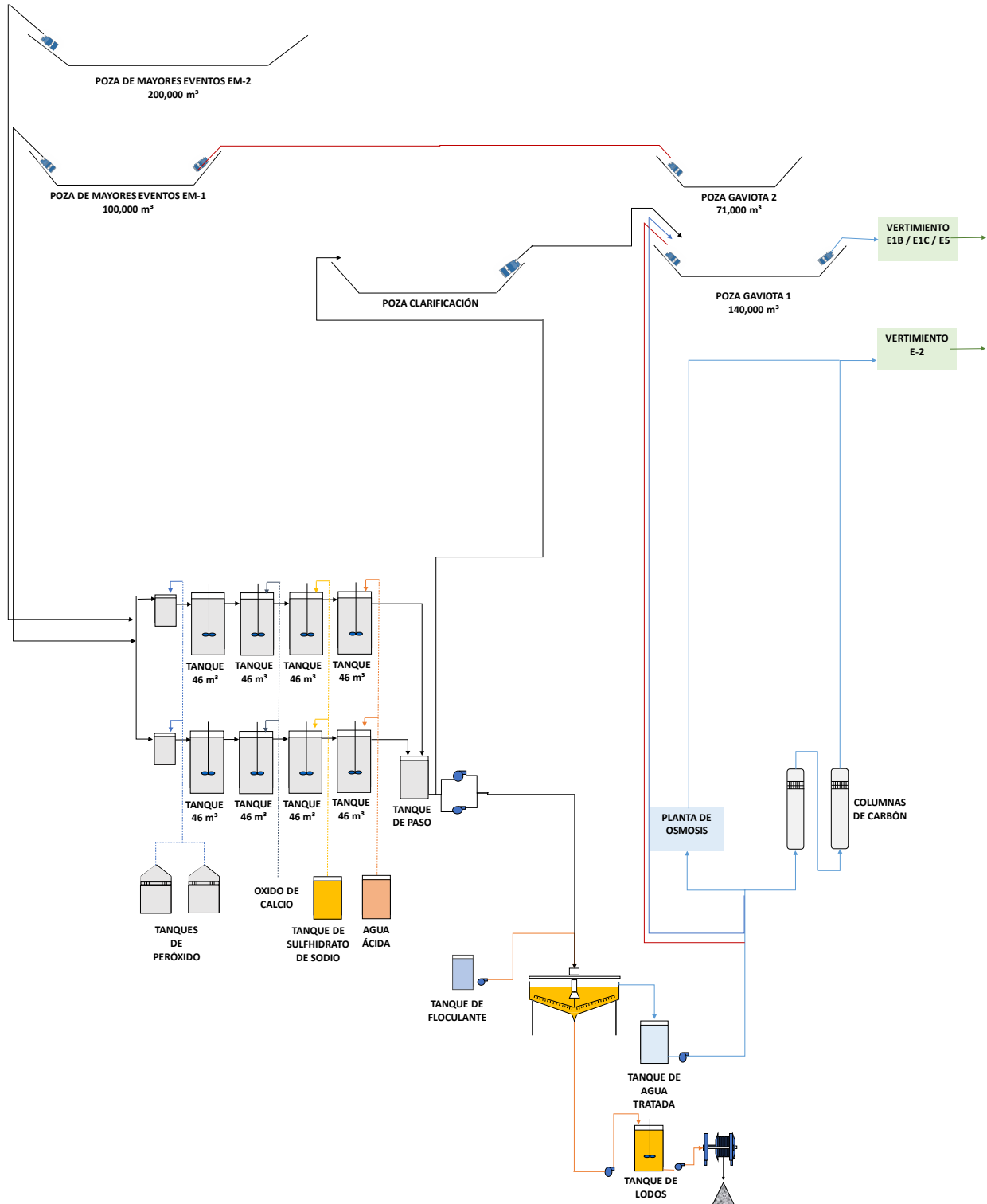
2.9.3. Descripción del proyecto

Las columnas serán colocadas antes que el agua con cianuro ingrese a la planta de tratamiento de efluentes cianurados.

Se muestra a continuación diagrama aprobado y el propuesto:

Figura 4

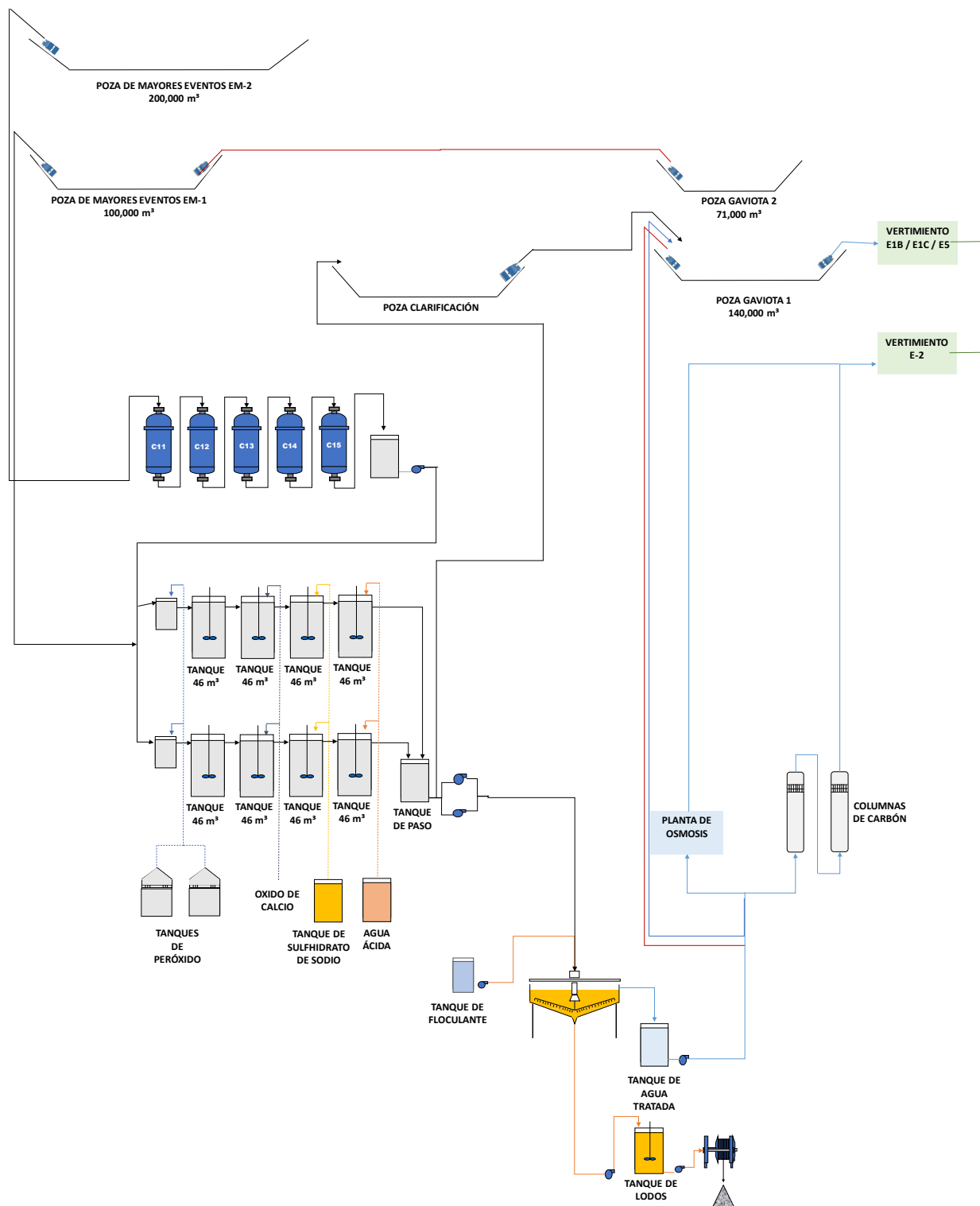
Diagrama de la Planta de Tratamiento de Efluentes Cianurados Tantahuatay sin implementación de tercer tren de carbón activado



Nota: Flowsheet elaboración propia.

Figura 5

Diagrama propuesto para el proyecto

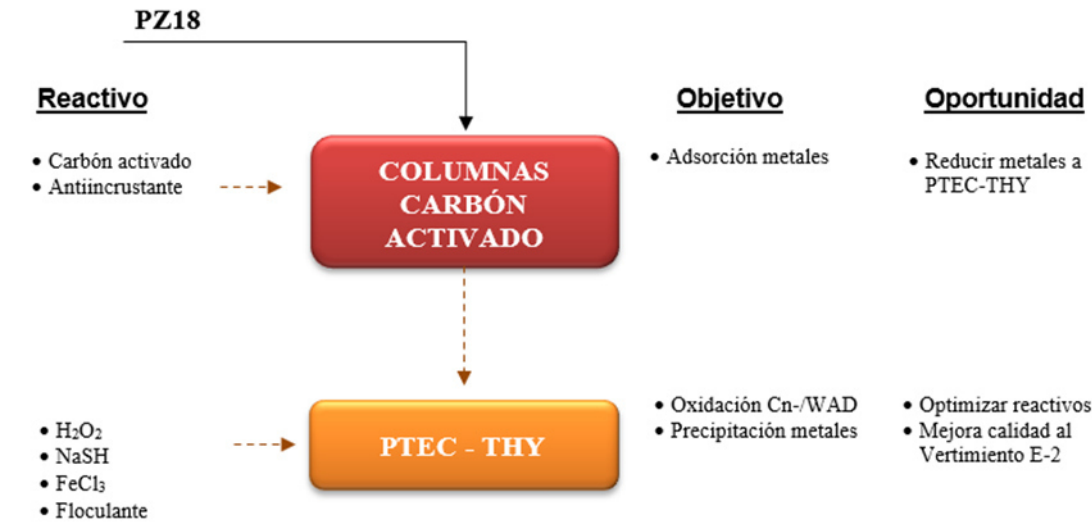


Nota: Flowsheet elaboración propia.

