

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA, MINAS Y

METALÚRGICA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



TESIS

**EXTRACCIÓN DE ORO MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN
EN PILAS A PARTIR DE LOS MINERALES AURÍFEROS DEL
YACIMIENTO CALPA, PROVINCIA CARAVELI-REGIÓN
AREQUIPA**

PRESENTADO POR:

Br. UBER CHILO MOLLO
Br. JUAN ROLANDO QUISPE PUMA

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO METALÚRGICO**

ASESOR:

Ing. EDUARDO MARCELO QUISPE NINA

CUSCO – PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

(Aprobado por Resolución Nro.CU-321-2025-UNSAAC)

El que suscribe, el Asesor EDUARDO PARCELO QUISPE NINA
..... quien aplica el software de detección de similitud al
trabajo de investigación/tesis titulada: EXTRACCIÓN DE ORO MEDIANTE EL
PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS A PARTIR DE LOS MINERALES
AURÍFEROS DEL YACIMIENTO CALPA, PROVINCIA CARAVELI -
REGIÓN AREQUIPA.

Presentado por: UBER ENILO MOLLO DNI N° 72034721 ;
presentado por: JUAN ROLANDO QUISPE PUMA DNI N°: 71049578
Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO METALURGICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 02 veces, mediante el
Software de Similitud, conforme al Art. 6° del **Reglamento para Uso del Sistema Detección de**
Similitud en la UNSAAC y de la evaluación de originalidad se tiene un porcentaje de 9 %.

Evaluación y acciones del reporte de coincidencia para trabajos de investigación conducentes a grado académico o título profesional, tesis

Porcentaje	Evaluación y Acciones	Marque con una (X)
Del 1 al 10%	No sobrepasa el porcentaje aceptado de similitud.	☒
Del 11 al 30 %	Devolver al usuario para las subsanaciones.	☐
Mayor a 31%	El responsable de la revisión del documento emite un informe al inmediato jerárquico, conforme al reglamento, quien a su vez eleva el informe al Vicerrectorado de Investigación para que tome las acciones correspondientes; Sin perjuicio de las sanciones administrativas que correspondan de acuerdo a Ley.	☐

Por tanto, en mi condición de Asesor, firmo el presente informe en señal de conformidad y adjunto las primeras páginas del reporte del Sistema de Detección de Similitud.

Cusco, 05 de Agosto de 2026


Firma

Post firma EDUARDO PARCELO QUISPE NINA

Nro. de DNI 23957145

ORCID del Asesor 0000 - 0002 - 4473 - 1580

Se adjunta:

- Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
- Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud: oid: 27259:612560442

UBER CHILO M- JUAN R QUISPE P

Extraccion de oro mediante el proceso de lixiviacion en pilas a partir de los minerales auriferos del yacimiento calpa, provinci...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:612560442

Fecha de entrega

5 ago 2026, 10:29 a.m. GMT-5

Fecha de descarga

5 ago 2026, 10:39 a.m. GMT-5

Nombre del archivo

TESIS UBER Y JUAN final.docx

Tamaño del archivo

3.7 MB

114 páginas

18.975 palabras

101.117 caracteres

9% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 13 palabras)

Fuentes principales

- 9%  Fuentes de Internet
- 1%  Publicaciones
- 5%  Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.

Presentación

Señor Decano de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas y Metalúrgica de la Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.

Señores miembros del Jurado:

Dando cumplimiento al Reglamento de Grados y Títulos de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica para optar al Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico, ponemos a vuestra consideración la tesis intitulada:

EXTRACCIÓN DE ORO MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS A PARTIR DE LOS MINERALES AURÍFEROS DEL YACIMIENTO CALPA, PROVINCIA CARAVELI-REGION AREQUIPA

El propósito de la tesis es mejorar la extracción de oro de los minerales auríferos de baja ley de la Compañía Minera Calpa S.A.C. en Atico-Arequipa mediante el proceso de lixiviación en pilas. De esta manera, podemos ofrecer una alternativa para mejorar la extracción de oro en el tratamiento de minerales auríferos de baja ley, el cual tienen bajas extracciones de oro mediante la cianuración convencional.

Br. Chilo Mollo, Uber

Br. Quispe Puma, Juan Rolando

Dedicatoria

Primeramente, dar gracias a dios por brindarme esta oportunidad en la vida hasta este instante para poder realizar mis metas y objetivos de esa manera completar el presente trabajo para poder completar mi formación profesional.

Enseguida agradecer a mis padres y familiares que brindaron su apoyo en todo aspecto y momento durante la etapa mi formación académica tanto en primaria, secundaria, estudios superiores y hasta la actualidad que son pilar fundamental en mi vida cotidiana.

De la misma forma reconocer a los docentes en general de mi querida escuela profesional ingeniería metalúrgica por su enseñanza, paciencia, orientación, consejos durante los años de permanencia en la universidad.

UBER CHILO MOLLO

Primeramente, agradecer a Dios por la posibilidad de darme la vida hasta este momento, para así cumplir mis metas y objetivos, en consecuencia, ser un profesional a carta cabal.

De la misma forma agradecer a cada docente de la escuela profesional de ingeniería metalúrgica que siempre fueron un sustento para mi desarrollo profesional y personal, que gracias a las enseñanzas han forjado mi futuro como ingeniero metalúrgico.

Quiero también expresar mis más profundos agradecimientos a nuestro asesor, el ingeniero Eduardo Marcelo Nina Quispe, docente de la escuela profesional de ingeniería metalúrgica, el cual nos brindó su apoyo a través de sus conocimientos y experiencia en el campo de la hidrometalurgia, el cual nos ayudó demasiado para culminar este trabajo de investigación.

JUAN ROLANDO QUISPE PUMA

Agradecimiento

También agradezco de manera especial al ingeniero Quispe Niña Eduardo Marcelino que es mi asesor de tesis por sus conocimientos brindados y apoyo en este proceso de graduación, que es vital sus aportes en esta etapa.

DE: CHILO MOLLO, UBER

Así mismo agradezco de manera particular a mis padres por ser un pilar trascendental que desde mi niñez me inculcaron los valores fundamentales del ser humano, el cual fueron de mucha ayuda para afrontar los desafíos que conlleva esta hermosa carrera y así culminar este trabajo de investigación.

DE: QUISPE PUMA, JUAN ROLANDO

Índice

Presentación	ii
Dedicatoria	iii
Agradecimiento	v
Índice	vi
Índice de Tablas	xi
Índice de Figuras	xii
Simbología	xiii
Introducción	xiv
Resumen	xvi
Abstract	xvii

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	1
1.1. Situación Problemática	1
1.2. Formulación de Problemas	2
1.2.1. Problema General	2
1.2.2. Problemas Específicos	2
1.3. Justificación	2
1.3.1. Conveniencia	2
1.3.2. Relevancia Social	2
1.3.3. Relevancia Tecnológica	3
1.3.4. Valor teórico	3

1.3.5. Utilidad Metodológica	3
1.4. Objetivos de Investigación	3
1.4.1. Objetivo General	3
1.4.2. Objetivos Específicos.....	3

CAPÍTULO II

MARCO TEORICO	5
2.1. Antecedentes Internacionales	5
2.2. Antecedentes Nacionales.....	6
2.3. Bases Teóricas.....	8
2.3.1. Minerales Auríferos	8
2.3.2. El Oro.....	9
2.3.3. Mineralogía del Oro	10
2.3.4. Propiedades del Oro	10
2.3.5. Métodos y Técnicas de Recuperación de Oro.....	12
2.3.6. Hidrometalurgia:	13
2.3.7. Lixiviación	14
2.3.8. Lixiviabilidad del Oro.....	15
2.3.9. Teoría de la Cianuración del Oro.....	16
2.3.10. Métodos de Lixiviación.....	16
2.3.11. Lixiviación en Pilas.....	17
2.3.12. Método de Lixiviación en Pilas.....	18

2.3.13.	Características de Minerales Apropriados para la Lixiviación en Pilas	18
2.3.14.	Clases de Agentes Lixiviantes.....	19
2.3.15.	Variables de Lixiviación	19
2.3.16.	Termodinámica de la Lixiviación	20
2.3.17.	Cinética de la Reacción en la Lixiviación.....	22
2.3.18.	Mecanismos Electroquímicos de la Lixiviación	25
2.3.19.	Química de la Lixiviación del Oro	26
2.3.20.	Diseño Experimental	27

CAPÍTULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES	32
3.1. Hipótesis.....	32
3.1.1. Hipótesis General.....	32
3.1.2. Hipótesis Especificas	32
3.2. Variables.....	32
3.2.1. Identificación de Variables	32
3.2.2. Operacionalización de Variables	34

CAPÍTULO IV

MÉTODOLOGIA.....	35
4.1. Ámbito de Estudio, Localización Política y Geográfica	35
4.2. Diseño de Investigación: Diseño Metodología, Tipo, Alcance.....	35
4.3. Población de Estudio.....	36

4.4.	Muestra y Determinación del Tamaño de Muestra	37
4.5.	Laboratorios Químicos	38
4.6.	Técnica de Recolección de Datos:	38
4.6.1.	Equipos, Materiales y Reactivos	38
4.7.	Confiabilidad y Validez de Instrumentos	40
4.8.	Plan de Análisis de Datos	41

CAPÍTULO V

PRUEBAS EXPERIMENTALES	42
5.1. Ensayos de Lixiviación a Nivel de Laboratorio	42
5.2. Diagrama de Bloques	42
5.2.1. Diagrama de bloques de proceso	42
5.2.2. Diagrama de bloques de muestras.....	43
5.3. Procedimiento.....	43
5.4. Formulas y Desarrollo de Parte Experimental	44
5.4.1. Fórmula Para Hallar la Densidad Aparente y Masa.....	44
5.4.2. Fórmula para Hallar el Ratio de Goteo	45
5.4.3. Fórmula para Hallar los Kg de Cal	45
5.4.4. Fórmula para Hallar el Tiempo de Residencia Goteo.....	45
5.4.5. Fórmula para Hallar el Factor de Nitrato de Plata	45
5.4.6. Fórmula para Hallar la Cantidad de Cianuro de Sodio	45
5.5. Cálculo de Consumo de Cianuro De Sodio.....	47

CAPÍTULO VI

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE Y RESULTADOS.....	74
6.1. Determinamos las Variables Determinantes en la Extracción del Oro por el Proceso de Lixiviación en Pilas (Heap Leaching).....	74
6.2. Hallar el Modelo Matemático de la Optimización de la Extracción de Oro por el Proceso de Lixiviación en Columnas.....	77
6.3. Ecuación del Modelo Matemático.....	82
DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	85
CONCLUSIONES.....	86
RECOMENDACIONES.....	87
MATRIZ DE CONSISTENCIA.....	88
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	89
ANEXOS	92

Índice de Tablas

Tabla 1 Mineralogía de Minerales de Oro	9
Tabla 2 Caracterización Mineralógica del Yacimiento Calpa	10
Tabla 3 Operacionalización de Variables	34
Tabla 4 Muestreo de Minerales.....	36
Tabla 5 Calculo de ratio de goteo	45
Tabla 6 Consumo de cianuro 500ppm	71
Tabla 7 Consumo de cianuro 1000ppm	72
Tabla 8 Consumo de cianuro 1500ppm	72
Tabla 9 Resultados de las 8 pruebas metalúrgicas de lixiviación en columnas.....	74
Tabla 10 Resultados de las 2 pruebas replicas metalúrgicas de lixiviación en columnas, con variables intermedios	74
Tabla 11 Balance metalúrgico de las pruebas metalúrgicas por lixiviación.	76
Tabla 12 Niveles de operación de variables para las pruebas.....	77
Tabla 13 Plan de pruebas experimentales por medio del diseño factorial 2^3 con dos réplicas	77
Tabla 14 Condiciones operativas del diseño factorial	78
Tabla 15 Ajuste matricial del diseño factorial 2^3	78
Tabla 16 Efecto estimado para la disminución del porcentaje de extracción en unidades codificadas.	81
Tabla 17 Análisis de varianza (ANOVA).....	81
Tabla 18 Resumen de modelo.....	82
Tabla 19 Factores óptimos para llegar a la máxima extracción de 78.235% con certeza del 95%.	82

Índice de Figuras

Figura 1 Circuito de Desorción – Electrodeposición.....	13
Figura 2 Distribución de Especies de Cianuro (HCN/CN^-) vs pH	21
Figura 3 Diagrama Au-H ₂ O-CN	25
Figura 4 Localización política del yacimiento minero Calpa Atico.	35
Figura 5 Consumo de cianuro 500ppm.....	71
Figura 6 Consumo de cianuro 1000ppm.....	72
Figura 7 Consumo de cianuro 1500ppm.....	73
Figura 8 Diagrama de Pareto de Efectos Estandarizados	79
Figura 9 Grafica de Factoriales para el Porcentaje de extracción.....	79
Figura 10 Grafica de Efectos Estandarizados	80
Figura 11 Grafica de Optimización	83
Figura 12 Grafica de Residuos.....	83
Figura 13 Grafica de contornos de extracción vs concentración y tiempo.	84
Figura 14 Gráfica de cubos.....	84

Simbología

ANOVA:	Análisis de Varianza
CEC:	Capacidad de Intercambio Catiónico
CM:	Concentración Molar
CN:	Cianuro
Ctral:	Punto Central
DO:	Demanda de Oxígeno
EE.PP.:	Escuela Profesional
HCl:	Ácido Clorhídrico
Hg:	Mercurio (símbolo químico)
MSDS:	Material Safety Data Sheet (Hoja de Seguridad de Materiales)
NaCN:	Cianuro de Sodio
NTP:	Norma Técnica Peruana
OSHA:	Occupational Safety and Health Administration
pH:	Potencial de Hidrógeno
PLS:	Pregnant Leach Solution (Solución rica en oro)
PPM:	Partes por Millón
PT:	Tipo de Punto
PTAR:	Planta de Tratamiento de Aguas Residuales
SHE:	Seguridad, Salud y Medio Ambiente

Introducción

La lixiviación de minerales auríferos constituye uno de los procesos más relevantes en el sector minero, siendo esencial para la etapa extracción de oro de manera eficiente y sostenible. Sin embargo, su eficacia depende de diversas variables, entre las que sobresalen la granulometría del mineral y la concentración de las soluciones lixiviantes. Estas variables, si bien han sido objeto de análisis en investigaciones previas, requieren una evaluación detallada y combinada para determinar su influencia directa en la cantidad de solución rica en oro (PLS) obtenida.

En el presente trabajo, se aborda el estudio integral de estas variables con el propósito de optimizar el proceso de lixiviación. La granulometría influye en las superficies de contacto entre la solución lixiviante y el mineral, mientras que la concentración de dicha solución influye en la rapidez de reacción y la eficiencia de extracción del oro. A pesar de su importancia, las condiciones ideales para maximizar la recuperación de oro no han sido plenamente definidas en el contexto de variabilidad operativa. Este vacío de conocimiento limita el potencial de las operaciones mineras para alcanzar mayores índices de recuperación y rentabilidad.

La presente investigación busca no solo determinar las condiciones óptimas de granulometría y concentración, sino también establecer una base técnica que permita mejorar la toma de decisiones en operaciones mineras similares. A través de un enfoque metodológico robusto, que incluye análisis experimentales y el uso de herramientas de simulación, se pretende proponer ajustes específicos en el diseño del proceso de lixiviación, incrementando su eficiencia y reduciendo costos asociados.

Este estudio no solo aporta al desarrollo de la ingeniería metalúrgica, sino que también se centra con los principios de sostenibilidad, al maximizar la utilización de los recursos minerales disponibles y minimizar los impactos ambientales. Los resultados obtenidos servirán

como referencia para futuras investigaciones y contribuirán a la mejora continua en la extracción de metales preciosos.

Resumen

El presente trabajo, titulado *"Extracción de oro mediante el proceso de lixiviación en pilas a partir de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli - región Arequipa"*, tiene como objetivo establecer estrategias operativas para maximizar la recuperación de oro en minerales de baja ley, considerando las principales variables involucradas: granulometría, concentración de cianuro de sodio y tiempo de lixiviación. A través del diseño de ocho pruebas experimentales más dos replicas a nivel laboratorio, se busca generar información clave para el diseño y operación eficiente del proceso.

El mineral proveniente de yacimiento Calpa para procesar presenta una ley aurífera de 4.420 g/t, con una granulometría menor a 4 pulgadas el cual será reducido a (1/2-3/4) pulgadas. La solución lixivante utilizada es cianuro de sodio (NaCN) de (500-1500) ppm, manteniendo un pH constante de 11 para garantizar la estabilidad química del sistema. El tiempo total de lixiviación es de (25-35) días, permitiendo evaluar la eficiencia del proceso bajo distintas configuraciones de las variables operativas.

Durante la etapa de ejecución de pruebas se evalúa los niveles de control de pH y consumo de cianuro cada tres días, con el cual se obtuvo la extracción más óptima de 78.235% con las siguientes interacciones de variables, con una granulometría de 1/2 pulgada, concentración de cianuro de 1500 ppm y tiempo de 35 días.

Este trabajo busca las variables óptimas que influyan en la lixiviación en pilas de minerales auríferos de baja ley, proporcionando una base técnica para futuras optimizaciones en proyectos mineros similares.

Palabras clave: Lixiviación en pilas, Optimización de procesos, Minerales auríferos de baja ley, Cianuro de sodio, Granulometría, Recuperación de oro.

Abstract

The present study, entitled "**Gold Extraction through the Heap Leaching Process from Gold-Bearing Ores of the Calpa Deposit, Caravelí Province, Arequipa Region,**" aims to establish operational strategies to maximize gold recovery from low-grade ores by considering the main process variables: particle size, sodium cyanide concentration, and leaching time. Through the design of eight experimental tests and two laboratory-scale replicates, this research seeks to generate key information for the efficient design and operation of the heap leaching process.

The ore obtained from the Calpa deposit has a gold grade of **4.420 g/t** and an initial particle size of less than **4 inches**, which was reduced to **1/2–3/4 inch** for the experimental tests. The leaching solution consisted of **500–1500 ppm sodium cyanide (NaCN)**, while the pH was maintained at a constant value of **11** to ensure the chemical stability of the system. The total leaching period ranged from **25 to 35 days**, allowing the evaluation of process performance under different operating conditions.

During the experimental stage, pH control and sodium cyanide consumption were monitored every three days. The optimum gold extraction achieved was **78.235%**, corresponding to the following combination of operating variables: **1/2-inch particle size, 1500 ppm sodium cyanide concentration, and 35 days of leaching time.**

This study identifies the optimum operating variables affecting the heap leaching of low-grade gold-bearing ores, providing a technical basis for future optimization of similar mining projects.

Keywords: Heap leaching, Process optimization, Low-grade gold-bearing ores, Sodium cyanide, Particle size, Gold recovery.

CAPÍTULO I:

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Situación Problemática

Actualmente la compañía minera Calpa S.A.C. viene explotando minerales auríferos de mediana y baja ley.

Los minerales presentan una composición mineralógica del tipo sulfurado y oxidado, la cual el mineral de mediana ley (9g/t) se procesa por el método de agitación en tanques el cual tiene una recuperación actual de 91.2% de oro y los minerales de baja ley no están siendo procesados por el método antes mencionado debido al bajo porcentaje de recuperación y rentabilidad.

