

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL SANTA
FACULTAD DE CIENCIAS
ESCUELA PROFESIONAL DE BIOTECNOLOGÍA



UNS
UNIVERSIDAD
NACIONAL DEL SANTA

**“EFECTO DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS Y TIEMPO DE AGITACIÓN EN
LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE BIOOXIDACIÓN A
PARTIR DE UN MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO TIPO SULFURO
PROCEDENTE DE LA EMPRESA MINERA EL INGENIO S.A.C., SANTIAGO
DE CHUCO - LA LIBERTAD”**

PRESENTADO POR:

Bach. DÁVILA ESCUDERO YEIK MANUEL

Bach. URCIA ESTEVES JOSELYN DEL ROCIO

ASESOR:

Blgo. Mblgo. ETÉRIO ALVA MUÑOZ

CO-ASESOR:

Dr. Ing. JUAN ANTONIO VEGA GONZÁLEZ

**TESIS PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE
LICENCIADO EN BIOTECNOLOGÍA**

**NUEVO CHIMBOTE - PERÚ
2019**

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL SANTA

FACULTAD DE CIENCIAS

ESCUELA PROFESIONAL DE BIOTECNOLOGÍA



“EFECTO DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS Y TIEMPO DE AGITACIÓN EN LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE BIOOXIDACIÓN A PARTIR DE UN MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO TIPO SULFURO PROCEDENTE DE LA EMPRESA MINERA EL INGENIO S.A.C., SANTIAGO DE CHUCO - LA LIBERTAD”

TESIS

PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE: LICENCIADO EN BIOTECNOLOGÍA

AUTORES : Bach. DÁVILA ESCUDERO YEIK MANUEL

Bach. URCIA ESTEVES JOSELYN DEL ROCIO

REVISADO Y APROBADO POR EL ASESOR:

Blgo.-Mcbldgo. Eterio Alva Muñoz

Asesor

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL SANTA

FACULTAD DE CIENCIAS

ESCUELA PROFESIONAL DE BIOTECNOLOGÍA



UNS
UNIVERSIDAD
NACIONAL DEL SANTA

“EFECTO DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS Y TIEMPO DE AGITACIÓN EN LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE BIOOXIDACIÓN A PARTIR DE UN MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO TIPO SULFURO PROCEDENTE DE LA EMPRESA MINERA EL INGENIO S.A.C., SANTIAGO DE CHUCO - LA LIBERTAD”

TESIS

PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE: LICENCIADO EN BIOTECNOLOGÍA

AUTORES : Bach. DAVILA ESCUDERO YEIK MANUEL

Bach. URCIA ESTEVES JOSELYN DEL ROCIO

REVISADO Y APROBADO POR EL JURADO EVALUADOR:

Presidente

Blgo-Mcblgo. José Villanueva Carlos

Integrante

Blgo-Mcblgo. Eterio Alva Muñoz

Integrante

MS.c. Linda Eddy Espejo Vargas

ACTA DE CALIFICACIÓN DE LA SUSTENTACIÓN DE LA TESIS

En el Distrito de Nuevo Chimbote, en la Universidad Nacional de Santa, en el en el laboratorio de Microbiología, siendo las 06:00 pm horas del día 13 de diciembre del 2019, dando cumplimiento a la Resolución N° 212-2019-UNS-FC, se reunió el Jurado Evaluador presidido por: Blgo Mblgo. José Villanueva teniendo como miembros a Blgo. Mblgo. Eterio Alva Muñoz (secretario) (a) y M. Sc Linda Eddy Espejo Vargas (integrante), para la sustentación de tesis a fin de optar el título de: LICENCIADO en BIOTECNOLOGIA realizado por el, (la), (los) tesista (as): Joselyn del Rocío Urcia Esteves y Yeik Manuel Dávila Escudero. quien (es) sustentó (aron) la tesis intitulada:

Efecto del Porcentaje de sólidos y Tiempo de agitación en la recuperación de oro y plata mediante biooxidación a partir de un mineral aurífero refractario tipo sulfuro procedente de la Empresa Minera el Ingenio S. A.C, Santiago de Chuco -La Libertad.

Terminada la sustentación, el (la), (los) tesista (as)s respondió (ieron) a las preguntas formuladas por los miembros del jurado.

El Jurado después de deliberar sobre aspectos relacionados con el trabajo, contenido y sustentación del mismo y con las sugerencias pertinentes, declara la sustentación como Muy Bueno asignándole un calificativo de Diez y Siete (17) puntos, según artículo 40° del Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional del Santa, vigente (Res.471-2002-CU-R-UNS)

Siendo las 07:00 pm horas del mismo día se dio por terminado el acto de sustentación firmando los miembros del Jurado en señal de conformidad.

Nombre: Blgo Mblgo. José Villanueva Carlos
Presidente

Nombre: Blgo Mblgo. Eterio Alva Muñoz
Secretario

Nombre: M. Sc Linda Eddy Espejo Vargas
Integrante

Distribución: Integrantes J.E (), tesistas () y archivo (02).



Recibo digital

Este recibo confirma que su trabajo ha sido recibido por **Turnitin**. A continuación podrá ver la información del recibo con respecto a su entrega.

La primera página de tus entregas se muestra abajo.

Autor de la entrega: **Yeik Manuel DAVILA ESCUDERO**
Título del ejercicio: **TESIS**
Título de la entrega: **Informe de Tesis**
Nombre del archivo: **INFORME_TESIS.docx**
Tamaño del archivo: **29.56M**
Total páginas: **134**
Total de palabras: **28,941**
Total de caracteres: **150,810**
Fecha de entrega: **20-dic.-2019 01:54a. m. (UTC-0500)**
Identificador de la entrega: **1237082900**

UNIVERSIDAD NACIONAL DEL SANTA
FACULTAD DE CIENCIAS
ESCUELA PROFESIONAL DE BIOTECNOLOGÍA

 **UNS**
UNIVERSIDAD
NACIONAL DEL SANTA

*EFECTO DEL PORCENTAJE DE SÓLIDOS Y TIEMPO DE AGITACIÓN EN
LA RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA MEDIANTE BIOOXIDACIÓN A
PARTIR DE UN MINERAL AURÍFERO REFRACTARIO TIPO SULFURO
PROCEDENTE DE LA EMPRESA MINERA EL INGENIO S.A.C., SANTIAGO
DE CHUCO - LA LIBERTAD*

TESIS
PARA OBTENER EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
LICENCIADO EN BIOTECNOLOGÍA

AUTORES : Bach. DÁVILA ESCUDERO YEIK MANUEL
Bach. URCIA ESTEVES JOSELYN DEL ROCIO

ASESOR : Bgto. Mbgto. ETÉRIO ALVA MUÑOZ

CO-ASESOR : Dr. Ing. JUAN ANTONIO VEGA GONZÁLEZ

NUEVO CHIMBOTE - PERÚ
2019

PRESENTACIÓN

Señores Miembros del Jurado Evaluador:

En cumplimiento con las disposiciones establecidas en el Reglamento de Grados y Títulos de la Universidad Nacional del Santa, presentamos a vuestra consideración y dictamen, la tesis titulada: “Efecto del porcentaje de sólidos y tiempo de agitación en la recuperación de oro y plata mediante biooxidación a partir de un mineral aurífero refractario tipo sulfuro procedente de la empresa minera El Ingenio S.A.C., Santiago de Chuco - La Libertad”, el cual ha sido ejecutado en los ambientes del Laboratorio de Investigación de la Escuela Profesional de Biotecnología de la Universidad Nacional del Santa en conjunto con el Laboratorio de Procesamiento de Minerales de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional de Trujillo, con la finalidad de obtener el Título Profesional de Licenciado en Biotecnología.

Por lo anteriormente expuesto, dejamos a vuestro juicio y criterio, la calificación y evaluación de este proyecto de investigación, esperando la consideración correspondiente.

Nuevo Chimbote, agosto del 2019

Bach. Dávila Escudero Yeik Manuel.

Bach. Urcia Esteves Joselyn del Rocío.

DEDICATORIA

A mis padres Rocío y Andrés, las personas más importantes en vida, quienes siempre me brindaron su cariño, apoyo incondicional y consejos a lo largo de mi vida.