Para poder entender el proceso que se desarrollara en este proyecto es el siguiente:

Figura 6

Proceso desarrollado en el proyecto

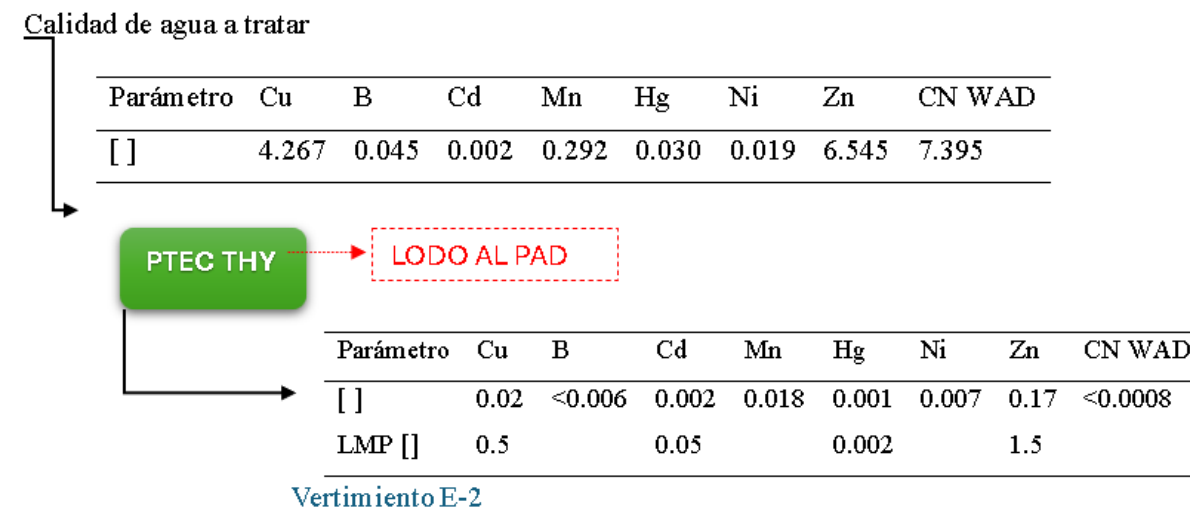


Nota: Elaboración propia.

Ejemplo de balance de concentración de metales considerando un comparativo entre el tratamiento sin y con la implementación de las columnas de carbón:

Figura 7

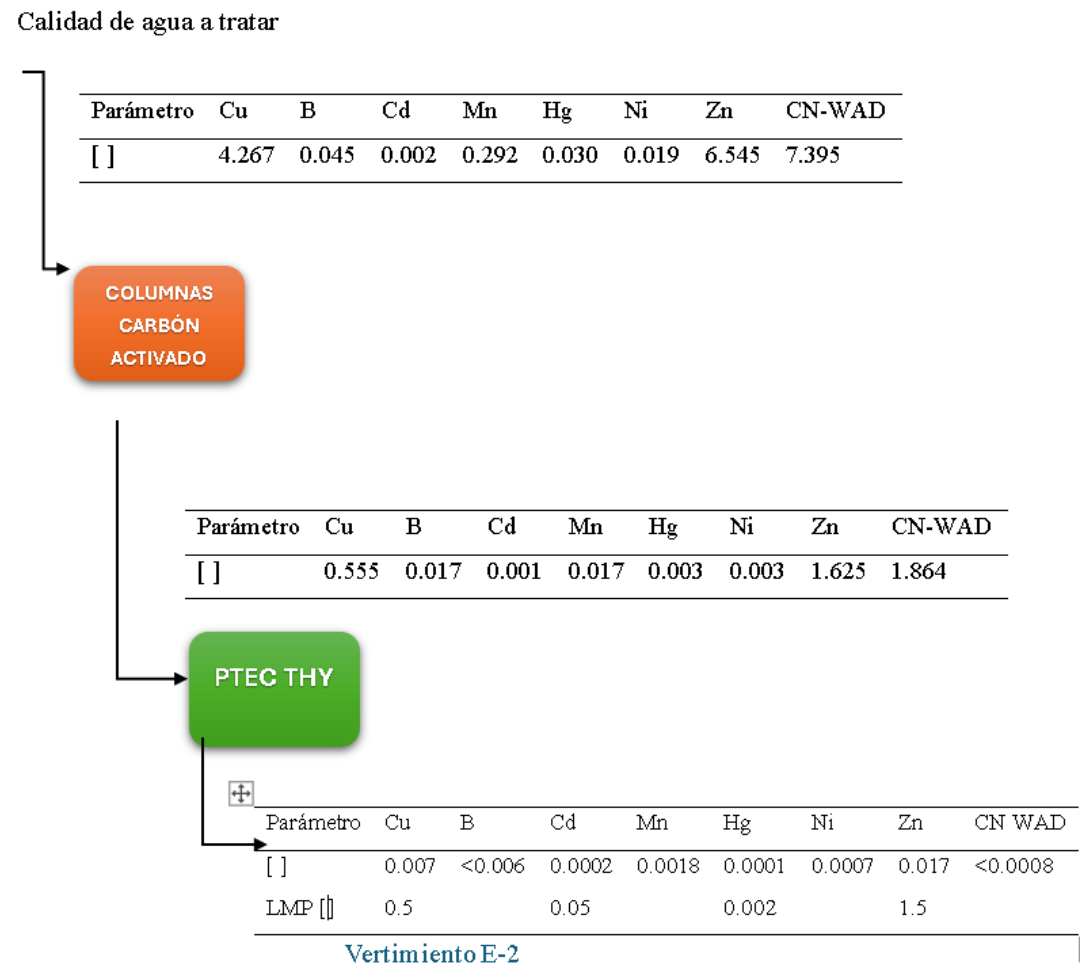
Tratamiento sin adición de columnas de carbón



*Nota:*Elaboración propia.

Figura 8

Considerando la implementación de las columnas de carbón en el proyecto



Nota: Elaboración propia.

2.9.4. *Objetivos del proyecto*

Instalar cinco columnas de carbón activado como un pretratamiento del agua con cianuro para mejorar la eficiencia de la PTEC THY y obtener una mejor calidad de efluente

2.9.5. *Plan de ejecución*

2.9.5.1. Alcance del trabajo

El proyecto de “Adición de columnas de carbón a la Planta de Tratamiento de Efluentes Cianurados Tantahuatay” contempla lo siguiente:

2.9.5.1.1. *Arquitectura*

El circuito de adsorción se compone de 5 columnas con capacidad para 4 TM de carbón activado cada una. Este componente será construido sobre un área de 186.40 m², cuyo nivel de piso terminado será 3,838.78 m.s.n.m.

Las bases de los tanques serán de Concreto Armado para evitar el contacto con la superficie de la losa mojada por precipitaciones; asimismo se adicionará un sardinel que evite el escape de la solución y un sumidero que facilite el desahogo de la zona, contruidos también de Concreto Armado, donde cada uno de los elementos tendrá una distribución de acero de acuerdo con los requerimientos y solicitudes de carga necesarios. El acabado del piso de bases, sardinel y sumidero serán de cemento pulido, ver detalle en plano CMC-ACC-100-01-PL-001.

2.9.5.1.2. *Concreto*

Las estructuras propuestas consisten en un sistema de concreto armado con una distribución de acero de acuerdo las solicitudes de carga de cada sistema estructural.

Los elementos estructurales como bases para tanques, equipos y bombas, losas, canaletas, sumideros y soportes de tuberías, serán de concreto armado con $f'c=210 \text{ kg/cm}^2$ y acero de refuerzo de $f_y=4200 \text{ kg/cm}^2$, de acuerdo con las especificaciones técnicas.

Las losas de piso tendrán pendientes de 0.5% aproximadamente, según lo indicado en los planos, hacia un sumidero o canaleta.

Las bases y estructuras de concreto en donde se apoyen estructuras metálicas y bombas llevarán grout cementicio de nivelación (mortero nivelante) según se indique en los planos.

El sistema de conexión con las estructuras de acero o súper estructuras será con pernos de anclaje debidamente empotrados en el concreto. Ver detalle CMC-ACC-100-PL-07-001@003, CMC-ACC-110-PL-07-001@002 y CMC-ACC-140-05-PL-001@004.

Tabla 10

Descripción detallada de los elementos estructurales

Descripción	Unid.	Metrado
AREA 140 - COLUMNAS DE CARBÓN		
Trabajos preliminares		
Trazo y replanteo	m ²	282.91
Limpieza de terreno manual	m ²	281.65
Movimiento de tierras		
Excavación manual en terreno normal	m ³	49.53
Nivelación y apisonado	m ²	128.17
Relleno compactado con material de préstamo	m ³	2.19
Eliminación de material excedente con equipo	m ³	69.34
Concreto simple		
Solado 1:10 (c-h)	m ³	6.07
Concreto armado		
Concreto f _c =210 kg/cm ²	m ³	66.34
Acero de refuerzo f _y =4200 kg/cm ²	kg	4021.84
Encofrado y desencofrado	m ²	196.64

Juntas			
Juntas de dilatación	m	137.60	
Juntas aserradas	m	23.69	
Varios			
Grout	m ³	0.10	
Junta impermeabilizante Tanque	m	49.70	
Rejilla tipo grating	kg	510.50	
Suministro y colocación de angular 1 1/2" x 1 1/2" x 3/16"	m	56.25	
Waterstop 6"	m	57.90	
Pernos de anclaje embebidos	und.	84.00	
Pernos de anclaje expansivos	und.	84.00	

Nota: Elaboración propia.

2.9.5.1.3. Estructuras

Las estructuras de acero serán fabricadas en acero estructural A36, tiene una densidad de 7850 kg/m³ (0.28 lb/in³). El acero A36 en barras, planchas y perfiles estructurales. Ver detalle en el plano CMC-ACC-140-02-PL-001 y CMC-ACC-100-02-PL-001@002.