En consecuencia, los minerales de baja ley (4.420 g/t) ocupan un espacio en el patio de recepción de minerales, generando un problema de área de acopio ya que no dispone de mucho espacio para almacenar minerales de mediana ley, es el problema principal por lo cual dio motivo a la investigación, desaprovechamiento y pérdida económica generadas por la extracción de minerales de baja ley que se tiene acumulado una cantidad de 800 toneladas.

Con la implementación del método de lixiviación en pilas, se aprovechará el mineral oxidado de baja ley que estaba almacenado ocupando un espacio ya que no se dispone de mucho, además generara un ingreso adicional económico importante para la empresa. ya que este proceso es ideal para el tipo de mineral disponible en la empresa.

El proceso de lixiviación en pilas tiene una gran importancia debido que es el único método que procesa minerales de baja ley, tiene un bajo costo operativo a comparación de otros procesos de lixiviación que tiene un costo alto de operación y trabaja con altas leyes de cabeza.

1.2. Formulación de Problemas

1.2.1. Problema General

¿Cuál es el porcentaje de extracción de oro que se logra mediante el proceso de lixiviación en pilas aplicado a los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí, región Arequipa?

1.2.2. Problemas Específicos

- ¿Cuál es la granulometría ideal del mineral en la extracción de oro durante el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli-región Arequipa?
- ¿Cuál es la concentración de cianuro ideal para extraer oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli-región Arequipa?
- ¿Qué tiempo de cianuración es el adecuado en la extracción de oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli-región Arequipa?

1.3. Justificación

1.3.1. Conveniencia

Optimizar el proceso de lixiviación en pilas o "Heap Leaching" permitirá mejorar la eficiencia y rentabilidad de la extracción de oro proveniente de minerales de baja ley, lo cual es conveniente desde una perspectiva económica para la industria minera.

1.3.2. Relevancia Social

Un aumento en la recuperación de oro a través de la optimización del proceso de lixiviación en pilas puede generar mayores ingresos y beneficios económicos para las operaciones mineras, lo cual puede tener un impacto positivo en el desarrollo social de las comunidades aledañas.

1.3.3. Relevancia Tecnológica

El estudio mejorará la comprensión de los componentes que influyen en el procedimiento de lixiviación en pilas para la extracción de oro a partir de minerales de ley baja, lo que fomentará el desarrollo de nuevas tecnologías y métodos más eficaces.

1.3.4. Valor teórico

El estudio mejorará el marco conceptual en el campo de la hidrometalurgia y los procesos de extracción de oro al ofrecer conocimientos teóricos sobre el impacto de factores como el pH de la solución de lixiviación, la reposición de la solución, el curado, el tiempo de reposo y lixiviación y el tipo de material sobre la recuperación de oro en el proceso de lixiviación en pilas.

1.3.5. Utilidad Metodológica

El objetivo de esta investigación experimental es innovar los procesos de lixiviación adaptando las variables, el cual iniciara con las pruebas a nivel de laboratorio, determinando la concentración de los reactivos y las variables adecuadas hasta llegar a la extracción más provechosa para la empresa. En los cuales los datos, equipos e instrumentos son verídicos y confiables.

1.4. Objetivos de Investigación

1.4.1. Objetivo General

Determinar el porcentaje de extracción de oro que se logra mediante el proceso de lixiviación en pilas aplicado a los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí, región Arequipa.

1.4.2. Objetivos Específicos

- Analizar la granulometría ideal del mineral en la extracción de oro durante el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa.

- Evaluar la concentración de cianuro ideal para extraer oro en el proceso de lixiviación en pilas a partir de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli- región Arequipa.
- Definir el tiempo de cianuración adecuado en la extracción de oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli-región Arequipa.

CAPÍTULO II:

MARCO TEORICO

2.1. Antecedentes Internacionales

Según (Ruiz, López, Carmona, & Bolívar, 2019), con su artículo de “*Modelamiento estadístico y optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero*”, este trabajo tiene objetivo de descubrir los parámetros y variables ideales para lograr una recuperación eficaz durante la cianuración de un mineral aurífero. Concluyendo que el diseño experimental estadístico ha revelado ser una técnica muy eficaz para el tratamiento eficiente de minerales. Una prueba de ello es que no es difícil identificar los ajustes ideales. Tras realizar los experimentos de cianuración, el análisis estadístico de los datos permitió determinar que los ajustes operativos más eficaces para maximizar la recuperación fueron: una granulometría de -200 mallas, consumo de cianuro 1.25kg/Tm, cal 1.5kg/Tm y un tiempo de 7.07 horas se logró recuperar el 85% de oro.

Según los autores (Munganyinka, y otros, 2022), con su artículo titulado “*Optimization of Gold Dissolution Parameters in Acidified Thiourea Leaching Solution with Hydrogen Peroxide as an Oxidant: Implications of Roasting Pretreatment Technology*”, El objetivo de este estudio es investigar el comportamiento de los concentrados de mineral de oro sulfurado que se extraen del yacimiento de Cripple Creek, gestionado por Newmont, con respecto a su capacidad para lixiviar oro mediante el uso de una solución de tiourea acidificada. Los resultados alcanzados fueron del 96.2%. Este estudio implica que la disolución de oro con tiourea en una solución ácida puede ser una perspectiva factible como alternativa al enfoque convencional con cianuro. Esto se debe a que los datos sugieren que este método podría utilizarse para disolver el oro. Esto conduciría a un mejor conocimiento del procesamiento ecológico del mineral precioso a partir de minerales sulfurados, lo que redundaría en una mejora de su comprensión.

Según los autores (Saldaña, Toro, Castillo , Hernández, & Navarra , 2019), con su artículo titulado “*Optimización del Proceso de Lixiviación en Pilas Mediante Cambios en los Modos de Operación y Simulación de Eventos Discretos*”, el objetivo fundamental de esta investigación es trabajar en el establecimiento de un mecanismo que tenga en cuenta la variación mineralógica de la alimentación para conseguir el mayor nivel posible de recuperación de minerales durante la fase de lixiviación en pilas. Para ello, se modifica el modo de operación en función del tipo de mineral que se introduce en el sistema. Esta investigación presenta un método para optimizar la acumulación de minerales durante la fase de lixiviación en pilas. El método consiste en abordar la diversidad mineralógica de la alimentación y ajustar el modo de operación en función del tipo de mineral presente en la alimentación. Esta investigación concluye que la utilización de modos de operaciones alternas tienen la capacidad de optimizar el propósito del yacimiento minero, adaptando la cadena de valor al hacer un mejor uso de los activos y mejorando la recuperación de minerales, abordando las diferentes características mineralógicas de la alimentación. La prueba de hipótesis indica el aumento promedio de la producción para incorporar la dinámica de los modos de operación en la lixiviación en pilas, aumentando en este caso la recuperación esperada, del 55% al 62%.

2.2. Antecedentes Nacionales

Según el autor (Romero, 2020), con la investigación “*Extracción de Oro mediante el Proceso de Lixiviación con el Reactivo Sandioss del Yacimiento Minero Chocrocoña, Llusco – Chumbivilcas, Región Cusco*” Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, el objetivo de esta investigación fue evaluar la eficacia del reactivo Sandioss como alternativa a la cianuración en la lixiviación de minerales auríferos de baja ley. A partir de un método experimental, se realizaron pruebas variando parámetros operativos como el pH (controlado a un valor óptimo de 12), granulometría (con un 65% de partículas menores a -200 mallas), concentración del reactivo (0.03 y 0.05), y tiempo de lixiviación (24 a 48 horas). Los

experimentos se llevaron a cabo con muestras de mineral aurífero del yacimiento Chocrocoña, obteniendo resultados significativos: una recuperación de oro de hasta el 98% tras 48 horas de lixiviación en condiciones óptimas. Este estudio demostró que el uso del reactivo Sandioss permite una alta eficiencia en la extracción de oro, siendo una alternativa viable y menos tóxica comparada con la cianuración tradicional. Además, se observó que parámetros como la granulometría y el tiempo de lixiviación tienen una influencia directa en la recuperación del metal, resaltando la importancia de optimizar las condiciones operativas en procesos de lixiviación en pilas.

Según los autores (Morales & Choque, 2018), con su trabajo titulado “*Optimización del proceso de lixiviación en la recuperación de oro, en Minera IRL Unidad Corihuarmi 2018*” Universidad Nacional del Centro del Perú, El comportamiento metalúrgico del mineral fue el objeto de esta investigación, que se llevó a cabo con la intención de evaluar sus propiedades. Para lograr este objetivo fue necesario someter al mineral a una serie de tratamientos diferentes. Estos tratamientos incluían el cambio de las concentraciones de cianuro sódico en el riego, los periodos de reposo y las concentraciones de curado. En conclusión, se sugiere que, para maximizar la eficacia del proceso de lixiviación se trabajó a una granulometría de -200mallas, pH a 11.5, concentración de cianuro 1.5% y tiempo de 16.33 horas con el cual se llega a obtener una recuperación de 92.40%.

(Idme, 2019), con su tesis de investigación de “*optimización del proceso de cianuración en la compañía Arasqui Caraveli*” Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, el cual tiene como objetivo Optimizar la recuperación de oro en la Compañía Minera Las Bravas, Para el presente estudio se utilizó una técnica de optimización experimental con el fin de alcanzar los objetivos previstos. Esto se hizo como consecuencia de lo anterior. Los experimentos se llevaron a cabo con parámetros definidos y controlados, se modificaron y combinaron para

obtener los resultados deseados con una granulometria de 85% -200 mallas, concentracion de cianuro 650ppm y pH de 11.5 se obtuvo una recuperacion de 96.15% de oro.

2.3. Bases Teóricas

2.3.1. *Minerales Auríferos*

Los minerales auríferos son aquellos que poseen oro, ya sea en forma nativa o asociado con otros minerales. Su distribución geológica es variada y depende de factores como el origen, las condiciones de formación y el entorno en el que se encuentran. Los tipos de minerales auríferos más comunes incluyen según (Coila Ramirez, 2012)

Oro nativo: Se presenta en estado puro, generalmente asociado a vetas de cuarzo o diseminado en rocas.

Minerales de sulfuros: El oro se halla asociado con minerales como la pirita, arsenopirita, galena o calcopirita.

Minerales oxidados: Formados en zonas superficiales debido a la meteorización de los sulfuros auríferos.

Placeres: Acumulaciones de oro aluvial o fluvial, donde las corrientes de agua erosionan y depositan el metal en arenas y gravas.

Minerales diseminados: son minerales de yacimientos tipo pórfido donde el mineral aurífero se encuentra en partículas pequeñas, el cual se encuentran dispersas de forma homogénea.

Minerales agregados: se refiere a sedimentos o rocas que incluye oro junto con otros minerales, por ejemplo, la pirita, telururos de oro generalmente se presenta en vetas de cuarzo.

La identificación de estos minerales es crucial para determinar los métodos de explotación y recuperación más adecuados.

Tabla 1*Mineralogía de Minerales de Oro*

Oro microscópico (oro visible)	Oro submicroscópico (oro diseminado)	Oro ligado a la superficie (oro absorbido)
• Aleación de oro (oro nativo, electrum) • Teluros de oro (calaverita) • Antimonioruros de oro • Bismoturos de oro	Oro en solución sólida y oro coloidal • Arsenopirita • Pirita • Marcasita • FeOx • Calcopirita • Enargita • Minerales de arcilla	Oro metálico y complejos de oro • FeOx • Materia carbonácea • Grafito • Arsenopirita • Pirita • Minerales de arcilla

Nota. La tabla 1 muestra la composición mineralógica del oro. Tomado de (Ramírez & Villegas, 2018)

2.3.2. El Oro

El oro es un metal noble que ha sido valorado desde tiempos antiguos por sus propiedades únicas y su rareza. Es ampliamente utilizado en la industria de joyería, electrónica y en aplicaciones financieras. Las características que destacan al oro incluyen según Coila (2012):

- **Rareza:** Es uno de los metales poco abundantes en la superficie terrestre.
- **Inalterabilidad:** Es altamente resistente a la corrosión, lo que lo hace prácticamente inalterable en ambientes naturales.
- **Historia y cultura:** Ha sido símbolo de poder y riqueza, utilizado como moneda y para crear ornamentos en civilizaciones antiguas.

En la naturaleza, el oro puede encontrarse en forma de pepitas, partículas finas o encapsulado en otros minerales, lo que influye directamente en los métodos de extracción.

2.3.3. Mineralogía del Oro

la mineralogía del oro está intrínsecamente gobernada por la excepcional estabilidad termodinámica del elemento, lo que explica por qué se encuentra predominantemente en estado nativo, aleado con plata (electrum) o de forma restrictiva en compuestos químicos específicos como los telururos; sin embargo, el núcleo de este concepto radica en comprender cómo las partículas de oro, desde escalas macroscópicas hasta dimensiones submicroscópicas y nanopartículas coloidales, interactúan físicamente, se diseminan o quedan ocluidas y encapsuladas de manera refractaria dentro de matrices de minerales hospedantes principalmente sulfuros de hierro como la pirita y la arsenopirita. (Misari, 1993)

Tabla 2

Caracterización Mineralógica del Yacimiento Calpa

Mineral / fase	Fórmula química	% estimado (rango)	% ejemplo (modelo)	Observaciones
Cuarzo	SiO ₂	60–80 %	70.0 %	Vetas blancas, translúcidas; matriz principal.
Limonita	FeO(OH)·nH ₂ O	8–20 %	15.0 %	Producto de alteración de sulfuros; color amarillo–ocre.
Goethita	FeO(OH)	3–8 %	6.0 %	Hidróxido de hierro y recubrimientos.
Hematita	Fe ₂ O ₃	1–4 %	4.0 %	Tonalidades rojizas, marrones.
Sulfuros (pirita, arsenopirita, etc.)	FeS ₂ ; FeAsS	2–5 %	3.5 %	Zonas oscuras, metálicas, parcialmente oxidadas.
Material arcilloso-cemento	—	0–5 %	1.0 %	Material secundario de alteración.
Oro nativo	Au	trazas–0.001 %	0.00044 %	Microinclusiones en cuarzo, asociadas a sulfuros.
Otros	—	0–2 %	0.06 %	Fases menores como cuarzo microcristalino, epidota, etc.

Nota. En la tabla 2 muestra una composición de porcentajes donde se puede ver que la mayor fracción presenta minerales oxidados, así como hematita y la goetita, en menor proporción presenta sulfuros, así como pirita y arsenopirita esto motivo al método de lixiviación en pilas.

2.3.4. Propiedades del Oro

Según Coila (2012) nos da las siguientes propiedades:

2.3.4.1. Propiedades Físicas

- **Maleabilidad y ductilidad:** El oro es uno de los metales más maleables y dúctiles conocidos, lo que significa que puede ser laminado en láminas extremadamente delgadas o convertido en hilos muy finos.
- **Dureza:** Tiene una dureza baja de aproximadamente 3 en la escala de Mohs, lo que lo hace fácil de trabajar.
- **Densidad:** Posee una alta densidad de 19.3 g/cm^3 , lo que le otorga un peso considerable en comparación con otros metales.
- **Punto de fusión y ebullición:** Su temperatura de fusión es de $1,063 \text{ }^{\circ}\text{C}$ y su temperatura de ebullición es de $2,970 \text{ }^{\circ}\text{C}$, características que facilitan su fundición y refinación.
- **Color y brillo:** El oro presenta un color amarillo característico y un brillo metálico inconfundible.

2.3.4.2. Propiedades Químicas

- **Inactividad química:** El oro es uno de los metales más inertes, ya que no reacciona con la mayoría de los ácidos ni con agentes corrosivos comunes.
- **Solubilidad:** Es insoluble en ácidos fuertes como el clorhídrico o el nítrico, pero es soluble en agua regia, que es una combinación de ácido nítrico y clorhídrico que produce cloro nascente.
- **Reacciones específicas:** El oro se disuelve en soluciones cianuradas bajo condiciones controladas de pH y presencia de oxígeno, proceso fundamental en la extracción metalúrgica. También puede reaccionar con cloruros férricos y cúpricos.
- **Estabilidad en ambientes naturales:** El oro no se oxida ni se descompone con facilidad, lo que le permite perdurar en ambientes agresivos y en procesos de intemperización.

2.3.5. *Métodos y Técnicas de Recuperación de Oro*

La recuperación de oro es un proceso fundamental en la industria minera y se basa en diversas técnicas diseñadas para extraer este metal precioso de los minerales auríferos. Estos métodos se pueden clasificar principalmente en procesos gravitacionales, hidrometalúrgicos y pirometalúrgicos dependiendo de las características del mineral y los costos asociados (Yañez Carriel, 2021)

1. **Métodos Gravimétricos:**

Se utilizan para recuperar oro libre o de tamaño grueso, aprovechando su alta densidad. Incluyen técnicas como:

- **Concentración por bateo manual:** Usada en minería artesanal, donde el agua separa partículas pesadas de oro.
- **Mesas vibratorias:** Permiten una separación más eficiente a partir de la diferencia de densidad del oro con otros minerales.
- **Jigs y canalones:** Sistemas que facilitan la separación del oro con el arrastre de agua.

2. **Métodos Hidrometalúrgicos:**

Son los más utilizados en la recuperación del oro fino o encapsulado. Entre los procesos más importantes destacan según (Yañez Carriel, 2021)

- **Cianuración:** Consiste en la disolución del oro utilizando cianuro de sodio (NaCN) como reactivo en presencia de oxígeno. Es eficiente para menas finamente molidas.
- **Lixiviación en pilas:** Un método donde el mineral es apilado y rociado con solución de cianuro, logrando disolver el oro.
- **Flotación:** La flotación es una técnica que fundamenta la adherencia de partículas sólidas en suspensión a gases o determinados líquidos, siendo el agua el líquido más elegido para la flotación.

- **Carbón activado (CIP/CIL/CIC):** Técnica que permite adsorber el oro disuelto en carbón activado, facilitando su recuperación posterior.

3. Métodos Pirometalúrgicos:

Se basan en la fusión y refinación del mineral aurífero. Incluyen:

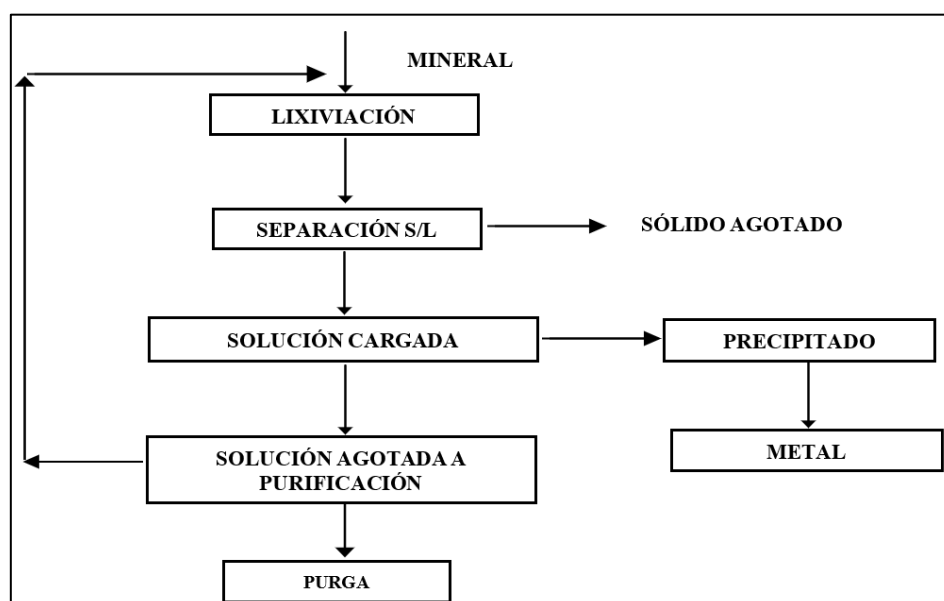
- **Amalgamación:** Uso de mercurio para capturar partículas de oro, aunque está en desuso debido a su toxicidad.
- **Fundición:** Proceso que somete el mineral a altas temperaturas, separando el oro de los minerales acompañantes.