A mis hermanas Estefanía, quien ha sido siempre un ejemplo a seguir en el camino de la superación, y Andrea por ser mi cómplice y siempre apoyarme.

A mi familia y amigos, quienes sin dudar me prestaron su apoyo y me alentaron durante todo el proceso.

A mi institución y a todas aquellas personas que contribuyeron en mi formación profesional y como persona.

JOSELYN URCIA ESTEVES

DEDICATORIA

A mi madre AMPARO, el sustento de mi vida, por brindarme su amor, educación e incondicional apoyo y comprensión a lo largo de mi vida y formación profesional. Mis logros, son los tuyos, madre.

A mis hermanos, ALEJANDRO y SHERILYNG, quienes con sus ganas de superación me inspiran a ser mejor cada día.

A MERCEDES, mi mamá Meche, y a FRANCISCA, mi abuelita Pancha, a quienes extraño demasiado y estoy seguro que estarían orgullosas del profesional que ahora soy.

A mi familia, por los consejos y la confianza depositada en mi persona todos estos años.

YEIK DÁVILA ESCUDERO

AGRADECIMIENTO

A nuestros familiares, por todo su cariño, apoyo y comprensión brindada durante el tiempo de aprendizaje y labores, por habernos depositado su incondicional confianza y darnos la fortaleza necesaria para poder continuar día tras día en nuestro camino de formación profesional, así como en la elaboración y ejecución de este proyecto de investigación.

A nuestros docentes de la Escuela Profesional de Biotecnología de la Universidad Nacional del Santa, quienes, mediante sus clases impartidas, nos compartían sus conocimientos y experiencias a lo largo de nuestra formación profesional.

A nuestro asesor Blgo.-Mblgo. Eterio Alva Muñoz por su rápida disposición, ayuda desinteresada, su tiempo y confianza puesta en este proyecto, sin su ayuda y compromiso no hubiera sido posible continuar con el proyecto.

A nuestro co-asesor, el Dr. Ing. Juan Antonio Vega González, catedrático y responsable del Laboratorio de Procesamiento de Minerales de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional de Trujillo, por la predisposición, tiempo, dedicación, confianza, orientación y compromiso puesto en este proyecto de investigación, pero además por habernos brindado la oportunidad de desarrollar nuestras habilidades en biotecnología minera, al permitirnos usar las instalaciones del Laboratorio de Procesamiento de Minerales y de esta manera ampliar nuestros conocimientos. Sin su valiosa ayuda y participación, no hubiese sido posible la realización de este proyecto.

Al Ing. Alejandro Padilla Sevillano, por habernos apoyado en las coordinaciones para realizar la ejecución de esta investigación.

Gracias a los técnicos del Laboratorio de Investigación de la Escuela Profesional de Biotecnología de la Universidad Nacional del Santa, así como también del Laboratorio de Procesamiento de Minerales de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional de Trujillo, por el apoyo brindado durante la ejecución de este proyecto.

Los Autores

INDICE

PRESENTACIÓN	vi
DEDICATORIA	vii
AGRADECIMIENTO	ix
INDICE	x
INDICE DE TABLAS	xiii
INDICE DE FIGURA	xvi
RESUMEN	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN	3
1.1. Objetivos	7
1.1.1. Objetivo general	7
1.1.2. Objetivo específico	7
1.2. Hipótesis	8
1.3. Limitaciones	8
1.4. Variables	8
1.4.1. Operacionalización de variables	9
MARCO TEORICO	9
2.1. Oro	9
2.1.1. Propiedades físicas del oro	9
2.1.2. Propiedades químicas del oro	10
2.1.3. Potencial oxido reducción del oro	11
2.1.4. Menas de oro	12
2.1.5. Minerales refractarios auríferos	13
2.2. Plata	15
2.2.1. Propiedades físicas de la plata	15
2.2.2. Propiedades químicas de la plata	15
2.2.3. Menas de plata	15
2.3. Lixiviación de minerales por cianuración	17
2.3.1. Tipos	19

2.4.	Procesos de recuperación de minerales	21
2.4.1.	Adsorción por carbón activado	21
2.5.	Biooxidación	24
2.5.1.	Microorganismos biooxidantes	25
2.5.2.	Mecanismos de biooxidación de sulfuros	26
2.5.3.	Mecanismos de reacción	27
2.5.4.	Factores que influyen en la biooxidación	28
MATERIALES Y METODOS		30
3.1.	Material de estudio	30
3.1.1.	Población	30
3.1.2.	Muestra	31
3.2.	Diseño experimental	31
3.2.	Procedimiento experimental	32
3.2.1.	Muestreo de drenaje ácido de mina	32
3.2.2.	Enriquecimiento de microorganismos de muestras de DAM	33
3.2.3.	Preparación de medio de cultivo 9K	34
3.2.4.	Aislamiento e identificación microscópica de los microorganismos	35
3.2.5.	Cinética de crecimiento microbiano en medio de cultivo 9K	35
3.2.6.	Obtención de la muestra de mineral refractario	35
3.2.7.	Preparación de la muestra mineral	36
3.2.8.	Caracterización química de la muestra mineral	36
3.2.9.	Proceso de biooxidación del mineral	37
3.2.10.	Determinación de la concentración bacteriana y biooxidación de hierro en mineral	38
3.2.11.	Proceso de cianuración	41
3.2.12.	Cuantificación de oro en solución pregnant y relave	42
3.2.13.	Análisis de oro y plata por ensayo al fuego (Fire Assay)	42
3.2.14.	Tratamiento de efluentes	44
3.3.	Análisis Estadístico	44
RESULTADOS		47
4.1.	Resultados de muestreo de drenaje ácido de mina	47
4.2.	Resultados de enriquecimiento de microorganismos de muestras de DAM	47
4.3.	Resultados de aislamiento e identificación microscópica de los microorganismos	48

4.4.	Resultados cinética de crecimiento microbiano en medio de cultivo 9K _____	49
4.5.	Resultados de la caracterización química de la muestra mineral _____	51
4.6.	Resultados del proceso de biooxidación del mineral _____	52
4.7.	Resultados del consumo de Fe (II) durante el proceso de biooxidación _____	54
4.8.	Resultados de la concentración microbiana durante el proceso de biooxidación _____	55
4.9.	Resultados de los cálculos y fórmulas necesarias para el proceso de cianuración _____	56
4.10.	Resultados de recuperación de oro y plata por cianuración en función del porcentaje de sólidos y tiempo de agitación en el tratamiento biooxidativo _____	58
4.10.1.	Recuperación de oro _____	58
4.10.2.	Recuperación de plata _____	60
4.11.	Resultados de consumo de cianuro (NaCN) en el proceso _____	62
4.12.	Resultados promedio de oro en relaves de cianuración por ensayo al fuego y balance metalúrgico _____	64
DISCUSIÓN _____		69
5.1.	Aislamiento e identificación microbiana _____	69
5.2.	Cinéticas de crecimiento microbiano, de pH, de ORP y consumo de Fe^{2+} _____	70
5.3.	Recuperación de oro y plata _____	72
CONCLUSIONES _____		74
RECOMENDACIONES _____		75
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS _____		76
ANEXOS _____		80
ANEXO 1 _____		80
ANEXO 2 _____		82
ANEXO 3 _____		86
ANEXO 4 _____		89
ANEXO 5 _____		91
ANEXO 6 _____		97
ANEXO 7 _____		103

INDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de las variables. _____	9
Tabla 2. Proceso de tratamiento de menas de plata (argentíferas), según su tipo de asociación mineralógica _____	16
Tabla 3. Categorías de menas auríferas de acuerdo al grado de lixiviabilidad _____	20
Tabla 4. Variables de investigación establecidas. _____	32
Tabla 5. Diseño experimental representado en matriz bifactorial para evaluar el efecto del porcentaje de sólidos y tiempo de agitación en la recuperación de oro y plata. _____	32
Tabla 6. Tabla de experimentos, incluido los controles negativos _____	38
Tabla 7. Resumen de los parámetros de muestreo in situ de cada uno de los puntos muestreados. _____	47
Tabla 8. Características evidenciadas durante la incubación de los cultivos a partir de DAM _	47
Tabla 9. Respuestas metabólicas en medios de cultivo seleccionados para el aislamiento de los microorganismos presentes en la muestra MB2 _____	48
Tabla 10. Características microbiológicas observadas del cultivo de interés para el aislamiento de los microorganismos presentes en la muestra MB2 _____	49
Tabla 11. Resultados de concentración microbiana respecto al tiempo en medio 9K _____	50
Tabla 12. Resultados de análisis químico por método ICP - OES y análisis de ley de oro y plata por ensayo al fuego (Fire Assay). _____	52
Tabla 13. Condiciones de la prueba de cianuración en cada uno de los tubos agitados _____	56
Tabla 14. ANOVA de porcentaje de recuperación de oro (%) vs. Sólidos (%) y tiempo de biooxidación (días). _____	60
Tabla 15. ANOVA de porcentaje de recuperación de plata (%) vs. Sólidos (%) y tiempo de biooxidación (días) _____	62
Tabla 16. Determinación de la concentración de cianuro al finalizar el proceso de biooxidación luego de 48 horas de agitación. _____	63

Tabla 17. Resultados promedio obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de las tres réplicas realizadas al 5% de sólidos. _____	66
Tabla 18. Resultados promedio obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de las tres réplicas realizadas al 5% de sólidos. _____	67
Tabla 19. Resultados promedio obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de las tres réplicas realizadas al 5% de sólidos. _____	68
Tabla 20. Composición del medio 9K suplementado con $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$. _____	82
Tabla 21. Composición del medio 9K suplementado con azufre. _____	82
Tabla 22. Composición del medio Tiosulfato Completo. _____	83
Tabla 23. Composición del fundente (Flux) para sulfuros. _____	83
Tabla 24. Resultados de lecturas de patrones de Fe^{2+} para elaboración de curva de calibrado. _	86
Tabla 25. Condiciones de operación para lectura de Oro. _____	87
Tabla 26. Resultados de lecturas de patrones de oro para elaboración de curva de calibrado. _	87
Tabla 27. Condiciones de operación para lectura de Plata _____	88
Tabla 28. Resultados de lecturas de patrones de Plata para elaboración de curva de calibrado. 88	
Tabla 29. Resultados de crecimiento microbiano en medio líquido 9K. _____	91
Tabla 30. Resultados de monitoreo del crecimiento microbiano durante el proceso de biooxidación del mineral. _____	92
Tabla 31. Resultados de monitoreo de pH durante el proceso de biooxidación del mineral ____	93
Tabla 32. Resultados de monitoreo de ORP durante el proceso de biooxidación del mineral__	93
Tabla 33. Resultados de monitoreo de mediciones de Fierro ²⁺ en los tratamientos con sólidos al 5% y 10%. _____	94
Tabla 34. Resultados de monitoreo de mediciones de Fierro ²⁺ en los tratamientos con sólidos al 15% y el control al 5%. _____	94
Tabla 35. Resultados de monitoreo de mediciones de Fierro ²⁺ en los controles al 10% y 15%. 95	
Tabla 36. Consumo de cianuro y determinación de su concentración al finalizar lixiviación. _	96
Tabla 37. Resultados de recuperación de oro (%), posterior a la cianuración. _____	97
Tabla 38. Resultados de recuperación de plata (%), posterior a la cianuración. _____	97

Tabla 39. Resultados obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de la réplica 1. _____	98
Tabla 40. Resultados obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de la réplica 2 _____	99
Tabla 41. Resultados obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de la réplica 3 _____	100

INDICE DE FIGURA

Figura 1. Diagrama de Pourbaix Eh/pH para oro y agua en un sistema Au-H ₂ O a 25 °C para [Au] = 10 ⁻⁴ M. _____	10
Figura 2. Clasificación de los minerales refractarios auríferos. _____	14
Figura 3. Diagrama de Pourbaix Eh/pH para plata y agua en un sistema Ag-H ₂ O a 25 °C para [Ag] = 10 ⁻⁴ M. _____	16
Figura 4. Diagramas de Pourbaix Eh/Ph de oro, plata y cianuro. _____	17
Figura 5. Disolución electroquímica de oro en soluciones cianurada. _____	19
Figura 6. Diagrama de Pourbaix Eh/pH del sistema cianuro-agua. _____	21
Figura 7. Esquema del proceso de adsorción por el sistema CIC. _____	22
Figura 8. Esquema del sistema CIP y CIL con tres tanques. _____	23
Figura 9. Mecanismo de precipitación de oro sobre el zinc. _____	23
Figura 10. Diagrama del proceso operacional del método Merrill Crowe. _____	24
Figura 11. Mecanismo directo e indirecto de biooxidación. _____	27
Figura 12. Mecanismos de reacción de sulfuros. _____	27
Figura 13. Detalle de la rejilla de una cámara Neubauer Improved. _____	39
Figura 14. Flujograma del proceso de aislamiento e identificación de los microorganismos _____	45
Figura 15. Diagrama de bloques del proceso experimental. _____	46
Figura 16. Curva de cinética de crecimiento microbiano en medio 9K líquido. _____	50
Figura 17. Fase exponencial del crecimiento microbiano. _____	51
Figura 18. Tendencia del pH y ORP durante la cinética de crecimiento microbiano en medio de cultivo definido 9K líquido. _____	51
Figura 19. Tendencia del pH durante el proceso de biooxidación de mineral _____	53
Figura 20. Tendencia del ORP durante el proceso de biooxidación de mineral _____	53
Figura 21. Tendencia del consumo de Hierro (II) durante el proceso de biooxidación. _____	54
Figura 22. Tendencia de la cinética microbiana durante el proceso de biooxidación. _____	55
Figura 23. Recuperación de oro en porcentajes en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación. _____	59
Figura 24. Recuperación de oro en g/TM en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación. _____	59
Figura 25. Recuperación de plata en porcentajes en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación. _____	61
Figura 26. Recuperación de plata en g/TM en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación. _____	61
Figura 27. Tendencia del consumo de cianuro en unidades de porcentaje (%). _____	64

Figura 28. Curva de calibrado de Fe ²⁺ obtenida	86
Figura 29. Curva de calibrado de oro obtenida.	87
Figura 30. Curva de calibrado de plata obtenida.	88
Figura 31. Probabilidad normal para la recuperación de oro.	101
Figura 32. Análisis de residuos para la recuperación de oro.	101
Figura 33. Probabilidad normal para la recuperación de plata.	102
Figura 34. Análisis de residuos para la recuperación de oro.	102
Figura 35. Mineral en bruto reducido a trozos utilizando un combo y mortero para posteriormente enviar la muestra a la chancadora de quijadas.	103
Figura 36. Colocación de la muestra de mineral en la chancadora de quijadas para posteriormente enviar al cuarteador de rifles.	103
Figura 37. Obtención de la muestra pulverizada luego de haber pasado por la pulverizadora de anillos.	104
Figura 38. Homogeneización de la muestra de mineral pulverizado por el método del damero: Paleo fraccionado y alternado.	104
Figura 39. Mineral aurífero refractario tipo sulfuro.	105
Figura 40. Equipo espectrofotómetro de emisión óptica con acoplamiento de plasma inductivo (ICP-OES), modelo Prodigy.	105
Figura 41. Medición del pH del mineral aurífero refractario.	106
Figura 42. Puntos de muestreo de drenaje ácido de mina.	106
Figura 43. Sembrado de las muestras en medio 9K sólido por extensión mediante el asa Drigalsky.	107
Figura 44. Medio de cultivo sólido 9K con agar con presencia de colonias formadas a partir de drenaje ácido de mina.	107
Figura 45. Cultivos de microorganismos acidófilos quimiolitioautótrofos en medio 9K.	108
Figura 46. Llenado de muestra en la cámara Neubauer	108
Figura 47. Conteo de microorganismos en Cámara Neubauer	109
Figura 48. Visualización microscópica de muestras de cultivo 9K.	109
Figura 49. Medio de cultivo 9K homogeneizado antes de ser distribuido en matraces para el proceso de biooxidación.	110
Figura 50. Proceso biooxidativo realizado en matraces, conteniendo medio 9K con mineral. Condiciones de operación a agitación de 120 rpm y a temperatura ambiente.	110
Figura 51. Muestras listas de sulfato ferroso y fenantrolina para realizar lectura en espectrofotómetro.	111
Figura 52. Finalización del proceso de biooxidación. Se observan las muestras listas para ser filtradas.	111
Figura 53. Mineral luego del proceso biooxidativo.	112