Tabla 11

Descripción detallada de las estructuras de aceros

Descripción	Unid.	Cantidad
Estructura de malla DSM		
Acero ASTM A-36, arenado SSPC-SP-5, pintura epóxica, pernos alta resist. - Estructura extrapesada	kg	0.00

Acero ASTM A-36, arenado SSPC-SP-5, pintura epóxica, pernos alta resist. - Estructura pesada	kg	0.00
Acero ASTM A-36, arenado SSPC-SP-5, pintura epóxica, pernos alta resist. - Estructura mediana	kg	0.00
Acero ASTM A-36, arenado SSPC-SP-5, pintura epóxica, pernos alta resist. - Estructura liviana	kg	933.74
Grating	kg	468.97
Planchas	kg	149.68
Barandas metálicas	kg	161.70
Pernos de anclaje galvanizados	kg	20.41
Pernos de conexión	kg	29.75
Escaleras para columnas de adsorción		0.00
Paquete vendor	glb	1.00

Nota: Elaboración propia.

2.9.5.1.4. Mecánica

El proyecto está compuesto por las siguientes componentes: tanques, bombas, eductor, entre otros; las características de estos se detallan en el cuadro siguientes y en los planos en los planos CMC-ACC-100-PL-05-001@002.

Tabla 12

Descripción de componentes utilizados

Ítem	Diagrama P&ID	Código	Descripción
1	CMC-ACC-100-PL-04-001	140-TK-013@018	Columna de adsorción de carbón
			Cantidad: 5
			Diámetro: 2.82 m
			Altura: 4.73 m

			Peso de carbón:	4 t
			Caudal de operación:	300.0 m³/h
			Caudal de diseño:	360.0 m³/h
			Tamaño de carbón:	6 x 12 mallas
			Expansión de cama:	55%
			Material:	Plancha de acero estructural A36 de 9 mm de espesor para el cuerpo, y para las tapas superior e inferior.
			Características:	Cilíndrico, con tapas superior e inferior y ventana de observación lateral. Incluye plato de distribución de solución desmontable, de plancha de acero inoxidable SAE 304 de 5/16" esp., con hongos Ø 2" y manhole.
2	CMC-ACC-100-PL-04-001	140-PU-006/007	Bomba de impulsión de solución barren	
			Cantidad:	2
			Tipo:	Centrífuga horizontal
			Caudal de operación:	300.0 m³/h

			Caudal de diseño:	360.0 m ³ /h
			Altura dinámica total:	12 m
			NPSHd:	6.5 m
			Fluido a bombear:	Solución de cianuro de sodio a 100 ppm
			Densidad del fluido:	1.00 g/cm ³
			Viscosidad del fluido:	1.00 cp
			pH:	10.0 - 11.0
			Motor:	Adecuado para trabajar con variador de velocidad, 460V, 3pH, 60 Hz.
			Potencia estimada:	18.7 kW
			Altitud de operación:	3,838.5 msnm
			Temperatura ambiente:	1.8 a 10.9 °C
3	CMC-ACC-100-PL-04-001	130-PU-026	Bomba dosificadora de anti-incrustante	
			Cantidad:	1
			Tipo:	Diafragma
			Operación:	Eléctrica
			Caudal:	0-2.68 l/h
			Fluido a bombear:	Solución de anti-incrustante, 10 ppm de concentración
			Densidad del fluido:	1.34 g/cm ³
			pH:	7 - 8

			Motor:	230V, 1pH, 60 Hz.
			Potencia estimada:	0.37 kW
			Altitud de operación:	3,838.5 msnm
			Temperatura ambiente:	1.8 a 10.9 °C
3	CMC-ACC-100-PL-04-001	130-PU-026	MALLA ESTACIONARIA DSM	
			Cantidad:	1
			Tipo:	Diafragma
			Operación:	Eléctrica
			Caudal:	0-2.68 l/h
			Fluido a bombear:	Solución de anti-incrustante, 10 ppm de concentración
			Densidad del fluido:	1.34 g/cm ³
			pH:	7 - 8
			Motor:	230V, 1pH, 60 Hz.
			Potencia estimada:	0.37 kW
			Altitud de operación:	3,838.5 msnm
			Temperatura ambiente:	1.8 a 10.9 °C
4	CMC-ACC-100-PL-04-001	140-SC-002	MALLA ESTACIONARIA DSM	
			Cantidad:	1
			Tipo:	Estacionaria
			Longitud:	2.5 m
			Ancho:	1.5 m
			Altura:	2.3 m
			Abertura de malla:	100 mesh (Tyler)

			Material del cuerpo:	Plancha de acero estructural A36 de 1/4" espesor.
			Material del bastidor:	Platina de Acero estructural A36 de 2"x 1/4", 1/4"x3".
			Material de la malla:	Acero inoxidable
5	CMC-ACC-100-PL-04-001	140-ED-001	EDUCTOR PARA TRANSFERENCIA DE CARBÓN	
			Cantidad:	1
			Diámetro de ingreso:	2 pulg
			Diámetro de descarga:	3 pulg
			Diámetro de succión:	3 pulg
			Material:	Hierro fundido
			Características:	Para transferencia de carbón
6	CMC-ACC-100-PL-04-001	140-WS-003/004	MUESTREADOR DE SOLUCIÓN	
			Cantidad:	2
			Tipo:	Continuo
			Dimensiones (L x A x H):	0.6 x 0.2 x 0.6 m3 pulg
			Modelo:	Wire sampler
			Material:	Acero inoxidable
			Características:	Colector con capacidad de 2 litros de muestra.

7	CMC-ACC- 100-PL-04-001	140-TK-011	TANQUE DE PASO DE SOLUCIÓN
			Cantidad: 1 unid.
			Diámetro: 2.0 m
			Altura: 2.2 m
			Volumen total: 6.9 m ³
			Volumen de operación: 5.6 m ³
			Borde libre: 0.4 m
			Planchas de acero estructural A-36 de 1/4" espesor para el cuerpo, y 5/16" de espesor para el fondo.
			Material:
			Geometría: Cilíndrico vertical
			Características de la solución: Solución alcalina de cianuro de sodio (100 ppm NaCN)
			pH: pH = 10.0 - 11.0; T° ambiente

Nota: Elaboración propia.

2.9.5.1.5. Tuberías

La tubería para instalar en adición de columnas de carbón de la PTEC es de acero al carbono de diferentes diámetros ½", 1", 2", 3", 4", 6", 8", 10", 12", 14" y 16", los

metrados de las tuberías y accesorios se detallan en el siguiente cuadro y en los planos:
CMC-ACC-100-10-PL-001@004 y CMC-ACC-140-PL-001.

Tabla 13

Descripción de las tuberías utilizadas

Descripción	Tamaño	Unidad	Cantidad
Tuberías			
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 80, sin costura	1/2"	m	5.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 80, sin costura	1"	m	4.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 80, sin costura	1 1/2"	m	35.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 40, sin costura	2"	m	6.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 40, sin costura	3"	m	59.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 40, sin costura	4"	m	8.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 40, sin costura	6"	m	1.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 40, sin costura	8"	m	1.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, SCH 40, sin costura	10"	m	5.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, STD, sin costura	12"	m	91.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, STD, sin costura	14"	m	4.0
Tubería de acero al carbono A53 GR B, STD, sin costura	16"	m	17.0

Tubería HDPE SDR 17 PE 3408 ASTM F714	16"	m	105.0
Accesorios			
Back up ring ANSI 150 hierro dúctil A536-80 160 psi	16"	Unid	2.0
Brida ciega ANSI 150 RF, acero al carbono A105	6"	Unid	1.0
Brida ciega ANSI 150 RF, acero al carbono A105	16"	Unid	1.0
Brida roscada NPT ANSI 150 RF, acero al carbono A105	1 1/2"	Unid	12.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	2"	Unid	5.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	3"	Unid	80.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	4"	Unid	4.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	6"	Unid	2.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	8"	Unid	3.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	10"	Unid	4.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	12"	Unid	66.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	14"	Unid	3.0
Brida SO ANSI 150 RF, acero al carbono A105	16"	Unid	2.0
Bushing reducción clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	2"x1 1/2"	Unid	1.0
Codo 45° HDPE SDR 17 segmentado 100 psi	16"	Unid	3.0
Codo 45° RL SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	3"	Unid	11.0
Codo 45° RL STD, acero al carbono A234 GR WPB	12"	Unid	3.0
Codo 45° RL STD, acero al carbono A234 GR WPB	14"	Unid	3.0
Codo 90° clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	1/2"	Unid	6.0
Codo 90° clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	1"	Unid	6.0
Codo 90° clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	1 1/2"	Unid	15.0

Codo 90° clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	2"	Unid	3.0
Codo 90° HDPE SDR 17 segmentado 100 psi	16"	Unid	2.0
Codo 90° RC SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	10"	Unid	2.0
Codo 90° RC STD, acero al carbono A234 GR WPB	12"	Unid	8.0
Codo 90° RC STD, acero al carbono A234 GR WPB	16"	Unid	2.0
Codo 90° RL SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	3"	Unid	17.0
Codo 90° RL SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	4"	Unid	5.0
Codo 90° RL STD, acero al carbono A234 GR WPB	12"	Unid	9.0
Codo 90° RL STD, acero al carbono A234 GR WPB	16"	Unid	5.0
Conector rápido de leva y ranura de acero inoxidable 316, tipo A,	3"	Unid	34.0
Copla clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	1/2"	Unid	2.0
Copla clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	2"	Unid	1.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	1 1/2"	Unid	11.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	2"	Unid	5.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	3"	Unid	46.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	4"	Unid	4.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	6"	Unid	2.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	8"	Unid	3.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	10"	Unid	4.0

Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	12"	Unid	38.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	14"	Unid	3.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/8" espesor	16"	Unid	2.0
Empaquetadura plana RF ANSI 150 EPDM 1/4" espesor	16"	Unid	2.0
Espárrago roscado, alloy stell ASTM A193-97, acero al carbono A194-2H, ASME B1.1.	1/2"x5"	Unid	41.0
Espárrago roscado, alloy stell ASTM A193-97, acero al carbono A194-2H, ASME B1.1.	5/8"x6"	Unid	336.0
Espárrago roscado, alloy stell ASTM A193-97, acero al carbono A194-2H, ASME B1.1.	3/4"x8"	Unid	26.0
Espárrago roscado, alloy stell ASTM A193-97, acero al carbono A194-2H, ASME B1.1.	7/8"x8"	Unid	443.0
Espárrago roscado, alloy stell ASTM A193-97, acero al carbono A194-2H, ASME B1.1.	1"x10"	Unid	57.0
Flange adapter HDPE SDR 17 inyectado 100 psi	16"	Unid	2.0
Junta de expansión bridada ANSI 150 de EPDM/poliéster 225 psi	1 1/2"	Unid	1.0
Junta de expansión bridada ANSI 150 de EPDM/poliéster 225 psi	3"	Unid	1.0
Reducción concéntrica SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	4"x2"	Unid	1.0
Reducción concéntrica SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	12"x8"	Unid	3.0
Reducción excéntrica SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	14"x10"	Unid	3.0
Socket 3000#, acero al carbono A105	12"x2"	Unid	6.0
Tee clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	1/2"	Unid	2.0

Tee clase 150, roscado NPT, hierro fundido negro A197	1 1/2"	Unid	6.0
Tee red SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	6"x4"	Unid	1.0
Tee SCH 40, acero al carbono A234 GR WPB	3"	Unid	6.0
Tee STD, acero al carbono A234 GR WPB	12"	Unid	29.0
Threadolet 3000#, acero al carbono A105	4"x1/2"	Unid	2.0
Threadolet 3000#, acero al carbono A105	6"x1/2"	Unid	1.0
Threadolet 3000#, acero al carbono A105	12"x1"	Unid	3.0
Threadolet 3000#, acero al carbono A105	12"x1/2"	Unid	7.0
Threadolet 3000#, acero al carbono A105	12"x2"	Unid	3.0
Threadolet 3000#, acero al carbono A105	14"x1/2"	Unid	3.0
U-bolt de fierro, 02 tuercas y 02 arandelas para tubo	4"	Unid	4.0
U-bolt de fierro, 02 tuercas y 02 arandelas para tubo	6"	Unid	1.0
U-bolt de fierro, 02 tuercas y 02 arandelas para tubo	8"	Unid	1.0
U-bolt de fierro, 02 tuercas y 02 arandelas para tubo	10"	Unid	2.0
U-bolt de fierro, 02 tuercas y 02 arandelas para tubo	12"	Unid	5.0
U-bolt de fierro, 02 tuercas y 02 arandelas para tubo	14"	Unid	1.0
U-bolt de fierro, 02 tuercas y 02 arandelas para tubo	16"	Unid	4.0
Unión universal 3000#, roscada NPT, acero al carbono A105	1/2"	Unid	2.0
Unión universal 3000#, roscada NPT, acero al carbono A105	1"	Unid	4.0
Unión universal 3000#, roscada NPT, acero al carbono A105	1 1/2"	Unid	6.0

Nota: Elaboración propia.

2.9.5.1.6. Obras eléctricas

El proyecto comprende la instalación de las redes internas de alumbrado, tomacorrientes e instalaciones externas sistema de puesta a tierra necesarios para el

funcionamiento adecuado de la Adición de Columnas de Carbón. Ver detalle en los planos: CMC-ACC-100-06-PL-001@008.

a) Suministro de energía eléctrica

El suministro de energía al Proyecto de la adición columnas de carbón, será en 480 Vac, desde el Cuarto Eléctrico de la Planta existente de Merrill Crowe, donde está instalada el Tablero General 100-TG-002 para la alimentación de la energía al sistema, suministro de energía será por parte de Minera Coimolache.

El tablero 100-TG-002, está instalado dentro de la Sala Eléctrica tipo container 100-ERR-001, en dicha sala se ubicarán los tableros que alimentarán a todos los equipos de fuerza, tomacorrientes y alumbrados de dicha planta.

b) Circuitos derivados

Los circuitos derivados de los tableros de distribución se han considerado hasta cada salida de los equipos de fuerza, alumbrado y tomacorrientes mediante conductores de cobre, tendido en tuberías de PVC-P, bandejas portacables y tuberías conduit de F°G°.

- Las tuberías de PVC solo se han considerado subterráneas en tramos en piso donde se requiera.
- La bandeja portacables se instalará adosada a la estructura metálica.
- Las tuberías de F°G°, solo se instalarán cuando la tubería este expuesta a la intemperie.

c) Protección sistema puesta a tierra (spat)

La adecuada conexión a tierra del sistema eléctrico es un factor de suma importancia tanto para la seguridad del personal y como para el equipo eléctrico.

El correcto diseño de puesta a tierra busca garantizar el control de todo tipo de tensiones, ya que la resistencia de puesta a tierra es un indicador que limita directamente el aumento máximo de potencial y controla las tensiones transmitidas, según normas técnicas IEC 60364-4-442, ANSI/IEEE 80, NTC 2050 y NTC 4552.

El sistema de puesta a tierra estará conformado por una combinación de conductores de cobre desnudo de 120 mm² y varillas de cobre de 3/4" x 2.4m, la conformación de los conductores de cobre será en cuadrículas y en cada intersección se utilizarán soldadura exotérmica, para las conexiones a los equipos se harán derivaciones de la malla con conductor de 70 mm² los cuales estarán directamente conectados a los equipos eléctricos y mecánicos, bandeja portacables y estructuras como tanques, cobertizos, etc. La conexión de puesta a tierra para los tomacorrientes se hará con conductor aislado con la línea de energía desde su tablero de distribución correspondiente.

Los conductores de tierra que emerjan de pisos o placas de concreto serán alojados en tubería de PVC.

Para el diseño del sistema de puesta a tierra se han considerado las recomendaciones de las normas IEEE STD 80-2000 Guide for Safety in Substation Grounding y IEEE STD-42-1982 Recommended Practice for Grounding.

Todos los cables de puesta a tierra serán de cobre desnudo electrolítico temple blando, fabricado bajo normas ASTM B8. Tendrán alta resistencia a la corrosión, especialmente para instalaciones en zonas con alta humedad.

Todas las varillas de puesta a tierra se han contemplado de cobre 99.9 % de pureza, con conector de bronce en su extremo, mientras que las varillas de modelo cilíndrico con terminación en punta (Ø 3/4", 2.4 m. de longitud).

d) Materiales eléctricos

Los equipos y materiales serán especificados teniendo en consideración el lugar de instalación, la certificación UL y el cumplimiento de las normas de fabricación nombradas en cada especificación.

El grado de protección de los equipos de uso interior será Nema 12 como mínimo, es decir serán herméticos al polvo y a chorros indirectos de agua.

El grado de protección de los equipos de uso exterior será Nema 4 como mínimo, es decir serán herméticos al polvo y a chorros directos de agua.

e) Conductores

Los conductores deberán ser adecuados para el lugar de instalación, uso y tensión. Los cables de fuerza para cableado de tablero a tablero, alumbrado y tomacorrientes serán de cobre recocido, cableado concéntrico, comprimido, aislamiento de polietileno reticulado (XLPE) y cubierta exterior de PVC.

Los cables de fuerza para las bombas en general serán de cobre electrolítico, clase 5, cableado concéntrico, aislamiento de polietileno reticulado (XLPE) y cubierta exterior de PVC, pantalla de cinta de aluminio-poliéster colocada helicoidalmente sobre los conductores aislados, sobre ésta se coloca una trenza de cobre estañado.

El material del aislamiento será retardante al fuego.

Los conductores de fuerza deberán estar separados de los cables de control o de instrumentación.

Para la selección de los conductores se tomarán en cuenta dos criterios fundamentales.

- Selección por capacidad de conducción de corriente.
- Selección por caída de tensión.

Además de ello tener en cuenta los factores de instalación.

Desde el punto de vista de capacidad, los cables de alimentación se dimensionarán agregando un 25% con respecto a su capacidad calculada.

f) Tubería, uniones y curvas de acero galvanizado

Las tuberías de acero galvanizado por inmersión en caliente según norma ANSI C80.6, y éstas deben estar diseñadas para proteger los cables eléctricos en instalaciones industriales y en ambientes corrosivos. Serán del tipo IMC (Intermediate Metal Conduit).

Para el caso de las tuberías conduit flexibles estas serán de acero galvanizado y para el caso de ser necesario serán con forro de PVC y especificación Liquid Tight, bajo la norma UL.

Todas las tuberías, uniones y curvas conduit IMC serán fabricados con acero al carbono según norma AISI/SAE 1008.

Para evitar que filos cortantes puedan romper o rasgar el aislamiento de los cables eléctricos, los extremos de los tubos deben estar desbarbados interiormente y en el interior del tubo no deberá tener el cordón de soldadura (Sin costura).

La mínima tubería para emplear es de Ø 19mm (3/4”).

Las fabricaciones y pruebas a los tubos, uniones y curvas conduit deberán cumplir las normas ANSI C80.6, NTC-169, UL 1242, UL6.

g) Tubería, uniones y curvas pvc-p

La tubería PVC-P (tubería rígida pesada de cloruro de polivinilo) solo se instalará empotrada en el piso y en la distribución del SPAT.

Se está tomando en cuenta que el curvado en obra de los conductos rígidos de PVC-P está permitido en la medida que se cuente con los equipos de curvado específicamente requeridos para este propósito.

h) Máxima Separación de Soportes de Conductos

Todos los conductos rígidos de PVC de una misma dimensión deben ser sujetos a ganchos o a superficies sólidas.

i) Cajas condulet ovalada

Las cajas condulet exteriores serán de un grado de hermeticidad NEMA 4, las interiores podrán tener un grado NEMA 12, serán tipo Conduit y de Fierro Galvanizado.

Las cajas condulet tipo Conduit serán fabricados con aleación de aluminio inyectado, para asegurar una elevada resistencia mecánica y a la corrosión.

