



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

**Propuesta del circuito de remolienda para mejorar la
recuperación de oro en la planta de lixiviación OMay
SAC en el departamento de La Libertad**

TESIS

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

AUTOR

Walter Josué AYALA GARCÍA

Miguel Alexis PADILLA FRIAS

ASESOR

Dr. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

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

Ayala, W. & Padilla, M. (2025). *Propuesta del circuito de remolienda para mejorar la recuperación de oro en la planta de lixiviación OMay SAC en el departamento de La Libertad*. [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica]. Repositorio institucional Cybertesis UNMSM.

Metadatos complementarios

Datos de autor 1	
Nombres y apellidos	Miguel Alexis Padilla Frias
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	72933680
URL de ORCID	No aplica
Datos de autor 2	
Nombres y apellidos	Walter Josué Ayala García
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	73263882
URL de ORCID	No aplica
Datos de asesor	
Nombres y apellidos	Vidal Sixto Aramburú Rojas
Tipo de documento de identidad	DNI
Número de documento de identidad	08608364
URL de ORCID	https://orcid.org/0000-0001-5818-8569
Datos del jurado	
Presidente del jurado	
Nombres y apellidos	Jorge Luis Ventosilla Shaw
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	08386770
Miembro del jurado 1	
Nombres y apellidos	Luis Américo Rivera del Valle

Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	10647742
Miembro del jurado 2	
Nombres y apellidos	José Luis Vidarte Merizalde
Tipo de documento	DNI
Número de documento de identidad	07397539
Datos de investigación	
Línea de investigación	C.0.4.16 Lixiviación de Minerales
Grupo de investigación	No aplica
Agencia de financiamiento	Sin financiamiento
Ubicación geográfica de la investigación	Edificio: Universidad Nacional Mayor de San Marcos País: Perú Departamento: Lima Provincia: Lima Distrito: Lima Centro poblado: Ciudad Universitaria de Lima Urbanización: Los Cipreses Manzana y lote: No aplica Calle: Germán Amézaga N°375 Latitud: -12.05611 Longitud: -77.08444
Año o rango de años en que se realizó la investigación	2023 - 2025
URL de disciplinas OCDE	Minería, Procesamiento de minerales https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05 Otras ingenierías y tecnologías https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.11.02



«Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana»

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR 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 martes 25, del mes de noviembre del 2025 siendo las 13:00 pm, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Ing. JORGE LUIS, Ventosilla Shaw	(PRESIDENTE)
Ing. JOSÉ LUIS, Vidarte Merizalde	(MIEMBRO)
Dr. LUIS AMÉRICO, Rivera Del Valle	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS Titulada: «**PROPUESTA DEL CIRCUITO DE REMOLIENDA PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE LIXIVIACIÓN OMA Y SAC, EN EL DEPARTAMENTO DE LA LIBERTAD**» presentada por Don: WALTER JOSUÉ AYALA GARCÍA, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: **METALÚRGICO**.

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

.....**SATISFACCIÓN**.....

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

.....**CATORCE (14) APROBADO**.....

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

Siendo las **13:50** horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 25 de noviembre del 2025

Ing. JORGE LUIS VENSTOSILLA SHAW
Presidente

Ing. JOSÉ LUIS VIDARTE MERIZALDE
Miembro

DR. LUIS AMÉRICO RIVERA DEL VALLE
Miembro

Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
ASESOR DE TESIS



«Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana»

**ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS PARA OPTAR 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 martes 25, del mes de noviembre del 2025 siendo las 13:00 pm, en presencia de los Señores Docentes designados como Miembros del Jurado Calificador:

Ing. JORGE LUIS, Ventosilla Shaw	(PRESIDENTE)
Ing. JOSÉ LUIS, Vidarte Merizalde	(MIEMBRO)
Dr. LUIS AMÉRICO, Rivera Del Valle	(MIEMBRO)

Reunidos para el Acto Académico Público de la Sustentación de la TESIS Titulada: «**PROPUESTA DEL CIRCUITO DE REMOLIENDA PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE LIXIVIACIÓN OMay SAC, EN EL DEPARTAMENTO DE LA LIBERTAD**» presentada por Don: MIGUEL ALEXIS PADILLA FRIAS, Bachiller en Ingeniería Metalúrgica, para la obtención del Título Profesional de Ingeniero: **METALÚRGICO**.

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

.....**SATISFACCIÓN**.....

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

.....**Catorce**..... (**14**) **Aprobado**

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

Siendo las **13:50** horas, se dió por concluido el acto académico, expidiéndose cinco (5) Actas Originales de la Sustentación de Tesis.

Lima, 25 de noviembre del 2025

Ing. JORGE LUIS VENSTOSILLA SHAW
Presidente

Ing. JOSÉ LUIS VIDARTE MERIZALDE
Miembro

DR. LUIS AMÉRICO RIVERA DEL VALLE
Miembro

Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
ASESOR DE TESIS



UNIVERSIDAD NACIONAL MAYOR DE
SAN MARCOS
Universidad del Perú, Decana de América

CERTIFICADO DE SIMILITUD

Yo, VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS en mi condición de asesor acreditado con mediante Resolución Decanal N.º 001178-2023-D-FIGMMG/UNMSM, de la tesis mancomunada, cuyo título es “PROPUESTA DEL CIRCUITO DE REMOLIENDA PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DE ORO EN LA PLANTA DE LIXIVIACIÓN OMay SAC EN EL DEPARTAMENTO DE LA LIBERTAD” presentado por los bachilleres Walter Josué Ayala García y Miguel Alexis Padilla Frias para optar el título profesional de Ingeniero Metalúrgico.

CERTIFICO que se ha cumplido con lo establecido en la Directiva de Originalidad y de Similitud de Trabajos Académicos, de Investigación y Producción Intelectual. Según la revisión, análisis y evaluación mediante la plataforma PIDS, el documento evaluado cuenta con el 18% 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, 08 de mayo de 2026

Firma del Asesor _____

Dr. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS

DNI: 08608364

ÍNDICE

RESUMEN.....	VII
ABSTRACT	IX
CAPÍTULO I INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO II PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	3
2.1. Planteamiento del Problema	3
2.1.1. Descripción Problemática	3
2.2. Formulación del Problema	4
2.2.1. Problema General	4
2.2.2. Problemas Específicos	4
2.3. Objetivos de la Investigación	4
2.3.1. Objetivo General.....	4
2.3.2. Objetivos Específicos.....	5
2.4. Hipótesis Y Variables	5
2.4.1. Hipótesis General	5
2.4.2. Hipótesis Específicos	5
2.4.3. Variables	6
2.4.4. Operacionalización de Variables	6
CAPÍTULO III MARCO TEÓRICO.....	8
3.1. Antecedentes.....	8
3.2. Bases Teóricas	10
3.2.1. El Oro.....	10
3.2.2. Fuentes Auríferas Naturales	12

3.2.2.1. Minerales de Oro	12
3.2.2.2. Minerales Asociados a Oro	13
3.2.3. Principales Yacimientos de Oro	14
3.2.3.1. Yacimientos Hidrotermales	15
3.2.3.2. Yacimientos Residuales	16
3.2.3.3. Yacimientos de Placer.....	16
3.2.4. Forma de Cuerpos Mineralizados en Yacimientos Auríferos	17
3.2.4.1. Vetas.....	17
3.2.4.2. Stockwork.....	17
3.2.4.3. Placeres	18
3.2.5. Caracterización Geometalúrgica del Oro	19
3.2.6. Lixiviación de Menas con Contenido de Metales Preciosos	24
3.2.7. Factores que Determinan la Solubilidad de Oro y Plata en un Medio Cianurado	25
3.2.7.1. Concentración de Cianuro	26
3.2.7.2. Oxigenación del Medio	27
3.2.7.3. Nivel de Alcalinidad de la Pulpa	28
3.2.7.4. Temperatura del Medio	28
3.2.7.5. Revoluciones por Minuto del Sistema	29
3.2.7.6. Tamaño de Partícula	30
3.2.7.7. Porcentaje de Sólidos en Pulpa.....	30
3.2.7.8. Especies Mineralógicas Involucradas	30
3.2.7.8.1. Minerales de Cobre.....	31

3.2.7.8.2.	Minerales de Hierro	33
3.2.7.8.3.	Minerales de Zinc	33
3.2.7.8.4.	Minerales de Plomo	33
3.2.7.8.5.	Ganga Cuarcífera.....	33
3.2.8.	Producción de Oro a Nivel Mundial y Nacional	34
3.2.9.	Exportaciones de Oro.....	36
3.2.10.	Descripción de la Planta OMay SAC.....	37
3.2.10.1.	Ubicación y Acceso	38
3.2.10.2.	Clima	38
3.2.10.3.	Flora	38
3.2.10.4.	Fauna	39
3.2.10.5.	Límites.....	39
CAPITULO IV METODOLOGÍA.....		40
4.1.	Tipo y Diseño de Investigación	40
4.2.	Unidad de Análisis.....	41
4.3.	Población De Estudio.....	41
4.4.	Tamaño de Muestra	41
4.5.	Selección de Muestra	41
4.6.	Procedimiento Metodológico de la Investigación	42
CAPÍTULO V PRUEBAS EXPERIMENTALES		43
5.1.	Análisis Mineralógico de la Investigación	43
5.2.	Distribución Volumétrica y Grados de Liberación.....	44
5.3.	Interpretación del Grado de Liberación para los Minerales que Han Intervenido en el Análisis Modal	44

5.4.	Diagrama de Flujo del Proceso Actual	50
5.4.1.	Operación de Chancado	53
5.4.2.	Operación de Molienda	56
5.4.2.1.	Determinación de la Granulometría de Molienda	59
5.4.2.2.	Balance de Materia y Determinación de la Carga Circulante	60
5.4.3.	Efecto del Tamaño de Partícula en la Cianuración.....	63
5.5.	Diagrama de Flujo Propuesto	67
5.5.1.	Diseño del Molino de Remolienda	69
5.5.2.	Determinación de los Parámetros Operativos de un Hidrociclón	71
5.6.	Monitoreo del Proceso por Instalación del Molino de Remolienda	75
CAPITULO VI DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....		77
CAPITULO VII CONCLUSIONES.....		79
CAPITULO VIII RECOMENDACIONES.....		81
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....		83
ANEXOS.....		88

DEDICATORIA

Dedicamos esta tesis en primer lugar a Dios, a nuestros padres quienes en todo momento nos apoyaron y motivaron en nuestra profesión.

A nuestros familiares en general y amigos por el apoyo y confianza que nos brindaron para poder culminar nuestra etapa universitaria con éxito y satisfacción.

AGRADECIMIENTO

Nuestro sincero agradecimiento a la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, a la cual debemos nuestra formación profesional.

Queremos expresar también nuestros más sinceros agradecimientos al Ing. Vidal Sixto Aramburú Rojas por el apoyo y orientación durante el desarrollo y culminación de esta tesis.

RESUMEN

La empresa minera OMay SAC explota minerales auroargentíferos en el departamento de La Libertad, provincia de Gran Chimú, con una capacidad de 30 TMD, mediante el proceso de lixiviación en pulpa, la cual inicia en la etapa de la molienda primaria. La problemática surgió a partir de las bajas recuperaciones que reportaban las guardias en el día a día, por lo que se planificó un proyecto de análisis y propuesta de mejora, del proceso actual. Para direccionar e identificar la problemática fue necesario caracterizar mineralógicamente el material que alimentaba a la planta haciendo uso del microscopio de luz polarizante, identificando electrum como la principal especie portadora de oro, mientras que los minerales presentes en la ganga incluyen hematita, goethita, magnetita e ilmenita, entre otros. Las pequeñas cantidades observadas de electrum hacen referencia que tanto el oro y la plata podrían estar asociadas a algún otro sulfuro. En base a los ensayos de microscopía óptica, se elaboró un plan de muestreo en el tiempo de una semana, en ambas guardias y en horarios de estabilidad de la planta, con la finalidad de desarrollar pruebas metalúrgicas de lixiviación a distintas granulometrías. En una primera etapa de pruebas se reprodujeron los resultados tomados en la planta, es decir con los valores estándar de operación, indicando una recuperación de oro igual a 81.93%. En una segunda etapa se realizaron pruebas de moliendabilidad, a partir de una muestra representativa del total del lote muestreado, determinando la función: $P80 = -5.2743t + 207.47$, la cual relaciona la granulometría con el tiempo de molienda.

Las pruebas más representativas de lixiviación se realizaron a un P80 de 75 micras, la cual se alcanzó con un tiempo de molienda de 25 minutos con cianuro, y cal suficiente para un pH igual a 11, en una primera etapa logra recuperar 84.93 %, y luego la descarga se

lixivió en botella hasta completar un tiempo de 24 horas de proceso, logrando una recuperación total de 90.07 %. En base a los resultados de laboratorio, es que se rediseño el circuito de molienda implementado un molino de remolienda 3 ½ X 4, la cual trabaja en circuito cerrado con un hidrociclón de 25 cm de diámetro y ¾ “de diámetro de ápex. Los resultados obtenidos en laboratorio se corroboraron luego de la instalación del nuevo molino, indicando valores casi similares a los obtenidos en laboratorio y aumentando la capacidad de planta a 62.7 TMH.

ABSTRACT

The mining company OMay SAC exploits aurosilver minerals in the department of La Libertad, Gran Chimú province, with a capacity of 30 TMD, using a pulp leaching process, which begins at the primary milling stage. The problem arose from the low recoveries reported by on-call operations on a daily basis, leading to a project to analyze and propose improvements to the current process. To address and identify the problem, it was necessary to mineralogically characterize the material fed to the plant using polarizing light microscopy. Electrum was identified as the main gold-bearing mineral, while the minerals present in the gangue include hematite, goethite, magnetite, and ilmenite, among others. The small amounts of electrum observed indicate that both gold and silver could be associated with another sulfide. Based on optical microscopy tests, a sampling plan was developed over a one-week period, during both shifts and during plant stability hours, with the goal of performing metallurgical leaching tests at different granulometries. In the first stage of testing, the results obtained at the plant were reproduced, that is, with standard operating values, indicating a gold recovery of 81.93%. In the second stage, grindability tests were performed using a representative sample of the entire batch sampled, determining the function: $P80 = -5.2743t + 207.47$, which relates the granulometry to the grinding time.

The most representative leaching tests were carried out at a P80 of 75 microns, which was achieved with a grinding time of 25 minutes with cyanide, and enough lime for a pH equal to 11, in a first stage it manages to recover 84.93%, and then the discharge was leached in the bottle until completing a process time of 24 hours, achieving a total recovery of 90.07%. Based on the laboratory results, the grinding circuit was redesigned, implementing a 3 ½ X 4 regrinding mill, which works in a closed circuit with a hydrocyclone of 25 cm in

diameter and $\frac{3}{4}$ "in apex diameter. The results obtained in the laboratory were corroborated after the installation of the new mill, indicating values almost similar to those obtained in the laboratory and increasing the plant capacity to 62.7 TMH.

NOMENCLATURA

%	Porcentaje
µm	Micras
min	Minutos
mg	Miligramos
G	Gramos
Kg	Kilogramos
TM	Tonelada métrica
g/TM	Gramos por tonelada métrica
kg/TM	Kilogramos por tonelada métrica
g/l	Gramos por litro
mg/l	Miligramos por litro
ppm	Partes por millón
Oz. Tr.	Onza Troy
US\$	Dólares americanos
H	Horas
seg	Segundos
°C	Centígrados
”	Pulgada
’	Pie
cm	Centímetro
m	Metro

L/S	Relación líquido solido
Oz/TM	Onzas por tonelada métrica
pH	Potencial de hidrógeno
Psi	Libra por pulgada cuadrada
kpa	Kilopascal
TMH	Tonelada métrica húmeda por día
TMS	Tonelada métrica seca por día
TMP	Tonelada métrica de pulpa por día

LISTA DE FIGURAS

Figura 1 El oro usado en joyería moche-Perú	11
Figura 2 Formación de un yacimiento aurífero	15
Figura 3 Formación de un yacimiento aurífero	17
Figura 4 Stockwork en yacimientos aurífero	18
Figura 5 Placeres en yacimientos aurífero	18
Figura 6 Pirámide de la caracterización geometalúrgica	20
Figura 7 Microscopio óptico de luz reflejada.....	22
Figura 8 Intercrecimientos mineralógicos.....	23
Figura 9 Ejemplo de registro de intercrecimientos mineralógicos	24
Figura 10 Concentración de soluciones cianuradas en función de la solubilidad de oro y plata	27
Figura 11 Recuperación de metales preciosos en función de la temperatura(°C)	29
Figura 12 Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-S-CN-H ₂ O a 25 °C	32
Figura 13 Producción aurífera mundial	35
Figura 14 Producción aurífera nacional por región	35
Figura 15 Producción aurífera nacional por empresa	36
Figura 16 Exportación aurífera peruana.....	37
Figura 17 Mapa del Gran Chimú.....	39
Figura 18 Diseño de la investigación.....	40
Figura 19 Partículas mixtas de piritita (py), electrum (el), galena (gn) y gangas (GGs)	48
Figura 20 Partículas mixtas de magnetita (mt) y hematita (hm); partículas libres de piritita (py) y gangas (GGs)	48

Figura 21 Partículas mixtas de goethita (gt) y hematita (hm); partículas mixtas de goethita (gt), ilmenita (il) y gangas (GGs).....	49
Figura 22 Partículas mixtas de electrum (el), galena (gn) magnetita (mt); partículas libres de goethita (gt) y gangas (GGs).....	49
Figura 23 Partículas mixtas de pirita (py) y pirrotita (po); partículas mixtas magnetita (mt) y hematita (hm); partículas libres de pirita (py), magnetita (mt) y gangas (GGs) .	50
Figura 24 Flowsheet actual de la planta OMay SAC.....	52
Figura 25 Distribución del tamaño de partículas en el mineral de cabeza.....	54
Figura 26 Distribución del tamaño de partículas en la descarga de la chancadora primaria	55
Figura 27 Distribución del tamaño de partículas del alimento de molienda.....	57
Figura 28 Distribución del tamaño de partículas del alimento de molienda.....	58
Figura 29 Moliendabilidad	60
Figura 30 Flowsheet con balance de materia	63
Figura 31 Recuperación total de oro a distintas granulometrías	66
Figura 32 Flowsheet propuesto de la planta OMay SAC.....	68
Figura 33 D50c vs diámetro del ciclón	74
Figura 34 Curva de capacidad Apex.....	75

LISTA DE TABLAS

Tabla 1	Operacionalización de variable dependiente	7
Tabla 2	Operacionalización de variable independiente.....	7
Tabla 3	Minerales de oro según la base de datos de mineralogía de Dana	12
Tabla 4	Principales minerales asociados a oro	14
Tabla 5	Principales minerales opacos	21
Tabla 6	Solubilidad de minerales de cobre en soluciones de 0,1 % NaCN	31
Tabla 7	Especies mineralógicas y sus respectivas abreviaturas	43
Tabla 8	Volumen porcentual y liberación de las especies presentes	44
Tabla 9	Volumen porcentual y liberación de las partículas libres y mixtas	46
Tabla 10	Tipos de entrelazamientos geométricos y la posibilidad de liberación	47
Tabla 11	Análisis granulométrico del mineral de cabeza	54
Tabla 12	Análisis granulométrico de la descarga de la chancadora primaria	55
Tabla 13	Análisis granulométrico del alimento de molienda	57
Tabla 14	Análisis granulométrico de la descarga de molienda	58
Tabla 15	Condiciones de operación en la operación de molienda.....	59
Tabla 16	Granulometrías de molienda	59
Tabla 17	Cálculo de la carga circulante con la distribución de mallas	61
Tabla 18	Densidades del alimento y descargas del hidrociclón	61
Tabla 19	Gravedad específica del mineral	62
Tabla 20	Balance cianuración directa 15 minutos – P1	64
Tabla 21	Balance cianuración en botella para 24 horas – P1	64
Tabla 22	Balance cianuración directa 20 minutos – P2	64

Tabla 23 Balance cianuración en botella para 24 horas – P2	65
Tabla 24 Balance cianuración directa 25 minutos – P3	65
Tabla 25 Balance cianuración en botella para 24 horas – P3	65
Tabla 26 Balance cianuración directa 30 minutos – P4	66
Tabla 27 Balance cianuración en botella para 24 horas – P4	66
Tabla 28 Parámetros para diseñar el molino de remolienda.....	69
Tabla 29 Factores de corrección de la potencia del molino	70
Tabla 30 Factor de corrección para el diámetro del ciclón	72
Tabla 31 Monitoreo de la implementación del molino de remolienda	76

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

El Perú, un país privilegiado en recursos naturales, cuenta con numerosos depósitos de oro distribuidos en diversas regiones. Si bien la presencia de oro es generalizada, su explotación económica depende de la concentración del metal en los minerales y de la viabilidad técnica y económica de su beneficio.

El contenido de oro en los minerales varía considerablemente, con leyes que usualmente oscilan entre 1 y 20 g/t. Para su recuperación, se han desarrollado diversos métodos, entre los que destacan la flotación, la concentración gravitacional y la cianuración. Sin embargo, el tratamiento de estos minerales no sigue estrictamente procesos "clásicos", sino que depende en gran medida de la caracterización geometalúrgica del mineral y de los resultados de pruebas metalúrgicas de laboratorio y piloto. Estos estudios permiten definir las condiciones óptimas de procesamiento, ajustando parámetros como la granulometría, el tiempo de lixiviación, la concentración de reactivos y las condiciones oxidantes, entre otros.

En la actualidad, la cianuración sigue siendo el método más ampliamente utilizado para la extracción de oro, empleando oxígeno como agente oxidante y el ion cianuro (CN^-) como agente complejante. Su aplicación se da en diversas técnicas de lixiviación, como por agitación y en pilas, con recuperación del oro mediante precipitación con polvo de zinc o adsorción en carbón activado.

La presente investigación tiene como objetivo mejorar la recuperación de oro mediante el proceso de cianuración directa con remolienda en la planta de lixiviación por agitación OMay SAC, ubicada en el departamento de La Libertad. A través del análisis de

variables operativas y su optimización, se busca incrementar la eficiencia del proceso y maximizar la recuperación del metal.

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1. Planteamiento del Problema

2.2.1. Descripción Problemática

En la actualidad, la cianuración es el método más utilizado para la recuperación de oro debido a su eficiencia en la disolución del metal. Sin embargo, en minerales con alta presencia de sulfuros, como pirrotita, arsenopirita y pirita, la recuperación de oro se ve limitada debido al encapsulamiento del metal en la matriz mineral y al alto consumo de reactivos, lo que reduce la eficiencia del proceso.