Figura 54. Proceso de cianuración en botella: Se observa la mesa roladora y sobre ella las botellas en constante agitación. _____	112
Figura 55. Obtención de soluciones pregnant y relaves luego de la cianuración, mediante proceso de filtración. _____	113
Figura 56. Determinación de consumo de cianuro de la solución pregnant. _____	113
Figura 57. Obtención del viraje de color de la muestra de solución de cianuro luego de la titulación. _____	114
Figura 58. Lámpara de cátodo hueco para lectura de oro colocado en la torreta con capacidad para 4 lámparas. _____	114
Figura 59. Espectrofotómetro de absorción atómica _____	115
Figura 60. Pesaje de la muestra de relave (mineral) para mezclarlo con fundente y realizar la fundición. _____	115
Figura 61. Preparación de las muestras de relaves con fundente para sulfuros (Flux Sulfuros) para realización de ensayo al fuego (Fire Assay). _____	116
Figura 62. Fundición de las muestras sólidas. _____	116
Figura 63. Muestra en estado líquido luego del proceso de fundición siendo colocada sobre las lingoteras para posteriormente a partir de esta obtener el régulo. _____	117
Figura 64. Régulos de plomo conteniendo oro y plata obtenidos luego del proceso de fundición listos para darles forma de cubos (para facilitar su manipulación) y realizar la copelación. __	117
Figura 65. Etapa de copelación en el proceso de ensayo al fuego (Fire Assay). _____	118
Figura 66. Proceso de refinación en ensayo al fuego. _____	118
Figura 67. Microbalanza modelo, Sartorius ME5 en donde se realiza el pesado del oro luego del proceso de refinado en el Fire Assay. _____	119

RESUMEN

El siguiente trabajo de investigación tuvo como objetivo evaluar el efecto del porcentaje de sólidos minerales (5, 10 y 15%) y el tiempo de tratamiento biooxidativo (5, 7 y 10 días) en la recuperación de oro, el tratamiento biooxidativo estuvo mediado por microorganismos quimiolitótrofos aislados a partir de drenaje ácido de mina (DAM). El medio de cultivo utilizado en el cual se llevó a cabo el proceso de biooxidación fue el medio 9K modificado ajustado a pH 1.7, el cual por su naturaleza química favorece el tratamiento. Se aplicó un diseño estadístico factorial con tres niveles por cada factor, se consideró un blanco para cada porcentaje de sólidos conteniendo solo mineral (sin microorganismos). Durante el proceso se evaluaron parámetros como el pH el cual disminuyó hasta valores de 1.68, potencial de óxido - reducción (ORP) el cual alcanzó valores máximos de 337.6 mV, crecimiento microbiano alcanzando la más alta concentración el tratamiento al 10% de sólidos con un 17.4×10^5 cel/mL y concentración de Fe^{2+} el cual inicialmente se incrementó durante los dos primeros días para luego descender. De acuerdo con los resultados obtenidos, observamos que el tratamiento al 5% de sólidos con 10 días de tratamiento biooxidativo presentó el mayor porcentaje de recuperación tanto de Au como de Ag con una recuperación del 48.18% y un 83.26% respectivamente; seguido del tratamiento al 10% de sólidos con 10 días de tratamiento en el cual se logró una recuperación del 45.47% y 67.2% de oro y plata respectivamente. Asimismo, los datos obtenidos en la tabla ANOVA, demostraron que existe una relación de influencia estadísticamente significativa entre la recuperación de oro y plata respecto al porcentaje de sólidos y el tiempo de agitación en proceso biooxidativo del mineral obteniendo un valor de p de 0.004 y 0.025 respectivamente.

Palabras clave: *Quimiolitótrofo, porcentaje de sólidos, biooxidación, Acidithiobacillus, recuperación de oro y plata*

ABSTRACT

The following research work aimed to evaluate the effect of the percentage of mineral solids (5, 10 and 15%) and the time of biooxidative treatment (5, 7 and 10 days) in the recovery of gold, the biooxidative treatment was mediated by microorganisms chemolithotrophs isolated from acid mine drainage (DAM). The culture medium used in which the biooxidation process was carried out was the modified 9K medium adjusted to pH 1.7, which due to its chemical nature favors the treatment. A factorial statistical design was applied with three levels for each factor, it was considered a target for each percentage of solids containing only mineral (without microorganisms). During the process parameters were evaluated such as pH which decreased to values of 1.68, oxide-reduction potential (ORP) which reached maximum values of 337.6 mV, microbial growth reaching the highest concentration treatment at 10% solids with a 17.4×10^5 cel/mL and concentration of Fe 2+ which initially increased during the first two days to then descend. According to the results obtained, we observed that the treatment at 5% solids with 10 days of biooxidative treatment showed the highest percentage of recovery of both Au and Ag with a recovery of 48.18% and 83.26% respectively; followed by treatment at 10% solids with 10 days of treatment in which a recovery of 45.47% and 67.2% of gold and silver respectively was achieved. Likewise, the data obtained in the ANOVA table, showed that there is a statistically significant influence relationship between the recovery of gold and silver with respect to the percentage of solids and the agitation time in the biooxidative process of the mineral, obtaining a p value of 0.004 and 0.025 respectively.

Key words: *Chemolithotrophs, percentage of solids, biooxidation, Acidithiobacillus, recovery of gold and silver.*

INTRODUCCIÓN

En el Perú, dentro de la industria metalúrgica la extracción de minerales ha tenido gran importancia debido a la creciente demanda de metales en el mercado nacional e internacional convirtiéndose el Perú en el primer productor de oro en Latinoamérica y el sexto a nivel mundial; y el segundo productor mundial de plata, dándose la exploración y explotación de minerales en todo el territorio. El uso indiscriminado de las reservas de metales altamente puros ha traído como consecuencia su agotamiento conduciendo a la búsqueda de nuevas fuentes minerales como las menas de baja ley donde la extracción de minerales preciosos es a partir de reservas secundarias y de residuos de la actividad minera (Muñoz, 2015).

Los minerales refractarios contienen una cantidad significativa de oro asociado con sulfuros y/o arseniuros. Este tipo de mineral presenta problemas a la industria minero-metalúrgica debido a la ineficiencia de las tecnologías convencionales, como la tostación oxidativa, oxidación química o cloración, basadas principalmente en separaciones físicas o químicas, las tecnologías que se aplican como pretratamientos a la cianuración no resultan eficaces ocasionando una baja recuperación, además de que requieren prolongados periodos de tratamiento que conllevan a la contaminación del medio ambiente, alto consumo de reactivos y por ende un alto costo operativo (Arias, Coronado, Puente, & Lovera, 2005; Ho Lock, 2004). En los últimos años, la aplicación de técnicas biológicas aplicadas a la metalurgia ha tomado gran importancia, dando lugar a lo que hoy conocemos como biohidrometalurgia, biominería o biotecnología minera.

Algunos trabajos realizados sobre biooxidación se mencionan a continuación:

Arias, V. et al (2013). Estableció un medio de cultivo 9K para lograr incrementar la población bacteriana del *Thiobacillus ferrooxidans*, aislado de la Unidad Minera “Recuperada”, en Huancavelica, modificando la concentración de sulfato de hierro a 22.4 g/L en el medio de cultivo y fijando el pH a 1.8, obteniendo que, en las primeras 48 horas se generara un consumo de iones hidronio, lo cual reduce la acidez a 2.3 – 2.4, siendo menor el efecto a bajas concentraciones de sustrato.