Deberán poseer rosca Standard NPT. Serán suministradas con tapa, junta de sellado de tapa, tornillos y protector de cables con terminación superficial en pintura de aluminio acrílico y el proveedor entregará el Certificado de Calidad bajo Norma UL.

La mínima caja conduit a emplear será para la tubería conduit de Ø 19 mm (3/4").

Las cajas condulet serán de fierro galvanizado del tipo pesado de 1.5mm de espesor. Las cajas tendrán empaquetadura, para la fijación de sus tapas.

Las cajas de fierro galvanizado recibirán una mano de pintura anticorrosiva, para su protección e identificación.

Tabla 14

Descripción	Unid.	Metrado
Tablero de Distribución de Adsorción 0.48 kV., 140-TD-001	glb	1.00
CONDUCTORES ELÉCTRICOS		
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / EMC, 1x3C#6AWG	m	32.00
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / EMC, 1x3C#8AWG	m	129.00
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / XHHW-2, 1x3C#10 AWG	m	31.00
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / XHHW-2, 1x3C#6 AWG+(G)	m	69.00
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / XHHW-2, 1x2C#12 AWG+(G)	m	176.00
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / XHHW-2, 1x2C#10 AWG+(G)	m	31.00
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / XHHW-2, 1x2C#8 AWG+(G)	m	69.00
Conductor de 0.6/1 kV, 90 °C, Clase B, Cubierta XLPE / XHHW-2, 1x12C#14 AWG+(G)	m	160.00
MATERIALES VARIOS		
Tubería Conduit de Fe. Galvanizado IMC de 3/4", 3 m.	pza.	8.00
Tubería Conduit de Fe. Galvanizado IMC de 1", 3 m.	pza.	7.00
Tubería Conduit de Fe. Galvanizado IMC de 1 1/4", 3 m.	pza.	7.00
Tubería Conduit de Fe. Galvanizado IMC de 2", 3 m.	pza.	2.00
Tubería Conduit Flexible con Forro de PVC de 3/4"	m.	4.00
Tubería Conduit Flexible con Forro de PVC de 1"	m.	5.00
Tubería Conduit Flexible con Forro de PVC de 1 1/4"	m.	4.00
Unión Conduit de Fe. Galvanizado de 3/4"	und.	3.00
Unión Conduit de Fe. Galvanizado de 1"	und.	9.00

Unión Conduit de Fe. Galvanizado de 1 1/4"	und.	8.00
Tuerca con Contratuerca Ø 3/4"	und.	2.00
Tuerca con Contratuerca Ø 1"	und.	5.00
Tuerca con Contratuerca Ø 1 1/4"	und.	4.00
Tuerca Bushing con Tierra Ø 3/4"	und.	2.00
Tuerca Bushing con Tierra Ø 1"	und.	5.00
Tuerca Bushing con Tierra Ø 1 1/4"	und.	4.00
Conector hermético recto Liquid Light Ø 3/4"	und.	3.00
Conector hermético recto Liquid Light Ø 1"	und.	9.00
Conector hermético recto Liquid Light Ø 1 1/4"	und.	8.00
Abrazaderas para Riel Unistrut de 3/4"	und.	12.00
Abrazaderas para Riel Unistrut de 1"	und.	14.00
Abrazaderas para Riel Unistrut de 1 1/4"	und.	13.00
Riel simple normal liso 1 5/8" x 1 5/8", tramos de 3 m. P1000 Unistrut ó similar.	pza	8.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LR" de 3/4"	und.	5.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LR" de 1"	und.	9.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LR" de 1 1/4"	und.	8.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LB" de 3/4"	und.	5.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LB" de 1"	und.	14.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LB" de 1 1/4"	und.	12.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LL" de 3/4"	und.	5.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LL" de 1"	und.	9.00
Caja Condulet Ovalada Tipo "LL" de 1 1/4"	und.	8.00
Accesorio de Reducción de Tubería Conduit de 2" a 3/4"	und.	3.00
Acero estructural perfil C 4"x5.4x1/4", de 6 m.	pza.	3.00
Plancha de Fierro de 250x250x1/2"	pza.	4.00
Acero estructural perfil L 2 1/2"x2 1/2"x3/16", de 6 m.	und.	1.00

Gabinete de Acero Galvanizado 400x300x200 mm.	pza.	1.00
---	------	------

Nota: Elaboración propia.

2.9.5.2. Suministro de materiales

- Columnas de carbón activado (cuerpo principal de las Columnas de Adsorción, plato difusor - agitación interior de solución pregnant, accesorios del reactor, base - soporte del reactor)
- Líneas de tuberías para ingreso de agua con cianuro a las columnas de carbón y hacia PTEC THY.
- Cajón DSM - clarificador de carbón fino / malla MESH #20 // MESH #70
- El suministro de materiales y equipos se debe realizar a través de la gestión del área Logística de BVN y siguiendo los procedimientos establecidos.

2.9.6. Pruebas Metalúrgicas: Proceso de adsorción con carbón activado, seguido de coagulación en soluciones acuosas de planta de tratamiento de efluentes

Compañía Minera Coimolache solicitó a SGS del Perú S.A.C. un programa de pruebas metalúrgicas, para evaluar la disminución de la concentración de iones disueltos contenidos en el agua procedente de la planta de tratamiento de efluentes (PTE).

En la etapa previa del estudio se realizaron las siguientes pruebas:

- Pruebas de adsorción con carbón activado
- Prueba de coagulación con cloruro férrico
- Prueba de coagulación con agua ácida

De acuerdo con la evaluación de los resultados obtenidos, Buenaventura solicitó realizar una prueba continua de adsorción con carbón activado (fase 1) seguido de la etapa de coagulación con cloruro férrico (fase 2), con el objetivo de evaluar la efectividad de

este proceso combinado, disminuyendo la cantidad de reactivos empleados en las pruebas iniciales.

Las pruebas se ejecutaron en solución acuosa procedente de la planta de tratamiento de efluentes (PTE), empleando reactivos enviados por el cliente, preparados a la concentración requerida para las pruebas. En la Tabla 15, se observa, la cantidad de reactivos empleados en las pruebas de coagulación.

Tabla 15

Cantidad de reactivos empleados

Prueba 1 Coagulación con FeCl ₃	Cantidad	Prueba 2 Coagulación con agua ácida	Cantidad	Prueba 3 Adsorción + coagulación	Cantidad
Volumen de solución (L)	1.00	Volumen de solución (L)	1.00	Carbón activado (g/L) ¹	18.00
Peróxido de hidrógeno (mL/L)	0.27	Peróxido de hidrógeno (mL/L)	0.27	Peróxido de hidrógeno (mL/L)	0.14
cal (g/L)	0.81	cal (g/L)	0.51	cal (g/L)	0.47
NaSH (mL)	0.33	NaSH (mL)	0.33	NaSH (mL)	0.17
Cloruro férrico FeCl ₃ (mL/L)	0.52	agua ácida (mL)	19.00	Cloruro férrico FeCl ₃ (mL/L)	0.26
Floculante (0.1%) mL	1.00	Floculante (0.1%) mL	1.00	Floculante (0.1%) mL	0.50

Nota: Datos proporcionados por SGS.

A continuación, se muestran los resultados obtenidos y las gráficas comparativas entre la prueba 3 y los resultados iniciales (prueba 1 y 2), reportadas en el informe: OL-0118 - 22 BUENAVENTURA (Destrucción de cianuro y coagulación con FeCl₃ y agua ácida) - Informe Final -etapa 1.

Tabla 16

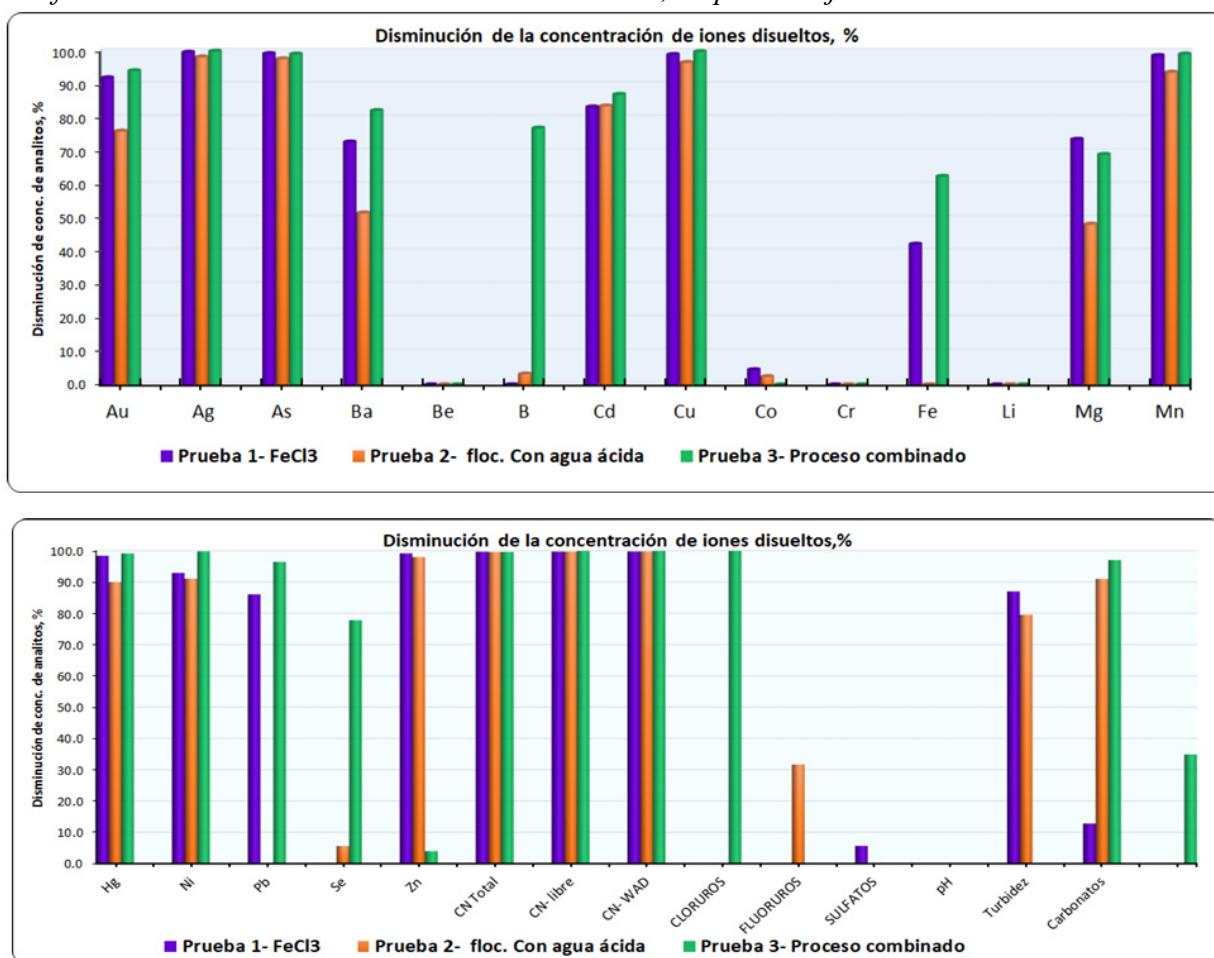
Caracterización química y resultados comparativos con pruebas 1 y 2