En la planta de lixiviación en pulpa OMay SAC, ubicada en el departamento de La Libertad, se ha identificado que la recuperación de oro mediante cianuración es baja, con valores promedio menores al 84.93%. Este bajo rendimiento se atribuye a la deficiente liberación del oro en el material tratado y a tiempos de lixiviación que no permiten una disolución completa del metal.

Adicionalmente, la presencia de minerales sulfurados interfiere con el proceso de cianuración, afectando la cinética de disolución y aumentando el consumo de reactivos, lo que incrementa los costos operativos y disminuye la rentabilidad del proceso.

Este problema afecta la eficiencia global de la planta y genera la necesidad de evaluar los factores que limitan la recuperación del oro, con el fin de comprender las causas específicas de las pérdidas y determinar estrategias para mejorar el rendimiento del proceso.

2.3. Formulación del Problema

2.3.1. Problema General

- ¿Cómo influye la remolienda y el tiempo de cianuración en la recuperación de oro para la planta de lixiviación OMay SAC, en el departamento de La Libertad?

2.3.2. Problemas Específicos

- ¿Cómo la granulometría influye en la recuperación de oro en la planta de lixiviación OMay SAC?
- ¿Por qué el tiempo de lixiviación puede determinar la recuperación de oro en la empresa minera OMay SAC?
- ¿Cómo interpreto y analizo los datos obtenidos en laboratorio mediante las pruebas metalúrgicas para proponer un circuito de remolienda en la planta de lixiviación OMay SAC?

2.4. Objetivos de la Investigación

2.4.1. Objetivo General

- Mejorar la recuperación de oro mediante la remolienda y lixiviación, estableciendo la granulometría adecuada ($P_{80} = 75.89 \mu m$) y un tiempo de cianuración de 24 horas en la planta de lixiviación OMay SAC, en el departamento de La Libertad.

2.4.2. *Objetivos Específicos*

- Evaluar el efecto de la remolienda en la recuperación de oro, realizando pruebas de lixiviación en función del tamaño de partícula, y determinando su impacto en la eficiencia del proceso en la planta de lixiviación OMay SAC.
- Determinar el tiempo óptimo de cianuración a través de pruebas metalúrgicas, considerando un período de tiempo, para maximizar la disolución de oro y mejorar su recuperación en la planta de lixiviación OMay SAC.
- Proponer en base a la interpretación y análisis de los resultados obtenidos, un circuito de remolienda en la planta de lixiviación OMay SAC, para mejorar la recuperación de oro.

2.5. Hipótesis Y Variables

2.5.1. *Hipótesis General*

- La implementación de una etapa de remolienda y la optimización del tiempo de lixiviación permitirán mejorar la recuperación de oro en la planta de lixiviación OMay SAC, debido a un mayor grado de liberación de las partículas auríferas y una mejor cinética de disolución en el proceso de cianuración.

2.5.2. *Hipótesis Específicos*

- La remolienda del material previo a la lixiviación permitirá mejorar la recuperación de oro, ya que aumentará el grado de liberación de las partículas auríferas, reduciendo su encapsulamiento en sulfuros.

- El ajuste del tiempo de lixiviación permitirá optimizar la disolución del oro, asegurando una mayor recuperación sin incrementar excesivamente el consumo de reactivos.
- En base a los resultados obtenidos, se propondrá el circuito de remolienda en la planta de lixiviación Omay SAC, para mejorar la recuperación de oro.

2.5.3. Variables

Las variables que se consideran en la presente investigación son:

Variable dependiente

- Recuperación de oro (%)

Variables independientes

- Granulometría
- Tiempo de lixiviación

Variables independientes constantes

- % Sólidos
- pH de cianuración
- Densidad de pulpa
- Concentración de cianuro de sodio

2.5.4. Operacionalización de Variables

Para procesar e identificar la influencia de las variables en el proceso, se aplicó los balances metalúrgicos y gráfica de funciones en hojas de cálculo, de los resultados obtenidos en las pruebas de remolienda y lixiviación por agitación de minerales auríferos, a fin de

evaluar, interpretar y analizar las relaciones entre las variables independientes y dependientes del proceso en estudio.

Tabla 1

Operacionalización de variable dependiente

V. Dependiente	Unidad
Recuperación de oro	Porcentaje (%)

Tabla 2

Operacionalización de variable independiente

V. Independiente	Unidad
Granulometría	Micras (μm)
Tiempo de lixiviación	Minutos (min)

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO

3.1. Antecedentes

(Torres, 2018), en su trabajo “Estudio de la cianuración con remolienda para mejorar la recuperación del oro en la planta cascajal de la minera Cascaminas S.A.C.” logró mejorar la recuperación de oro de 86.50% con un circuito convencional de molienda, a 90.18% con remolienda; trabajando con una malla de liberación del 70% malla -200, lo cual demostró obtener mejores recuperaciones al operar con la implementación de este circuito; el consumo de cianuro se mantuvo dentro de los límites razonables de 500 g/Ton y un rango de pH de 10,7 a 11,3 lo que dio sustento al procesamiento por cianuración de los minerales de los diferentes tajeos.

(Marreros, 2007), en su tesis “Incremento de extracción de oro en el circuito de molienda, gravimetría y remolienda en planta Maraón (Compañía Minera Poderosa S.A.)” identificó en la planta de cianuración Maraón, oportunidades de mejora en los procesos de Chancado, Molienda, CCD, Merrill Crowe y Refinería, todos enfocados a maximizar la eficacia y eficiencia de cada uno de ellos, en particular el proceso de molienda cuya función es exponer al oro que se encuentra en el mineral hacia las soluciones cianuradas, con la finalidad de maximizar la extracción de oro en molienda y la extracción total, realizó cambios en el circuito de gravimetría y remolienda, logrando incrementar la recuperación de oro de 87% a 92%, logrando incrementar la recuperación total de oro en planta en 1.1%.

(Huarza, 2018), en su investigación “Estudio de mejoras y adecuamiento metalúrgico en la etapa de lixiviación para recuperar oro y plata del concentrado aurífero en la Empresa Minera Aurífera Retamas – Marsa”, investigo un mineral tipo sulfurado, el cual fue

concentrado por flotación previamente. Luego realizó una remolienda a una granulometría requerida, con cianuro, y cal. Los resultados de las pruebas experimentales indicaron una recuperación de oro mayor a 96% y de plata a 78.76%, valores que fueron obtenidos con inyección de oxígeno puro y en la prueba de pH se evaluó la disolución de arsénico en la cual resultó que a pH 13 la disolución baja a 0,74%, que el menor ratio de consumo de cianuro de sodio se obtuvo al variar el pH a 13 con un ratio de 4,59 Kg/TM, el cual representa una reducción de consumo de cianuro de aproximadamente 50%, todo esto fue realizado en las instalaciones del laboratorio metalúrgico de la “Minera Aurífera Retamas-Marsa S.A.”

(Mendo, 2016), en su investigación de tesis “Efecto de la concentración de cianuro y la granulometría de un mineral oxidado, en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación. Cachachi – Cajamarca 2016” planteó el objetivo de aumentar la recuperación de oro en cianuración dinámica realizando pruebas de botella y evaluando la concentración del agente lixivante y la granulometría del mineral oxidado procedente del departamento de Cajamarca. Las pruebas de cianuración en botella que realizaron se basaron en la evaluación de los parámetros de concentración para 400,600 y 800 ppm de cianuro a granulometrías de 100%-malla 100,140 y 200. Con el desarrollo bifactorial de las pruebas metalúrgicas obtuvo la mayor recuperación de oro de 91.47% a 800 ppm y a una granulometría de 100% - 140 malla.

(Herrera, 2019), en su tesis “Estudio cinético de la lixiviación del cobre a partir de la malaquita mediante soluciones diluidas de ácido cítrico” investigó los minerales auríferos que eran procesados por la compañía minera Arias empleando análisis de microscopía óptica y lixiviación en botella. El análisis mineralógico de la muestra indicó una granulometría de liberación menor a las 75 micras y con respecto a las pruebas de cianuración en botella emplearon una fuerza de cianuro de 0.1 a pH 10 con 34% de sólidos para un tiempo de

agitación de 72 horas, recuperando 64.8% de oro, 25.7% de plata, con un consumo de 3.15Kg/TM de cianuro.

(Guzman & Huacasi, 2019), en su trabajo “Investigación tecnológica de la influencia de las variables de lixiviación dinámica para disminuir el tiempo de resultados en pruebas metalúrgicas aplicadas a plantas acopiadoras de mineral aurífero en la pequeña y mediana minería” investigo las variables de mayor influencia en la recuperación de oro mediante lixiviación con cianuro para minerales oxidados y sulfurados con muestras procedentes de una planta de alquiler para procesamiento de minerales auríferos, determinando que con una mayor grado de liberación de las especies en interés y empleando un medio óptimo para la difusión del reactivo lixivante sobre la partícula se logró una cinética violenta en un corto tiempo, logrando recuperar valores superiores al 90% de oro para menas sulfuradas y casi 85% para menas oxidadas.

3.2. Bases Teóricas

3.2.1. *El Oro*

El oro es un elemento valioso de mediana abundancia en la corteza terrestre. Se lo puede encontrar en formas de pepitas de oro, incrustaciones de cuarzo, diseminados, dendríticos y escamillas (Klein & Hurlbut, 1996).

Entre las principales propiedades físicas y químicas que presentan están su destacado color amarillo, alto peso específico (15.3-19.23), brillo metálico, dureza (2.5-3), punto de fusión (1063 °C), insolubilidad a los ácidos y solubilidad en agua regia, cianuro y mercurio. La parte estructural aurífera tiene como fundamento el empaquetamiento cúbico compacto de átomos de oro (Klein & Hurlbut, 1996).

Este elemento ha sido considerado como un metal precioso desde tiempos muy antiguos y ha simbolizado el poder de las culturas a lo largo del tiempo. Sus características le daban un atractivo estético para su uso en joyerías, monedas y artefactos de índole religioso (Nawaz & Sudindra, 2013).

Figura 1

El oro usado en joyería moche-Perú



Nota: Recuperado de Cartwright (2014).

3.2.2. Fuentes Auríferas Naturales

3.2.2.1. Minerales de Oro

Tabla 3

Minerales de oro según la base de datos de mineralogía de Dana

Mineral	Fórmula	% Oro
Oro	Au	100,00% Au
Bezsmeritovita	Au ₄ Cu (Te, Pb)	78,56 % Au
Tetra-auricuprida	AuCu	75,61 % Au
Maldonita	Au ₂ Bi	65,34 % Au
Yuanjiangita	AuSn	62,40 % Au
Petrovskaita	AuAg(S, Se)	58,06 % Au
Auroantimonato	AuSbO ₃	53,71 % Au
Hunchunita	(Au, Ag) ₂ Pb	53,08 % Au
Auricuprida	Cu ₃ Au	50,82 % Au
Bilibinskita	Au ₃ Cu ₂ PbTe ₂	50,06 % Au
Weishanita	(Au, Ag) ₃ Hg ₂	47,90 % Au
Aurostibita	AuSb ₂	44,72 % Au
Calaverita	AuTe ₂	43,56 % Au
Krennerita	AuTe ₂	43,56 % Au
Montbrayita	(Au, Sb) ₂ Te ₃	39,97 % Au
Amalgama de oro	(Au, Ag) Hg	39,36 % Au
Anyuilita	Au(Pb, Sb) ₂	34,64 % Au
Sylvanita	(Au, Ag) ₂ Te ₄	34,36 % Au
Mutmanita	AgAuTe ₂	34,31 % Au
Uytenbogaardtita	Ag ₃ AuS ₂	33,69 % Au
Bogdanovita	(Au, Te, Pb) ₃ (Cu, Fe)	33,23 % Au
Fischesserita	Ag ₃ AuSe ₂	29,03 % Au
Kurilita	(Ag, Au) ₂ (Te, Se, S)	27,08 % Au
Penzhinita	(Ag, Cu) ₄ Au(S, Se) ₄	25,94 % Au
Kostovita	CuAuTe ₄	25,55 % Au
Petzita	Ag ₃ AuTe ₂	25,39 % Au
Novodneprita	AuPb ₃	24,06 % Au
Criddleita	TlAg ₂ Au ₃ Sb ₁₀ S ₁₀	23,18 % Au
Nagyagita	AuPb(Sb, Bi)Te ₂₋₃ S ₆	18,60 % Au
Buckhornita	AuPb ₂ BiTe ₂ S ₃	16,81 % Au
Jonassonita	Au(Bi, Pb) ₅ S ₄	14,94 % Au
Museista	Pb ₂ (Pb, Sb) ₂ S ₈ (Te, Au) ₂	10,68 % Au
Skaergaardita	(PdCuFeAuZnPtSnPbTe)	2,27 % Au

Nota: Recuperado de Klein & Hurlbut (1996).

3.2.2.2. Minerales Asociados a Oro

El oro comúnmente se encuentra asociado a plata como aleación natural, cuyas propiedades varían según la proporción en la que se presenten. La aleación más conocida es el electrum (Azañero, 2015).

- a. Con respecto a la asociación del oro con los sulfuros, se presentan mayormente la pirita, marcasita, arsenopirita y pirrotita. (Azañero, 2015)
 - La pirita, marcasita, arsenopirita y pirrotita muestran oro diseminado, en solución sólidas, dislocaciones, entre otros.
 - La galena presenta oro en forma de inclusión.
 - La calcosina, bornita y calcopirita contienen valores atractivos de oro asociado.
 - La estibina tiene pequeñas inclusiones de oro nativo y aurostibita.

- b. Con lo que respecta a los óxidos, el wad y la limonita son los minerales que poseen oro generalmente. (Azañero, 2015)
 - El wad ha presentado hasta 1.3 oz/ton de oro.
 - El carbón se encuentra en depósitos de oro frecuentemente.
 - El cuarzo es el mineral no metálico que está asociado a yacimientos de oro.
 - La hematita, ilmenita y magnetita se encuentran asociados a oro en placeres.

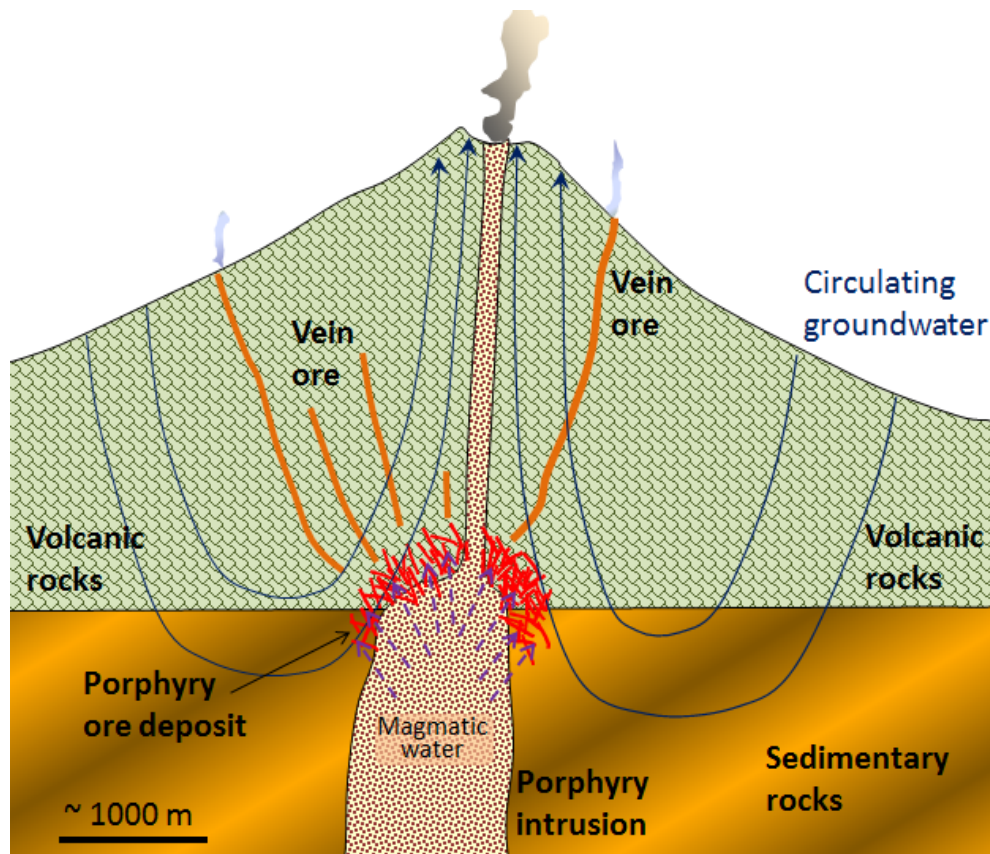
Tabla 4*Principales minerales asociados a oro*

Sulfuros	Óxidos
Pirita	Cuarzo
Marcasita	Limonita
Arsenopirita	Wad
Pirrotita	Hematita
Galena	Magnetita
Estibina	Ilmenita
Esfalerita	Carbón

Nota: Recuperado de Azañero (2015).**3.2.3. Principales Yacimientos de Oro**

Los yacimientos auríferos son cuerpos geológicos que contienen minerales de oro con potencial económico explotable. Generalmente se encuentra el oro de forma nativa o, en otro caso, oro asociado a sulfuros u óxidos. La génesis aurífera y de los minerales asociados que se encuentran en los yacimientos proceden de las rocas de la corteza externa terrestre o de las rocas ígneas que se depositaron en la tierra bajo condiciones óptimas.

El origen de los yacimientos de oro es diverso, pero se considera como destacables al origen hidrotermal, residual y de placeres (SACC Ingenieros SRL, 2004).

Figura 2*Formación de un yacimiento aurífero**Nota:* Recuperado de BCcampus Open Publishing (2021).

3.2.3.1. Yacimientos Hidrotermales

a. Yacimiento hidrotermal de alta temperatura

En esta clase de yacimiento las rocas presentes son antiquísimas, entre las que destacan la graníticas y metamórficas, precámbricas y paleozoicas. El cuerpo mineral más frecuente es la veta o filón de cuarzo aurífero (Yongfeng & Fang, 2011).

b. Yacimiento hidrotermal de mediana temperatura

Este tipo de yacimiento son los que tienen mayor atractivo a nivel industrial. Los cuerpos mineralógicos se encuentran en forma de vetas con contenido de oro nativo u oro asociado a sulfuros como la pirita, calcopirita, galena y esfalerita. Además, se presenta cuarzo, carbonatos y baritina (Yongfeng & Fang, 2011).

c. Yacimiento hidrotermal de baja temperatura

En el caso de este yacimiento se relaciona con la actividad volcánica alpina. Los cuerpos de minerales están en forma de vetas y stockworks, presentan partes ricas y otras sin valor económico, los minerales más comunes son la calcedonia, cuarzo, minerales de plata, oro nativo (Yongfeng & Fang, 2011).

3.2.3.2. Yacimientos Residuales

Son aquellos que han sido originados por la meteorización de yacimientos hidrotermales de sulfuros. En estos lugares el oro se acumuló principalmente con óxidos de hierro, por lo que obtuvo el nombre de “Sombrero de hierro” (Hartwig, 2005).

3.2.3.3. Yacimientos de Placer

Esta clase de yacimiento se divide en eluviales, aluviales y marinos, pero el más conocido es el placer aluvial. Estos placeres se forman por la meteorización de yacimientos de oro, en las que las partículas de mayor tamaño se movilizan a depósitos con gran cercanía al yacimiento y las de menor tamaño se transportan a zonas de mayor lejanía y se juntan con arenas formando lo que se conoce como arenas auríferas (Dill, 2008).

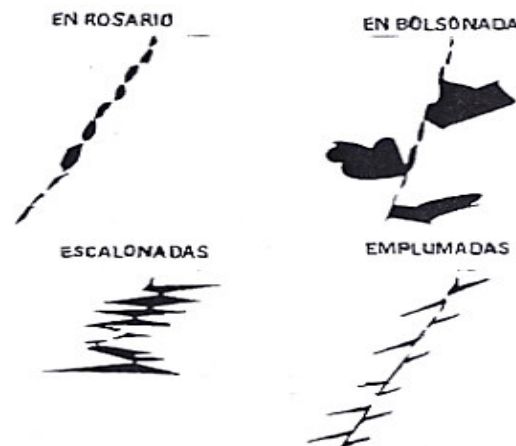
3.2.4. *Forma de Cuerpos Mineralizados en Yacimientos Auríferos*

3.2.4.1. **Vetas**

Son cuerpos tridimensionales cuyas dimensiones varían, siendo dos de ellas más grandes que la otra. Se puede encontrar vetas de metros hasta de kilómetros de longitud. El contenido de oro es diverso en las vetas, puede haber zonas muy ricas y también zonas bastante pobres en una misma veta. La zona con material valioso tiene formas de clavos verticales, horizontales, lentes, formas irregulares, entre otras variedades (Chauvet, 2019).

Figura 3

Formación de un yacimiento aurífero



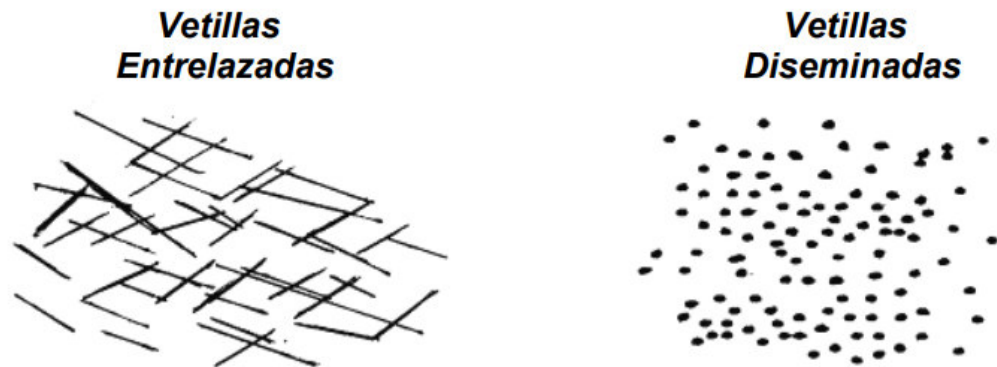
Nota: Recuperado de SACC Ingenieros SRL (2004).

