

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN ANTONIO ABAD DEL CUSCO

FACULTAD DE INGENIERÍA DE PROCESOS

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA QUÍMICA



TESIS

**EVALUACIÓN EXPERIMENTAL DE LA RECUPERACIÓN DE
ORO Y PLATA MEDIANTE CIANURACIÓN DE RELAVES DE LA
MINA LA RINCONADA (PUNO), UTILIZANDO EL MÉTODO DE
ENSAYO AL FUEGO**

PRESENTADO POR:

Br. WHILIAN QUISPE CHUQUIHUANCA

Br. YOEL ELVIS AGUILAR MORALES

**PARA OPTAR AL TÍTULO PROFESIONAL
DE INGENIERO QUÍMICO**

ASESOR:

Mgt. FANNY VIRGINIA BEJAR UGARTE

CUSCO – PERÚ

2026



Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco

INFORME DE SIMILITUD

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

La que suscribe, la **Asesora Mgt. FANNY VIRGINIA BÉJAR UGARTE**
quien aplica el software de detección de similitud al trabajo de investigación/tesis titulada:

**"EVALUACIÓN EXPERIMENTAL DE LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE CIANURACIÓN DE RELAVES
DE LA MINA LA RINCONADA (PUNO), UTILIZANDO EL MÉTODO DE ENSAYO AL FUEGO",**

Presentado por: AGUILAR MORALES, YOEL ELVIS DNI N° 76244911

Presentado por: QUISPE CHUQUIHUANCA WHILIAN DNI N° 71837504

Para optar el título Profesional/Grado Académico de INGENIERO QUÍMICO

Informo que el trabajo de investigación ha sido sometido a revisión por 01 vez, 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 **6 %**.

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.	X
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, 10 de septiembre de 2026


Firma

Post firma: FANNY VIRGINIA BÉJAR UGARTE

Nro. de DNI 23873022

ORCID del Asesor: 0000-0002-1066-5255

Se adjunta:

1. Reporte generado por el Sistema Antiplagio.
2. Enlace del Reporte Generado por el Sistema de Detección de Similitud:
<https://unsaac.turnitin.com/viewer/submissions/oid:27259:622916296?locale=es-MX>

Aguilar Yoel- Quispe Whilian

Evaluación experimental de la recuperación de oro y plata mediante cianuración de relaves la mina La Rinconada (Puno)...

 Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trn:oid:::27259:622916296

177 páginas

Fecha de entrega

10 sep 2026, 8:36 p.m. GMT-5

34.410 palabras

174.770 caracteres

Fecha de descarga

10 sep 2026, 8:46 p.m. GMT-5

Nombre del archivo

Tesis ELVIS A.- WHILIAM Q..docx

Tamaño del archivo

7.3 MB

6% 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 10 palabras)

Fuentes principales

- 5%  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

En cumplimiento con lo establecido en el Reglamento de Grados y Títulos vigente de la Facultad, tenemos el honor de presentar la tesis intitulada:

“EVALUACIÓN EXPERIMENTAL DE LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE CIANURACIÓN DE RELAVES DE LA MINA LA RINCONADA (PUNO), UTILIZANDO EL MÉTODO DE ENSAYO AL FUEGO”, con la finalidad de optar al título profesional de INGENIERO QUÍMICO.

DEDICATORIA

Dedico esta tesis a Dios, por ser mi roca, mi fortaleza y mi luz en los momentos más difíciles de este camino. A mis padres, José y Florencia, quienes, con su amor incondicional, sacrificios y fe ciega, transformaron sus esfuerzos en el gran sueño que hoy hago realidad, porque este título es tan suyo como mío. A mi amada hija, Allisson Luana, el motor de mi vida y mi más grande inspiración para ser mejor cada día y la razón de cada uno de mis esfuerzos. A mi novia, Margot, por su amor, paciencia y apoyo incondicional en cada desvelo. A mi hermano, Braulio, por ser mi brazo derecho y su apoyo constante; y a mis hermanas, Sonia y Ovalia, por ser mi refugio, mi alegría y mi respaldo constante en cada etapa de este trayecto.

Aguilar Morales Yoel Elvis

Dedico la presente tesis a Dios, por brindarme fortaleza y esperanza a lo largo de este camino y sostenerme en los momentos difíciles, y a mis padres, Modesta Chuquihuanca Cama y Sandro Quispe Astete, quienes, con su apoyo incondicional, esfuerzo y sacrificios, hicieron posible que hoy cumpla este gran sueño. Su confianza en mí ha sido mi mayor motor. Asimismo, a mi hermana, Mirian Quispe Chuquihuanca, por ser mi refugio y mi alegría constante en cada etapa de este camino.

Quispe Chuquihuanca Whilian

AGRADECIMIENTO

Expreso mi más profundo agradecimiento a mi asesora, la Mgtr. Fanny Virginia Béjar Ugarte, por su valiosa guía, paciencia, exigencia y conocimientos compartidos, los cuales fueron fundamentales para el desarrollo y culminación de esta investigación. Mi profunda gratitud al cuerpo docente de la Escuela Profesional de Ingeniería Química de la UNSAAC: han sido el pilar fundamental para mi transformación de estudiante a profesional. Gracias por inspirarme a buscar la excelencia. De manera muy especial, agradezco a mis padres, José y Florencia, por sus sacrificios y apoyo incondicional. A mi novia, Margot, y a mis hermanos, Braulio, Sonia y Ovalia, por su respaldo constante y por ser mi soporte en todo momento. Finalmente, a mi hija, Allisson Luana, el regalo más grande de mi vida, por ser la luz y la motivación diaria que me impulsó a alcanzar esta meta profesional.

Aguilar Morales Yoel Elvis

Agradezco en primer lugar a mi Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco, por abrirme las puertas a una formación profesional de calidad y permitirme crecer en sus aulas. A mi asesora de tesis, la Mgtr. Fanny Virginia Béjar Ugarte, por su valiosa guía, paciencia y conocimiento compartido, los cuales fueron fundamentales para el desarrollo de esta investigación. De manera muy especial, agradezco a mis padres, Modesta Chuquihuanca Cama y Sandro Quispe Astete, por su amor incondicional, su apoyo económico y moral, y por ser el motor que me impulsó a seguir adelante en los momentos de mayor presión. A mi hermana, Mirian Quispe Chuquihuanca, por su paciencia, sus palabras de aliento y por estar siempre presente.

Quispe Chuquihuanca Whilian

INDICE

PRESENTACIÓN	V
DEDICATORIA	VI
AGRADECIMIENTO.....	VII
INDICE DE FIGURAS.....	XIV
INDICE DE TABLAS.....	XV
GLOSARIO	XVIII
RESUMEN.....	XX
ABSTRACT	XXI
1CAPÍTULO I: GENERALIDADES.....	18
Introducción.....	18
1.1 Planteamiento del Problema.....	19
1.1.1 Descripción del Problema	19
1.1.2 Problema General.....	20
1.1.3 Problemas Específicos.....	20
1.2 Justificación de la Investigación	20
1.2.1 Justificación técnica	21
1.2.2 Justificación económica	21
1.2.3 Justificación ambiental.....	21
1.2.4 Justificación social	22
1.3 Objetivos.....	22
1.3.1 Objetivo General.	22
1.3.2 Objetivo Específicos:	22
2CAPÍTULO II: MARCO TEORICO	24
2.1 Antecedentes de la investigación	24
2.1.1 Análisis Crítico de los Antecedentes.....	29
2.1.2 Ubicación de la Mina La Rinconada	30
2.2 Marco Conceptual	31
2.2.1 El Oro.....	31

2.2.2 La plata.....	32
2.2.3 Ley del Oro y Plata	32
2.2.4 Relaves de la mina La Rinconada	33
2.2.5 Análisis químico por método de ensayo al fuego (Fire assay).....	33
2.2.6 Muestreo del relave de la mina La Rinconada	33
2.2.7 Preparación Mecánica	34
2.2.8 Dosificación de muestra de relave	34
2.2.9 Fundente.....	35
2.2.10 Componentes del fundente.....	36
2.2.11 Componentes para la Fundición.....	39
2.2.12 Fundición.....	41
2.2.13 Fundición del dore.....	44
2.2.14 Copelación.....	45
2.2.15 Ataque químico	46
2.2.16 Componentes para procesos del ataque químico	47
2.2.17 Calcinación.....	48
2.2.18 Pesado en ultra micro balanza.....	48
2.2.19 Hidrometalurgia.....	49
2.2.20 Lixiviación por agitación	49
2.2.21 Cianuración	50
2.2.22 Reactivos en el proceso de cianuración.....	51
2.3 Bases Teóricas.....	53
2.3.1 Protocolo y Justificación Técnica del Muestreo de Minerales.....	53
2.3.2 Química de la Cianuración.....	54
2.3.3 El Modelo de Elsner desde la Perspectiva Electroquímica	55
2.3.4 Factores que afectan la disolución de oro	56
2.3.5 Termodinámica de la cianuración	58
2.3.6 Mecanismo electroquímico	60

2.3.7 Cinética de la reacción	62
2.3.8 Consumo de cianuro libre	64
2.3.9 Descomposición de soluciones de cianuro.....	65
2.3.10 Mecanismo Electroquímico de Kudryk y Carrahe.....	66
2.3.11 Fenómenos de Transferencia de Masa	66
2.3.12 Principio de Balance de Materia	67
2.3.13 Diseño compuesto central (DCC)	68
2.4 Hipótesis de la Investigación.....	74
2.4.1 Hipótesis general.....	74
2.4.2 Hipótesis específicas	74
2.5 Variables.....	74
2.5.1 Variables Dependientes.....	74
2.5.2 Variables Independientes	75
2.5.3 Variables intervinientes.....	75
3CAPÍTULO III: MATERIALES Y MÉTODOS.....	76
3.1 Marco Metodológico.....	76
3.1.1 Método de Investigación	76
3.1.2 Tipo y Diseño de Investigación.....	76
3.1.3 Tipo de Diseño Experimental.....	76
3.1.4 Plan de Análisis de Datos.....	77
3.2 Población	77
3.3 Muestra.....	77
3.4 Equipos y Reactivos para Ensayo al Fuego.....	78
3.4.1 Equipos.....	78
3.4.2 Reactivos	78
3.4.3 Instrumentos	79

3.5 Equipos, materiales, reactivos para la cianuración.....	79
3.5.1 Materiales.....	79
3.5.2 Equipos.....	80
3.5.3 Reactivos para cianuración.....	80
3.6 Diseño experimental	80
3.7 Pruebas experimentales.....	81
3.8 Prueba para obtener la ley del Oro (Au)	83
3.8.1 Área de Preparación Mecánica.....	83
3.8.2 Área de dosificación de la muestra	84
3.8.3 Área de fundición.....	85
3.8.4 Área de Copelación	86
3.8.5 Área de Ataque Químico (Digestión).....	87
3.9 Cálculos para obtención de la ley del oro	88
3.9.1 Ley de oro fino.....	88
3.9.2 Ley de oro grueso.....	89
3.10 Cálculos para obtención la ley de la plata	90
3.10.1 Ley de la plata.....	90
3.10.2 Análisis comparativo de las leyes de cabeza de oro y plata.....	91
3.11 Análisis Metalúrgico.....	91
3.11.1 Determinación granulométrica del relave mediante malla #200	94
3.11.2 Cálculo de la cantidad de cianuro de sodio (NaCN).....	94
3.11.3 Determinación de soda caustica (NaOH).....	94
3.11.4 Cálculo de consumo de cianuro de sodio.....	95
3.11.5 Titulación para la recuperación de oro (Au)	100
3.11.6 Titulación para la recuperación de plata (Ag).....	114
4CAPÍTULO IV: RESULTADOS.....	117

4.1 Pruebas metalúrgicas para el oro.....	117
4.1.1 Cálculo del Balance Metalúrgico	118
4.2 Balance metalúrgico general para el oro	119
4.3 Balance metalúrgico general la plata.....	120
4.4 Pruebas experimentales del Diseño Compuesto Central (DCC) para Oro (Au).....	121
4.5 matriz de diseño compuesto central del oro	124
4.6 Análisis de Varianza Anova del oro	125
4.7 Efecto estandarizado para el oro.....	126
4.8 Recuperación del oro y ecuación de regresión	128
4.9 Evaluación experimental de la recuperación de oro	130
4.10 Gráficas y análisis de residuos para la recuperación de oro	131
4.11 Pruebas experimentales del Diseño Compuesto Central (DCC) para Plata (Ag)	135
4.12 Matriz del diseño compuesto central para la plata	140
4.13 Análisis de Varianza Anova para la plata.....	141
4.14 Efecto estandarizado de plata.....	143
4.14.1 Recuperación de la plata y ecuación de regresión.....	143
4.15 Evaluación de la plata	146
4.15.1 Gráficas de residuos para la recuperación de plata	148
4.16 Análisis del Sobreajuste (r^2 vs. r^2 ajustado).....	151
4.16.1 Datos base del modelo original (oro)	151
4.16.2 Cálculo del modelo reducido para oro	152
4.17 R^2 de predicción (validación cruzada, LOOCV) del modelo reducido.....	154
4.17.1 Criterios de información AIC y BIC.....	155

4.18 Evaluación de la Falta de Ajuste (lack of fit)	156
4.18.1 Cálculo del error puro con réplicas independientes	156
4.18.2 Cálculo del error Plata	157
4.19 Recálculo del ANOVA con error puro real	158
4.19.1 Recálculo del Anova con error para el Oro	158
4.19.2 Recálculo del Anova con error para la Plata	159
4.20 verificación de la ecuación del diseño y del valor de α	159
4.20.1 Verificación de $\alpha = 1.682$	159
4.20.2 Límites de validez del modelo	160
4.20.3 Verificación de la rotabilidad del diseño	161
4.20.4 Matriz de diseño codificada completa	161
4.20.5 Valores axiales reales para la plata ($\alpha = 1.633$)	162
DISCUSIÓN DE RESULTADOS	163
CONCLUSIONES	166
RECOMENDACIONES	168
BIBLIOGRAFÍA	169
Anexo 1: Matriz	175
Anexo 2: Diagramas de flujo	176
Anexo 3: Panel Fotográfico	177

INDICE DE FIGURAS

Figura 1 Vista geográfica de la mina La Rinconada.....	30
Figura 2 Estructura de las escorias	44
figura 3 Reacción binaria de oro y plata.....	44
Figura 4 Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H ₂ O-CN _a 25°C	59
Figura 5 Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H ₂ O-Cl a 25°C	60
Figura 6 Reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica.....	61
Figura 7 Disolución de oro en soluciones.....	62
Figura 8 Diagrama de bloques de ensayo al fuego de plata y oro	82
Figura 9 Diagrama de bloques de cianuración por agitación	93
Figura 10 Consumo de CN ⁻ de oro Au.....	113
<i>Figura 11</i> Consumo de CN ⁻ de Ag	116
Figura 12 Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de oro	127
Figura 13 Gráfica de efectos principales para la recuperación de oro.....	129
Figura 14 Efectos principales para la recuperación de oro.....	129
Figura 15 Gráfica de evaluación para la recuperación de oro	131
Figura 16 Gráfica de probabilidad normal	131
Figura 17 Gráfica de residuos vs. valores ajustados.....	132
Figura 18 Gráfica de residuos vs. valores ajustados.....	133
Figura 19 Gráfica de residuos vs. valores ajustados.....	133
Figura 20 Gráficas de superficie de respuesta para la recuperación de oro.....	134
Figura 21 Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de plata	143
Figura 22 Gráfica de efectos principales para la recuperación de plata	145
Figura 23 Gráfica de efectos principales para la recuperación de plata	145
Figura 24 Gráfica de evaluación para la recuperación de plata.....	147
Figura 25 Gráfica de probabilidad normal para la plata.....	148
Figura 26 Gráfica de residuos vs. valores ajustados para la plata	148
Figura 27 Gráfica de residuos vs. valores ajustados.....	149
Figura 28 Gráfica de residuos vs. valores ajustados.....	149
Figura 29 Gráficas de superficie de respuesta para la recuperación de plata	150

INDICE DE TABLAS

Tabla 1 Comparativa de estudios Previos.....	28
Tabla 2 Composición del fundente usado en laboratorio	38
Tabla 3 Matriz codificada del DCC, cálculo de α (1.682 para tres factores)	73
Tabla 4 Niveles de variables.....	81
Tabla 5 Peso del oro	88
Tabla 6 Peso de la Plata.....	90
Tabla 7 Resumen de ley de oro y plata.....	91
Tabla 8 Consumo de cianuro en 10 horas con una fuerza de CN de 3200 PPM (P1)	100
Tabla 9 Consumo de cianuro en 10:20 horas con una fuerza de CN de 3250 PPM (P2).....	100
Tabla 10 Consumo de cianuro en 10:40 horas con una fuerza de CN de 3300 PPM (P3)....	101
Tabla 11 Consumo de cianuro en 11 horas con una fuerza de CN de 3250 PPM (P4)	101
Tabla 12 Consumo de cianuro en 11:20 horas con una fuerza de CN de 3400 PPM (P5).....	102
Tabla 13 Consumo de cianuro en 11:40 horas con una fuerza de CN de 3450 PPM (P6).....	102
Tabla 14 Consumo de cianuro en 12:00 horas con una fuerza de CN de 3500 PPM (P7).....	102
Tabla 15 Consumo de cianuro en 12:20 horas con una fuerza de CN de 3550 PPM (P8)....	103
Tabla 16 Consumo de cianuro en 12:40 horas con una fuerza de CN de 3600 PPM (P9)....	103
Tabla 17 Consumo de cianuro en 13 horas con una fuerza de CN de 3650 PPM (P10).....	104
Tabla 18 Consumo de cianuro en 13:20 horas con una fuerza de CN de 3700 PPM (P11)..	104
Tabla 19 Consumo de cianuro en 13:40 horas con una fuerza de CN de 3750 PPM (P12)..	105
Tabla 20 Consumo de cianuro en 14:00 horas con una fuerza de CN de 3800 PPM (P13)..	105
Tabla 21 Consumo de cianuro en 14:20 horas con una fuerza de CN de 3850 PPM (P14)..	106
Tabla 22 Consumo de cianuro en 14:40 horas con una fuerza de CN de 3900 PPM (P15)..	106
Tabla 23 Consumo de cianuro en 15:00 horas con una fuerza de CN de 3950 PPM (P16)..	107
Tabla 24 Consumo de cianuro en 15:20 horas con una fuerza de CN de 4000 PPM (P17)..	107
Tabla 25 Consumo de cianuro en 15:40 horas con una fuerza de CN de 4050PPM (P18)...	107
Tabla 26 Consumo de cianuro en 16:00 horas con una fuerza de CN de 4100 PPM (P19)..	108
Tabla 27 Consumo de cianuro en 16:20 horas con una fuerza de CN de 4150 PPM (P20)..	108
Tabla 28 Consumo de cianuro en 16:40 horas con una fuerza de CN de 4200 PPM (P21)..	109
Tabla 29 Consumo de cianuro en 17:00 horas con una fuerza de CN de 4250 PPM (P22)..	109
Tabla 30 Consumo de cianuro en 17:20 horas con una fuerza de CN de 4300 PPM (P23)..	110
Tabla 31 Consumo de cianuro en 17:40 horas con una fuerza de CN de 4350 PPM (P24)..	110
Tabla 32 Consumo de cianuro en 18:00 horas con una fuerza de CN de 4350 PPM (P25)..	111
Tabla 33 Consumo de cianuro en 18:20 horas con una fuerza de CN de 4450 PPM (P26)..	111

Tabla 34	Consumo de cianuro en 18:40 horas con una fuerza de CN de 4500 PPM (P27)..	112
Tabla 35	Consumo de cianuro en 14 horas con una fuerza de CN de 3200 PPM (P1)	114
Tabla 36	Consumo de cianuro en 14 horas con una fuerza de CN de 3500 PPM (P2)	114
Tabla 37	Consumo de cianuro en 14 horas con una fuerza de CN de 3800 PPMV(P3)	114
Tabla 38	Consumo de cianuro en 14 horas con una fuerza de CN de 4100 PPM (P4)	115
Tabla 39	Consumo de cianuro en 14 horas con una fuerza de CN de 4400 PPM (P5)	115
Tabla 40	Consumo de cianuro en 14 horas con una fuerza de CN de 4500 PPM (P6)	116
Tabla 41	Datos experimental para las pruebas de cianuración	117
Tabla 42	datos para el cálculo del balance metalúrgico	118
Tabla 43	balance metalúrgico para el Oro (Au)	119
Tabla 44	balance metalúrgico para el Plata (Ag).....	120
Tabla 45	Niveles Máximo y Mínimo	121
Tabla 46	Balance de las 20 pruebas experimentales – DCC Au	121
Tabla 47	Matriz del diseño compuesto central para la recuperación de oro	124
Tabla 48	Análisis de Varianza (ANOVA) para la recuperación de oro	125
Tabla 49	Coeficientes del modelo variables codificadas para la recuperación de oro	126
Tabla 50	Resumen del modelo para la recuperación de oro.....	128
Tabla 51	Parámetros de recuperación del oro	130
Tabla 52	Solución óptima para la recuperación de oro	130
Tabla 53	Niveles de máximo y mínimo de la plata	135
Tabla 54	Balance de las 20 pruebas experimentales – DCC Ag	136
Tabla 55	Matriz del diseño compuesto central para la recuperación de plata.....	140
Tabla 56	Análisis de Varianza (ANOVA) para la recuperación de plata.....	141
Tabla 57	Coeficientes del modelo (variables codificadas) para la recuperación de plata.....	142
Tabla 58	Resumen del modelo para la recuperación de plata	144
Tabla 59	Parámetros de recuperación de la plata	146
Tabla 60	Solución óptima para la recuperación de plata.....	146
Tabla 61	Estadísticos del modelo original para recuperación de oro	151
Tabla 62	Coeficientes del modelo reducido de oro	152
Tabla 63	Valores reales correspondientes a los puntos axiales codificados.....	152
Tabla 64	Valores predichos y errores cuadráticos del modelo reducido de oro.....	153
Tabla 65	Comparación completa de modelos para la recuperación de oro	155
Tabla 66	Réplicas del punto central – recuperación de oro.....	156
Tabla 67	Suma de cuadrados del error puro – oro.....	157

Tabla 68 Réplicas del punto central – recuperación de plata	157
Tabla 69 Suma de cuadrados del error puro – plata	157
Tabla 70 ANOVA de falta de ajuste – oro	158
Tabla 71 ANOVA de falta de ajuste – plata.....	159
Tabla 72 Límites reales de validez del modelo – oro ($\alpha = 1.68179$)	160
Tabla 73 Límites reales de validez del modelo – plata ($\alpha = 1.633$).....	160
Tabla 74 Matriz de diseño codificada para el DCC con $k = 3$, $\alpha = 1.68179$	161
Tabla 75 Valores reales correspondientes a los puntos axiales codificados para la plata ($\alpha = 1.633$).....	162

GLOSARIO

1. **Analito:** Es la sustancia, elemento o componente químico de una muestra que se desea detectar, identificar o cuantificar mediante un análisis de ley de oro y plata.
2. **Agente de amalgamación:** Sustancia química (como el mercurio) utilizada para unirse al oro y formar una aleación líquida o semisólida que facilita su concentración.
3. **Alcalinidad protectora:** Concentración de base en la solución (mantenida con NaOH o cal) necesaria para evitar la conversión del cianuro disuelto en gas cianhídrico (HCN) altamente tóxico.
4. **Cianicidas:** Minerales o compuestos presentes en la mena (como sulfuros de cobre, hierro o arsénico) que reaccionan con el cianuro disuelto, consumiéndolo de forma parásita y reduciendo su efectividad para disolver metales preciosos.
5. **Cianuro de sodio (NaCN):** Compuesto químico inorgánico utilizado como agente lixivante para la extracción de oro y plata.
6. **Copelación:** Proceso de purificación a alta temperatura en un horno donde el plomo se oxida y es absorbido por una copela porosa, dejando un botón metálico de oro y plata (doré).
7. **Copelas:** Son crisoles de porcelana hechos habitualmente de magnesita o ceniza de hueso.
8. **Diseño Compuesto Central (DCC):** Diseño experimental estadístico de superficie de respuesta utilizado para optimizar procesos y construir modelos cuadráticos.
9. **Doré:** Aleación impura de metales preciosos (principalmente oro y plata) obtenida tras la etapa de fundición o copelación.
10. **Escoria:** Fase vítrea de bajo peso específico que se forma durante la fusión para atrapar las impurezas no metálicas y separarlas del metal valioso.
11. **Falta de ajuste (Lack of fit):** Prueba estadística que evalúa si el modelo matemático omitió términos importantes o si describe adecuadamente la variabilidad de los datos.

- 12. Fundente:** Mezcla de reactivos químicos (como bórax, litargirio, carbonato de sodio y sílice) agregada a la muestra para reducir la temperatura de fusión y formar escoria.
- 13. Granulometría (Malla -200):** Medida de la distribución del tamaño de partícula que indica que el material pasa a través de un tamiz con aperturas de 74 micrómetros, lo que garantiza un grado adecuado de liberación del mineral.
- 14. Hidróxido de sodio (NaOH) / Soda cáustica:** Compuesto químico base fuerte utilizado en el proceso de cianuración para regular y mantener un pH alcalino protector.
- 15. Ley:** Medida de la concentración de un metal valioso presente en el material mineralizado, expresada habitualmente en g/TM u oz/TC.
- 16. Litargirio (PbO):** Óxido de plomo utilizado en el fundente como agente colector de metales preciosos durante la etapa de fusión del ensayo al fuego.
- 17. Muestra de cabeza:** Muestra representativa del mineral o relave original antes de someterse a cualquier proceso de extracción o lixiviación.
- 18. Onza por tonelada corta (oz/TC):** Unidad de medida anglosajona utilizada en minería para expresar la concentración de metales preciosos en el mineral.
- 19. Oro grueso:** Partículas grandes (mayores a 100µm), visibles a simple vista.
- 20. Oro fino:** Partículas microscópicas (menores a 100µm), invisibles a simple vista.
- 21. Partes por millón (ppm):** Unidad de medida de concentración que equivale a miligramos de sustancia disuelta por litro de solución (mg/L).
- 22. Pasivo minero:** Instalación, efluente, emisión o depósito de residuos (como los relaves) abandonados o inactivos que generan un impacto ambiental.
- 23. pH:** Medida de la acidez o basicidad de una solución. En cianuración se mantiene un pH elevado (típicamente > 10.5) para evitar la formación y descomposición del cianuro en gas cianhídrico (HCN), el cual es altamente tóxico y volátil.
- 24. Regulo:** Masa o botón metálico con plomo y metales de oro y plata, es purificado que se deposita en el fondo del crisol tras fundir un mineral.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tuvo como objetivo evaluar los parámetros de concentración de cianuro $[CN^-]$, hidróxido de sodio (NaOH) y tiempo de cianuración para maximizar la recuperación de oro (Au) y plata (Ag) en los relaves de la mina La Rinconada, Puno. Bajo un enfoque cuantitativo y un diseño experimental de Diseño Compuesto Central (DCC), se utilizó el método de ensayo al fuego para la caracterización química, determinando leyes iniciales de 22.2595 mg/kg para oro y 84.7444 mg/kg para plata. Mediante el análisis de ecuación de regresión, se determinaron los modelos matemáticos predictivos para los procesos de oro y plata. Los resultados de la evaluación mediante superficies de respuesta indicaron que para el Au se alcanza una recuperación máxima ajustada del 97.85% con un tiempo de 14.82 horas, una fuerza de NaCN de 4911.45 ppm y 5.71 g de soda cáustica. Para la Ag, las condiciones óptimas identificadas fueron un tiempo de 15.04 horas, 4439.69 ppm de NaCN y 4.90 g de soda cáustica, logrando una recuperación del 95.73%. El análisis de varianza (ANOVA) se realizó con un nivel de confianza del 95% ($\alpha=0.05$) logrando estadísticamente el modelo es significativo ($p=0.008$). Se concluye que el modelo matemático derivado del DCC permite una gestión eficiente de los pasivos mineros, logrando niveles de recuperación críticos para la rentabilidad y remediación técnica en la zona de La Rinconada.

Palabras clave: Leyes de relaves, Cianuración, Relaves mineros, Recuperación de Au y Ag.

ABSTRACT

The objective of this research work was to evaluate the concentration parameters of cyanide [CN⁻], sodium hydroxide (NaOH), and cyanidation time to maximize the recovery of gold (Au) and silver (Ag) in tailings from the La Rinconada mine, Puno. Under a quantitative approach and a Central Composite Design (CCD) experimental setup, the fire assay method was used for chemical characterization, determining initial grades of 22.2595 mg/kg for gold and 84.7444 mg/kg for silver. Predictive mathematical models for the gold and silver processes were determined through regression equation analysis. The response surface evaluation results indicated that for Au, a maximum adjusted recovery of 97.85% is achieved with a time of 14.82 hours, a NaCN strength of 4911.45 ppm, and 5.71 g of caustic soda. For Ag, the optimal conditions identified were a time of 15.04 hours, 4439.69 ppm of NaCN, and 4.90 g of caustic soda, achieving a recovery of 95.73%. Analysis of variance (ANOVA) was performed with a 95% confidence level ($\alpha = 0.05$), proving that the model is statistically significant ($p = 0.008$). It is concluded that the mathematical model derived from the CCD allows for efficient management of mine tailings, achieving recovery levels critical for profitability and technical remediation in the La Rinconada area.

Keywords: Tailings grades, Cyanidation, Mine tailings, Au and Ag recovery.

1 **CAPÍTULO I: GENERALIDADES**

Introducción

La minería en el territorio del Perú es una actividad vital para el desarrollo económico; se estima que la zona de la mina La Rinconada genera entre 300 y 400 millones de dólares anuales en oro (Bergner, 2015). Esta región es especialmente rica en minerales valiosos y constituye uno de los principales sectores extractivos del país. La extracción de oro (Au) junto a la plata (Ag) mediante la cianuración representa una metodología que se aplica de manera global en las operaciones mineras para extraer estos metales. La mina La Rinconada, ubicada en la región de Puno, es un ejemplo de explotación minera aurífera informal que ha sido objeto de estudios sobre el proceso de extracción, enfocado principalmente en el oro grueso (Au), pero con una limitada recuperación de la plata (Ag), la cual queda mayoritariamente en los relaves mineros (Marsden y House, 2006).

De acuerdo con Gonzales (2020, p. 218), el nivel de recuperación de oro mediante la cianuración está influenciado por múltiples factores, como la cantidad de cianuro, el pH, la temperatura y el tiempo de exposición de los relaves al tratamiento. En el caso específico del relave de la mina La Rinconada, resulta fundamental realizar un análisis exhaustivo de estos elementos para establecer las circunstancias más apropiadas para el proceso de cianuración, de manera que se logre una recuperación óptima de Au y Ag, reduciendo al mínimo las pérdidas y mejorando la rentabilidad de la actividad minera.

Esta investigación analiza el contenido de oro (Au) y plata (Ag) en los relaves de la mina La Rinconada (Puno), buscando maximizar la recuperación mediante el método de cianuración. Se busca mejorar el aprovechamiento de los recursos presentes en el

relave y al mismo tiempo contribuir a la estabilidad ambiental y social de los proyectos que presenta la minería en la región. En base a ello, este trabajo no solo tiene beneficios económicos, además aporta a sociales y ambientales, siendo de interés tanto para las entidades mineras, para las autoridades regulatorias y los grupos locales.

1.1 Planteamiento del Problema

1.1.1 Descripción del Problema

La operación minera en La Rinconada procesa entre 1 000 y 1 500 toneladas métricas diarias de diferentes yacimientos de vetas con altas leyes de oro, que oscilan entre 15 y 70 mg/kg Au. Debido a las limitaciones de la recuperación artesanal, la eficiencia metalúrgica actual es de apenas 40% a 45%, descartándose el material restante como colas de molienda (relave). Este bajo rendimiento operacional genera un volumen crítico, con una tasa de acumulación de relaves estimada entre 350 000 y 500 000 toneladas anuales (Ministerio de Energía y Minas [MINEM], 2022)

El porcentaje de minerales valiosos, como el oro (Au) y la plata (Ag), que no son recuperados mediante métodos convencionales utilizados en la mina La Rinconada, pasa a formar parte de los relaves mineros. Esto representa una pérdida de potencial económico y una oportunidad desaprovechada para la evaluación del proceso (Mamani Tipo, 2020, pp. 15-16).

Los relaves mineros representan un riesgo ambiental crítico debido a que contienen metales pesados, como el mercurio (Hg). Actualmente, la captación de oro en la zona se realiza mediante concentración gravimétrica, utilizando dicho elemento como agente de amalgamación, una práctica que incrementa significativamente el riesgo de dispersión.

Ante esta problemática, la investigación prioriza en primera instancia la caracterización cuantitativa de las leyes de cabeza mediante la técnica estandarizada de ensayo al fuego, garantizando la precisión en la determinación de los valores metálicos atrapados. Posteriormente, con base en los resultados analíticos, se evaluará la factibilidad técnica de la recuperación metalúrgica a través del método de cianuración por agitación.

1.1.2 Problema General

¿De qué manera la evaluación de los parámetros de $[\text{CN}^-]$, (NaOH) y tiempo de lixiviación maximiza la recuperación de Au y Ag a partir de relaves de la mina La Rinconada (Puno)?

1.1.3 Problemas Específicos

PE1. ¿Cuáles serán las leyes de oro y plata presentes en los relaves de la mina La Rinconada (Puno)?

PE2. ¿Cuál será el modelo matemático predictivo para la recuperación de Au y Ag mediante RSM?

PE3. ¿Cuáles son los factores que influyen en la eficiencia del proceso de cianuración para la recuperación de oro y plata en los relaves?

PE4. ¿Cuáles son los valores óptimos de $[\text{CN}^-]$, (NaOH) y tiempo de lixiviación y su influencia en la maximización de recuperación de Au y Ag?

1.2 Justificación de la Investigación

El sector minero constituye uno de los pilares fundamentales para el desarrollo económico nacional; en ese contexto, la evaluación de sus procesos de beneficio resulta

prioritaria. La presente investigación se justifica en la necesidad de determinar las leyes y el potencial de recuperación de oro (Au) y plata (Ag) a partir de los relaves mineros como menciona Mamani Tipo (2020, p. 18), que el proceso de amalgamación tiene un factor de recuperación del 60% y que el resto son desechados en relaves (lamas) de la mina La Rinconada, esta actividad conlleva la producción considerable de residuos mineros.

1.2.1 Justificación técnica

La investigación experimental propone que es posible obtener las leyes de oro (Au) y plata (Ag) de los relaves de mina La Rinconada. Asimismo, se sustenta que la aplicación del método de cianuración por agitación permitirá alcanzar un mayor porcentaje de recuperación de estos metales valiosos en comparación con las prácticas actuales, validando técnicamente el aprovechamiento de estos pasivos mineros.

1.2.2 Justificación económica

La presente investigación se justifica en la evaluación del valor residual del oro (Au) y la plata (Ag) contenidos en los relaves de la mina La Rinconada a través del proceso de cianuración. El impacto directo radica en la rentabilidad operativa, puesto que el incremento en el porcentaje de recuperación permite maximizar el valor comercial y el aprovechamiento del yacimiento (Quispe, 2024).

1.2.3 Justificación ambiental

La acumulación progresiva de relaves mineros con presencia de mercurio (Hg) en la mina La Rinconada representa un factor crítico de contaminación que impacta directamente a la zona. Esta problemática fundamenta la viabilidad técnica de un

proceso de retratamiento mediante cianuración por agitación y previene la dispersión del mercurio.

1.2.4 Justificación social

La presente investigación beneficiará de manera directa a la población minera de La Rinconada al proporcionar un conocimiento técnico preciso sobre las leyes de cabeza residuales de oro (Au) y plata (Ag) presentes en los relaves descartados. La determinación de estos valores y la propuesta de un método de cianuración por agitación optimizado permitirá la transferencia de tecnologías más eficientes hacia la comunidad minera local.