2.3.6. Hidrometalurgia:

La hidrometalurgia es una expresión que puede definirse como la ciencia y el arte de extraer metales de minerales y/o materiales que los engloba en un medio acuático. Este proceso se conoce como hidrometalurgia. «Agua» es el significado de la palabra raíz «Hydro», de donde procede el nombre. La disciplina científica conocida como hidrometalurgia deriva del término «Hydro». Un proceso hidrometalúrgico se compone de varios procesos, como puede verse en el diagrama que se muestra a continuación. (Narvasta, 2018)

Figura 1

Circuito de Desorción – Electrodeposición



Nota. La figura 1 nos muestra el diagrama de flujo del circuito de desorción. Tomado de (David, 2017)

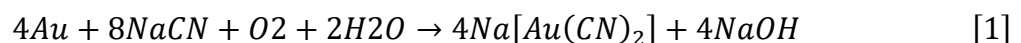
“Es el tratamiento de minerales, concentrados y otros materiales metálicos a través de métodos húmedos que producen la disolución de alguno de sus componentes y su posterior recuperación a partir de la disolución” (Ballester, Verdeja, & Sancho, 2000, p. 332). La hidrometalurgia es una rama de la metalurgia extractiva que incluye el uso de soluciones acuosas con el objetivo de obtener metales. La palabra «hidrometalurgia» sirve de referencia a este tema. Es habitual que este proceso tenga lugar a temperaturas que varían entre los 25 y los 250 grados centígrados, a presiones mínimas (casi equivalentes al vacío) y, en algunas ocasiones, en condiciones que pueden llegar hasta los 500 kPa.

2.3.7. Lixiviación

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico que permite extraer metales valiosos como el oro mediante su disolución selectiva en soluciones acuosas. En el caso del oro, la lixiviación se realiza comúnmente utilizando cianuro de sodio (NaCN) en presencia de oxígeno, proceso conocido como cianuración (Yañez Carriel, 2021)

Principio del proceso:

El oro reacciona con el oxígeno y cianuro, creando un complejo soluble de dicianuroaurato, que se separa del mineral. La reacción química es:



• Factores que afectan la lixiviación:

- Tamaño de partícula: El mineral debe ser finamente molido.
- pH: Se mantiene en un rango de 10.5-11 para evitar la formación de cianuro de hidrógeno (tóxico).
- Concentración de cianuro y oxígeno.
- Temperatura.

Este proceso es muy eficiente, pero debe ser controlado debido a su impacto ambiental.

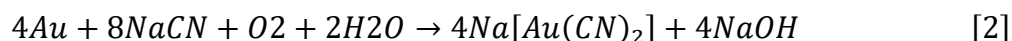
2.3.8. Lixiviabilidad del Oro

La lixiviabilidad del oro en minerales mixtos (oxidados-sulfurados) depende de la proporción de oro libre expuesto versus el oro atrapado en la matriz de sulfuros, la cual actúa como una barrera física y química (refratariedad) que impide que las soluciones cianuradas disuelvan el metal precioso. Mientras que la fracción oxidada se disuelve con facilidad, la fracción sulfurada bloquea el proceso y consume reactivos excesivos. (Marsden & House, 2006)

Comportamiento de la Fracción Oxidada: En este tipo de menas mixtas, una parte del oro se encuentra libre o asociado a óxidos de hierro (como la goethita o hematita).

Lixiviabilidad: Alta y rápida.

Mecanismo: El cianuro de sodio (NaCN) disuelve el oro expuesto en presencia de oxígeno disuelto mediante la ecuación de Elsner:



Consumo de reactivos: Bajo a moderado en esta zona.

Comportamiento de la Fracción Sulfurada: La porción sulfurada (comúnmente pirita, arsenopirita o calcopirita) encapsula microscópicamente las partículas de oro, impidiendo el contacto con el cianuro.

Lixiviabilidad: Muy baja (menor al 50% de recuperación) si se aplica cianuración directa.

Fenómeno de Consumo (Cianicidas): Sulfuros de cobre o hierro se disuelven parcialmente en el cianuro, consumiendo el reactivo y el oxígeno antes de que puedan reaccionar con el oro.

Efecto "Preg-Robbing": Si la porción oxidada o sulfurada contiene materia orgánica o arcillas carbonosas activas, estas pueden reabsorber el oro ya disuelto en la solución, arruinando la recuperación final.

2.3.9. Teoría de la Cianuración del Oro

Llamada también proceso MacArthur-Forrest, manifiesta cómo el oro metálico insoluble se disuelve en soluciones diluidas de cianuro alcalino (como cianuro de sodio o potasio) en presencia de oxígeno, creando un complejo soluble de aurocianuro ($[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$) que posibilita su separación del mineral. La reacción esencial requiere cianuro, agua, oxígeno y oro, transformando el metal en un anión soluble que luego se recupera, especialmente mediante adsorción en carbón activado, independientemente de su controversia ambiental por la toxicidad del cianuro.

Para que esta lixiviación se genere, la solución lixivante tiene que contener tres componentes químicos principales. Estos son:

- El ion Cianuro (CN^-)
- El oxígeno disuelto en la solución (O_2)
- El ion hidroxilo (OH^-)

El ion cianuro y el oxígeno disuelto en la solución son los reactantes químicos que disuelven a los metales preciosos y el ion hidroxilo es un componente principal que le da una naturaleza alcalina a la solución, facilitando el accionar químico del ion cianuro en forma más eficaz, menos riesgosa y una operación económica debido a los siguientes aspectos positivos.

- La lixiviación en ambiente alcalino es más selectiva respecto a la ganga.
- Las soluciones alcalinas corroen menos a los materiales de los quipos utilizados.
- Facilidad de la deposición de los relaves y efectuar un mejor control de contaminación ambiental.

2.3.10. Métodos de Lixiviación

Existen diferentes métodos de lixiviación aplicados según las características del mineral aurífero y los requerimientos del proceso (Yanez et al, 2021).

1. Lixiviación por agitación:

- El mineral es molido finamente y agitado con una solución cianurada.
- Se utiliza en plantas de tratamiento con mineral de alta ley.

2. **Lixiviación en pilas:**

- Consiste en apilar el mineral grueso en grandes montones o pilas.
- Una solución de cianuro se aplica por aspersión, percolando a través del mineral para disolver el oro.

3. **Lixiviación por percolación en tanques:**

- El mineral molido se coloca en tanques donde se filtra la solución cianurada.

4. **Lixiviación en autoclaves:**

- Aplicada a minerales refractarios que requieren altas temperaturas y presión.

2.3.11. *Lixiviación en Pilas*

La lixiviación en pilas es un modelo económico y eficiente en la recuperación de oro en minerales de baja ley. Se caracteriza por su aplicación a gran escala en minas a cielo abierto (Free, 2013).

- **Proceso:**

1. Trituración del mineral a tamaños adecuados.
2. Formación de pilas con el mineral triturado sobre superficies impermeables.
3. Riego continuo de la pila con una solución de cianuro de sodio.
4. Recirculación y recolección de la solución enriquecida con oro en la base de la pila.
5. Recuperación del oro mediante procesos como la adsorción con carbón activado.

- **Ventajas:**

1. Bajo costo operativo.
2. Menor uso de equipos complejos.

- **Desventajas:**

1. Lento tiempo de disolución del oro.

2. Requiere control ambiental para evitar filtraciones de cianuro.

2.3.12. Método de Lixiviación en Pilas

La lixiviación en pilas es una técnica hidrometalúrgica ampliamente usado para extraer metales, exclusivamente oro, desde minerales de baja ley. El proceso consiste en la disolución del metal mediante el riego controlado de soluciones lixiviantes sobre grandes montones o **pilas** de mineral triturado (Free, 2013).

1. Tipos:

- Lixiviación en pilas convencional
- Lixiviación en pilas dinámicas
- Lixiviación bacteriana
- Lixiviación en pilas por capas
- Lixiviación en pilas mejoradas (heap leaching)

2.3.13. Características de Minerales Apropriados para la Lixiviación en Pilas

Los minerales apropiados para la lixiviación en pilas deben cumplir ciertas características que faciliten la disolución del oro y minimicen los costos operativos:

- **Baja ley:** Minerales con contenidos bajos de oro son ideales debido a la economía del método.
- **Porosidad adecuada:** Facilita la percolación de la solución lixivante.
- **Bajo contenido de arcillas:** Evita problemas de obstrucción y canales preferenciales.
- **Reactividad:** El oro debe estar en una forma accesible y no encapsulada.
- **Baja presencia de minerales refractarios:** Minerales como la arsenopirita dificultan la recuperación del oro.

2.3.14. Clases de Agentes Lixiviantes

Los agentes lixiviantes son reactivos químicos utilizados para disolver los metales presentes en los minerales. En el caso de la lixiviación del oro, el agente más común es el cianuro de sodio, debido a su alta eficiencia y selectividad para formar complejos solubles con el oro. Sin embargo, existen alternativas como el tiosulfato de amonio, que ha ganado interés por ser menos tóxico y por su aplicabilidad en minerales refractarios, la tiourea que es un agente lixivante opcional al cianuro de sodio para la extracción de oro, el gold max que es un reactivo ecológico al cianuro de sodio usado ampliamente en minerales oxidados y el sandioss el cual es un reactivo químico diferente al cianuro de sodio, usado para la lixiviación en la extracción del oro, singularmente relaves, minerales oxidados y escorias. Otros agentes lixiviantes incluyen soluciones de cloruro y bromuro en condiciones altamente oxidantes, que son útiles en ciertos tipos de minerales, pero requieren un manejo más controlado. Finalmente, el ácido sulfúrico es un reactivo ampliamente utilizado en la lixiviación de minerales oxidados, como los de cobre, aunque no es aplicable para la recuperación de oro debido a la naturaleza inerte de este metal frente a ácidos comunes (Free, 2013).

2.3.15. Variables de Lixiviación

Las variables que intervienen en el proceso de lixiviación son determinantes para la eficiencia y velocidad de extracción del metal. Una de las principales variables es el

- tamaño de partícula del mineral, ya que una mayor superficie de contacto facilita la reacción entre el lixivante y el oro.
- La concentración del agente lixivante: como el cianuro, influye directamente en la disolución del metal, aunque niveles excesivos pueden resultar en desperdicio de reactivo.

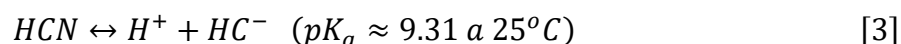
- El pH de la solución: debe mantenerse controlado, especialmente en la cianuración, donde un pH alcalino entre 10.5 y 11 previene la formación de cianuro de hidrógeno, un gas tóxico.
- El tiempo de lixiviación: es otro factor relevante, ya que tiempos prolongados permiten una mayor recuperación del metal, aunque con un costo operativo adicional.
- La temperatura del proceso: también puede acelerar la cinética de disolución, mientras que la presencia de oxígeno es fundamental para favorecer las reacciones de oxidación en procesos como la cianuración (Free, 2013).

2.3.16. Termodinámica de la Lixiviación

La termodinámica de la lixiviación evalúa las condiciones bajo las cuales las reacciones químicas de disolución son espontáneas y eficientes. La disolución del oro en medio de cianuro y oxígeno es una reacción redox donde el metal se oxida y forma un complejo soluble. Este proceso ocurre de manera espontánea cuando la energía libre de Gibbs es negativa, lo que indica que la reacción es termodinámicamente favorable. Además, la temperatura desempeña un papel relevante, ya que un incremento en la temperatura suele aumentar la velocidad de disolución al reducir la energía de activación. La presión también puede influir, especialmente en sistemas cerrados donde se requiere mayor solubilidad del oxígeno (Free, 2013).

2.3.16.1. Distribución de Especies de Cianuro (HCN/CN⁻) vs pH

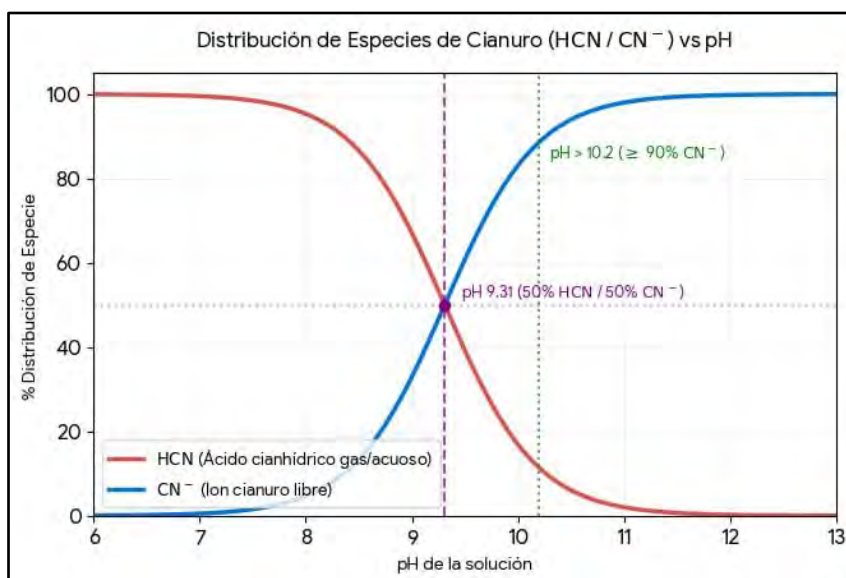
El equilibrio de disociación del cianuro en solución acuosa depende críticamente del pH del medio. El ácido cianhídrico (HCN) es un ácido débil que se disocia liberando el ion cianuro libre (CN⁻) de acuerdo con la siguiente reacción química:



A continuación, se muestra la figura 2, que representa el gráfico matemático exacto de la fracción de distribución (fraccionamiento) de ambas especies entre pH 6 y 13:

Figura 2

Distribución de Especies de Cianuro (HCN/CN⁻) vs pH



Nota. En la figura anterior se muestra la separación de ácido cianhídrico y cianuro libre en función del pH. Tomado de (Habashi, 1986)

Puntos Críticos del Gráfico para Operaciones de Lixiviación:

Zona Crítica de Peligro (pH < 8.4): Prácticamente todo el cianuro libre de la solución se convierte en ácido cianhídrico acuoso (HCN). El (HCN) se volatiliza de forma inmediata como gas altamente letal y detiene la eficiencia del proceso extractivo de oro.

Punto de Equivalencia o Cruce (pH = 9.31): En este nivel exacto de pH (pH = pKa), la concentración se divide equitativamente. El 50% del cianuro total existe como gas retenido y el otro 50% como ion activo.

Zona de Control Industrial Seguro (pH 10.2 - 11.0): Al elevar el pH por encima de 10.2, más del 90% del cianuro se encuentra estabilizado bajo la forma de ion libre CN⁻. Esta es la forma reactiva que se requiere para lixiviar el metal según la ecuación de Elsner.

2.3.17. Cinética de la Reacción en la Lixiviación.

Dado que la cianuración implica el desgaste de una superficie sólida (el oro), la definición de velocidad de reacción más apropiada de Levenspiel es la basada en la unidad de superficie (r_i''):

$$r_i'' = \frac{1}{S} \frac{dN_i}{dt} \quad [4]$$

Donde S representa el área de la superficie de las partículas de oro. Esta es más precisa que la velocidad basada en volumen de fluido si estás analizando el proceso como una reacción heterogénea.

La Ecuación Cinética (Ley de Potencia)

Este modelo busca obtener un modelo matemático empírico mediante nuestro diseño experimental, Levenspiel establece que la velocidad de desaparición de un reactante (por ejemplo, el oro, Au) suele expresarse como el producto de un factor dependiente de la temperatura y uno dependiente de la concentración:

$$-r_{Au} = k * f(C) \quad [5]$$

En una forma de orden n , podrías proponer:

$$-r_{Au} = k(NaCN)^a(O_2)^b \quad [6]$$

Donde k es el coeficiente cinético y a, b son los órdenes de reacción con respecto al cianuro y al oxígeno.

Dependencia de la Temperatura (Ecuación de Arrhenius)

Para modelar cómo afecta la temperatura a la cianuración, debes incluir la Ecuación de Arrhenius, que Levenspiel define como la mejor aproximación para el factor dependiente de la temperatura (Levenspiel, 1987):

$$k = k_0 e^{-E/RT} \quad [7]$$

Donde:

k_0 es el factor de frecuencia o factor preexponencial.

E es la energía de activación de la reacción.

R es la constante de los gases ideales.

T es la temperatura absoluta.

2.3.17.1. Energía Libre de Gibbs (ΔG)

es un parámetro termodinámico que permite determinar si una reacción química puede ocurrir de manera espontánea bajo condiciones de presión y temperatura constantes. En la cianuración del oro, este criterio es fundamental para evaluar la viabilidad de la formación del complejo dicianoaurato, responsable de la disolución del oro en soluciones de cianuro (Smith, Van Ness, & Abboott, 2007).

La relación se expresa mediante:

$$\Delta G = \Delta H - T\Delta S \quad [8]$$

Donde:

ΔG = Energía libre de Gibbs (J/mol).

ΔH = Entalpía de reacción (J/mol).

T = Temperatura absoluta (K).

ΔS = Entropía (J/mol·K).

Aplicación en la cianuración

En el proceso de lixiviación, un valor de ΔG negativo indica que la reacción de disolución del oro es termodinámicamente favorable. La presencia de oxígeno, cianuro libre y un medio alcalino favorece la formación del complejo $4Au(CN)_2$, permitiendo que la reacción ocurra espontáneamente.

2.3.17.2. Ley de Faraday

establece que la cantidad de sustancia oxidada o reducida durante una reacción electroquímica es proporcional a la carga eléctrica transferida. En la cianuración del oro, esta ley ayuda a comprender el mecanismo electroquímico mediante el cual el oro se oxida y el oxígeno se reduce (Smith, Van Ness, & Abboott , 2007).

La ecuación es:

$$m = \frac{MIt}{nF} \quad [9]$$

Donde:

m = masa transformada (g).

M = masa molar (g/mol).

I = corriente eléctrica (A).

t = tiempo (s).

n = número de electrones transferidos.

F = constante de Faraday = 96485 C/mol e⁻.

Aunque la lixiviación con cianuro no utiliza una corriente eléctrica externa, la disolución del oro se explica mediante reacciones electroquímicas que obedecen los principios establecidos por Faraday.