3.2.4.2. **Stockwork**

Son cuerpos de grandes dimensiones que tienen estrecha relación con la actividad volcánica. El oro está en vetillas entrecruzadas y diseminadas, se encuentra generalmente distribuido de forma irregular formando bolsónadas y zonas estériles en un mismo cuerpo (Wei et al., 2022).

Figura 4

Stockwork en yacimientos aurífero



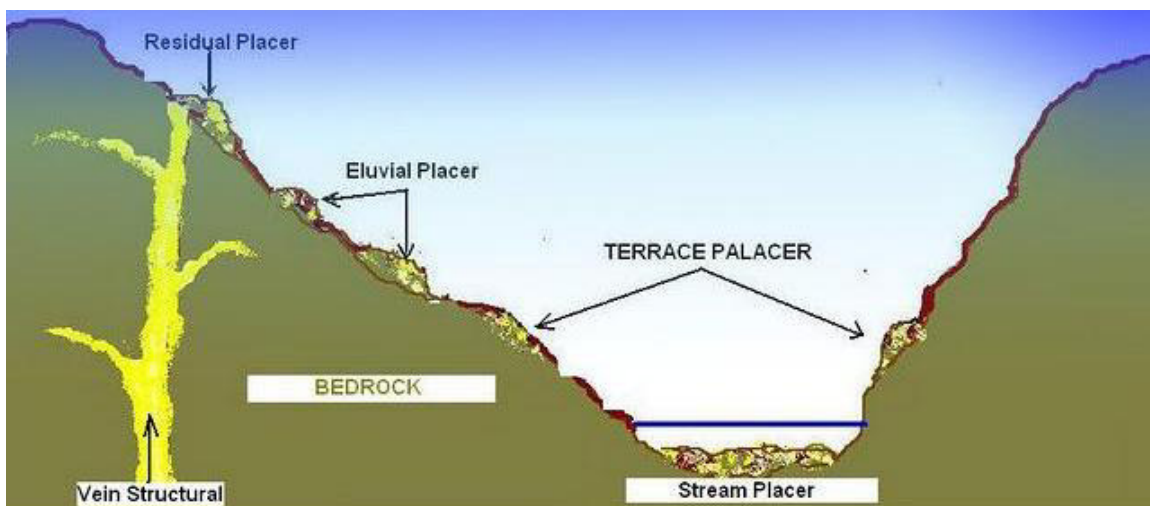
Nota: Recuperado de SACC Ingenieros SRL (2004).

3.2.4.3. Placeres

Son acopios de arena formados en los cauces de los ríos, en terrazas aledañas o en playas marinas. El oro está de manera diseminada en las arenas (Semeihan & Bold, 2021).

Figura 5

Placeres en yacimientos aurífero



Nota: Recuperado de Earth Science Australia (2003).

3.2.5. *Caracterización Geometalúrgica del Oro*

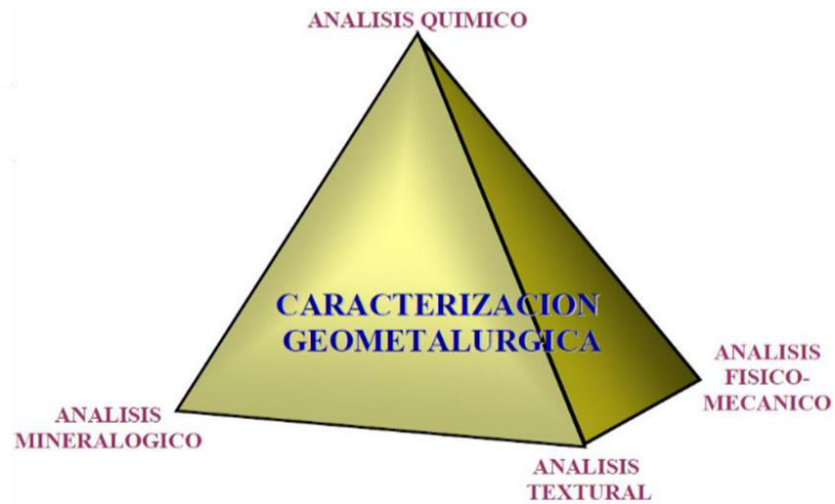
La caracterización geometalúrgica del mineral es un estudio integral que permite determinar no solo los minerales presentes en la mena, sus asociaciones y grados de liberación, sino también su respuesta a los diferentes procesos metalúrgicos. Este análisis es esencial para desarrollar un programa de pruebas metalúrgicas adecuado y definir las condiciones óptimas de extracción del oro.

Dentro de la caracterización geometalúrgica, la caracterización mineralógica juega un papel clave, ya que proporciona información detallada sobre la composición y textura de los minerales, lo que permite prever problemas en la concentración, como la falta de liberación en la molienda (Cañola, Gallego & Bolívar, 2015). Sin embargo, esta debe complementarse con estudios geoquímicos, fisicoquímicos y metalúrgicos, que permiten evaluar aspectos como el consumo de reactivos, la demanda energética y la disposición de relaves, facilitando así un diseño eficiente del proceso (Tabares, 2020).

La caracterización geometalúrgica permite predecir el comportamiento del mineral durante su procesamiento y optimizar los diagramas de flujo, evitando cuellos de botella en la operación. En este contexto, la microscopía óptica con luz reflejada sigue siendo una herramienta fundamental para el análisis de minerales opacos, permitiendo determinar propiedades como color, reflectancia, anisotropía y asociaciones mineralógicas clave para definir el método de beneficio más adecuado (Chirif, 2010).

Figura 6

Pirámide de la caracterización geometalúrgica



Nota: Recuperado de Canchaya (s.f).

Para la realización de la caracterización de minerales es usada comúnmente la microscopía óptica con luz reflejada, la cual es ideal para estudiar minerales que no permiten el paso de la luz, conocidos como minerales opacos (Chirif, 2010).

Tabla 5*Principales minerales opacos*

Clase	Grupo	Especie	Abreviatura
ENs		Oro	Au
		Plata	Ag
		Cobre	Cu
		Arsénico	As
		Antimonio	Sb
		Bismuto	Bi
		Grafito	gf
		Argentita	arg
		Calcosita	cc
		Digenita	dg
		Bornita	bn
		Calcopirita	cp
		Galena	gn
		Esfalerita	ef
		Pirrotita	po
SULs		Pentlandita	pnt
		Covelita	cv
		Rejalgar	rj
		Oropimente	orp
		Estibinita	stb
		Bismutinita	bmt
		Pirita	py
		Bravoita	bv
		Marcasita	mc
		Arsenopirita	apy
		Molibdenita	mb
	PGRs	Pearcita	prc
	PRJs	Polibasita	plb
		Proustita	pro
SFSs	CGRs	Pirargirita	pgt
		Tetraedrita	tet
	SFSsSb	Tennantita	ten
		Bournonita	bnn
		Boulangerita	blg
		Jamesonita	jm
		Enargita	en
		Luzonita	luz
		Cuprita	cup
		Tenorita	tn
OXs		Magnetita	mt
		Hematita	hm
		Ilmenita	il
		Rutilo	rt
		Pirolusita	prl
		Casiterita	cst
		Cromita	crm
WFTs		Wolframita	Wfm

Nota: Recuperado de Chirif (2010).

Para la realización de la caracterización mineralógica aurífera se utiliza un microscopio de polarización de luz reflejada, la cual tiene un sistema iluminador vertical a la sección de pulido. Este, en el caso particular del campo oscuro, posee un mecanismo lumínico que no atraviesa el objetivo, sino que los rayos inciden en la muestra oblicuamente para luego reflejar estos y magnificar la estructura de origen (Mejia, 2019).

Figura 7

Microscopio óptico de luz reflejada



Nota: Recuperado de Mejia (2019).

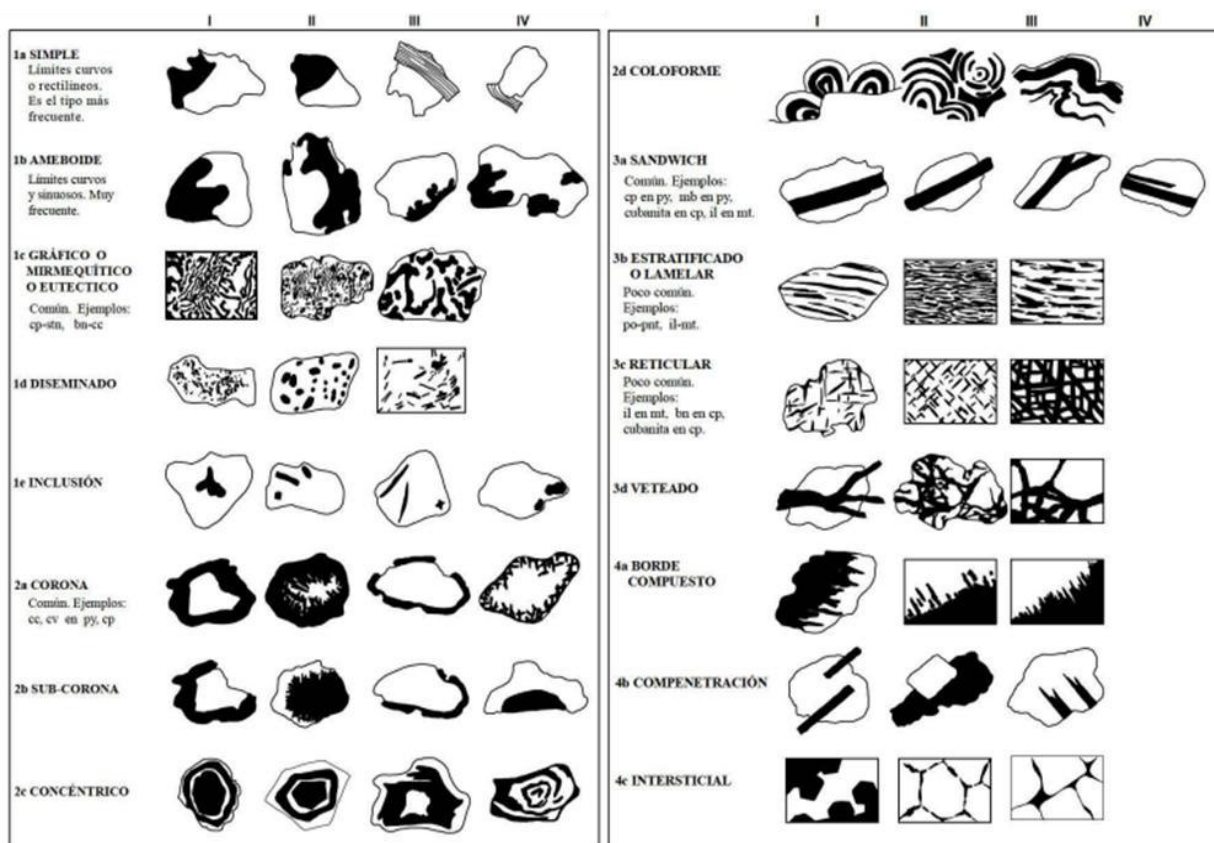
Las propiedades que se pueden conocer con esta técnica son el color, la reflectancia, birreflectancia, el pleocroísmo, la anisotropía y las reflexiones internas, lo que nos permite identificar los minerales presentes en las muestras.

Luego de la identificación es posible determinar las asociaciones mineralógicas presentes con el estudio de intercrecimientos, siendo este el principal estudio para establecer un correcto procesamiento metalúrgico (Chirif, 2010).

En las siguientes imágenes se observará el formato de registro de intercrecimientos.

Figura 8

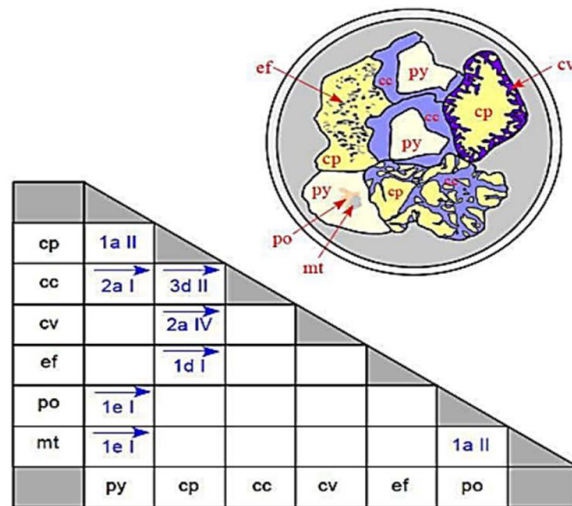
Intercrecimientos mineralógicos



Nota: Recuperado de Chirif (2010).

Figura 9

Ejemplo de registro de intercrecimientos mineralógicos



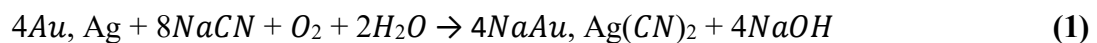
Nota: Recuperado de Chirif (2010).

3.2.6. Lixiviación de Menas con Contenido de Metales Preciosos

Es un proceso hidrometalúrgico que tiene fundamento en la solubilidad del oro y la plata cuando entra en contacto con soluciones cianuradas y a pH alcalino, de tal manera que las especies valiosas se recuperen formando complejos cianurados de oro y plata (Saba et al., 2011).

El cianuro es compuesto químico usado por más de 100 años en la industria metalúrgica, que por sus bajos costos y elevada eficiencia se ha mantenido en la industria, aun cuando presenta bastantes consecuencias adversas, con respecto a la salud y al medioambiente (Andrade & Hodouin, 2005; Srithammavut, 2008).

La reacción química que resume el proceso de disolución de metales preciosos fue propuesta por Elsner en el año 1846 y se describe en la reacción 1 (Yannopoulos, 1991).



La reacción química descrita anteriormente sustenta que para que ocurra la disolución de metales preciosos en un medio cianurado se necesita oxígeno y agua, de tal manera que los metales se oxiden y formen el complejo cianurado.

La diferencia que se puede resaltar es que la velocidad de solubilidad de la plata con respecto a la del oro es bastante menor, dado que el coeficiente de oxígeno para la plata es 0.25 mientras que para el oro es de 0.5 (Marsden & House, 2006).

Estudios con respecto a la solubilidad de la plata han demostrado que varía con respecto a la concentración del medio cianurado, de tal manera que para concentraciones bajas de cianuro de sodio de 0.0025 moles de soluto por litro de solución la cinética para que solubilice la plata casi la mitad de lo que se requiere para el oro, así mismo para concentraciones mayores a 0.1 M, la cinética de lixiviación de la plata aumenta notoriamente y por lo tanto compite con los iones de oro por acomplejarse (Marsden & House, 2006).

3.2.7. Factores que Determinan la Solubilidad de Oro y Plata en un Medio Cianurado

La eficiencia de la disolución de metales preciosos en una solución cianurada depende las siguientes variables:

- Concentración de cianuro
- Oxigenación del medio
- Nivel de alcalinidad y porcentaje de sólidos de la pulpa
- Temperatura del medio
- Revoluciones por minuto del sistema
- Tamaño de partícula
- Porcentaje de sólidos en pulpa

3.2.7.1. Concentración de Cianuro

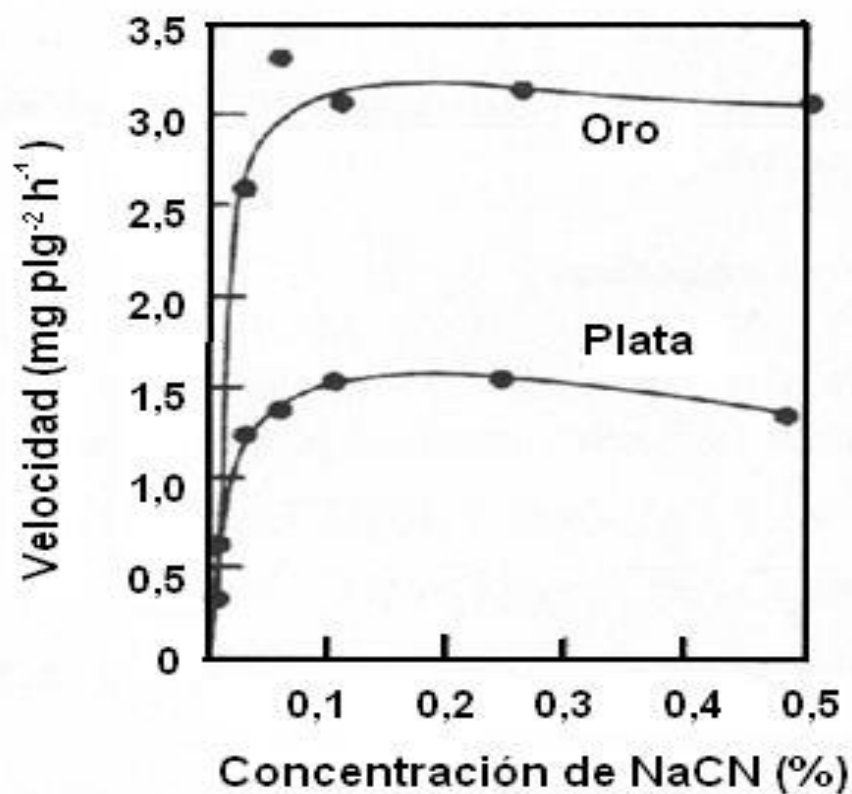
La cinética de la solubilidad de metales preciosos en un medio cianurado aumenta con la concentración de este reactivo, alcanzando un límite, y pasando este límite la disolución decrece ligeramente y se hace casi constante, tal y como se describe en la gráfica de la figura 10 (Mendo, 2016).

La estequiometría de la reacción del proceso de lixiviación con cianuro indica que se necesitan 2 moles de cianuro de sodio para disolver una mol de oro, lo que nos hace indicar que se debe usar un exceso dado que ninguna reacción es 100% eficiente y se puede decir que esto se debe a que los demás elementos que forman parte de la mena compiten por formar complejos con el cianuro, conocidas como elementos o compuestos cianicidas.

La concentración de cianuro a nivel industrial se controla midiendo la fuerza de cianuro, que es un parámetro que se determina mediante la titulación con nitrato de plata y yoduro de potasio, de tal manera la fuerza de cianuro debe ser superior al 0.05 para que garantice la presencia de estos iones en solución. Así mismo industrialmente se conocen datos de consumo para procesos rentables de 2 a 4 Kg/TM, pudiendo ser más cuando las leyes de metales preciosos son más altas (De la Torre & Guevara, 2006).

Figura 10

Concentración de soluciones cianuradas en función de la solubilidad de oro y plata



Nota: Recuperado de Marsden & House (1960).

3.2.7.2. Oxigenación del Medio

Una de las variables que limita la solubilidad de metales preciosos en el proceso de lixiviación es la baja solubilidad que presenta el oxígeno en agua, la cual es de orden de 8.2 mg/L a 25°C. Para contrarrestar esta baja solubilidad de oxígeno se desarrollaron 2 métodos para garantizar la presencia de oxígeno en el sistema las cuales son: lixiviación con cianuro bajo presión, y el método de lixiviación con dosificación de agentes oxidantes como peróxido de hidrógeno, lanzas de oxígeno, ozono u alguna otra fuente que aporte el nivel necesario de este elemento para que ocurran la reacción (Marsden & House, 2006).

Estudios de investigación determinaron que cuando la relación de iones cianuro a oxígeno es próximo a 6, la cinética de la reacción de solubilidad de las especies se hace más eficiente (Birich et al., 2019).

3.2.7.3. Nivel de Alcalinidad de la Pulpa

Se conoce que a partir de un nivel de alcalinidad de 9.5 se forman los complejos de cianuro con los metales preciosos, pero a su vez se produce la reacción del cianuro con agua, la cual genera el gas cianhídrico, que es altamente toxico y hace imposible realizar el proceso de manera eficiente. Por consecuencia el diagrama de Pourbaix demuestra que la lixiviación con cianuro es más eficiente a un pH por encima de 10.5. Investigadores han demostrado que por encima de valores de pH = 11, la velocidad de disolución de las especies en interés decrece notoriamente, viéndose más afectada para pH mayores a 12 (Marsden & House, 2006).

Para modificar el nivel de alcalinidad en el proceso de lixiviación por lo general se utiliza cal o hidróxido de sodio, y depende de las especies que puedan solubilizarse en el sistema o la cantidad de finos presentes en la mena (De la Torre & Guevara, 2006).

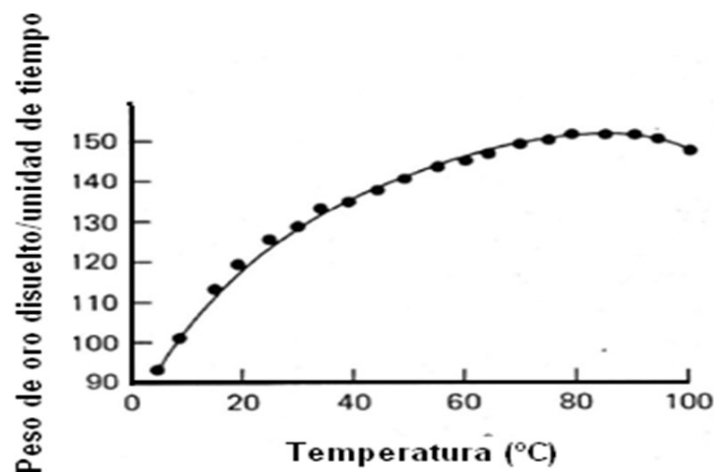
3.2.7.4. Temperatura del Medio

La velocidad de disolución de los metales preciosos en el tiempo aumenta a temperaturas altas, dado que al elevar la temperatura se produce la excitación de las moléculas que forman parte del sistema cianurado. Así mismos trabajos de investigación demostraron que la temperatura óptima a la cual se produce una mayor cinética de lixiviación es de 85°C, y por encima de este valor de temperatura, la cinética decrece. En los procesos industriales debido a los altos costo que generan elevar la temperatura de la pulpa y las

consecuencias que estas puede generar, se hace inviable económicamente, por lo que generalmente se opera a temperatura ambiente. El efecto de la temperatura en la disolución de oro se muestra en la gráfica de la figura 11 (Marsden & House, 2006; De la Torre & Guevara, 2006).

Figura 11

Recuperación de metales preciosos en función de la temperatura(°C)



Nota: Recuperado de Marsden & House (1960).

3.2.7.5. Revoluciones por Minuto del Sistema

El aumento de la agitación del sistema genera la reducción de las capas que envuelven a la molécula, favoreciendo el contacto del agente lixivante con los elementos del sistema. Como consecuencia un aumento en las revoluciones de agitación en el sistema aumenta la cinética de solubilidad de las especies en interés. De igual manera, este valor presenta un valor máximo, y por encima de este, no representa un cambio significativo. Los procesos de lixiviación emplean sistemas mecánicos o neumáticos para generar la agitación de la pulpa (Marsden & House, 2006; De la Torre & Guevara, 2006).