Iglesias et al. (1998). Analizó la eficacia de la biolixiviación en el pretratamiento de un conjunto de minerales auríferos refractarios sulfurosos, estudiando 3 tipos de

matrices: Pirita (sulfuro de hierro, FeS_2), Arsenopirita (FeAsS) y Sulfuros de cobre. Determinó que en el caso de minerales en matriz de pirita era necesario el contacto directo entre el sulfuro y los microorganismos, mientras que en el caso de minerales en matriz de sulfuros de cobre y/o de sulfuros de arsénico, la biolixiviación podía darse por contacto indirecto con separación de efectos (proceso electroquímico con adición de cationes de Ag^+ , Hg^{2+} , Bi^{3+} y proceso biológico en diferentes reactores), lo que permitía una cinética mucho más rápida que la de los procesos convencionales de biolixiviación, reduciéndose así los tiempos de operación con el consecuente abaratamiento de instalaciones y coste de operación.

Hussin, A. & Ayman, A. (2012). Tuvieron como objetivo investigar la bio-recuperación de oro de la mina de oro de Alhura, Arabia Saudí. Siendo sus parámetros: la granulometría (tamaño de las partículas de mineral), la concentración de microbiana, el tiempo de tratamiento, la velocidad de agitación, la velocidad de adición del nutriente bacteriano K_2SO_4 en Kg/TM; y del $(\text{NH}_4)_3\text{PO}_4$, en Kg/TM. El análisis estadístico de estos parámetros indicó que los más significativos son: la granulometría, concentración de inóculo y el nutriente K_2SO_4 además del tiempo de retención o de tratamiento en tanques de agitación. Consecuentemente, en condiciones óptimas, (10 ml de volumen de bacterias, tiempo de retención de 6 días, y 6.5 Kg/TM de K_2SO_4 como alimento de las bacterias), se obtuvo un concentrado de oro conteniendo hasta 107 g/TM de oro, a partir de una mena de 1,14 g/TM de oro.

Juarez, A. (2004). Evaluó el efecto de cultivos puros y mixtos sobre la biolixiviación de relaves mineros refractarios de una mina de hierro. Mediante la caracterización bioquímica realizada sobre 13 cultivos de microorganismos acidófilos, determinó que *Thiobacillus sp.*, *Penicillium sp.* y *Rhodotorula sp.* tuvieron mejor actividad oxidativa. El tiempo de velocidad biooxidativa, fue de 45 días con monitoreo en intervalos de 5 días de los parámetros utilizados como indicadores de la biooxidación, que fueron: pH, potencial oxido-reducción, concentración de iones sulfato, Fe(II) y Fe(III) disueltos, proteínas totales y la concentración de microbiana. Para determinar la capacidad oxidativa de los diferentes cultivos aislados, utilizó tres combinaciones de medio de cultivo, donde el relave fue el sustrato común para los tres medios, usándolo en uno de los tratamientos como única fuente de energía, en el

siguiente, adicionó sulfato ferroso y en el tercero, sulfato ferroso más extracto de levadura, siendo este último el que mejor resultó para los cultivos mixtos.

Meza et al., (2016). En su investigación “Biolixiviación mejorada de minerales sulfurados refractarios de oro y de plata” lograron aislar consorcios microbianos biolixiviantes. Para lo cual utilizaron muestras de diferentes minerales sulfurados de oro y plata, logrando así aislar microorganismos biolixiviantes con respuestas favorables a las variaciones de concentración de minerales sulfurados de oro y plata, pH, ORP, producción de SO_4 , generación de ácido cítrico y metales solubilizados. Los resultados evidenciaron que los minerales sulfurados de oro y plata (como pirita y arsenopirita) son fuente de nutriente para microorganismos biolixiviantes, del tipo de bacterias quimiolitotróficas, y hongos, ambos con tolerancia a más de un metal solubilizado a partir del ataque biológico de los minerales.

Mxinwa et al. (2012). Realizaron la biooxidación de azufre en matraces, donde al estar mezclado el azufre y bacterias, obtuvieron una suspensión catalizadora de la oxidación del azufre. Algunos matraces tuvieron diferentes niveles de pH y a su vez controlados utilizando NaOH para determinar las condiciones óptimas de oxidación bacteriana del azufre. Se determinó que las mejores condiciones de operación para biooxidar el azufre, fue a pH 2.6 y a temperatura de 50 °C, siendo estos los parámetros a los cuales se podría superar el problema de consumo de cianuro por parte del azufre en un proceso previo al proceso de cianuración en una planta de lixiviación bacteriana de oro que utilizaba NaOH o algún otro agente neutralizante en función del costo, lo que conllevaba a mejorar la cinética de oxidación bacteriana del azufre.

Ossa, D., & Márquez, M. (2005). En su investigación “Biooxidación de sulfuros mediante cepas nativas de acidófilos compatibles con *Acidithiobacillus ferrooxidans* y *thiooxidans*, mina de oro El Zancudo”, evaluaron la acción de microorganismos acidófilos silvestres en consorcio con las especies *Acidithiobacillus ferrooxidans* y *thiooxidans*, sobre la oxidación de sulfuros de pirita y arsenopirita, variando las concentraciones de sustrato (8% y 16%), y la granulometría (75 μm y 106 μm). Los resultados de los monitoreos diarios de pH y ORP por 25 días, demostraron que hubo actividad biooxidativa eficiente llegando a valores de pH de 1,4 y 600 mV de ORP, además de encontrarse en solución concentraciones de 20 g/L de As y 60 g/L de Fe. Mediante análisis de DRX, FTIR y SEM/EDX, se determinó la presencia de productos

precipitados de hierro, como jarosita y arsenatos de hierro, así como una corrosión inicial y avanzada en los granos de pirita y arsenopirita, respectivamente.

Pérez, N. (2016). Aisló e identificó bacterias del género *Acidithiobacillus* y *Leptospirillum* presentes en drenaje ácido de mina (DAM) de unidades mineras en Recuay, Huaraz. Para ello recolectó 3 muestras del DAM y se enriqueció en medios de cultivo líquidos 9K y T&K, a pH de 1.5 y cada 24 horas se realizó conteo celular usando la cámara de Neubauer. Para el aislamiento del cultivo utilizó el medio 9K líquido incubado a temperatura ambiente por 8 días, para luego sembrarse en placas Petri en medio sólido, por estría y extensión. En medio sólido 9K con agar-agar se observó crecimiento bacteriano después de 14 a 25 días. En el microscopio se observó presencia de microorganismos de morfología bacilar, acidófilas por su desarrollo en medios con pH 1.5 y metabolismo quimiolitótrofo por su crecimiento y mantenimiento en un medio de cultivo (9K) que no cuenta con fuente de carbono, sino compuestos inorgánicos. En el medio sólido, se diferenció 3 colonias que coinciden con el género de *Acidithiobacillus*, después de 45 días de incubación. Además, se evidenció el viraje de color de verde traslúcido a naranja brillante en el medio de cultivo 9K, lo cual nos da indicios de las biotransformaciones realizadas por las bacterias lixiviantes, oxidando el sulfato ferroso a sulfato férrico.

Pérez, N., et al (2015). En su estudio “Adaptación de la bacteria *Acidithiobacillus ferrooxidans* a partir de drenajes ácidos de minas de carbón para su uso en la recuperación de oro diseminado en concentrados gravimétricos” aislaron, cultivaron y adaptaron bacterias obtenidas a partir de drenajes ácidos de minas (DAM) de carbón de Norte de Santander, Colombia. El medio usado fue el 9K líquido y sólido, y se realizó análisis de su morfología, tinción gram y pruebas bioquímicas para así confirmar la presencia de *Acidithiobacillus ferrooxidans*. La cepa fue enriquecida y adaptada gradualmente al mineral procedente de la mina Reina de Oro de Vetas, Santander, mostrando una buena respuesta a la aclimatación del mineral y un comportamiento prometedor para el tratamiento de concentrados auroargentíferos refractarios, debido que se observó biooxidación de los minerales sulfurados y reducción del hierro presente.

Como se observa en los trabajos mencionados anteriormente, la biooxidación se presenta como una alternativa de pre tratamiento para minerales refractarios. Grupos de

microorganismos como: *Acithiobacillus ferrooxidans* y *Thiobacillus thiooxidans*, serían utilizados en el proceso biohidrometalúrgico para catalizar la oxidación de las matrices de sulfuro permitiendo así la disolución de oro, generando un incremento en los niveles de rendimiento en la recuperación del metal de interés (oro y plata) y sin la necesidad de condiciones de operaciones dificultosas. Asimismo, variables como el porcentaje de sólidos y el tiempo de tratamiento son de importancia en el proceso, en cantidades adecuadas permitiría optimizar el proceso y por ende una mejor recuperación de los metales, debido a su baja demanda de capital, costos, operación y disminución del impacto negativo al medio ambiente.