Analitos	unidad	Prueba 1, coagulación con FeCl3					Prueba 2, coagulación con agua ácida					Prueba 3, proceso combinado: adsorción con carbón activado y coagulación					
		Sol. inicial	Sol. después de adición de NaSH	Sol. después de FeCl ₃ y floculante	ECA	Disminución de conc. de iones disueltos en %	Sol. inicial	Sol. después de adición de NaSH	Sol. después de agua ácida, y floculante	ECA	Disminución de conc. de iones en %	Sol. inicial	Sol. Después de adsorción con carbón activado	Sol. después de adición de NaSH	Sol. Final de prueba previa coagulación con FeCl ₃ y floculación	ECA	Disminución de conc. de iones en %
Au	mg/L	0.025	<0.002	<0.002		92.00	0.025	<0.002	0.006		76.00	0.034	<0.002	<0.002	<0.002		94.12
Ag	mg/L	0.092	0.106	0.0003		99.64	0.097	0.101	0.002		98.24	0.130	0.006	0.005	0.00004		99.97
As	mg/L	3.825	3.634	0.029	0.1	99.23	3.665	3.727	0.085	0.1	97.69	4.283	3.980	2.298	0.038	0.1	99.11
Ba	mg/L	0.023	0.022	0.006	0.7	72.73	0.017	0.026	0.008	0.7	51.48	0.025	0.021	0.017	0.004	0.7	82.19
Be	mg/L	<0.00006	0.0001	<0.00006	0.1	-	<0.00006	<0.00006	<0.00006	0.1	-	<0.00006	<0.00006	<0.00006	<0.00006	0.1	-
B	mg/L	0.032	0.032	0.033	1.00	-3.13	0.031	0.034	0.030	1.00	3.23	0.026	<0.006	<0.006	<0.006	1.00	76.92
Cd	mg/L	0.002	0.002	0.0003	0.01	83.24	0.002	0.002	0.0003	0.01	83.54	0.002	0.002	0.001	0.0002	0.01	87.01
Cu	mg/L	4.002	3.816	0.041	0.2	98.96	4.275	3.916	0.146	0.2	96.58	4.231	0.469	0.267	0.007	0.2	99.83
Co	mg/L	0.067	0.068	0.064	0.05	4.49	0.069	0.069	0.067	0.05	2.44	0.075	0.077	0.076	0.0764	0.05	-
Cr	mg/L	<0.0003	0.003	<0.0003	0.1	-	<0.0003	0.003	<0.0003	0.1	-	0.001	0.001	0.003	0.002	0.1	-
Fe	mg/L	0.909	1.464	0.526	5	42.14	0.786	1.209	0.972	5	-	0.660	0.851	0.898	0.248	5	62.46
Li	mg/L	0.002	0.004	0.003	2.5	-54.55	0.0023	0.003	0.0036	2.5	-	0.002	0.003	0.004	0.004	2.5	-
Mg	mg/L	4.007	7.522	1.059		73.57	4.379	6.238	2.272		48.12	3.930	4.222	4.310	1.217		69.03
Mn	mg/L	0.300	0.340	0.004	0.2	98.66	0.258	0.329	0.016	0.2	93.66	0.212	0.265	0.168	0.002	0.2	99.12
Hg	mg/L	0.039	0.034	0.001	0.001	98.41	0.035	0.033	0.003	0	89.95	0.048	0.009	0.005	0.0001	0.001	99.77
Ni	mg/L	0.018	0.019	0.001	0.2	92.90	0.019	0.018	0.002	0.2	91.05	0.020	0.008	0.005	0.001	0.2	96.41
Pb	mg/L	0.004	0.008	0.001	0.05	86.05	0.004	0.006	<0.0006	0.05	-	0.003	0.006	0.005	<0.0006	0.05	77.78
Se	mg/L	0.075	0.081	0.077	0.02	-1.86	0.082	0.082	0.077	0.02	5.62	0.111	0.115	0.110	0.107	0.02	3.95
Zn	mg/L	5.028	4.680	0.043	2	99.15	4.260	4.933	0.087	2	97.96	4.386	5.068	2.853	0.018	2	99.59
CN Total	mg/L	3.377	0.012	0.011	-	99.66	3.232	0.015	0.015		99.55	1.379	<0.0008	<0.0008	<0.0008		99.94
CN- libre	mg/L	2.080	0.007	0.006	-	99.73	1.860	0.006	0.006		99.66	0.949	<0.0008	<0.0008	<0.0008		99.92
CN- WAD	mg/L	3.210	0.010	0.008	0.1	99.74	2.952	0.008	0.008	0.1	99.73	1.282	<0.0008	<0.0008	<0.0008	0.1	99.94
CLORUROS	mg/L	16.878	19.960	213.205	500	-	17.623	22.080	20.255	500	-	18.048	27.560	29.545	119.470	500	-
FLUORUROS	mg/L	0.280	0.585	<0.004	1	-	0.278	0.430	0.190	1	31.65	<0.004	<0.004	<0.004	<0.004	1	-
SULFATOS	mg/L	1223	1326	1154	1000	5.65	1192	1285	1453	1000	-	1218.52	1243.39	1298.24	1261.69	1000	-
pH		8.86	11.72	10.47		-	8.88	11.41	8.69		-	9.14	9.02	11.27	10.27		-
Turbidez	NTU	33	251	4		86.97	38	172	8		79.53	33.400	49.300	90.300	1.000		97.01
Carbonatos	mg CO ₃ /L	48	84	42		12.81	33	192	3		90.99	44	43	57	28		34.86

Nota: Datos proporcionados por SGS.

Figura 9

Gráficas de disminución de concentración de iones, en porcentaje



Nota: Datos proporcionados por SGS.

En este estudio se observa, que la mayoría de los iones se encuentran en concentraciones menores a las contempladas en el ECA Cat3; excepto para los iones como:

cobalto, selenio, y los sulfatos. Finalmente, se observa que el proceso combinado es favorable con respecto a las pruebas iniciales.

2.9.6.1. Preparación y caracterización de la muestra

2.9.6.1.1. *Recepción e Inventario*

Para el desarrollo del estudio se recibieron muestras de soluciones procedentes de la planta de tratamiento de efluentes (PTE), así también los reactivos preparados aplicados a los procesos de destrucción de cianuro y coagulación. El detalle del inventario se muestra en la Tabla.

Tabla 17

Recepción e inventario de las muestras

ID MUESTRA (Cliente)	FECHA INGRESO	ASPECTO	OBSERVACIÓN
Sol. De planta de tratamiento de efluentes cianurados	01/04/2022	LÍQUIDO	1 BALDE

Nota: Datos proporcionados por SGS.

Figura 10

Soluciones y reactivos enviados



Nota: Fotografía proporcionada por SGS.

2.9.6.1.2. *Caracterización Química de solución acuosa para prueba*

Tabla 18

Resultado de análisis químico

Analitos	Unidad	Sol. Inicial	Analitos	Unidad	Sol. Inicial
Au	mg/L	0.034	Hg	mg/L	0.048
Ag	mg/L	0.13	Ni	mg/L	0.02
As	mg/L	4.283	Pb	mg/L	0.003

Analitos	Unidad	Sol. Inicial	Analitos	Unidad	Sol. Inicial
Ba	mg/L	0.025	Se	mg/L	0.111
Be	mg/L	<0.00006	Zn	mg/L	4.386
B	mg/L	0.026	CN total	mg/L	1.379
Cd	mg/L	0.002	CN-libre	mg/L	0.949
Cu	mg/L	4.231	CN-WAD	mg/L	1.282
Co	mg/L	0.075	Cloruros	mg/L	18.048
Cr	mg/L	0.0001	Fluoruros	mg/L	<0.004
Fe	mg/L	0.66	Sulfatos	mg/L	1218.52
Li	mg/L	0.002	pH		9.14
Mg	mg/L	3.93	Turbidez	NTU	33.4
Mn	mg/L	0.212	Carbonatos	mg CO ₃ /l	44

Nota: Datos proporcionados por SGS.