3.2.7.6. Tamaño de Partícula

Las partículas de los metales preciosos deben de estar liberadas para que puedan entrar en contacto con el agente lixivante, el aire y agua, de tal manera que se pueda formar el complejo. Este factor depende de la posibilidad de liberación de las especies y de la molienda del mineral. En algunos casos es imposible liberar a las especies de interés y repercute en los indicadores de recuperación de los metales, llamándosele a este tipo de especies minerales refractarios. La sobremolienda de los minerales está sujeta a evaluación de dentro de un proceso de beneficio, dado que el esfuerzo realizado para liberar especies valiosas trae como consecuencia la reducción de partículas indeseables a un tamaño bastante fino, compitiendo por la reacción con cianuro con las demás especies del sistema (Marsden & House, 1960).

3.2.7.7. Porcentaje de Sólidos en Pulpa

Se determinó que el porcentaje de sólidos debe estar entre el 35% a 50%, dependiendo del tamaño de las partículas, gravedad específica y la distribución y tipo de las especies de minerales, las cuales son responsables de la viscosidad de la pulpa. Es conocido que, para un bajo porcentaje de sólidos en pulpa, existe mayor posibilidad del contacto del metal valioso con el agente lixivante y, por lo contrario, una mayor cantidad de sólidos en pulpa hace necesario que el sistema permanezca más tiempo en contacto, lo que se conoce como el tiempo de residencia (Marsden & House, 1960).

3.2.7.8. Especies Mineralógicas Involucradas

La distribución de las especies de minerales y sus posibilidades de liberación es uno de los principales factores y determina la posibilidad de los minerales a ser lixiviados. No todas las menas con contenido de metales valiosos pueden ser liberados, dado que como ya

se dijo líneas atrás, existen las especies refractarias, cuya recuperación es menor al 80 % y muchos de los yacimientos de este tipo son inviables económicamente. Otro factor determinante es conocer las especies que forman parte de la mena, las cuales presentarán un tipo de reacción específica dentro del proceso, así podemos detallar la influencia de las principales especies asociadas a metales preciosos (Marsden & House, 1960).

3.2.7.8.1. *Minerales de Cobre*

Estas especies por lo general se encuentran ligadas a los metales preciosos, y se encuentran en forma de óxidos, sulfuros, carbonatos, entre otros, las cuales son ávidos del cianuro y su presencia es perjudicial para el proceso, dado que al formar complejos con el cianuro aumenta el consumo de este reactivo notoriamente y disminuye la velocidad de la disolución de metales preciosos. La tabla 6 muestra los principales minerales de cobre que se encuentra en la naturaleza y que perjudican un sistema de lixiviación con cianuro.

Tabla 6

Solubilidad de minerales de cobre en soluciones de 0,1 % NaCN

Mineral		Porcentaje de cobre disuelto	
Nombre	Fórmula	23 °C	45 °C
Cobre metálico	Cu	90,0	100
Cuprita	Cu ₂ O	85,5	100
Chalcocita	Cu ₂ S	90,2	100
Calcopirita	CuFeS ₂	5,6	8,2

Nota: Recuperado de Marsden & House (1960).

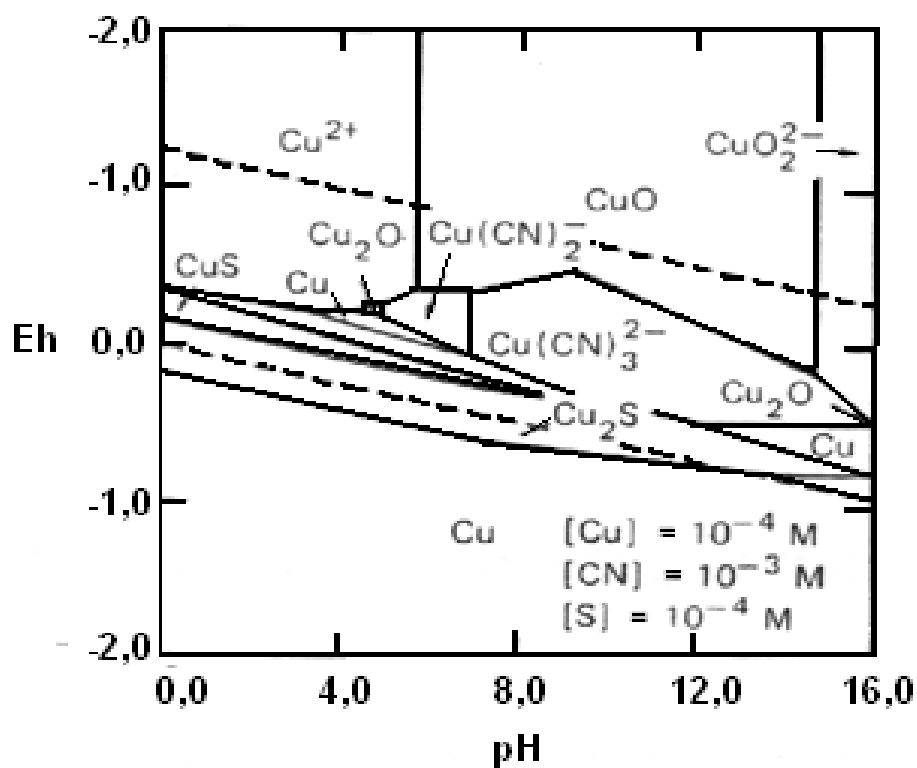
A pesar de formar una reacción con el cianuro, la velocidad de este fenómeno es mucho más lenta, y los complejos que se encuentran formando son del tipo CuCN, Cu(CN)⁻

, $\text{Cu}(\text{CN})_2$, $\text{Cu}(\text{CN})_3^{2-}$, observándose en la figura 12 el diagrama de pourbaix del sistema cobre – cianuro, la cual muestra una región estable del complejo cianuro – cobre a pH alcalino y altas concentraciones de cianuro, la cual presenta problemas de ser absorbido en carbón activado o (Marsden & House, 1992).

Se necesita un pretratamiento de las especies con contenidos mayores a 0.3% de cobre con la finalidad de evacuar el cianicidas.

Figura 12

Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-S-CN-H₂O a 25 °C



Nota: Recuperado de Marsden & House (1960).

3.2.7.8.2. *Minerales de Hierro*

Las especies sulfuradas de hierro se solubilizan en soluciones con cianuro formando complejos y especies sulfuradas, causando pasivación de la superficie del metal cuando se transforman a hidróxidos (Marsden & House, 1960; Jiang et al., 2001).

3.2.7.8.3. *Minerales de Zinc*

Aunque se lixivian fácilmente en un sistema cianurado, su presencia es menos notoria que las especies de cobre con respecto a la velocidad de reacción (Yannopoulos, 1991).

Una de las principales consecuencias de estas especies en el sistema es que perjudica la titulación de fuerza de cianuro, como consecuencia de la disociación parcial de sus complejos y las especies de plata que forman, estableciendo un nuevo equilibrio químico (Marsden & House, 2006).

3.2.7.8.4. *Minerales de Plomo*

La investigación realizada por Deschênes en 1995, de la posibilidad que las especies de nitrato de plomo podrían favorecer la solubilidad de las especies de oro en un sistema de lixiviación con cianuro, activando la superficie del oro y precipitando los sulfuros solubles (Sceresini, 2005).

3.2.7.8.5. *Ganga Cuarzifera*

La presencia de cuarzo como ganga en una especie de mineral con contenido de metales preciosos, al ser finamente molidos y en un medio alcalino forman sílice coloidal, siendo esta especie fácilmente absorbido por el ion cianuro (Meza, 1981).

3.2.8. *Producción de Oro a Nivel Mundial y Nacional*

El oro es uno de los elementos más cotizados en la industria minera, lo que conlleva a la búsqueda continua de minerales con contenido aurífero para su producción a nivel mundial y nacional. La variación productiva ha sido positiva en ambos niveles entre los años 2020 y 2021 (Ministerio de Energía y Minas, 2021).

A nivel mundial, el aumento productivo fue de 3.4% con un valor final de 3317 toneladas métricas finas producidas en 2021. Hubo varias razones para este ascenso, entre las cuales destacan el aumento de leyes de las minas canadienses, y el incremento en producción de la mina Gasberg, ubicada en Indonesia, la cual es considerada como una de las minas más grandes del mundo (Ministerio de Energía y Minas, 2021).

A nivel nacional, el crecimiento en producción de oro fue de 10.5% con respecto al año anterior 2020. Algunas de las principales causas de esto fueron el incremento en volumen de concentrado de Compañía Minera Poderosa S.A. y Minera Aurífera Retamas S.A, las cuales tuvieron una variación interanual en 2021 de 12.8% y 49.7%. Por su parte, las regiones del país que más aporte han brindado fueron La Libertad, Cajamarca y Arequipa con 31.9%, 20.8% y 18.5%, de producción, respectivamente. Todo en conjunto ha permitido que el Perú se posicione en segundo y décimo lugar, en el ranking de productividad latinoamericano y mundial (Ministerio de Energía y Minas, 2021).

Figura 13*Producción aurífera mundial*

PAÍS	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021 ¹
TOTAL	2,752	2,922	3,015	3,097	3,109	3,232	3,300	3,090	3,209	3,317
CHINA	405	430	450	450	453	426	401	380	380	370
AUSTRALIA	252	268	274	278	290	301	315	325	320	330
RUSIA	218	230	249	252	253	270	311	305	300	300
ESTADOS UNIDOS	235	230	210	214	222	237	226	200	190	180
CANADÁ	107	124	151	153	165	164	183	175	170	170
GHANA	87	89	91	88	79	128	127	142	140	130
MÉXICO	103	120	118	135	111	126	117	111	100	100
UZBEKISTÁN	93	98	100	102	102	104	104	93	90	100
SUDÁFRICA	155	160	152	145	145	137	117	105	90	100
PERÚ	162	151	140	147	153	152	140	128	88	97
INDONESIA	69	60	69	97	80	75	135	139	130	90
BRASIL	67	80	81	81	85	80	85	90	80	80
KAZAJISTÁN	40	43	50	64	69	85	100	107	100	60
PAPÚA NUEVA GUINEA	59	54	58	60	62	64	67	74	70	50
OTROS	700	786	822	834	840	883	872	716	961	1160

Nota: Recuperado de Ministerio de Energía y Minas (2021).

Figura 14*Producción aurífera nacional por región*

REGIÓN	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021 ¹
TOTAL	161,544,666	151,486,072	140,097,028	146,822,907	153,005,897	151,964,040	140,210,984	128,413,463	88,053,944	97,339,265
LA LIBERTAD	52,285,732	47,613,196	46,196,881	47,307,939	43,893,865	43,001,775	35,213,202	30,514,664	25,920,351	31,081,520
CAJAMARCA	55,229,369	45,546,541	44,063,575	42,391,744	36,160,364	32,897,248	31,320,412	32,085,875	22,626,415	20,241,407
AREQUIPA	16,593,987	12,600,210	14,062,931	13,690,145	16,845,101	21,948,605	22,047,255	18,806,598	13,383,278	18,029,092
AYACUCHO	6,554,744	10,046,917	10,072,742	9,377,394	11,289,589	11,505,630	11,750,545	12,026,396	8,887,171	10,194,857
CUSCO	2,525,226	3,713,794	2,534,515	3,895,797	3,582,508	4,930,000	5,883,196	6,202,499	3,325,005	4,398,171
PUNO	3,878,924	4,502,978	5,022,183	4,834,483	10,323,798	10,651,401	10,060,027	9,125,529	3,673,968	3,555,923
TACNA	73,526	674,069	3,374,394	3,766,452	3,357,594	3,170,547	3,340,948	3,360,313	2,669,771	2,277,103
PASCO	1,074,025	904,838	1,044,473	1,091,406	1,251,403	1,845,518	1,799,209	1,913,052	971,451	1,794,626
MADRE DE DIOS	12,271,637	16,075,824	8,031,705	12,730,632	17,569,475	12,780,979	10,166,369	7,103,086	2,152,296	1,617,268
LIMA	1,362,533	1,297,347	487,184	433,384	453,355	516,738	654,308	534,157	1,162,321	1,265,398
APURÍMAC	-	-	733	2,299,287	2,647,510	2,830,059	2,606,347	1,424,530	1,572,935	888,638
ÁNCASH	3,525,552	3,013,919	552,089	2,331,459	2,966,640	3,823,286	2,806,782	2,182,226	806,702	853,417
HUANCAVELICA	466,398	208,320	115,172	44,885	50,204	256,544	404,432	913,634	354,309	453,967
ICA	12,102	209,020	243,425	291,986	248,185	147,928	199,580	267,829	288,356	437,082
MOQUEGUA	5,690,910	5,079,098	3,561,180	1,591,187	904,965	618,737	461,818	376,232	176,710	143,445
PIURA	-	-	-	-	732,015	275,456	781,326	862,241	82,905	107,351
LAMBAYEQUE	-	-	30	-	-	-	-	-	-	-
JUNIN	0.001	1	733,816	744,728	729,328	763,590	715,230	714,604	-	-

Nota: Recuperado de Ministerio de Energía y Minas (2021).

Figura 15*Producción aurífera nacional por empresa*

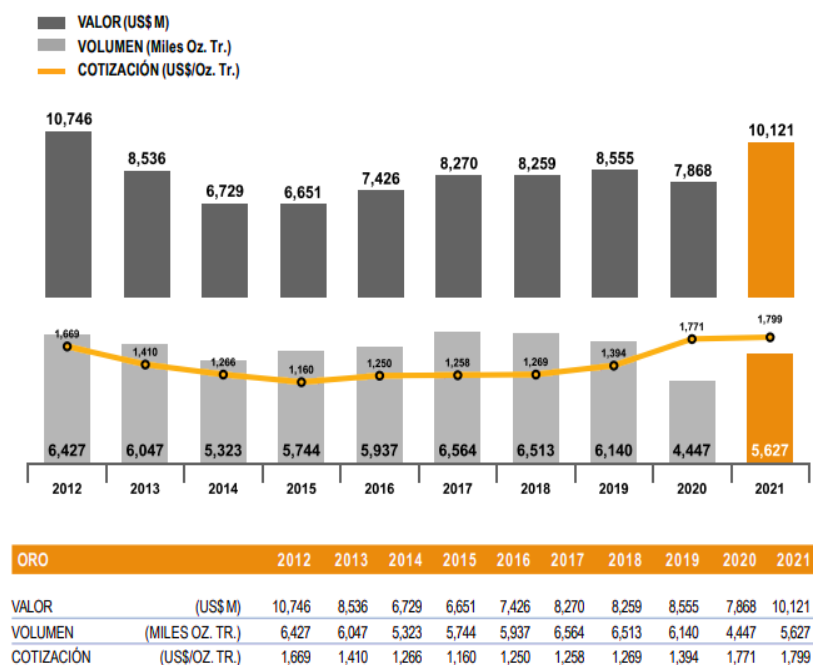
EMPRESA	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021 ¹
TOTAL	161,544,666	151,486,072	140,097,028	146,822,907	153,005,897	151,964,040	140,210,984	128,413,463	88,053,944	97,339,265
COMPAÑÍA MINERA PODEROSA S.A.	3,958,259	4,561,025	4,863,263	6,125,853	6,874,889	7,857,003	8,669,616	9,345,226	8,233,436	9,284,314
MINERA YANACOCCHA S.R.L.	41,864,948	31,640,329	30,168,698	28,565,282	20,782,825	16,630,743	16,004,804	16,285,718	10,576,826	8,213,954
MINERA AURÍFERA RETAMAS S.A.	5,465,292	5,498,865	5,630,877	5,625,874	6,090,844	6,461,216	5,174,566	4,772,529	4,873,599	7,297,139
COMPAÑÍA MINERA ARES S.A.C.	1,387,716	1,257,872	1,598,733	2,888,057	6,184,335	6,332,221	6,565,769	6,718,692	4,419,118	5,559,424
CONSORCIO MINERO HORIZONTE S.A.	5,727,388	6,201,810	7,681,698	7,785,563	7,538,711	7,933,711	5,689,679	5,557,216	4,297,311	5,245,010
SHAHUINDO S.A.C.	-	-	-	-	1,485,759	2,378,973	2,794,029	5,140,738	4,481,986	4,246,479
COMPAÑÍA DE MINAS BUENAVENTURA S.A.A.	8,526,026	7,743,310	7,581,843	6,772,095	5,913,111	7,672,121	7,371,453	4,315,678	2,981,755	3,726,756
GOLD FIELDS LA CIMA S.A.	5,507,609	5,167,059	4,884,014	5,148,749	4,912,076	5,165,324	4,908,683	4,927,110	3,693,999	3,670,226
COMPAÑÍA MINERA COIMOLACHE S.A.	4,330,000	4,438,674	4,503,412	4,503,361	4,632,813	4,734,850	5,385,131	4,978,990	3,333,207	3,439,215
LA ARENA S.A.	6,213,785	6,563,922	6,829,558	7,132,784	6,340,655	5,870,708	4,764,478	4,236,695	3,235,056	3,405,574
MINERA VETA DORADA S.A.C.	1,900,878	2,391,064	2,096,312	2,101,576	2,231,272	2,502,001	2,540,637	2,336,083	1,742,949	3,295,025
COMPAÑÍA MINERA ANTAPACAY S.A.	595,115	2,448,415	2,144,886	3,829,140	3,563,015	4,366,208	4,124,241	2,549,130	2,876,420	2,810,822
SUMMA GOLD CORPORATION S.A.C.	-	-	-	-	-	-	-	318,229	2,522,331	2,729,767
MINERA LAYTARUMA S.A.	3,304,711	2,923,314	3,124,881	2,796,159	3,188,992	2,707,894	3,282,952	2,915,354	2,274,563	2,439,635
MINSUR S.A.	-	581,633	3,295,369	3,685,685	3,285,352	3,100,289	3,213,942	3,164,002	2,491,195	2,144,928
MINERA BOROO MISQUICHILCA S.A.	26,890,296	21,801,178	18,616,182	19,108,156	17,002,408	15,822,535	10,329,170	5,773,470	2,627,669	2,090,323
CORI PUNO S.A.C.	880,013	958,305	910,258	1,076,809	1,184,770	1,796,608	1,361,097	1,390,260	1,345,191	1,855,259
LA JOYA MINING S.A.C.	-	-	-	-	-	-	675,954	848,901	1,024,667	1,752,722
MINERA PARAISO S.A.C.	887,605	1,151,973	1,122,662	960,547	1,223,362	1,305,682	1,123,418	1,004,168	1,020,785	1,627,426
HUDBAY PERÚ S.A.C.	-	-	-	-	-	546,767	752,360	613,944	385,522	1,564,704
OTROS	32,692,738	30,759,730	27,176,980	26,542,701	25,485,936	28,084,075	26,604,055	26,576,128	16,798,416	19,854,166
Estimado de mineros artesanales	11,412,287	15,397,595	7,867,402	12,174,515	25,084,772	20,695,112	18,874,949	14,645,205	2,817,944	1,086,397
MADRE DE DIOS	11,412,287	15,397,595	7,867,402	12,174,515	17,083,809	12,146,076	9,222,277	6,002,223	1,243,552	422,719
PUNO	-	-	-	-	5,710,996	6,377,675	6,822,520	6,175,894	1,093,433	324,710
AREQUIPA	-	-	-	-	1,557,953	1,895,905	2,048,825	1,604,846	399,390	241,909
PIURA	-	-	-	-	732,015	275,456	781,326	862,241	81,569	97,059

Nota: Recuperado de Ministerio de Energía y Minas (2021).

3.2.9. Exportaciones de Oro

El volumen de exportación aurífera peruana fue de 5627 miles de onzas troy en el año 2021, lo que muestra un incremento de 26.6% respecto al año 2020. Esta cantidad representa el 16% del total de exportaciones nacionales. El principal motivo de este crecimiento fue la gran demanda de la industria joyera (Ministerio de Energía y Minas, 2021).

Un punto importante por considerar es que la cotización de oro aumentó en 1.6% a nivel mundial lo que, junto a la gran demanda mencionada, posibilitó que el Perú generara ingresos mayores a los 10.121 millones de dólares. Los principales destinos de exportación fueron La India, Canadá, Suiza y Emiratos Árabes Unidos (Ministerio de Energía y Minas, 2021).

Figura 16*Exportación aurífera peruana*

Nota: Recuperado de Ministerio de Energía y Minas (2021).

3.2.10. Descripción de la Planta OMay SAC

En la actualidad La Empresa OMay SAC es una sociedad de capitales peruanos que viene laborando en la provincia de Gran Chimú, en el departamento de La Libertad, la cual se dedica al procesamiento de minerales auroargentíferos, mediante el proceso de lixiviación en pulpa; la empresa cuenta con mina propia, la cual tiene una capacidad instalada de 30 TM de mineral por día; uno de los problemas que presenta la empresa, son las bajas recuperaciones en oro y los problemas socioambientales ligados a rubro minero – metalúrgico.

3.2.10.1. Ubicación y Acceso

La Planta OMay SAC se ubica en el centro poblado de Sayapullo, provincia de Gran Chimú, departamento La Libertad. Presenta una altitud que varía desde los 3500 a 4500 msnm, y tiene acceso libre en un desvío de la Panamericana Norte.

3.2.10.2. Clima

Existe una diversidad climática en la provincia de Gran Chimú, de tal manera que encontramos valles interandinos, así como zonas sobre los 4,000 m.s.n.m.

3.2.10.3. Flora

Los principales cultivos se pueden observar en la parte baja de Sayapullo, especies bióticas como el tumbo y el manzano, las cuales representan la mayor parte de la producción agrícola. Además se pueden observar en la provincia especies como: vervesina, quilmor, chacla, lloque, chachacomo, maqui-maqui, pincullo, cucharilla, cactáceas, pate, higuero, espino, tara, suro, caña de azúcar, eucalipto, larayán, tomate de árbol, vid, arroz, papa, maíz amarillo duro, alfalfa, palto, granadilla, trigo, yuca, naranjo, cebada grano, arveja, mango, maracuyá, tumbo, maíz amiláceo, papaya, limón sutil, frijol, guanábana, oca, plátano, mamey, olluco, lúcumo, chirimoyo, ciruelo, paca, tuna, frijol de palo, guayabo, camote, cebolla, haba grano, melocotonero, membrillero, maíz choclo, cafeto, zarandaja, ajo, lenteja.