2.3.17.3. Diagramas de Pourbaix

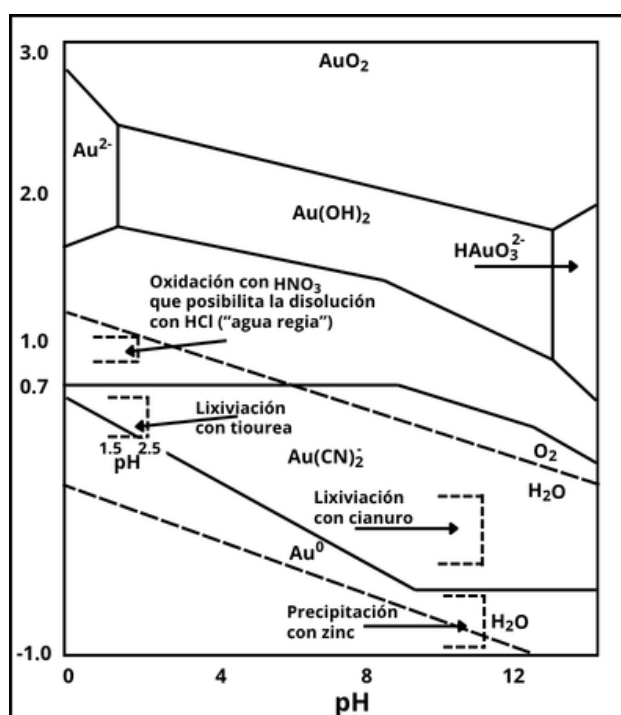
En el sistema Au–H₂O–CN, la reacción $\text{Au}(\text{CN})_2^- + \text{e}^- \rightleftharpoons \text{Au} + 2\text{CN}^-$ ocurre dentro del intervalo de estabilidad del agua. Asimismo, el campo de estabilidad del complejo aurocianuro está delimitado por una línea que presenta inicialmente una pendiente pronunciada debido a la hidrólisis del cianuro cuando el pH es inferior a 9. Posteriormente, dicha línea adquiere una tendencia casi horizontal como consecuencia del efecto oxidante del oxígeno en un medio alcalino. Estas condiciones favorecen la formación del complejo aurocianuro, permitiendo que el proceso de lixiviación del oro se desarrolle de manera eficiente. Además, el diagrama

muestra que especies como $\text{Au}(\text{OH})_3$, Au^{3+} y HAuO_3^{2-} son reducidas en presencia de cianuro, lo que evidencia el papel de este reactivo en la disolución del oro.

sirve principalmente para predecir la estabilidad termodinámica de un metal y sus especies químicas en un medio acuoso

Figura 3

Diagrama Au-H₂O-CN



Nota. En la figura anterior se mapea la estabilidad química de un metal según el pH y el potencial eléctrico del sistema. Tomado de (Free, 2013)

2.3.18. Mecanismos Electroquímicos de la Lixiviación

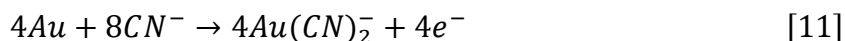
La lixiviación del oro, como ocurre en la cianuración, involucra reacciones electroquímicas que consisten en un proceso simultáneo de oxidación y reducción. En el ánodo, el oro metálico se oxida y libera electrones, mientras que, en el cátodo, el oxígeno presente en la solución se reduce, formando iones hidroxilo. Este mecanismo electroquímico facilita la formación del complejo soluble de dicianuro de oro, $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$. La eficiencia de esta reacción

depende de la disponibilidad de oxígeno y la concentración adecuada de cianuro, así como de las propiedades electroquímicas del sistema (Free, 2013).

Reacción de Reducción del Oxígeno



Reacción de Oxidación del Oro



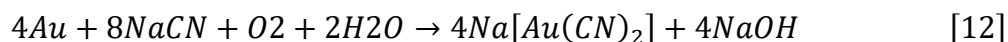
(Levenspiel, 1987)

2.3.19. Química de la Lixiviación del Oro

La química de la lixiviación del oro se basa en su capacidad para formar complejos solubles en presencia de agentes lixiviantes. En el caso del cianuro, la reacción primordial que ocurre es la disolución del oro en presencia de oxígeno, formando el complejo $[Au(CN)_2]^-$ y liberando hidróxido de sodio como subproducto. Esta reacción requiere condiciones controladas de pH y concentración de cianuro para evitar pérdidas por evaporación o reacciones secundarias. La formación del complejo soluble facilita la recuperación posterior del oro mediante técnicas como la adsorción con carbón activado o la precipitación (Free, 2013).

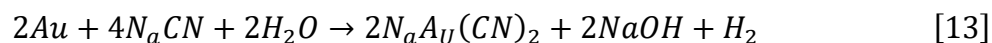
El oro se oxida con la presencia del oxígeno disuelto en la solución, mediante la reacción química que se presenta a continuación:

Teoría del oxígeno (Elsner-1846)



Explica el proceso de electroquímico donde el oxígeno atrapa electrones de oro en una zona catódica, mientras los iones de oro son acomplejados por el cianuro en la zona anódica para formar un complejo dicianuro de sodio.

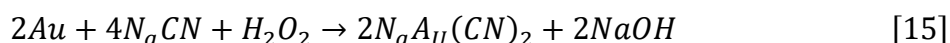
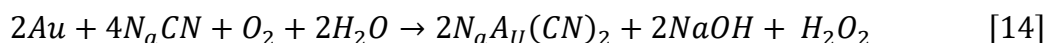
Teoría de hidrogeno (l. janin)



En esta ecuación se produce el gas de hidrogeno durante el proceso de cianuración del oro.

Teoría del peróxido de hidrogeno (Bodlander, 1896)

Esta reacción explica la disolución de oro con cianuro en dos etapas que son



Al sumar estas dos reacciones se obtiene la ecuación global propuesta por Elsner:



2.3.20. Diseño Experimental

El uso de diseños experimentales es el método más eficaz para obtener modelos matemáticos empíricos, y también ayuda a reducir el número de pruebas experimentales necesarias. Pruebas y ensayos son otros nombres que pueden utilizarse para referirse a experimentos en situaciones específicas. Un ejemplo de experimento planificado es una prueba o colección de pruebas donde las variables de ingreso de un sistema o proceso se alteran a propósito para que sea factible observar y determinar las razones de los cambios en las respuestas de salida. Este tipo de experimento también se conoce como serie de experimentos planificados. Además, un experimento planificado también puede denominarse experimento planificado en determinadas circunstancias. Es posible que un experimento de este tipo se lleve a cabo en un entorno sujeto a supervisión y regulación periódicas. (Fernández, 2007).

2.3.20.1. Aplicaciones de Diseño Experimental

Cuando se trata de incrementar el rendimiento de un proceso o desarrollo de procesos modernos, el diseño experimental es un método muy adecuado para construir modelos matemáticos empíricos con un mínimo de pruebas experimentales. Esto se debe a que el diseño experimental elimina la necesidad de realizar pruebas mediante la realización de experimentos.

El diseño experimental puede utilizarse en sus aplicaciones técnicas durante las primeras fases de la creación de un proceso, lo que puede dar lugar a los siguientes resultados (Fernández, 2007).

- a) Un proceso mejorado en cuanto a las prestaciones que ofrece.
- b) Reducir el grado de imprevisibilidad existente.
- c) Haber fabricado el producto en menos tiempo.
- d) Gastos en conjunto menos graves.

2.3.20.2. Optimización

La optimización de un proceso por medio de diseños experimentales necesita del uso de una metodología o plan idóneo, que nos conduzca por el camino fiable y rápido para hallar los valores excelentes de un proceso bajo estudio. El primer paso en un experimento de caracterización, nos interesa precisar cuáles son las variables del proceso que afectan en la respuesta. El segundo paso es optimizar; el cual significa determinar en qué región los procesos importantes conducen a la mejor respuesta (Fernández, 2007, p. 26)

2.3.20.3. Diseño factorial.

En un ensayo completo, también conocido como réplica del experimento, se utilizan todas y cada una de las probables combinaciones de valores de los factores para realizar las pruebas. Se denomina versión completa a este tipo concreto de experimento. Cuando hablamos de niveles, nos referimos a los muchos valores diferentes que pueden adoptar los componentes o variables. Este tipo de diseño se conoce como diseño factorial de 2 niveles o factorial 2^k cuando tiene en cuenta dos niveles. Ambos términos se refieren a lo mismo. Los diseños factoriales permiten determinar la influencia de un componente en relación con grados cambiantes de los demás elementos en las condiciones experimentales que se están llevando a cabo. Esto es posible gracias a los diseños factoriales (Fernández, 2007).

Diseño factorial de 2 factores. Los diseños factoriales pueden descomponerse en sus formas más fundamentales, que consisten en sólo dos variables o conjuntos de tratamientos. Existe la posibilidad de desmontar estos diseños en sus piezas componentes. Un enfoque factorial se utiliza para disponer tanto los niveles del componente B como los niveles del factor A para la organización de los datos. Además, la disposición factorial de los niveles del componente A está presente en este caso. Para comenzar con el proceso de optimización, es necesario realizar primero un análisis y averiguar qué factores son los más importantes. Sólo después podrá iniciarse el procedimiento. En circunstancias en las que se desconoce el comportamiento y el efecto de los componentes que impulsan cualquier proceso, ésta es una fase crucial que debe llevarse a cabo porque es vital. Con el fin de dar una explicación a los datos, se puede utilizar el modelo estadístico lineal o de primer orden de la siguiente manera (Fernández, 2007).

$$Y_{ijk} = \mu + \tau_i + \beta_j + (\tau\beta)_{ij} + \varepsilon_{ijk} \quad [17]$$

Donde:

- $i = 1, 2, \dots, a$
- $j = 1, 2, \dots, b$
- $k = 1, 2, \dots, n$
- μ representa el impacto medio global, que es el símbolo.
- La representación del impacto del i -ésimo nivel de la columna de factores se representa mediante el símbolo τ_i o A.
- Mediante el símbolo β_j = B, se puede representar visualmente el impacto del j -ésimo nivel de la columna de factores.
- Mientras que el componente de error aleatorio se representa mediante la variable ε_{ijk}
- La influencia de la interacción entre τ y β se representa mediante las variables $(\tau\beta)_{ij}$.

En el proceso de lixiviación se utiliza un diseño factorial de dos niveles con tres variables. Este diseño consta de ocho pruebas o ensayos experimentales que corresponden a las esquinas de un cubo, y en el centro del diseño se colocan dos ensayos de replicación. Averiguar qué aspectos del proceso son responsables de la mayor eficacia del mismo es el objetivo de este diseño (Fernández, 2007).

2.3.20.4. Análisis Estadístico y Modelado Empírico

Modelamiento matemático. Los modelos que utilizamos para ilustrar nuestras ideas sobre el funcionamiento del mundo se denominan modelos. Después, se utiliza el método de modelización matemática para transformar estos conceptos en el lenguaje de las matemáticas modernas. De ello se derivan numerosas ventajas (Vilcapoma Juño, 2021)

- Para empezar, las matemáticas son un dominio que se caracteriza por su precisión. Gracias a ello, somos mucho más capaces de generar ideas e identificar los supuestos que subyacen a ellas.
- En segundo lugar, las matemáticas son un lenguaje sencillo de comprender y con pautas bien articuladas para realizar todas las operaciones.
- Es factible que tengamos acceso a todos los descubrimientos que los matemáticos han realizado a lo largo de cientos de años desde el principio de los tiempos.
- Se puede utilizar la ayuda de ordenadores para realizar cálculos que incluyan valores numéricos.

En el campo de la modelización matemática existe un gran potencial para la negociación y la resolución de conflictos. La mayoría de las veces, no es factible modelizar con precisión los sistemas interactivos que están presentes en el mundo real. Por lo tanto, lo primero que hay que hacer para llegar a un compromiso es averiguar qué aspectos del sistema son los más importantes. Éstos se incluirán en el modelo, mientras que los demás componentes se omitirán. En el segundo grado de compromiso, se tiene en cuenta el número de

manipulaciones matemáticas que se considera beneficiosa. Si bien es cierto que las matemáticas tienen la capacidad de demostrar descubrimientos universales, también lo es que la forma de las ecuaciones que se utilizan tiene un efecto sustancial en los resultados de estas conclusiones. (Vilcapoma Juño, 2021).

CAPÍTULO III:

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1. Hipótesis

3.1.1. *Hipótesis General*

El porcentaje de extracción de oro será mayor a 70 % que se obtiene mediante el proceso de lixiviación en pilas a partir de los minerales auríferos del yacimiento Calpa. provincia Caravelí, región Arequipa.

3.1.2. *Hipótesis Específicas*

- La granulometría del mineral en la extracción de oro será menor a $\frac{3}{4}$ pulgada en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli-región Arequipa.
- La concentración de cianuro ideal para extraer oro será mayor a 1500 ppm en el proceso de lixiviación en pilas a partir de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli- región Arequipa.
- El tiempo de cianuración adecuado en la extracción de oro será mayor a 35 días en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caraveli-región Arequipa.

3.2. Variables

3.2.1. *Identificación de Variables*

3.2.1.1. Variable Dependiente:

- Extracción de oro (%).

3.2.1.2. Variables Independientes:

- Granulometría del mineral.

- Concentración de Cianuro de Sodio (NaCN) en la solución.
- Tiempo de lixiviación.

3.2.1.3. Variables de Control:

- Condiciones ambientales del laboratorio o campo.
- Tipo de mineral utilizado.
- Equipos calibrados y certificados.

3.2.2. Operacionalización de Variables

Tabla 3

Operacionalización de Variables

Variable Nominal	Definición Conceptual	Definición Operacional	Dimensión	Indicador	Rango	Unidad	Técnica e Instrumento de Medición
Variable Dependiente							
Extracción de Oro	Es la relación entre la cantidad de metal o mineral que se logra disolver y recuperar (en estado líquido), respecto a la cantidad total de metal que contenía el mineral original. (Habashi, 1986)	Se realizó lixiviando las columnas cargado con mineral, concentración de cianuro en un tiempo determinado para obtener la extracción de oro.	Cantidad de oro disuelto en el PLS recuperado	Porcentaje de extracción.	(65 a 80)	%	Análisis químico mediante espectrofotometría de absorción atómica o espectrometría de masas. El cálculo de porcentaje de extracción se realizó por la ley de cabeza y ripio
Variable Independiente							
Granulometría del Mineral.	Grado de finura al que se reduce el mineral para liberar los minerales valiosos. (Jordan, 2022)	Tamaño de partícula triturado en laboratorio utilizando la chancadora quijada.	% retenido en cada tamiz	Porcentaje de masa retenida en cada tamiz estándar (por ejemplo, etc.).	(1/2 a 3/4)	pulgadas	Tamizado a través de una serie de tamices estándares.
Concentración de Cianuro de Sodio (NaCN) en la solución.	Es el factor químico limitante que gobierna la velocidad de disolución oxidada del oro en una solución alcalina. (Habashi, 1986)	Cantidad de reactivo en ppm presente en la solución utilizada para lixiviar el mineral.	Concentración	Concentración de la solución en ppm (Representa 1 unidad de sustancia por cada 1.000.000 de unidades de la mezcla).	(500 a 1500)	ppm	Titulación o análisis químico de la solución lixivante.
Tiempo de lixiviación	Es la variable temporal gobernada por las leyes de transferencia de masa y difusión química. (Habashi, 1986)	Se controla el tiempo desde el inicio de lixiviación hasta el final de prueba con un calendario.	Tiempo	Es el tiempo total que duro la prueba de lixiviación.	(25 a 35)	días	Control manual del tiempo con calendario.

Nota. La tabla 3 muestra la operacionalización de las variables independiente y dependiente mostrando sus conceptos, indicadores y los instrumentos que se usaron para su medición. Elaboración propia

CAPÍTULO IV: MÉTODOLOGIA

4.1. Ámbito de Estudio, Localización Política y Geográfica

El presente trabajo se realizó en la unidad minera de Calpa, ubicado en el anexo Calpa Renace del distrito de Atico, provincia de Caraveli, departamento de Arequipa, Perú. Se encuentra ubicado a 8 horas de la ciudad de Arequipa, a 1 hora de la ciudad de Atico y a 20 minutos de la ciudad de Caraveli. La metodología ha sido diseñada con un enfoque riguroso para garantizar la validez científica y la aplicabilidad de los resultados.

Figura 4

Localización política del yacimiento minero Calpa Atico.



Nota: la Figura ilustra la ubicación exacta del yacimiento minero Calpa. Tomado de Google Maps.

4.2. Diseño de Investigación: Diseño Metodología, Tipo, Alcance

El presente trabajo es una investigación aplicada con un enfoque experimental-cuantitativo, enfocado a resolver un problema específico asociado con la extracción de oro a través del proceso de lixiviación en pilas simulando en columnas en una situación real. El

diseño experimental tiene como finalidad calcular el efecto de tres variables independientes (concentración de cianuro, granulometría y tiempo) sobre la variable dependiente, la extracción de oro.

El tipo de investigación es experimental, ya que se manejaron intencionadamente las variables independientes para examinar sus consecuencias en situaciones vigiladas de laboratorio. Así mismo, el nivel de investigación es explicativo, porque investiga fijar relaciones causa efecto entre las variables evaluadas, precisando cómo estas afectan en la eficiencia del proceso de lixiviación en pilas simulando en columnas.

El diseño experimental acogido fue del tipo factorial 2^3 , en el cual cada variable independiente se estimó en dos niveles (alto y bajo). Este diseño posibilitó estudiar tanto los efectos primordiales como las interacciones entre las variables, facilitando datos para la optimización. Este enfoque metodológico garantizó un control total estricto de las condiciones experimentales, originando soluciones verídicas que contribuyeron a un buen avance de la labor minera artesanal en la región de Arequipa - Atico.

4.3. Población de Estudio

La población de investigación a sido conformado por minerales auríferos de baja ley provenientes del yacimiento Calpa, provincia Caraveli - Región Arequipa. Estos minerales serán seleccionados y caracterizados de manera representativa para asegurar la homogeneidad en las pruebas experimentales.

Tabla 4

Muestreo de Minerales

Descripción	Cantidad	Unidad
Mineral Total	800	TM
Muestra Representativa	100	KG

Nota. La tabla 4 presenta la cantidad total de mineral usado para el trabajo y una muestra representativa de cien kilogramos usados para la investigación.

4.4. Muestra y Determinación del Tamaño de Muestra

Para determinar la masa mínima de la muestra representativa del mineral aurífero utilizada en los ensayos de lixiviación en pilas, se tomó como fundamento la Teoría del Muestreo de Pierre Gy, la cual establece que la masa de la muestra depende del tamaño máximo de partícula, la heterogeneidad del mineral y el error fundamental de muestreo (Gy, 1982).

Para la estimación de la masa mínima se empleó la forma simplificada del modelo matemático basado en dicha teoría.

$$M = \frac{Kd^3}{FSE^2} \quad [18]$$

Donde

M = masa mínima de la muestra (kg).

K = coeficiente de heterogeneidad del mineral.

d = tamaño de muestra.

FSE = error fundamental de muestreo permitido.

Reemplazando nuestros datos en la ecuación [18] tenemos:

$$M = \frac{0.5(7.62)^3}{(0.05)^2}$$

$$M = 88.5 \text{ kg}$$

En la presente investigación se consideró un tamaño máximo de partícula de 3 pulgadas (7.62 cm), un error fundamental de muestreo del 5 % y un coeficiente de heterogeneidad asumido de K=0.5, correspondiente a un mineral aurífero de heterogeneidad moderada. Con estos parámetros se estimó una masa mínima de muestra de aproximadamente 88.5 kg. En consecuencia, la muestra de 100 kg utilizada en la investigación supera la masa mínima

estimada, garantizando la representatividad del material empleado en los ensayos de lixiviación.

Una vez determinado el tamaño de muestra mediante el modelo matemático, se procedió a la obtención física de la muestra representativa mediante el procedimiento de muestreo descrito a continuación:

La cantidad total de la población es de 800 Tm, del cual se obtuvo la muestra representativa por el método de cuadrículas usando lanzas de muestreo a diferentes profundidades.