De acuerdo a lo mencionado anteriormente y la falta e investigaciones en la biooxidación como una alternativa para la recuperación de oro de minerales refractarios tipo sulfuro, a través de este trabajo se pretende determinar el efecto del porcentaje de sólidos y tiempo de agitación en la recuperación de oro y plata mediante biooxidación como pretratamiento a la cianuración a partir de un mineral aurífero refractario tipo sulfuro procedente de la empresa minera El Ingenio S.A.C., Santiago de Chuco – La libertad

1.1.Objetivos

1.1.1. Objetivo general

Determinar el efecto del porcentaje de sólidos y tiempo de agitación en la recuperación de oro y plata mediante biooxidación a partir de un mineral aurífero refractario tipo sulfuro procedente de la empresa minera El Ingenio S.A.C

1.1.2. Objetivo específico

- Identificar los microorganismos presentes en el consorcio microbiano
- Determinar los parámetros de la cinética de crecimiento (μ , t_d) del consorcio microbiano biooxidante en medio de cultivo definido 9K.
- Monitorear la variación de los parámetros electroquímicos de pH y ORP durante el cultivo del consorcio en medio 9K definido y en proceso de biooxidación.
- Cuantificar mediante espectrofotometría la oxidación de Fe(II) a Fe(III) durante el proceso de biooxidación del mineral aurífero.

- Determinar el efecto de los porcentajes de sólidos al 5%, 10% y 15% y cada uno de ellos a tiempos de 5, 7 y 10 días de tratamiento biooxidativo para la recuperación de oro y plata.
- Medir el consumo del Cianuro de sodio luego del proceso de cianuración al mineral previamente biooxidado.

1.2.Hipótesis

En el proceso de biooxidación en la recuperación de oro y plata a partir de un mineral aurífero tipo sulfuro procedente de la empresa minera El Ingenio S.A.C, Santiago de Chuco - La libertad, se trabajará diferentes porcentajes de sólidos (5%, 10% y 15%) y tiempo de agitación (5, 7 y 10 días), siendo el mayor porcentaje de recuperación de estos metales en tratamiento al 15% de sólidos a 10 días de agitación.

1.3.Limitaciones

Una de las principales limitaciones encontradas a lo largo del trabajo de investigación fue la obtención de la muestra mineral. En un principio se quería contar con muestra mineral proveniente de la región Ancash; sin embargo, ante la negativa de empresas mineras ubicadas en la región y al no encontrar respuesta de la Dirección Regional de Energía y Minas, se procedió a trabajar con muestra mineral de la empresa minera El Ingenio S.A.C. en Santiago de Chuco, La Libertad.

1.4.Variables

- **Independiente**
 - Porcentaje de sólidos (5%, 10% y 15%)
 - Tiempo de agitación (5, 7 y 10 días)
- **Dependiente**
 - Recuperación de oro y plata (g/TM y %)

1.4.1. Operacionalización de variables

Tabla 1. Operacionalización de las variables.

TIPO DE VARIABLE	VARIABLE	DEFINICIÓN CONCEPTUAL	INDICADORES
Independiente	Porcentaje de sólidos	Relación peso/volumen de la mezcla del mineral molido o pulverizado con el medio de cultivo	Porcentaje (%)
	Tiempo de agitación	Periodo en el cual el mineral está en contacto con agentes biológicos con capacidad de oxidar ciertos componentes presentes en el mineral	Días
Dependiente	Recuperación de oro y plata	Cantidad de oro extraído del mineral mediante cianuración	Cantidad de oro y plata recuperado en porcentaje g/TM y %.

MARCO TEORICO

2.1.Oro

El Perú es un país predominante minero acogiendo varios de los principales proyectos y minas a nivel mundial. Actualmente se sitúa como primer productor de oro, plomo y zinc en Latinoamérica. La producción de oro en el año 2017 logró un volumen de 151.1 toneladas métricas finas (4.8% de la producción mundial), ratificando su posición en el sexto lugar a nivel mundial. La Libertad se posiciona como el departamento con mayor producción a nivel nacional aportando el 28.4% de la producción nacional

2.1.1. Propiedades físicas del oro

El oro es un metal amarillo y suave o altamente noble, es decir, que difícilmente se oxida, con la mayor ductilidad y maleabilidad en comparación a cualquier otro metal existente y alta conductividad térmica y eléctrica. El oro puro no tiene magnetismo; sin embargo, al alearlo con el manganeso, es algo magnético. Los equilibrios de numerosas aleaciones de oro se describen por las ecuaciones de Hansen y Anderko (1958).

Los quilates usados principalmente en joyería, son aleaciones de oro, plata y cobre; y se utiliza para expresar la proporción de oro contenida en múltiplos de 6, siendo así que 24 quilates es oro puro, 18 quilates son 75% de pureza, y así sucesivamente.

Debido a que su dominio de estabilidad recubre parcialmente el dominio de estabilidad del agua. En la figura 1, se observa el diagrama de relación de equilibrio entre el potencial Redox y pH del sistema Au-H₂O a 25 °C.

2.1.2. Propiedades químicas del oro

El oro es el metal más noble existente en el planeta, exhibe gran estabilidad y resistencia a la corrosión debido a que su dominio de estabilidad recubre parcialmente el dominio de estabilidad del agua. En la figura 1, se observa el diagrama de relación de equilibrio entre el potencial Redox y pH del sistema Au-H₂O a 25 °C. El ácido clorhídrico junto a oxidantes, como ácido nítrico, oxígeno, iones cúpricos o férricos y dióxido de manganeso, disuelven el oro (Rengifo, 2002).

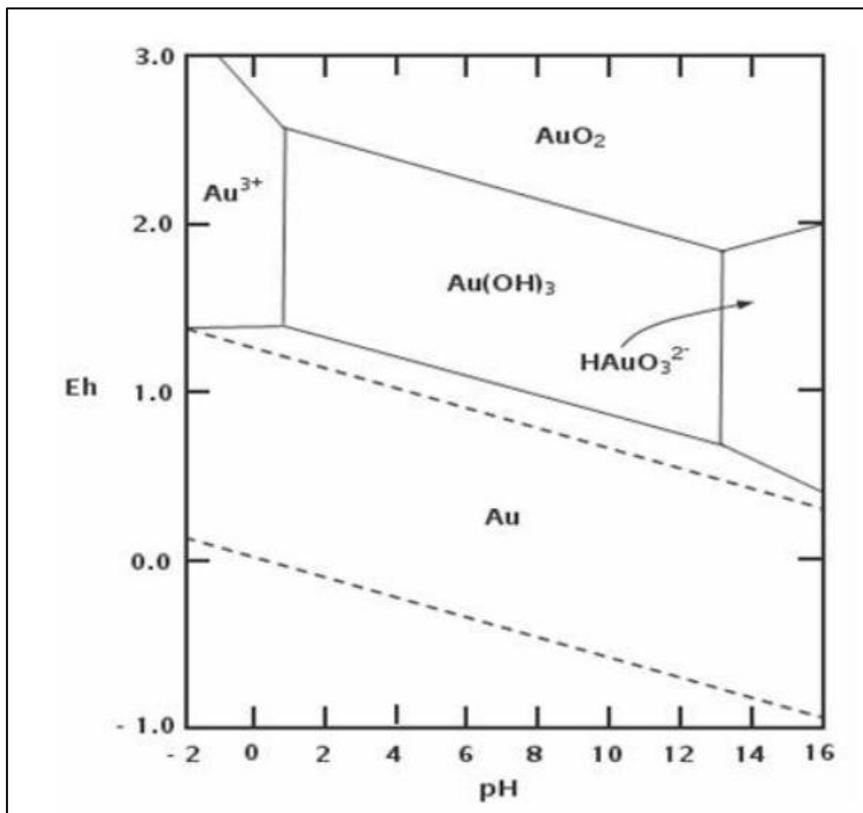
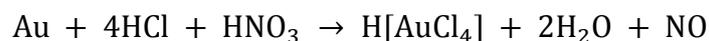
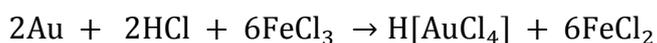


Figura 1. Diagrama de Pourbaix Eh/pH para oro y agua en un sistema Au-H₂O a 25 °C para [Au] = 10⁻⁴ M. Fuente: Yannopoulos, 1991.