3.2.10.4. Fauna

Las principales especies de animales que se pueden observar corresponden al ganado bovino, ovino, caprino, porcino y aves, cuya crianza constituye el medio de sustento económico por parte de un sector de la población.

3.2.10.5. Límites

La provincia de Gran Chimú limita por el norte y por el este con el departamento de Cajamarca, por el sur con la provincia de Otuzco y por el oeste con la provincia de Ascope, tal como se puede observar en el mapa de la figura 17.

Figura 17

Mapa del Gran Chimú



Nota: Recuperado de Horna (2017).

CAPITULO IV

METODOLOGÍA

4.1. Tipo y Diseño de Investigación

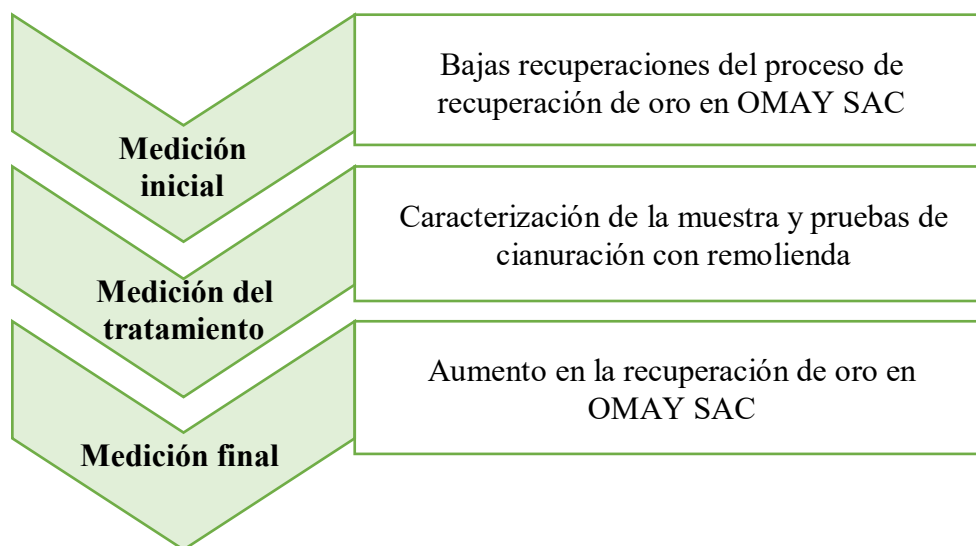
El trabajo desarrollado es de tipo experimental, debido a que desarrollo experimentos, basados en el método científico se aplicaron teorías de mineralogía, lixiviación de minerales en circuitos de molienda, las cuales se usaron para encontrar una solución a la problemática de la empresa.

El desarrollo del proyecto es de tipo descriptivo debido al proceso requiere una molienda efectiva para la exposición de la especie deseada al proceso de cianuración.

El diseño de investigación propuesto es la siguiente:

Figura 18

Diseño de la investigación



4.2. Unidad de Análisis

El desarrollo de la presente investigación tuvo lugar en la provincia de Gran Chimú, departamento de La Libertad, en la planta de procesamiento OMay SAC, lugar donde se recopiló la información necesaria para formular la problemática, involucrándose con la responsabilidad social y medioambiental que requiere el desarrollo de proyectos de esta envergadura.

4.3. Población De Estudio

La población de estudio de la presente investigación es el mineral de cabeza, extraído de la corteza terrestre de la provincia de Gran Chimú, departamento de La Libertad.

Los estudios de la investigación y pruebas metalúrgicas se realizaron en los laboratorios de metalurgia de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la UNMSM, y la caracterización del mineral, se realizó en la Escuela Profesional de Ingeniería Geológica de la UNMSM.

4.4. Tamaño de Muestra

La cantidad de material requerido para el desarrollo de las pruebas metalúrgicas de investigación fueron de aproximadamente 100 Kg, de las cuales se proyecta dejar una muestra testigo que corresponde a la mitad del lote muestreado, con la finalidad de corroborar los resultados obtenidos en el siguiente proyecto.

4.5. Selección de Muestra

El mineral seleccionado para el desarrollo del proyecto corresponde al mineral de cabeza, muestreado desde la faja de alimentación al circuito de chancado, en el lapso de 1

semana y en ambas guardias. Para dicha operación se capacitó personal técnico en la toma de muestras, con la finalidad de obtener una muestra representativa del lote de mineral procesado. La toma de muestras se realizó mediante un corte de 1 pie cada hora, depositando el material en recipientes debidamente rotulados, los cuales después fueron enviados al laboratorio de pruebas metalúrgicas.

4.6. Procedimiento Metodológico de la Investigación

- Formulación de la problemática y recopilación de datos.
- Muestreo del mineral de cabeza
- Microscopia óptica del mineral
- Análisis granulométrico del mineral de cabeza y del producto de chancado primario.
- Pruebas de moliendabilidad.
- Lixiviación en botella del proceso realizado.
- Lixiviación en botella del proceso propuesto.
- Diagrama de flujo proyectado.
- Elaboración del informe final y redacción de la tesis.

CAPÍTULO V

PRUEBAS EXPERIMENTALES

5.1. Análisis Mineralógico de la Investigación

Se muestrearon aproximadamente 500 gramos de mineral de cabeza mediante cuarteador Jones en una primera etapa y cuarteos sucesivos en una segunda, la cual fue preparada mecánicamente para reducirla de tamaño en una chancadora primaria hasta 100% - malla 10, y el producto se alimentó al molino de bolas de laboratorio, operándose este equipo en un tiempo de 20 minutos, parámetro de molienda que fue recopilado de las pruebas metalúrgicas que se realizan a diario en planta. El producto de molienda rotulado se envió a laboratorio de microscopia óptica de luz reflejada, las cuales después de haber preparado briquetas se observaron en el microscopio, llevándose a cabo el análisis modal. En la tabla 7 se describen los principales minerales observados y sus abreviaturas.

Tabla 7

Especies mineralógicas y sus respectivas abreviaturas

Minerales	Fórmula	Abreviatura
Galena	PbS	Gn
Electrum	Au,Ag	El
Hematita	Fe ₂ O ₃	Hm
Goethita	FeO.OH	Gt
Pirita	FeS ₂	Py
Pirrotita	Fe _(1-x) S	Po
Magnetita	Fe ₃ O ₄	Mt
Ilmenita	FeTiO ₃	Il
Gangas		GGs

5.2. Distribución Volumétrica y Grados de Liberación

Se reportaron las partículas que se observaron en las briquetas en términos porcentuales, así mismo se informó de los grados de liberación de cada especie, con la finalidad de conocer las posibilidades de liberación de las especies valiosas y proyectar las pruebas metalúrgicas posteriores. La tabla 8 denota la distribución porcentual de las especies y sus respectivos grados de liberación.

Tabla 8

Volumen porcentual y liberación de las especies presentes

Minerales	Volumen (%)	Grado de liberación (%)
Galena	1.65	79.17
Electrum	Trazas	0.00
Hematita	3.13	80.90
Goethita	3.52	76.42
Pirita	2.56	84.29
Pirrotita	1.61	88.10
Magnetita	0.91	91.30
Ilmenita	1.52	87.50
Gangas	72.30	88.42
TOTAL	87.20	

5.3. Interpretación del Grado de Liberación para los Minerales que Han Intervenido en el Análisis Modal

La especie de interés comercial referido al oro que se pudo observar es el electrum, la cual pudo observarse al microscopio como trazas, es decir no cuantificable.

Se observaron especies de minerales sulfurados de plomo como la galena, la cual representa el 1.65% del volumen total de la muestra, encontrándose el 79.17 % como partículas libres.

Se observaron especies sulfuradas de hierro como la pirita y la pirrotita. Esta primera representa el 2.56 % del volumen total de la muestra observada con un grado de liberación del 84.29%, mientras que la pirrotita representó el 1.61% del volumen de la muestra observada y el 88.10 % se presentaron como partículas libres.

La hematita se observó al microscopio como un 3.13% del volumen total de la muestra, de las cuales el 80.90% se observaron como partículas libres.

La magnetita representó el 0.91% del volumen total de la muestra, hallándose el 91.30 % como partículas libres.

Especies de hidróxidos de hierro como la goethita se observaron en una distribución volumétrica del 3.52 %, de las cuales el 76.42 % se observaron como especies liberadas.

Especies de minerales de titanio como la ilmenita se observaron formando el 1.52% del volumen total de la muestra, permaneciendo como especies libres el 87.50 %.

Las gangas se encuentran ocupando el 72.30% del volumen total de la muestra, observándose como partículas libres el 88.42 %.

El motivo por el cual las especies de minerales que se lograron observar e identificar al microscopio no se encuentran totalmente liberadas, se debe a los enlaces que se encuentran formando, los cuales se detallan a continuación en las tablas 9 y 10.

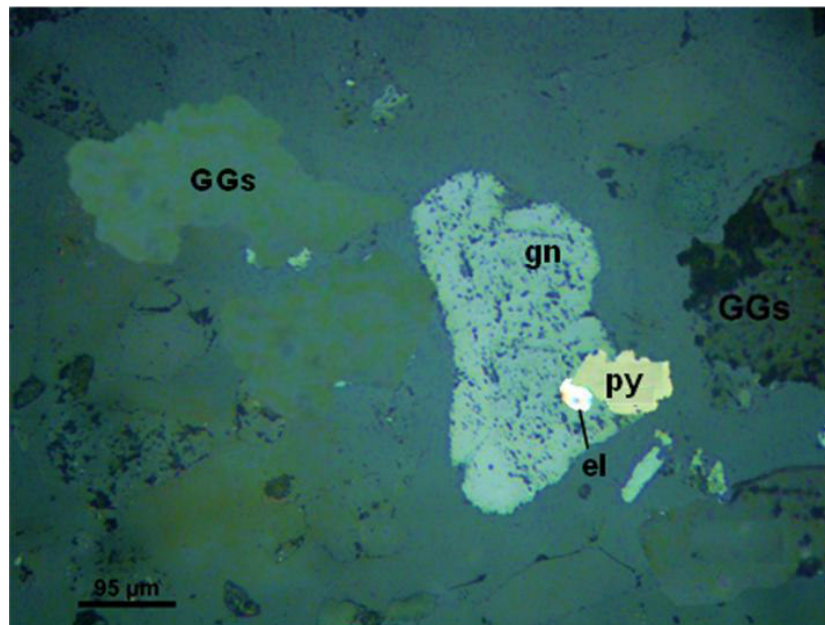
Las principales especies de minerales referidas al oro que se observaron al microscopio se sustentan en las micrografías de las figuras 19, 20, 21, 22 y 23.

Tabla 10*Tipos de entrelazamientos geométricos y la posibilidad de liberación*

Minerales entrelazados	Tipo entr.	Num part.	Dist. Porc.	Posibilidades de liberación completa
Partículas libres		2008	87.19	
mt-hm	3bII	1	0.09	Imposible
	1bI	4	0.16	Moderadamente fácil
	3aIII	2	0.10	Moderadamente fácil a difícil
	1cII	3	0.08	Imposible
py-po	1eII	6	0.19	Muy difícil a imposible
	2bIV	4	0.24	Muy difícil
gt-hm	1bIV	5	0.19	Moderadamente difícil
	3bII	4	0.23	Imposible
	4bI	6	0.14	Moderadamente difícil
	1eI	5	0.31	Muy difícil a imposible
el-gn-mt	4aII	6	0.26	Muy difícil
gt-il-GGs	1eIV	43	2.31	Muy difícil a imposible
	2bI	38	1.86	Muy difícil
	4cII	42	1.18	Muy difícil a imposible
py-el-gn-GGs	3bII	51	2.17	Imposible
	2bI	40	1.66	Muy difícil
	3bI	35	1.64	Imposible
TOTAL		2303	100.00	

Figura 19

Partículas mixtas de pirita (py), electrum (el), galena (gn) y gangas (GGs)

**Figura 20**

Partículas mixtas de magnetita (mt) y hematita (hm); partículas libres de pirita (py) y gangas (GGs)

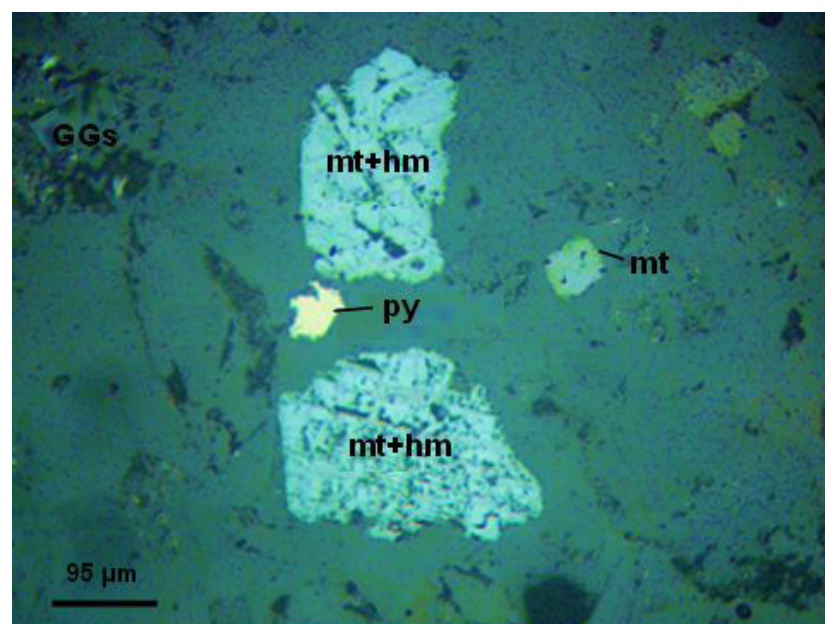
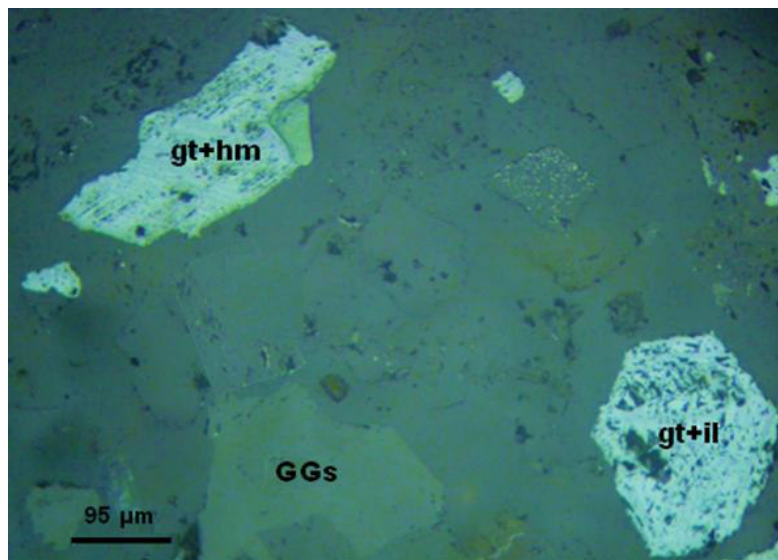


Figura 21

Partículas mixtas de goethita (gt) y hematita (hm); partículas mixtas de goethita (gt), ilmenita (il) y gangas (GGs)

**Figura 22**

Partículas mixtas de electrum (el), galena (gn) magnetita (mt); partículas libres de goethita (gt) y gangas (GGs)

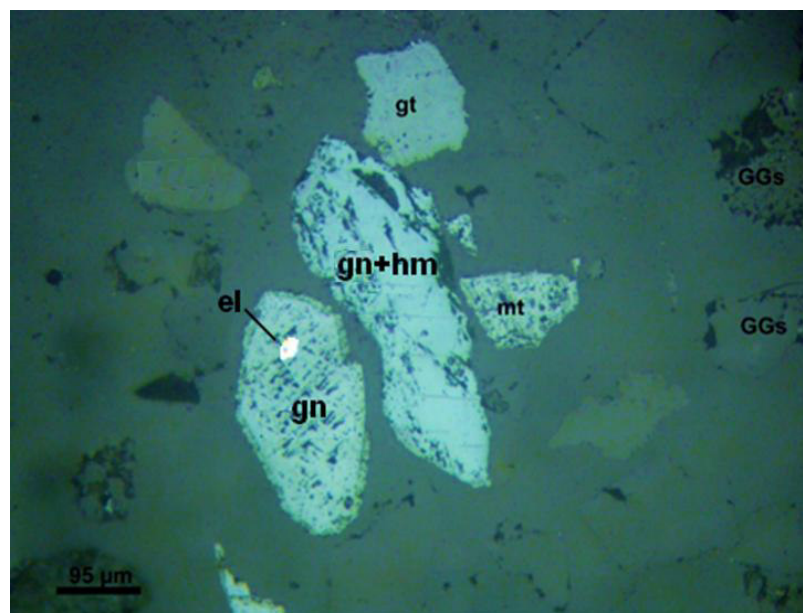
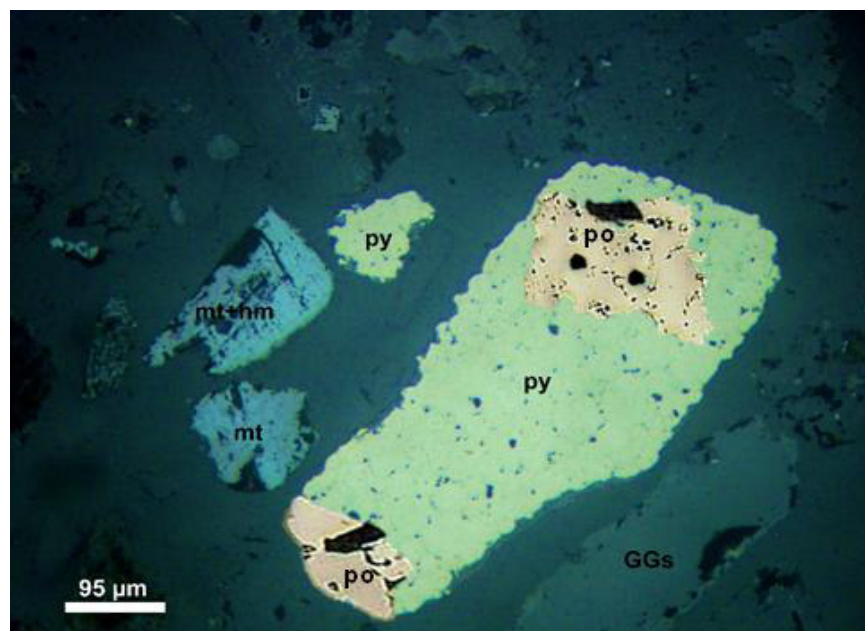


Figura 23

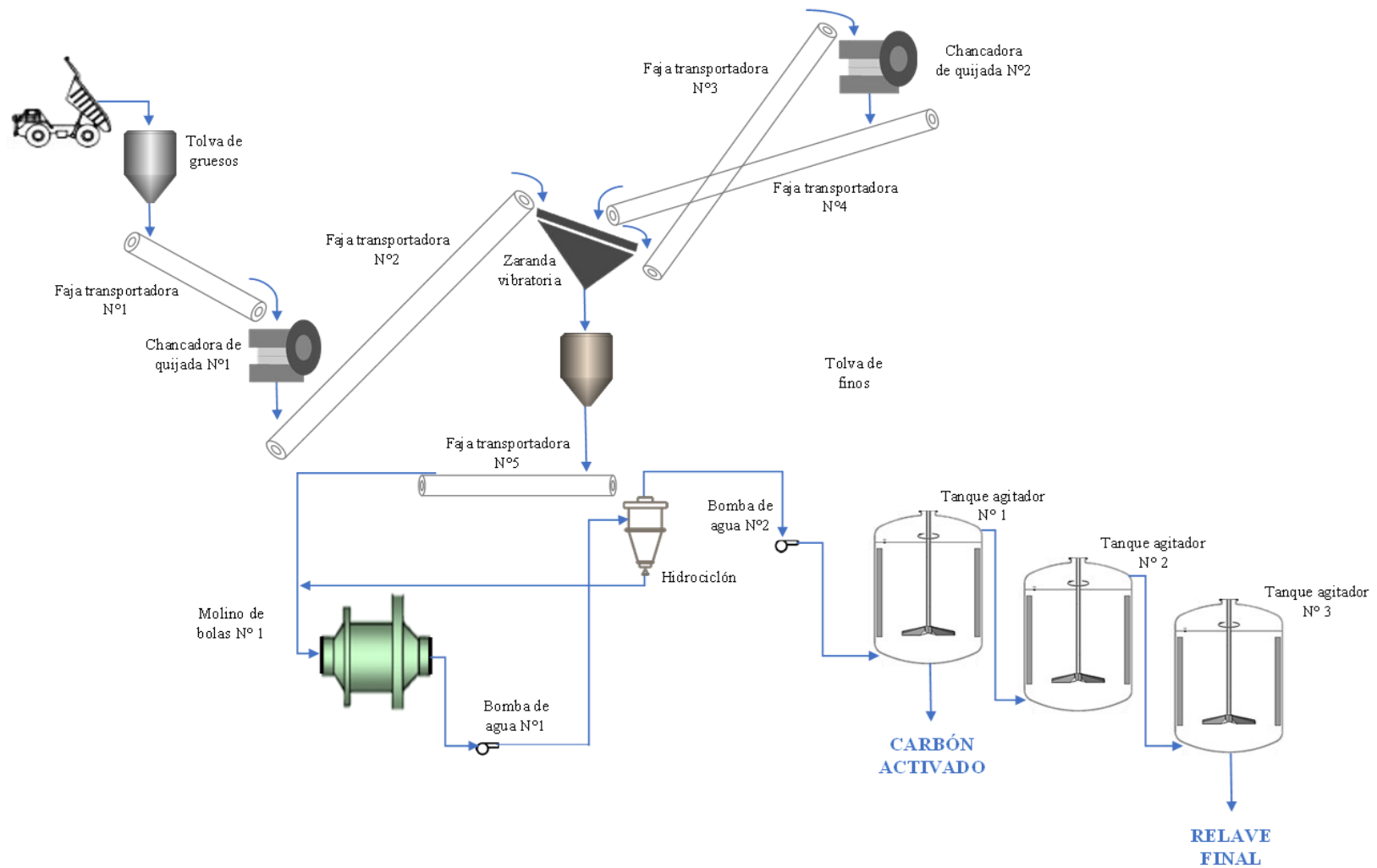
Partículas mixtas de pirita (py) y pirrotita (po); partículas mixtas magnetita (mt) y hematita (hm); partículas libres de pirita (py), magnetita (mt) y gangas (GGs)



5.4. Diagrama de Flujo del Proceso Actual

El mineral proveniente de las distintas labores del distrito de Sayapullo abastece de mineral a la planta de procesamiento hidrometalúrgico de minerales de nombre OMay SAC. El procesamiento de las menas auroargentíferas se da comienzo en el pesaje del mineral en una balanza electrónica dispuesta en el ingreso a planta. Con el peso húmedo del mineral se procede a su almacenamiento en una tolva de gruesos de 30 TM de capacidad, la cual alimenta a una chancadora primaria de quijadas 4X6', con la finalidad de reducir los bancos grandes de mineral. El producto de chancado se clasificará con la ayuda de una zaranda vibratoria de 3/8 "de abertura, de tal manera que el oversize seguirá reduciéndose de tamaño en una chancadora secundaria de quijada, la cual forma parte de la carga circulante. El

material de menor tamaño (undersize) es almacenado en una tolva de finos de 35 TM de capacidad, el cual, junto con cianuro, agua y cal, alimenta continuamente a un molino de dimensiones $3\frac{1}{2} \times 4'$, cuya descarga se clasifica en un hidrociclón. El undersize del ciclón regresa al molino para completar su reducción de tamaño. La descarga de finos del hidrociclón que fluye a través del vortex, alimenta a una serie de 3 tanques dispuestos en serie, de medidas $10 \times 10'$ (tanques N°1 y N°2) y $12 \times 12'$ (tanque N°3), provistos de carbón y un sistema de red que permita poder retirar la carga cuando sea necesario. La pulpa en el circuito de cianuración permanece el tiempo necesario para lograr las máximas recuperaciones, de tal manera que se monitorea constantemente la fuerza de cianuro y el nivel de alcalinidad de la pulpa, así como los ensayos químicos de las soluciones de proceso de cianuración y el carbón activado. El relave del proceso de lixiviación en pulpa es filtrado para luego ser almacenado. El diagrama de flujo anteriormente descrito se puede apreciar en la figura 24, así mismo representa el balance de materia de la planta concentradora en un día normal y sin interrupciones en la operación, determinando que la carga circulante es 100 %.