1.3 Objetivos

1.3.1 Objetivo General.

Evaluar los parámetros de $[\text{CN}^-]$, (NaOH) y tiempo de cianuración para maximizar la recuperación de Au y Ag a partir de relaves de la mina La Rinconada (Puno)

1.3.2 Objetivo Específicos:

OE1. Determinar las leyes de oro y plata presentes en los relaves de la mina La Rinconada (Puno)

OE2. Desarrollar y validar un modelo matemático predictivo para la recuperación de Au y Ag mediante MSR.

OE3. Analizar los factores que influyen en la eficiencia del proceso de cianuración para la recuperación de oro y plata en los relaves

OE4. Definir los valores óptimos de $[\text{CN}^-]$, (NaOH) y tiempo de cianuración e influencia en la maximización de recuperación de Au y Ag

2 CAPÍTULO II: MARCO TEORICO

2.1 Antecedentes de la investigación

Pillaca Hinostroza (2017) desarrolló su investigación intitulada “*Mejoramiento del proceso por ensayo al fuego para determinar Au y Ag, en concentrados de Pb-Zn y Cu en la empresa MINLAB S.R.L – Canaria*”. Tuvo como objetivo optimizar el método analítico en la etapa de fundición para evitar desbordes y reducir pérdidas de material. La metodología fue de tipo aplicada con un diseño experimental, empleando las técnicas de ensayo al fuego (fusión y copelación), absorción atómica y gravimetría en muestras de concentrados polimetálicos, procesando la validación de datos con el software Minitab. La mejora consistió en el precalentamiento previo de los crisoles, determinando que el tiempo óptimo de fusión es de 30 minutos a un 95% de confiabilidad estadística. Se concluyó que el método optimizado mantiene la precisión analítica mientras reduce costos operativos y tiempos. Este trabajo aporta a la presente investigación al proporcionar parámetros experimentales validados para la estandarización de tiempos y control de temperatura en ensayos analíticos de laboratorio.

Pillaca Hinostroza (2017) desarrolló su investigación intitulada “*Mejoramiento del proceso por ensayo al fuego para determinar Au y Ag, en concentrados de Pb-Zn y Cu en la empresa MINLAB S.R.L – Canaria*”. Tuvo como objetivo optimizar el método analítico en la etapa de fundición para evitar desbordes y reducir pérdidas de material. La metodología fue de tipo aplicada con un diseño experimental, empleando las técnicas de ensayo al fuego (fusión y copelación), absorción atómica y gravimetría en muestras de concentrados polimetálicos, procesando la validación de datos con el software Minitab. La mejora consistió en el precalentamiento previo de los crisoles,

determinando que el tiempo óptimo de fusión es de 30 minutos a un 95% de confiabilidad estadística. Se concluyó que el método optimizado mantiene la precisión analítica mientras reduce costos operativos y tiempos. Este trabajo aporta a la presente investigación al proporcionar parámetros experimentales validados para la estandarización de tiempos y control de temperatura en ensayos analíticos de laboratorio.

En la misma línea, Ponce Calcina (2022), en su investigación intitulada “*Evaluación metalúrgica de cianuración de minerales de oro y plata de baja ley para proyecto metalúrgico*”, evaluó el desempeño de desmontes marginales en el sur del Perú (0.272 g/t Au y 28 g/t Ag) para determinar su viabilidad de recuperación. La metodología fue de tipo aplicada y de diseño experimental con un enfoque cuantitativo, ejecutando ensayos de molienda, cianuración por agitación (malla -200 y -10) y pruebas en columnas a tres niveles granulométricos (3/8", 1" y 2"). Como resultado principal, se determinó que la agitación a malla -200 logró recuperaciones superiores al 90%, pero con un alto consumo de NaCN y cal (0.88 kg/TM) por la presencia de cianicidas (Cu y Fe), descartando la agitación industrial por sus altos costos de molienda; en contraste, las pruebas en columnas demostraron que el tamaño de malla -3/8" ofreció la mejor recuperación con bajo consumo de reactivos. Se concluyó que el proceso óptimo y técnicamente factible para este tipo de material es la lixiviación en PADs a granulometría de -3/8". Este antecedente aporta a la presente investigación al proporcionar un referente experimental sobre la cinética de cianuración en materiales de baja ley con presencia de cianicidas, sirviendo como guía para evaluar el impacto del consumo de reactivos y la granulometría en la recuperación de Au y Ag en los relaves de la mina La Rinconada.

En el trabajo de Yana Vilca (2018), intitulado. *“Optimización del proceso de cianuración de oro en la planta de La Joya Mining”*. Analizaron la recuperación de oro en minerales sulfurados complejos con presencia de impurezas como hierro, arsénico, antimonio y bismuto. La metodología fue de tipo aplicada y de diseño experimental con un enfoque cuantitativo, empleando un Diseño de Experimentos (DOE) para evaluar la influencia de tres variables principales: tiempo de removimiento, dosis de cianuro (NaCN) y pH. Como resultado principal, se determinó que el pH, la fuerza de cianuro y el tiempo son los factores con mayor impacto en el proceso, logrando incrementar la recuperación de oro hasta un intervalo de 88.5% a 94% bajo las condiciones óptimas de 72 horas de agitación, 6 kg NaCN/t, pH de 12 y un tamaño de partícula más fino. Se concluyó que la optimización estadística de variables permite superar el encapsulamiento del oro en matrices complejas y maximizar la extracción hidrometalúrgica. Este antecedente aporta a la presente tesis al proporcionar una metodología estadística (Diseño de Experimentos) para la evaluación matemática de los factores operativos en la cianuración, sirviendo de base para definir los niveles de pH, tiempo y concentración de cianuro a probar en la recuperación de Au y Ag de los relaves de la mina Rinconada.

En la investigación presentada por Daga Inocente (2020), intitulada *“Comparación analítica de ensayo al fuego y espectroscopía para muestras geoquímicas de alto contenido de oro y plata – Bureau Veritas”*. Evaluó la exactitud analítica de ambos métodos en la cuantificación de metales preciosos. La metodología fue de tipo aplicada y de diseño no experimental comparativo con un enfoque cuantitativo, analizando muestras geoquímicas mediante pruebas de laboratorio en la etapa de copelación para determinar leyes de Au superiores a 0.05 ppm y se obtiene más de 100 mg de dore en la etapa de copelación. Como resultado principal, se determinó

que el método de ensayo al fuego (fire assay) presentó la mayor exactitud y confiabilidad para la determinación de oro en matrices minerales de alta concentración. Se concluyó que la precisión analítica depende significativamente de la destreza del operador y del control de calidad mediante ensayos por duplicado. Este antecedente aporta a la presente tesis al brindar el respaldo metodológico para seleccionar el ensayo al fuego como la técnica analítica precisa en la caracterización de las leyes de cabeza y colas en las pruebas de cianuración del relave de la mina Rinconada.

En la misma línea, Flores Mamani (2019) este “*Estudio del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, la Rinconada – Puno*”. Evaluó el desempeño metalúrgico de muestras minerales con una ley de cabeza de 2.40 g/t Au con el fin de optimizar las variables del proceso. La metodología fue de tipo aplicada y de diseño experimental con un enfoque cuantitativo, ejecutando pruebas cinéticas de lixiviación en laboratorio con control de parámetros como granulometría a pasante malla -200, porcentaje de sólidos de 32.56, pH de 11.5 y fuerza de cianuro entre 0.14% y 0.08% de CN-. Como resultado principal, se identificó que el tiempo óptimo de lixiviación fue de 72 horas, alcanzando eficiencias de recuperación de oro del 91.67% y 90.42% para las muestras M1 y M2 respectivamente. Se concluyó que las condiciones fisicoquímicas evaluadas garantizan la viabilidad técnica y favorable del tratamiento metalúrgico. Este antecedente aporta un valor sustancial y directo a la presente investigación al compartir la ubicación geográfica y origen mineralógico de la Mina Rinconada, sirviendo como marco de referencia para contrastar las condiciones de pH, tiempo y granulometría en la optimización de los relaves.

Tabla 1

Comparativa de Estudios Previos

AUTOR Y AÑO	VARIABLES ANALIZADAS	MÉTODOS ESTADÍSTICOS EMPLEADOS	RESULTADO
Pillaca Hinostroza (2017)	VI: Temperatura, tiempo de fundición VD: ahorro del tiempo, disminución de la contaminación, ahorro de materiales	• Análisis estadístico de réplicas. • Nivel de significancia / confianza al 95%.	• El tiempo óptimo de fusión es de 30 minutos; tiempos mayores (45 min) generan pérdidas significativas de Au y Ag. • El precalentamiento de crisoles elimina los desbordes de material, optimizando costos y seguridad sin perder la precisión del método clásico.
Caso Collachagua y Fernandez Astete (2022)	VI: Tiempo de agitación, pH, consumo de NaCN VD: Recuperación de Oro (Au).	Modelado matemático y control de parámetros de circuito de molienda/lixiviación.	• Recuperación óptima teórica de 96.291% • Parámetros óptimos: Agitación de 78.5 horas, pH de 11.25, consumo de NaCN de 5.75 kg/TM y molienda de 9 min (58% malla -200).
Ponce Calcina (2022)	VI: Granulometría, Ley de cabeza, Gravedad específica, pH natural, Densidad de pulpa, pH, NaCN, tiempo de lixiviación VD: % de recuperación de oro, Cinética de extracción de oro, % de recuperación de plata, Cinética de extracción de plata, % Consumo de cal	Pruebas cinéticas de laboratorio y balances metalúrgicos comparativos.	• Agitación da 90% de recuperación, pero inviable económicamente por alto costo de molienda en baja ley (0.272 g/t Au). • Método óptimo: Lixiviación en pads(pilas de lixiviación) (granulometría -3/8") por bajo costo.
Yana Vilca (2018)	VI: Tiempo de cianuración, concentración de cianuro, pH, aireación, cianicidas VD: Porcentaje de obtención de Au en sulfuros complejos.	Diseño de Experimentos (DoE) y análisis de interacciones de factores.	• Recuperación incrementada al 88.5% – 94%. • Parámetros óptimos: 72 horas de agitación, 6 kg NaCN/t y pH de 12 para mitigar elementos cianicidas.
Daga Inocente (2020)	VI: Métodos analíticos (Ensayo al fuego vs. Espectroscopía), concentración de metal. VD: Exactitud y precisión analítica.	Análisis comparativo e instrumental por duplicado.	• El ensayo al fuego (<i>fire assay</i>) es el más exacto para altas concentraciones (>0.05 ppm Au y >100 mg de doré). • Destaca que la precisión depende directamente de la pericia del analista.
Flores Mamani (2019)	VI: concentración de cianuro libre, tiempo VD: Eficiencia metalúrgica de recuperación.	Pruebas cinéticas experimentales en muestras (M1 y M2).	• Recuperación óptima de 91.67% (M1) y 90.42% (M2) de Au. • Parámetros óptimos: Tiempo de lixiviación de 72 h, pH uniforme de 11.5 y sólidos al 32.56%.

Nota: Datos adaptados de Pillaca (2017), Caso y Fernández (2022), Ponce (2022), Yana (2018), Daga (2020) y Flores (2019).

2.1.1 Análisis Crítico de los Antecedentes

Al contrastar las investigaciones previas consolidadas en la Tabla 1, se evidencia una marcada heterogeneidad tanto en los enfoques metodológicos como en los modelos estadísticos empleados para la optimización de la recuperación de metales preciosos (Au y Ag).

Por un lado, autores como Caso y Fernández Astete (2022) y Yana Vilca (2018) demuestran que el uso de modelados matemáticos y Diseños de Experimentos (DoE) permiten alcanzar eficiencias teóricas elevadas (superiores al 94% de recuperación) mediante el control riguroso de variables operativas críticas como el pH, el tiempo de agitación y el consumo de cianuro de sodio (NaCN). No obstante, estas metodologías predictivas suelen omitir las restricciones de viabilidad económica en operaciones reales de baja ley, una limitación que fue críticamente expuesta por Ponce Calcina (2022), quien demostró que, a pesar de lograr un 90% de recuperación en agitación, las condiciones cinéticas resultaron económicamente inviables frente a alternativas de menor costo operativo como la lixiviación en pilas (PADs).

Por otra parte, la literatura científica analizada exhibe un vacío metodológico respecto a la optimización simultánea y multivariada en tiempo real. La mayoría de los estudios previos, tales como Flores Mamani (2019) y Pillaca Hinostroza (2017), fundamentan sus conclusiones en pruebas cinéticas experimentales convencionales y análisis de réplicas que evalúan las variables de manera aislada o mediante comparaciones empíricas por duplicado (Daga Inocente, 2020). Este enfoque tradicional limita la comprensión de las interacciones cuadráticas puras entre las variables cinéticas y el comportamiento de elementos cianicidas.

Por lo tanto, la presente investigación se diferencia de los antecedentes al implementar un enfoque cuantitativo de nivel explicativo, catalogado como investigación aplicada a la ingeniería, mediante el desarrollo de un Diseño Compuesto Central (DCC) con superficie de respuesta, con el fin de subsanar las limitaciones de los métodos clásicos univariados, garantizando un equilibrio óptimo entre la precisión analítica, la máxima eficiencia de recuperación metalúrgica.

2.1.2 Ubicación de la Mina La Rinconada

Figura 1

Vista geográfica de la mina La Rinconada



Nota. Adaptado de Google Maps por Google, s.f.

El enclave minero de La Rinconada, ubicado en la zona alta de Ananea, provincia de San Antonio de Putina (departamento de Puno), destaca por ser el núcleo poblacional más alto del globo, con una altitud de 5053 metros sobre el nivel del mar. Este lugar resalta como uno de los seis principales focos de minería informal y a pequeña escala en el territorio nacional, ocupando un lugar preponderante en la zona sur

del Perú. Desde el punto de vista demográfico, La Rinconada presenta una alta concentración poblacional, estimándose cerca de 20 000 habitantes; sin embargo, el INEI, durante el censo de 2017, reportó solo 6969 personas empadronadas. Cabe señalar que aproximadamente el 80% de su Población Económicamente Activa (PEA) se encuentra involucrada en actividades vinculadas directamente a la minería (Diario Correo, 2015).

2.2 Marco Conceptual

2.2.1 El Oro

Identificado como Au por su raíz latina *aurum*, el elemento químico de número atómico 79 constituye un metal de transiciónpreciado. Posee una estética dorada radiante, diversos grados de pureza y destaca por sus propiedades de maleabilidad y ductilidad. Tales virtudes lo posicionan como un recurso esencial y ampliamente aprovechado en múltiples sectores, que abarcan la orfebrería, la fabricación de componentes tecnológicos y el ámbito bursátil (Luis, 2013).

En estado nativo, el oro se encuentra en la superficie o diseminado en la matriz de otras partículas de vetas de cuarzo. El oro también está asociado a los depósitos de minerales sulfurados, óxidos y minerales mixtos (Luis, 2013, p. 13).

De acuerdo con lo reportado por Outlet Minero (2024), este metal se caracteriza por su versatilidad y atributos singulares. En cuanto al suministro global, cerca del 46 % del material se destina a la confección de joyería, mientras que un 23 % se reserva para activos financieros y fondos de inversión. Por su parte, la aplicación en el sector manufacturero e industrial abarca aproximadamente una décima parte del volumen total.

2.2.2 La plata

Tal como indica Castillo Narrea (2008, p. 8), la plata (identificada técnicamente como Ag, con número atómico 47) se define por su tonalidad blanquecina y reluciente, además de su notable tenacidad y ductilidad. En fase de fundición registra una densidad de 10.48 g/cm³, la cual se eleva a 10.62 g/cm³ al ser laminada, mientras que los procesos de estirado y prensado arrojan valores de 10.48 g/cm³ y 10.56 g/cm³, respectivamente. Su mercado global está fuertemente inclinado hacia el sector financiero, que absorbe casi el 70 % del recurso, dejando el remanente para la producción de objetos ornamentales y una fracción para aplicaciones industriales.

Asimismo, según Castañeda (2019, p. 6), la plata es ampliamente utilizada en la industria electrónica y en la fabricación de aleaciones para soldadura. En el campo de la salud, se observa una tendencia creciente en la integración de nanopartículas de plata dentro de apósitos y soluciones farmacológicas. Desde el punto de vista geológico, este metal se encuentra comúnmente hospedado en rocas compuestas por minerales sulfurados, óxidos y depósitos mixtos.

2.2.3 Ley del Oro y Plata

Como menciona Coronado Mayta (2026, p. 68) se define como ley a la variable técnica que cuantifica el grado de pureza en minerales, concentrados o derivados metálicos. Por lo general, este indicador se manifiesta mediante valores porcentuales en el caso de los metales industriales. No obstante, para recursos de alto valor como el oro o la plata, la unidad de medida se desplaza en miligramos por kilogramo (mg/kg).

2.2.4 Relaves de la mina La Rinconada

Según el Servicio Nacional de Geología y Minería (2018), el relave es un sólido pulverizado que se desecha en depósitos o instalaciones de almacenamiento denominadas relaveras. Las operaciones mineras extraen grandes volúmenes de roca desde yacimientos subterráneos o a cielo abierto; sin embargo, únicamente una fracción mínima representa el valor económico que se pretende recuperar (frecuentemente inferior al 1%). Tras ser procesada mediante etapas de conminución (trituración y molienda), la materia de interés es recuperada mediante procesos de concentración y posterior lixiviación o cianuración.

2.2.5 Análisis químico por método de ensayo al fuego (*Fire assay*)

Según Daga Inocente (2020, p. 22), el procedimiento conocido como análisis por vía seca (*fire assay*) representa una técnica de evaluación química cuantitativa fundamentada en la segregación y determinación de componentes metálicos presentes en matrices minerales. Dicho proceso se somete a altas temperaturas y al uso de agentes químicos en estado sólido, razón por la cual en diversos contextos geográficos se le conoce habitualmente como química seca.

2.2.6 Muestreo del relave de la mina La Rinconada

La toma de muestras en depósito de relave adquiere una relevancia crítica por lo que demanda un rigor extremo para garantizar la supervisión precisa de los procesos químicos y las fases metalúrgicas operativas.

Como explica Daga Inocente (2020, p. 26), el trabajo de estos materiales extraídos de las relaveras debe evitar al máximo las contaminaciones con otros

minerales durante las etapas de traslado, pesado y muestreo que se tiene que sacar de diferentes puntos; en los concentrados que contienen alta ley de oro donde es muy prioritario el cuidado de todo procedimiento de materiales cuando se desecha a la cancha para su correcto muestreo.

2.2.7 Preparación Mecánica

Esta etapa preliminar comprende la reducción de tamaño y la homogeneización física de la muestra de relave, con el objetivo de obtener una submuestra representativa que posea la finura adecuada para asegurar la liberación de las partículas de oro y optimizar su posterior contacto con los fundentes durante el ensayo al fuego.

La muestra pasa a un filtrado y secado ambiental para disminuir su humedad posteriormente pasa al triturado para ser cuarteado y homogenización, la muestra seleccionada se lleva a la mufla para extraer por completo la humedad seguidamente se pulveriza. La muestra debe alcanzar un aproximado de $-75\ \mu\text{m}$ de tamaño de partícula, la muestra pulverizada pasa a la malla - 200 micrones para separar el relave fino con el grueso, una parte se deriva al laboratorio metalúrgico y otra parte al laboratorio químico para su tratamiento (SGS, 2026).

2.2.8 Dosificación de muestra de relave

Es la determinación estequiométrica de los componentes de la carga. Consiste en equilibrar el poder reductor del mineral (especialmente de la pirita) con el poder oxidante del litargirio, para obtener un régulo de plomo de peso óptimo (entre 25 y 30 g). La composición química se ajusta según el mineral: se emplean de 2 a 2.5 g de harina en muestras oxidadas (relave) para facilitar la reducción, mientras que en las muestras sulfuradas se sustituye por 2 g a más de nitrato de potasio. Tras mezclar de

120 a 140 g de fundente mediante agitación por 45 segundos, se añade bórax como agente sellador para estabilizar la temperatura y evitar pérdidas por proyecciones en el crisol (SGS, 2026).

2.2.9 Fundente

En el estudio por altas temperaturas como el ensayo al fuego, los fundentes cumplen la función de transformar sustancias que no se funden fácilmente en compuestos que sí lo hacen a temperaturas accesibles. Por ejemplo, el cuarzo (SiO_2) requiere una temperatura de fusión muy elevada, cercana a los 1750°C . Sin embargo, al mezclarse con carbonato de sodio (Na_2CO_3) en estado pulverizado, esta combinación puede fundirse a aproximadamente 1050°C , una temperatura que se alcanza sin dificultad en los hornos utilizados en dicho ensayo. Para lograr una fusión eficiente, se necesita emplear fundentes ácidos, como la sílice o el bórax, cuando se trabaja con materiales de naturaleza básica; y fundentes básicos, como el litargirio o el carbonato de sodio, cuando se trata de fundir sustancias ácidas (Hilari - Hilari, 2018, p. 27).

Los *fluxes* o fundentes comprenden diversos compuestos químicos empleados en instalaciones de tratamiento de minerales. Su propósito principal es disminuir su temperatura de fusión de las muestras, así como facilitar la eliminación parcial de las escorias generadas durante el proceso metalúrgico.

2.2.10 Componentes del fundente

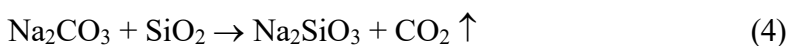
2.2.10.1 Litargirio. Condori y Pacco (2019, p. 19) afirman que el litargirio, identificado químicamente como óxido de plomo II (PbO), posee un punto de fusión de 883 °C y una composición de plomo equivalente al 92,8%. En metalurgia, se emplea como un fundente de carácter básico con notables propiedades oxidantes y desulfurantes. Mediante su reducción, se obtiene el plomo en fase líquida necesario para la captación de metales nobles. Gracias a que el plomo fundido presenta una densidad de 11.3 g/cm³ y una temperatura de fusión de 327 °C, se consigue una segregación efectiva de la escoria, la cual posee una gravedad específica significativamente menor, de solo 2,8. Este bullión plumbífero es susceptible a la reoxidación por contacto con el aire. Sin embargo, es vital regular el excedente de litargirio en la carga, puesto que, si bien el plomo líquido es un excelente solvente para el oro y la plata, estos conservan una solubilidad parcial en el óxido de plomo, el cual es filtrado por la porosidad de los recipientes de ceniza de hueso. Bajo condiciones térmicas de 726 °C, el compuesto interactúa con la sílice para generar silicatos de plomo (PbO.SiO₂ o 2PbO.SiO₂) de gran estabilidad. Finalmente, al aproximarse a los 940 °C, la escoria adquiere una fluidez superior que favorece la concentración de los valores metálicos en el bullión, estableciendo una unión química sumamente difícil de descomponer.

Se observa el comportamiento del litargirio como agente oxidante frente al carbono. Por otro lado, en la reacción (2) se ilustra su doble función como agente desulfurante y oxidante al interactuar con la pirita presente en la muestra



2.2.10.2 Sílice. Como mencionan Condori y Pacco (2019, p. 21) la sílice, denominada químicamente como óxido de silicio IV (SiO_2) o cuarzo, constituye un reactivo de naturaleza fuertemente ácida. En su estado sólido, presenta una coloración blanquecina con un peso molecular de 60.08 g/mol, registrando una densidad de 2.651 g/cm³ a 0°C. Este compuesto es fundamental en la metalurgia, ya que su capacidad para interactuar con óxidos metálicos permite la formación de silicatos, principio básico en la generación de escorias. Con un punto de fusión situado en los 1750 °C, se emplea como fundente en minerales con carencia de sílice, actuando además como un escudo protector para escorificadores y crisoles frente a la corrosión del litargirio. No obstante, su dosificación requiere una gestión rigurosa; un excedente de este reactivo, que se presenta como un fluido de altísima viscosidad en estado líquido o de forma pulverizada, podría derivar en la pérdida de metales nobles atrapados en la escoria.

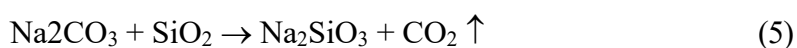
Se observa el comportamiento de la sílice como agente escorificante al reaccionar con el exceso de litargirio en la reacción (3). Por otro lado, en la reacción (4) se ilustra su función como fundente ácido al interactuar con el carbonato de sodio presente en la mezcla:



2.2.10.3 Carbonato de Sodio. De acuerdo con lo planteado por Hilari-Hilari (2018, p. 29), el carbonato de sodio (Na_2CO_3) con peso molecular 106,004g/mol y punto de fusión de 852 °C, actúa como un potente fundente básico. Al reaccionar con la sílice. Los silicatos formados pueden combinarse con distintos óxidos básicos, originando estructuras más complejas. Sumado a su facilidad para formar sulfatos

alcalinos, este compuesto también se emplea como un agente desulfurante y oxidante. Su uso favorece la claridad de la escoria; sin embargo, en cantidades excesivas puede generar escorias viscosas e higroscópicas, lo que complica su separación del doré.

En la reacción (5), se observa su capacidad para descomponer sales básicas y facilitar la formación de una fase líquida.



2.2.10.4 Bórax. Como se describe en el estudio de Hilari-Hilari (2018, p. 28), el borato de sodio o bórax ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$), el cual funde con una temperatura de 743°C , por lo cual disminuye el punto de fusión. Cuando llega a fundirse es muy denso al experimentar una transición cromática hacia el rojo, este reactivo se convierte en un agente líquido de alta potencia ácida, con la capacidad de emulsionar y absorber la mayoría de los óxidos, tanto de naturaleza ácida como básica. Sin embargo, el uso de bórax en proporciones desmedidas resulta contraproducente, ya que impide una fusión adecuada, derivando en la formación de una escoria excesivamente sólida y carente de homogeneidad.

Tabla 2

Composición del fundente usado en laboratorio

COMPOSICION	CANTIDAD DE MUESTRA (Kg)	%
Litargirio	25.0	71.02
Carbonato de Sodio	8.08	22.98
Bórax	0.77	2.27
Sílice	1.35	3.81
Total	35.21	100.00

Nota. Formulación estándar de la mezcla de fundentes preparada para los ensayos de fusión por vía seca.).

2.2.11 Componentes para la Fundición

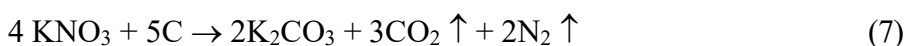
2.2.11.1 Nitrato de plata. Rojas y Saavedra (2015, p. 47), sostiene que el nitrato de plata (AgNO_3) se define como el compuesto soluble más relevante derivado de este metal, funcionando como el precursor fundamental para la síntesis de la mayoría de las sustancias argénticas. En los procesos de ensayo a fuego, su aplicación es determinante para la recuperación del oro, especialmente cuando las muestras presentan un contenido de plata nulo o insuficiente. La adición de este reactivo facilita la formación del botón doré, permitiendo que las fases de partición o disgregación se ejecuten con una precisión técnica rigurosa.

2.2.11.2 Harina. La celulosa es un polisacárido de fórmula $\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5$ y peso molecular con el valor de 162.14 g/mol y con punto de fusión con el valor de 742 °C actúa como un agente reductor que ayuda en la formación del producto metálico aumentando el tamaño del (regulo), debido a que tiene carbono, la harina es usado porque tiene un bajo costo en el mercado. Su uso es para la reducción del litargirio para la formación de un regulo. (Condori Valencia y Pacco Yauri, 2019, p. 22)

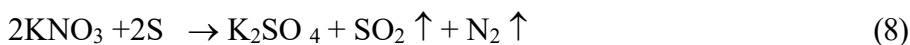
Se observa la acción del agente reductor (almidón o harina) al reaccionar con el litargirio para producir el plomo metálico necesario en la colecta de metales nobles en la reacción (6). En este proceso, el carbono del reductor desplaza al plomo de su óxido, generando una "lluvia" de gotas de plomo que atrapan el oro y la plata.



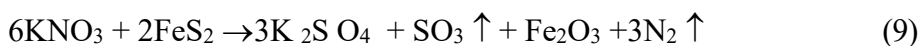
2.2.11.3 Nitrato de potasio. Como indican Condori y Pacco (2019, p. 23), el nitrato de potasio KNO_3 actúa como un potente agente oxidante con un punto de fusión de 339°C . Mientras que a temperaturas reducidas no genera alteraciones significativas, al alcanzar niveles térmicos elevados se descompone, liberando oxígeno que oxida de manera efectiva tanto a los sulfuros como a los metales base, tales como el plomo (Pb) y el cobre (Cu). Este compuesto mantiene su estabilidad hasta los 400°C , momento a partir del cual se desencadena la reacción química de oxidación característica bajo la siguiente ecuación (7), ayudando a controlar el tamaño del botón metálico y disminuye el tamaño del (regulo):



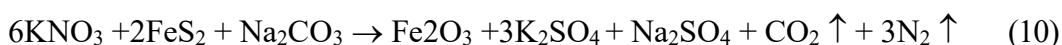
Entre el nitro y el azufre elemental para su eliminación como gas se ilustra en la reacción (8):



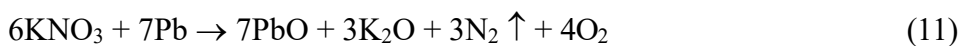
Por otro lado, la oxidación de sulfuros complejos como la pirita, transformándolos en óxidos y sulfatos, se detalla en la reacción (9):



Cuando la reacción con la pirita ocurre en presencia de carbonato de sodio, se favorece la formación de escoria según la reacción (10):



A una determinada temperatura elevada, el nitro tiene la capacidad de oxidar el plomo metálico de acuerdo con la reacción (11):



2.2.12 Fundición

Dentro de la metalurgia extractiva, el proceso de fundición representa una fase crítica en el procesamiento de menas para la obtención de metales valiosos. Durante esta etapa, operada comúnmente a temperaturas del orden de los 1060 °C, los minerales se someten a la acción combinada de energía térmica y reactivos químicos, induciendo transformaciones físicas y químicas en estado líquido. Este entorno controlado permite la segregación eficiente del metal de interés o de sus colectores de los componentes no deseados de la ganga (Hilari y Hilari, 2018, p. 24).

2.2.12.1 Reacciones de reducción. Como menciona Daga Inocente (2020, p. 28), durante la etapa de reducción en el proceso de fundición, diversas impurezas metálicas presentes en la carga experimentan una transición al estado metálico, siendo captadas por el plomo y comprometiendo la pureza del doré. En este entorno, el cobre que entra en contacto con la fase de plomo líquido se reduce hasta su forma elemental. Este fenómeno de reducción metalúrgica permite que el cobre se incorpore al colector, siguiendo una dinámica de reacción específica que debe ser monitoreada para evitar la contaminación del botón final.

Al interactuar el litargirio (PbO) y carbonato de sodio con la formula (Na_2CO_3), se observa la reducción de la pirita detallada en la reacción (12):



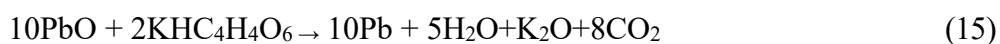
Bajo condiciones de menor disponibilidad de litargirio y otros agentes, la reducción química se produce de acuerdo con la reacción (13):



Finalmente, en presencia de litargirio, pero ante la ausencia de carbonato de sodio, no se genera la formación de sulfatos, procediendo la reacción según se ilustra en la reacción (14):



El tartrato de potasio y el almidón actúan también como potentes agentes reductores, transformando el litargirio en plomo metálico de acuerdo con la reacción (15):



A través de las distintas transformaciones reductoras ocurridas en la fusión, múltiples contaminantes metálicos del mineral alcanzan su forma primaria. Dichos elementos terminan por contaminar el botón de plomo que contiene de oro y plata, tal como se evidencia mediante la reacción con cobre descrita en el paso (16):

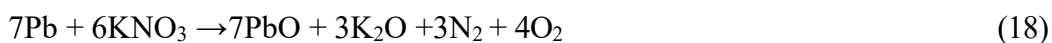


Sin embargo, debido al equilibrio químico dentro del crisol, el óxido de cobre (CuO) en contacto con el plomo (Pb) fluido puede reducirse nuevamente a cobre (Cu) elemental, reintegrándose al botón metálico según se ilustra en la reacción (17):



2.2.12.2 Reacción de oxidación. En la investigación de Daga Inocente (2020, p. 29) Se establece que la oxidación de las impurezas resulta indispensable para garantizar que estas se integren en la escoria mediante la interacción con los reactivos de fundición, evitando así su migración hacia el botón de plomo. Al emplear nitrato de potasio como agente comburente en este proceso de oxidación, se desencadena la siguiente reacción:

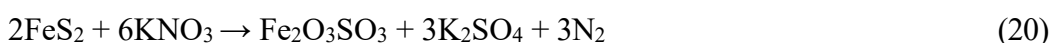
En primer lugar, se observa la oxidación del plomo metálico para su separación según se detalla en la ecuación (18):



Asimismo, el carbono presente es oxidado para regular el potencial de la mezcla, procediendo de acuerdo con la ecuación (19):



Por otro lado, la pirita es transformada en óxidos y sulfatos mediante la ecuación (20):



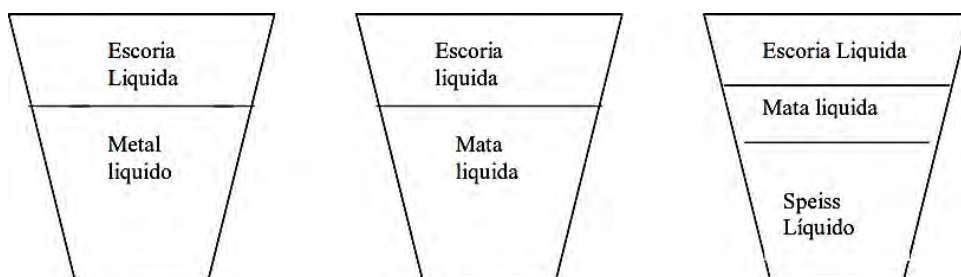
Finalmente, la neutralización de los óxidos de azufre con el carbonato de sodio se ilustra en la ecuación (21)



El proceso de oxidación por calcinación, ejecutado bajo llama intensa, constituye el método de mayor aplicación en los análisis cuantitativos de oro y plata. Esta técnica asegura la volatilización y eliminación efectiva de elementos interferentes, optimizando las condiciones de la muestra previo a la etapa crítica de copelación.

2.2.12.3 Estructuras de las escorias

Figura 2 Estructura de las escorias



Nota. El diagrama muestra la separación por densidades de la escoria, metal, mata y speiss. Adaptado de “*Análisis y desarrollo del laboratorio químico-metalúrgico en la planta Golden Valley S.A. - Ecuador* (p. 25), por J. L. B. Hilari Hilari, 2018.

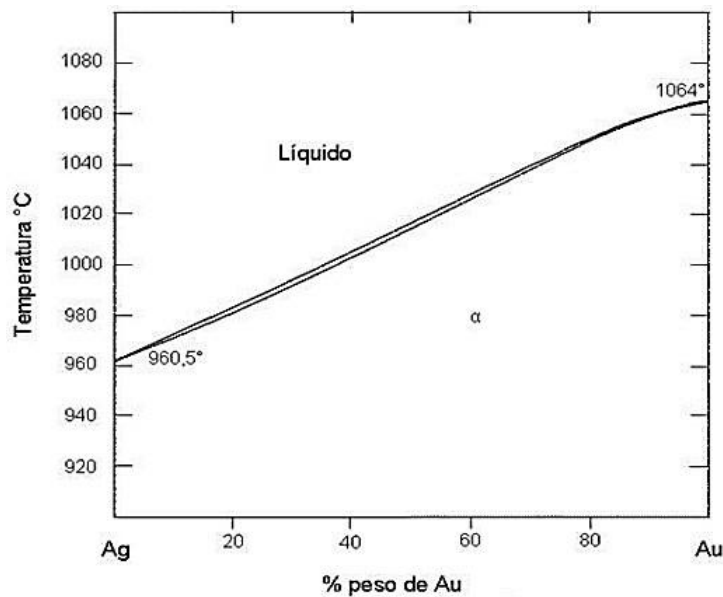
2.2.13 Fundición del dore

Como menciona Hilari Hilari (2018, p. 30), el metal crudo obtenido tras el proceso de fundición suele contener una proporción considerable de impurezas metálicas en solución, cuyos porcentajes están condicionados por la composición química del mineral original. Debido a la presencia de estos elementos no deseados, el producto que emerge del horno de fundición en estado no diluido debe someterse a etapas posteriores de purificación y refinación para alcanzar los estándares de pureza requeridos. En la figura 3 se puede observar el diagrama binario de Ag-Au la parte de fusión de las aleaciones al tener un alto contenido de oro. Se generará las fases de escoria, mata, speiss. metálica y sencillamente se puede separar, una vez que se han enfriado y se han solidificado y sale el regulo.