2.9.6.2. Pruebas experimentales y resultados

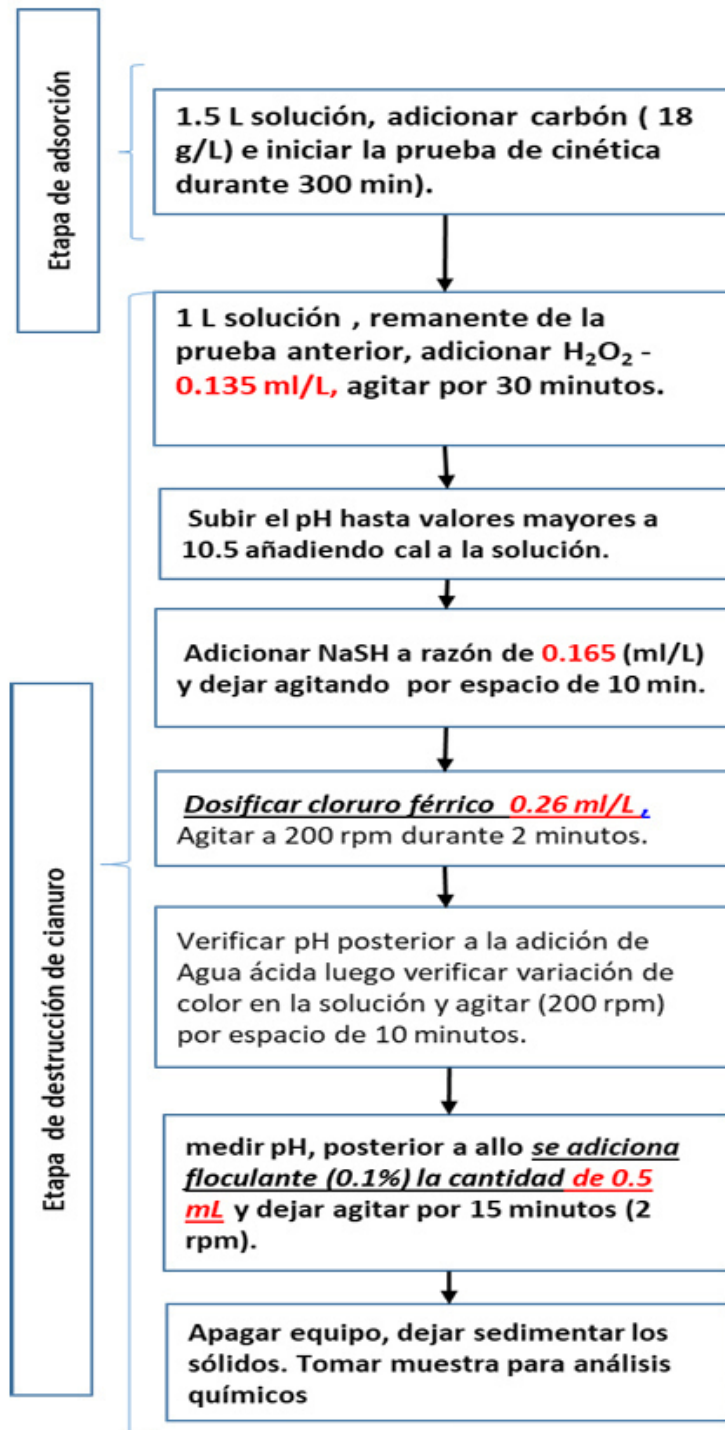
En esta sección se detallan las pruebas experimentales que se desarrollaron, bajo procedimientos indicados por Compañía de Minas Buenaventura.

2.9.6.2.1. *Prueba combinada: adsorción con carbón activado, sulfidización (NaSH), seguido de coagulación con FeCl₃*

En la siguiente Figura 11 se muestra el diagrama de flujo aplicado a la prueba y, las cantidades de reactivo utilizado en cada etapa.

Figura 11

Diagrama de flujo de prueba combinada



Nota: Datos proporcionados por SGS.

2.9.6.2.2. Resultado de prueba

En la Tabla 19 y Tabla 20, se muestran la cantidad de reactivos empleados y los resultados obtenidos respectivamente. Los valores escritos en color azul indican que están debajo de los límites contemplados en el ECA Cat3. En la Figura 12, se presenta el registro fotográfico de cada etapa.

Tabla 19

Cantidad de reactivos adicionados

Adición de reactivos	Cantidad
Carbón activado (g/l)	18.00
Peróxido de hidrogeno (ml/l)	0.14
Cal (g/l)	0.47
NaSH (ml)	0.17
Cloruro férrico FeCl ₃ (ml/l)	0.26
Floculante (0.1%) ml	0.50

Nota: Datos proporcionados por SGS.

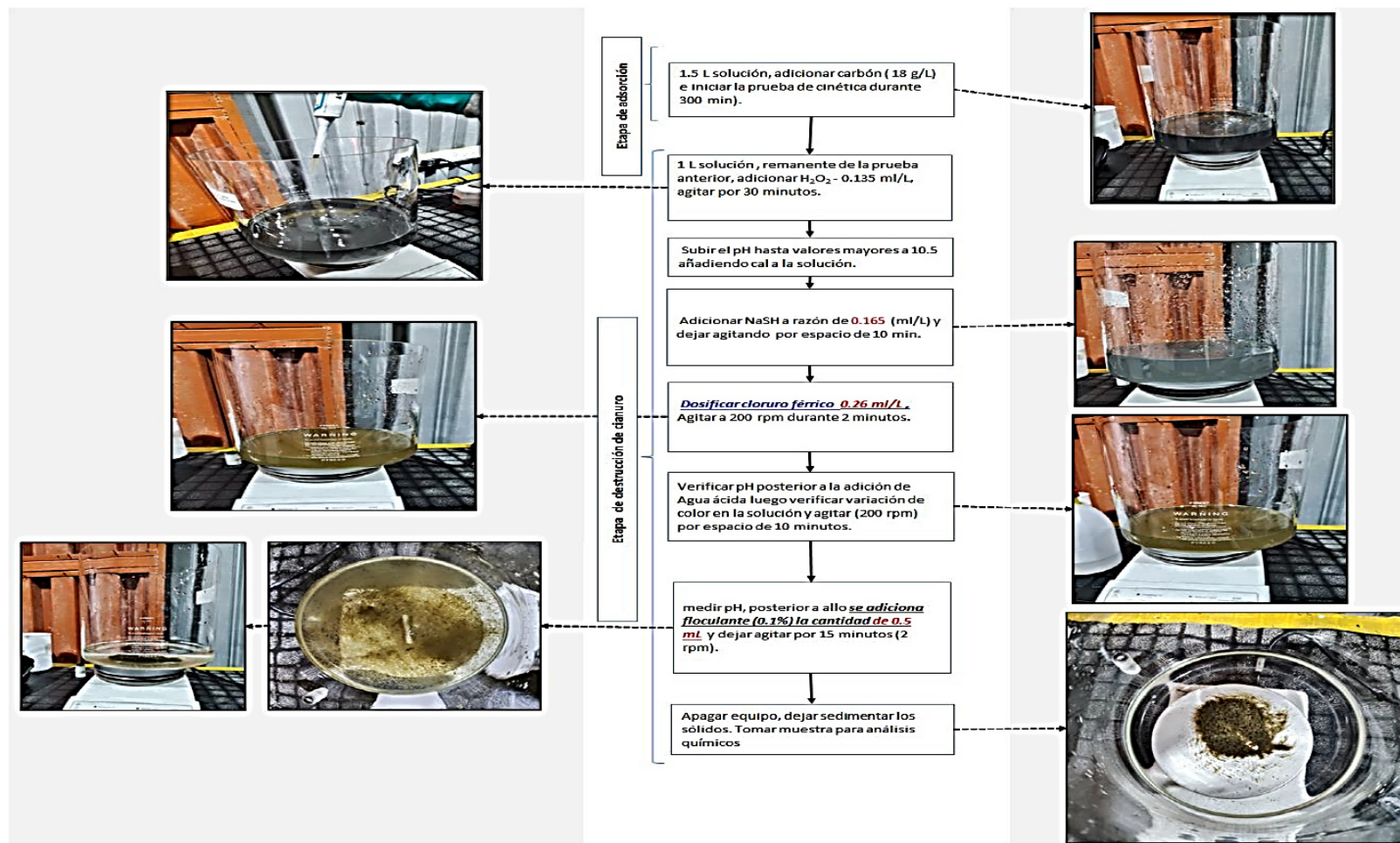
Tabla 20

Resultados obtenidos en prueba combinada

Analitos	unidad	Sol. inicial	Sol. Después de adsorción con carbon activado	Sol. después de adición de NaSH	Sol. Final de prueba previa coagulación con FeCl3 y floculación	ECA	Disminución de conc. De analitos en %
Au	mg/L	0.034	<0.002	<0.002	<0.002		94.12
Ag	mg/L	0.130	0.006	0.005	0.00004		99.97
As	mg/L	4.283	3.980	2.298	0.038	0.1	99.11
Ba	mg/L	0.025	0.021	0.017	0.004	0.7	82.19
Be	mg/L	<0.00006	<0.00006	<0.00006	<0.00006	0.1	-
B	mg/L	0.026	<0.006	<0.006	<0.006	1.00	76.92
Cd	mg/L	0.002	0.002	0.001	0.0002	0.01	87.01
Cu	mg/L	4.231	0.469	0.267	0.007	0.2	99.83
Co	mg/L	0.075	0.077	0.076	0.0764	0.05	-
Cr	mg/L	0.001	0.001	0.003	0.002	0.1	-
Fe	mg/L	0.660	0.851	0.898	0.248	5	62.46
Li	mg/L	0.002	0.003	0.004	0.004	2.5	-
Mg	mg/L	3.930	4.222	4.310	1.217		69.03
Mn	mg/L	0.212	0.265	0.168	0.002	0.2	99.12
Hg	mg/L	0.048	0.009	0.005	0.0001	0.001	99.77
Ni	mg/L	0.020	0.008	0.005	0.001	0.2	96.41
Pb	mg/L	0.003	0.006	0.005	<0.0006	0.05	77.78
Se	mg/L	0.111	0.115	0.110	0.107	0.02	3.95
Zn	mg/L	4.386	5.068	2.853	0.018	2	99.59
CN Total	mg/L	1.379	<0.0008	<0.0008	<0.0008		99.94
CN- libre	mg/L	0.949	<0.0008	<0.0008	<0.0008		99.92
CN- WAD	mg/L	1.282	<0.0008	<0.0008	<0.0008	0.1	99.94
CLORUROS	mg/L	18.048	27.560	29.545	119.470	500	-
FLUORUROS	mg/L	<0.004	<0.004	<0.004	<0.004	1	-
SULFATOS	mg/L	1218.52	1243.39	1298.24	1261.69	1000	-
pH		9.14	9.02	11.27	10.27	6.5-8.5	-
Turbidez	NTU	33.400	49.300	90.300	1.000		97.01
Carbonatos	mg CO ₃ /L	44	43	57	28		34.86

Nota: Datos proporcionados por SGS.