Figura 24*Flowsheet actual de la planta OMA Y SAC*

5.4.1. Operación de Chancado

El mineral proveniente de mina es almacenado en el stock pile, para luego ser transportado con el uso de un cargador frontal a la tolva de gruesos, la cual esta provista de barras dispuestas en serie y paralelamente con un espacio de 30 cm, lo que garantiza un alimento de chancado de tamaño 100% - 30 cm, cuya finalidad es de evitar los atoros producidos por los bancos de mineral grande. Cuando esto ocurre, se procede a reducir de tamaño de forma manual, con el uso de una comba, hasta lograr el tamaño requerido por la abertura de la chancadora 4X6', la cual constituye la primera etapa de chancado del mineral. El producto de este equipo alimenta directamente a una zaranda vibratorio de abertura 3/8'', el material de sobre tamaño se alimenta a una chancadora secundaria 4X6', cuya descarga se convierte en carga circulante, y los finos se almacenan en una tolva de 35 TM de capacidad.

Con la finalidad de realizar las pruebas metalúrgicas para mejorar la eficiencia del proceso, se programó un plan de muestreo en el área de chancado, los datos recopilados y la distribución del tamaño de partículas del alimento y producto de chancado, se representa a continuación en las tablas 11 y 12 y las figuras 25 y 26. Así también se demuestra que el ratio de reducción del chancado primario tiene un valor de 10.

Tabla 11*Análisis granulométrico del mineral de cabeza*

PESO TOTAL DE LA MUESTRA, kg (Seco)					60.00
i	Malla pulg	Abertura de la malla	Peso retenido		Acum. Pasante
			kg	%	%
1	8"	203200	9.88	16.47	83.53
2	6"	152400	15.11	25.18	58.35
3	4"	101600	12.34	20.57	37.78
4	2"	50800	6.10	10.17	27.62
5	1 ½"	38100	3.06	5.10	22.52
6	1"	25400	2.85	4.75	17.77
7	¾"	19500	1.74	2.90	14.87
8	½"	12700	1.01	1.68	13.18
9	¼"	6350	0.88	1.47	11.72
10	1/8"	3175	0.51	0.85	10.87
11	-1/8"	0	6.52	10.87	100.00
TOTAL			60.00	100.00	
F80 = 196279 µm					

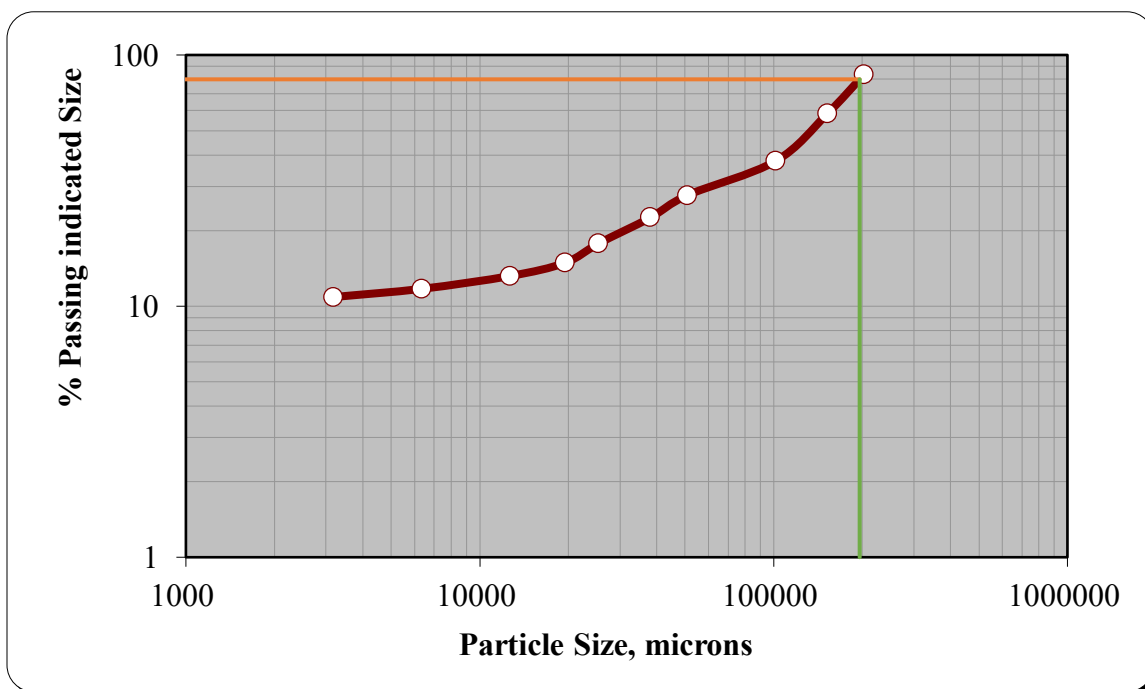
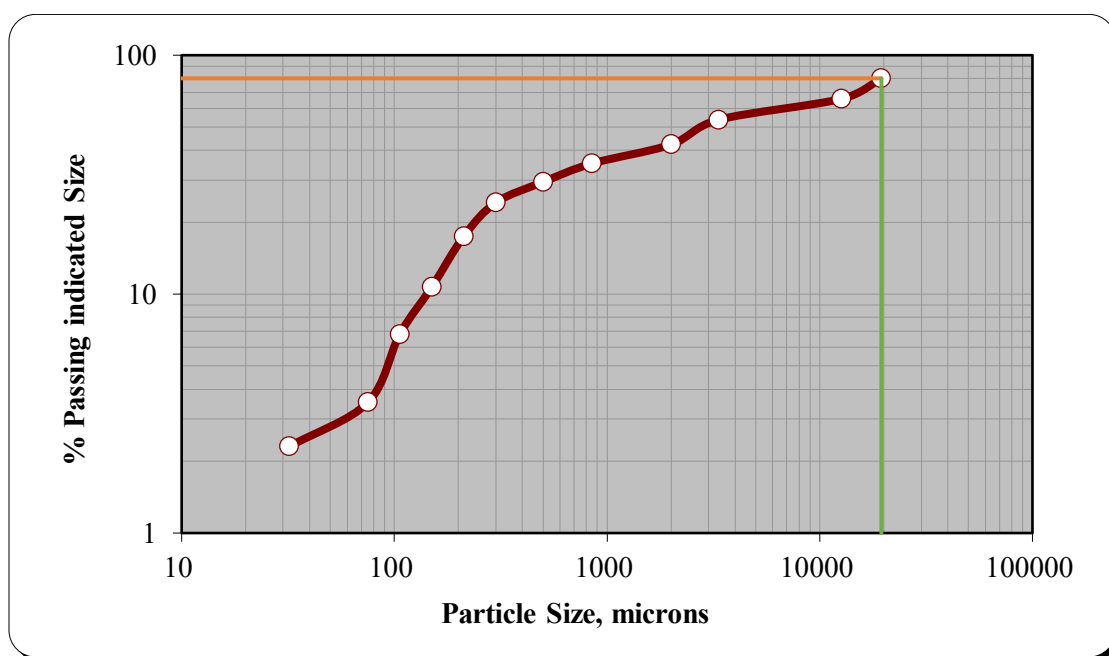
Figura 25*Distribución del tamaño de partículas en el mineral de cabeza*

Tabla 12*Análisis granulométrico de la descarga de la chancadora primaria*

PESO TOTAL DE LA MUESTRA, kg (Seco)					60.00
i	Malla pulg	Abertura de la malla	Peso retenido		Acum. Pasante
			kg	%	%
1	3/4"	19500	11.99	19.98	80.02
2	1/2"	12700	8.58	14.30	65.72
3	6	3350	7.21	12.02	53.70
4	10	2000	6.86	11.43	42.27
5	20	850	4.23	7.05	35.22
6	35	500	3.46	5.77	29.45
7	50	300	3.18	5.30	24.15
8	70	212	4.02	6.70	17.45
9	100	150	4.05	6.75	10.70
10	140	106	2.35	3.92	6.78
11	200	75	1.96	3.27	3.52
12	350	32	0.73	1.22	2.30
13	-350	0	1.38	2.30	100.00
TOTAL			60.00	100.00	
P80 = 19491 μm					

Figura 26*Distribución del tamaño de partículas en la descarga de la chancadora primaria*

El material que no alcanza la granulometría requerida por la operación es reducido de tamaño en la chancadora secundaria hasta alcanzar una granulometría de 100 % - 3/8", formando un circuito cerrado con una zaranda vibratoria.

5.4.2. Operación de Molienda

El producto de chancado de granulometría 100% - 3/8" es alimentado a un molino 5'X6', junto con cal y cianuro, empezando de esta forma el proceso de disolución de minerales y otras especies que compiten por la formación de complejos cianurados. Para evaluar la granulometría de molienda, se planificó un plan de muestreo en el periodo de una semana en ambas guardias, a cargo de técnico metalurgistas capacitados. La muestra final del composito se trasladó a laboratorio para determinar la granulometría de molienda tanto en el alimento fresco como en la descarga del molino, cuyos resultados indicaron un F80 de 7650 μm , y un P80 de 102 μm . Los resultados se denotan a continuación en las tablas 13 y 14 y las figuras 27 y 28. La descarga del molino alimenta a un hidrociclón D4 para clasificar de tamaño las partículas, de tal manera que el overflow alimenta al proceso CIP, y el undersize regresa al circuito de molienda para completar su nivel de tamaño requerido.

Tabla 13*Análisis granulométrico del alimento de molienda*

PESO TOTAL DE LA MUESTRA, kg (Seco)					10.00
i	Malla pulg	Abertura de la malla	Peso retenido		Acum. Pasante
			kg	%	%
1	3/4"	19500	0.52	5.20	94.80
2	1/2"	12700	0.84	8.40	86.40
3	6	3350	1.55	15.50	70.90
4	10	2000	1.06	10.60	60.30
5	20	850	0.92	9.20	51.10
6	35	500	0.84	8.40	42.70
7	50	300	0.59	5.90	36.80
8	70	212	0.48	4.80	32.00
9	100	150	0.31	3.10	28.90
10	140	106	0.23	2.30	26.60
11	200	75	0.19	1.90	24.70
12	350	32	0.15	1.50	23.20
13	-350	0	2.32	23.20	100.00
TOTAL			10.00	100.00	
F80 = 7650 μm					

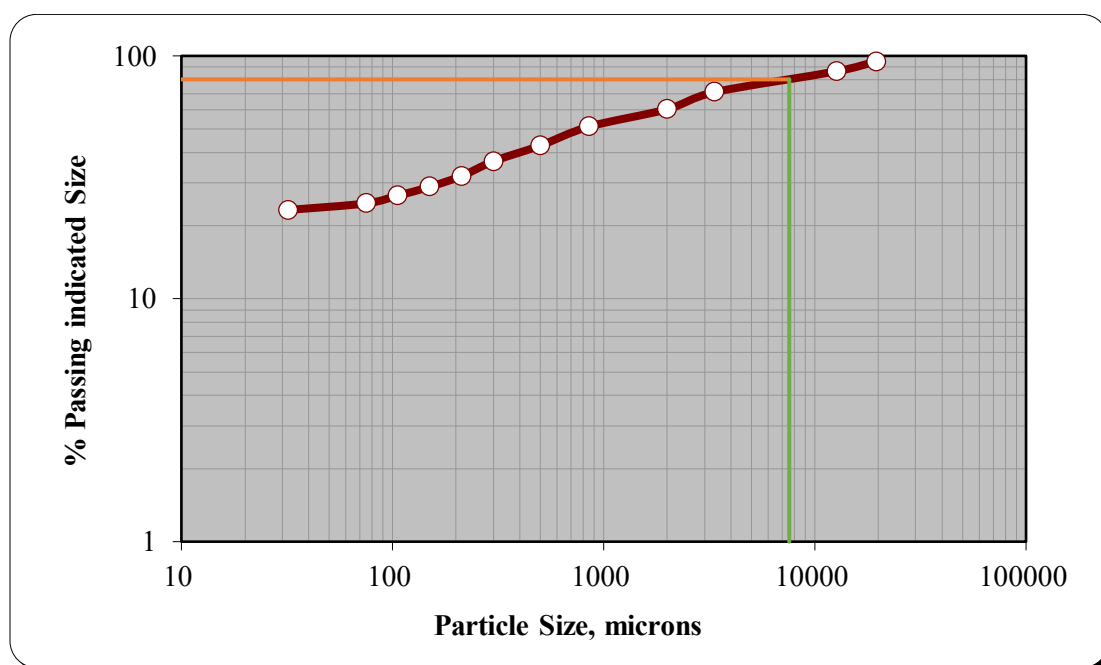
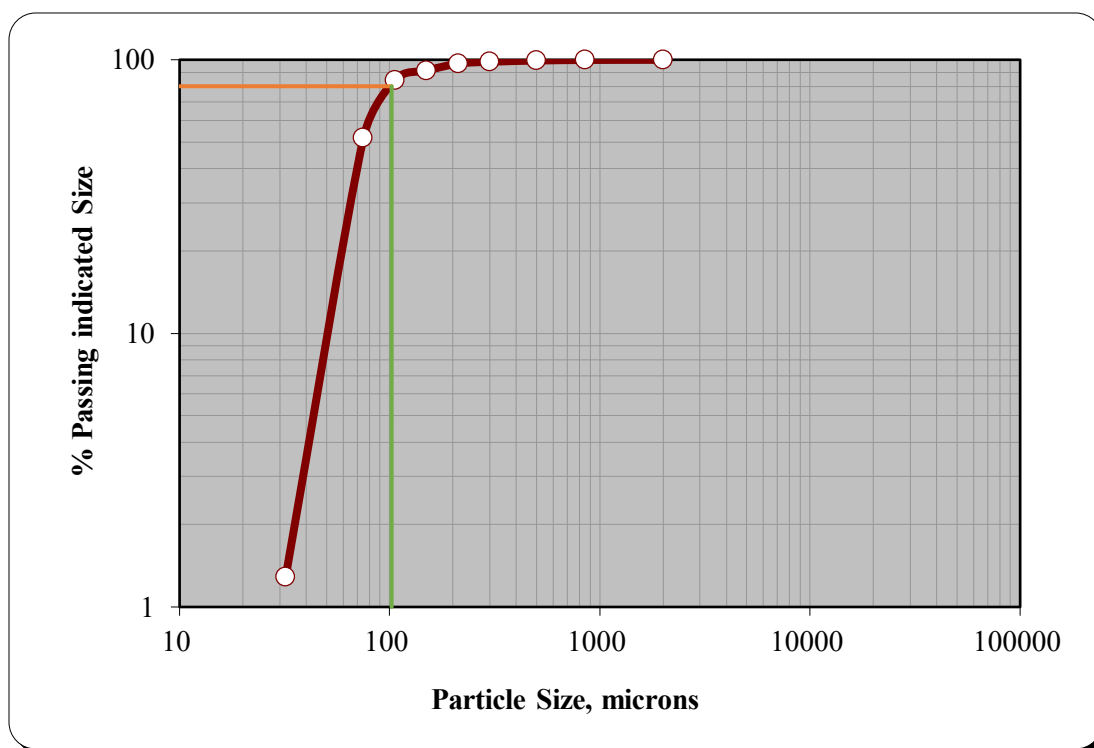
Figura 27*Distribución del tamaño de partículas del alimento de molienda*

Tabla 14*Análisis granulométrico de la descarga de molienda*

PESO TOTAL DE LA MUESTRA, kg (Seco)					10.00
i	Malla pulg	Abertura de la malla	Peso retenido		Acum. Pasante
			kg	%	%
1	10	2000	0.01	0.10	99.90
2	20	850	0.01	0.11	99.79
3	35	500	0.05	0.50	99.29
4	50	300	0.10	1.00	98.29
5	70	212	0.15	1.50	96.79
6	100	150	0.55	5.50	91.29
7	140	106	0.70	7.00	84.29
8	200	75	3.25	32.50	51.79
9	350	32	5.05	50.50	1.29
10	-350	0	0.13	1.29	100.00
TOTAL			10.00	100.00	

P80 = 102 μ m

Figura 28*Distribución del tamaño de partículas del alimento de molienda*

5.4.2.1. Determinación de la Granulometría de Molienda

Con una muestra representativa de mineral de cabeza 100% – 10 malla, se realizaron pruebas de moliendabilidad en un molino de laboratorio y bajo las condiciones de operación que se describen en la tabla 15. Las granulometrías de molienda se denotan en la tabla 16, así también la gráfica de la figura 29, representa la curva de moliendabilidad y la ecuación $P80 = -5.2743t + 207.47$, relaciona las variables de tiempo y P80.

Tabla 15

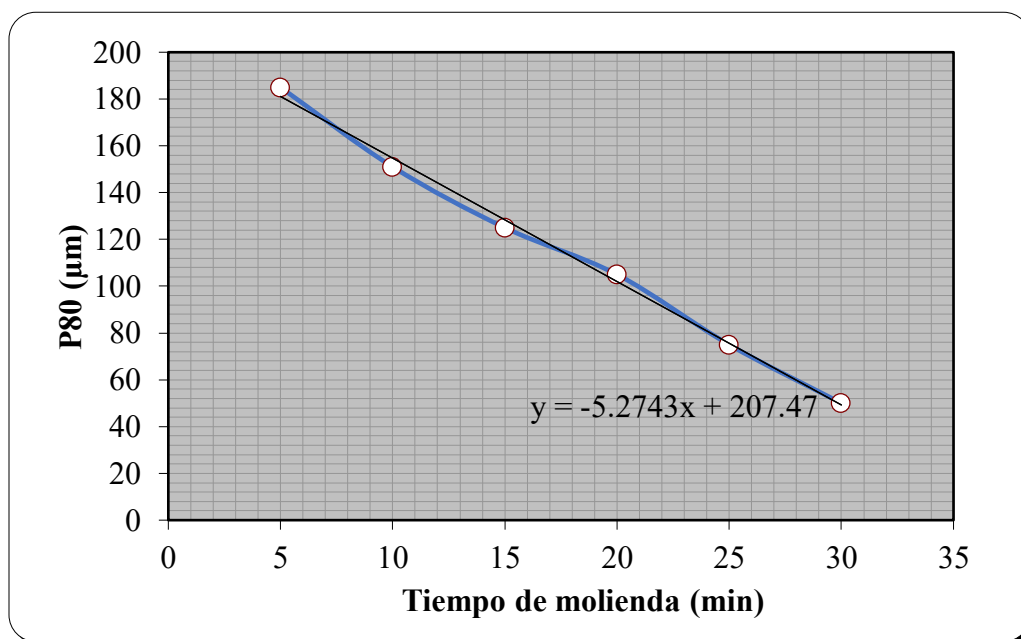
Condiciones de operación en la operación de molienda

Parámetro	Valor
Peso de muestra	1000
Relación S/L	2/1
Peso de bolas	3 Kg
Diámetro de tamaño de bolas de molino	100%(2"), 30(1") y 20%(1/2")

Tabla 16

Granulometrías de molienda

Malla #	Abertura (μm)	Tiempo de molienda (min)						
		0	5	10	15	20	25	30
		% Pasante						
10	2000	60.30	97.90	98.20	98.50	98.80	99.20	99.40
20	850	51.10	95.50	96.20	96.90	97.50	98.30	98.50
35	500	42.70	91.70	94.00	95.00	95.90	97.20	97.40
50	300	36.80	87.60	91.30	92.50	93.60	95.80	96.10
70	212	32.00	82.70	88.00	89.70	91.10	94.00	94.70
100	150	28.90	75.90	79.80	85.20	88.00	91.60	92.80
140	106	26.60	69.50	72.00	75.60	80.20	88.10	90.00
200	75	24.70	67.00	69.00	71.90	74.30	79.90	82.00
350	32	23.20	66.90	68.10	70.50	72.10	77.70	77.80
P80 (μm)		7560	185	151	125	105	75	50

Figura 29*Moliendabilidad*

5.4.2.2. Balance de Materia y Determinación de la Carga Circulante

A continuación, se realizaron pruebas de muestreo en el alimento al ciclón, overflow y underflow ciclón, en un período de siete días y horarios en condiciones normales de trabajo, determinando que la carga circulante es 100.0%.

En la tabla 17 se muestran los resultados de las pruebas de análisis granulométrico de la muestra.