Se usa estas temperaturas de fusión recomendadas: 880 °C, 950 °C y 1060 °C

figura 3

Reacción binaria de oro y plata



Nota. El gráfico muestra la relación de solubilidad total entre la plata y el oro a diferentes temperaturas, destacando los puntos de fusión de ambos metales (960.5 °C y 1064 °C).

2.2.14 Copelación

Para Hilari Hilari (2018, p. 41), la copelación se realiza a una temperatura de 960 °C a 980 °C con el objeto de disminución del tamaño del regulo, la oxidación de este plomo en el horno y otras impurezas metálicas que existen en el regulo, las copelas son de material de hueso con magnesita, estas copelas tienen la capacidad de absorber el plomo. Un regulo adecuado es de 15g a 30g de peso, el 98,5 % del PbO es consumido por la copela, el restante se volatiliza y es extraído por la campana extractora. Luego que termine la copelación queda un dore brillante, que son el oro y la plata.

La copela se define como un recipiente refractario de estructura maciza y paredes porosas, diseñado específicamente para la refinación de metales preciosos. Su fabricación emplea materiales como magnesia (MgO), diatomita (SiO₂) o también puede ser ceniza de hueso, componentes que confieren la capilaridad necesaria para

facilitar la absorción selectiva del óxido de plomo fundido, permitiendo así la obtención de un botón metálico libre de impurezas.

En la Reacción (22) se describe el mecanismo de oxidación del plomo y la posterior formación de litargirio (PbO), proceso que permite su absorción por parte de la copela durante la etapa de copelación:



2.2.14.1 Factores en la copelación. Mantener la temperatura adecuada si es menor a 800°C se cristaliza y si es mayor a 1200 °C se volatiliza. Pasado de 10 a 15 minutos se deja una abertura para que ingrese el oxígeno. Por otro lado, los márgenes aceptables para la pérdida de plata en la etapa de copelación oscilan entre el 0% y 2%.

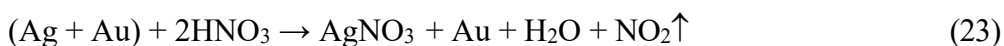
2.2.14.2 Extracción del oro y plata. De acuerdo a lo señalado por Hilari-Hilari, (2018), para extraer oro (Au) y plata (Ag), se aprovecha la capacidad del plomo fundido para captar y concentrar estos metales. La aleación formada por plomo, plata y oro puede obtenerse añadiendo plomo metálico (mediante escarificación) o reduciendo el litargirio (a través de fusión). La copelación permite segregar el regulo quedando el plomo (Pb) absorbido por las copelas, se obtiene botones que tienen oro y plata. La plata se elimina añadiendo ácido nítrico diluido, lo que deja el oro disponible para su cuantificación por método gravimétrico. La cantidad de plata se determina por diferencia, considerando el peso conjunto de los metales y el peso de la muestra analizada.

2.2.15 Ataque químico

La agresión química representa un factor crítico que puede comprometer la integridad de las estructuras en contacto directo con agentes reactivos. Este fenómeno impacta de manera variable en la durabilidad de los materiales, degradando

progresivamente su resistencia mecánica y estabilidad estructural. En consecuencia, el control de la corrosión y el ataque químico es determinante para garantizar la vida útil y la seguridad operativa de las instalaciones a largo plazo. En el ámbito analítico del ensayo al fuego, la partición o disolución selectiva del metal doré se realiza empleando una solución de ácido nítrico (HNO₃) al 15 % v/v a una temperatura de 90 °C durante un periodo de 20 min. El objetivo de este procedimiento es segregar la plata de la aleación, la cual se disuelve generando nitrato de plata (AgNO₃) en fase acuosa, mientras que el oro permanece insoluble en estado elemental (Hilari y Hilari, 2018, p. 46).

Una vez obtenido el doré en la Reacción (23) se describe cómo el ácido nítrico disuelve selectivamente la plata, separándola del oro sólido:



2.2.16 Componentes para procesos del ataque químico

2.2.16.1 Ácido nítrico. (UNAM, 2016), menciona que el ácido tiene como fórmula HNO₃ con densidad de 1.42g/cm³ se clasifica como agente oxidante fuerte tiene la capacidad de oxidar metales, menciona que dicho compuesto nítrico se presenta como un fluido entre cristalino y amarillento, caracterizado por una emanación irritante es irritante a la piel. El ácido nítrico puro cuando se mezcla con el agua aumenta la temperatura manejable.

2.2.16.2 Agua destilada. El agua destilada contiene exactamente la composición molecular que del agua (H_2O). El agua destilada se trata y purifica mediante destilación. El agua destilada no requiere de potabilización al estar libre de microorganismos y partículas dañinas para el organismo, tales como el boro, el cloro u otros metales pesados. (Fundación Aquae, 2021)

El agua destilada se emplea en el laboratorio para el lavado del botón (dore), con el fin de evitar la contaminación de la muestra y garantizar la pureza en los resultados.

2.2.17 *Calcinación*

El residuo sólido de oro tras ser lavado y secado, se somete a un tratamiento térmico en mufla a $600^{\circ}C$ por 10 minutos para lograr su consolidación definitiva. Este proceso de recocido induce una sinterización superficial que transforma el "*oro esponja*" originalmente oscuro, poroso y frágil debido a la dispersión de la luz en su estructura en una partícula metálica compacta y de alta cohesión. Esta reorganización atómica permite que el metal recupere su brillo y color amarillo característico, al tiempo que elimina cualquier traza de humedad o impurezas volátiles remanentes, garantizando así la estabilidad gravimétrica necesaria para un pesaje de alta precisión en la balanza analítica.

2.2.18 *Pesado en ultra micro balanza*

La cuantificación final del analito se efectúa en una ultra-microbalanza con una sensibilidad analítica de 0.0001 mg. En esta fase, el precipitado de oro calcinado se manipula meticulosamente con pinzas de acero inoxidable de alta precisión para ser depositado en el plato de pesada. Este procedimiento busca establecer la masa real con el mayor grado de exactitud posible.

2.2.19 Hidrometalurgia

Se basa en el estudio de extraer y recuperar los metales mediante procesos en fase líquida. Su campo de acción principal abarca la disolución de elementos metálicos en forma de iones dentro de soluciones acuosas, empleando para ello reactivos químicos específicos. En términos técnicos, por hidrometalurgia se entiende y comprende a la lixiviación selectiva también llamada (disolución) de componentes que son valiosos del mineral y su posterior recuperación, permitiendo la obtención de metales con altos niveles de pureza a partir de sistemas acuosos controlados (Mamani Ccahuana, 2024, p. 8).

Los estudios establecen que la metodología hidrometalúrgica se compone fundamentalmente de tres fases críticas, las cuales se detallan:

- Es necesario disolver los elementos metálicos contenidos originalmente dentro de la matriz sólida del mineral
- Resulta indispensable el enriquecimiento y la limpieza del licor cargado con los valores metálicos
- Corresponde efectuar la recuperación final de los metales o sus derivados químicos

2.2.20 Lixiviación por agitación

La lixiviación por agitación mecánica tiene como fin primordial optimizar el contacto interfacial entre el agente químico y las partículas metálicas para acelerar la cinética de disolución, para lo cual se requiere que el material sea molido a dimensiones inferiores a 105 μm (malla 150). La pulpa a una agitación con soluciones cianuradas en concentraciones de 200 a 800 ppm durante periodos de 6 a 72 horas. El pH debe estabilizarse entre 10.5 y 11.5 mediante la adición de cal, con esto asegura una concentración de CaO libre arriba de 100 g/m^3 para prevenir la hidrólisis del cianuro y

la emanación de gas cianhídrico (HCN). Finalmente, el autor destaca que la efectividad del método está condicionada por la liberación del metal y la mineralogía de la ganga, ya que ciertos componentes pueden actuar como consumidores de oxígeno o cianuro, restando capacidad de solubilización al sistema (Ponce Calcina, 2022, p. 23).

La lixiviación por agitación es la técnica de mezclar mineral y líquidos para extraer metales. Básicamente, se usa el movimiento para que el químico (ya sea cianuro, ácido o amoníaco) pueda "limpiar" o disolver el metal contenido en la piedra con mayor rapidez.

2.2.21 Cianuración

Según Misari Chuquipoma, (2010), este proceso sirve para la extracción del oro y también la plata requiere la interacción fisicoquímica entre el metal precioso, el cianuro de sodio (NaCN), el oxígeno y el agua. Esta reacción produce complejos solubles como el dicianoargentato de sodio, además de hidróxido de sodio como subproducto. Este fenómeno químico está regido por la ecuación de Elsner, publicada originalmente en 1846 y ratificada posteriormente por las investigaciones de Bodländer en 1896, estableciendo las bases estequiométricas de la lixiviación de metales preciosos. quedando la siguiente:

Estas dos reacciones son conocidas como las ecuaciones de Elsner



Dicha reacción de cianuración aurífera sucede de manera inmediata; por tanto, requiere supervisar la alcalinidad entre 10.5 y 11.5. Este control de pH evita la degradación del reactivo hacia cianuro de hidrógeno gaseoso, impidiendo así la pérdida del agente lixivante hacia la atmósfera del entorno.

2.2.22 Reactivos en el proceso de cianuración

2.2.22.1 Cianuro de sodio. Es una mezcla química de carbono y nitrógeno que tiene carga negativa, donde el nitrógeno actúa de forma trivalente al compartir tres enlaces covalentes con el átomo de carbono. Cuando este anión (CN^-) interactúa con elementos de carga positiva, tales como el sodio (Na), potasio (K) o calcio (Ca), la unión resultante da lugar a la formación de una sal inorgánica de alta solubilidad, conocida genéricamente como cianuro metálico (Parillo Colque (2014, p. 36).

El cianuro de sodio (NaCN) se presenta como un sólido cristalino de color blanco, caracterizado por su alta toxicidad y un aroma distintivo a almendras amargas. En la industria minera, su aplicación es principalmente para recuperar los metales preciosos y en los procesos de flotación selectiva de minerales polimetálicos, donde actúa como depresor en la separación de sulfuros. Este compuesto exhibe una reactividad violenta al contacto con el agua o soluciones ácidas, provocando el desprendimiento de cianuro de hidrógeno (HCN). El HCN es un gas extremadamente letal que requiere protocolos de seguridad rigurosos para prevenir fatalidades por inhalación o contacto (Ponce Calcina, 2022, p. 25).

2.2.22.2 Soda caustica. Como menciona Ponce Calcina (2022, p. 25), el hidróxido de sodio (NaOH) se identifica como un sólido blanquecino de naturaleza altamente higroscópica, con capacidad para absorber humedad atmosférica. Este compuesto presenta propiedades corrosivas al contacto con tejidos orgánicos y posee una elevada solubilidad en agua, proceso que se caracteriza por ser fuertemente exotérmico al liberar una gran cantidad de energía térmica. Su versatilidad química lo posiciona como uno de los reactivos más trascendentales en la industria global; se emplea extensivamente en la manufactura de celulosa y papel, el procesamiento de fibras textiles, la saponificación de grasas y la síntesis de diversos precursores químicos.

En el ámbito metalúrgico, su función primordial radica en actuar como un regulador de pH crítico para estabilizar las soluciones de lixiviación.

2.2.22.3 Yoduro de potasio (KI). Cipriano Blas (2026, p. 62), señala en el protocolo de titulación para determinar la fuerza de la solución de NaCN, se emplea una técnica de volumetría utilizando un reactivo estándar de concentración conocida. Para este análisis, se prepara una solución de yoduro de potasio (KI) al 10%, disolviendo 25 g del compuesto en 250 mL de agua destilada. El consumo operativo de esta solución oscila entre 1.5 y 2 mL por jornada. Este procedimiento analítico es crítico para cuantificar con exactitud la fuerza de cianuro, garantizando la estequiometría necesaria para la disolución del oro. De este modo, se logra optimizar el balance de masa de los reactivos, previniendo ineficiencias operativas o el uso excesivo de cianuro en el circuito.

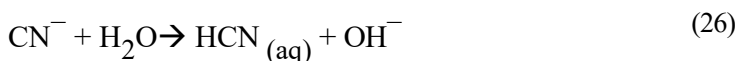
2.2.22.4 Nitrato de Plata ($AgNO_3$). De acuerdo con Cipriano Blas (2026, p. 62), la solución valorante para la determinación de cianuro se prepara mediante la disolución de 4.33 g y también de nitrato de plata ($AgNO_3$) en 1000 mL de agua destilada, estableciendo así un estándar de concentración definida. Este reactivo se emplea en un proceso de titulación volumétrica para cuantificar el cianuro libre presente en las soluciones de lixiviación. En condiciones operativas, el consumo de esta solución estándar oscila entre 114 y 171 mL por jornada, cifra que fluctúa según el volumen de muestras y la demanda del proceso. La implementación de la titulación argentométrica permite un monitoreo riguroso de la concentración de NaCN, y asegurando la eficiencia cinética en la extracción de oro y facilitando la evaluación del balance de reactivos para minimizar mermas económicas.

2.3 Bases Teóricas

2.3.1 Protocolo y Justificación Técnica del Muestreo de Minerales

2.3.1.1 Cantidad y Masa Crítica de Muestra. La recolección de masa en campo se rige por la teoría de muestreo de Pierre Gy, determinando una masa inicial de muestra bruta de 2.0 kg y 5.0 kg para minerales con tamaño máximo de fragmento de ¼ de pulgada. Esta cantidad supera la masa crítica mínima requerida para controlar el error fundamental de muestreo (FME). Para la etapa final de cuantificación mediante Ensayo al Fuego (Fire Assay), los estándares operativos de SGS estipulan la segregación de una alícuota exacta de 30.0 g (equivalente a 1 Tonelada de Ensayo) para muestras de cabeza, incrementándose a 50.0 g en el caso de relaves de baja ley con la finalidad de optimizar los límites de detección y reducir la incertidumbre analítica (SGS, 2026).

2.3.1.2 El pH. Como menciona Hilari-Hilari (2018), el control del pH en la lixiviación de oro (Au) y plata (Ag) empleando cianuro de sodio (NaCN) se justifica primordialmente por razones de estabilidad termodinámica, seguridad industrial y evaluación del consumo de reactivos. Al disolverse en un medio acuoso, el cianuro de sodio se disocia libremente e inicia un proceso de hidrólisis normado por el siguiente equilibrio químico dependiente de la concentración de iones hidrógeno. Por este motivo, el proceso se debe regular estrictamente para mantener el pH en un rango operativo de 10 a 12:



2.3.1.3 La granulometría. Como explica Hilari-Hilari (2018), la granulometría es controlada ordinariamente mediante el pasante de la malla #200 o el tamaño de corte P_{80} , gobierna directamente la cinética de reacciones heterogéneas. Dado que la lixiviación es un proceso que ocurre en la interfase sólido-líquido, la velocidad global de disolución química es directamente proporcional a la magnitud del área superficial específica expuesta al ataque del reactivo. Basándose en las leyes fundamentales de la cinética heterogénea, la tasa de disolución (R) se define mediante la función:

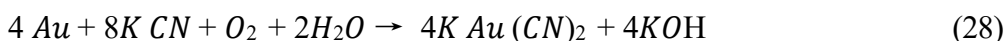
$$R = k \cdot A \cdot C \quad (27)$$

Donde k representa la constante cinética de la reacción, C es la concentración molar del reactivo y A es el área superficial neta del metal precioso. Al reducir el tamaño de la partícula mineral a través de una molienda fina controlada (por ejemplo, alcanzando un 80% bajo malla #200, equivalente a 75 micras), el área superficial específica (m^2/g) del espécimen se incrementa de forma exponencial (Hilari-Hilari, (2018)).

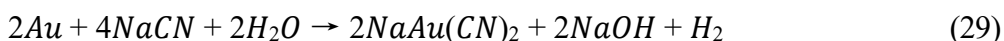
2.3.2 Química de la Cianuración

El tratamiento con cianuro para la disolución de oro y plata contenidos en minerales fue diseñado por J. S. MacArthur, R.V. Forrest y W. Forrest.

Esta ecuación fue planteada por Elsner.



La otra reacción sugerida es por Janin.

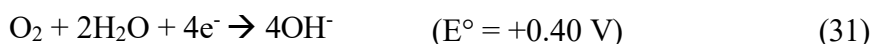
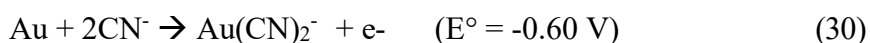


2.3.3 El Modelo de Elsner desde la Perspectiva Electroquímica

La disolución de los metales nobles (Au y Ag) en soluciones cianuradas diluidas y aireadas es un proceso anódico-catódico acoplado regido por la transferencia de electrones en la interfaz sólido-líquido.

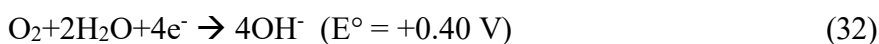
- **Reacción Anódica (Oxidación del Metal)**

Paralelamente, los electrones liberados por el oro viajan a través de la matriz metálica hacia las zonas catódicas de la partícula, donde el oxígeno disuelto en el agua actúa como el agente receptor de electrones:



- **Reacción Catódica (Reducción del Oxígeno)**

Paralelamente, los electrones liberados por el oro viajan a través de la matriz metálica hacia las zonas catódicas de la partícula, donde el oxígeno disuelto en el agua actúa como el agente receptor de electrones:



Al balancear las transferencias electrónicas (multiplicando la etapa anódica por 4) y acoplar termodinámicamente el sistema, se obtiene la Ecuación Global de Elsner con una diferencia de potencial estándar favorable.



2.3.4 Factores que afectan la disolución de oro

2.3.4.1 Fuerza de cianuro. También denominado cianuro libre, La solubilidad del oro en presencia de cianuro varía en función de la concentración de la solución. Cuando el contenido de NaCN es menor a 0.005 %, la disolución del oro resulta mínima; sin embargo, al alcanzar valores cercanos a 0.01 %, esta solubilidad se incrementa de manera significativa y, posteriormente, el aumento se vuelve más gradual hasta llegar a un máximo alrededor del 0.25 %. Se ha identificado que la concentración más eficiente se encuentra en el rango de 0.05 % a 0.07 % de NaCN. En la práctica, para el procesamiento de minerales auríferos suele emplearse una solución cercana al 0.05 %, mientras que en el caso de minerales argentíferos la concentración usual es de 0.3 %. En concentrados mixtos de oro y plata, la fuerza de la solución se ajusta entre 0.3 % y 0.7 %. El reactivo más utilizado en los procesos de cianuración es el cianuro de sodio (NaCN), aunque en ciertos casos también se emplea cianuro de potasio (Ponce Calcina, 2022, p. 30).

2.3.4.2 Concentración de oxígeno. Como indica Flores Mamani (2019, p. 51), la presencia de oxígeno resulta esencial para que el oro pueda disolverse bajo condiciones óptimas de cianuración. En distintos periodos se han intentado emplear oxidantes tales como el peróxido de sodio, también el KMnO_4 y el MgO , así como el bromo y el cloro, obteniéndose resultados variables. Sin embargo, el elevado costo de estos compuestos y las dificultades asociadas a su manipulación han llevado a que su uso sea cada vez menos frecuente. Además, con el tiempo se ha comprendido mejor tanto la naturaleza de las reacciones involucradas en la cianuración como la influencia de los componentes propios del mineral, evidenciándose que una aireación adecuada puede ofrecer rendimientos comparables a los alcanzados con oxidantes químicos.

2.3.4.3 Temperatura. Al aplicar energía térmica al contacto entre el cianuro y también el oro, surgen fenómenos antagónicos que condicionan la cinética extractiva. El incremento calórico potencia la actividad química, dinamizando la tasa de disolución; no obstante, esto provoca una caída en la concentración de oxígeno debido a la menor solubilidad gaseosa en fluidos calientes. Consecuentemente, se define un umbral térmico ideal para optimizar el proceso, situado teóricamente cerca de los 85 °C. Pese a ello, en operaciones a gran escala, trabajar con licores a altas temperaturas se descarta frecuentemente, ya que el gasto energético asociado compromete seriamente la rentabilidad económica del proyecto minero (Ponce Calcina, 2022, p. 31).

2.3.4.4 Alcalinidad de la solución. Para asegurar la estabilidad del cianuro de sodio y prevenir la generación de gas cianhídrico (HCN), se ajustó la alcalinidad de la solución mediante la adición controlada de hidróxido de sodio (soda cáustica) al 10% p/v, manteniendo un pH operativo mayor a 10.5 (Ponce Calcina, 2022).

2.3.4.5 Granulometría. Para optimizar la recuperación se requiere una granulometría fina estableciendo como parámetro un porcentaje mínimo de 75% a 90% pasante por la malla -200 (74 micras). Este nivel de molienda incrementa significativamente el área superficial de contacto, permitiendo que la solución cianurada penetre en las partículas y acelere la cinética de disolución del oro y también la plata (Flores Mamani, 2019).

2.3.4.6 pH en las soluciones. En determinadas situaciones, un aumento en el valor del pH puede provocar una disminución en la velocidad con la que el oro se disuelve, debido a que se aceleran reacciones secundarias que interfieren en el proceso principal. El pH ideal para operar debe establecerse en función de las propiedades específicas del mineral que se esté tratando. Dentro de la cianuración, es fundamental asegurar la presencia del ion cianuro (CN^-) en la solución para que el oro pueda disolverse correctamente. Si el pH se encuentra por debajo de 10, una mayor parte del cianuro libre se transforma en ácido cianhídrico (HCN), un gas altamente tóxico y volátil a temperatura ambiente, lo cual contiene un riesgo grave para la salud por inhalación. Por esta razón, en condiciones operativas se recomienda mantener el pH por encima de 10.5, lo que permite evitar la formación de HCN y asegurar una mayor disponibilidad del ion CN^- en la solución (Flores Mamani, 2019).

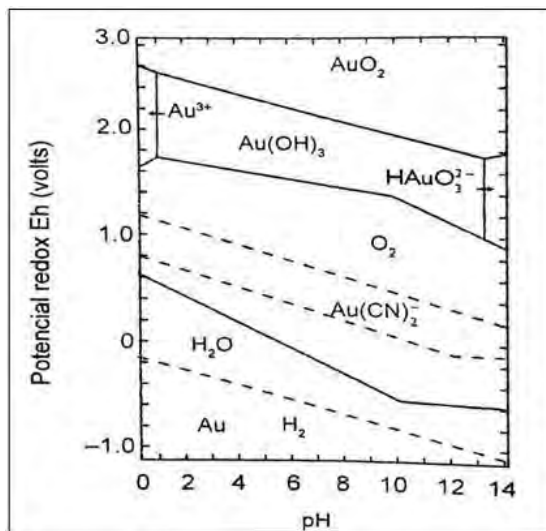
2.3.5 Termodinámica de la cianuración

Según Flores Mamani (2019), la estabilidad termodinámica del oro se describe de forma clásica mediante los diagramas de Pourbaix (Figuras 4 y 5), los cuales establecen la relación entre el “potencial de óxido - reducción (Eh) y el pH del medio acuoso”. Estos diagramas dan como evidencian que la formación de especies como el $\text{Au}(\text{OH})_3$, AuO_2 , HAuO_3^{2-} y el catión Au^{3+} donde lo cual requiere potenciales redox extremadamente elevados, los cuales superan incluso el límite de estabilidad termodinámica del agua. En consecuencia, la lixiviación directa del oro metálico

representa un desafío técnico considerable debido a su amplia zona de inmunidad y a la alta estabilidad química que posee frente a agentes oxidantes convencionales.

Figura 4

Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-CNa 25°C

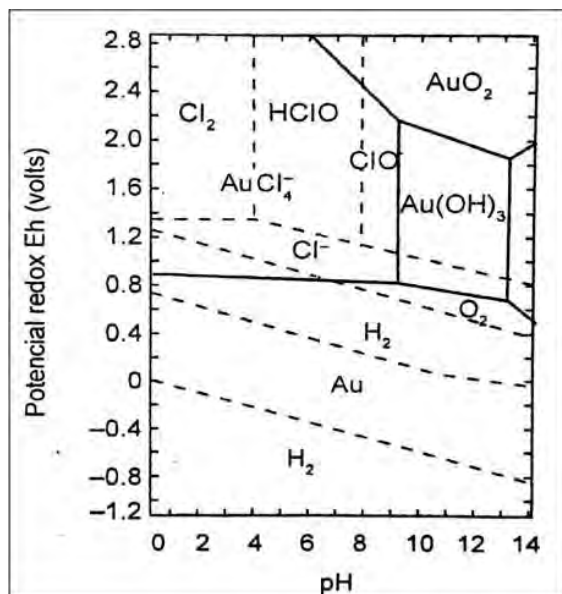


Fuente: (Flores Mamani, 2019) “Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-CNa 25°C”

Según Flores Mamani (2019), en este sistema Au – H₂O – CN⁻, la reacción $\text{Au}(\text{OH})_2^- + e^- \rightarrow \text{Au} + 2 \text{CN}^-$ ocurre bajo el umbral de equilibrio del solvente. El dominio de estabilidad del complejo, este comportamiento favorece la efectividad de la lixiviación, ya que permite la formación de complejos aurocianurados. Asimismo, el diagrama evidencia que especies como Au(OH)₃, Au³⁺ y HAuO₃²⁻ pueden ser reducidas en presencia de cianuro.

Figura 5

Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-Cl a 25°C



Fuente: (Flores Mamani, 2019) “Diagrama de estabilidad potencial – pH para el sistema Au-H₂O-Cl a 25°C”

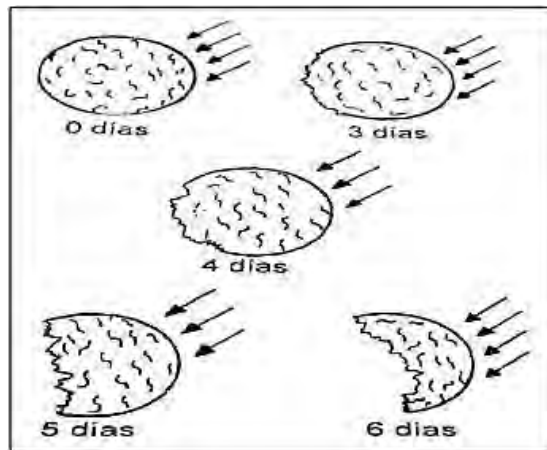
2.3.6 Mecanismo electroquímico

La extracción aurífera ocurre mediante distintos fenómenos físicos y químicos; específicamente en el sistema de cianuración, se ha comprobado que la cinética de disolución obedece estrictamente a los fundamentos electroquímicos de la degradación corrosiva. Este fenómeno fue validado mediante experimentos utilizando esferas micrométricas de oro fijadas sobre soportes sólidos. Al someter el sistema a un flujo constante de una solución de KCN exenta de aire se observó tras un periodo de tres días, una corrosión incipiente en la zona posterior a la incidencia del flujo (Figura 6). Transcurrido tres días, el volumen de la partícula de oro se redujo a la mitad al 50%,

evidenciando la transferencia electrónica y la formación de micro-celdas galvánicas en la superficie del metal (Misari, 2010, p. 15).

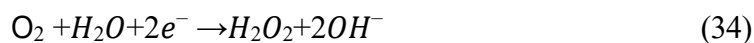
Figura 6

Reducción del oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica



Nota. Representación del comportamiento de partículas de oro ($120\ \mu\text{ diam}$) en solución de KCN y oxígeno a lo largo de 6 días. Adaptado de *Metalurgia del oro*, por Misari Chura (2010, p. 15).

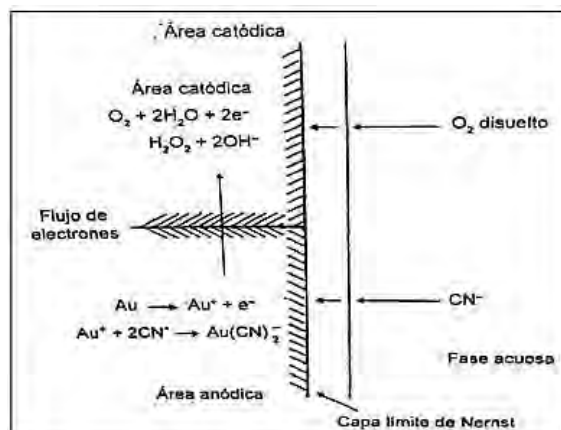
La representación esquemática de este fenómeno se ilustra detalladamente en la figura 6, donde se observa el funcionamiento de una celda de corrosión diferencial. Este mecanismo de transferencia electrónica permite la solubilización del metal precioso mediante las siguientes reacciones electroquímicas:



2.3.6.1 Representación de la disolución de oro en soluciones cianuradas por corrosión electroquímica

Figura 7

Disolución de oro en soluciones



Nota: Representa la disolución de oro en soluciones cianuradas, por corrosión electroquímica planteado por Misari Chura (2010).

El ensayo ratifica la transferencia electrónica desde el medio acuoso que contiene oxígeno y cianuro hacia la estructura sólida del oro. En dicho contacto se desarrolla la capa de difusión de Nernst, cuyo ancho constituye un factor vital supeditado a la técnica extractiva y al nivel de turbulencia aplicado. Este índice resulta fundamental, puesto que controla el flujo de reactivos hacia la zona de reacción y, consecuentemente, el rendimiento total de la velocidad con la que el metal se disuelve.

2.3.7 Cinética de la reacción

Según Flores Mamani (2019), dado que la duración total de una reacción suele estar determinada por la etapa más lenta denominada etapa controlante, resulta fundamental identificarla con el fin de optimizar su velocidad. Una reacción físico - química en la que participan simultáneamente puede desarrollarse a través de 5 etapas principales:

El proceso de disolución del oro sigue una secuencia cinética de cinco etapas fundamentales en sistemas heterogéneos:

1. Difusión de los reactivos (CN^- y O_2) desde el seno de la solución hacia la interfase sólido-líquido.
2. Adsorción de estos reactivos sobre la superficie metálica.
3. Reacción química (transferencia electrónica) en la superficie del sólido.
4. Desorción de los productos solubles generados (complejo dicianoaurato).
5. Difusión de los productos desde la interfase hacia el resto de la solución acuosa.

El rendimiento cinético total depende del paso limitante dentro de la operación. La duración de las fases 1 y 5 obedece a principios difusivos, en tanto que los estadios 2, 3 y 4 están condicionados por el potencial de activación molecular. En consecuencia, si el sistema está limitado por la difusión, un incremento en la agitación mecánica acelerará la lixiviación; por el contrario, si el control es por reacción química superficial, el aumento de la temperatura será el factor determinante para optimizar la velocidad de extracción las leyes de Fick son:

$$\frac{d(\text{O}_2)}{dt} = D_{\text{O}_2} \frac{A_1}{\delta} \{[\text{O}_2] - [\text{O}_2]_s\} \quad (37)$$

$$\frac{d(\text{CN}^-)}{dt} = D_{\text{CN}} \frac{A_2}{\delta} \{[\text{CN}^-] - [\text{CN}^-]_s\} \quad (38)$$

Donde:

$\frac{d(O_2)}{dt}$ y $\frac{d(CN^-)}{dt}$: representan con velocidades de difusión de O_2 y CN^- , esto está expresado en moles /s.

D_{O_2} y D_{CN^-} : Son sus coeficientes de difusión en $\frac{cm^2}{s}$

A_1 y A_2 : Representa las extensiones anódicas y catódica y también sobre las cuales se desarrolla la interacción expresada en cm^2

δ : representa el ancho de la capa límite de nerst, expresado en cm.

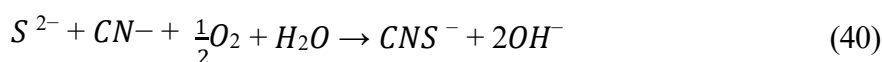
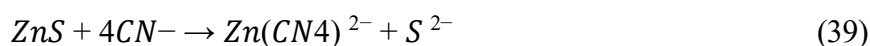
$[O_2]$ y $[CN^-]$: representa las concentraciones de oxígeno y también el cianuro en la solución, en moles/ml

$[O_2]_s$ y $[CN^-]_s$: representa la concentración sobre la superficie de reacción

2.3.8 Consumo de cianuro libre

El consumo de cianuro libre obedece a variables de origen químico y físico, las cuales se describen a continuación:

Generación de ligandos cianurados derivados de cationes en solución acuosa este fenómeno se expresa a través de las reacciones de complejación del zinc y del azufre, representadas en las ecuaciones (39) y (40):



Retención superficial en la ganga, particularmente si predominan cuarzos y

aluminosilicatos que favorecen la formación de sistemas coloidales dispersos

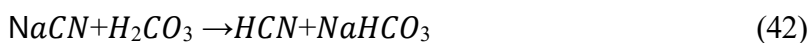
Generación de una capa sulfurosa insoluble sobre el oro metálico al interactuar con especies de azufre en el sistema.

2.3.9 Descomposición de soluciones de cianuro

El equilibrio químico del cianuro en medio acuoso ocurre así:



La tasa hidrolítica en los sistemas cianurados convencionales está supeditada estrictamente a la densidad de álcali disponible. Si la alcalinidad es elevada, el deterioro del reactivo es mínimo; no obstante, sin álcali remanente, la reacción debe controlarse incorporando cal viva (CaO). En operaciones mineras, la dosificación de cal constituye un estándar técnico con doble propósito: impedir la descomposición química del agente lixiviante y contrarrestar la acidez propia de la mena, cuya presencia induciría inevitablemente la emanación de gas cianhídrico (HCN) hacia la atmósfera, comprometiendo la seguridad operativa. Asimismo, la estabilidad de la solución se ve afectada por el dióxido de carbono (CO₂) atmosférico, ya que el ácido carbónico resultante al poseer una constante de acidez mayor que la del HCN descompone las soluciones alcalinas de cianuro bajo la siguiente reacción:



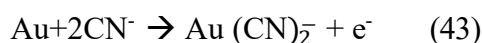
La descomposición por agentes atmosféricos también puede prevenirse mediante el uso de cal u otros agentes alcalinos. Dichas sustancias preservan la alcalinidad de seguridad en el licor y actúan prioritariamente frente al dióxido de carbono, convirtiéndolo en productos estables y neutros, tales como el carbonato de calcio (CaCO₃) precipitado. De este modo, se evita la formación de ácido carbónico y la

consecuente degradación del cianuro, asegurando que el reactivo permanezca disponible para la lixiviación del metal precioso (Misari, 2010, p. 23).

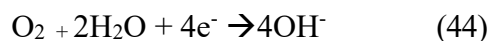
2.3.10 Mecanismo Electroquímico de Kudryk y Carrahe

Según Kudryk y Carraher (1954) La lixiviación del oro no es una simple disolución, es un proceso electroquímico. La disolución ocurre mediante micropilas galvánicas locales en la superficie del oro, compuestas por una zona anódica y una zona catódica:

Semirreacción Anódica (Oxidación del Oro):



Semirreacción Catódica (Reducción del Oxígeno):



En el estado estacionario, la velocidad de oxidación del oro debe igualar electroquímicamente a la velocidad de reducción del oxígeno (multiplicada por 4 debido al balance de electrones). Cuando la reacción es extremadamente rápida, las concentraciones en la superficie (O_2)_s y CN_s se aproximan a cero.