De las muestras obtenidas por las lanzas se obtienen un total de una tonelada métrica, Dicha muestra se extiende en una loza para aplicar el método cono y cuarteo en 3 etapas hasta obtener los 100 kilogramos de muestra representativa.

4.5. Laboratorios Químicos

- a) CEPROMET S.A.C.
- b) LABORATORIOS ANALITICOS DEL SUR E.I.R.L.
- c) LABORATIO ML-115 UNSAAC

4.6. Técnica de Recolección de Datos:

Esta etapa se realizó con un mineral oxidado de baja ley, del yacimiento minero Calpa, con una muestra representativa de 100kg, que son reducidos de tamaño de ($\frac{3}{4}$ -1/2) utilizando la chancadora quijada y juego de mallas de abertura, para las correspondientes pruebas metalúrgicas de lixiviación en pilas, este proceso se ejecuta con el propósito de conseguir unas leyes de la solución cianurada que contengan alto porcentaje de oro.

4.6.1. Equipos, Materiales y Reactivos

Equipos:

- Chancadora de quijada
- Chancadora cónica

- Balanza analítica
- Balanza digital
- Equipos de protección personal
- Microscopio
- Calculadora
- Cámara fotográfica
- Ro-Tap
- Mufla de secado

Materiales

- Papel indicador de pH universal
- Juego de tamices
- Brochas
- Espátulas
- Bolsas ciplop
- Bandejas
- Mortero de trituración
- Saquillos
- Plumón indeleble
- Manta geomembrana
- Cinta masking
- Papel filtro
- Materiales de vidrio de laboratorio
- Recipientes para PLS
- Embudos
- Vaso de vidrio

- Matraz de base redonda
- Soporte universal
- Pipeta y bureta
- Gotero de vidrio
- Tubería pvc
- Manguera transparente
- Regulador de flujo

Reactivos:

- Nitrato de plata (AgNO_3)
- Cal (CaO)
- Agua destilada (H_2O)
- Cianuro de sodio (NaCN)
- Yoduro de potasio (KI)

4.7. Confiabilidad y Validez de Instrumentos

La validación instrumental y los procedimientos serán un componente crítico en este estudio. Para ello, se garantizará lo siguiente:

- **Calibración de equipos:** Todos los instrumentos serán revisados y calibrados por expertos utilizando estándares certificados.
- **Estandarización de procesos:** Se establecerán protocolos específicos para la preparación de muestras, el manejo de soluciones y el control de parámetros experimentales.
- **Repetibilidad:** Las pruebas serán replicadas bajo las mismas condiciones para garantizar resultados consistentes.

4.8. Plan de Análisis de Datos

La información recabada será procesada y analizada por medio de técnicas estadísticas descriptivas e inferenciales, utilizando software especializado (Minitab, Excel). Las etapas incluirán:

- **Pruebas de hipótesis:** Se empleará análisis de varianza (ANOVA) para identificar efectos significativos entre las variables independientes (granulometría y concentración de solución lixivante) y dependientes (recuperación de oro).
- **Regresiones:** Se modelará la relación entre las variables experimentales para identificar tendencias y proponer ajustes operativos.
- **Interpretación gráfica:** Los resultados serán presentados mediante gráficos y diagramas que faciliten su comprensión y análisis.
- **Simulación:** Los datos experimentales se validarán con herramientas de simulación para extrapolar los resultados a condiciones industriales

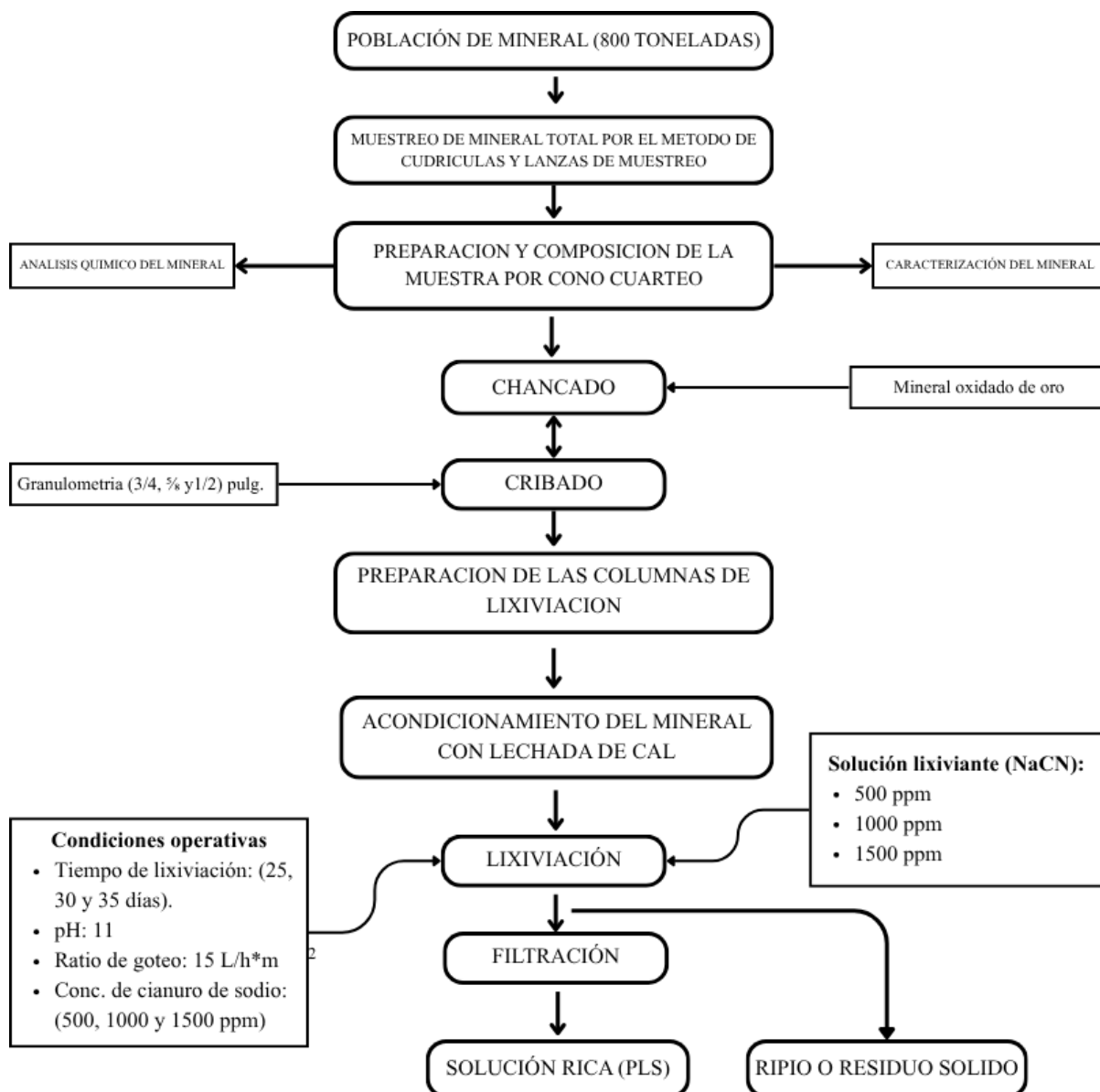
CAPÍTULO V: PRUEBAS EXPERIMENTALES

5.1. Ensayos de Lixiviación a Nivel de Laboratorio

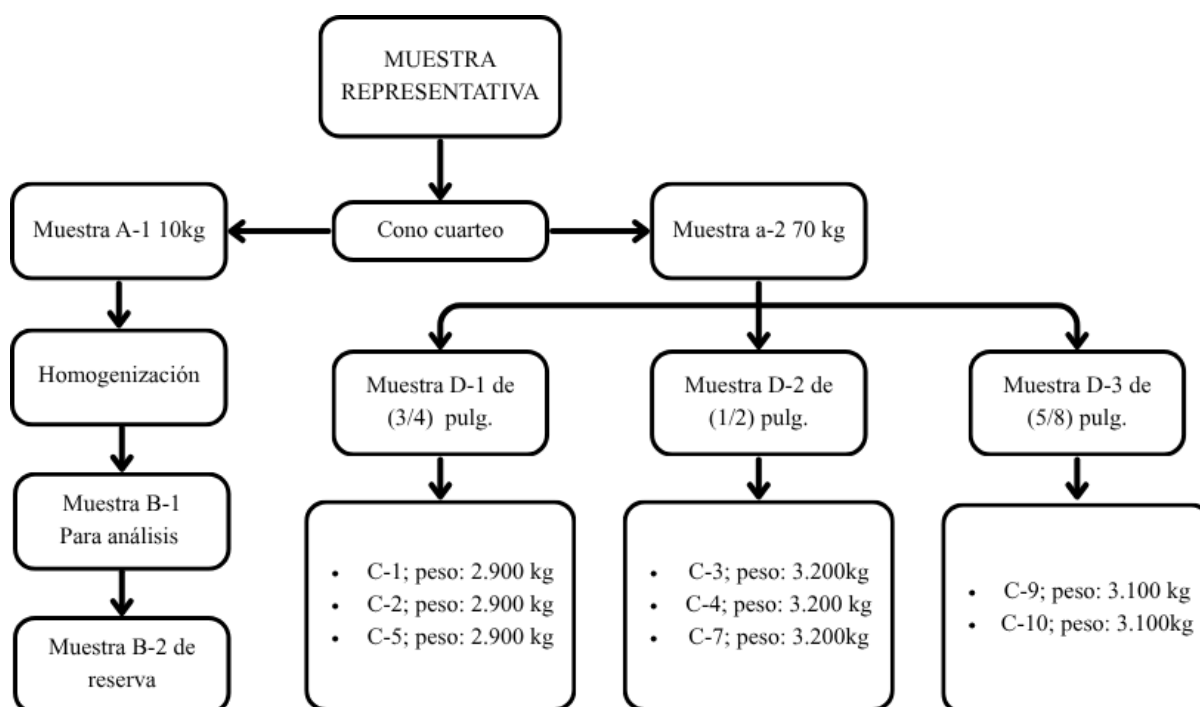
Se efectuaron 8 pruebas de lixiviación a nivel de laboratorio y 2 réplicas, para los cuales se establece que las variables podrían servir como variables independientes.

5.2. Diagrama de Bloques

5.2.1. Diagrama de bloques de la Prueba Experimental



5.2.2. Diagrama de bloques de las muestras



5.3. Procedimiento

- Se realizó el cono cuarteo en una manta ignífuga y pesado con una espátula, obteniendo una muestra representativa de 3 kg de mineral para su respectivo análisis químico (ley de cabeza).
- Dejar secar en una mufla a 210 °C en 2 platos de mineral, un promedio de 10 min, dependiendo del grado de humedad.
- Realizar la etapa de conminución de la muestra de 3 pulgadas a $\frac{3}{4}$ pulg, $\frac{5}{8}$ pulg y $\frac{1}{2}$ pulg, utilizando el equipo de chancadora tipo quijada.
- Realizar el cribado con mallas de abertura $\frac{3}{4}$ pulg., $\frac{5}{8}$ pulg., y $\frac{1}{2}$ pulg, obteniendo un peso de 15 kg cada uno.
- Se acondiciono el ambiente, las columnas, los recipientes, mangueras, controlador de goteros señalización y demarcación.
- Se procede a cargar el mineral a sus respectivas columnas.

- Se realizan las pruebas de pH para acondicionar el mineral, densidad aparente, ratio de goteo, tiempo de residencia de la solución.
- Se preparó la solución lixivante con 3 diferentes concentraciones (500, 1000 y 15000 ppm).
- Se procede con riego de solución lixivante a las 10 columnas en paralelo.
- Realizar el control con las titulaciones cada 3 días una vez empezado la prueba metalúrgica. Cuando la fuerza de cianuración es inferior de a la inicial, aumentar cianuro de sodio para mantener la fuerza.
- Sacar muestras de PLS cada 3 días hasta acabar el proceso de lixiviación.
- Se realizó el lavado de material lixiviado con lechada de cal.
- Se procede al secado del material lixiviado.
- Después de terminar el tiempo de la prueba metalúrgica, extraemos una muestra del material lixiviado(ripio) para su respectivo análisis químico.
- Se realiza el embolsado y rotulado de las 10 pruebas.

5.4. Formulas y Desarrollo de Parte Experimental

5.4.1. Fórmula Para Hallar la Densidad Aparente y Masa

$$\rho_{\text{mineral}} = \frac{m}{v} \rightarrow m = \rho * v$$

$$v = \Delta \varnothing * h = \pi * r^2 * h$$

$$h = \text{altura de la columna} = 45\text{cm}$$

$$r = \text{radio de la columna} = 3.9\text{cm}$$

$$\blacksquare \rho_{\frac{3}{4}} = \frac{5.4\text{kg}}{4.5\text{ L}} = 1.2\frac{\text{kg}}{\text{L}}$$

$$\blacksquare \rho_{1/2} = \frac{5.85\text{kg}}{4.5\text{ L}} = 1.3\frac{\text{kg}}{\text{L}}$$

$$\blacksquare \rho_{5/8} = \frac{5.62\text{kg}}{4.5\text{ L}} = 1.25\frac{\text{kg}}{\text{L}}$$

$$\blacksquare m_{3/4} = 2.850\text{kg}$$

$$\blacksquare m_{1/2} = 2.795\text{kg}$$

$$\blacksquare m_{5/8} = 2.825\text{kg}$$

5.4.2. Fórmula para Hallar el Ratio de Goteo

Tabla 5

Calculo de ratio de goteo

Diámetro de la columna	3.07	Pulg
	0.039	m
Área de la sección	0.00478	m ²
Tasa de riego	15	L/Hr/m ²
	0.078	L/Hr
Flujo	1.3	Cc/min
	25	Gotas/min

Nota. La tabla 5 muestra el cálculo de ratio de goteo en la lixiviación de oro. Fuente.

Elaboración propia

5.4.3. Fórmula para Hallar los Kg de Cal

Para establecer la cantidad de cal a usar se adiciona de gramo en gramo hasta alcanzar un pH de 11.

$$\text{Peso de cal para llegar a un pH de 11} = \frac{15 * 0.60}{0.3} = 30 \text{ g de cal para 15 L de agua}$$

5.4.4. Fórmula para Hallar el Tiempo de Residencia Goteo

El tiempo de residencia desde el primer goteo de inicio hasta el primer goteo de salida de la columna es 45 min a 50 min a un flujo de 25 gotas por minuto.

5.4.5. Fórmula para Hallar el Factor de Nitrato de Plata

$$F = \frac{W_{AgNO_3} \times 2PM_{NaCN} \times 100}{V_{AgNO_3} \times PM_{AgNO_3} \times Vol_{muestra}}$$

$$F_{AgNO_3} = \frac{2.17 * 2 * 49 * 100}{1000 * 169.87 * 10}$$

$$F_{AgNO_3} = 0.0125 \%$$

5.4.6. Fórmula para Hallar la Cantidad de Cianuro de Sodio

PARA LA CONCENTRACIÓN DE 500 PPM

- Realizar la prueba metalúrgica en un balde de 20 L con:
 - o $W_{muestra} = 2850 \text{ g de mineral}$
 - o $V_{H_2O} = 15 \text{ L}$

$$o \ W \ NaCN = 7.5 \ g$$

$$o \ W \ CaO = 30 \ g$$

- **Cálculo de dosis de cianuro de sodio**

Para una fuerza de 500 ppm se requiere:

$$\text{Fuerza de cianuro (ppm)} = (X(\text{kg de NaCN})/15) \times 10^6$$

$$500 = (X(\text{kg de NaCN})/15) \times 10^6$$

$$(500 \times 15)/10^6 = X(\text{kg de NaCN})$$

$$0.0075 \ kg = NaCN$$

$$\mathbf{7.5 \ g = NaCN}$$

PARA LA CONCENTRACIÓN DE 1000 PPM

- **Realizar la prueba metalúrgica en un balde de 20L con:**

$$o \ W \ \text{muestra} = 2795 \ g \ \text{de mineral}$$

$$o \ V \ H_2O = 7 \ L$$

$$o \ W \ NaCN = 7 \ g$$

$$o \ W \ CaO = 15 \ g$$

- **Cálculo de dosis de cianuro de sodio**

Para una fuerza de **1000 ppm** se requiere:

$$\text{Fuerza de cianuro (ppm)} = (X(\text{kg de NaCN})/7) \times 10^6$$

$$1000 = (X(\text{kg de NaCN})/7) \times 10^6$$

$$(1000 \times 7)/10^6 = X(\text{kg de NaCN})$$

$$0.007 \ kg = NaCN$$

$$\mathbf{7 \ g = NaCN}$$

PARA LA CONCENTRACIÓN DE 1500 PPM

- **Realizar la prueba metalúrgica en un balde de 20 L con:**

$$o \ W \ \text{muestra} = 2825 \ g \ \text{de mineral}$$

$$o \ V \ H_2O = 15 \ L$$

$$o \ W \ NaCN = 22.5 \ g$$

$$o \ W \ CaO = 30 \ g$$

- **Cálculo de dosis de cianuro de sodio**

Para una fuerza de 1500 ppm se requiere:

$$\text{Fuerza de cianuro (ppm)} = (X(\text{kg de NaCN})/15) \times 10^6$$

$$500 = (X(\text{kg de NaCN})/15) \times 10^6$$

$$(1500 \times 15)/10^6 = X(\text{kg de NaCN})$$

$$0.0225 \text{ kg} = \text{NaCN}$$

$$\mathbf{22.5 \text{ g} = \text{NaCN}}$$

5.5. Cálculo de Consumo de Cianuro De Sodio

PRUEBA N°-1

La fuerza de NaCN a los 3 días de iniciada la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la Concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 19.2\text{ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 21.86\text{ml} \quad \blacksquare \Delta V = 2.66 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 2.66 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto(ml)} \times (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2.66 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 333.33 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$\text{NaCN restante} = 333.33 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$\text{NaCN restante} = 5\text{g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (\text{NaCN}_{\text{inicial}} - \text{NaCN}_{\text{restante}})$$

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 5) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 2.50 \text{ g}$$

Para la Concentración de 1000 PPMConsumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 20.1 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 25.14 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 5.04 \text{ ml}$$

Sabiendo que la Fuerza Inicial es Igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de } \text{AgNO}_3 = 5.04 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 5.04 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 630 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 630 \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 4.41 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (\text{NaCN}_{\text{inicial}} - \text{NaCN}_{\text{restante}})$$

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 4.41) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 2.59 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPMConsumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 15.8 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 23.75 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 7.95 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de } \text{AgNO}_3 = 7.95 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 7.95 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 993.33 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 993.33 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 14.90 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (NaCN_{\text{inicial}} - NaCN_{\text{restante}})$$

$$\text{Consumo de } NaCN = (22.5 - 14.90) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de } NaCN = 7.6 \text{ g}$$

PRUEBA N°-2

La fuerza de NaCN a los 6 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 22.7 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 24.83 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 2.13 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de } AgNO_3 = 2.13 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 2.13 \times 125$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 266.67 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 266.67 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 4 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (NaCN_{\text{inicial}} - NaCN_{\text{restante}})$$

$$\text{Consumo de } NaCN = (7.5 - 4) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.50 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 37.5 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 41.6 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 4.1 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 4.1 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 4.1 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 512.5 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 512.5 \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.5875 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (\text{NaCN}_{\text{inicial}} - \text{NaCN}_{\text{restante}})$$