Tabla 17

Cálculo de la carga circulante con la distribución de mallas

Malla	Alim. al hidrociclón		Underflow		Overflow		C.C
	%Retenido	% Ret. Acum.	% Retenido	% Ret. Acum.	% Retenido	% Ret. Acum.	
10	0.10	0.10	0.50	0.50	0.00	0.00	0.25
20	0.10	0.20	0.80	1.30	0.00	0.00	0.18
35	0.50	0.70	1.00	2.30	0.00	0.00	0.44
50	1.00	1.70	1.50	3.80	0.00	0.00	0.81
70	1.50	3.20	2.10	5.90	0.80	0.80	0.89
100	5.50	8.70	10.10	16.00	1.50	2.30	0.88
140	7.00	15.70	70.20	86.20	3.10	5.40	0.15
200	32.50	48.20	2.90	89.10	33.70	39.10	0.22
350	50.50	98.70	9.80	98.90	58.40	97.50	6.00
-350	1.30	100.00	1.10	100.00	2.50	100.00	
C.C. prom							1.09

Se tomaron muestras del alimento y las descargas del hidrociclón con la finalidad de corroborar la carga circulante que indicó el método de análisis granulométrico mostrado en la tabla anterior, la cual fue realizado en el mismo período y horario en el que se llevaron a cabo las pruebas de muestreo en general.

Tabla 18

Densidades del alimento y descargas del hidrociclón

Muestra	Densidad (gr/Lt)
Alimento del hidrociclón	1250
Underflow del hidrocilón	1400
Overflow del hidrociclón	1100

Con los datos obtenidos del muestreo en la sección de clasificación, tal como se muestra en la tabla 18, se calculó la carga circulante con la ecuación matemática que se muestra a continuación.

$$\frac{\delta_F - \delta_O}{\delta_U - \delta_F} = \frac{1250 - 1100}{1400 - 1250} = 1$$

Así mismo con los datos de la tabla 19, se obtuvo el porcentaje de sólidos.

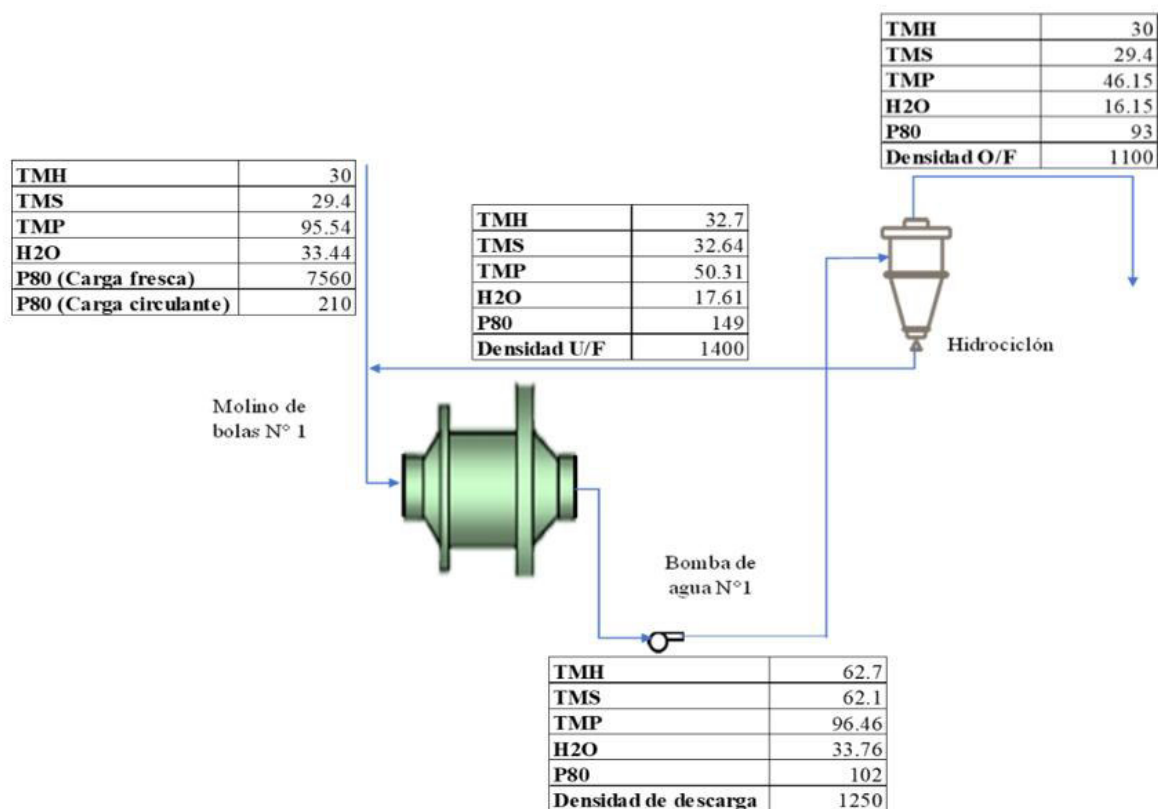
Tabla 19

Gravedad específica del mineral

Item	Valor
Gravedad específica	2.9

$$\%S = \frac{(G_e - 1) \times \delta_e}{(\delta_e - 1) \times G_e} = \frac{(2.9 - 1) \times 1250}{(1250 - 1) \times 2.9} = 65\%$$

Los datos calculados del balance de materia del proceso actual se adjuntan en el diagrama de flujo de la Figura 30.

Figura 30*Flowsheet con balance de materia*

5.4.3. Efecto del Tamaño de Partícula en la Cianuración

Se realizaron pruebas de lixiviación de oro a nivel de laboratorio, en función de la distribución de partículas del mineral, llevándose a cabo en una primera etapa desde la molienda para luego cianurarse en botella en un periodo de 24 horas, el cual nos permitirá conocer la granulometría de molienda necesaria para aumentar la recuperación de oro. Los resultados de las pruebas de lixiviación se representan en los balances metalúrgicos de las tablas 20, 21, 22, 23, 24, 25, 26 y 27, así mismo la figura 31 representa un gráfico de barras comparativo de los distintos valores de la variable respuesta bajo distintas condiciones.

Tabla 20*Balance cianuración directa 15 minutos – P1*

Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	1000			
Solución rica	2000	3.09	6180	67.47
Relave	1000	2.98	2980	32.53
Cabeza calculada	9.16			

Tabla 21*Balance cianuración en botella para 24 horas – P1*

Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	250			
Solución rica	600	0.35	210	29.17
Relave	250	2.04	510	70.83
Cabeza calculada	2.88			

Tabla 22*Balance cianuración directa 20 minutos – P2*

Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	1000			
Solución rica	2000	3.77	7540	82.22
Relave	1000	1.63	1630	17.78
Cabeza calculada	9.17			

Tabla 23*Balance cianuración en botella para 24 horas – P2*

Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	250			
Solución rica	600	0.53	318	44.29
Relave	250	1.6	400	55.71
Cabeza calculada	2.872			

Tabla 24*Balance cianuración directa 25 minutos – P3*

Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	1000			
Solución rica	2000	3.89	7780	84.93
Relave	1000	1.38	1380	15.07
Cabeza calculada	9.16			

Tabla 25*Balance cianuración en botella para 24 horas – P3*

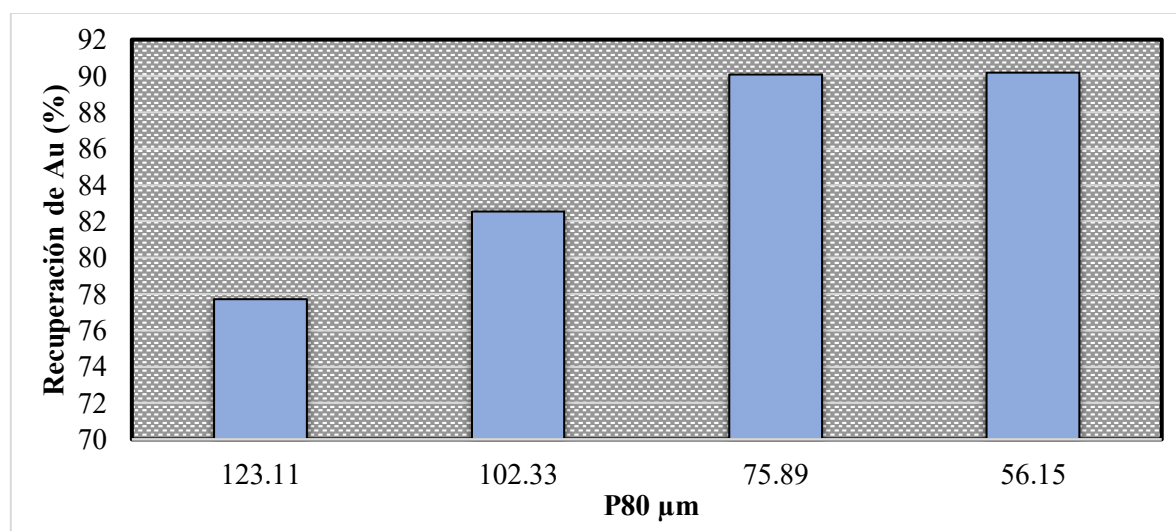
Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	250			
Solución rica	600	0.21	126	35.64
Relave	250	0.91	227.5	64.36
Cabeza calculada	1.414			

Tabla 26*Balance cianuración directa 30 minutos – P4*

Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	1000			
Solución rica	2000	3.89	7780	83.93
Relave	1000	1.49	1490	16.07
Cabeza calculada	9.27			

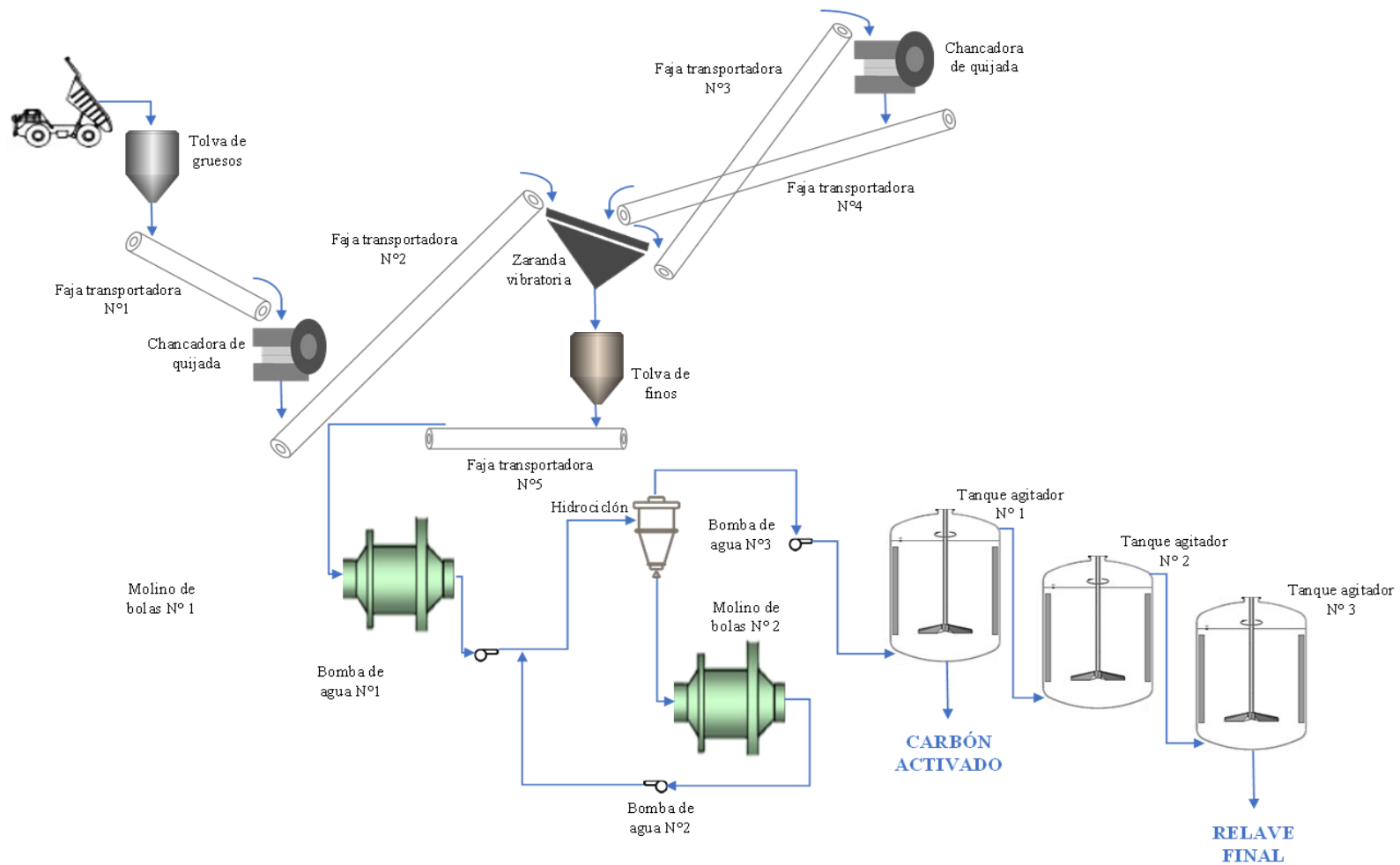
Tabla 27*Balance cianuración en botella para 24 horas – P4*

Componentes	Peso / volumen (g) / (ml)	Ley Au (g/TM) / (mg/lt)	Contenido Fino Au	Recuperación (%) Au
Cabeza	250			
Solución rica	600	0.32	192	45.77
Relave	250	0.91	227.5	54.23
Cabeza calculada	1.678			

Figura 31*Recuperación total de oro a distintas granulometrías*

5.5. Diagrama de Flujo Propuesto

En base a los resultados de las pruebas metalúrgicas de lixiviación en función al tamaño de partícula, se propone la implementación de un molino de remolienda que permita llegar a un P80 de 75.89 μm , el diagrama de flujo que se propone se detalla a continuación en la figura 32.

Figura 32*Flowsheet propuesto de la planta OMay SAC*

5.5.1. Diseño del Molino de Remolienda

Se evaluaron los parámetros del molino de remolienda tomando en cuenta los parámetros que se presentan en la tabla 28:

Tabla 28

Parámetros para diseñar el molino de remolienda

Item	Valor
Capacidad del molino (TM)	30
Wi	15
P80 (μm)	75.89
F80 (μm)	130.14

Primero se calculó el consumo de energía, apoyándonos de lo que planteó Bond:

$$W = Wi \left(\frac{10}{\sqrt{P80}} + \frac{10}{\sqrt{F80}} \right)$$

$$W = 15 \times \left(\frac{10}{\sqrt{75.89}} + \frac{10}{\sqrt{130.14}} \right)$$

$$W = 15 \times (0.132 - 0.0768)$$

$$W = 4.07 \frac{kw - h}{TM}$$

Para el consumo de potencia:

$$HP = 1.341 \times W \times J$$

$$HP = 1.341 \times 4.07 \frac{kw - h}{TM} \times 30 TM$$

$$HP = 163.74$$

Al valor obtenido debemos de operarlo con los factores de corrección para un molino de bolas, que se muestran en la tabla 29:

Tabla 29

Factores de corrección de la potencia del molino

Factor	Valor
K_1	1.0 (Molienda húmeda) 1.3 (Molienda seca)
K_2	1.0 (Circuito cerrado) 1.2 (Circuito abierto)
K_3	D: Diámetro del molino (pies) $K_3 = \left(\frac{8}{D}\right)^{0.2}$ Para $8 < D \leq 12.5$ (Se usa la fórmula) Para $D > 12.5$, en este caso $K_3 = 0.914$
K_4	$K_4 = f(F80)$, en función del tamaño del feed $f(F80) = \frac{F_o R_r + (W_i - 7)(F80 - F_o)}{R_r F_o}$ Fo: Tamaño óptimo de alimentación en f(Wi) $F_o = 4000 \left(\frac{13}{W_i}\right)^{0.5}$ $R_r = \frac{F80}{P80}$ K_4 se aplica en el caso que: $F80 \geq F_o$
K_5	Se usa cuando: $P80 \geq 75 \mu m$ $K_5 = \frac{P80 + 10.3}{1.145 \times P80}$
K_6	Solo para molino de barras.
K_7	Se emplea cuando $R_r < 6$ $K_7 = \frac{20(R_r - 1.35) + 2.6}{20(R_r - 1.35)}$
K_8	Solo para molino de barras.

$$K_1 = 1.00 \text{ (Molienda húmeda)}$$

$$K_2 = 1.00 \text{ (Circuito cerrado)}$$

$$K_3 = 0.914$$

K_4 : no se emplea porque $F_{80} < F_o$

$$F_o = 4000 \left(\frac{13}{15} \right)^{0.5} = 3723.797 \quad R_r = \frac{130.14}{75.89} = 1.71$$

$$K_5 = \frac{75.89 + 10.3}{1.145 \times 75.89} = 0.992$$

$$K_7 = \frac{20(1.71 - 1.35) + 2.6}{20(1.71 - 1.35)} = 1.36$$

$$HP = 163.74 \times (1 \times 1 \times 0.914 \times 0.992 \times 1.36) = 201.91$$

Calculamos el diámetro del moliendo con el HP por conceptos físicos de movimiento, con la siguiente ecuación:

$$HP = 1.70 \times 10^{-5} \times (3.2 - 3Vp) \times \left[1 - \frac{0.1}{2^{(9-10 \times \%Cs)}} \right] \times D^{2.3} \times L \times Cs \times Cd$$

$$HP = 1.70 \times 10^{-5} \times (3.2 - 3 \times 0.45) \times 1 \times D^{2.3} \times L \times 755 \times 290$$

$$HP = 3.099 \times D^{2.3} \times L = 201.91$$

$$D^{2.3} \times L = 65.15$$

$$D^{3.3} = 65.15$$

$$D = 3.55'$$

$$L = 3.55'$$

5.5.2. Determinación de los Parámetros Operativos de un Hidrociclón

Se procedió a realizar los cálculos del hidrociclón para que se pueda clasificar la carga a un 60% - 200 malla. Considerando los datos presentados en las tablas 17, 18 y 19, así como la figura 30 para calcular los parámetros.

Para el cálculo del diámetro del hidrociclón se emplearon las siguientes ecuaciones, también se utilizaron *los datos de la tabla 30 y figura 33*:

$$D_{50c}(\text{aplicación}) = D_{50c}(\text{base}) \times C_1 \times C_2 \times C_3$$

$$D_{50c}(\text{base}) = \frac{D_{50c}(\text{aplicación})}{C_1 \times C_2 \times C_3}$$

$$D_{50c}(\text{aplic}) = \% \text{ de distrib. deseado (en } \mu\text{m, del } O - F) \times \text{Factor de corrección}$$

Tabla 30

Factor de corrección para el diámetro del ciclón

% Requerido en el tamaño del Over-flow	Factor de corrección
98	0.54
95	0.73
90	0.91
80	1.25
70	1.67
60	2.08
50	2.78

Conociendo que se requiere 60.9% - 200 malla (75 μm), el factor a emplear sería 2.08.

$$D_{50c}(\text{aplic}) = 75\mu\text{m} \times 2.08 = 156\mu\text{m}$$

Para hallar el $D_{50c}(\text{base})$ se calculan los factores:

$$C_1 = \left(\frac{53 - V}{V} \right)^{-1.43}$$

Donde, V: % de sólidos (v/v)

$$\%S \left(\frac{v}{v} \right) = \left(\frac{V(\text{sol})}{V(\text{sol}) + V(\text{pulpa})} \right) \times 100$$

$$\%S \left(\frac{v}{v} \right) = \left(\frac{\frac{62.7}{2.9}}{\frac{62.7}{2.9} + \frac{33.76}{1}} \right) \times 100 = 39\%$$

$$C_1 = \left(\frac{53 - 39}{39} \right)^{-1.43} = 6.71$$

$$C_2 = (3.27 \times AP)^{-0.28}$$

Donde, AP: Caída de presión (kpa)

$$AP = 70 \text{ kpa}$$

$$C_2 = (3.27 \times 70)^{-0.28} = 1$$

$$C_3 = \left(\frac{1.65}{Gs - gl} \right)^{0.45}$$

Donde, Gs: Gravedad específica del sólido y Gl: Gravedad específica del líquido

$$Gs = 2.9$$

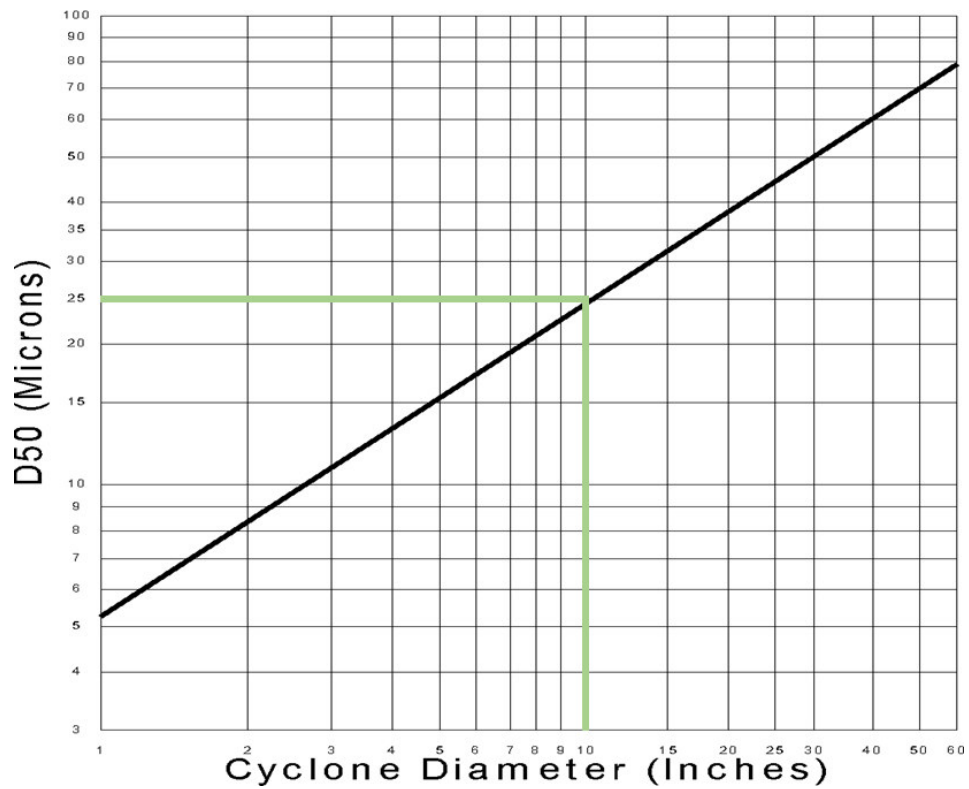
$$Gl = 1$$

$$C_3 = \left(\frac{1.65}{2.9 - 1} \right)^{0.45} = 0.93$$

Reemplazamos los valores obtenidos previamente:

$$D_{50c}(base) = \frac{156}{6.71 \times 1 \times 0.93} = 25 \mu m$$

$$\text{Diámetro del ciclón} = 10 \text{ pulg}$$

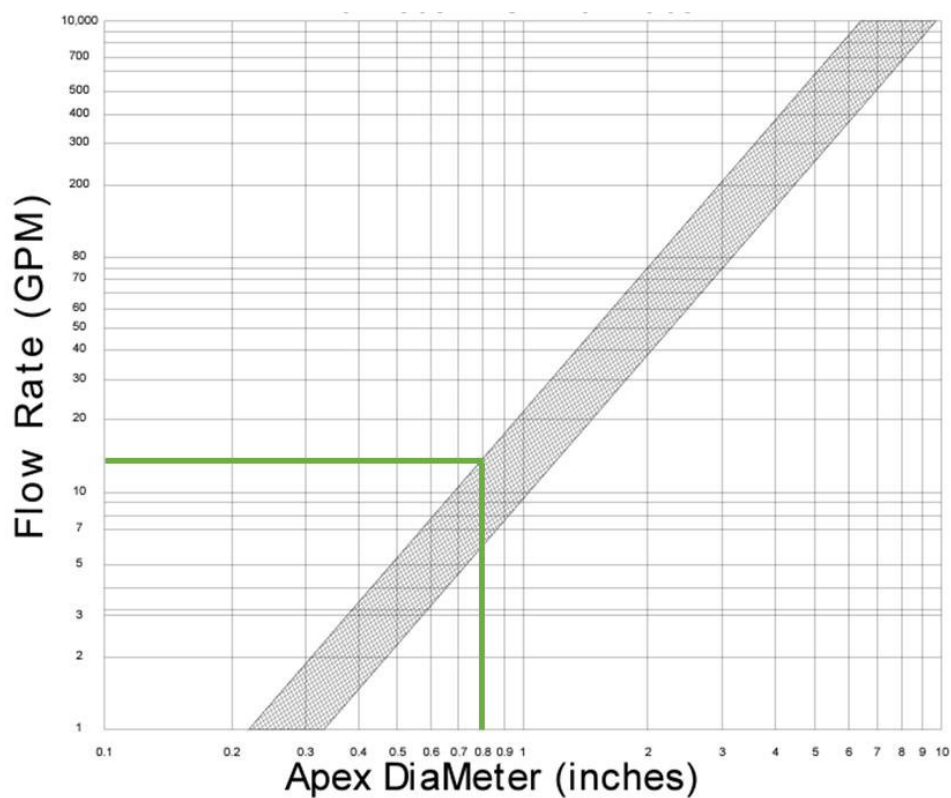
Figura 33*D50c vs diámetro del ciclón*

Para el cálculo del diámetro del apex se empleó la siguiente ecuación y la figura 34:

$$\text{Flujo total de la alimentación del ciclón} = \frac{TMP}{D_s * D_l * 86400}$$

$$\text{Flujo total de la alim. del ciclón} = \frac{96.46}{1.25 * 1 * 86400} \times 1000 = 0.9 \frac{l}{s} = 14.27 \text{ GPM}$$

$$\text{Diámetro del apex} = \frac{3}{4}''$$

Figura 34*Curva de capacidad Apex*

5.6. Monitoreo del Proceso por Instalación del Molino de Remolienda

Luego de haber instalado el molino de remolienda de dimensiones 3 ½ X 4' se planificó un plan de muestreo en ambas guardias en un tiempo de 10 días, cuyo resultado se adjuntan a continuación en la tabla 31, demostrando que los valores alcanzados en planta difieren en mínimo porcentaje de los valores calculados en laboratorio.

Tabla 31*Monitoreo de la implementación del molino de remolienda*

Fecha	Rec. Au (%)		Tonelaje	
	Turno A	Turno B	Turno A	Turno B
09/11/2022	89.31	90.55	60.55	61.22
10/11/2022	88.72	91.11	63.45	63.45
11/11/2022	89.92	90.44	65.11	60.98
12/11/2022	90.07	92.33	60.33	62.33
13/11/2022	89.99	89.91	61.11	63.38
14/11/2022	90.03	88.75	65.39	65.11
15/11/2022	92.40	87.73	66.40	66.77
16/11/2022	91.11	90.00	62.37	61.36
17/11/2022	90.09	90.11	61.27	62.45
18/11/2022	90.01	87.69	60.55	61.29
PROMEDIO	90.17	89.86	62.65	62.83
	90.01		62.74	

CAPITULO VI

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

El trabajo presentado por Torres logra recuperar hasta 90.18% de oro aplicando la remolienda, los parámetros de trabajo como las variables se identifican bastante con los resultados que se presentó anteriormente. Uno de los valores más similares y significativos a tomarse en cuenta, son casi las mismas recuperaciones de alrededor de los 90 %. Con respecto a las granulometrías existe una diferencia de 19% con respecto al pasante menos malla 200, siendo la muestra en investigación, de tamaño más fino.

Con respecto al trabajo realizado por Marreros, el cual también expone como tema de mejora en la recuperación de metales preciosos, la reducción de tamaño del mineral, aplicando cambios en el circuito de remolienda para lograr recuperaciones de alrededor de 92 %, trabajo que presenta un mejor indicador de recuperación, así mismo el mineral tratado difiere en cuanto a su composición mineralógico y el método de recuperación. El proceso que presenta dicho autor emplea la concentración gravimétrica previa a la cianuración.

En el trabajo presentado por Huarza, tiene una similitud con respecto al trabajo presentado, dado que la mineralogía, la cual según afirma, pertenece a la de un concentrado de mineral sulfurado. Además de esto, después de obtener el concentrado, lo remolieron para liberar aún más las partículas, junto con cianuro y cal, la cual es similar al proceso que se presentó anteriormente. Con respecto a los resultados que obtuvo Huarza, logró una recuperación mayor al 95% de oro y casi 79 % de plata, la cual evidencio una mejor respuesta metalúrgica en cuanto a recuperación de metales preciosos.

Cordova estudió un oro de tamaño menor a las 75 micras, la cual presenta similitud con respecto el tamaño de las especies de interés comercial. Así también difiero, dado que,

dicho autor realizó pruebas de lixiviación con cianuro en botella en un tiempo de 72 horas, la cual logró recuperar menos del 65% de oro y poco más del 25% de la plata, lo que hace pensar, que el proceso de cianuración desde molienda aumenta la cinética y la recuperación de las especies valiosas.

El trabajo realizado por Gúzman y Huacasi afirman que el grado de liberación es la variable de mayor relevancia en la recuperación de oro, la cual reafirma lo propuesto en el presente trabajo, dado que a una adecuada granulometría se lograron obtener los mejores resultados. En cuanto a la recuperación de oro, lograron valores mayores al 90%, debido a que también evaluó la disolución de metales preciosos, en menas oxidadas y sulfuradas, la cual también hace distinto el trabajo, pero afirma la importancia de identificar las especies mediante un estudio mineralógico.

CAPITULO VII

CONCLUSIONES

- La implementación de un circuito de remolienda y lixiviación a distintas granulometrías permitió incrementar la recuperación de oro a 90.07%, optimizando la liberación de partículas auríferas y mejorando la eficiencia del proceso.
- Se determinó que la mejor recuperación de oro se obtuvo con una granulometría de 80% -200 malla (P80 de 75 micras), logrando un incremento del 8.14% en la recuperación respecto a pruebas sin remolienda.
- Se confirmó que la lixiviación en dos etapas permitió una mayor disolución del oro durante la molienda cianurada, alcanzando una recuperación del 45.93% en la solución de descarga del molino. Además, se validó que un tiempo de cianuración de 24 horas es óptimo para maximizar la disolución de oro y mejorar su recuperación.
- La instalación de un molino 3 ½" x 4" permitió incrementar el tonelaje de alimentación a 62.7 TMD, mejorando la capacidad de procesamiento y contribuyendo a una mayor eficiencia en la recuperación del oro.
- Se determinó que un diámetro de apex de ¾" es el óptimo para clasificar a 75 micras, asegurando una adecuada liberación y separación de partículas de oro para su posterior lixiviación.
- El monitoreo del proceso de lixiviación, luego de la implementación del circuito de remolienda, durante 10 días, confirmó una recuperación promedio de oro del 90.01%, validando la eficiencia del nuevo esquema operativo.

- La caracterización mineralógica mediante microscopía óptica identificó la presencia de galena, electrum, hematita, goethita, pirita, pirrotita, magnetita, ilmenita y gangas, determinando que el oro se encuentra como trazas sin datos de distribución volumétrica ni grados de liberación, lo que reafirma la necesidad de optimizar los parámetros de molienda y lixiviación.

CAPITULO VIII

RECOMENDACIONES

- Realizar pruebas de lixiviación con reactivos sintéticos, los cuales vienen mejorando cada año, en cuanto a resultados académicos, sin aplicación industrial alguna. Un pilotaje con estos agentes lixiviantes podría identificar los cuellos de botella asociados al proceso, dejando sentado las bases para la mejora en cuanto a tecnologías limpias.
- Evaluar mediante diseños experimentales el comportamiento de las principales variables que intervienen en el proceso de lixiviación, como concentración de cianuro, concentración de oxígeno, porcentaje de sólidos, pH, entre otros, y optimizar el proceso.
- Realizar una microscopia electrónica de barrido tanto para los relaves. Como para el yacimiento en sí, de tal manera que se podrían identificar elementos en proporciones comerciales.
- Estudiar el comportamiento del relave del proceso al proceso de lixiviación bacteriana, con la finalidad de que se inicie un plan de investigación para la recuperación de los finos de oro y plata en la relavera.
- Se debería de utilizar tecnología de punta con respecto a los ensayos químicos de oro, debido a que sus pequeñas cantidades conllevan muchas veces al error de reporte.
- Se recomienda emplear un ápex de menor diámetro alrededor de los $\frac{3}{4}$ “, y hacer el monitoreo de la granulometría del over.
- Se recomienda realizar pruebas de flotación. Para flotar las especies sulfuradas que dentro de su matriz se encuentra el Electrum.

- El Electrum según las micrografías tiene un tamaño de 20 μm aproximadamente para que esta especie pueda ser liberada e interactue con la solución cianurada. Se recomienda realizar moliendas ultrafinas para lograr el tamaño de la partícula.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Andrade, L., & Hodouin, D. (2005). A lumped kinetic model for gold ore cyanidation. *Hydrometallurgy*, 79(3-4), 121-137.
doi:<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2005.06.001>
- Arterburn, R. (2001). The sizing and selection of hydrocyclones. *911metallurgist*, s.f.
doi:<https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2015/10/SIZING-AND-SELECTION-OF-HYDROCYCLONES.pdf>
- Azañero, A. (2015). *Flotación y Concentración de minerales* (1 ed.). Lima, Perú: Colecciones Jovic.
- Barthelmy, D. (s.f.). *Mineralogy Database*. Obtenido de <https://www.webmineral.com/>
- BCcampus Open Publishing. (2021). Metal Deposits. *Geological Resources*(20).
- Birich, A., Stopic, S., & Friedrich, B. (2019). Kinetic Investigation and Dissolution Behavior of Cyanide Alternative Gold Leaching Reagents. *Scientific Reports*, 9(7191).
doi:<https://doi.org/10.1038/s41598-019-43383-4>
- Canchaya, S. (s.f). *EL MODELO GEOMETALÚRGICO STRICTO SENSU*. Sociedad Geológica del Perú, Lima. Obtenido de https://www.sgp.org.pe/wp-content/uploads/MG-11.10.17_Cayo-pres.pdf
- Cañola, C., Gallego, A., & Bolívar, W. (2015). Caracterización mineralógica y mineralogía de procesos aplicada a la mina de veta “la esperanza”, ubicada en la vereda Cedeño parte alta del municipio de Támesis, Antioquia. *Revista Colombiana de Materiales*(6), 54-68. doi:<https://doi.org/10.17533/udea.rcm.22874>
- Cartwright, M. (04 de abril de 2014). *World History Encyclopedia*. Obtenido de <https://www.worldhistory.org/trans/es/1-10329/el-oro-en-la-antiguedad/>

- Chauvet, A. (2019). Structural Control of Ore Deposits: The Role of Pre-Existing Structures on the Formation of Mineralised Vein Systems. *MDPI*, 9(1), 56. doi:<https://doi.org/10.3390/min9010056>
- Chirif, L. (2010). *Microscopía Óptica de Minerales*. INGEMMET, Lima.
- De la Torre, E., & Guevara, A. (2006). *Tratamiento de minerales refractarios de oro*. Quito.
- Dill, H. (2008). Geogene and anthropogenic controls on the mineralogy and geochemistry of modern alluvial–(fluvial) gold placer deposits in man-made landscapes in France, Switzerland and Germany. *Journal of Geochemical Exploration*, 99(1-3), 29-60. doi:<https://doi-org.unmsm.lookproxy.com/10.1016/j.gexplo.2008.02.002>
- Earth Science Australia. (2023). *Gold Placer Deposits*. Obtenido de <http://earthsci.org/mineral/mindep/auplace/auplace.html>
- Guzman, D., & Huacasi, G. (2019). *Investigación tecnológica de la influencia de las variables de lixiviación dinámica para disminuir el tiempo de resultados en pruebas metalúrgicas aplicadas a plantas acopiadoras de mineral aurífero en la pequeña y mediana minería*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.
- Hartwig, F. (2005). Archaean atmospheric evolution: evidence from the Witwatersrand gold fields, South Africa. *Earth-Science Reviews*, 70(1-2), 1-46. doi:<https://doi-org.unmsm.lookproxy.com/10.1016/j.earscirev.2004.10.003>
- Herrera, H. (2019). *Estudio cinético de la lixiviación del cobre a partir de la malaquita mediante soluciones diluidas de ácido cítrico*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.

- Horna, L. (2017). *Diseño para el mejoramiento de la carretera del tramo cruce Chancamayo Quedrada Onda - caserío Chanchamayo, distrito de Sayapullo, provincia de Gran Chimú, región La Libertad*. Tesis de licenciatura, Universidad César Vallejo, Trujillo.
- Huarza, J. (2018). *Estudio de mejoras y adecuamiento metalurgico en la etapa de lixiviacion para recuperar oro y plata del concentrado aurifero en la Empresa Minera Aurifera Retamas – Marsa*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.
- Jiang, T., Zhang, Y.-z., Yang, Y.-b., & Huang, Z.-c. (2001). Influence of copper minerals on cyanide leaching of gold. *Journal of Central South University of Technology*, 8, 24-28. doi:<https://doi.org/10.1007/s11771-001-0019-2>
- Klein, C., & Hurlbut, C. (1996). *Manual de mineralogía* (4 ed.). New York: Editorial Reverté S.A.
- Marreros, V. (2007). *Incremento de extracción de oro en el circuito de molienda, gravimetria y remolienda en planta Maraón (Compañía minera Poderosa S.A.)*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de Ingeniería, Lima.
- Marsden, J., & House, L. (1960). *The Chemistry of Gold Extraction* (2nd ed.). Colorado, EE.UU: Society for Mining, Metallurgy and Exploration.
- Marsden, J., & House, L. (2006). *Chemistry of Gold Extraction* (2 ed.). Colorado: Society for Mining, Metallurgy & Exploration.
- Mejia, A. (2019). *Microscopia óptica con el criterio grado de liberación como una herramienta importante para la toma de desiciones en procesamiento de minerales, minera Constancia - Hudbay*. Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.

- Mendo, D. (2016). *Efecto de la concentración de cianuro y la granulometría de un mineral oxidado, en la recuperación de oro mediante lixiviación por agitación. Cachachi – Cajamarca 2016*. Tesis de licenciatura, Universidad Privada del Norte, Cajamarca.
- Meza, L. (1981). *Aspectos fundamentales de los procesos hidrometalúrgicos de los metales preciosos*. Colombia, Pasto.
- Ministerio de Energía y Minas. (2021). *Anuario Minero 2021*. Obtenido de <https://cdn.www.gob.pe/uploads/document/file/3282284/AM2021.pdf.pdf.pdf>
- Mundo Detector. (s.f.). Obtenido de https://www.mundodetector.com/noticias-detectores-de-metales/9_como-buscar-pepitas-de-oro-con-un-detector.html
- Nawaz, N., & Sudindra, V. (2013). A Study on Various Forms of Gold Investment. *SSRN*. doi:<https://dx.doi.org/10.2139/ssrn.3525301>
- Saba, M., Mohammad, A., Rashchi, F., & Moghaddam, J. (Diciembre de 2011). Diagnostic pre-treatment procedure for simultaneous cyanide leaching of gold and silver from a refractory gold/silver ore. *Minerals Engineering*, 24(15), 1703-1709. doi:<https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.09.013>
- SACC Ingenieros SRL. (2004). *GEOLOGÍA Y EVALUACIÓN DE YACIMIENTO MINERALES AURÍFEROS*. Obtenido de http://geco.mineroartesanal.com/tiki-download_wiki_attachment.php?attId=133
- Sceresini, B. (2005). Gold-copper ores. *Developments in Mineral Processing*, 15, 789-824. doi:[https://doi.org/10.1016/S0167-4528\(05\)15032-7](https://doi.org/10.1016/S0167-4528(05)15032-7)
- Semeihan, T., & Bold, U. (2021). Placer Gold Deposits. *Mineral Resources of Mongolia*, 103-128. doi:https://doi.org/10.1007/978-981-15-5943-3_4
- Srithammavut, W. (2008). *Modeling of gold Cyanidation*. Tesis de maestría, Universidad Politécnica de Lappeenranta, Lappeenranta.

- Tabares, L. (2020). *Caracterización mineralógica y química orientada a geometalurgia de los depósitos auríferos de un sector del Distrito Minero de La Llanada – Departamento de Nariño (Colombia)*. Tesis de maestría, Universidad Nacional de Colombia, Bogotá. Obtenido de <file:///C:/Users/ELIZA/Desktop/caracterizacion%20de%20oro.pdf>
- Torres, L. (2018). *Estudio de la cianuración con remolienda para mejorar la recuperación del oro en la planta cascajal de la minera Cascaminas S.A.C.* Tesis de licenciatura, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa.
- Wei, Y., Yang, L., Qiu, K., Wang, S., Ren, F., Dai, Z., . . . Tang, L. (2022). Geology, mineralogy and pyrite trace elements constraints on gold mineralization mechanism at the giant Dayingezhuang gold deposit, Jiaodong Peninsula, China. *Ore Geology Reviews*, 148. doi:<https://doi-org.unmsm.lookproxy.com/10.1016/j.oregeorev.2022.104992>
- Yannopoulos, J. (1991). Physical and Chemical Properties of Gold. *The Extractive Metallurgy of Gold*, 11-23. doi:https://doi.org/10.1007/978-1-4684-8425-0_2
- Yongfeng, Z., & Fang, J. (2011). Geochemistry of hydrothermal gold deposits: A review. *Geoscience Frontiers*, 2(3), 367-374. doi:<https://doi.org/10.1016/j.gsf.2011.05.006>

ANEXOS

Anexo 1 Matriz de consistencia

"Propuesta del circuito de remolienda para mejorar la recuperación de oro en la planta de lixiviación OMay SAC en el departamento de La Libertad"			
Problema general	Objetivo general	Hipótesis	Variables
¿Cómo influye la remolienda y el tiempo de cianuración en la recuperación de oro para la planta de lixiviación OMay SAC, en el departamento de La Libertad?	Mejorar la recuperación de oro mediante la remolienda y lixiviación, estableciendo la granulometría adecuada (P80 = 75.89 μm) y un tiempo de cianuración de 24 horas en la planta de lixiviación OMay SAC, en el departamento de La Libertad.	La implementación de una etapa de remolienda y la optimización del tiempo de lixiviación permitirán mejorar la recuperación de oro en la planta de lixiviación OMay SAC, debido a un mayor grado de liberación de las partículas auríferas y una mejor cinética de disolución en el proceso de cianuración.	Variable dependiente Recuperación de oro (%)
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	
Problema específico N°1	Objetivo específico N°1	Hipótesis específica N°1	
¿Cómo la granulometría influye en la recuperación de oro en la planta de lixiviación OMay SAC?	Evaluar el efecto de la remolienda en la recuperación de oro, realizando pruebas de lixiviación en función del tamaño de partícula, y determinando su impacto en la eficiencia del proceso en la planta de lixiviación OMay SAC.	La remolienda del material previo a la lixiviación permitirá mejorar la recuperación de oro, ya que aumentará el grado de liberación de las partículas auríferas, reduciendo su encapsulamiento en sulfuros.	Variables independientes Granulometría Tiempo de lixiviación
Problema específico N°2	Objetivo específico N°2	Hipótesis específica N°2	
¿Por qué el tiempo de lixiviación puede determinar la recuperación de oro en la empresa minera OMay SAC?	Determinar el tiempo óptimo de cianuración a través de pruebas metalúrgicas, considerando un período de tiempo, para maximizar la disolución de oro y mejorar su recuperación en la planta de lixiviación OMay SAC.	El ajuste del tiempo de lixiviación permitirá optimizar la disolución del oro, asegurando una mayor recuperación sin incrementar excesivamente el consumo de reactivos.	Variables independientes constantes % Sólidos pH de cianuración Densidad de pulpa Concentración de cianuro de sodio
Problema específico N°3	Objetivo específico N°3	Hipótesis específica N°3	
¿Cómo interpreto y analizo los datos obtenidos en laboratorio mediante las pruebas metalúrgicas para proponer un circuito de remolienda en la planta de lixiviación OMay SAC?	Proponer en base a la interpretación y análisis de los resultados obtenidos, un circuito de remolienda en la planta de lixiviación OMay SAC, para mejorar la recuperación de oro.	En base a los resultados obtenidos, se propondrá el circuito de remolienda en la planta de lixiviación OMay SAC, para mejorar la recuperación de oro.	

Anexo 2 *Muestreo del mineral***Anexo 3** *Collar de billas de molina primaria*

Anexo 4 *Molino de bolas***Anexo 5** *Lixiviación en botella*