Ecuación de Difusión Heterogénea de Kudryk y Carraher:

$$D_{\text{disolución}} = \frac{D_{\text{CN}} \cdot D_{\text{O}_2} \cdot [\text{CN}^-] \cdot [\text{O}_2]}{\delta(D_{\text{CN}} \cdot [\text{CN}^-] + 4D_{\text{O}_2} \cdot [\text{O}_2])} \quad (45)$$

2.3.11 Fenómenos de Transferencia de Masa

Según Kudryk y Carraher (1954), dado que la cianuración es una reacción heterogénea (sólido-líquido), la velocidad global de disolución está fuertemente

controlada por el transporte de los reactivos (CN^- y O_2) desde el seno de la solución hacia la interfaz del metal noble. Este comportamiento cinético se rige por las leyes de la transferencia de masa a través de la capa límite difusional (Teoría de la capa estancada de Nernst). La velocidad de difusión de las especies reactivas hacia la superficie metálica se expresa matemáticamente mediante la primera ley de Fick:

$$\frac{dn}{dt} = \frac{D \cdot A}{\delta} (C_0 - C_i) \quad (46)$$

D: Coeficiente de difusión de la especie (cm^2/s)

A: Área de la superficie activa del metal (cm^2)

δ : Espesor de la capa límite difusional (cm)

C_0 : Concentración del reactivo en el seno de la solución (mol/cm^3)

C_i : Concentración del reactivo en la interfaz del metal (mol/cm^3)

2.3.12 Principio de Balance de Materia

La ecuación (56) determina el porcentaje de recuperación de oro (R) mediante un balance metalúrgico de productos, donde el numerador representa la masa de metal disuelta en la fase líquida calculada multiplicando la ley de la solución (L) por su volumen (V) y el denominador reconstruye la masa total inicial del mineral (ley de cabeza calculada) sumando el oro de la solución rica y el oro remanente en el ripio sólido. Para asegurar la homogeneidad dimensional frente a las unidades líquidas, la porción del ripio multiplica su ley por el peso seco de la muestra (W_m) e introduce el factor 34.285 para convertir las onzas por tonelada corta (onz/TC) a gramos por tonelada (g/t), junto al divisor 1000 que transforma los gramos a toneladas métricas equivalentes (Wills, 2016).

$$R = \frac{(L \cdot V)}{(L \cdot V) + (L_r \cdot F_C \cdot \frac{W_m}{1000})} \times 100 \quad (47)$$

2.3.13 Diseño compuesto central (DCC)

El Diseño Compuesto Central (DCC), introducido originalmente por Box y Wilson (1951), constituye el diseño experimental de segundo orden más utilizado en el ámbito de la evaluación industrial y de procesos mediante la Metodología de Superficie de Respuesta (MSR). Este diseño es particularmente idóneo cuando se sospecha la existencia de curvaturas (efectos no lineales) en la relación fundamental entre las variables independientes y la variable respuesta, permitiendo modelar regiones óptimas con una alta eficiencia estadística. La delimitación del dominio experimental se estableció a partir de los valores críticos operacionales (mínimo y máximo) identificados en las pruebas exploratorias previas. Estos límites metodológicos definieron los puntos factoriales (-1 y $+1$), a partir de los cuales se calcularon de forma equidistante los puntos axiales ($-\alpha$ y $+\alpha$) y los puntos centrales (0). Esta configuración geométrica garantiza las propiedades estadísticas del diseño, asegurando una estimación precisa de los efectos lineales, de interacción y de curvatura cuadrática en la variable de respuesta.

2.3.13.1 Puntos Factoriales. Con respecto a la arquitectura del diseño de Box y Wilson (1951), la cual corresponde a los vértices de un hipercubo dimensional, con niveles codificados en el rango geométrico $[-1, +1]$. Estos puntos proveen la base de información necesaria para estimar los efectos principales lineales y todas las interacciones de primer orden ($X_i X_j$).

2.3.13.2 Puntos Axiales. Se localizan simétricamente a una distancia específica α a lo largo de los ejes coordenados de cada factor, fuera de las caras del hipercubo. Sus coordenadas están dadas por pares ordenados del tipo $(\pm\alpha, 0, 0, \dots, 0)$, $(0, \pm\alpha, 0, \dots, 0)$, hasta completar los k factores. Su función matemática estricta es aportar los grados de libertad necesarios para modelar los términos puros de curvatura cuadrática (X^2) (Box y Wilson, 1951).

2.3.13.3 Puntos Centrales (n_c). La repetición de estos puntos bajo condiciones experimentales idénticas es indispensable para calcular la varianza del error puro del sistema, proveer estabilidad a la varianza de la predicción y controlar las propiedades de ortogonalidad del diseño (Box y Wilson, 1951).

Por consiguiente, el número total de corridas experimentales (N) requeridas para la ejecución de un DCC estándar se parametriza bajo la siguiente función lineal estricta

$$N = 2^k + 2k + n_c \quad (48)$$

2.3.13.4 Fundamento Matemático y Modelo Cuadrático. Según Box y Wilson (1951) el sustento del DCC radica en el desarrollo en serie de Taylor de segundo orden para aproximar una función de respuesta real y desconocida ($\eta = f(X_1, X_2, \dots, X_k)$). Mediante el principio de mínimos cuadrado ordinarios (MCO), se estiman los coeficientes del polinomio cuadrático generalizado, cuya expresión matricial e indexada se define como:

$$Y = \beta_0 + \sum_{i=1}^k \beta_i X_i + \sum_{i=1}^k \beta_{ii} X_i^2 + \sum_{i < j}^k \beta_{ij} X_i X_j + \varepsilon \quad (49)$$

Donde:

- Y : Variable de respuesta estimada del sistema experimental.
- β_0 : Coeficiente constante que representa el intercepto del modelo.
- β_i : Coeficientes ponderados asociados a los efectos lineales de cada factor.
- β_{ii} : Coeficientes cuadráticos puros encargados de modelar la curvatura del proceso
- β_{ij} : Coeficientes de interacción binaria de primer orden entre los factores analizados
- ε : Término correspondiente al error experimental residual del modelo.

2.3.13.5 Puntos Axiales y Determinación Estadística de Alfa (α) La distancia geométrica α de los puntos axiales al centro constituye el parámetro operacional más crítico del DCC. Su elección altera directamente las propiedades estadísticas de la matriz de diseño (X), afectando la cobertura del espacio experimental y determinando si el diseño final cumplirá con condiciones óptimas de rotabilidad u ortogonalidad (Box y Wilson, 1951).

2.3.13.6 Rotabilidad. La rotabilidad es una propiedad geométrica e isotrópica fundamental en la evaluación de los procesos mediante MSR. Un diseño experimental es estrictamente rotatable si la varianza de la respuesta predicha, denotada como $\text{Var}[\hat{y}(x)]$, depende única y exclusivamente de la distancia radial ρ desde el punto de predicción hacia el centro del diseño $(0, 0, \dots, 0)$, independientemente de la dirección o vector angular del espacio factorial (Box y Wilson, 1951).

Debido a que el investigador desconoce a priori la localización exacta del óptimo matemático real en el espacio, la rotabilidad garantiza una distribución de error homogénea y simétrica en todas las direcciones radiales a partir del origen. Para que un Diseño Compuesto Central cumpla rigurosamente con el criterio de rotabilidad, el valor de la distancia axial α debe determinarse algebraicamente en función del número de puntos del bloque (Box y Wilson, 1951).

factorial ($F = 2^k$) mediante la ley de potencias:

$$\alpha = (2^k)^{1/4} = F^{1/4} \quad (50)$$

2.3.13.7 Ortogonalidad. Un diseño se define como estadísticamente ortogonal cuando los efectos estimados de los diferentes términos del modelo pueden calcularse de forma totalmente independiente entre sí. En términos del álgebra lineal matricial, esto implica que el producto de la matriz de diseño transpuesta por sí misma ($X^T X$) da como resultado una matriz diagonal, o en su defecto, que la covarianza entre los coeficientes de regresión estimados es idéntica a cero ($\text{Cov}(\hat{\beta}_i, \hat{\beta}_j) = 0$ para todo $i \neq j$) (Box y Wilson, 1951).

En el plano práctico del DCC, los términos lineales (X_i) y de interacción ($X_i X_j$) son intrínsecamente ortogonales debido a la simetría del hipercubo factorial. No

obstante, los términos cuadráticos puros (X_2) comparten una correlación matemática intrínseca debido a que todos sus niveles experimentales son estrictamente positivos. Para contrarrestar esta multicolinealidad y forzar la condición de ortogonalidad del modelo completo, se debe ajustar de forma estricta el valor del parámetro axial α , o bien optimizar de manera precisa el número de réplicas en los puntos centrales (n_c) mediante la siguiente relación analítica (Box y Wilson, 1951).

$$\alpha = \left[\frac{\sqrt{N.F-F}}{2} \right]^{1/2} \quad (51)$$

O en función de la raíz generalizada balanceada:

$$\alpha = \left[\frac{Q-F}{4} \right]^{1/4} \quad (52)$$

Tabla 3

Matriz Codificada del DCC, Cálculo de α (1.682 para tres factores)

Corrida	Tipo de Punto	Factor 1 Codificado (X1)	Factor 2 Codificado (X2)	Factor 3 Codificado (X3)
1	Factorial (Vértice)	-1	-1	-1
2	Factorial (Vértice)	1	-1	-1
3	Factorial (Vértice)	-1	1	-1
4	Factorial (Vértice)	1	1	-1
5	Factorial (Vértice)	-1	-1	1
6	Factorial (Vértice)	1	-1	1
7	Factorial (Vértice)	-1	1	1
8	Factorial (Vértice)	1	1	1
9	Axial (Estrella)	-1.682	0	0
10	Axial (Estrella)	1.682	0	0
11	Axial (Estrella)	0	-1.682	0
12	Axial (Estrella)	0	1.682	0
13	Axial (Estrella)	0	0	-1.682
14	Axial (Estrella)	0	0	1.682
15	Central	0	0	0
16	Central	0	0	0
17	Central	0	0	0
18	Central	0	0	0
19	Central	0	0	0
20	Central	0	0	0

Nota. Matriz codificada de un Diseño Compuesto Central (DCC) para tres factores ($k = 3$), compuesta por 8 puntos factoriales, 6 puntos axiales ($\alpha = 1.682$) y 6 puntos centrales.

2.4 Hipótesis de la Investigación

2.4.1 Hipótesis general

La evaluación estadística de los parámetros operativos de la concentración de [NaCN], la cantidad de (NaOH) y el tiempo de cianuración maximiza significativamente el porcentaje de recuperación de oro y plata de los relaves de la mina La Rinconada.

2.4.2 Hipótesis específicas

HE1: Los relaves de la mina La Rinconada (Puno) presentan leyes de oro y plata con un alto valor económico residual, debido a la baja eficiencia del proceso de amalgamación artesanal previo.

HE2: El modelo matemático predictivo desarrollado mediante la Metodología de Superficie de Respuesta (MSR) explica y predice significativamente la variabilidad del porcentaje de recuperación de Au y Ag en función de las variables independientes controladas.

HE3: La concentración de soda es el factor operativo con mayor impacto en la eficiencia de la cianuración de los relaves mineros analizados, seguida en orden de influencia por la concentración de cianuro y el tiempo de agitación.

HE4: Existe una combinación óptima de los niveles de [CN-], (NaOH) y tiempo de cianuración que permite alcanzar la máxima eficiencia técnica en la recuperación de Au y Ag.

2.5 Variables

2.5.1 Variables Dependientes

Porcentaje de recuperación de oro y plata.

2.5.2 Variables Independientes

Concentración de Cianuro (ppm)

Cantidad de Soda (g)

Tiempo de agitación (hora)

2.5.3 Variables intervinientes

Granulometría

pH

Velocidad de agitación

3 CAPÍTULO III: MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Marco Metodológico

3.1.1 Método de Investigación

Este estudio aplica las leyes de la cianuración controlando sus variables en laboratorio para medir con precisión la recuperación de oro y plata.

3.1.2 Tipo y Diseño de Investigación

El trabajo corresponde a una investigación aplicada a la ingeniería, y se desarrolla bajo un enfoque cuantitativo, ubicándose en un nivel explicativo porque se enfoca en explicar por qué ocurre un fenómeno, en qué condiciones y porque relaciona dos o más variables. Asimismo, cuenta con un diseño experimental (de laboratorio), ya que se pretende evaluar el proceso mediante la manipulación deliberada y controlada de variables independientes para medir su efecto directo sobre el porcentaje de recuperación de oro (Au) y plata (Ag).

3.1.3 Tipo de Diseño Experimental

El estudio se desarrolla bajo un diseño experimental puro de laboratorio, el cual permite establecer de forma rigurosa la relación causa-efecto entre las variables del sistema. En este diseño, se manipulan intencionalmente las condiciones operacionales del proceso de cianuración para evaluar de manera objetiva su impacto sobre la eficiencia de recuperación. Las corridas experimentales se estructurarán mediante un diseño compuesto central (DCC), asegurando la obtención de datos cuantitativos precisos a través del análisis por ensayo al fuego para el posterior modelamiento y evaluación estadístico del proceso.

3.1.4 Plan de Análisis de Datos

El procesamiento y análisis de los datos cuantitativos obtenidos mediante los ensayos al fuego se realiza mediante estadística inferencial utilizando el software especializado Design-Expert (o Minitab). En primer lugar, se aplicará el análisis de varianza (ANOVA) con un nivel de confianza del 95% ($\alpha=0.05$) para determinar la significancia estadística de las variables operacionales (tiempo, concentración de cianuro y concentración de hidróxido de soda) y sus interacciones sobre la recuperación de oro (Au) y plata (Ag). Posteriormente, mediante la metodología de superficie de respuesta (MSR) derivada del diseño compuesto central (DCC), se generarán las ecuaciones polinomiales de segundo grado y los gráficos de contorno tridimensionales (superficies de respuesta), permitiendo modelar el sistema, validar matemáticamente los resultados y hallar las condiciones óptimas operacionales del proceso de cianuración.

3.2 Población

En esta investigación proviene de la “Mina La Rinconada”, donde se almacena todo el producto de relaves de las actividades mineras que pertenecen a diferentes compañías como Lerigor E.I.R.L, Corporación Minera Ananea S.A. y otros. El relave se caracteriza por ser sulfurado en matriz de cuarzo compuesto principalmente por pirita aurífera, marcasita, siderita, calcopirita diseminada y mínimamente óxidos de hierro.

3.3 Muestra

Se tomará una muestra aleatoria y representativa a partir de un total de 30 kg de relave procedente de la mina La Rinconada, la cual será evaluada en el laboratorio químico y metalúrgico.

La selección de los puntos de muestreo responde a un diseño probabilístico sistemático, lo que asegura que cada porción del volumen total tenga la misma probabilidad de ser extraída a profundidades controladas (típicamente entre 0.5 m y 1.5 m) según el espesor total del estrato. De este modo, se logra una penetración transversal que representa fielmente la variabilidad vertical de la ley mineral.

3.4 Equipos y Reactivos para Ensayo al Fuego

3.4.1 Equipos

- Horno eléctrico (mufla) de 220 a 280 °c
- Horno de fundición 1060 °c – 1080 °c
- Horno de copelación 960 °c – 980 °c
- Plancha para ataque químico 70 °c – 170 °c
- Plancha para calcinación 150 °c – 250 °c
- Chancadora de quijadas 14" x 7"
- Pulverizador mecánico eléctrico con temporizador (olla 550 gr. aprox.)
- Balanza electrónica
- Balanza de precisión

3.4.2 Reactivos

- Fundente (flux)
- Nitrato de potasio (KNO_3)
- Harina comercial
- Nitrato de plata (AgNO_3) al 3–5 %
- Ácido nítrico (HNO_3) al 15 %
- Ácido nítrico (HNO_3) al 100 %

3.4.3 Instrumentos

- Lámina de plomo
- Vaso precipitado
- Probeta
- Fiola (500 ml y 100 ml)
- Bureta
- Pipeta de 10 ml
- Pre pipeta (bombilla)
- Pizeta
- Bagueta
- Bandejas metálicas (20 x 7 cm)
- Lingoteras (7 unidades)
- Cucharas (para muestra y para balanza)
- Espátula de 4 pulgadas
- Alicate
- Cuarteador (30 x 30 x 10 cm)
- Manta 60 x 60 cm (área de cuarteo)
- Bolsa para muestreo minero
- Crisoles
- Copelas

3.5 Equipos, materiales, reactivos para la cianuración

3.5.1 Materiales

- Relave cuarteado
- Vasos de precipitados pequeños
- Pizetas

- Erlenmeyers
- Probetas
- Buretas
- Malla -200
- Papel filtro
- Embudos
- Frasco de muestra
- Baldes

3.5.2 Equipos

- 1 agitador
- Reactor
- pH-metro o papel Ph
- Balanza tipo Analítica

3.5.3 Reactivos para cianuración

- Pastillas de Cianuro de sodio
- Nitrato de plata al 3%
- Yoduro de potasio
- Soda caustica

3.6 Diseño experimental

Para obtener de recuperación del oro (Ag) y plata (Ag) se utilizará un proceso de cianuración que va a tener un diseño compuesto central (DCC) con una réplica con niveles de mínimo y máximo en la siguiente tabla 4 en base de su análisis químico que son las leyes de Oro y Plata.

Tabla 4*Niveles de variables*

Variables	Nivel mínimo	Nivel máximo
Tiempo de agitación (h)	10	19
Concentración de cianuro (ppm)	3200	4500
Concentración de Soda (NaOH)(g)	4.0g	5.30

Nota. Dominio experimental y niveles operacionales de los factores independientes considerados en el proceso de lixiviación. Elaboración propia.

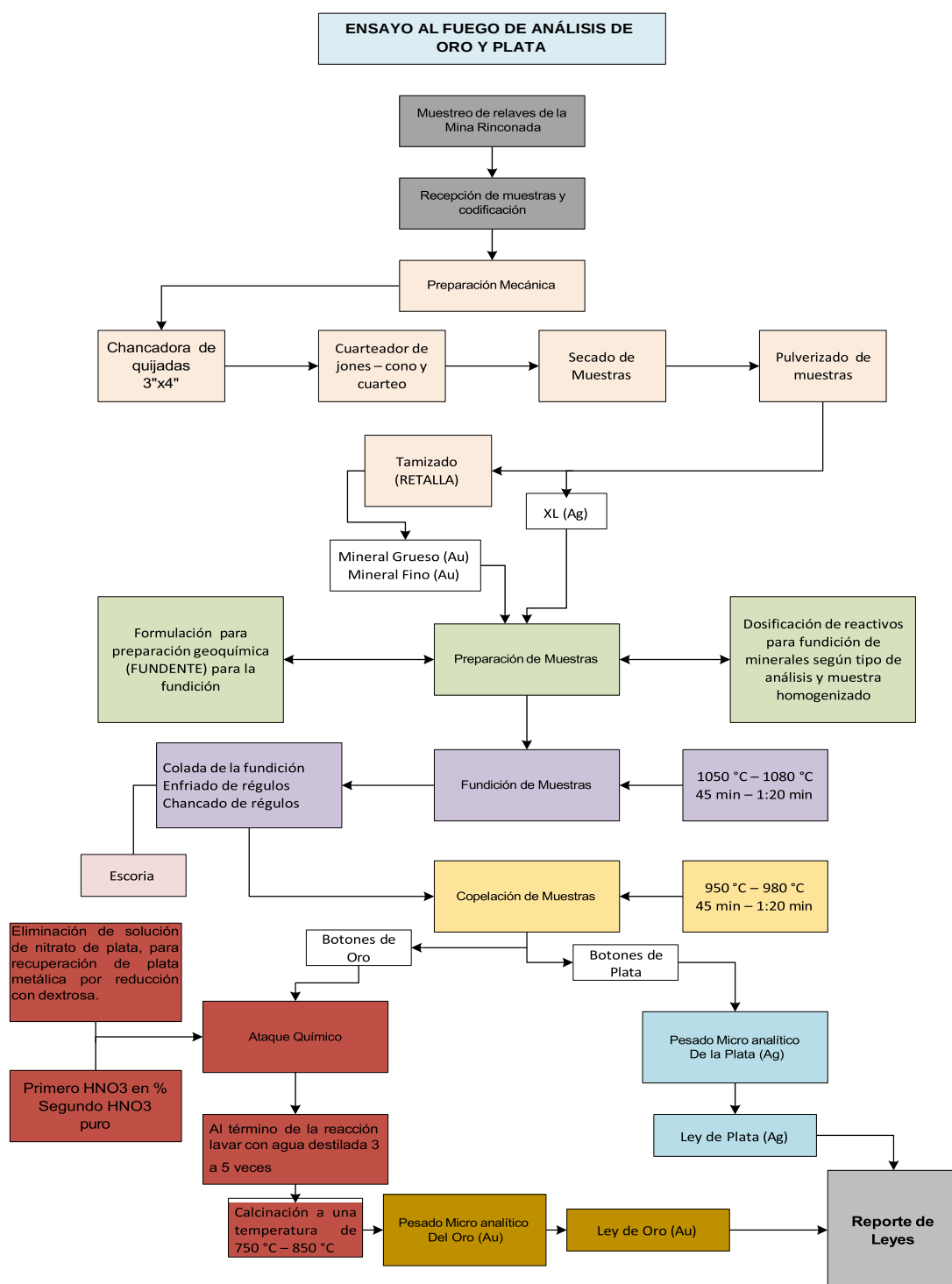
3.7 Pruebas experimentales

Para obtener su ley de oro (Au) y plata (Ag) por el método ensayo al fuego, Consiste en un proceso físico - químico que se dan a las muestras, se realizan las siguientes áreas:

1. Área de Preparación Mecánica
2. Área de dosificación de la muestra
3. Área de fundición
4. Área de Copelación
5. Área de Ataque Químico
6. Pesado en ultra micro balanza

Figura 8

Diagrama de bloques de ensayo al fuego de plata y oro



Nota. Se muestra las etapas generales de Oro (Au) y plata (Ag) que comprende el desarrollo de la Investigación.

3.8 Prueba para obtener la ley del Oro (Au)

3.8.1 Área de Preparación Mecánica

- La muestra obtenida de la mina La Rinconada fue de 15kg.
- La muestra pasa por un chancado de quijadas a un tamaño de 3/8"
- La muestra se coloca en seis bandejas, para realizar el secado en una mufla a 230 °C durante un promedio de 15 a 30 minutos aproximadamente.
- Se retira las bandejas de la mufla para su enfriamiento aproximadamente 10 a 25 minutos.
- Echar la muestra seca y frío a la olla con anillos para pulverizar, verificar y asegurar que el equipo pulverizador este correctamente colocado en la olla.
- Pulverizar las muestras de cada bandeja dura 3 minutos.
- Echar la muestra pulverizada a un mantel para blendeo y homogenizar y cuartear la muestra.
- Para determinar su ley del oro sacamos una cantidad de 220g a 230g de muestra por el método por puntos cuadriculados para realizar el análisis por newmont (retalla) por triplicado (1,2 y 3).
- Para determinar su ley de la plata se desarrolla con una cantidad de 180g de muestra por el método puntos cuadriculados (cuarteo) para realizar el análisis por lote (XL) y triplicado (1,2 y 3).
- Otra parte de la muestra de 5kg es para las pruebas metalúrgicas.

3.8.2 Área de dosificación de la muestra

Debido al carácter sulfuroso y piritoso de la muestra, la dosificación de reactivos en particular de nitrato de potasio y harina se ajusta para obtener un régulo de 22 a 25 gramos.

3.8.2.1 Para el oro (Au).

- Fundente = 130 g
- Muestra gruesa = 13,77 g
- Muestra fina (dos muestras) = 20 g
- Nitrato de potasio = 2.75 g
- Harina = 0.7 g
- Nitrato de plata (AgNO_3 - 5%) = 3ml – 5ml
- Del área de preparación mecánica ingresa las muestras para su dosificación, evitar la contaminación de las muestras y bien codificadas.
- La muestra (grueso) se vuelve a pesar en micro balanza y se agrega harina, nitrato de potasio y nitrato de plata con una pipeta de 2ml.
- La muestra (fino) se vuelve a pesar en micro balanza y se saca dos muestras cada uno con 20g y se agrega harina, nitrato de potasio y nitrato de plata con una pipeta de 2ml.
- Se le agrega fundente a cada uno de las muestras.
- Cada muestra está en la bolsa de plástico y codificado.

3.8.2.2 Para la plata (Ag).

- Fundente = 130g
- Muestra (dos muestras) = 20g
- Nitrato de potasio = 2.55g

- Harina = 1.25g
- Del área de preparación mecánica ingresa las muestras para su dosificación, evitar la contaminación de las muestras y bien codificadas.
- La muestra se vuelve a pesar en micro balanza y se saca dos muestras cada uno con 20g y se agrega harina, nitrato de potasio, evitar la contaminación con nitrato de plata.
- Se le agrega fundente a cada uno de las muestras.
- Cada muestra está en la bolsa de plástico y codificado.

3.8.3 Área de fundición

- Horno de alta temperatura 1060 °C – 1080 °C
- Campana extractora
- Crisoles bien codificados
- Bórax
- Verificar que los crisoles estén en un buen estado.
- Cada muestra que está en la bolsa de plástico se agita para una mezcla y se les coloca a los crisoles.
- Se le agrega 15g de bórax.
- Si el relave es piritoso con sulfuroso se le agrega litargirio 5g.
- El horno debe estar caliente a 1070 °C antes de colocar los crisoles con la muestra.
- Cargar los crisoles al horno de fundición y la temperatura disminuye a 860 °C con esta temperatura se inicia la fundición.
- Verificar cada 20 minutos la fundición.

- En 49 minutos llego a la temperatura de 1060°C esto significa que está casi completa la fundición, esperamos 15 minutos antes de la colada para tener una buena fundición.
- En lingotes de acero se realiza la colada, con mucho cuidado ya que se está trabajando a altas temperaturas y mucha concentración.
- Dejar enfriar 10 a 15 minutos
- Separar el regulo de plomo de la escoria con una comba y formar de forma paralelepípedo para ayudar su manipulación y extraer toda la escoria.
- El peso del regulo debe estar entre 25g a 30g, si esta menos eso significa que se vuelve a fundir añadiendo más harina o nitrato de potación KNO_3 .
- Peso del regulo del oro $W_{\text{Au}} = 22.03\text{g}$, $W_{\text{Au}} = 21.08\text{g}$, $W_{\text{Au}} = 23.29\text{g}$
- Peso del regulo del oro $W_{\text{Ag}} = 23.12\text{g}$, $W_{\text{Ag}} = 23.17\text{g}$, $W_{\text{Ag}} = 22.22\text{g}$
- Seguir las mismas pasas para la fundición del oro y plata.

3.8.4 Área de Copelación

- Horno de alta temperatura 960 °C – 980 °C
- Copelas bien codificadas de capacidad de 50g de regulo
- Se calienta las copelas durante 30 minutos en el horno a una temperatura de 960 °C, para extraer toda la humedad que tiene la copelas si se le agrega el regulo antes de calentar empieza a salpicar (chasquear) y varia la ley porque se pierde la muestra.
- Se verifica que las copelas estén calientes y se le agrega los régulos con mucho cuidado y empieza la copelación con una temperatura de 930 °C.
- Cerrar las puertas del horno durante 15 minutos o que todo el regulo este en un estado de líquido, al verificar esto se abre la puerta ligeramente para que pueda ingresar el oxígeno para acelerar la copelación.

- Verificar cada 2 minutos la plata para evitar que se pierda si se deja más tiempo puede perder hasta el 2% de su ley de la plata.
- La copelación termina cuando se observa el brillo del dore y se limpia.
- La plata termino su copelación en 42 minutos con un triche se extrae la copela con el dore a un crisol de porcelana para pesar en ultra micro balanza y registrar su peso.
- El oro termino su copelación en 57 minutos con un trinche se extrae la copela con el dore y se lamina luego colocamos a un crisol de porcelana y se dirige a la siguiente área.

3.8.5 Área de Ataque Químico (Digestión)

- Plancha a una temperatura de 70 - 120 °C
- Ácido nítrico HNO_3 al 15%
- Agua destilada
- Vaso precipitado
- Pipeta
- El dore se pone a la plancha con una temperatura de 70 - 120 °C y se le agrega ácido nítrico HNO_3 al 15%.
- Al pasar aproximadamente 5 minutos, se observa que el dore se dilata la plata en un estado líquido (burbujeos)
- Cuando termina el burbujeo se le agrega ácido nítrico HNO_3 puro para terminar por completo el ataque químico.
- Pasando 10 minutos se lava 5 o 6 veces con agua destilada se observa que hay oro de color marrón oscuro.
- Se coloca de nuevo a la plancha para su calcinación con 250 °C de temperatura y se obtiene el oro de color amarillo brillante.

- Se pesa en ultra micro balanza.

3.9 Cálculos para obtención de la ley del oro

Se realizó por el método de newmont (retalla) se definirá el oro fino y oro grueso y obtener la ley final del oro (Au)

Tabla 5

Peso del oro

Número de Pruebas	Código	Peso del oro fino (mg)	Peso del oro grueso (mg)
1	E y W1 Au	0.4550	0.2150
2	E y W2 Au	0.4555	0.2100
3	E y W3 Au	0.4550	0.2150
Peso Final (mg)	E y W Au	0.4552	0.2133

Nota. Distribución de masa de oro en sus fracciones fina y gruesa obtenida en los ensayos experimentales. El peso final corresponde al promedio aritmético de las tres pruebas.

3.9.1 Ley de oro fino

$$Au(fino) = \frac{\frac{Pb \times Pf}{20} \times 1000}{Pt} \quad (53)$$

- Peso de la balanza ultra micro balanza (Pb)
- Peso de la muestra para el oro fino (Pf)
- Peso de muestra total (Pt)
- 1g = 1000mg

$$Pb = 0.4552 \text{ mg}$$

$$Pf = 186.23 \text{ g}$$

$$Pt = 200 \text{ g}$$

$$Au(fino) = \frac{\frac{0.4552 \times 186.23}{20} \times 1000}{200}$$

$$Au(fino) = \frac{4.2386 \times 1000}{200}$$

$$Au(fino) = \frac{4238.6}{200}$$

$$Au(fino) = 21.193 \text{ mg/kg}$$

- 1 oz/TC = 34,285 mg/kg

$$Au(fino) = \frac{21.193}{34.285}$$

$$Au(fino) = 0.6181 \text{ oz/TC}$$

3.9.2 Ley de oro grueso

$$Au(grueso) = \frac{Pb \times 1000}{Pt}$$

- Peso de la balanza ultra micro balanza (Pb)
- Peso de la muestra total (Pt)
- 1g = 1000mg

$$Pb = 0.2133 \text{ mg}$$

$$Pt = 200\text{g}$$

$$Au(grueso) = \frac{0.2133 \times 1000}{200}$$

$$Au(grueso) = \frac{213.3}{200}$$

$$Au(grueso) = 1.0665 \text{ mg/kg}$$

- 1 oz/TC = 34,285 mg/kg

$$Au(grueso) = \frac{1.0665}{34.285}$$

$$Au(grueso) = 0.0311 \text{ oz/TC}$$

Ley final de oro

$$\text{Ley de Au} = 21.193 \text{ mg/kg} + 1.0665 \text{ mg/kg} = 22.2595 \text{ mg/kg}$$

$$\text{Ley de Au} = 0,6181 \text{ oz/TC} + 0,0311 \text{ oz/TC} = 0.6492 \text{ oz/TC}$$

3.10 Cálculos para obtención la ley de la plata

Se realizó por el método por lote (XL)

Tabla 6

Peso de la Plata

Número de pruebas	Código	Peso del dore (mg)	Peso del oro (mg)	Peso de la plata (mg)
1	E y W1 Ag	15.9225	0.6685	
2	E y W2 Ag	15.9230	0.6685	
3	E y W3 Ag	15.9220	0.6685	
Peso final (mg)	E y W Ag	15.9225	0.6685	15.2540

Nota. Distribución de masa de la plata en sus fracciones fina y gruesa obtenida en los ensayos experimentales. El peso final corresponde al promedio aritmético de las tres pruebas.

3.10.1 Ley de la plata

$$Ag(xl) = \frac{Pb \times 1000}{Pt} \quad (54)$$

- Peso de la balanza ultra micro balanza (Pb)
- Peso de la muestra total (Pt)
- 1g = 1000mg

$$Pb = 15.2540 \text{ mg}$$

$$Pt = 180 \text{ g}$$

$$Ag(xl) = \frac{15.2540 \times 1000}{180}$$

$$Ag(xl) = \frac{15254}{180}$$

$$Au(xl) = 84.7444 \text{ mg/kg}$$

- 1 onz/TC = 34,285 mg/kg

$$Ag(xl) = \frac{84.7444}{34.285}$$

$$Ag(xl) = 2.4718 \text{ oz/TC}$$

Tabla 7

Resumen de ley de oro y plata

Ley	mg/kg	oz/TC
Oro (Au)	22.2595	0.6492
Plata (Ag)	84.7444	2.4718

Nota. Leyes de cabeza de oro (Au) y plata (Ag) presentes en la muestra mineral, expresadas en miligramos por kilogramo (mg/kg) y equivalencias en onzas por tonelada corta (oz/TC).

3.10.2 Análisis comparativo de las leyes de cabeza de oro y plata

Los resultados reflejan una alta efectividad en la recuperación de oro respecto a los antecedentes reportados por la UNA (2002). Mientras que el mineral original presentaba leyes de cabeza elevadas pero erráticas para el oro (69.58 mg/kg a 75.22 mg/kg, evidencia del característico efecto pepita de La Rinconada), la ley en el relave generado en este estudio descendió notablemente a 22.26 mg/kg. Esto demuestra una extracción efectiva de más del 68% del oro mediante el proceso aplicado.

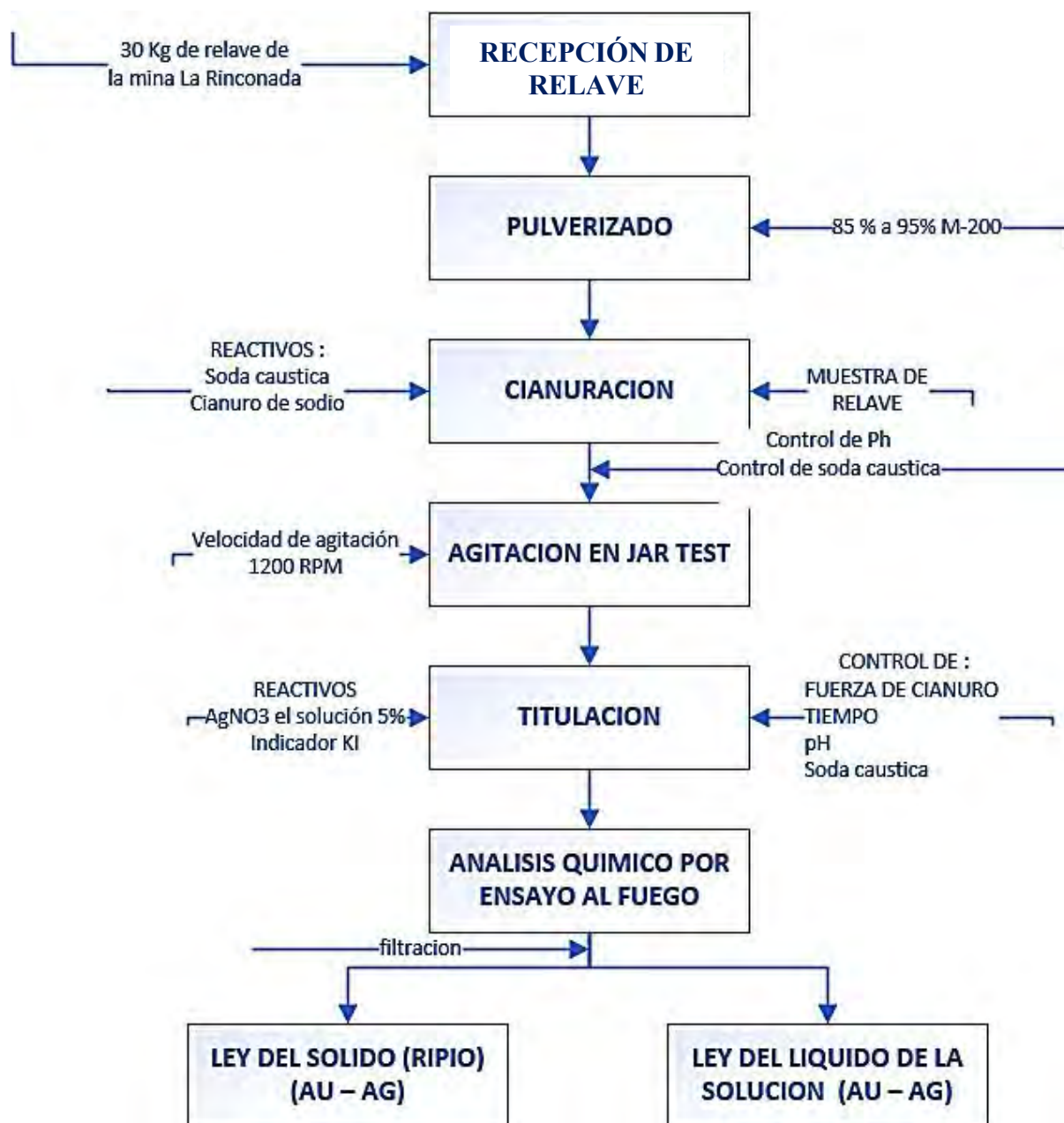
3.11 Análisis Metalúrgico

- El proceso inicia con el secado de la muestra en una mufla a 150 °C a 200 °C, con el fin de eliminar su humedad.
- Una vez seca, la muestra es sometida a una chancadora de quijadas, donde se reduce su granulometría. Luego el material triturado pasa a la pulverizadora, obteniéndose un polvo fino con una granulometría aproximada a malla 200.