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.5875) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.41 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 31.3 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 37.5 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 6.2 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 6.2 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 6.2 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 775 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 775 \times (15)/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 11.625 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (NaCN_{inicial} - NaCN_{restante})$$

$$\text{Consumo de } NaCN = (22.5 - 11.625) \text{ gr}$$

$$\text{Consumo de } NaCN = 10.875 \text{ g}$$

PRUEBA N°-3

La fuerza de NaCN a los 9 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{inicial} = 31 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{final} = 32.89 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 1.89 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de } AgNO_3 = 1.89 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 1.89 \times 125$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 237.34 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 237.34 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 3.56 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (NaCN_{inicial} - NaCN_{restante})$$

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 3.56) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.93 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 22.50 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 26.18 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.68 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.68 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.68 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 460 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 460 \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.22 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (\text{NaCN}_{\text{inicial}} - \text{NaCN}_{\text{restante}})$$

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.22) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.78 \text{ g}$$

Para la concentracion de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 33 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 49.20 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 6.20 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 6.20 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 6.20 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 774.67 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 774.67 \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 11.62 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 11.62) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 10.88 \text{ g}$$

PRUEBA N°-4

La fuerza de NaCN a los 12 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 22\text{ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 23.81\text{ml} \quad \blacksquare \Delta V = 1.81\text{ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 1.81 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1.81 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 226.67 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 226.67 \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.40 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 3.40) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 4.10 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 23.10 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 26.75 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.65 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.65 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.65 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 457.14 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 457.14 \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.20 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.20) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.80 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 27.40 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 21.27 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 6.13 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 6.13 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 6.13 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 766 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 766 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 11.49 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (22.5 - 11.49) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de } NaCN = 11.01 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 5

La fuerza de NaCN a los 15 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 26.60 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 27.31 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 1.71 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de } AgNO_3 = 1.71 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 1.71 \times 125$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 313.32 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 213.32 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 3.20 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (7.5 - 3.20) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de } NaCN = 4.30 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 29.10 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 32.47 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.37 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.37 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.37 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 421.42 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 421.42 \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 2.95 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 2.95) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 4.05 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 15.10 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 20.54 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 5.44 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 5.44 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 5.44 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 680 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 680 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 10.20 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 10.20) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 12.30 \text{ g}$$

PRUEBA N°- 6

La fuerza de NaCN a los 18 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 15.1 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 16.97 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 1.87 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de } AgNO_3 = 1.87 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1.87 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 233.32 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 233.32 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 3.50 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 3.5) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 4 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 18.2 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 22.02 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.82 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.82 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.82 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 478.57 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 478.57 \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.35 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.35) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.65 \text{ g}$$

Para la concentracion de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO₃)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 4.6 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 9.98 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 5.38 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 5.38 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 5.38 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 673.32 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 673.32 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 10.10 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 10.1) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 12.40 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 7

La fuerza de NaCN a los 21 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 8\text{ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 9.92\text{ml} \quad \blacksquare \Delta V = 1.92\text{ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 192 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1.92 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 240 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 240 \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.6 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 3.6) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.90 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 4.1 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 7.9\text{ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.8\text{ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.8 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.8 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 475 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 475 \times 7(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.325 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.325) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.675 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 10\text{ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 15.76\text{ml} \quad \blacksquare \Delta V = 5.76\text{ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 5.76 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 5.76 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 720 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 720 \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 10.80 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 10.80) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 11.70 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 8

La fuerza de NaCN a los 24 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 27.4 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 29.35 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 1.95 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 1.95 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1.95 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 243.32 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 243.32 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.65 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 3.65) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.85 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 11.2 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 14.97 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.77 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.77 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.77 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 471.42 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 471.42 \times 7(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.30 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.30) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.70 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 17.4 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 23.07 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 5.67 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 5.67 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 5.67 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 709.32 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 709.32 \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 10.64 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 10.64) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 11.86 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 9

La fuerza de NaCN a los 25 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 14.8 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 16.77 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 1.97 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 1.97 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1.97 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 246.67 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 246.67 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.70 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 3.70) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.80 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 18 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 22.46 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 4.46 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 4.46 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 4.46 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 557.15 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 7(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 557.15 \times 7(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 3.9 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (7.5 - 3.9) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de } NaCN = 3.60 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 5.5 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 11.28 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 5.78 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de } AgNO_3 = 5.78 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = \text{gasto (ml)} \times X(\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 5.78 \times 125$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 722 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (Fuerza \text{ de } NaCN) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 722 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 10.83 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de } NaCN = (22.5 - 10.83) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de } NaCN = 11.67 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 10

La fuerza de NaCN a los 28 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPMConsumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 45.7 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 48.68 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 2.98 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza de inicio es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de } \text{AgNO}_3 = 2.98 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2.98 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 372.67 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 372.67 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 5.59 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 5.59) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 1.91 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPMConsumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 18 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 21.92 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.92 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de } \text{AgNO}_3 = 3.92 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.92 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 490 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 490 \times 7(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 3.43 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.43) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.57 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 20.5 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 28.95 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 8.45 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de } AgNO_3 = 8.45 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 8.45 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1052 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$NaCN \text{ restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 1052 \times 15(\text{factor})/1000$$

$$NaCN \text{ restante} = 15.78 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 15.78) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 6.72 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 11

La fuerza de NaCN a los 30 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata ($AgNO_3$)

$$\blacksquare V_{inicial} = 11.7 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{final} = 14.69 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 2.99 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza de inicio es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 2.99 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2.99 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 374 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 374 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 5.61 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 5.61) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 1.89 \text{ g}$$

Para la concentración de 1000 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO₃)

$$\blacksquare V_{inicial} = 18 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{final} = 21.93 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.93 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1000 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.93 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.93 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 491.43 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 491.43 \times 7 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 3.44 \text{ g}$$

Hallamos el consumo:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7 - 3.44) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 3.56 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 19.7 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 28.13 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 8.43 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 8.43 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 8.43 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1053.32 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 1053.32 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 15.8 \text{ g}$$

ENTONCES:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 15.8) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 6.70 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 12

La fuerza de NaCN a los 33 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 12.6 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 15.59 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 2.99 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza de inicio es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 2.99 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2.99 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 374.67 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 374.67 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 5.62 \text{ g}$$

ENTONCES:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 5.62) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 1.88 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO₃)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 16.7 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 25.9 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 9.2 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza de inicio es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 9.2 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 9.2 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1150 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 1150 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 17.25 \text{ g}$$

ENTONCES:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 17.25) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 5.25 \text{ g}$$

PRUEBA N° - 13

La fuerza de NaCN a los 35 días de haber comenzado la prueba metalúrgica con una muestra de 10 ml será:

Para la concentración de 500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 12.6 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 15.61 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 3.01 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 3.01 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 3.01 \times 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 376.65 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 376.65 \times 15 (\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 5.65 \text{ g}$$

ENTONCES:

$$\text{Consumo de NaCN} = (7.5 - 5.65) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 1.85 \text{ g}$$

Para la concentración de 1500 PPM

Consumo de Nitrato de Plata (AgNO_3)

$$\blacksquare V_{\text{inicial}} = 16.7 \text{ ml} \quad \blacksquare V_{\text{final}} = 25.82 \text{ ml} \quad \blacksquare \Delta V = 9.12 \text{ ml}$$

Sabiendo que la fuerza inicial es igual a 1500 ppm

$$\text{Gasto de AgNO}_3 = 9.12 \text{ ml}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto (ml)} \times X (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 9.12 * 125$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 1140 \text{ ppm}$$

Para hallar el cianuro existente en la prueba, se utiliza la siguiente formula.

$$\text{NaCN restante} = (\text{Fuerza de NaCN}) \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 1140 \times 15(\text{factor}) / 1000$$

$$\text{NaCN restante} = 17.10 \text{ g}$$

ENTONCES:

$$\text{Consumo de NaCN} = (22.5 - 17.10) \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 5.4 \text{ g}$$

Tabla 6

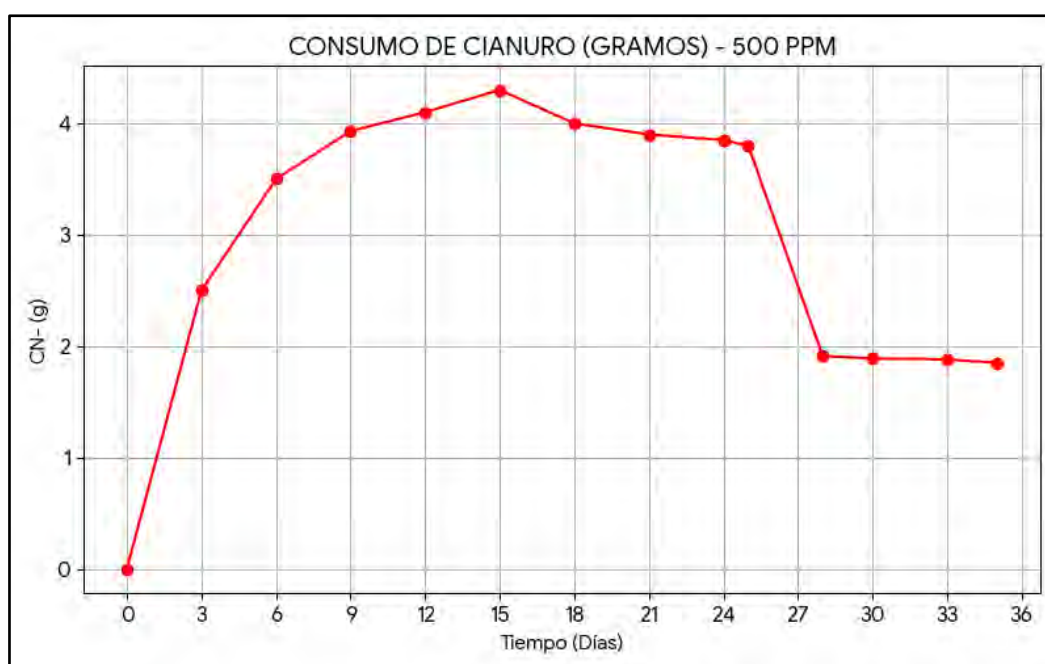
Consumo de cianuro 500ppm

Consumo de CN-(g)-500 ppm												
3 días	6 días	9 días	12 días	15 días	18 días	21 días	24 días	25 días	28 días	30 días	33 días	35 días
2.50	3.50	3.93	4.10	4.30	4.00	3.90	3.85	3.80	1.91	1.89	1.88	1.85

Nota. Fuente: Elaboración propia

Figura 5

Consumo de cianuro 500ppm



Nota. En la figura anterior podemos apreciar el consumo de cianuro a los 35 días. Elaboración propia

Tabla 7

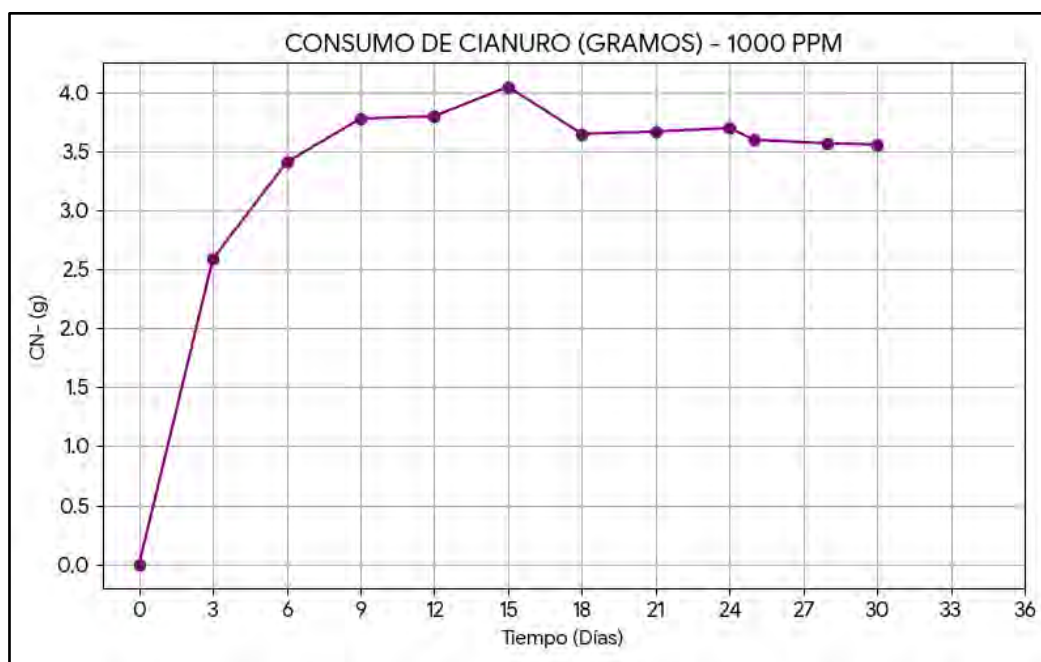
Consumo de cianuro 1000ppm

Consumo de CN-(g)-1000 ppm												
3 días	6 días	9 días	12 días	15 días	18 días	21 días	24 días	25 días	28 días	30 días	33 días	35 días
2.59	3.41	3.78	3.80	4.05	3.65	3.67	3.70	3.60	3.57	3.56	---	--

Nota. Fuente: Elaboración propia

Figura 6

Consumo de cianuro 1000ppm



Nota. En la figura anterior podemos apreciar el consumo de cianuro a los 30 días. Elaboración propia

Tabla 8

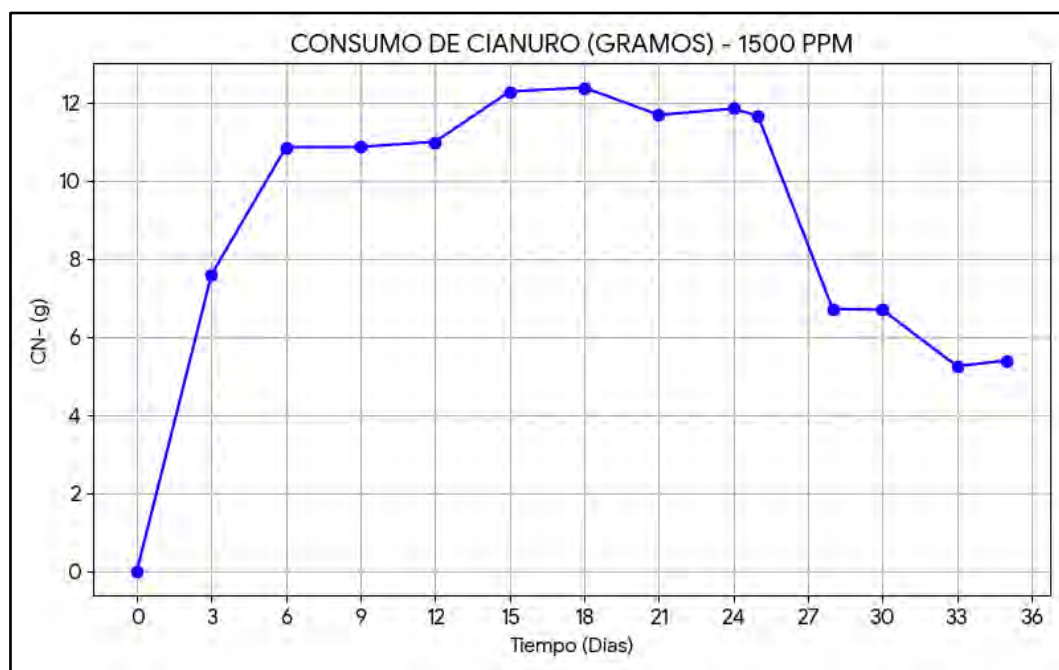
Consumo de cianuro 1500ppm

Consumo de CN-(g)-1500 ppm												
3 días	6 días	9 días	12 días	15 días	18 días	21 días	24 días	25 días	28 días	30 días	33 días	35 días
7.60	10.87	10.88	11.01	12.30	12.40	11.70	11.86	11.67	6.72	6.70	5.25	5.40

Nota. Fuente: Elaboración propia

Figura 7

Consumo de cianuro 1500ppm



Nota. En la figura anterior podemos apreciar el consumo de cianuro a los 30 días. Elaboración propia

CAPÍTULO VI:

ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE Y RESULTADOS

6.1. Determinamos las Variables Determinantes en la Extracción del Oro por el

Proceso de Lixiviación en Pilas (Heap Leaching).

Tabla 9

Resultados de las 8 pruebas metalúrgicas de lixiviación en columnas

Nº Prueba	Item	Ph	Granulometría (pulgadas)	Concentración NaCN (ppm)	Tiempo (días)	Ley Cabeza (g/TM)	Ley Ripio (g/TM)	% Extracción
1	C-1	11	1/2	500	25	4.442	2.103	52.652
2	C-2	11	3/4	500	25	4.442	2.023	54.468
3	C-3	11	1/2	1500	25	4.442	1.656	62.724
4	C-4	11	3/4	1500	25	4.442	1.755	60.485
5	C-5	11	1/2	500	35	4.442	1.931	56.534
6	C-6	11	3/4	500	35	4.442	1.965	55.756
7	C-7	11	1/2	1500	35	4.442	0.967	78.235
8	C-8	11	3/4	1500	35	4.442	1.045	76.482

Nota. En la tabla 9 muestra los datos de las 8 pruebas metalúrgicas de lixiviación. Elaboración propia.

Tabla 10

Resultados de las 2 pruebas replicas metalúrgicas de lixiviación en columnas, con variables intermedios

Nº Prueba	Item	pH	Granulometría (pulgadas)	Conc. de NaCN (ppm)	Tiempo (días)	Ley Cabeza (g/TM)	Ley Ripio (g/TM)	% Extracción
9	C-9	11	5/8	1000	30	4.442	1.533	65.482
10	C-10	11	5/8	1000	30	4.442	1.570	64.648

Nota. La tabla 10 nos muestra los datos de las 2 pruebas con variables intermedias metalúrgicas de lixiviación. Elaboración propia.

Los 8 ensayos realizados en la parte experimental, más las 2 réplicas, con diferentes variables señalan que a un mayor tiempo de lixiviación existe un mayor porcentaje de extracción.

Iniciando de un tiempo de 25 Días con granulometría de $\frac{1}{2}$ pulg. y concentración de 500ppm con una extracción de 60.125%, aumentamos el tiempo de 35 días con granulometría de $\frac{1}{2}$ pulg. y concentración de 1500ppm y obtener una extracción de 78.235% para una cierta cantidad de mineral que se usó.

En nuestra tabla 11, observamos el balance metalúrgico de los ensayos.

Tabla 11

Balance metalúrgico de las pruebas metalúrgicas por lixiviación.

Tiempo (días)	Granulo metria	pH	CONCENTRACIÓN (ppm)	Volumen Gastado AgNO3(ml)	AGREGADO		Ley Cabeza (g/TM)	Ley Ripio (g/TM)	Ley de Solución(mg/l)	% Extracción
					CaO (g)	NaCN (g)				
25	1/2	11	500	7.248	67.5	16.875	4.442	2.103	2.339	52.652
25	3/4	11	500	8.542	97.5	24.375	4.442	2.023	2.419	54.468
25	1/2	11	500	7.486	97.5	24.375	4.442	1.656	2.786	62.724
25	3/4	11	500	6.962	67.5	16.875	4.442	1.755	2.687	60.485
35	1/2	11	1500	20.464	67.5	50.625	4.442	1.931	2.511	56.534
35	3/4	11	1500	23.602	97.5	73.125	4.442	1.965	2.477	55.756
35	1/2	11	1500	21.824	67.5	50.625	4.442	0.967	3.475	78.235
35	3/4	11	1500	24.286	97.5	73.125	4.442	1.045	3.397	76.482
30	5/8	11	1000	22.542	82.5	38.5	4.442	1.533	2.909	65.482
30	5/8	11	1000	22.324	82.5	38.5	4.442	1.570	2.872	64.648

Nota. En la tabla 11 nos detalla el balance metalúrgico de las pruebas de lixiviación. El bajo porcentaje de recuperación en la mayoría de las pruebas es debido a que se trabajó con una granulometría mayor al de optimo, una menor concentración de cianuro de sodio y un tiempo menor al óptimo. Elaboración propia

6.2. Hallar el Modelo Matemático de la Optimización de la Extracción de Oro por el Proceso de Lixiviación en Columnas.

El diseño experimental se ejecuta con el propósito de alcanzar un modelo matemático que manifiesta la optimización de la extracción de oro que

Tabla 12

Niveles de operación de variables para las pruebas.