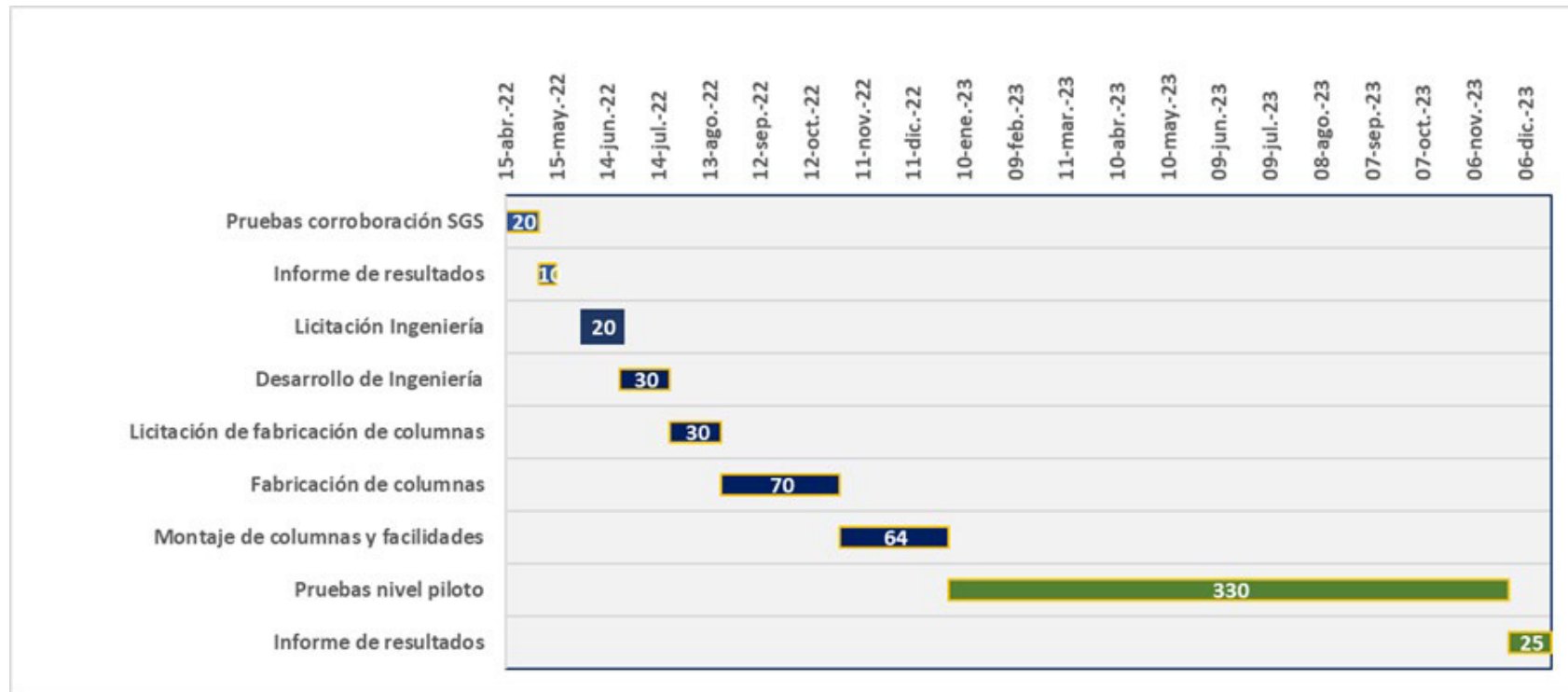
Figura 12



Nota: Fotografía proporcionada por SGS de las soluciones en cada etapa.

2.9.6.3. Cronograma de actividades

Figura 13



Nota: Elaboración propia.

2.9.7. Resultados de la mejora-captura de oz de oro y plata

En un periodo anual se procesó 470, 264 m³ de solución cianurada con contenido metálico con un pH de 8.9 promedio de alimentación a planta (factor optimizado) se extrajo 325 Oz de oro y 1, 740 Oz de plata. Los meses sin producción se deben a falta de nivel de solución cianurada en la poza de mayores eventos (EM-1 y EM-2) por ausencia de lluvia.

Tabla 21

Resumen de procesamiento junio 2023 – junio 2024

Fecha	Flujo tratado m ³	pH	Oz Au/mes	Oz Ag/mes
jun-23	36,667	9	20	117
jul-23	88,424	9	48	415
ago-23				
sep-23				
oct-23	31,894	8.6	23	163
nov-23				
dic-23				
ene-24				
feb-24				
mar-24	56,301	9	50	309
abr-24	98,072	8.9	73	295
may-24	128,747	8.9	92	364
jun-24	30,160	9	21	77
	470,265	8.9	325	1,740

Nota: Elaboración propia.

2.9.8. Presupuesto

Tabla 22

Costo total de construcción se ha calculado en US\$ 781,991.00

	Detalle	2022
300	Ingeniería	20,984
500	Procura	439,375
501	Circuito de adsorción de 05 columnas de 4.0 tn de capacidad de carbón activado +líneas de tubería	366,154
502	Tanque de almacenamiento y distribución de solución barren de 21.2 mt ³ capacidad	24,192
503	Fabricación de 01 cajón dsm-clasificador de carbón fino/malla mesh #20//mesh #70	12,506
504	Bomba de impulsión barren	30,809
505	Flujómetro de 8"	4,879
506	Muestreador de solución	835
600	Ejecución	226,670
1000	OWNER COST	6,962
1100	Carbón	88,000
	Total	781,991

*Nota:*Elaboración propia.

Tabla 23

Ganancia obtenida por la recuperación de los metales preciosos de la solución cianurada

Cantidad (Oz)	Precio por Oz	
	Au	Ag
	3,341.45 US\$	33.22 US\$
325 Au	1,085,971 US\$	
1740 Ag		57,813 US\$
Total	1,143,785 US\$	

Nota: Elaboración propia.

Utilidad neta (ganancia - costo)

Utilidad neta =1,143,784.49 – 781,991.00 = USD 361,793.49

Rentabilidad del proyecto (margen de ganancia)

$$\text{Rentabilidad} = (361,793.49/781,991.00) \times 100 \approx 46.25\%$$

Relación ganancia/costo:

$$1,143,784.49/781,991.00 \approx 1.46$$

El proyecto generó una utilidad neta de USD 361,793.49, lo cual representa una rentabilidad del 46.25% sobre el costo inicial. Estos resultados reflejan una operación eficiente desde el punto de vista económico. La relación ganancia/costo de 1.46 indica que por cada dólar invertido se obtuvieron USD 1.46 de retorno.

CAPÍTULO III: Conclusiones

- La implementación de carbón activado como pretratamiento de los efluentes cianurados reduce el contenido metálico de la solución en un 80% en promedio, lo cual se traduce en la optimización de los ratios de reactivos como NaSH y FeCl₃ que entrarían en evaluación en el tiempo.
- Los resultados obtenidos en las pruebas evidencian que la concentración de la mayoría de los iones disueltos en la solución final se encuentra por debajo de los valores máximos contemplados en los límites máximos fiscalizables (LMF).
- El proyecto generó una utilidad neta de US\$ 361,793.49, lo que representa una rentabilidad del 46.25% sobre el costo. Es un rendimiento positivo y considerable, señal de una inversión eficiente.
- Coimolache ha incrementado su capacidad forma progresiva, de 36,000 a 45,000TDM (2017) y finalmente de 45,000 a 60,000 TDM (2019). La ley promedio de procesamiento se encuentra en 0.373 g/t Au y 12.014 g/t Ag.

CAPÍTULO IV: Recomendaciones

- Realizar monitoreo constante de la composición del mineral a través de análisis geoquímico (ICP, mineralogía).
- Continuar con la investigación de reducción de metales en efluentes cianurados (como Se y Co), para asegurar el cumplimiento de la normativa vigente.
- Evaluar implementación o reemplazo de reactivos para la mejora continua del proceso, por ejemplo, antiincrustantes con efectos inhibidores de Cu y Fe.

CAPÍTULO V: Referencias Bibliográficas

- Energiminas. (2023, abril 14). *Innovación peruana: Minera Coimolache sustituye el cloruro férrico por agua ácida y genera ahorros de miles de dólares al año*. <https://energiminas.com/2023/04/14/innovacion-peruana-minera-coimolache-sustituye-el-cloruro-ferrico-por-agua-acida-y-genera-ahorros-de-miles-de-dolares-al-ano>
- Minería & Energía. (2025, enero 14). *Perú: SENACE aprueba modificaciones en la unidad Tantahuatay*. <https://mineria-pa.com/2025/01/14/peru-senace-aprueba-modificaciones-en-la-unidad-tantahuatay>
- OEFA. (2017). *El OEFA ordena paralizar la construcción de pozas de sedimentación de la minera Coimolache para evitar impacto negativo*. <https://www.oefa.gob.pe/el-oefa-ordena-paralizar-la-construccion-de-pozas-de-sedimentacion-de-la-minera-coimolache-para-evitar-impacto-negativo>
- San Martín Contratistas Generales. (s.f.). *Construcción de Pads de Lixiviación - Proyecto Tantahuatay*. Recuperado de: <https://sanmartin.com/proyectos/construccion-de-pads-de-lixiviacion-tantahuatay>

CAPÍTULO VI: Anexos

Figura 14

Vista panorámica de la planta de procesos



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.

Figura 15

Vista excavación manual para bases



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.

Figura 16

Vista de habilitación de acero en bases



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.

Figura 17

Vista concreto bases y losa



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.

Figura 18

Vista obra civiles concluidas



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.

Figura 19

Vista trabajos concluidos



Nota: Compañía Minera Coimolache S.A.