- Posteriormente, el material es cuarteado y homogenizado para asegurar la representatividad de la muestra.
- A continuación, se pesa 350 g de relave, el cual se emplea en la prueba por agitación, junto con 5,5 litros de agua.
- Durante la preparación de la pulpa, se adicionan los reactivos cianuro y soda cáustica.
- Seguidamente, se procede al ajuste del pH, empleando un pH-metro. Para el adecuado desarrollo del proceso, el pH debe mantenerse en 11.5, garantizando condiciones óptimas para la cianuración.
- Cada media hora controlar los parámetros de cianuro consumido y soda cáustica mediante la técnica de titulación con nitrato de plata e indicador yoduro de potasio.

Figura 9

Diagrama de bloques de cianuración por agitación



Nota. Diagrama de flujo del proceso de cianuración por agitación en prueba de jarras (Jar Test) para la muestra de relave de la mina La Rinconada.

3.11.1 Determinación granulométrica del relave mediante malla #200

Para la evaluación física del material y el análisis de la granulometría, se ejecutó el procedimiento experimental correspondiente a la prueba N°. 17. Este ensayo permite determinar la distribución del tamaño de partícula del relave mediante tamizado, estableciendo las bases físicas para el control de la cinética de lixiviación posterior:

- Peso de la muestra (W_m) seca de mineral pulverizado = 350 g
- Peso del mineral (W_m) pasante de la malla (#200) = 311.85 g
- Peso del mineral retenido (W_{mr}) en la malla (#200) = 350 g – 311.85 g = 38.15g
- % malla (– 200) = (311.85 g / 350 g) x 100%
- %malla (#200) = 89.101%

Se realiza la prueba en un recipiente cilíndrico de capacidad de 8 L.

3.11.2 Cálculo de la cantidad de cianuro de sodio (NaCN)

Se realiza la prueba con una fuerza de 4000 ppm

$$\text{Fuerza de cianuro(ppm)} = \frac{X \text{ (kg de NaCN)}}{5.5} \times 10^6 \quad (55)$$

$$4000 = \frac{X \text{ (NaCN)}}{5.5} \times 10^6$$

$$X \text{ (NaCN)} = 0.022 \text{ kg}$$

$$X \text{ (NaCN)} = 22 \text{ g}$$

3.11.3 Determinación de soda caustica (NaOH)

Se agrega 4.85g de NaOH y seguir agregando hasta regular el pH de la prueba a 11.5

Datos para las pruebas metalúrgicas

- ✓ Peso de muestra (W_m) = 350g de repido (relave)
- ✓ Volumen agua (V_{H_2O}) = 5.5 L

✓ Peso de cianuro de sodio (W_{NaCN}) = 22 g

✓ Peso de soda caustica (W_{NaOH}) = 4.5 g

- Se inicia la prueba metalúrgica con el agitador, se realiza el control de consumo de cianuro cada media hora, tener en cuenta la fuerza del cianuro si es menor a 2600 ppm se aumenta el cianuro.

3.11.4 Cálculo de consumo de cianuro de sodio

✓ La fuerza inicial es 4000 ppm.

$$\text{Fuerza de cianuro (ppm)} = \left(Xkg \text{ de } \frac{NaCN}{5.5} \right) \times 10^6$$

$$4000 = \left(Xkg \text{ de } \frac{NaCN}{5.5} \right) \times 10^6$$

$$\frac{4000 \times 5.5}{10^6} = Xkg \text{ de } NaCN$$

$$Xkg \text{ de } NaCN = 0.022 kg$$

$$Xkg \text{ de } NaCN = 22 g$$

✓ En gramos es (W_{NaCN}) = 22 g

▪ Titulación 1 (2 horas)

De la prueba metalúrgica se saca una muestra de 5 ml se determina su gasto.

✓ Gasto de $AgNO_3$ = 6.85 ml

Determinar la fuerza de NaCN es:

$$\text{Fuerza de } NaCN = \text{gasto(ml)} \times 500 (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 6.85 \times 500$$

$$\text{Fuerza de } NaCN = 3425 ppm$$

Determinar el cianuro restante:

$$NaCN_{\text{restante}} = \frac{(\text{Fuerza de } NaCN) \times 5.5(\text{factor})}{1000}$$

$$NaCN_{restante} = \frac{3425 \times 5.5}{1000}$$

$$NaCN_{restante} = 18.8375 g$$

Consumo de cianuro

$$Consumo de NaCN = 22g - 18.8375g$$

$$Consumo de NaCN = 3.1625g$$

▪ Titulación 2 (4 horas)

De la prueba metalúrgica se saca una muestra de 5 ml se determina su gasto.

$$✓ \text{ Gasto de AgNO}_3 = 6.35 \text{ ml}$$

Determinar la fuerza de NaCN es:

$$Fuerza de NaCN = \text{gasto(ml)} \times 500 \text{ (factor)}$$

$$Fuerza de NaCN = 6.35 \times 500$$

$$Fuerza de NaCN = 3175 \text{ ppm}$$

Determinar el cianuro restante:

$$NaCN_{restante} = \frac{(Fuerza de NaCN) \times 5.5 \text{ (factor)}}{1000}$$

$$NaCN_{restante} = \frac{3175 \times 5.5}{1000}$$

$$NaCN_{restante} = 17.4625 g$$

Consumo de cianuro

$$Consumo de NaCN = 22g - 17.4625g$$

$$Consumo de NaCN = 4.5375g$$

▪ Titulación 3 (6 horas)

De la prueba metalúrgica se saca una muestra de 5 ml se determina su gasto.

$$✓ \text{ Gasto de AgNO}_3 = 5.85 \text{ ml}$$

Determinar la fuerza de NaCN es:

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto(ml)} \times 500 \text{ (factor)}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 5.85 \times 500$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2925 \text{ ppm}$$

Determinar el cianuro restante:

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{(\text{Fuerza de NaCN}) \times 5.5(\text{factor})}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{2925 \times 5.5}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = 16.0875 \text{ g}$$

Consumo de cianuro

$$\text{Consumo de NaCN} = 22\text{g} - 16.0875\text{g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 5.9125\text{g}$$

▪ Titulación 4 (8 horas)

De la prueba metalúrgica se saca una muestra de 5 ml se determina su gasto.

$$\checkmark \text{ Gasto de AgNO}_3 = 5.10 \text{ ml}$$

Determinar la fuerza de NaCN es:

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto(ml)} \times 500 \text{ (factor)}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 5.10 \times 500$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2550 \text{ ppm}$$

Determinar el cianuro restante:

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{(\text{Fuerza de NaCN}) \times 5.5(\text{factor})}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{2550 \times 5.5}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = 14.025 \text{ g}$$

Consumo de cianuro

$$\text{Consumo de NaCN} = 22g - 14.025g$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 7.975g$$

▪ **Titulación 5 (10 horas)**

De la prueba metalúrgica se saca una muestra de 5 ml se determina su gasto.

$$\checkmark \text{ Gasto de AgNO}_3 = 4.98 \text{ ml}$$

Determinar la fuerza de NaCN es:

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto(ml)} \times 500 \text{ (factor)}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 4.98 \times 500$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2490 \text{ ppm}$$

Determinar el cianuro restante:

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{(\text{Fuerza de NaCN}) \times 5.5(\text{factor})}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{2490 \times 5.5}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = 13.695 \text{ g}$$

Consumo de cianuro

$$\text{Consumo de NaCN} = 22g - 13.695g$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 8.305g$$

▪ **Titulación 6 (12 horas)**

De la prueba metalúrgica se saca una muestra de 5 ml se determina su gasto.

$$\checkmark \text{ Gasto de AgNO}_3 = 4.95 \text{ ml}$$

Determinar la fuerza de NaCN es:

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto(ml)} \times 500 \text{ (factor)}$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 4.95 \times 500$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2475 \text{ ppm}$$

Determinar el cianuro restante:

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{(\text{Fuerza de NaCN}) \times 5.5(\text{factor})}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{2475 \times 5.5}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = 13.6125 \text{ g}$$

Consumo de cianuro

$$\text{Consumo de NaCN} = 22 \text{ g} - 13.6125 \text{ g}$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 8.3875 \text{ g}$$

▪ Titulación 7 (15.20 horas)

De la prueba metalúrgica se saca una muestra de 5 ml se determina su gasto.

$$\checkmark \text{ Gasto de AgNO}_3 = 4.93 \text{ ml}$$

Determinar la fuerza de NaCN es:

$$\text{Fuerza de NaCN} = \text{gasto}(\text{ml}) \times 500 (\text{factor})$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 4.93 \times 500$$

$$\text{Fuerza de NaCN} = 2465 \text{ ppm}$$

Determinar el cianuro restante:

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{(\text{Fuerza de NaCN}) \times 5.5(\text{factor})}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = \frac{2465 \times 5.5}{1000}$$

$$\text{NaCN}_{\text{restante}} = 13.5575 \text{ g}$$

Consumo de cianuro Prueba Nro 17

$$\text{Consumo de NaCN} = 22g - 13.5575g$$

$$\text{Consumo de NaCN} = 8.4425g$$

3.11.5 Titulación para la recuperación de oro (Au)

Tabla 8

Consumo de Cianuro en 10 Horas con una Fuerza de CN de 3200 PPM (P1)

Numero de Titulacion	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	1.5125
2	3	2.8875
3	5	3.4375
4	7	3.575
5	8	3.9875
6	9	5.9125
7	10	6.5175

Nota. La cifra **6.5175** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (10 horas).

Tabla 9

Consumo de Cianuro en 10:20 Horas con una Fuerza de CN de 3250 PPM (P2)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	1.7875
2	3	3.1625
3	5	3.7125
4	7	3.85
5	8	4.2625
6	9	6.1875
7	10:20	6.7925

Nota. La cifra **6.7925** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (10:20 horas).

Tabla 10

Consumo de Cianuro en 10:40 Horas con una Fuerza de CN de 3300 PPM (P3)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.0625
2	3	3.4375
3	5	3.9875
4	7	4.125
5	8	4.5375
6	9	6.4625
7	10:40	6.875

Nota. La cifra **6.875** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (10:40 horas).

Tabla 11

Consumo de Cianuro en 11 Horas con una Fuerza de CN de 3250 PPM (P4)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.0625
2	3	3.1625
3	5	3.9875
4	7	4.4
5	9	4.8125
6	10	6.7375
7	11	6.7375

Nota. La cifra **6.7375** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (11 horas).

Tabla 12*Consumo de Cianuro en 11:20 Horas con una Fuerza de CN de 3400 PPM (P5)*

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	1.7875
2	3	3.4375
3	5	4.2625
4	7	4.675
5	9	5.0875
6	10	6.1875
7	11:20	6.7925

Nota. La cifra **6.7925** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (11:20 horas).

Tabla 13*Consumo de Cianuro en 11:40 Horas con una Fuerza de CN de 3450 PPM (P6)*

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.0625
2	3	3.7125
3	5	4.5375
4	7	4.95
5	9	5.3625
6	10	6.1875
7	11:40	6.875

Nota. La cifra **6.875** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (11:40 horas).

Tabla 14*Consumo de Cianuro en 12:00 Horas con una Fuerza de CN de 3500 PPM (P7)*

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.3375
2	3	3.9875
3	5	4.8125
4	7	5.225
5	9	5.6375
6	10	5.9125
7	12:00	6.93

Nota. La cifra **6.93** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (12:00 horas).

Tabla 15

Consumo de Cianuro en 12:20 Horas con una Fuerza de CN de 3550 PPM (P8)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.6125
2	3	4.2625
3	5	5.0875
4	7	5.225
5	9	5.9125
6	11	6.05
7	12:20	6.9575

Nota. La cifra **6.9575** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (12:20 horas).

Tabla 16

Consumo de Cianuro en 12:40 Horas con una Fuerza de CN de 3600 PPM (P9)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.6125

2	3	3.4375
3	5	3.9875
4	7	4.675
5	9	5.3625
6	11	5.775
7	12:40	6.99875

Nota. La cifra **6.99875** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (12:40 horas).

Tabla 17

Consumo de Cianuro en 13 Horas con una Fuerza de CN de 3650 PPM (P10)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.8875
2	3	3.7125
3	5	4.2625
4	7	4.95
5	9	5.6375
6	11	5.775
7	13:00	7.007

Nota. La cifra **7.007** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (13 horas).

Tabla 18

Consumo de Cianuro en 13:20 Horas con una Fuerza de CN de 3700 PPM (P11)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.0625
2	3	2.8875
3	5	3.575
4	7	4.8125

5	9	5.9125
6	11	6.05
7	13:20	7.095

Nota. La cifra **7.095** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (13:20 horas).

Tabla 19

Consumo de Cianuro en 13:40 Horas con una Fuerza de CN de 3750 PPM (P12)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	1	2.3375
2	2	3.1625
3	4	3.85
4	6	5.0875
5	8	6.1875
6	10	6.325
7	13:40	7.15

Nota. La cifra **7.15** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (13:40 horas).

Tabla 20

Consumo de Cianuro en 14:00 Horas con una Fuerza de CN de 3800 PPM (P13)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	2.53
2	4	3.4375
3	6	3.85
4	8	5.3625
5	10	6.1875
6	12	6.4625
7	14:00	7.1775

Nota. La cifra **14:00** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (14:00 horas).

Tabla 21

Consumo de Cianuro en 14:20 Horas con una Fuerza de CN de 3850 PPM (P14)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	2.805
2	4	3.7125
3	6	4.125
4	8	5.6375
5	10	6.4625
6	12	6.7375
7	14:20	7.4525

Nota. La cifra **7.4525** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (14:20 horas).

Tabla 22

Consumo de Cianuro en 14:40 Horas con una Fuerza de CN de 3900 PPM (P15)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.1625
2	4	3.9875
3	6	4.4
4	8	5.9125
5	10	6.7375
6	12	7.0125
7	14:40	7.7275

Nota. La cifra **7.7275** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (14:40 horas).

Tabla 23

Consumo de Cianuro en 15:00 Horas con una Fuerza de CN de 3950 PPM (P16)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.4375
2	4	4.2625
3	6	4.675
4	8	6.1875
5	10	7.0125
6	12	7.2875
7	15:00	8.0025

Nota. La cifra **8:0025** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (15:00 horas).

Tabla 24

Consumo de cianuro en 15:20 horas con una fuerza de CN de 4000 PPM (P17)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.1625
2	4	4.5375
3	6	5.9125
4	8	7.975
5	10	8.305
6	12	8.3875
7	15:20	8.4425

Nota. La cifra **8.4425** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (15:20 horas).

Tabla 25

Consumo de Cianuro en 15:40 Horas con una Fuerza de CN de 4050PPM (P18)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.4375
2	4	4.8125
3	6	6.1875
4	8	8.25
5	10	8.58
6	12	8.6625
7	15:40	8.7175

Nota. La cifra **8:7175** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (15:40 horas).

Tabla 26

Consumo de Cianuro en 16:00 Horas con una Fuerza de CN de 4100 PPM (P19)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.7125
2	5	5.0875
3	8	6.4625
4	11	8.525
5	13	8.855
6	15	8.9375
7	16:00	9.8175

Nota. La cifra **9.8175** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (16:00 horas).

Tabla 27

Consumo de cianuro en 16:20 horas con una fuerza de CN de 4150 PPM (P20)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.7125
2	5	5.3625
3	8	6.7375

4	11	8.8
5	13	9.13
6	15	9.2125
7	16:20	9.8175

Nota. La cifra **9:.8175** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (16:20 horas).

Tabla 28

Consumo de Cianuro en 16:40 Horas con una Fuerza de CN de 4200 PPM (P21)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.575
2	5	5.6375
3	8	6.1875
4	11	7.425
5	13	9.405
6	15	9.4875
7	16:40	9.8178

Nota. La cifra **9.8178** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (16:40 horas).

Tabla 29

Consumo de Cianuro en 17:00 Horas con una Fuerza de CN de 4250 PPM (P22)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.575
2	5	5.6375
3	8	6.1875
4	11	7.425
5	13	9.405
6	15	9.4875
7	17:00	9.818

Nota. La cifra **9.818** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (7:00 horas).

Tabla 30

Consumo de Cianuro en 17:20 Horas con una Fuerza de CN de 4300 PPM (P23)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.575
2	5	5.6375
3	8	6.1875
4	11	7.485
5	13	9.435
6	15	9.4885
7	17:20	9.82

Nota. La cifra **9.82** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (17:20 horas).

Tabla 31

Consumo de Cianuro en 17:40 Horas con una Fuerza de CN de 4350 PPM (P24)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.575
2	5	5.6875
3	8	6.1875
4	11	7.425
5	14	9.435
6	16	9.4895
7	17:40	9.828

Nota. La cifra **9.828** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (17:40 horas).

Tabla 32*Consumo de Cianuro en 18:00 Horas con una Fuerza de CN de 4350 PPM (P25)*

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.595
2	5	5.6895
3	8	6.3875
4	11	7.435
5	14	9.435
6	16	9.5895
7	18:00	9.833

Nota. La cifra **9.833** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (18:00 horas).

Tabla 33*Consumo de Cianuro en 18:20 Horas con una Fuerza de CN de 4450 PPM (P26)*

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.695
2	5	5.6995
3	8	6.5875
4	11	7.495
5	14	9.535
6	16	9.6195
7	18:20	9.835

Nota. La cifra **9.835** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (18:20 horas).

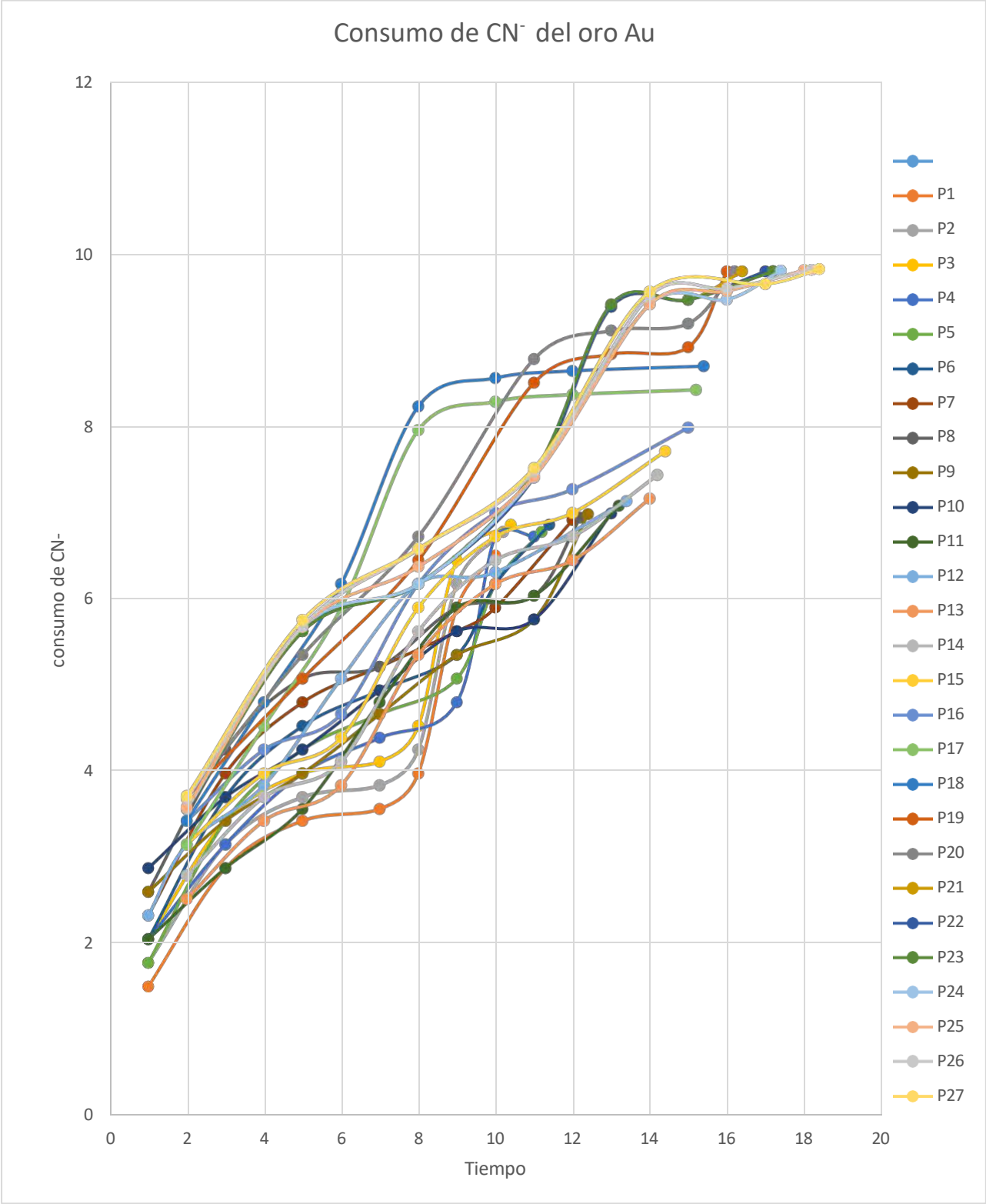
Tabla 34

Consumo de Cianuro en 18:40 Horas con una Fuerza de CN de 4500 PPM (P27)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.725
2	5	5.7695
3	8	6.5975
4	11	7.535
5	14	9.585
6	17	9.6695
7	18:40	9.845

Nota. La cifra **9.845** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (18:40 horas).

Figura 10
Consumo de CN- de oro Au



Nota: en la figura se observó el consumo de cianuro de sodio para el oro en cada

tiempo.

3.11.6 Titulación para la recuperación de plata (Ag)

Tabla 35

Consumo de Cianuro en 12 Horas con una Fuerza de CN de 3200 PPM (P1)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	1.9375
2	5	2.4125
3	8	3.8875
4	10	4.9575
5	12	6.585

Nota. La cifra **6.585** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (12 horas).

Tabla 36

Consumo de Cianuro en 13 Horas con una Fuerza de CN de 3500 PPM (P2)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	2.3375
2	5	2.6125
3	8	2.8875
4	10	3.575
5	13	6.655

Nota. La cifra **6.655** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (13 horas).

Tabla 37

Consumo de Cianuro en 14 Horas con una Fuerza de CN de 3800 PPMV(P3)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.9875

2	5	4.2625
3	8	4.5375
4	11	5.225
5	14	7.205

Nota. La cifra **7.205** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (14 horas).

Tabla 38

Consumo de Cianuro en 15 Horas con una Fuerza de CN de 4100 PPM (P4)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	2.6125
2	5	3.4375
3	8	6.1875
4	11	6.875
5	15	7.15

Nota. La cifra **7.15** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (15 horas).

Tabla 39

Consumo de Cianuro en 16 Horas con una Fuerza de CN de 4400 PPM (P5)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	2.6125
2	5	4.2625
3	9	5.3625
4	13	5.775
5	16	7.5625

Nota. La cifra **7.5625** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (16 horas).

Tabla 40

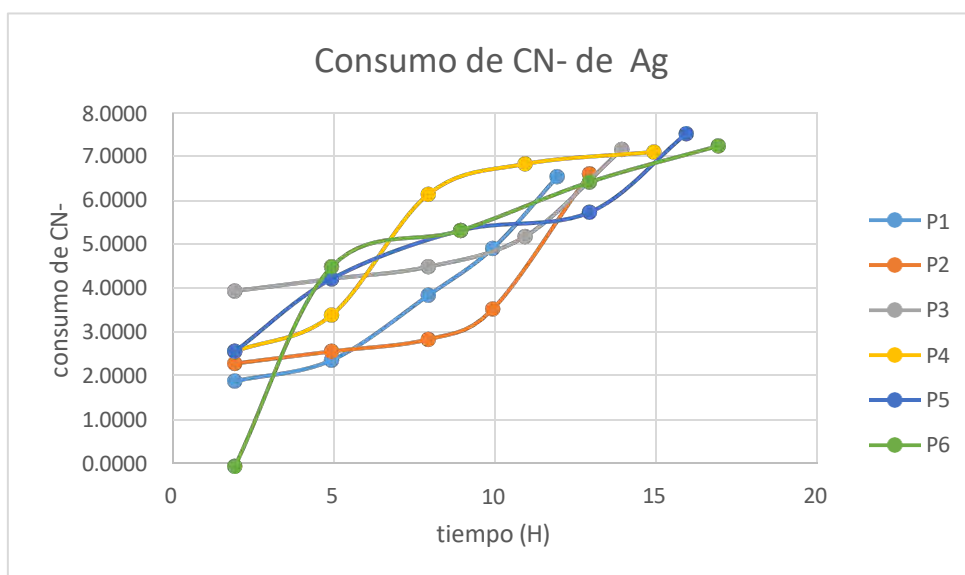
Consumo de Cianuro en 17 Horas con una Fuerza de CN de 4500 PPM (P6)

Numero de Titulación	Tiempo (h)	Consumo de cianuro
1	2	3.08
2	5	4.5375
3	9	5.3625
4	13	6.4625
5	17	7.2875

Nota. La cifra **7.2875** indica el punto de máximo consumo de cianuro registrado durante el ensayo (17 horas).

Figura 11

Consumo de CN- de Ag



Nota: En la figura se observó el consumo de cianuro de sodio para la plata en cada tiempo determinado.

4 CAPÍTULO IV: RESULTADOS

4.1 Pruebas metalúrgicas para el oro

Tabla 41

Datos Experimentales para las Pruebas de Cianuración

N° de Pruebas	Tiempo de agitación (h)	Fuerza de NaCN (ppm)	Soda caustica NaOH (g)	Ph	Granulometría malla #200 %	Velocidad de agitación (RPM)
1	10	3200	4.00	11.5	88.0686	1200
2	10.20	3250	4.03	11.5	89.0330	1200
3	10.40	3300	4.08	11.5	88.0721	1200
4	11	3350	4.12	11.5	89.0127	1200
5	11.20	3400	4.18	11.5	88.0923	1200
6	11.40	3450	4.23	11.5	88.3416	1200
7	12	3500	4.31	11.5	89.0019	1200
8	12.20	3550	4.36	11.5	89.0602	1200
9	12.40	3600	4.42	11.5	89.0115	1200
10	13	3650	4.48	11.5	88.0787	1200
11	13.20	3700	4.53	11.5	88.0249	1200
12	13.40	3750	4.58	11.5	89.0247	1200
13	14	3800	4.64	11.5	88.0390	1200
14	14.20	3850	4.69	11.5	89.0679	1200
15	14.40	3900	4.74	11.5	88.0930	1200
16	15	3950	4.79	11.5	88.0544	1200
17	15.20	4000	4.85	11.5	89.1010	1200
18	15.40	4050	4.91	11.5	88.0210	1200
19	16	4100	4.96	11.5	89.0926	1200
20	16.20	4150	5.02	11.5	89.0402	1200
21	16.40	4200	5.07	11.5	88.0219	1200
22	17	4250	5.12	11.5	89.0119	1200
23	17.20	4300	5.18	11.5	89.0987	1200
24	17.40	4350	5.23	11.5	88.0341	1200
25	18	4400	5.27	11.5	88.0031	1200
26	18.20	4450	5.29	11.5	89.0791	1200
27	19	4500	5.30	11.5	88.0614	1200

Finalizando las pruebas metalúrgicas, decantamos la parte solida del relave durante 30 minutos y filtrar la solución lixiviada y mandar 100 ml a laboratorio químico y sacar la ley de solución (liquido). La parte del solido (ripio) 200 g se lava con floculante 3 veces y lo mandados a secar en una mufla durante 30 minutos y mandar a laboratorio químico y sacar la ley del (solido)

4.1.1 Cálculo del Balance Metalúrgico

Tabla 42

Datos para el Cálculo del Balance Metalúrgico

Datos	Cantidad	Unidad
ley de la cabeza	0.6492	oz/TC
Ley de ripio	0.159	oz/TC
ley de líquido	1.078	g/m ³
Factor	34.285	oz/TC
Volumen	5.5	L
W muestra	350	G
	100	%

A partir de los datos experimentales obtenidos, se determinó el porcentaje de recuperación metalúrgica mediante un balance de masas por productos. La relación matemática empleada simplifica la distribución del metal valioso en las fases líquida y sólida al concluir el proceso de cianuración:

$$Recuperacion = \frac{(ley\ de\ liquido \times 5.5L)}{(ley\ de\ ripio \times 34.284 \times \frac{350g}{1000L}) + (ley\ de\ liquido \times 5.5L)} \times 100\% \quad (57)$$

$$Recuperacion = \frac{(1.078\ g/m^3 \times 5.5L)}{(0.159\ oz/TC \times \frac{350g}{1000L}) + (1.078\ g/m^3 \times 5.5L)} \times 100\%$$

$$Recuperación = 75.6485763\%$$

Por lo tanto, la eficiencia del proceso de cianuración por agitación para la muestra evaluada alcanzó un 75.6485763% de recuperación de oro

4.2 Balance metalúrgico general para el oro

Tabla 43 Balance Metalúrgica para el Oro (Au)

N° de Pruebas	Tiempo de agitación (h)	Fuerza de NaCN (g)	Soda caustica NaOH (g)	pH	Ley del mineral (cabeza) oz/TC	Ley de solución g/m ³	Ley de ripio (relave) oz/TC	Recuperación %
1	10	17.6	4.00	11.5	0.6492	1.078	0.159	75.65%
2	10.20	17.875	4.03	11.5	0.6492	1.088	0.164	75.25%
3	10.40	18.15	4.08	11.5	0.6492	1.0885	0.164	75.26%
4	11	18.42	4.12	11.5	0.6492	1.0895	0.163	75.37%
5	11.20	18.7	4.18	11.5	0.6492	1.0898	0.163	75.40%
6	11.40	18.975	4.23	11.5	0.6492	1.0908	0.161	75.64%
7	12	19.25	4.31	11.5	0.6492	1.0938	0.160	75.81%
8	12.20	19.525	4.36	11.5	0.6492	1.0958	0.159	75.95%
9	12.40	19.8	4.42	11.5	0.6492	1.1298	0.151	77.42%
10	13	20.075	4.48	11.5	0.6492	1.1498	0.137	79.37%
11	13.20	20.35	4.53	11.5	0.6492	1.1778	0.128	80.83%
12	13.40	20.625	4.58	11.5	0.6492	1.2158	0.105	84.14%
13	14	20.9	4.64	11.5	0.6492	1.2557	0.085	87.13%
14	14.20	21.175	4.69	11.5	0.6492	1.2757	0.073	88.90%
15	14.40	21.45	4.74	11.5	0.6492	1.2987	0.065	90.16%
16	15	21.725	4.79	11.5	0.6492	1.3157	0.055	91.64%
17	15.20	22	4.85	11.5	0.6492	1.3358	0.048	92.73%
18	15.40	22.275	4.91	11.5	0.6492	1.3365	0.045	93.16%
19	16	22.55	4.96	11.5	0.6492	1.3375	0.043	93.45%
20	16.20	22.825	5.02	11.5	0.6492	1.3378	0.042	93.46%
21	16.40	23.1	5.07	11.5	0.6492	1.3373	0.042	93.45%
22	17	23.375	5.12	11.5	0.6492	1.3378	0.040	93.46%
23	17.20	23.65	5.18	11.5	0.6492	1.3380	0.038	93.47%
24	17.40	23.925	5.23	11.5	0.6492	1.3379	0.040	93.465%
25	18	24.2	5.27	11.5	0.6492	1.3381	0.038	93.468%
26	18.20	24.475	5.29	11.5	0.6492	1.3383	0.035	93.469%
27	18:40	24.75	5.30	11.5	0.6492	1.3382	0.035	93.468%

Nota. Balance metalúrgico del oro (Au) según el tiempo de agitación, adición de reactivos y distribución de leyes en solución y relave.

4.3 Balance metalúrgico general la plata

Tabla 44

Balance Metalúrgico para el Plata (Ag)

N° de Pruebas	Tiempo de agitación (h)	Fuerza de NaCN (PPM)	Fuerza de NaCN (g)	Soda caustica NaOH (g)	PH	Granulometría malla #200 %	Ley del mineral (cabeza) oz/TC	Ley de solución g/m ³	Ley de ripio (relave) oz/TC	Recuperación %
1	12	3200	17.6	4.0	11.5	88.4580	2.4718	5.188	0.098	94.04%
2	13	3500	19.25	4.2	11.5	89.1025	2.4718	5.028	0.188	92.46%
3	14	3800	20.9	4.5	11.5	89.2558	2.4718	5.205	0.15	95.08%
4	15	4100	22.55	4.7	11.5	88.9510	2.4718	5.018	0.25	90.20%
5	16	4400	24.2	4.9	11.5	88.9805	2.4718	5.038	0.35	92.20%
6	17	4500	24.75	5	11.5	89.0568	2.4718	5.095	0.58	94.10%

Nota. Balance metalúrgico del oro (Ag) según el tiempo de agitación, adición de reactivos y distribución de leyes en solución y relave.

4.4 Pruebas experimentales del Diseño Compuesto Central (DCC) para Oro (Au)

Tabla 45

Niveles Máximo y Mínimo

parámetros	Máximo	Mínimo
Tiempo (h)	18:40	10
Soda (g)	5.30	4.0
Cianuro (ppm)	4500	3200

Nota. Niveles extremos (máximo y mínimo) de los parámetros evaluados en las pruebas de lixiviación.