Item	Variables	Nivel Superior	Nivel Intermedio	Nivel Inferior
1	Concentración de cianuro (ppm)	1500	1000	500
2	Tiempo de lixiviación (Días)	35	30	25
3	Granulometría del mineral (pulgadas)	3/4	5/8	1/2

Nota. En la tabla 12 se puede identificar los valores máximos, mínimos e intermedios que son de utilidad para las pruebas. Elaboración propia

Tabla 13

Plan de pruebas experimentales por medio del diseño factorial 2^3 con dos réplicas

N° De Pruebas	Escala Codificada			Escala Natural		
	X1	X2	X3	A	B	C
1	-1	-1	-1	1/2"	500	25
2	1	-1	-1	3/4"	500	25
3	-1	1	-1	1/2"	1500	25
4	1	1	-1	3/4"	1500	25
5	-1	-1	1	1/2"	500	35
6	1	-1	1	3/4"	500	35
7	-1	1	1	1/2"	1500	35
8	1	1	1	3/4"	1500	35
9	0	0	0	5/8"	1000	30
10	0	0	0	5/8"	1000	30

Nota. La tabla 13 nos muestra todos los valores de las variables predictoras para los 10 ensayos con sus respectivos indicadores máximos, mínimos y los últimos pertenecen a los puntos medios. Elaboración propia.

Tabla 14*Condiciones operativas del diseño factorial*

Nº De Pruebas	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Granulometría (")	1/2"	3/4"	1/2"	3/4"	1/2"	3/4"	1/2"	3/4"	5/8"	5/8"
Conc. De Cianuro (ppm)	500	500	1500	1500	500	500	1500	1500	1000	1000
Tiempo (Días)	25	25	25	25	35	35	35	35	30	30

Nota. En la tabla 14 se puede observar las variables independientes con las condiciones operativas de diseño factorial. Elaboración propia

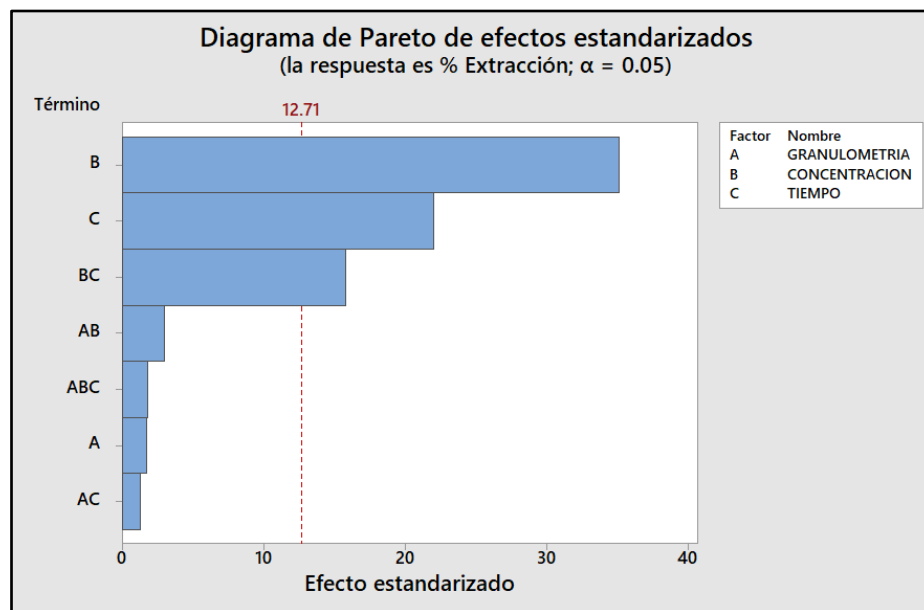
Tabla 15*Ajuste matricial del diseño factorial 2^3*

Nº de pruebas	Escala codificada			Escala natural			Y respuesta (%)
	X1	X2	X3	A	B	C	
1	-1	-1	-1	1/2"	500	25	52.652
2	1	-1	-1	3/4"	500	25	54.468
3	-1	1	-1	1/2"	1500	25	62.724
4	1	1	-1	3/4"	1500	25	60.485
5	-1	-1	1	1/2"	500	35	56.534
6	1	-1	1	3/4"	500	35	55.756
7	-1	1	1	1/2"	1500	35	78.235
8	1	1	1	3/4"	1500	35	76.482
9	0	0	0	5/8"	1000	30	65.482
10	0	0	0	5/8"	1000	30	64.648

Nota. En la tabla 15 logramos expresar la matriz del diseño factorial 2^3 y adicionalmente a ella se puso el valor indicado en porcentaje de la extracción de oro conseguido en cada prueba, con el objetivo de efectuar el sucesivo estudio de los resultados. Elaboración propia.

Figura 8

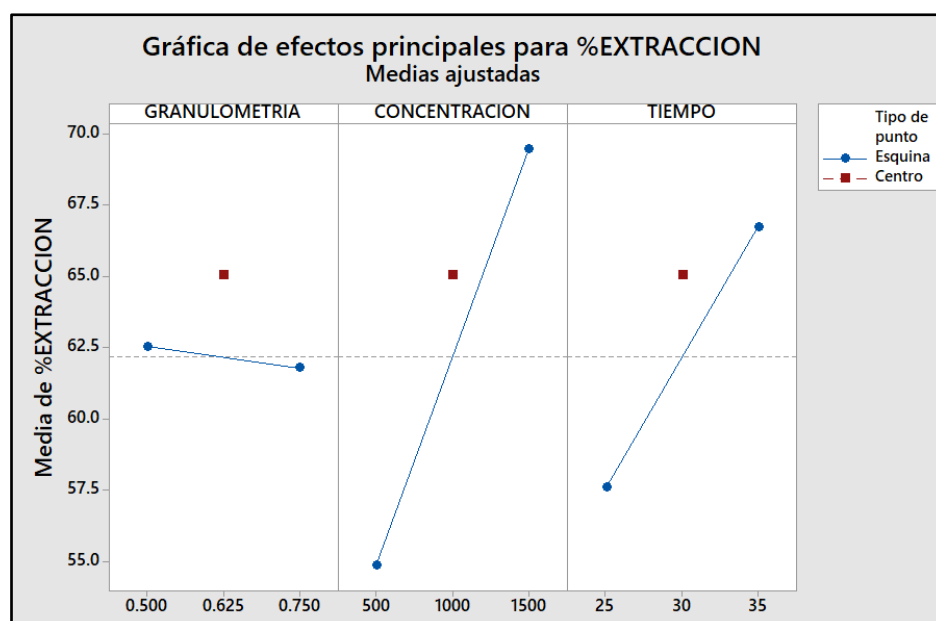
Diagrama de Pareto de Efectos Estandarizados



Nota: En la figura 8 el diagrama de Pareto nos faculta ver el nivel de incidencia de las variables de manera jerarquizada, en la cual se puede deducir que la concentración de cianuro, tiempo de lixiviación, así mismo la relación concentración-tiempo, poseen una elevada determinación en nuestro estudio. Elaboración propia.

Figura 9

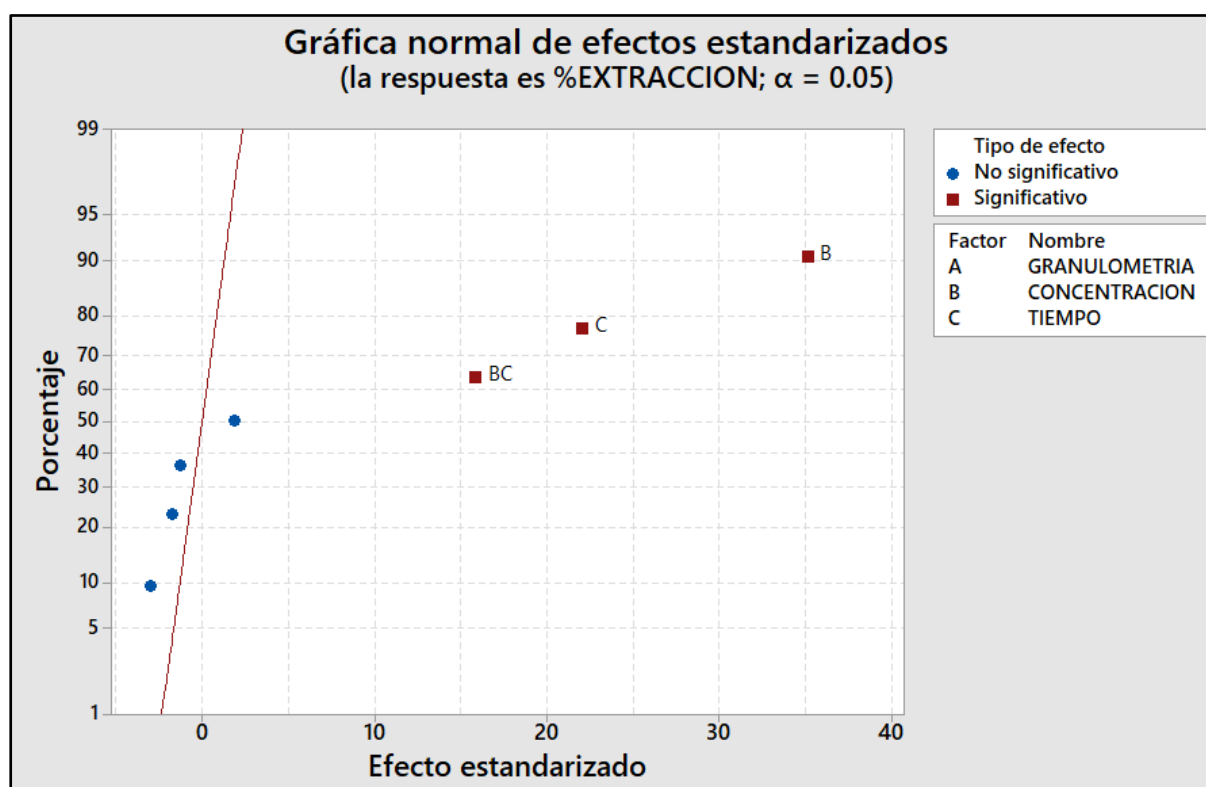
Grafica de Factoriales para el Porcentaje de extracción



Nota: La figura 9 nos muestra el tipo y grado de efecto de nuestros valores en el evento, en el cual observamos que la granulometría posee una inclinación negativa, entre tanto la concentración de cianuro posee una pendiente positiva más evidente a diferencia del tiempo que tiene una inclinación positiva menor. Elaboración propia.

Figura 10

Gráfica de Efectos Estandarizados



Nota: En la figura 10 observamos que Mediante la gráfica se puede inferir que los factores B, C y BC tienen una alta incidencia, mientras que los demás factores tienen importancia menor. Elaboración propia.

Tabla 16

Efecto estimado para la disminución del porcentaje de extracción en unidades codificadas.

Término	Efecto	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		62.167	0.209	298.16	0.002	
GRANULOMETRIA	-0.738	-0.369	0.209	-1.77	0.327	1.00
CONCENTRACION	14.629	7.314	0.209	35.08	0.018	1.00
TIEMPO	9.169	4.585	0.209	21.99	0.029	1.00
GRANULOMETRIA*CONCENTRACION	-1.257	-0.629	0.209	-3.02	0.204	1.00
GRANULOMETRIA*TIEMPO	-0.527	-0.264	0.209	-1.26	0.426	1.00
CONCENTRACION*TIEMPO	6.585	3.292	0.209	15.79	0.040	1.00
GRANULOMETRIA*CONCENTRACION*TIEMPO	0.770	0.385	0.209	1.85	0.316	1.00
Pt Ctral		2.898	0.466	6.22	0.102	1.00

Nota: en la tabla 16 se observa los coeficientes codificados del modelo matemático para la extracción del oro. Elaboración propia

Tabla 17

Análisis de varianza (ANOVA)

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	8	702.318	87.790	252.43	0.049
Lineal	3	597.266	199.089	572.46	0.031
GRANULOMETRIA	1	1.091	1.091	3.14	0.327
CONCENTRACION	1	428.015	428.015	1230.71	0.018
TIEMPO	1	168.159	168.159	483.53	0.029
Interacciones de 2 términos	3	90.429	30.143	86.67	0.079
GRANULOMETRIA*CONCENTRACION	1	3.163	3.163	9.09	0.204
GRANULOMETRIA*TIEMPO	1	0.555	0.555	1.60	0.426
CONCENTRACION*TIEMPO	1	86.711	86.711	249.33	0.040
Interacciones de 3 términos	1	1.186	1.186	3.41	0.316
GRANULOMETRIA*CONCENTRACION*TIEMPO	1	1.186	1.186	3.41	0.316
Curvatura	1	13.437	13.437	38.64	0.102
Error	1	0.348	0.348		
Total	9	702.666			

Nota: la tabla 17 presenta los resultados del análisis de varianza (ANOVA) aplicado a la extracción del oro. Elaboración propia

Tabla 18*Resumen de modelo*

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)
0.589727	99.95%	99.55%

6.3. Ecuación del Modelo Matemático

- a) Considerando cada una de las variables y sus interacciones obtenemos la siguiente expresión matemática:

Ecuación de regresión (en unidades No codificadas)

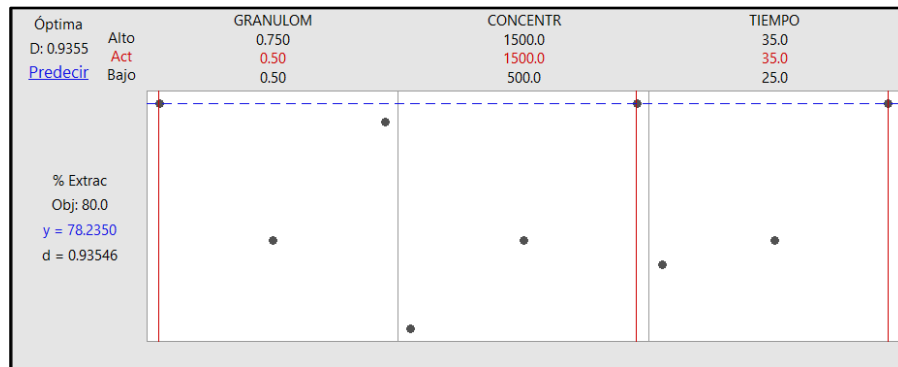
$$\begin{aligned}
 \% \text{ Extracción} = & 24.1 + 56.7 \text{ GRANULOMETRIA} + 0.0045 \text{ CONCENTRACION} + 0.634 \text{ TIEMPO} \\
 & - 0.0470 \text{ GRANULOMETRIA} * \text{CONCENTRACION} - 1.654 \text{ GRANULOMETRIA} * \text{TIEMPO} \\
 & + 0.000547 \text{ CONCENTRACION} * \text{TIEMPO} \\
 & + 0.001232 \text{ GRANULOMETRIA} * \text{CONCENTRACION} * \text{TIEMPO} \\
 & + 2.898 \text{ Pt Ctral}
 \end{aligned}$$

Tabla 19*Factores óptimos para llegar a la máxima extracción de 78.235% con certeza del 95%.*

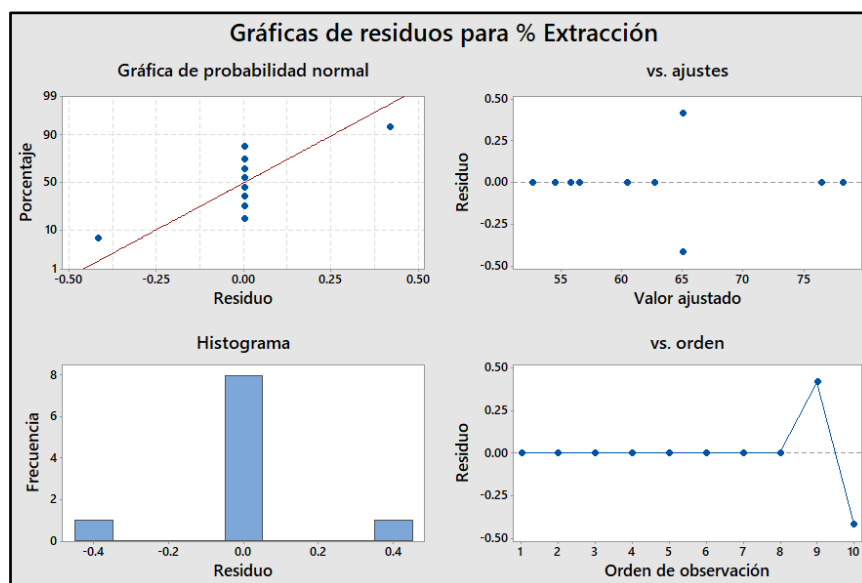
Variable	Valor de configuración			
GRANULOMETRIA	0.5			
CONCENTRACION	1500			
TIEMPO	35			

Respuesta	Ajuste	EE de ajuste	IC de 95%	IP de 95%
%EXTRACCION	78.235	0.590	(70.742; 85.728)	(67.638; 88.832)

Nota. elaboración propia

Figura 11*Grafica de Optimización*

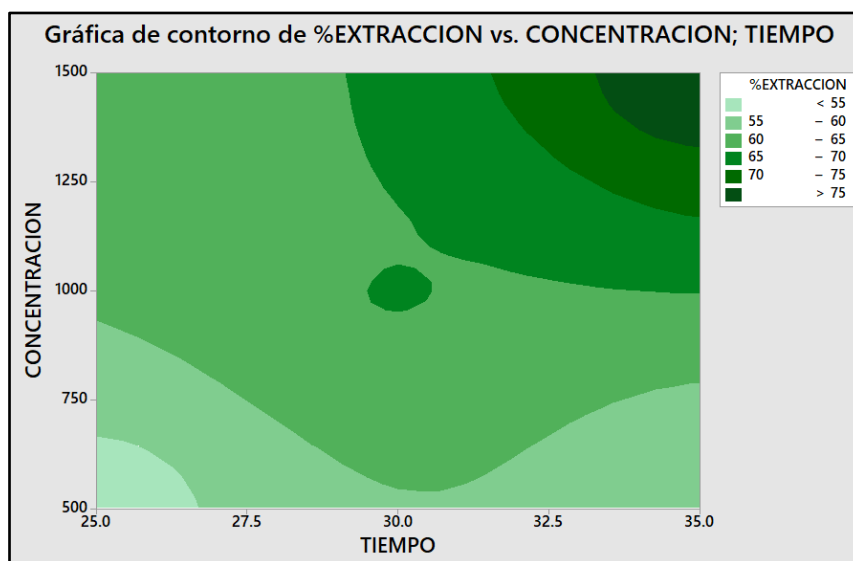
Nota: en la figura 11 observamos que bajo los valores que proporcionan el resultado más óptimo para el proceso de lixiviación son: la granulometría (A) sea igual a 0.50 pulgadas, una concentración de cianuro de sodio (B) de 1500 pmm y un tiempo de lixiviación (C) de 35. Elaboración propia.