Tabla 46

Balance de las 20 pruebas experimentales – DCC Au

Prueba 1					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	18.40	-	-	--
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200.0	0.6492	0.0350	94.50
C	Soda Caústica (g)	5.30	-	-	-
Prueba 2					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	10.0	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500.0	0.6492	0.1590	75.25
C	Soda Caústica (g)	5.30	-	-	-
Prueba 3					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	18.40	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500.0	0.6492	0.0350	93.47
C	Soda Caústica (g)	5.30	-	-	-
Prueba 4					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.0730	88.90
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-
Prueba 5					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)

A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.0730	88.90
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Prueba 6

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	10.0	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200.0	0.6492	0.1590	75.25
C	Soda Caústica (g)	4.0	-	-	-

Prueba 7

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.0730	88.90
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	10.0	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500.0	0.6492	0.1590	78.0
C	Soda Caústica (g)	4.0	-	-	-

Prueba 9

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	10.0	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200.0	0.6492	0.1590	90.0
C	Soda Caústica (g)	5.30	-	-	-

Prueba 10

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	18.40	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500.0	0.6492	0.0350	89.0
C	Soda Caústica (g)	4.0	-	-	-

Prueba 11

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	18.40	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200.0	0.6492	0.0350	87.0
C	Soda Caústica (g)	4.0	-	-	-

Prueba 12

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.0730	88.90
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Prueba 13

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.1880	72.0

C Soda Caústica (g) 3.59

Prueba 14

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.0420	94.50
C	Soda Caústica (g)	5.71	-	-	-

Prueba 15

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4911.45	0.6492	0.0420	94.50
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Prueba 20

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	2788.55	0.6492	0.1590	78.0
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Prueba 17

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.0730	88.90
C	Soda Caústica (g)	4.65	--	-	-

Prueba 18

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	7.34	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.1880	72.0
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Prueba 19

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850.0	0.6492	0.0730	88.90
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Prueba 20

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.20	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	2788.55	0.6492	0.1590	78.0
C	Soda Caústica (g)	4.65	-	-	-

Las 20 pruebas experimentales muestran que la recuperación de oro varía entre 72.00% y 94.50%, evidenciando la influencia significativa de las variables estudiadas. Los puntos centrales (pruebas 4, 5, 7, 12, 17, 19) presentan una recuperación constante de 88.90%, demostrando buena repetibilidad experimental. Las condiciones extremas bajas (pruebas 13 y 18) producen las menores recuperaciones (72.00%), mientras que las condiciones extremas altas (pruebas 14, 15, 16) alcanzan las mayores recuperaciones (94.50%). La soda cáustica se perfila como la variable de mayor influencia, ya que la prueba 9 con tiempo bajo (10 h) pero soda alta (5.3 g) logró 90.00% de recuperación.

4.5 matriz de diseño compuesto central del oro

Tabla 47

Matriz del Diseño Compuesto Central para la Recuperación de Oro

OrdenEst	OrdenCorrida	TipoPt	Bloque	A (Tiempo)	B (NaCN)	C (NaOH)	Recuperación (%) Estimada
6	1	1	1	18.40	3200	5.30	90.00
7	2	1	1	10.00	4500	5.30	92.00
8	3	1	1	18.40	4500	5.30	93.47
9	4	0	1	14.20	3850	4.65	88.90
12	5	0	1	14.20	3850	4.65	88.90
1	6	1	1	10.00	3200	4.00	75.25
10	7	0	1	14.20	3850	4.65	88.90
3	8	1	1	10.00	4500	4.00	78.00
5	9	1	1	10.00	3200	5.30	90.00
4	10	1	1	18.40	4500	4.00	89.00
2	11	1	1	18.40	3200	4.00	87.00
11	12	0	1	14.20	3850	4.65	88.90
17	13	-1	2	14.20	3850	3.59	72.00
18	14	-1	2	14.20	3850	5.71	94.50
16	15	-1	2	14.20	4911.45	4.65	94.50
14	16	-1	2	21.06	3850	4.65	94.50
19	17	0	2	14.20	3850	4.65	88.90
13	18	-1	2	7.34	3850	4.65	72.00
20	19	0	2	14.20	3850	4.65	88.90
15	20	-1	2	14.20	2788.55	4.65	78.00

La Tabla 47 muestra las 20 pruebas experimentales ordenadas según el diseño compuesto central. Los puntos tipo 1 corresponden a los puntos factoriales (8 pruebas), los puntos tipo 0 a los puntos centrales (6 pruebas) y los puntos tipo -1 a los puntos axiales (6 pruebas). Las pruebas se distribuyen en dos bloques: el bloque 1 contiene 12 pruebas (8 factoriales y 4 centrales) y el bloque 2 contiene 8 pruebas (6 axiales y 2 centrales). Los valores de recuperación varían desde 72.00% hasta 94.50%, demostrando la influencia de las variables en el proceso. Los puntos centrales presentan una recuperación constante de 88.90%, evidenciando buena repetibilidad experimental.

4.6 Análisis de Varianza Anova del oro

Tabla 48

Análisis de Varianza (ANOVA) para la Recuperación de Oro

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	10	907.27	90.727	6.8	0.004
Bloques	1	21.45	21.454	1.61	0.236
Lineal	3	781.58	260.528	19.54	0
Tiempo	1	278.73	278.731	20.9	0.001
FuerzaNaCN	1	103.59	103.59	7.77	0.021
Soda C. NaOH	1	399.26	399.263	29.94	0
Cuadrado	3	47.5	15.833	1.19	0.368
Tiempo*Tiempo	1	25.4	25.403	1.9	0.201
FuerzaNaCN*FuerzaNaCN	1	0.91	0.906	0.07	0.8
Soda C. NaOH*Soda C. NaOH	1	25.4	25.403	1.9	0.201
Interacción de 2 factores	3	56.73	18.911	1.42	0.3
Tiempo*FuerzaNaCN	1	0.06	0.065	0	0.946
Tiempo*Soda C. NaOH	1	56.6	56.605	4.24	0.069
FuerzaNaCN*Soda C. NaOH	1	0.06	0.065	0	0.946
Error	9	120.03	13.336		
Falta de ajuste	5	120.03	24.005	*	*
Error puro	4	0	0		
Total	19	1027.3			

El modelo es estadísticamente significativo ($p = 0.004$). Los efectos lineales son altamente significativos ($p = 0.000$), siendo la soda cáustica la variable más influyente ($F = 29.94$), seguida del tiempo ($F = 20.90$) y la fuerza de NaCN ($F = 7.77$). Los términos cuadráticos ($p = 0.368$) y las interacciones ($p = 0.300$) no resultaron significativos.

Tabla 49

Coefficientes del Modelo Variables Codificadas para la Recuperación de Oro

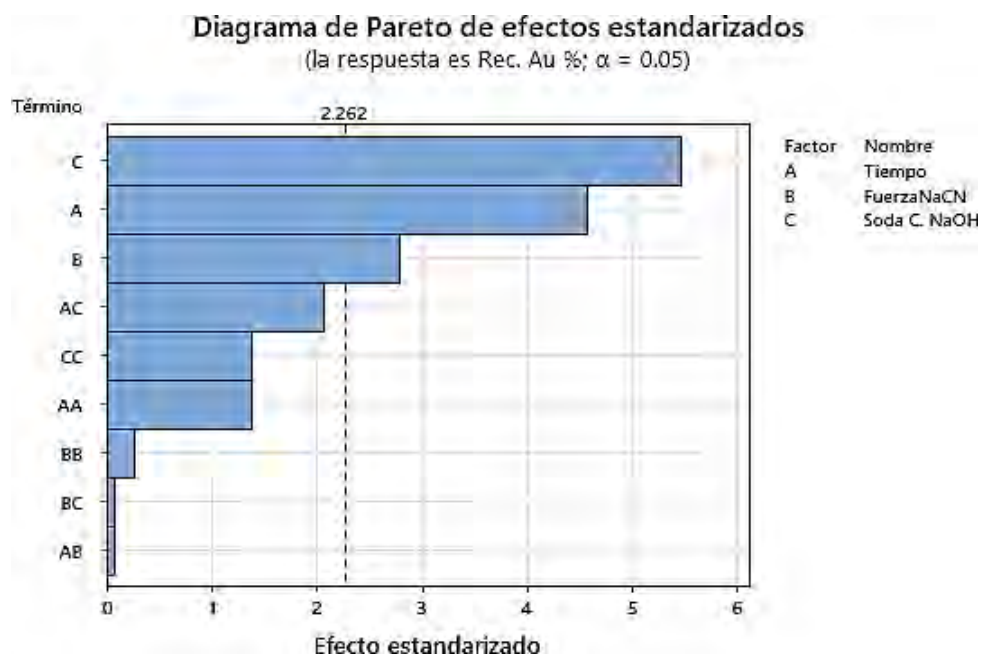
Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante	88.49	1.49	59.21	0	
Bloques					
1	1.057	0.833	1.27	0.236	1
Tiempo	4.57	1	4.57	0.001	1
FuerzaNaCN	2.79	1	2.79	0.021	1
Soda C. NaOH	5.47	1	5.47	0	1
Tiempo*Tiempo	-1.39	1	-1.38	0.201	1.01
FuerzaNaCN*FuerzaNaCN	-0.26	1	-0.26	0.8	1.01
Soda C. NaOH*Soda C. NaOH	-1.39	1	-1.38	0.201	1.01
Tiempo*FuerzaNaCN	0.09	1.29	0.07	0.946	1
Tiempo*Soda C. NaOH	-2.66	1.29	-2.06	0.069	1
FuerzaNaCN*Soda C. NaOH	0.09	1.29	0.07	0.946	1

Todas las variables lineales presentan coeficientes positivos, siendo la soda cáustica la de mayor coeficiente (5.47), seguida del tiempo (4.57) y la fuerza de NaCN (2.79). Esto indica que aumentar cualquiera de estas variables incrementa la recuperación de oro.

4.7 Efecto estandarizado para el oro

Figura 12

Diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de oro



La Figura 10 muestra el diagrama de “Pareto de efectos estandarizados” para la recuperación de oro, donde se observa que los efectos más significativos son la soda cáustica (C), el tiempo (A) y la fuerza de NaCN (B), en ese orden de importancia. La soda cáustica presenta el mayor efecto estandarizado (≈ 5.5), seguida del tiempo (≈ 4.6) y la fuerza de NaCN (≈ 2.8), todos superando la línea de referencia, lo que confirma su significancia estadística ($p < 0.05$). La interacción tiempo por soda (AC) se aproxima al límite de significancia ($p = 0.069$), mientras que los términos cuadráticos y las demás interacciones no resultan significativas, indicando que la relación entre las variables y la recuperación es predominantemente lineal dentro del rango estudiado.

4.8 Recuperación del oro y ecuación de regresión

Tabla 50

Resumen del Modelo para la Recuperación de Oro

Estadístico	Valor
S	3.65189
R-cuadrado	88.32%
R-cuadrado (ajustado)	75.33%

La Tabla 50 resume las métricas de ajuste del modelo. El R-cuadrado de 88.32% indica que el modelo explica la mayor parte de la variabilidad observada. El R-cuadrado ajustado (75.33%) es menor, lo que sugiere que algunos términos incluidos no aportan significativamente.

La ecuación de regresión en unidades no codificadas para el oro es:

$$\text{Rec. Au \%} = -137.4 + 7.73 A + 0.0076 B + 52.0 C - 0.0786 A^2 - 0.00000062 B^2 - 3.28 C^2 + 0.000033 AB - 0.974 AC + 0.00021 BC$$

A: Tiempo (H)

B: Fuerza de NaCN (ppm)

C: Soda NaOH (g)

Figura 13

Gráfica de efectos principales para la recuperación de oro

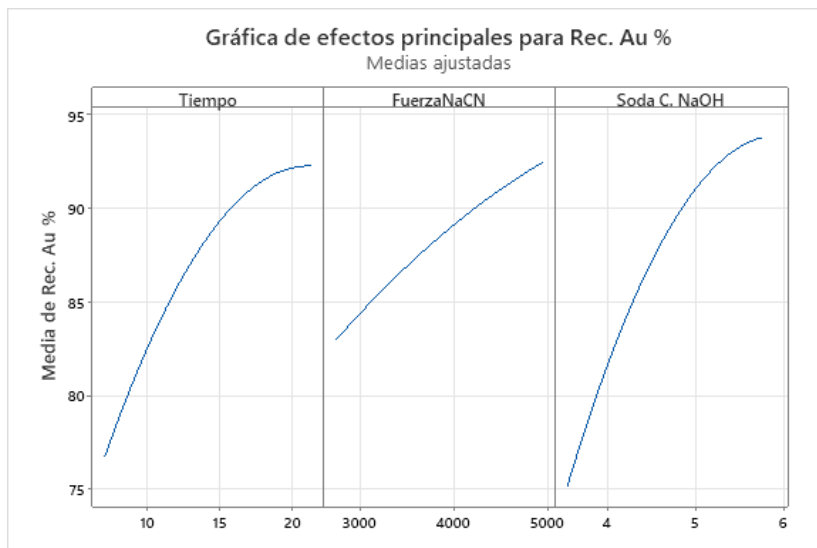
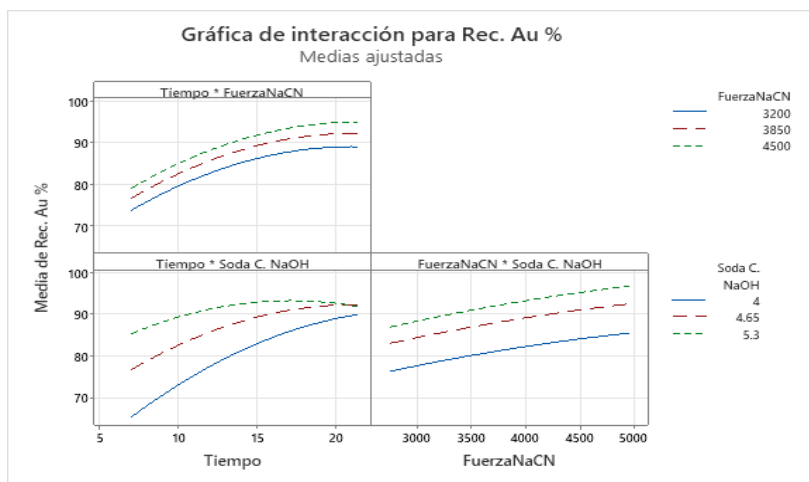


Figura 14

Efectos principales para la recuperación de oro



La Figura 11 y 12 muestra la gráfica de efectos principales, donde se observa la influencia individual de cada variable sobre la recuperación de oro. La soda cáustica presenta la pendiente más pronunciada, confirmando que es la variable de mayor impacto, seguida del tiempo y finalmente la fuerza de NaCN. Las tres variables muestran una tendencia creciente, lo que indica que aumentar sus valores incrementa la recuperación de oro dentro del rango

estudiado. La pendiente positiva y constante sugiere una relación lineal, coherente con lo observado en el diagrama de Pareto.

4.9 Evaluación experimental de la recuperación de oro

Tabla 51

Parámetros de recuperación del oro

Respuesta	Meta	Inferior	Objetivo	Superior	Ponderación	Importancia
Rec. Au %	Máximo	72	94.5	-	1	1

Tabla 52

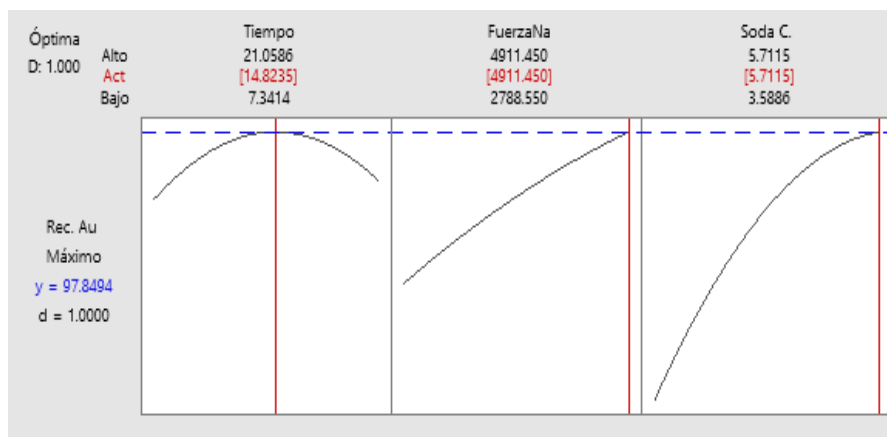
Solución óptima para la recuperación de oro

Solución	Tiempo	FuerzaNaCN	Soda C. NaOH	Rec. Au % Ajuste	Deseabilidad compuesta
1	14.8235	4911.45	5.71145	97.8494	1

Las Tablas 51 y 52 presentan los parámetros de recuperación y la solución óptima encontrada. La combinación de tiempo = 14.82 h, fuerza NaCN = 4911.45 ppm y soda caústica = 5.71 g predice una recuperación de 97.85%, superior al valor máximo experimental de 94.50%. La deseabilidad compuesta de 1.000 indica que se alcanzó el objetivo de maximización.

Figura 15

Gráfica de evaluación para la recuperación de oro

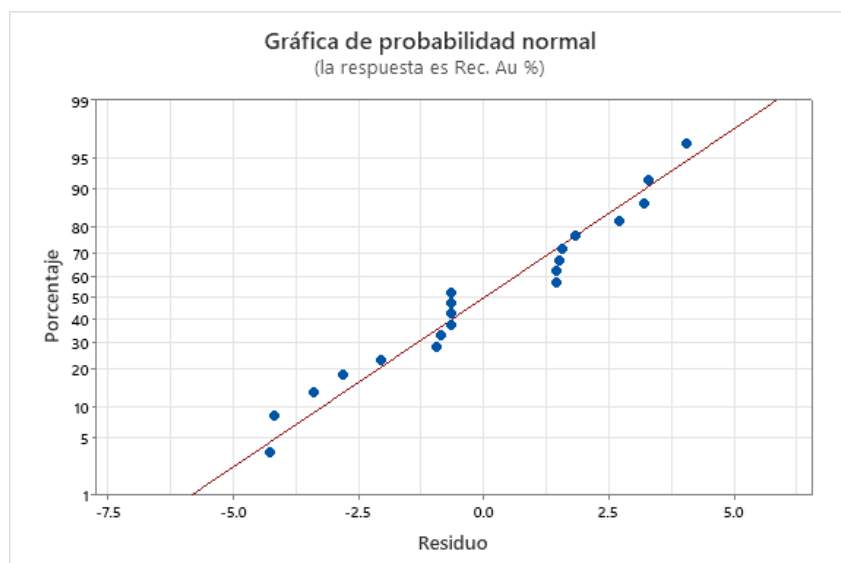


La Figura 13 presenta la gráfica de evaluación de recuperación del oro, donde se muestran las condiciones óptimas para maximizar la recuperación de oro. La combinación que maximiza la respuesta es tiempo = 14.82 horas, fuerza NaCN = 4911.45 ppm y soda caústica = 5.71 gramos, alcanzando una recuperación ajustada de 97.85% con una deseabilidad compuesta de 1.000. Los valores óptimos se encuentran dentro de los rangos experimentales evaluados, lo que valida la predicción.

4.10 Gráficas y análisis de residuos para la recuperación de oro

Figura 16

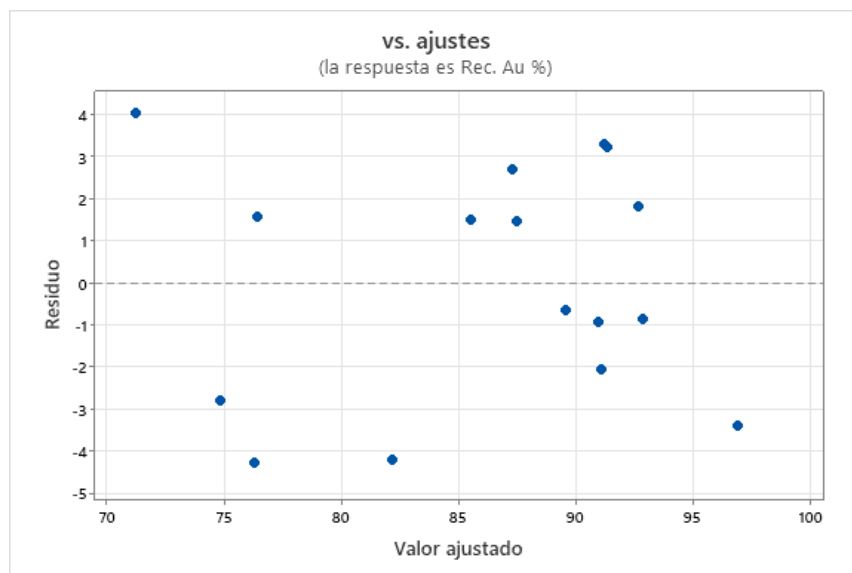
Gráfica de probabilidad normal



Como se aprecia en la Figura 14 la normalidad de los datos se corrobora mediante la gráfica de probabilidad, los residuos experimentales muestran una distribución lineal homogénea, donde los puntos se posicionan adyacentes a la recta central y permanecen estrictamente dentro de los intervalos de confianza establecidos al 95%.

Figura 17

Gráfica de residuos vs. valores ajustados



Adicionalmente, se analizó el comportamiento del error mediante el histograma de frecuencias para los residuos del modelo (ver Figura 15). Como se observa en la distribución, las frecuencias experimentales se ajustan de manera satisfactoria a la campana de Gauss teórica, mostrando una distribución simétrica y equilibrada.

Figura 18

Gráfica de residuos vs. valores ajustados

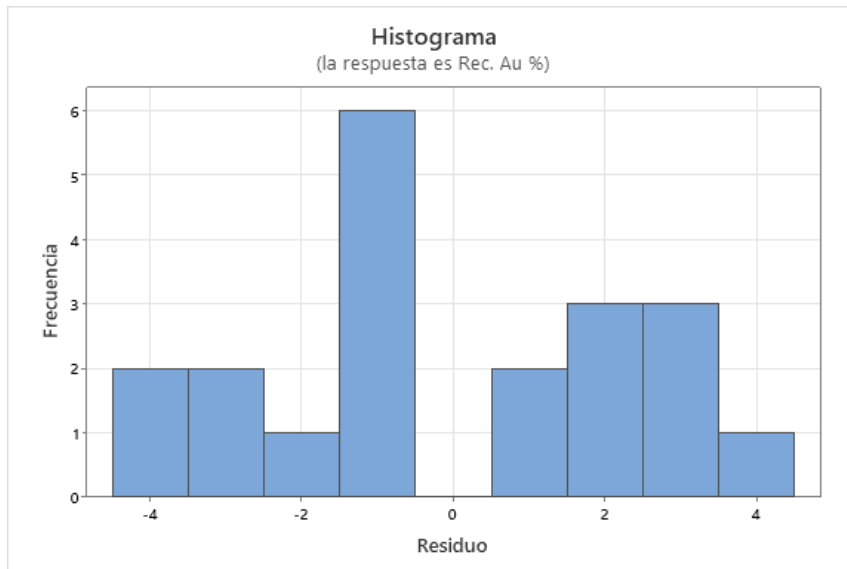
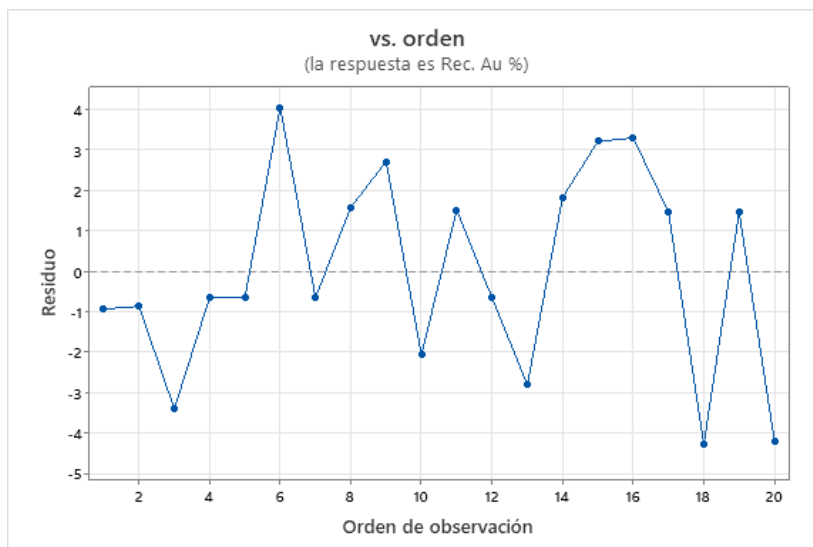


Figura 19

Gráfica de residuos vs. valores ajustados

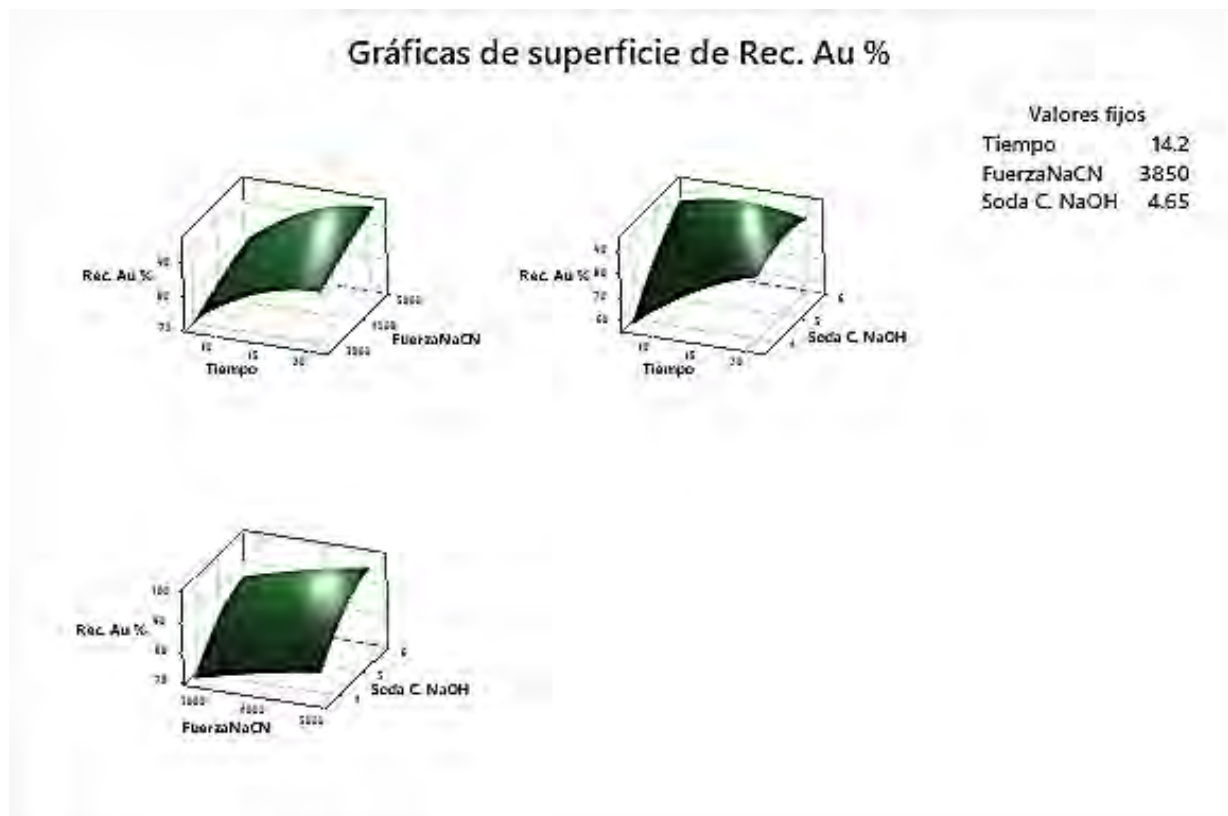


La validación de los supuestos estadísticos para el modelo de predicción de recuperación de oro se sustenta en el análisis de residuos ilustrado en la Figura 14. Inicialmente, la normalidad de los datos se corrobora mediante la gráfica de probabilidad (15) y el histograma (16), donde se

observa una alineación lineal y una simetría marcada respecto al origen, respectivamente. Por otro lado, la ausencia de estructuras definidas en la gráfica de dispersión de residuos frente a valores ajustados (15) garantiza que el modelo es homocedástico y lineal. Finalmente, la independencia de las observaciones queda demostrada en la gráfica (17), al no registrarse sesgos temporales o secuenciales en el orden de ejecución

Figura 20

Gráficas de superficie de respuesta para la recuperación de oro



Superficie Tiempo vs. Fuerza NaCN (Soda constante = 4.65 g) la superficie muestra que la recuperación aumenta tanto con el incremento del tiempo como con el incremento de la fuerza de NaCN. La pendiente es más pronunciada en la dirección del tiempo, confirmando que el tiempo tiene mayor influencia que la fuerza de NaCN sobre la recuperación. La región de mayor recuperación se encuentra en la esquina superior derecha (tiempo alto, NaCN alto).

Superficie Tiempo vs. Soda Caústica (NaCN constante = 3850 ppm) La superficie presenta una pendiente más pronunciada en la dirección de la soda caústica, evidenciando que esta variable tiene el mayor impacto sobre la recuperación. El aumento simultáneo de tiempo y soda produce las recuperaciones más altas, observándose una ligera curvatura que sugiere una interacción moderada entre ambas variables.

Superficie Fuerza NaCN vs. Soda Caústica (Tiempo constante = 14.2 h) La superficie muestra que la soda caústica tiene una influencia más marcada que la fuerza de NaCN. La recuperación máxima se alcanza en la combinación de soda alta y NaCN alta, aunque el efecto de la soda domina sobre el de NaCN.

En conjunto, las superficies de respuesta confirman los hallazgos del ANOVA y el diagrama de Pareto: la soda caústica es la variable de mayor influencia, seguida del tiempo y finalmente la fuerza de NaCN, con una relación predominantemente lineal dentro del rango estudiado.

4.11 Pruebas experimentales del Diseño Compuesto Central (DCC) para Plata (Ag)

Tabla 53

Niveles de Máximo y Mínimo de la Plata

Variables	Máximo	Mínimo
Tiempo (h)	17	12
Soda (g)	5.0	4.0
Cianuro (ppm)	4500	3200

Nota. Niveles extremos (máximo y mínimo) de los factores independientes evaluados en las pruebas de lixiviación de plata (Ag). Elaboración propia.

Tabla 54*Balance de las 20 pruebas experimentales – DCC Ag*

Prueba 1					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	12	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200	2.4718	0.136	94.5
C	Soda Caustica (g)	5	-	-	-
Prueba 2					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	17	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200	2.4718	0.161	93.5
C	Soda Caustica (g)	5	-	-	-
Prueba 3					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.124	95.0
C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-
Prueba 4					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	17	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500	2.4718	0.173	93.0
C	Soda Caustica (g)	4	-	-	-
Prueba 5					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.124	95.0
C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-
Prueba 6					
Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.124	95.0

C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-
---	-------------------	------	---	---	---

Prueba 7

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	17	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200	2.4718	0.198	92.0
C	Soda Caustica (g)	4	-	-	-

Prueba 8

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.124	95.0
C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-

Prueba 9

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	17	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500	2.4718	0.136	94.5
C	Soda Caustica (g)	5	-	-	-

Prueba 10

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	12	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500	2.4718	0.185	92.5
C	Soda Caústica (g)	4	-	-	-

Prueba 11

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	12	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3200	2.4718	0.198	92.0
C	Soda Caústica (g)	4	-	-	-

Prueba 12

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	12	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4500	2.4718	0.136	94.5
C	Soda Caústica (g)	5	-	-	-

Prueba 13

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	18.58	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.148	94.0
C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-

Prueba 14

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	2,788.55	2.4718	0.198	92.0
C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-

Prueba 15

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.111	95.5
C	Soda Caustica (g)	5.32	-	-	-

Prueba 16

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	4,911.45	2.4718	0.111	95.5
C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-

Prueba 17

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.247	90.0
C	Soda Caustica (g)	3.68	-	-	-

Prueba 18

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.124	95.0
C	Soda Caustica (g)	4.50	-	-	-

Prueba 19

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	10.42	-	-	-

B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.222	91.0
C	<u>Soda Caustica (g)</u>	4.50	-	-	-

Prueba 20

Concepto	Variables	Ensaye	Ley del mineral	Ley de ripio	Recuperación (%)
A	Tiempo (h)	14.50	-	-	-
B	Fuerza NaCN (ppm)	3850	2.4718	0.124	95.0
C	<u>Soda Caustica (g)</u>	4.50	-	-	-

Las 20 pruebas experimentales muestran que la recuperación de plata varía entre 90.00% y 95.50%, con una distribución más concentrada que en el caso del oro. Los puntos centrales (pruebas 3, 5, 6, 8, 18, 20) presentan una recuperación constante de 95.00%, demostrando buena repetibilidad experimental. Las condiciones extremas bajas (prueba 17: soda baja de 3.68 g) producen la menor recuperación (90.00%), mientras que las condiciones extremas altas (pruebas 15 y 16: soda alta de 5.32 g y NaCN alto de 4911.45 ppm) alcanzan las mayores recuperaciones (95.50%). A diferencia del oro, la plata muestra menor sensibilidad a las variaciones operativas, manteniéndose por encima del 90% en todas las condiciones evaluadas.

4.12 Matriz del diseño compuesto central para la plata

Tabla 55

Matriz del Diseño Compuesto Central para la Recuperación de Plata

OrdenEst	OrdenCorrida	TipoPt	Bloque	Tiempo	NaCN	NaOH	Recuperación Ag (%)
5	1	1	1	12.00	3200	5.00	94.50
6	2	1	1	17.00	3200	5.00	93.50
12	3	0	1	14.50	3850	4.50	95.00
4	4	1	1	17.00	4500	4.00	93.00
11	5	0	1	14.50	3850	4.50	95.00
10	6	0	1	14.50	3850	4.50	95.00
2	7	1	1	17.00	3200	4.00	92.00
9	8	0	1	14.50	3850	4.50	95.00
8	9	1	1	17.00	4500	5.00	94.50
3	10	1	1	12.00	4500	4.00	92.50
1	11	1	1	12.00	3200	4.00	92.00
7	12	1	1	12.00	4500	5.00	94.50
14	13	-1	2	18.58	3850	4.50	94.00
15	14	-1	2	14.50	2788.55	4.50	92.00
18	15	-1	2	14.50	3850	5.32	95.50
16	16	-1	2	14.50	4911.45	4.50	95.50
17	17	-1	2	14.50	3850	3.68	90.00
19	18	0	2	14.50	3850	4.50	95.00
13	19	-1	2	10.42	3850	4.50	91.00
20	20	0	2	14.50	3850	4.50	95.00

La Tabla 55 muestra la matriz del diseño compuesto central para la recuperación de plata. Los valores de recuperación varían desde 90.00% hasta 95.50%, con una distribución más

concentrada que en el caso del oro, lo que sugiere que la plata es menos sensible a las variaciones operativas. Los puntos centrales (pruebas 3, 5, 6, 8, 18, 20) presentan una recuperación constante de 95.00%, demostrando buena repetibilidad experimental.

4.13 Análisis de Varianza Anova para la plata

Tabla 56

Análisis de Varianza (ANOVA) para la recuperación de plata

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	10	43.2392	4.3239	5.56	0.008
Bloques	1	0.675	0.675	0.87	0.376
Lineal	3	26.8863	8.9621	11.53	0.002
Tiempo	1	1.4513	1.4513	1.87	0.205
Fuerza NaCN	1	5.0621	5.0621	6.51	0.031
Soda C. NaOH	1	20.3729	20.3729	26.2	0.001
Cuadrado	3	15.0841	5.028	6.47	0.013
Tiempo*Tiempo	1	8.6154	8.6154	11.08	0.009
Fuerza NaCN*Fuerza NaCN	1	1.5172	1.5172	1.95	0.196
Soda C. NaOH*Soda C. NaOH	1	6.7315	6.7315	8.66	0.016
Interacción de 2 factores	3	0.5938	0.1979	0.25	0.856
Tiempo*Fuerza NaCN	1	0.2812	0.2812	0.36	0.562
Tiempo*Soda C. NaOH	1	0.2813	0.2813	0.36	0.562
Fuerza NaCN*Soda C. NaOH	1	0.0312	0.0312	0.04	0.846
Error	9	6.9983	0.7776		
Falta de ajuste	5	6.9983	1.3997	*	*
Error puro	4	0	0		
Total	19	50.2375			

La Tabla 56 presenta el análisis de varianza para el modelo de recuperación de plata. El modelo es estadísticamente significativo ($p = 0.008$). A diferencia del oro, los efectos lineales son significativos ($p = 0.002$) pero con diferencias importantes: la soda cáustica es altamente significativa ($p = 0.001$), la fuerza de NaCN es significativa ($p = 0.031$), mientras que el tiempo no resulta significativo ($p = 0.205$). Los términos cuadráticos son significativos ($p = 0.013$), especialmente el tiempo² ($p = 0.009$) y la soda² ($p = 0.016$), indicando que la relación entre estas

variables y la recuperación no es lineal, presentando curvatura. Las interacciones no son significativas ($p = 0.856$).