Figura 12*Grafica de Residuos*

Nota: En la figura 12 observamos que nuestro base de datos tiene una distribución normal, en cambio las gráficas vs ajuste vs orden nos permiten observar la presencia de sesgo y/o conductas anormales el cual nos señala que la investigación es aleatoria. Elaboración propia.

Figura 13

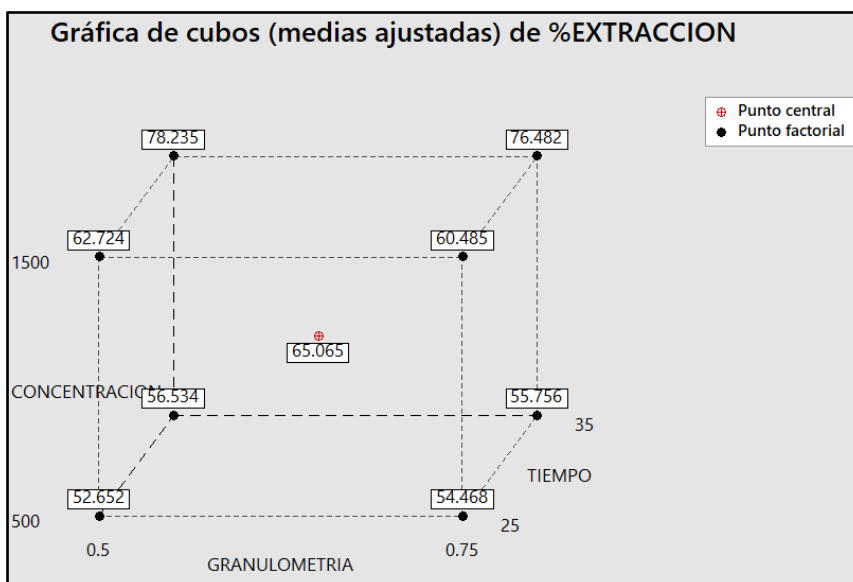
Gráfica de contornos de extracción vs concentración y tiempo.



Nota: En la figura 13 se aprecia las regiones en el cual se pueden obtener extracciones de oro altas, intermedias y bajas. Elaboración propia.

Figura 14

Gráfica de cubos



Nota: En la figura 14 Las gráficas nos señalan las medidas ajustadas de extracción, donde se vinculan las tres variables con sus puntos altos y bajos. Elaboración propia.

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

La investigación permitió evaluar la extracción de oro de 78.235% mientras tanto (Idme, 2019) obtuvo una recuperación de 96.15% en proceso de lixiviación, esto se debe a que Idme trabajo con su mínima granulometría de 85% -200mallas, en ambos casos se evidencia a menor granulometría se obtiene una buena recuperación.

La concentración de cianuro de sodio usado en nuestro proceso es de 1500 ppm mientras tanto (Morales y Choque, 2018) ha usado una concentración de cianuro de 1500 ppm que a mayor concentración se obtiene una buena recuperación en el proceso de lixiviación.

El tiempo de extracción metalúrgica de oro es de 35 días en nuestro proceso mientras (Romero, 2020) obtuvo una mayor recuperación al aumentar el tiempo a 48 horas, ambos estudios afirman que a mayor tiempo de extracción se obtiene una buena recuperación en el proceso de lixiviación en pilas.

CONCLUSIONES

1. Se logró determinar la recuperación más óptima de 78.235% en la extracción de oro en nuestro proceso de lixiviación en pilas.
2. La granulometría más adecuada resultó ser de $\frac{1}{2}$ pulgada de nuestros rangos evaluados en el proceso de lixiviación en pilas.
3. La concentración de cianuro más óptimo es de 1500 ppm en nuestros rangos evaluados en el proceso de lixiviación en pilas.
4. El tiempo de lixiviación más adecuado es de 35 días en nuestros rangos evaluados en el proceso de lixiviación en pilas.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda evaluar los parámetros minuciosamente para obtener una extracción superior al de nuestro proceso de lixiviación en pilas.
2. Se recomienda trabajar con una granulometría menor a ½ pulgada en el proceso de lixiviación en pilas.
3. Se recomienda trabajar con una concentración de cianuro de sodio mayor a 1500ppm en el proceso de lixiviación en pilas.
4. Se recomienda aumentar el tiempo de cianuración superior al de 35 días en el proceso de lixiviación en pilas.

MATRIZ DE CONSISTENCIA

EXTRACCIÓN DE ORO MEDIANTE EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN EN PILAS A PARTIR DE LOS MINERALES AURÍFEROS DEL YACIMIENTO CALPA, PROVINCIA CARAVELI-REGION AREQUIPA

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Variable dependiente	Metodología
¿Cuál es el porcentaje de extracción de oro que se logra mediante el proceso de lixiviación en pilas aplicado a los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí, región Arequipa?	Determinar el porcentaje de extracción de oro que se logra mediante el proceso de lixiviación en pilas aplicado a los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí, -región Arequipa.	El porcentaje de extracción de oro será mayor a 70 % que se logra mediante el proceso de lixiviación en pilas aplicado a los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí, región Arequipa.	Extracción de oro (%)	ENFOQUE: Cuantitativo TIPO: Experimental NIVEL: Explicativo DISEÑO: Experimental: Diseño Factorial 2 ³
Problema específico	Objetivos específicos	Hipótesis específica	Variables independientes	
¿Cuál es la granulometría ideal del mineral en la extracción de oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa?	Analizar la granulometría ideal del mineral en la extracción de oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa.	La granulometría ideal del mineral en la extracción de oro será menor a ¾ pulgada en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa.	Granulometría del mineral	POBLACIÓN: Minerales del yacimiento Calpa MUESTRA: 100Kg TÉCNICAS INSTRUMENTOS: Observación Ensayos de laboratorio diseño factorial Excel
¿Cuál es la concentración de cianuro ideal para extraer oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa?	Evaluar la concentración de cianuro ideal para extraer oro en el proceso de lixiviación en pilas a partir de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa.	La concentración de cianuro ideal para extraer oro será mayor a 1500 ppm en el proceso de lixiviación en pilas a partir de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí- región Arequipa.	Concentración de cianuro de sodio en la solución	Procedimiento Se realizarán pruebas de lixiviación en columna bajo distintas combinaciones de granulometría y concentración de la solución lixivante. El diseño experimental incluirá la evaluación de la interacción entre estas variables, midiendo el porcentaje de oro recuperado y la cantidad de PLS generado.
¿Qué tiempo de cianuración es el adecuado en la extracción de oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa?	Definir el tiempo de cianuración adecuado en la extracción de oro en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa.	El tiempo de cianuración adecuado en la extracción de oro sera mayor a 35 días en el proceso de lixiviación en pilas de los minerales auríferos del yacimiento Calpa, provincia Caravelí-región Arequipa.	Tiempo de lixiviación	

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Ballester, A., Verdeja, L. F., & Sancho, j. (2000). *Metalurgia Extractiva* (Vol. 1). Madrid: Sintesis.
- Coila Ramirez, R. C. (2012). *Lixiviación de Relaves Oxidados de Cobre y Oro de la Minería Manuela Ite-Tacna*. Tacna: Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann.
- David. (2017). *Elucion de carbon activadoV*.
- Fernández, S. I. (2007). *Optimización del proceso de lixiviación clorurante en medio ácido oxidante de concentrados sulfurados de cobre*. Lima, Peru: Universidad Nacional Mayor de san Marcos. Obtenido de <https://cybertesis.unmsm.edu.pe/backend/api/core/bitstreams/724f7fca-4f9c-46ed-a0f2-5cc297448888/content>
- Free, M. L. (2013). *Hydrometalurgy Fundamentals and Applications*. Hoboken, New Jersey, Estados unidos: Jhon Wiley e Sons.
- Gy, P. (1982). *Sampling of Particulate Materials: Theory and Practice*. Nueva York: Elsevier Scientific Publishing Company.
- Habashi, F. (1986). *Principios de Metalurgia Extractiva*. Nueva York: Gordon and Breach Science.
- Idme, j. (2019). Optimización del proceso de cianuración en la compañoa Arasqui Caraveli. Obtenido de <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/87fd9d1c-16ea-475d-a18c-7d0890f44a3f/content>
- Jordan. (2022). *Introduccion a la Metalurgia*. Mexico: Gordon and Breach.
- Levenspiel, O. (1987). *Ingenieria de la Reacciones Quimicas*. Barcelona, España: Reverté.
- Marsden, J. O., & House, L. C. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction*. Littleton, colorado, Estados: Society for Mining, Metallurgy e Exploration.
- Misari, F. S. (1993). *Metalurgia del Oro*. Lima: San Marcos.

- Morales, S., & Choque, E. (2018). Optimización del proceso de lixiviación en la recuperación de oro, en Minera IRL Unidad Corihuarmi 2018. Obtenido de <https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/4920/Choque%20Ingaruca%20-%20Morales%20Urbano.pdf?sequence=1&isAllowed=y>
- Munganyinka, J., Habinshuti, J., Charles, b., Uwamungu, P., Tanvar, H., Ofori, G., . . . Shuey, S. (2022). Optimization of Gold Dissolution Parameters in Acidified Thiourea Leaching Solution with Hydrogen Peroxide as an Oxidant: Implications of Roasting Pretreatment Technology. Obtenido de <https://www.mdpi.com/2075-4701/12/10/1567>
- Muñoz Portero, M. J. (2011). *Características y Usos de los Diagramas de Pourbaix*. Valencia: Universidad Politecnica de Valencia.
- Narvasta, I. (2018). Estudio de la cinética relativa de los procesos de lixiviación de los minerales de oro por cianuración y por tiosulfato. Obtenido de <https://repositorio.unjfsc.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14067/2536/ESPINOZA%20HUAMAN%20JULIO.pdf?sequence=2&isAllowed=y>
- Ramírez, G., & Villegas, V. (2018). Estudio comparativo de recuperación de oro, mediante dos procesos de lixiviación: cianuración y pretratamiento con NaC. Obtenido de <https://www.dspace.espol.edu.ec/bitstream/123456789/47433/1/D-CD70356.pdf>
- Romero, J. (2020). *Extracción de Oro mediante el Proceso de Lixiviación con el Reactivo Sandioss del Yacimiento Minero Chocrocoña, Llusco – Chumbivilcas, Región Cusco*. Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco.
- Ruiz, J., López, C., Carmona, M., & Bolívar, W. (2019). Modelamiento estadístico y optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero. Obtenido de http://www.scielo.org.co/scielo.php?script=sci_arttext&pid=S0121-11292019000400033

- Saldaña, M., Toro, N., Castillo, J., Hernández, P., & Navarra, A. (2019). Optimización del proceso de lixiviación en pilas mediante cambios en los modos de operación y simulación de eventos discretos. Obtenido de <https://www.mdpi.com/2075-163X/9/7/421>
- sampieri, R. H. (2014). *Metodología de la Investigación*. Ciudad de Mexico: Mc Graw Hill.
- Vilcapoma Juño, J. R. (2021). *Optimización de la recuperación y modelamiento de las variables operativas que afectan el circuito de lixiviación con cianuro de la planta de procesamiento de oro de Ares utilizando un modelo CCD*. Tesis, Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú. Obtenido de https://repositorio.uncp.edu.pe/bitstream/handle/20.500.12894/6769/T010_43705712_M.pdf?sequence=1&isAllowed=y
- Yañez Carriel, B. M. (2021). *Estudio de la Recuperación de los Contenidos Sulfurados de Cobre Presentes en Concentrados de Flotación de este Metal Mediante Proceso de Lixiviación Oxidativa en Medio Clorurado y Medio Sulfatado Asistido por Ioduro*. Santiago: Universidad de Chile.

ANEXOS

Fotografía 1

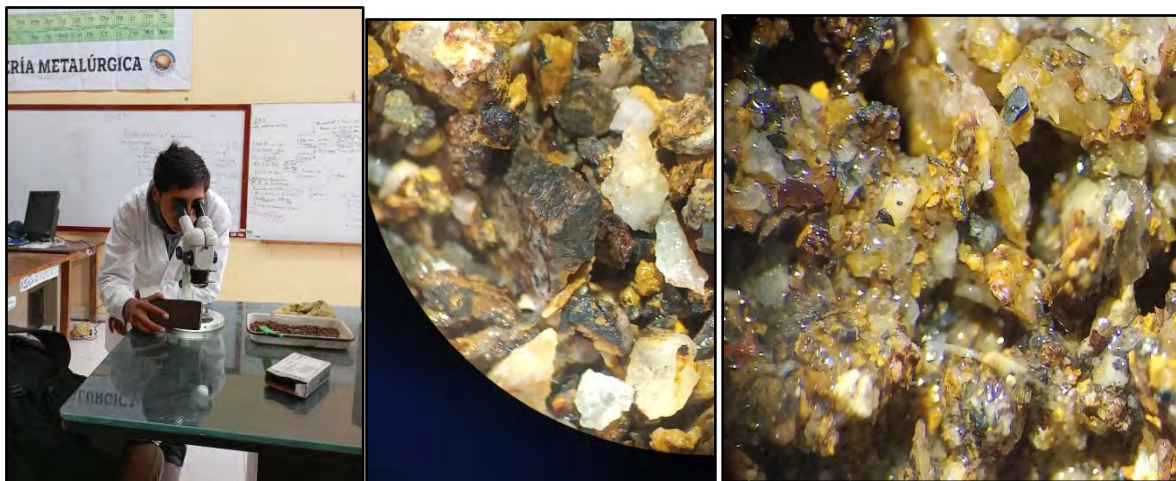
Mineral de 3 pulgadas a 5 pulgadas llevados para el análisis.



Nota. Elaboración propia

Fotografía 2

Análisis microscópico de la muestra de oro.



Nota. Elaboración propia

Fotografía 3

Conminución del mineral en laboratorio de la E.P. ing. Metalúrgica.



Nota. Elaboración propia

Fotografía 4

Clasificación de mineral chancado a 1/2pulg, 5/8pulg y 3/4 pulg.



Nota. Elaboración propia

Fotografía 5

Determinación de la densidad aparente.



Nota. Elaboración propia

Fotografía 6

Titulación del proceso y adición de reactivos cada 3 días.



Nota. Elaboración propia

Fotografía 7

Obtención de muestras PLS y ripio del mineral.



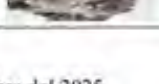
Nota. Fuente: Elaboración propia

Fotografía 8

Caracterización mineralógica del mineral de oro.

Composición Mineralógica de Muestras de Roca Ferruginosa-Aurífera del Yacimiento Calpa, Provincia de Caraveli Region Arequipa

La siguiente tabla muestra una estimación de la composición mineralógica de las muestras observadas en campo. Los porcentajes son aproximados y se basan en la inspección macroscópica, combinada con valores típicos de vetas de cuarzo ferruginosas con oro. Para resultados exactos se recomienda análisis de laboratorio (FRX, DRX, ensayo al fuego).

Mineral / fase	Fórmula química	% estimado (rango)	% ejemplo (modelo)	Observaciones	Foto
Cuarzo	SiO_2	60 - 80 %	70.0 %	Vetas blancas, translúcidas; matriz principal.	
Limonita	$\text{FeO(OH)} \cdot n\text{H}_2\text{O}$	8 - 20 %	15.0 %	Producto de alteración de sulfuros; color amarillo-ocre.	
Goethita	FeO(OH)	3 - 8 %	6.0 %	Hidróxido de hierro y recubrimientos.	
Hematita	Fe_2O_3	1 - 4 %	4.0 %	tonalidades rojizas, marrones.	
Sulfuros (pirita, arsenopirita, etc.)	FeS_2 ; FeAsS	2 - 5 %	3.5 %	Zonas oscuras, metálicas, parcialmente oxidados.	
Materia silto-arcillosa / cemento	—	0 - 5 %	1.0 %	Material secundario de alteración.	
Oro nativo	Au	trazas - 0.001 %	0.00044 %	Microinclusiones en cuarzo, asociadas a sulfuros.	
Otros	—	0 - 2 %	0.06 %	Fases menores como cuarzo microcristalino, epidota, etc.	

Yacimiento: Tipo Epitermal de Oro (Au) de Baja sulfuración.

Cusco 08 de octubre del 2025


 COLEGIO DE INGENIEROS DEL PERÚ
 CONSEJO DEPARTAMENTAL CUSCO
 Ing. ROSA CRUZ GARCÉS
 INGENIERA GEÓLOGA
 CIP 308991

Nota. Elaboración propia

Fotografía 9

Resultados de análisis químico de mineral de oro (ley de cabeza).



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú

INFORME DE ENSAYO LAS01-MN-25-16851

Fecha de emisión: 26/08/2025 14:36:22

Clave generada : 11E231CD

Página 1 de 1

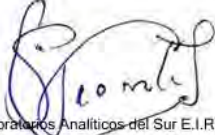
Señores: JUAN ROLANDO QUISPE PUMA
Dirección: CUSCO
Atención: JUAN ROLANDO QUISPE PUMA
Recepción: 23/08/2025
Realización: 25/08/2025
Observación: El Laboratorio no realiza la toma de muestra.

Métodos ensayados

*557 Método de ensayo a fuego para oro newmont por absorción atómica

Código Interno L.A.S.	(c) Nombre de Muestra	(c) Procedencia de Muestra	(c) Descripción de Muestra	*557					
				Malla +200		Malla -200		Au	
				%#	g/TM	%#	g/TM	g/TM	oz/TC
MN25027090	MUESTRA 1	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	4,75	4,88	95,25	4,42	4,442	0,12959

Fin del informe


Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
Sixto Vicente Juárez Neira
Gerente General
Ing. Químico CIP 19474

Nota. Fuente: Elaboración propia

Fotografía 10

Resultados de análisis químico de mineral de oro (ley de ripio).



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú

INFORME DE ENSAYO LAS01-MN-25-22278

Fecha de emisión: 25/10/2025 18:33:38

Clave generada : 9F5D83BA

Página 1 de 1

Señores: UBER CHILO MOLLO
Dirección: AREQUIPA
Atención: UBER CHILO MOLLO
Recepción: 22/10/2025
Realización: 22/10/2025
Observación: El Laboratorio no realiza la toma de muestra.

Métodos ensayados

*551 Método de ensayo a fuego para oro por reconocimiento absorción atómica

Código Interno L.A.S.	(c) Nombre de Muestra	(c) Procedencia de Muestra	(c) Descripción de Muestra	*551	
				Au	
				g/TM	oz/TC
MN25036212	C-01	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	2.103	0.0673
MN25036213	C-02	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	2.023	0.0647
MN25036214	C-03	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	1.656	0.0530
MN25036215	C-04	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	1.755	0.0562
MN25036217	C-05	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	1.931	0.0618
MN25036218	C-06	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	1.965	0.0629
MN25036219	C-07	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	0.967	0.0310
MN25036220	C-08	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	1.045	0.0334
MN25036221	C-09	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	1.533	0.0491
MN25036222	C-10	No proporcionado por el cliente.	Mineral Granulado	1.570	0.0502

----- Fin del informe -----


 Laboratorios Analíticos del Sur E.I.R.L.
 Sixto Vicente Juárez Neira
 Gerente General
 Ing. Químico CIP 19474

Nota. Elaboración propia