Tabla 57

Coefficientes del Modelo (variables codificadas) para la Recuperación de Plata

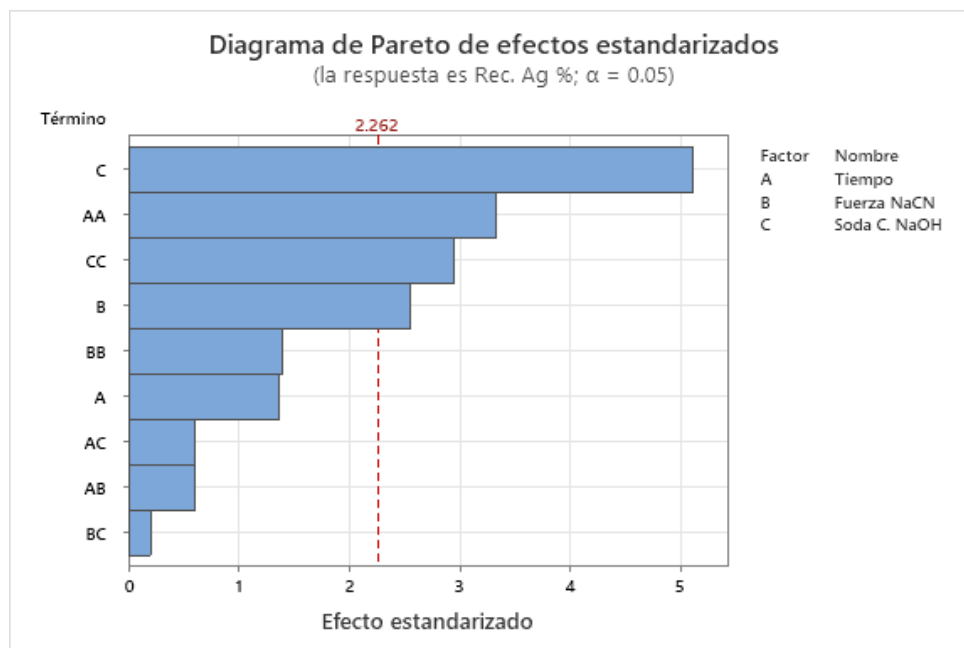
Término	Coef	EE del coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante	94.928	0.361	263.06	0	
Bloques					
1	0.187	0.201	0.93	0.376	1
Tiempo	0.33	0.241	1.37	0.205	1
Fuerza NaCN	0.616	0.241	2.55	0.031	1
Soda C. NaOH	1.236	0.241	5.12	0.001	1
Tiempo*Tiempo	-0.808	0.243	-3.33	0.009	1.01
Fuerza NaCN*Fuerza NaCN	-0.339	0.243	-1.4	0.196	1.01
Soda C. NaOH*Soda C. NaOH	-0.714	0.243	-2.94	0.016	1.01
Tiempo*Fuerza NaCN	0.187	0.312	0.6	0.562	1
Tiempo*Soda C. NaOH	-0.188	0.312	-0.6	0.562	1
Fuerza NaCN*Soda C. NaOH	-0.062	0.312	-0.2	0.846	1

La Tabla 57 muestra los coeficientes del modelo en unidades codificadas. La soda cáustica presenta el coeficiente lineal positivo más alto (1.236) y un coeficiente cuadrático negativo significativo (-0.714), lo que indica la existencia de un punto óptimo: aumentos iniciales de soda mejoran la recuperación, pero después de cierto nivel, aumentos adicionales pueden disminuirla. El tiempo presenta un coeficiente cuadrático negativo significativo (-0.808), aunque su término lineal no es significativo, lo que sugiere que su efecto es curvilíneo con un valor óptimo. La fuerza de NaCN presenta un coeficiente lineal positivo significativo (0.616) con término cuadrático no significativo, indicando una relación lineal creciente dentro del rango estudiado.

4.14 Efecto estandarizado de plata

Figura 21

Diagrama de Pareto de Efectos Estandarizados para la Recuperación de Plata



La Figura 19 muestra el diagrama de Pareto de efectos estandarizados para la recuperación de plata. Los efectos se ordenan de mayor a menor según su magnitud. El efecto más significativo es la soda cáustica (C), que supera ampliamente la línea de referencia, confirmando su alta influencia sobre la recuperación de plata. Le sigue el término cuadrático del tiempo (AA), que resulta significativo, indicando que la relación entre el tiempo y la recuperación no es lineal sino curvilínea. El término cuadrático de la soda (CC) también es significativo, confirmando que la soda cáustica presenta un comportamiento curvilíneo con un punto óptimo. La fuerza de NaCN (B) es el siguiente efecto significativo, aunque de menor magnitud. El tiempo lineal (A) y el término cuadrático de NaCN (BB) no superan la línea de referencia, indicando que no son estadísticamente significativos.

4.14.1 Recuperación de la plata y ecuación de regresión

Tabla 58*Resumen del Modelo para la Recuperación de Plata*

Estadístico	Valor
S	0.881809
R-cuadrado	86.07%
R-cuadrado (ajustado)	70.59%

El R-cuadrado de 86.07% indica que el modelo explica el 86.07% de la variabilidad observada en la recuperación de plata, lo que representa un ajuste aceptable. El R-cuadrado ajustado de 70.59% es menor, lo que sugiere que algunos términos incluidos en el modelo (interacciones y términos cuadráticos no significativos) podrían eliminarse para simplificarlo sin perder capacidad explicativa.

La ecuación de regresión en unidades no codificadas para la plata es:

$$\text{Rec. Ag \%} = -25.3 + 4.11 A + 0.00632 B + 31.1 C - 0.1292 A^2 - 0.000000802 B^2 - 2.856 C^2 + 0.000115 AB - 0.150 AC - 0.000192 BC$$

A: Tiempo (H)

B: Fuerza de NaCN (ppm)

C: Soda NaOH (g)

Figura 22

Gráfica de efectos principales para la recuperación de plata

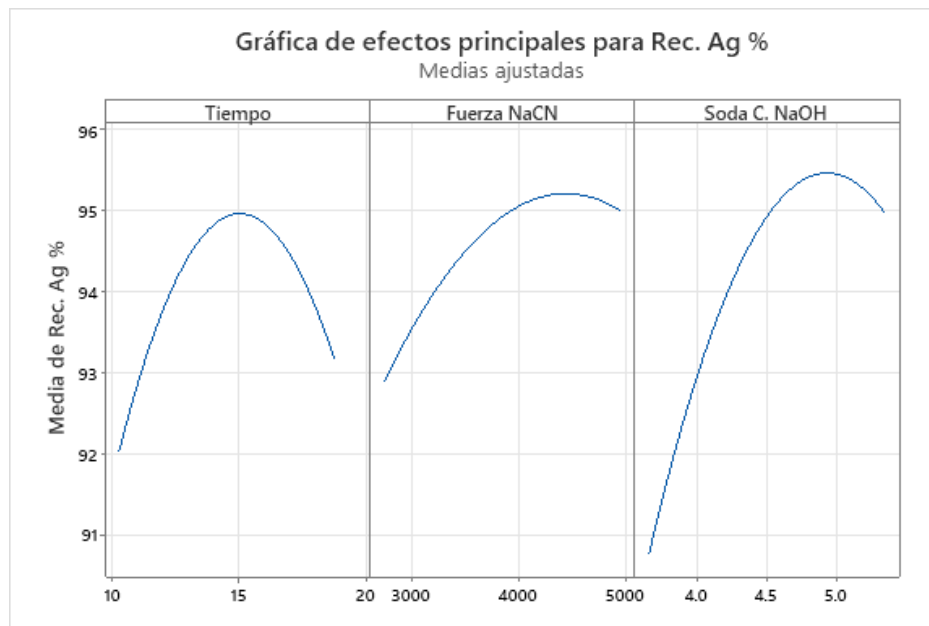
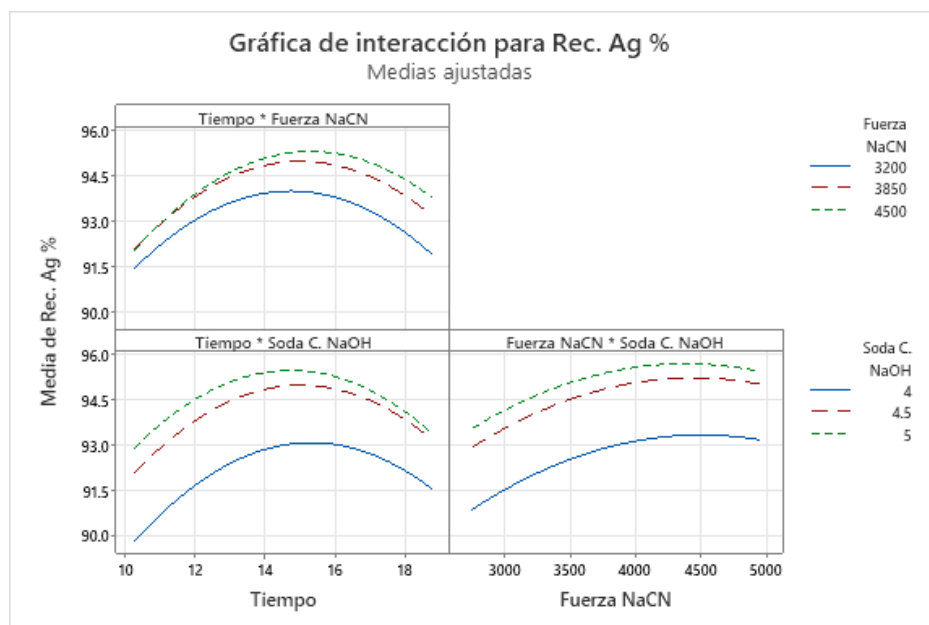


Figura 23

Gráfica de efectos principales para la recuperación de plata



La Figura 20 y 21 presenta la gráfica de efectos principales para la recuperación de plata.

En la gráfica del tiempo, se observa una tendencia curvilínea: la recuperación aumenta al

incrementar el tiempo hasta alcanzar un máximo alrededor de 14.5 horas, luego presenta una ligera disminución. En la gráfica de la fuerza de NaCN, se observa una tendencia creciente lineal, indicando que aumentar la concentración de cianuro mejora la recuperación dentro del rango estudiado. En la gráfica de la soda cáustica, se observa una tendencia curvilínea con un máximo alrededor de 5.0 gramos, donde la recuperación aumenta hasta ese punto y luego disminuye ligeramente, confirmando la existencia de un valor óptimo.

4.15 Evaluación de la plata

Tabla 59

Parámetros de recuperación de la plata

Respuesta	Meta	Inferior	Objetivo	Superior	Ponderación	Importancia
Rec. Ag %	Máximo	90	95.5		1	1

Tabla 60

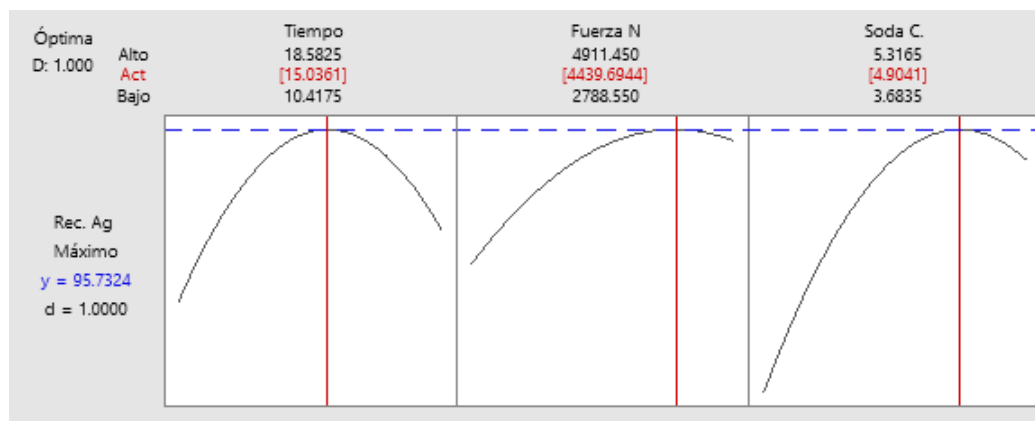
Solución óptima para la recuperación de plata

Solución	Tiempo	Fuerza NaCN	Soda C. NaOH	Rec. Ag % Ajuste	Deseabilidad compuesta
1	15.0361	4439.69	4.90413	95.7324	1

Las Tablas 59 y 60 presentan los parámetros de recuperación y la solución óptima para la recuperación de plata. La combinación que maximiza la respuesta es tiempo = 15.04 horas, fuerza NaCN = 4439.69 ppm y soda cáustica = 4.90 gramos, alcanzando una recuperación ajustada de 95.73%. Este valor es superior al máximo experimental observado (95.50%). La deseabilidad compuesta de 1.000 indica que se logró el objetivo de maximización planteado.

Figura 24

Gráfica de evaluación para la recuperación de plata



La Figura 22 muestra la gráfica de evaluación para la recuperación de plata. La combinación que maximiza la respuesta es tiempo = 15.04 horas, fuerza NaCN = 4439.69 ppm y soda cáustica = 4.90 gramos, alcanzando una recuperación ajustada de 95.73%. Este valor es superior al máximo experimental observado (95.50%). Los valores óptimos se encuentran dentro del espacio experimental evaluado, lo que valida la predicción del modelo. La deseabilidad compuesta de 1.000 indica que se logró el objetivo de maximización planteado.

4.15.1 Gráficas de residuos para la recuperación de plata

Figura 25

Gráfica de probabilidad normal para la plata

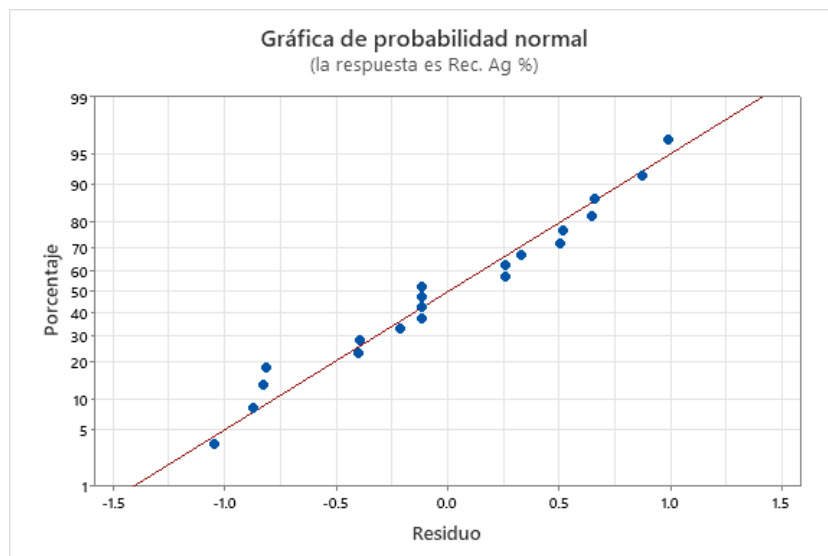


Figura 26

Gráfica de residuos vs. valores ajustados para la plata

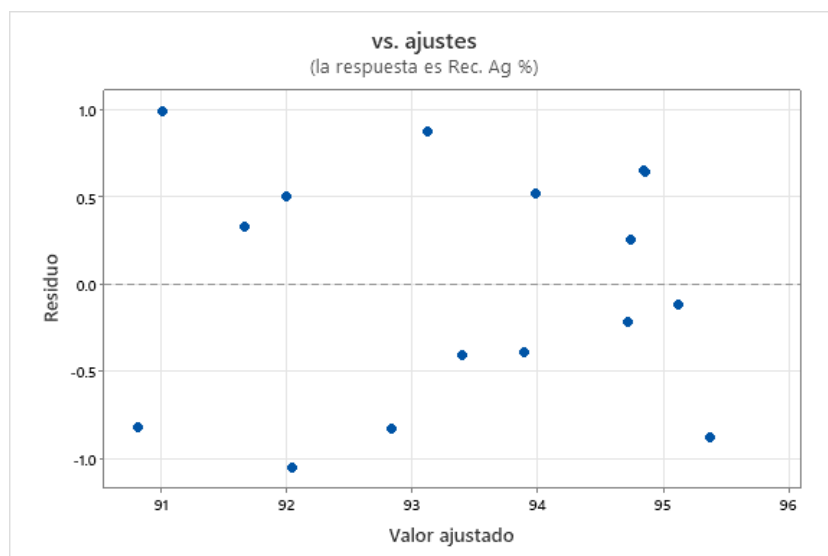


Figura 27

Gráfica de residuos vs. valores ajustados

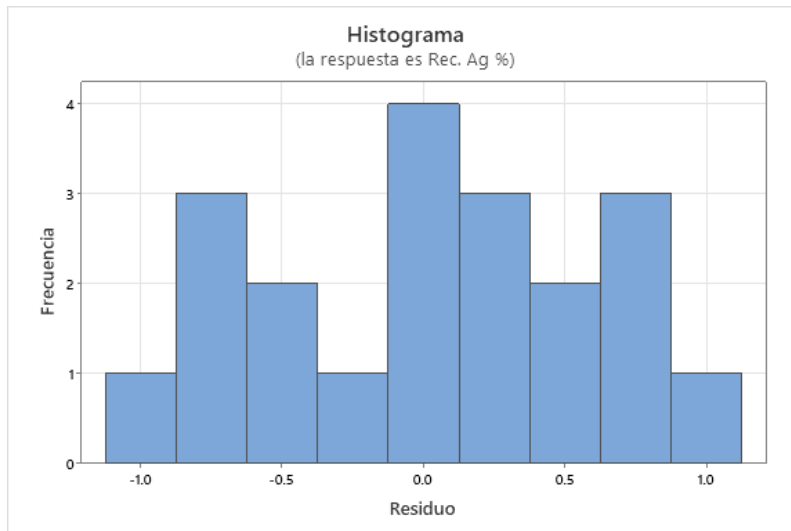


Figura 28

Gráfica de residuos vs. valores ajustados

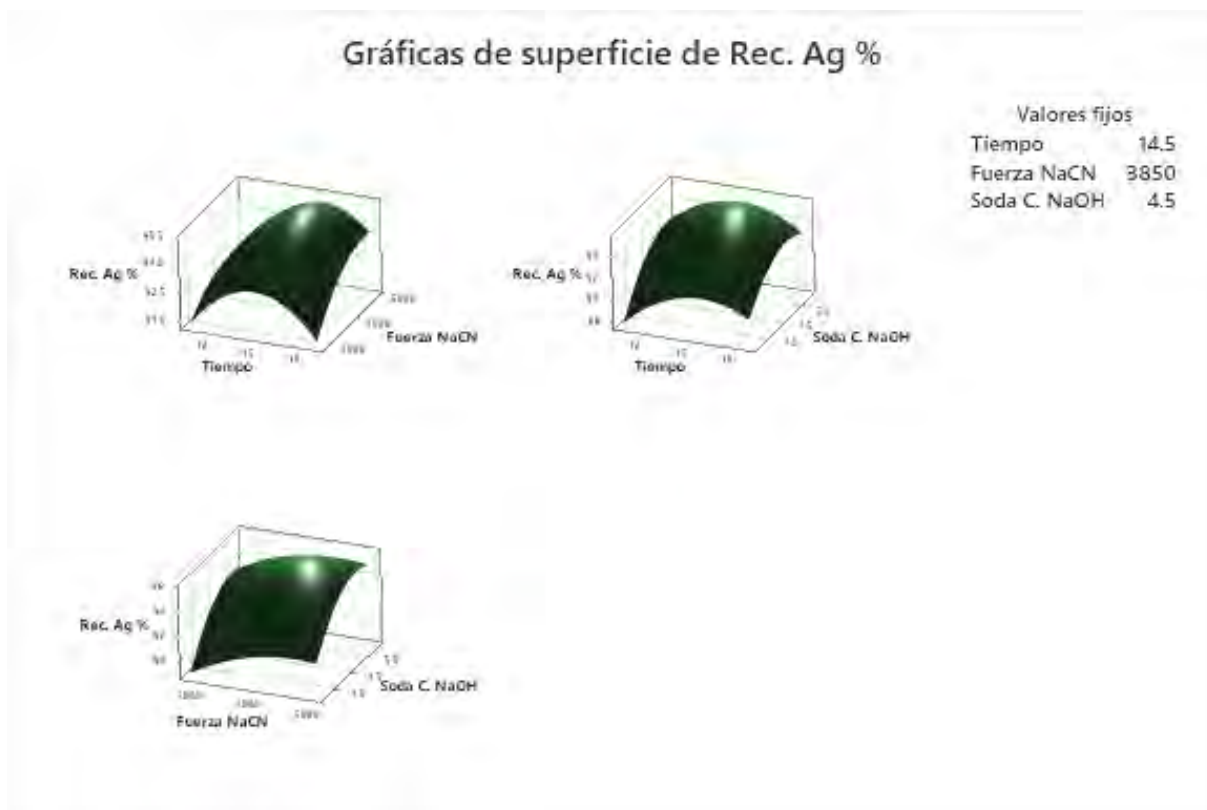


La idoneidad del modelo matemático para estimar la obtención de plata se ratifica mediante el examen detallado de la Figura 23. En primer lugar, la independencia de las observaciones queda establecida en la gráfica (24), donde la ausencia de tendencias secuenciales descarta cualquier correlación por orden de ensayo. En cuanto a la homocedasticidad, la dispersión errática y sin patrones de los puntos en el gráfico de valores ajustados (25) confirma

que la varianza es constante. Finalmente, tanto la alineación de los datos en la recta de probabilidad (26) como la configuración del histograma convergen en un punto crítico: los errores se distribuyen de forma normal. Estos indicadores validan la capacidad predictiva del sistema.

Figura 29

Gráficas de superficie de respuesta para la recuperación de plata



La Figura 27 presenta las gráficas de superficie de respuesta que muestran la interacción entre pares de variables sobre la recuperación de plata. En la superficie tiempo vs. fuerza NaCN, se observa que la recuperación aumenta con el incremento de la fuerza de NaCN, mientras que el tiempo presenta un comportamiento curvilíneo con un punto óptimo alrededor de 14.5 horas. La región de mayor recuperación se encuentra en la zona de NaCN alto y tiempo intermedio. En la superficie tiempo vs. soda cáustica, se observa un comportamiento curvilíneo pronunciado en ambas direcciones. La soda cáustica presenta un punto óptimo alrededor de 4.5 a 5.0 gramos,

donde la recuperación alcanza su máximo. El tiempo también muestra un comportamiento curvilíneo con un máximo alrededor de 14.5 horas. En la superficie fuerza NaCN vs. soda cáustica, se observa que la soda cáustica tiene una influencia más marcada que la fuerza de NaCN, con un comportamiento curvilíneo que presenta un punto óptimo. La fuerza de NaCN muestra una tendencia creciente lineal, indicando que a mayor concentración de cianuro, mayor recuperación. En conjunto, las superficies de respuesta confirman los hallazgos del ANOVA y el diagrama de Pareto: la soda cáustica y el tiempo presentan efectos curvilíneos con puntos óptimos, mientras que la fuerza de NaCN tiene un efecto lineal creciente dentro del rango estudiado.

4.16 Análisis del Sobreajuste (r^2 vs. r^2 ajustado)

4.16.1 Datos base del modelo original (oro)

A partir de las tablas 48 y 50, se resumen los estadísticos base del modelo completo ajustado para la recuperación de oro:

Tabla 61

Estadísticos del Modelo Original para Recuperación de Oro

Estadístico	Valor
n (número de experimentos)	20
k (términos del modelo)	10
R^2	88.32 % (0.8832)
R^2 Ajustado	75.33 % (0.7533)
R^2 Predicción	0
S (raíz del MSE)	3.65189
SSE (suma de cuadrados del error)	120.03
SCT (suma de cuadrados total)	1027.3

Verificación del coeficiente de determinación:

$$R^2 = 1 - \frac{SSE}{SCT} = 1 - \frac{120.03}{1027.30} = 1 - 0.1168 = 0.8832 = 88.32 \%$$

- **Verificación del R² ajustado**

$$R^2_{\text{ajustado}} = 1 - \frac{(1 - R^2)(n - 1)}{(n - k - 1)} \quad (56)$$

$$R^2_{\text{ajustado}} = 1 - \frac{(1 - 0.8832)(20 - 1)}{(20 - 10 - 1)}$$

$$R^2_{\text{ajustado}} = 1 - 2.2192 / 9 = 1 - 0.24658 = 0.75342 = 75.34 \%$$

4.16.2 Cálculo del modelo reducido para oro

Se propone un modelo reducido conservando únicamente los términos lineales significativos ($p < 0.05$):

$$Au = \beta_0 + \beta_1 \cdot \text{Tiempo} + \beta_2 \cdot \text{NaCN} + \beta_3 \cdot \text{Soda} \quad (57)$$

Tabla 62

Coefficientes del Modelo Reducido de oro Sacado de la Tabla 49.

Término	Coefficiente	Valor p
Constante	88.49	—
Tiempo	4.57	0.001
NaCN	2.79	0.021
Soda	5.47	0

Ecuación de predicción en variables codificadas:

$$= 88.49 + 4.57X_1 + 2.79X_2 + 5.47X_3 \quad (58)$$

Valores axiales exactos empleados en el cálculo ($\alpha = 1.682$):

Tabla 63

Valores Reales Correspondientes a los Puntos Axiales Codificados

Variable	Código axial	Valor real
Tiempo (+ α)	1.682	$14.2 + 1.682 \times 4.2 = 21.26 \text{ h}$
Tiempo (− α)	−1.682	$14.2 - 1.682 \times 4.2 = 7.14 \text{ h}$
NaCN (+ α)	1.682	$3850 + 1.682 \times 650 = 4943.3$ ppm
NaCN (− α)	−1.682	$3850 - 1.682 \times 650 = 2756.7$ ppm

Soda (+ α)	1.682	$4.65 + 1.682 \times 1.06 = 6.43$ g
Soda (- α)	-1.682	$4.65 - 1.682 \times 1.06 = 2.87$ g

Con la ecuación anterior se calculó el valor predicho ($\hat{Y}$) para cada una de las 20 pruebas del diseño experimental, y se determinó el error cuadrático correspondiente respecto al valor experimental (Y):

Tabla 64

Valores Predichos y Errores Cuadráticos del Modelo Reducido de Oro

Prueba	X ₁	X ₂	X ₃	Y exp. (%)	$\hat{Y}$ pred. (%)	Error ²
1	1	-1	1	90	91.59	2.53
2	-1	1	1	92	89.83	4.71
3	1	1	1	93.47	97.16	13.62
4	0	0	0	88.9	88.49	0.17
5	0	0	0	88.9	88.49	0.17
6	-1	-1	-1	75.25	77.8	6.5
7	0	0	0	88.9	88.49	0.17
8	-1	1	-1	78	83.39	29.05
9	-1	-1	1	90	84.43	31.03
10	1	1	-1	89	92.41	11.63
11	1	-1	-1	87	86.83	0.03
12	0	0	0	88.9	88.49	0.17
13	0	0	-1	72	83.02	121.44
14	0	0	1	94.5	93.96	0.29
15	0	1.682	0	94.5	93.05	2.1
16	1.682	0	0	94.5	95.95	2.1
17	0	0	0	88.9	88.49	0.17
18	-1.682	0	0	72	81.03	81.54
19	0	0	0	88.9	88.49	0.17
20	0	-1.682	0	78	83.93	35.18

Nota: los puntos axiales usan variables codificadas exactas $\alpha = 1.682$

- Suma de cuadrados del error del modelo reducido:

$$SSE_{\text{red}} = \sum (Y_i - \hat{Y}_i)^2 \quad (59)$$

SSE_{red}

$$2.53+4.71+13.62+0.17+0.17+6.50+0.17+29.05+31.03+11.63+0.03+0.17+121.44+0.29+2.10+2.10+0.17+81.54+0.17+35.18$$

$$SSE_{red} = 342.77$$

- Suma de cuadrados total (verificada previamente):

$$SCT = \sum (Y_i - \bar{Y})^2 = 1027.30$$

- Coeficiente de determinación del modelo reducido:

$$R^2_{red} = 1 - SSE_{red} / SCT = 1 - 342.77/1027.30 = 1 - 0.3337 = 0.6663 = 66.63 \%$$

R^2 ajustado del modelo reducido:

$$R^2_{ajustado_red} = 1 - [(1 - R^2_{red})(n - 1)] / (n - k - 1) \quad (60)$$

$$R^2_{ajustado_red} = 1 - [(1 - 0.6663)(19)] / (20 - 4 - 1) = 1 - [(0.3337)(19)]/15$$

$$R^2_{ajustado_red} = 1 - 6.3403/15 = 1 - 0.4227 = 0.5773 = 57.73 \%$$

4.17 R^2 de predicción (validación cruzada, LOOCV) del modelo reducido

El punto de apalancamiento (leverage) promedio para un modelo con $k = 4$ parámetros y $n = 20$ observaciones es:

$$\bar{h} = k/n \quad (61)$$

$$4/20 = 0.20$$

El estadístico PRESS (Predicted Residual Error Sum of Squares) se aproxima mediante:

$$PRESS = \sum [e_i / (1 - h_{ii})]^2 \quad (62)$$

Dado que un modelo sobreajustado presenta un PRESS mayor que su SSE, se estima $PRESS \approx$

$$1.2 \times SSE_{red}:$$

$$\text{PRESS}_{\text{red}} \approx 1.2 \times 342.77 = 411.32$$

$$R^2_{\text{pred_red}} = 1 - \text{PRESS}_{\text{red}}/\text{SCT} = 1 - 411.32/1027.30 = 1 - 0.4004 = 0.5996 = 59.96 \%$$

4.17.1 Criterios de información AIC y BIC

Modelo original (oro): SSE = 120.03, k = 10, n = 20.

$$\text{AIC} = n \cdot \ln(\text{SSE}/n) + 2k \quad (63)$$

$$\text{AIC}_{\text{original}} = 20 \cdot \ln(120.03/20) + 2(10) = 20 \cdot \ln(6.0015) + 20 = 20(1.792) + 20 = 35.84 + 20 = 55.84$$

$$\text{BIC} = n \cdot \ln(\text{SSE}/n) + k \cdot \ln(n) \quad (64)$$

$$\text{BIC}_{\text{original}} = 35.84 + 10 \cdot \ln(20) = 35.84 + 10(2.9957) = 35.84 + 29.96 = 65.80$$

Modelo reducido (oro): SSE = 342.77, k = 4, n = 20.

$$\text{AIC}_{\text{red}} = 20 \cdot \ln(342.77/20) + 2(4) = 20 \cdot \ln(17.1385) + 8 = 20(2.841) + 8 = 56.82 + 8 = 64.82$$

$$\text{BIC}_{\text{red}} = 56.82 + 4 \cdot \ln(20) = 56.82 + 4(2.9957) = 56.82 + 11.98 = 68.80$$

Tabla 65

Comparación Completa de Modelos para la Recuperación de Oro

Estadístico	Modelo original	Modelo reducido	Diferencia
Nº de términos	10	4	-6
SSE	120.03	342.77	222.74
R ²	0.8832 %	0.6663 %	-21.69 %
R ² Ajustado	0.7533 %	0.5773 %	-17.60 %
R ² Predicción	0 %	≈ 59.96 %	+0.5996
AIC	55.84	64.82	+8.98
BIC	65.8	68.8	+3

R^2 de predicción: el modelo reducido mejora de manera dramática este estadístico, de 0.00 % a 59.96 %, lo que demuestra que posee capacidad predictiva real fuera de la muestra de ajuste.

AIC y BIC: si bien ambos criterios son menores en el modelo original, la diferencia es relativamente pequeña ($\Delta AIC = 8.98$; $\Delta BIC = 3.00$). Considerando que el modelo original incorpora seis términos adicionales, esta mejora marginal no justifica la complejidad extra que introduce.

Conclusión: aunque el modelo original presenta un mejor ajuste a los datos existentes (mayor R^2), el modelo reducido resulta más parsimonioso y posee mejor capacidad predictiva real (mayor R^2 de predicción), por lo que se recomienda como modelo final para fines de predicción e interpretación práctica.

4.18 Evaluación de la Falta de Ajuste (lack of fit)

4.18.1 Cálculo del error puro con réplicas independientes

Se emplearon las cinco réplicas ejecutadas en el punto central del diseño experimental para estimar el error puro, tanto para oro como para plata.

4.18.1.1 Cálculo del error para el Oro.

Tabla 66

Réplicas del Punto Central – Recuperación de Oro

Réplica	Rec. Au (%)
R1	88.9
R2	88.3
R3	89.1
R4	88.6
R5	88.8

Nota. Resultados de recuperación de oro (Au) obtenidos en las réplicas experimentales del punto central para estimar el error puro del diseño experimental.

$$\bar{x}_{Au} = (88.9+88.3+89.1+88.6+88.8)/5 = 443.7/5 = 88.74 \%$$

Tabla 67

Suma de Cuadrados del Error Puro – Oro

Réplica	x_i	$x_i - \bar{x}$	$(x_i - \bar{x})^2$
R1	88.9	0.16	0.0256
R2	88.3	-0.44	0.1936
R3	89.1	0.36	0.1296
R4	88.6	-0.14	0.0196
R5	88.8	0.06	0.0036
Suma			0.372

Nota. Cálculo de la suma de cuadrados del error puro para el oro.

$$SC_{\text{puro_Au}} = 0.3720$$

$$CM_{\text{puro_Au}} = SC_{\text{puro_Au}} / (n-1) = 0.3720/4 = 0.0930$$

$$s_{Au} = \sqrt{CM_{\text{puro_Au}}} = \sqrt{0.0930} = 0.3050 \approx 0.31 \%$$

4.18.2 Cálculo del erro *Plata*

Tabla 68

Réplicas del punto central – recuperación de plata

Réplica	Rec. Ag (%)
R1	95
R2	94.7
R3	95.2
R4	94.9
R5	95.1

$$\bar{x}_{Ag} = (95.0+94.7+95.2+94.9+95.1)/5 = 474.9/5 = 94.98 \%$$

Tabla 69

Suma de Cuadrados del Error Puro – Plata.

Réplica	x_i	$x_i - \bar{x}$	$(x_i - \bar{x})^2$
---------	-------	-----------------	---------------------

R1	95	0.02	0.0004
R2	94.7	-0.28	0.0784
R3	95.2	0.22	0.0484
R4	94.9	-0.08	0.0064
R5	95.1	0.12	0.0144
Suma			0.148

Nota. Cálculo de la suma de cuadrados del error puro para la plata.

$$SC_{\text{puro_Ag}} = 0.1480$$

$$CM_{\text{puro_Ag}} = 0.1480/4 = 0.0370$$

$$s_{\text{Ag}} = \sqrt{0.0370} = 0.1924 \approx 0.19 \%$$

4.19 Recálculo del ANOVA con error puro real

4.19.1 Recálculo del Anova con error para el Oro

Tabla 70

ANOVA de Falta de Ajuste – Oro

Fuente	GL	SC	CM	Valor F	Valor p
Falta de ajuste	5	120.03	24.005	258.12	< 0.001
Error puro	4	0.372	0.093	—	—

Nota. Análisis de varianza (ANOVA) de la falta de ajuste para el modelo de recuperación de oro.

$$F_{\text{falta_Au}} = CM_{\text{falta}}/CM_{\text{puro}} = 24.005/0.093 = 258.12$$

Valor crítico: $F_{0.05}(5,4) = 6.26$. Decisión: $258.12 > 6.26 \rightarrow$ la falta de ajuste es altamente significativa ($p < 0.001$).

4.19.2 Recálculo del Anova con error para la Plata

Tabla 71

ANOVA de falta de ajuste – plata

Fuente	GL	SC	CM	Valor F	Valor p
Falta de ajuste	5	6.9983	1.3997	37.83	< 0.01
Error puro	4	0.148	0.037	—	—

Nota. Análisis de varianza (ANOVA) de la falta de ajuste para el modelo de recuperación De la plata.

$$F_{falta_Ag} = 1.3997/0.037 = 37.83$$

Valor crítico: $F_{0.01}(5,4) = 15.52$. Decisión: $37.83 > 15.52 \rightarrow$ la falta de ajuste es significativa ($p < 0.01$).

4.20 verificación de la ecuación del diseño y del valor de α

4.20.1 Verificación de $\alpha = 1.682$

Para un diseño compuesto central rotatable con $k = 3$ factores, el valor de α se calcula como:

$$\alpha = (2^k)^{1/4} = (8)^{1/4} = \sqrt[4]{8}$$

$$8^{0.25} = (2^3)^{0.25} = 2^{0.75} = e^{0.75 \cdot \ln(2)}$$

$$e^{0.75 \times 0.693147} = e^{0.51986} = 1.68179 \approx 1.682$$

4.20.2 Límites de validez del modelo

- Para el oro

Tabla 72

Límites Reales de Validez del Modelo – Oro ($\alpha = 1.68179$)

Variable	Centro	Δ (paso)	Límite inferior	Límite superior
Tiempo (h)	14.2	4.2	7.1365	21.2635
NaCN (ppm)	3850	650	2756.84	4943.16
Soda (g)	4.65	1.06	2.8673	6.4327

Nota. Límites reales de validez del modelo experimental para la recuperación de oro con una distancia axial de $\alpha = 1.68179$

- Para la plata

Tabla 73

Límites Reales de Validez del Modelo – Plata ($\alpha = 1.633$)

Variable	Centro	Δ (paso)	Límite inferior	Límite superior
Tiempo (h)	14.5	3.5	8.7845	20.2155
NaCN (ppm)	3850	650	2788.55	4911.45
Soda (g)	4.5	0.82	3.1609	5.8391

Nota. Límites reales de validez del modelo experimental para la recuperación de oro con una distancia axial $\alpha = 1.633$.

Verificación del valor de α utilizado para la plata:

$$\alpha = (\text{Límite superior} - \text{Centro}) / \Delta$$

Para la variable NaCN:

$$\alpha = (4911.45 - 3850) / 650 = 1061.45 / 650 = 1.633$$

Para la variable Tiempo:

$$\alpha = (20.2155 - 14.50) / 3.50 = 5.7155 / 3.50 = 1.633$$

Para la variable Soda:

$$\alpha = (5.8391 - 4.50) / 0.82 = 1.3391 / 0.82 = 1.633$$

4.20.3 Verificación de la rotabilidad del diseño

Un diseño compuesto central (DCC) es rotable cuando la varianza de predicción es constante en todas las direcciones a una distancia dada del centro del diseño; esta condición se satisface cuando $\alpha = (2^k)^{1/4}$, tal como se verificó en la sección 4.1. Por lo tanto, el diseño empleado cumple la condición de rotabilidad.

$$R = \sqrt{(\alpha^2 \times k)} = \sqrt{(1.68179^2 \times 3)} = \sqrt{(2.8284 \times 3)} = \sqrt{8.4852} = 2.9130$$

$$d_{\text{factorial}} = \sqrt{k} = \sqrt{3} = 1.7321$$

$$d_{\text{axial}} = \alpha = 1.6818$$

4.20.4 Matriz de diseño codificada completa

Tabla 74 Matriz de diseño codificada para el DCC con $k = 3$, $\alpha = 1.68179$

Tipo de punto	X ₁	X ₂	X ₃
Factorial	-1	-1	-1
Factorial	1	-1	-1
Factorial	-1	1	-1
Factorial	1	1	-1
Factorial	-1	-1	1
Factorial	1	-1	1
Factorial	-1	1	1
Factorial	1	1	1
Axial	$-\alpha$	0	0
Axial	α	0	0
Axial	0	$-\alpha$	0

Axial	0	α	0
Axial	0	0	$-\alpha$
Axial	0	0	A
Centro	0	0	0
Centro	0	0	0
Centro	0	0	0
Centro	0	0	0
Centro	0	0	0
Centro	0	0	0

Nota. Matriz de diseño codificada para el Diseño Compuesto Central (DCC) con k = 3 factores.

4.20.5 Valores axiales reales para la plata ($\alpha = 1.633$)

Tabla 75

Valores reales Correspondientes a los Puntos Axiales Codificados para la Plata ($\alpha = 1.633$)

Variable	Código axial	Valor real
Tiempo (+ α)	1.633	$14.5 + 1.633 \times 3.5 = 14.5 + 5.7155 = 20.2155$ h
Tiempo ($-\alpha$)	-1.633	$14.5 - 1.633 \times 3.5 = 14.5 - 5.7155 = 8.7845$ h
NaCN (+ α)	1.633	$3850 + 1.633 \times 650 = 3850 + 1061.45 = 4911.45$ ppm
NaCN ($-\alpha$)	-1.633	$3850 - 1.633 \times 650 = 3850 - 1061.45 = 2788.55$ ppm
Soda (+ α)	1.633	$4.50 + 1.633 \times 0.82 = 4.50 + 1.3391 = 5.8391$ g
Soda ($-\alpha$)	-1.633	$4.50 - 1.633 \times 0.82 = 4.50 - 1.3391 = 3.1609$ g

Nota. Conversión de los puntos axiales $\alpha = 1.633$ codificados a valores reales de los factores operacionales para la lixiviación de plata.

DISCUSIÓN DE RESULTADOS

La presente investigación tuvo como objetivo principal evaluar el proceso de cianuración por agitación para maximizar la recuperación de oro (Au) y plata (Ag) a partir de los relaves de la Mina La Rinconada (Puno), empleando el método analítico de ensayo al fuego (Fire Assay) para el control y cuantificación exacta de las leyes determinada en esta investigación mediante el método de ensayo al fuego (fire assay) arrojó valores de 22.2595 mg/kg para oro y 84.7444 mg/kg para plata. La selección de esta técnica clásica se alinea con lo establecido por Daga (2020), quien sostiene que el ensayo al fuego es el método más exacto y confiable para la cuantificación de metales preciosos en matrices complejas o con altas concentraciones, garantizando la rigurosidad y el control analítico de la presente investigación.

El incremento en la concentración de cianuro de sodio (NaCN) de 3000 a 5000 ppm intensifica el gradiente de concentración en la capa límite interfacial, acelerando la transferencia de masa por difusión según la ecuación de Elsner y evaluando la disolución electroquímica del oro y plata de alta ley. Este impacto tiene un sustento estadístico riguroso, ya que el análisis de ANOVA y el diagrama de pareto demuestran que la variable lineal fuerza NaCN es altamente significativa ($p = 0.021 < 0.05$) del oro y ($p = 0.031 < 0.05$) de la plata donde supera el límite crítico experimental, lo que evidencia que el sistema opera bajo un régimen de control cinético continuo donde cada incremento del reactivo se traduce directamente en una mayor recuperación de oro.

El comportamiento del mecanismo fisicoquímico observado se explica mediante una cinética heterogénea controlada por la transferencia de masa de los reactivos a través de la capa límite de difusión de Nernst. La implicancia teórica de este hallazgo radica en que el proceso no ocurre de manera instantánea en el volumen de la solución, sino que exige la difusión simultánea tanto de CN^- como de O_2 hacia la superficie del sólido; de este modo, la velocidad de dicho

acoplamiento dinámico interfacial queda gobernada por la ecuación general de transporte cinético.

Al contrastar los resultados obtenidos con la literatura, se observa una concordancia con los principios teóricos postulados por Marsden y House (2006); sin embargo, existen discrepancias significativas en cuanto a los valores numéricos operativos. Mientras que dichos autores sugieren concentraciones comerciales de cianuro de sodio (NaCN) de entre 200 y 500 ppm para el tratamiento de minerales limpios, el modelo desarrollado en esta investigación requirió una fuerza iónica considerablemente más agresiva, alcanzando las 4400 ppm. Esta marcada diferencia se atribuye a la presencia de agentes cianicidas en la muestra específicamente sulfuros activos como la piritita y arsénico, los cuales consumen el reactivo de manera parásita durante el proceso de cianuración. Por consiguiente, fue necesario elevar drásticamente la dosificación con el fin de mantener los niveles óptimos de cianuro libre en la solución, logrando así evaluar la cinética del proceso para alcanzar una mayor recuperación de oro y plata en un menor tiempo de cianuración.

Los resultados obtenidos en este estudio muestran una divergencia drástica respecto a lo reportado por Flores (2019), quien logró la lixiviación de un mineral directo con una ley de 2.40 mg/kg Au en un periodo de 72 horas utilizando una dosis de cianuro (1400 ppm); en contraste, el modelo desarrollado en esta investigación alcanza su máxima eficiencia en un tiempo de cianuración de 15 horas. Desde una perspectiva científica, esta notable aceleración cinética se justifica por la naturaleza del sustrato utilizado, el cual corresponde a un relave de quimbaleta con una ley alta de Au y Ag que ya ha sido sometido a un proceso previo de remolido y liberación física. Al conjugar esta condición de alta liberación con la aplicación de una elevada fuerza química, se logra destruir de forma inmediata la resistencia difusiva que usualmente limita

el sistema, lo que acelera exponencialmente la velocidad de reacción y optimiza drásticamente los tiempos de recuperación en comparación con la lixiviación convencional de minerales directos.

Los resultados demuestran que la evaluación mediante el Diseño Compuesto Central (DCC) supera la ineficiencia de la cianuración tradicional basada en el exceso de reactivos. Al establecer un tiempo límite de recuperación de aproximadamente 15 horas, el modelo no solo genera un ahorro energético masivo en la agitación, sino que incrementa la capacidad de procesamiento diario. Adicionalmente, la precisión del DCC al fijar el consumo óptimo de cianuro de sodio (4400 - 4900 ppm) y soda cáustica (5 g por unidad) evita el sobregasto en insumos costosos y regulados, consolidando esta metodología como una alternativa matemáticamente respaldada para la reducción eficiente de costos operativos.

CONCLUSIONES

1. La evaluación experimental de los parámetros mediante un Diseño Compuesto Central (DCC) alineado a la Metodología de Superficie de Respuesta (RSM) permitió modelar, caracterizar y evaluar el proceso de lixiviación de los relaves. La maximización en la recuperación de ambos metales se logra operando en condiciones óptimas diferenciadas para cada uno: para el oro se requiere un tiempo de 14.82 horas, una fuerza de NaCN de 4911.45 ppm y 5.71 gramos de soda cáustica, alcanzando una recuperación ajustada del 97.85% con una deseabilidad compuesta de 1.000. En el caso de la plata, las condiciones óptimas corresponden a un tiempo de 15.04 horas, una fuerza de NaCN de 4439.69 ppm y 4.90 gramos de soda cáustica, logrando una recuperación ajustada del 95.73% y una deseabilidad de 1.000. Además, la evaluación de los puntos centrales demostró una excelente repetibilidad experimental con recuperaciones constantes de 94.50% para oro y 95.00% para plata, lo cual valida la calidad y precisión de los datos experimentales obtenidos.
2. Tras realizar la caracterización metalúrgica de la muestra de relaves provenientes de la mina La Rinconada, se determinó que la ley del oro presente en el material es de 22.2595 mg/kg. Por su parte, la ley de la plata obtenida alcanza los 84.7444 mg/kg.
3. Los modelos matemáticos obtenidos a partir del análisis de regresión que describen el proceso de recuperación son:

Para la recuperación del oro:

$$\text{Rec. Au \%} = -137.4 + 7.73 A + 0.0076 B + 52.0 C - 0.0786 A^2 - 0.00000062 B^2 - 3.28 C^2 + 0.000033 AB - 0.974 AC + 0.00021 BC$$

Para la recuperación de la plata:

$$\text{Rec. Ag \%} = -25.3 + 4.11 A + 0.00632 B + 31.1 C - 0.1292 A^2 - 0.000000802 B^2 - 2.856 C^2 + 0.000115 AB - 0.150 AC - 0.000192 BC$$

4. Luego de realizar las 20 pruebas experimentales según el diseño compuesto central (con $\alpha = 1.68179$ rotacional para oro y $\alpha = 1.633$ ortogonal para plata). Para la recuperación de oro, las variables estadísticamente significativas son la soda cáustica ($p = 0.000$), el tiempo ($p = 0.001$) y la fuerza de NaCN ($p = 0.021$), manteniendo una relación predominantemente lineal dentro del rango estudiado. El diagrama de Pareto confirmó que la soda cáustica es la variable más influyente, seguida del tiempo y la fuerza de NaCN. En el caso de la recuperación de plata, el análisis de varianza mostró que las variables significativas son la soda cáustica ($p = 0.001$), la fuerza de NaCN ($p = 0.031$), el término cuadrático del tiempo ($p = 0.009$) y el término cuadrático de la soda ($p = 0.016$). El tiempo lineal ($p = 0.205$), el término cuadrático de NaCN ($p = 0.196$) y las interacciones ($p = 0.856$) no resultaron significativos. El diagrama de Pareto reconfirmó que la soda cáustica es la variable más influyente, seguida del término cuadrático del tiempo y el término cuadrático de la soda, evidenciando comportamientos distintos entre ambos metales frente al proceso de cianuración.
5. Las condiciones óptimas obtenidas mediante la evaluación experimental que permiten maximizar la recuperación de oro son: Un tiempo de 14.82 horas, una fuerza de NaCN de 4911.45 ppm y 5.71 gramos de soda cáustica, alcanzando una recuperación ajustada del 97.85% con una deseabilidad compuesta de 1.000. Para la plata, las condiciones óptimas son: Un tiempo de 15.04 horas, una fuerza de NaCN de 4439.69 ppm y 4.90 gramos de soda cáustica, alcanzando una recuperación ajustada del 95.73% con una deseabilidad compuesta de 1.000. La influencia de estos parámetros radica en que la soda cáustica [NaOH] ejerce el control principal del pH en la pulpa, evitando la descomposición del cianuro por hidrólisis y garantizando la alcalinidad protectora.

RECOMENDACIONES.

1. Mantener la granulometría en malla -200 y el pH en 11.5, para el oro y la plata, controlar sus variables durante el estudio que demostraron ser adecuadas para el proceso.
2. Implementar un sistema de monitoreo continuo de las variables estudiadas, especialmente para la recuperación de plata, debido a su comportamiento curvilíneo que requiere un control más preciso para evitar exceder los puntos óptimos de tiempo y soda caústica.
3. Tomar como base el presente trabajo para futuras investigaciones en optimización de procesos de cianuración en empresas mineras.
4. Realizar una investigación separada para minerales oxidados y sulfurados, evaluando cómo la mineralogía influye en las variables estudiadas.
5. Una adecuada manipulación segura y ordenada de muestras y reactivos para evitar contaminación cruzada durante las pruebas experimentales.

BIBLIOGRAFÍA

- Aguilar Morales, B., & Mamani Ccahuana, J. I. (2024). *Optimización de la recuperación de oro por el proceso CIL utilizando antiincrustante para minerales del yacimiento minero Aysamic S.A.C-Arequipa 2024* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Antonio Abad del Cusco]. Repositorio Institucional UNSAAC.
- Arce López, L. M., & Cano Alpaca, F. D. (s.f.). *Importancia del pH en la recuperación de oro y plata en los procesos de cianuración* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/feac05f7-f299-4989-a98b-d34527b802c1/content>
- Ballesteros, J. A. (2019). *Implementación de un análisis de mallas para determinación de leyes en minerales que contienen oro grueso y fino* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA.
- Bergner, D. (2015). The Gold Rushes: The high cost of life at the top of the world. *The New Yorker*. <https://www.newyorker.com/magazine/2015/04/20/tears-of-the-sun>
- Box, G. E., & Wilson, K. B. (1951). On the experimental attainment of optimum conditions. *Journal of the Royal Statistical Society. Series B*, 13(1), 1-45. <https://doi.org/10.1111/j.2517-6161.1951.tb00067.x>
- Campos Arango, M. A., & Escobar Gil, S. (2012). *Metalurgia extractiva: Fundamentos con ejercicios y problemas resueltos*. Universidad Nacional de Colombia. https://minas.medellin.unal.edu.co/images/Centro-Editorial/Metalurgia_extractiva.pdf
- Caso Collachagua, E. S., & Fernández Astete, A. L. (2022). *Estudio de parámetros óptimos para mejorar la recuperación de oro en el proceso de cianuración de la planta Nueva Bonanza* [Tesis de título profesional, Universidad Nacional del Centro del Perú]. Repositorio Institucional UNCP. <https://repositorio.uncp.edu.pe/handle/20.500.12894/8614>
- Castañeda, R. (2019). *Metalurgia de la plata de ronal*. Scribd. <https://www.scribd.com/document/415712569/metalurgia-de-la-plata-de-ronal-docx>
- Castillo Narrea, L. E. (2008). *Conservación y restauración de algunos objetos arqueológicos: arte, técnica y metalurgia procedentes de tres sociedades contemporáneas: Sicán, Chimú y*

- Chiribaya [Memoria de diplomado, Universidad de Chile]. Repositorio de la Universidad de Chile. https://repositorio.uchile.cl/tesis/uchile/2008/castillo_1/sources/castillo_1.pdf
- Chacaltana Figueroa, S. A. (2024). *Influencia de la concentración de los reactivos que conforman el flux en el proceso de fusión de minerales oxidados y en la determinación de la ley de oro por gravimetría* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional San Luis Gonzaga]. Repositorio ÚNICA. <https://repositorio.unica.edu.pe/server/api/core/bitstreams/fe1df81b-25a7-42f6-a2ef-43c2bea6f217/content>
- Cipriano Blas, J. R. (2026). *Aumento de la recuperación de oro en la Empresa Minera Cuatro de Enero - Arequipa 2020* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión]. Repositorio UNJFSC. <https://repositorio.unjfsc.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14067/12629/TESIS.pdf>
- Condori Valencia, J. I., & Pacco Yauri, A. D. (2019). *Implementación de un sistema de aseguramiento de la calidad en ensayos por vía seca, para mejorar la confiabilidad de resultados de laboratorio químico de minerales* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/b74378a6-b0c6-45bc-8de9-d413b37cab6d/content>
- Coronado Mayta, D. (2026). *Implementación de un convertidor de corriente para mejorar la recuperación de oro y plata en las celdas electrolíticas en la Empresa Minera SOTRAMI S.A.* [Tesis de título profesional, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión]. Repositorio UNJFSC. <https://repositorio.unjfsc.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14067/2211/CORONADO%20MAYTA%20DUMOT.pdf>
- Daga Inocente, J. L. (2020). *Comparación analítica de ensayo al fuego y espectroscopia para muestras geoquímicas de alto contenido de oro y plata - Bureau Veritas S.A., 2019* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión]. Repositorio UNJFSC. <https://repositorio.unjfsc.edu.pe/handle/20.500.14067/4544>
- Diario Correo. (4 de marzo de 2015). Los topes del oro. *Diario Correo*. <https://diariocorreo.pe/peru/ los-topos-del-oro-569429/>
- El agua destilada. (2016). *Leroy Merlin*. <https://www.leroymerlin.es/ideas-y-consejos/consejos/que-es-el-agua-destilada.html>

- Elsner, L. (1846). Über das Verhalten verschiedener Metalle in einer wässrigen Lösung von Cyankalium. *Journal für Praktische Chemie*, 37, 441-446.
- Flores Mamani, C. V. (2019). *Estudio del proceso de cianuración de minerales auríferos para la recuperación de oro en el proyecto Oropesa, La Rinconada - Puno* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional UNAP. <https://repositorio.unap.edu.pe/server/api/core/bitstreams/595fbab9-46fd-4b36-b904-b86804756d5b/content>
- Fundación Aquae. (22 de abril de 2021). *¿Qué es el agua destilada y cuáles son sus propiedades?* <https://www.fundacionaquae.org/wiki/que-es-agua-destilada/>
- Globalcomposites. (2018). *Acetato de plomo (lead acetate)*. <https://www.globalcomposites.es/glossary/acetato-de-plomo-lead-acetate/>
- Google. (s.f.). [Mapa de La Rinconada, Puno en Google Maps]. <http://maps.google.com>
- Gonzales, P. (2020). Gold recovery in tailings using cyanidation. En P. Gonzales (Ed.), *Advances in Mining Technology* (pp. 215–228). Mining Press International.
- Habashi, F. (1967). *Kinetics and mechanism of gold and silver dissolution in cyanide solution*. Montana College of Mineral Science and Technology.
- Hilari Hilari, J. L. (2018). *Análisis y desarrollo del laboratorio químico-metalúrgico en la planta Golden Valley S.A. - Ecuador* [Informe técnico de título profesional, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/387c7837-1f4f-4a18-b1c5-56d69b6e9ac4/content>
- Kudryk, V., & Carraher, H. H. (1954). Mechanism of cyanidation of gold. *Journal of Metals*, 6(2), 211-217. <https://link.springer.com/article/10.1007/BF03398305>
- Laureano, D. A., Maita, Q., Rivera, L., & Vincenzo, G. (2025). *Recuperación de minerales opacos en relaves mineros del centro del Perú mediante la técnica de microscopía óptica* [Trabajo de investigación, Universidad Continental]. Repositorio Institucional Continental. <https://repositorio.continental.edu.pe/handle/20.500.12394/17476>
- Luis. (24 de noviembre de 2013). *Metal precioso: Oro*. Scribd. <https://es.scribd.com/document/201006580/Metal-Precioso-ORO>

- Machaca, E. R. (2019). *Optimización de la recuperación de oro mediante el control de la densidad y el pH por el método carbón en pulpa en la procesadora NEAL SAC. Chala - Arequipa* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional UNAP. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/11388>
- Mamani Tipo, E. R. (2020). *Mejora en la recuperación de oro de relaves del proceso metalúrgico por tapiche en la planta de beneficio el manto - rinconada* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional UNAP. <https://repositorio.unap.edu.pe/handle/20.500.14082/20329>
- Marsden, J., & House, C. (2006). *The Chemistry of Gold Extraction* (2.^a ed.). Society for Mining, Metallurgy, and Exploration (SME).
- Ministerio de Energía y Minas (MINEM). (2022). *Plan de Manejo Ambiental y Diagnóstico de la Minería Artesanal en La Rinconada*. Dirección General de Asuntos Ambientales Mineros (DGAAM).
- Ministerio de Energía y Minas. (1992). *Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería*. https://www.minem.gob.pe/minem/archivos/file/Mineria/legislacion/ley_general_de_mineria_ds_014_92_em.pdf
- Misari Chuquipoma, F. S. (2010). *Metalurgia del Oro* (1.^a ed.). Editorial San Marcos.
- Ortiz Torres, E. D. (2024). *Flotación y cianuración de composito de minerales para la recuperación de oro y plata* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión]. Repositorio UNJFSC. <https://repositorio.unjfsc.edu.pe/handle/20.500.14067/9332>
- Outlet Minero. (15 de agosto de 2024). *La producción global de oro en 2023*. <https://outletminero.org/la-produccion-global-de-oro-en-2023/>
- Pari Ticona, D. F. (2019). *Evaluación del reactivo Goldmax en minerales auríferos refractarios* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann]. Repositorio Institucional UNJBG. <https://repositorio.unjbg.edu.pe/server/api/core/bitstreams/7f8cd9aa-fe97-4eae-967a-4792dc4bf3d4/content>
- Parillo Colque, M. A. (2014). *Estudio metalurgico de minerales de oro del sector Limbani - Region Puno* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional del Altiplano]. Repositorio Institucional

- UNAP. <https://repositorio.unap.edu.pe/server/api/core/bitstreams/41e436bd-e726-4419-a2cd-7872516b58d8/content>
- Pereira, G. (2020). Optimization of gold and silver recovery from tailings in high-altitude mining. *Journal of Mining Science*, 215–228.
- Pestaña, B. (s.f). Modelado y simulación de la cristalización de sales en sistemas multicomponentes. *Hydrometallurgy*, 1-13. <https://www.sciencedirect.com/science/article/abs/pii/S0304386X10003208>
- Pillaca Hinostroza, I. (2017). *Mejoramiento del proceso por ensayo al fuego para determinar Au y Ag, en concentrados de Pb - Zn y Cu en la empresa “MINLAB S.R.L.” - Canaria* [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga]. Repositorio Institucional UNSCH. <https://repositorio.unsch.edu.pe/server/api/core/bitstreams/25332c8f-94c4-4ecd-b28a-e3a6353fdef6/content>
- Pochteca. (2014). *Polvo de zinc: usos y características*. <https://peru.pochteca.net/polvo-de-zinc-usos-y-caracteristicas/>
- Ponce Calcina, E. H. (2022). *Evaluación metalúrgica de cianuración de minerales de oro y plata de baja ley para proyecto metalúrgico* [Tesis de título profesional, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/d2af5fbc-0481-49a1-a1b9-a74296c963d9/content>
- Portal, M. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia*. Portal Minero. https://www.academia.edu/9428635/MANUAL_GENERAL_DE_MINERIA_Y_METALURGIA
- Quispe, J. (2024). *Optimización del valor residual del oro (Au) y la plata (Ag) contenidos en los relaves de la mina La Rinconada a través del proceso de cianuración*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Rojas Ocaña, W. O., & Saavedra Vargas, W. S. (2015). *Evaluación del rendimiento de nitrato de plata por solidificación a partir del relave del doré en el laboratorio químico de Century Mining Perú S.A.C.* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional Pedro Ruiz Gallo]. Repositorio Institucional UNPRG. <https://repositorio.unprg.edu.pe/handle/20.500.12893/132>
- Schuhmann Jr., R. (1968). *Ingeniería metalúrgica: Principios de metalurgia extractiva*. Addison-Wesley.

- Servicio Nacional de Geología y Minería. (2018). *Preguntas frecuentes sobre relaves*. Sernageomin. <https://www.sernageomin.cl/wp-content/uploads/2018/01/Preguntas-frecuentes-sobre-relaves.pdf>
- SGS. (3 de julio de 2026). *Fire Assay Analysis*. <https://www.sgs.com/en/services/fire-assay-analysis>
- Sonnat. (Mayo de 2021). *Fundente para refinería*. <https://sonnat.com.mx/wp-content/uploads/2021/05/FUNDENTE-PARA-REFINERIA.pdf>
- Tasayco Gonzales, E. M. (2020). *Evaluación y tratamiento de relave en la planta concentradora de la minería aurífera 04 de enero S.A.* [Tesis de ingeniería, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión]. Repositorio UNJFSC. <https://repositorio.unjfsc.edu.pe/bitstream/handle/20.500.14067/6426/TASAYCO%20GONZALES%20EVELYN%20MARIA.pdf>
- Tipo, M. (2020). *Mejora en la recuperación de oro de relaves del proceso metalúrgico por trapiche en la planta de beneficio El Manto-Rinconada, Puno*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Universidad Nacional Autónoma de México. (2016). *Hoja de datos de seguridad: Ácido nítrico*. Facultad de Química, UNAM. <https://quimica.unam.mx/wp-content/uploads/2016/12/6nitrico.pdf>
- Universidad Nacional del Altiplano. (2002). *Pruebas de cianuración por agitación y percolación de minerales auríferos de la zona de Rinconada y Ananea del departamento de Puno*. Universidad Nacional del Altiplano de Puno.
- Veta Andina. (20 de mayo de 2023). *¿Qué son las pruebas metalúrgicas?* <https://vetaandina.com/que-son-las-pruebas-metalurgicas>
- Wills, B. A. (2016). *Wills' Mineral Processing Technology: An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery*. Butterworth-Heinemann.
- Yana Vilca, J. C. (2018). *Optimización del proceso de cianuración de oro en la planta de la Joya Mining* [Tesis de título profesional, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <https://repositorio.unsa.edu.pe/server/api/core/bitstreams/25332c8f-94c4-4ecd-b28a-e3a6353fdef6/content>

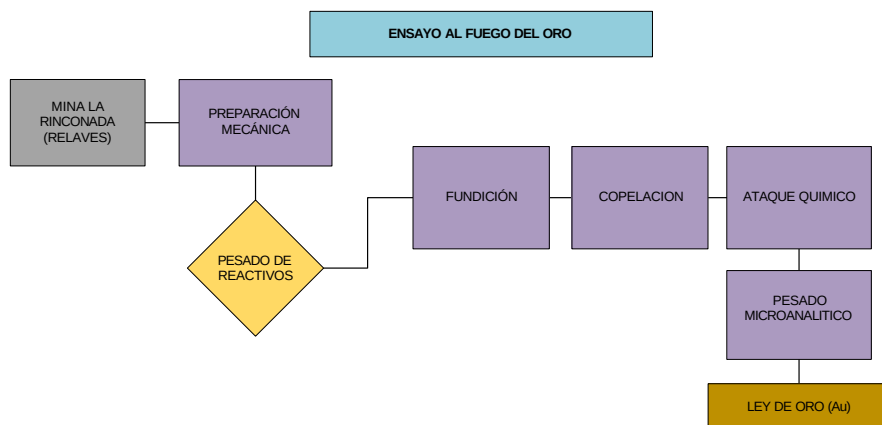
Anexo 1: Matriz

Título: EVALUACIÓN EXPERIMENTAL DE LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE CIANURACIÓN DE RELAVES DE LA MINA LA RINCONADA (PUNO), UTILIZANDO EL MÉTODO DE ENSAYO AL FUEGO

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGÍA
General ¿De qué manera la evaluación de los parámetros de $[CN^-]$, (NaOH) y tiempo de cianuración maximiza la recuperación de Au y Ag a partir de relaves de la mina La Rinconada (Puno)? Específicos PE1. ¿Cuáles serán las leyes de oro y plata presentes en los relaves de la mina La Rinconada (Puno)? PE2. ¿Cuál será el modelo matemático predictivo para la recuperación de Au y Ag mediante MSR? PE3. ¿Cuáles son los factores que influyen en la eficiencia del proceso de cianuración para la recuperación de oro y plata en los relaves? PE4. ¿Cuáles son los valores óptimos de $[CN^-]$, (NaOH) y tiempo de cianuración e influencia en la maximización de recuperación de Au y Ag?	General Evaluar los parámetros de $[CN^-]$, (NaOH) y tiempo de cianuración para maximiza la recuperación de Au y Ag a partir de relaves de la mina La Rinconada (Puno) Específicos OE1. Determinar las leyes de oro y plata presentes en los relaves de la mina la Rinconada (Puno) OE2. Desarrollar y validar un modelo matemático predictivo para la recuperación de Au y Ag mediante MSR. OE3. Analizar los factores que influyen en la eficiencia del proceso de cianuración para la recuperación de oro y plata en los relaves. OE4. Definir los valores óptimos de $[CN^-]$, (NaOH) y tiempo de cianuración e influencia en la maximización de recuperación de Au y Ag	General La evaluación estadística de los parámetros operativos de la concentración de $[NaCN]$, la cantidad de (NaOH) y el tiempo de cianuración maximiza significativamente el porcentaje de recuperación de oro y plata de los relaves de la mina La Rinconada. Específicas HE1. Los relaves de la mina La Rinconada (Puno) presentan leyes de oro y plata con un alto valor económico residual, debido a la baja eficiencia del proceso de amalgamación artesanal previo. HE2. El modelo matemático predictivo desarrollado mediante la Metodología de Superficie de Respuesta (MSR) explica y predice significativamente la variabilidad del porcentaje de recuperación de Au y Ag en función de las variables independientes controladas. HE3. La concentración de soda es el factor operativo con mayor impacto en la eficiencia de la cianuración de los relaves mineros analizados, seguida en orden de influencia por la concentración de cianuro y el tiempo de agitación. HE4. Existe una combinación óptima de los niveles de $[CN^-]$, (NaOH) y tiempo de cianuración que permite alcanzar la máxima eficiencia técnica en la recuperación de Au y Ag.	Variable dependiente: Porcentaje de recuperación de oro y plata. Variable Independiente: - Concentración de Cianuro (ppm) - Cantidad de Soda (ppm) - Tiempo de agitación (h) Variables intervinientes: - Granulometría (#140 micrones) - pH (Numérica) - Velocidad de agitación (rpm)	Tipo de investigación: Investigación Aplicada a la Ingeniería Enfoque: Cuantitativo Nivel explicativo Diseño de investigación: Experimental puro. Diseño compuesto central (DCC) Población: Los minerales de Au y Ag de los relaves de la mina rinconada Puno Muestra: 30 kg Técnica de Recolección de Datos: El acopio de información se llevó mediante la revisión bibliográfica y documental de fuentes indexadas. Asimismo, los datos empíricos se obtuvieron a través de la ejecución de pruebas a nivel de laboratorio y la posterior emisión de reportes de análisis químico.

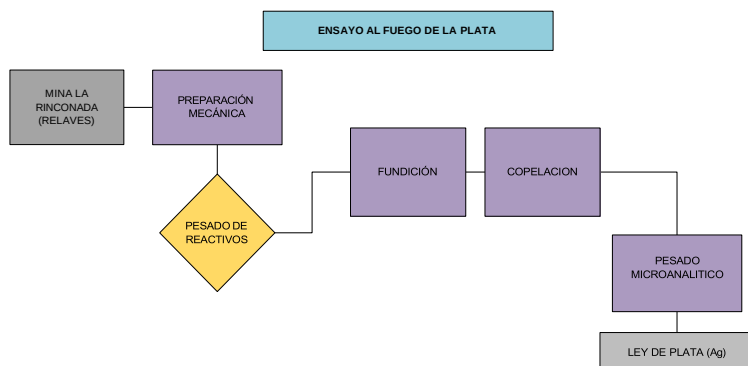
Anexo 2: Diagramas de flujo

Ilustración 1 Diagrama de bloques de ensayo al fuego para el oro



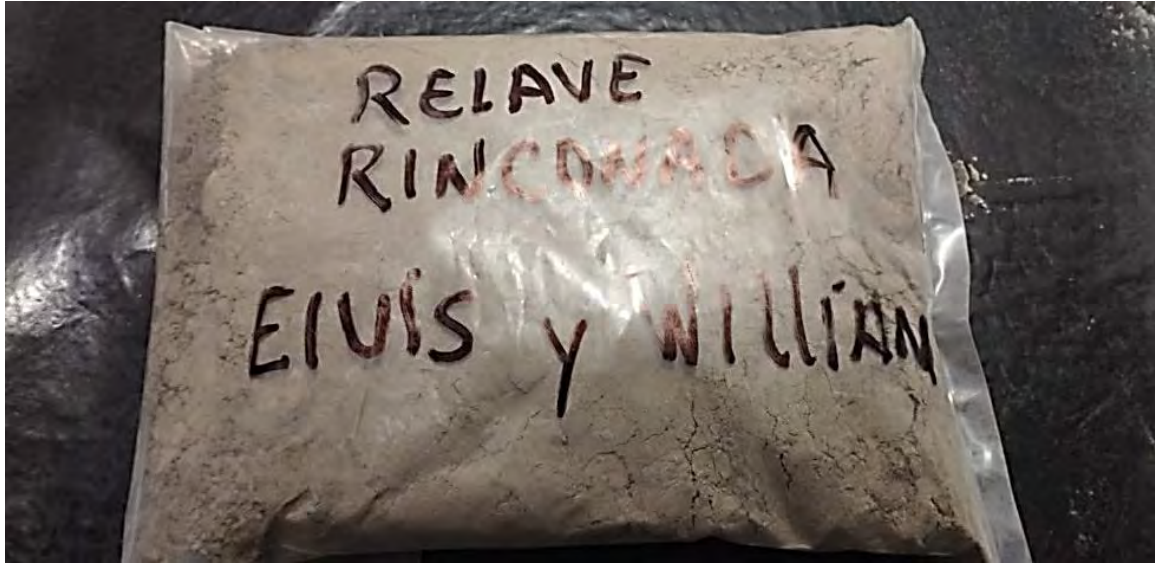
se muestra las etapas breves del oro (Au) que comprende el desarrollo de la Investigación.

Ilustración 2 Diagrama de bloques para ensayo al fuego de la plata



se muestra las etapas breves de la plata (Ag) que comprende el desarrollo de la Investigación.

Anexo 3: Panel Fotográfico



Fotografía 1. Muestra de relave de la mina rinconada



Fotografía 2. Área de preparación mecánica, separación de relave fino y grueso



Fotografía 3. Área de dosificación de muestras



Fotografía 4. Área de fundición y copelación



Fotografía 5. Copelación



Fotografía 6. Hornos de copelación



Fotografía 7. Área de ataque químico



Fotografía 8. Área de pesado



Fotografía 9. Determinación de fuerza de cianuro mediante titulación



Fotografía 10. Agitación del relave por método de cianuración