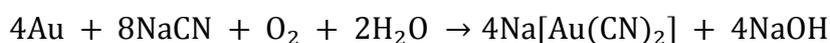
La combinación de los ácidos clorhídrico y nítrico forman la denominada agua regia, el cual ataca vigorosamente el oro.



La reacción de disolución de oro en soluciones acuosas que contienen un oxidante y ligando para oro, está dada de la siguiente manera:



La principal reacción en la extracción de oro de sus menas es su disolución en el cianuro con presencia de oxígeno como oxidante (Reacción de Elsner), el cual es otro ejemplo de efecto oxidante ligando.



2.1.3. Potencial oxido reducción del oro

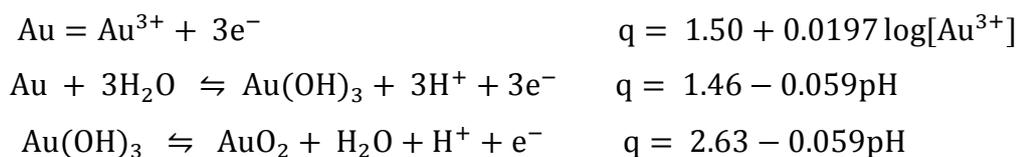
Los estados de oxidación predominantes del oro son: III (Áurico) y II(Auroso). Los compuestos de oro son unidos covalentemente y la mayoría de las veces como complejos. Estos complejos son agentes oxidantes fuertes. Considerando que la reacción del oro a condiciones de temperatura ambiente en un tanque con mezcla de flujo de aire, se puede considerar que la oxidación de este metal a su fase aurosa Au^+ está dada de la siguiente manera:



La tendencia de esta reacción, está determinada por la ecuación de Nernst, la cual es la siguiente:

$$q = q_0 + 2.303 \frac{RT}{F} \log \frac{[\text{Au}^+]}{[\text{Au}]} = 1.7 + 0.059 \log [\text{Au}^+] \text{ (Voltio)}$$

Para otras propiedades de oxidación:



Estas reacciones en solución acuosa están limitadas por la estabilidad del agua, y solo puede tener lugar si hay oxidantes suficientemente fuertes. El sistema potencial Redox vs. pH se muestra gráficamente en el diagrama de Pourbaix (figura 1). Dicho diagrama, las líneas degradadas delimitan el dominio de estabilidad del agua y las zonas con líneas sólidas, indican la región del dominio de la especie que corresponda (metal), que puede existir en solución acuosa (Hiskey & Alturi, 1988).

2.1.4. Menas de oro

2.1.4.1. Clasificación

- Según su naturaleza

La clasificación de las menas de oro y plata, durante mucho tiempo fueron consideradas dentro de una misma clasificación. Sin embargo, hoy en día, la clasificación de menas auroargentíferas está mucho más delimitada, considerando el valor metálico y otras características fisicoquímicas (Instituto Tecnológico Geominero de España, 1991)

✓ Oro libre

También denominado oro nativo, es así como se presenta frecuentemente el oro en la naturaleza. Su valor metálico está determinado por la granulometría (centímetros y micrómetros) y pureza. En ocasiones, se encuentra en conjunto con plata (electrum) o mercurio (amalgama).

✓ Oro combinado

El metal característico acompañante al oro, suelen ser los telurios en presencia o ausencia de plata, pero si en conjunto con metales como antimonio, plomo y mercurio.

✓ Oro asociado

Mayoritariamente, el oro suele estar en estado libre o en presencia de compuestos metálicos que dificultan su fácil recuperación como los sulfuros, como, por ejemplo: Sulfuros de hierro, Sulfuros de arsénico y antimonio, sulfuros de cobre, óxido de hierro y minerales de uranio. También es frecuente observar sulfuros como pirrotina (FeS), arsenopirita (FeAsS), calcopirita (CuFeS₂), estibinita (Sb₂S₃) entre otros.

- **Según su proceso de extracción**

✓ **Oro libre**

Los procesos que se aplican a estas menas, son la concentración gravimétrica, la cual es para oro grueso o la lixiviación por cianuración, el cual es aplicado a lo que se conoce como oro fino.

✓ **Menas no refractarias o fácilmente lixiviables**

El proceso más empleado para este tipo de minerales es la cianuración y de acuerdo con las características del yacimiento, se operan diferentes sistemas de lixiviación, los cuales pueden ser:

- Lixiviación estática en pilas.
- Lixiviación estática en tanques o cubículos.
- Lixiviación dinámica.

✓ **Menas refractarias no fácilmente lixiviables**

Estas menas representan un problema de operación y altos costos de proceso, ya que requieren de pretratamientos a la cianuración debido a la pérdida de oro en relaves. Los principales compuestos que conforman o brindan la característica refractaria a las menas auríferas, son los telurios, sulfuros y minerales carbonáceos, siendo estos últimos los que están relacionados con el preg – robbing (Delgado & Mendoza, 2006).

2.1.5. Minerales refractarios auríferos

La refractariedad en menas de oro representa un problema en la extracción del mineral en bajas concentraciones y esta puede ser causada por la presencia de matrices sulfurosas, materia carbonosa (CM) y otros componentes como: plomo, antimonio, hierro, arsénico y telurios, compuestos que contiene el anión telururo Te^{3-} (Parga & Carrillo, 1996). Un mineral refractario aurífero no permite recuperaciones de oro superiores al 70-80% después de una cianuración aún después de haberse realizado una fina molienda. La refractariedad puede ser de naturaleza física o química (Figura 2), la forma típica es usualmente debida a cómo es que las micropartículas de oro se hallan distribuidas en las partículas del mineral, por ejemplo, sulfuros o silicatos (Yamashiro, 2012). Algunas causas del comportamiento refractario incluyen:

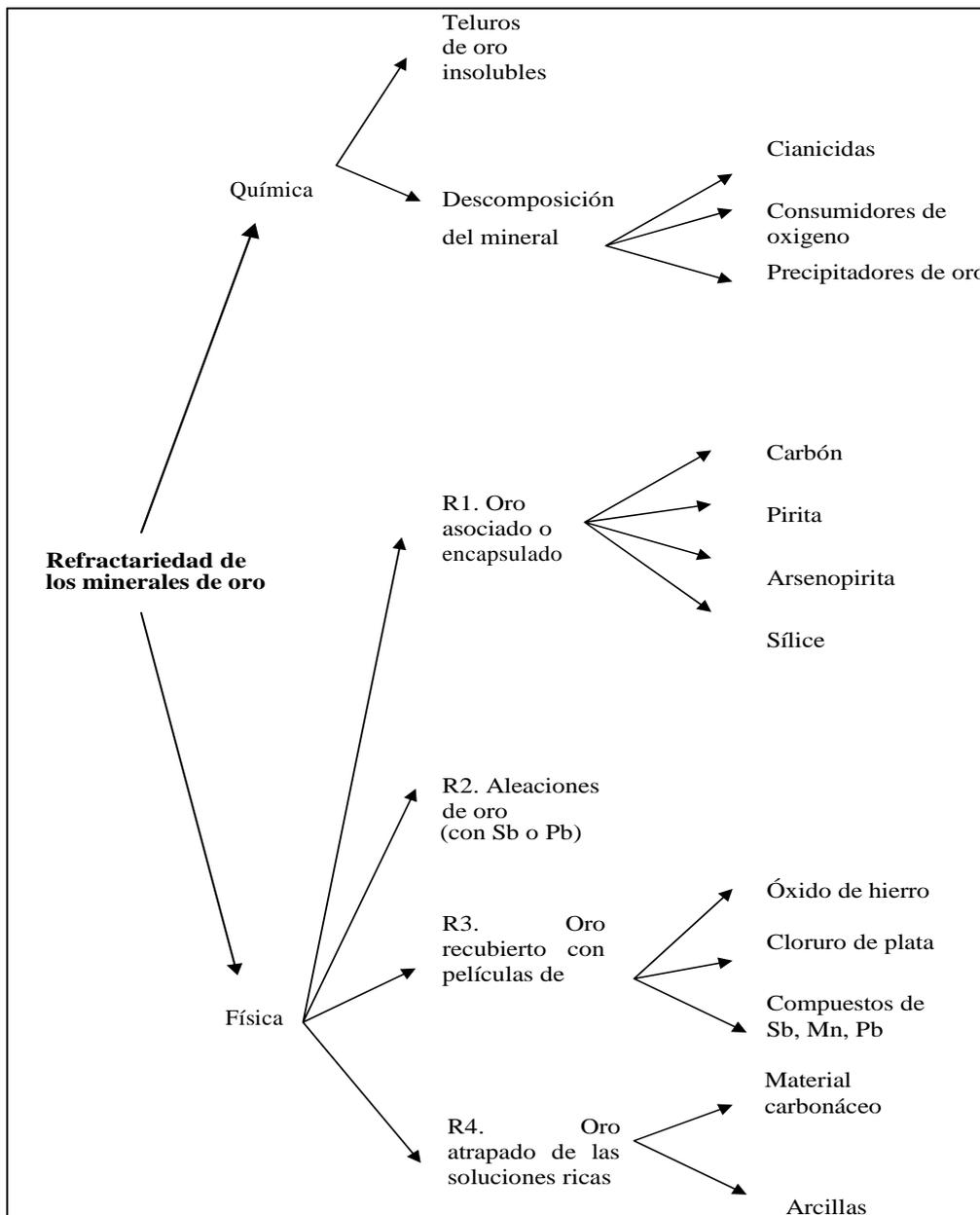


Figura 2. Clasificación de los minerales refractarios auríferos.
Fuente: Yannopoulos, 1991.

- La diseminación de granos finos o microscópicas partículas de oro en minerales sulfurosos, usualmente, pero no exclusivamente, pirita o arsenopirita.
- La presencia de arcillas o compuestos cianicidas, tales como: As, Sb, Hg, CuO, las cuales pueden absorber complejos de oro-cianuro o inhibir la penetración del cianuro sobre la superficie del oro.
- La asociación del oro con telurio, por ejemplo: Silvanita, Calaverita.
- La presencia de minerales radiactivos como antimonio, arsénico o bismuto.

La presencia de los materiales mencionados anteriormente le confiere al mineral resistencia a altas temperaturas lo que imposibilita la extracción de oro mediante el proceso de cianuración convencional, por lo que es necesaria la aplicación de procesos de pretratamiento (Parga & Carrillo, 1996). Para su elección se deben considerar aspectos como:

- La comparación de alternativas de pretratamientos de procesamiento para estas menas.
- Los efectos económicos sobre la velocidad de proceso.
- Los requerimientos ambientales.

2.2.Plata

En el 2017 la producción de plata a nivel nacional fue de alrededor de 4 304 toneladas métricas finas. Las principales empresas en la obtención de plata se concentraron en los departamentos de Ancash, Lima y Junín con aportaciones del 18.6%, 18.4% y 18.1% respectivamente.

2.2.1. Propiedades físicas de la plata

Es un metal blanco, dúctil, maleable y blando, que adquiere brillo metálico al ser pulido. Su densidad es de 10,5.

2.2.2. Propiedades químicas de la plata

La plata no se oxida al aire, con la propiedad de combinarse con la mayoría de los metaloides a temperatura elevada. El álcali no tiene acción sobre la plata. La plata se ennegrece al contacto con H_2S , el H_2SO_4 hirviendo lo disuelve dando Ag_2SO_4 y SO_2 .

2.2.3. Menas de plata

Normalmente, la plata se presenta asociada a otros compuestos mineralógicos, principalmente sulfuros y óxidos, así como también en plata nativa y combinaciones halogenadas. En la tabla 2, se observan las diferentes asociaciones y procesos que se le da a las diferentes menas argentíferas (plata).

Tabla 2. Proceso de tratamiento de menas de plata (argentíferas), según su tipo de asociación mineralógica

Tipo de asociación de plata	Proceso de tratamiento
Sulfuros Complejos	<ul style="list-style-type: none"> • Flotación – Fusión de concentrados metálicos. • Idem – Cianuración de residuos. • Flotación – tostación de concentrados – cianuración.
Plata nativa y combinaciones Haluros	<ul style="list-style-type: none"> • Concentración gravimétrica – amalgamación – cianuración (Ag).
Minerales Semi-Oxidos	<ul style="list-style-type: none"> • Cianuración (cloruros y sulfuros). • Flotación – cianuración de residuos.
Asociaciones con óxidos	<ul style="list-style-type: none"> • Cianuración (óxidos de Fe). • Reducción – cianuración (óxidos de Mn). • Segregación (óxidos de Mn).

Fuente: Instituto Tecnológico geominero de España, 1991

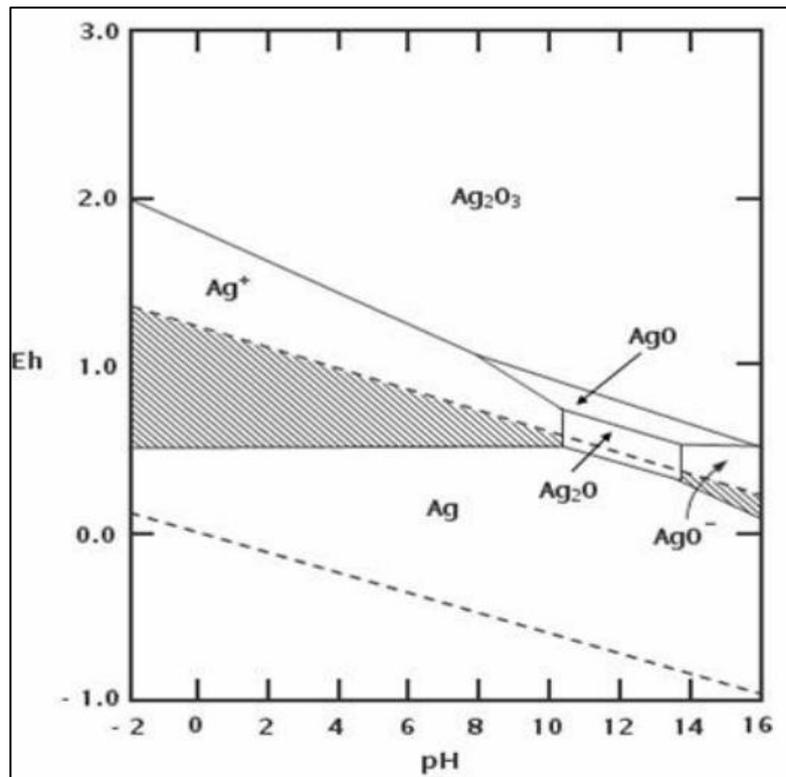
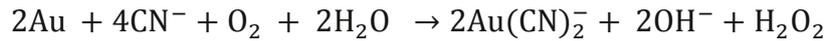


Figura 3. Diagrama de Pourbaix Eh/pH para plata y agua en un sistema Ag-H₂O a 25 °C para [Ag] = 10⁻⁴ M. Fuente: Hofmann, 2008.

2.3.Lixiviación de minerales por cianuración

La capacidad del cianuro para derretir minerales de oro y plata ha sido conocido y usado desde principios del siglo XIX, pero recién fue utilizado en la industria a fines de 1890 y hasta hoy en día sigue siendo el principal método y predominante para la lixiviación del oro y plata (Yannopoulos, 1991).

El proceso se rige según la siguiente reacción química:



De acuerdo, con lo planteado en la figura 4, se observa que exclusivamente el complejo ciano-auroso $\text{Au}(\text{CN})_2^-$ es estable en solución acuosa, encontrándose en toda la amplitud del intervalo de pH, pero en la zona en donde se logra encontrar las condiciones óptimas de menor oxidación, es a un pH aproximado de 9.0.

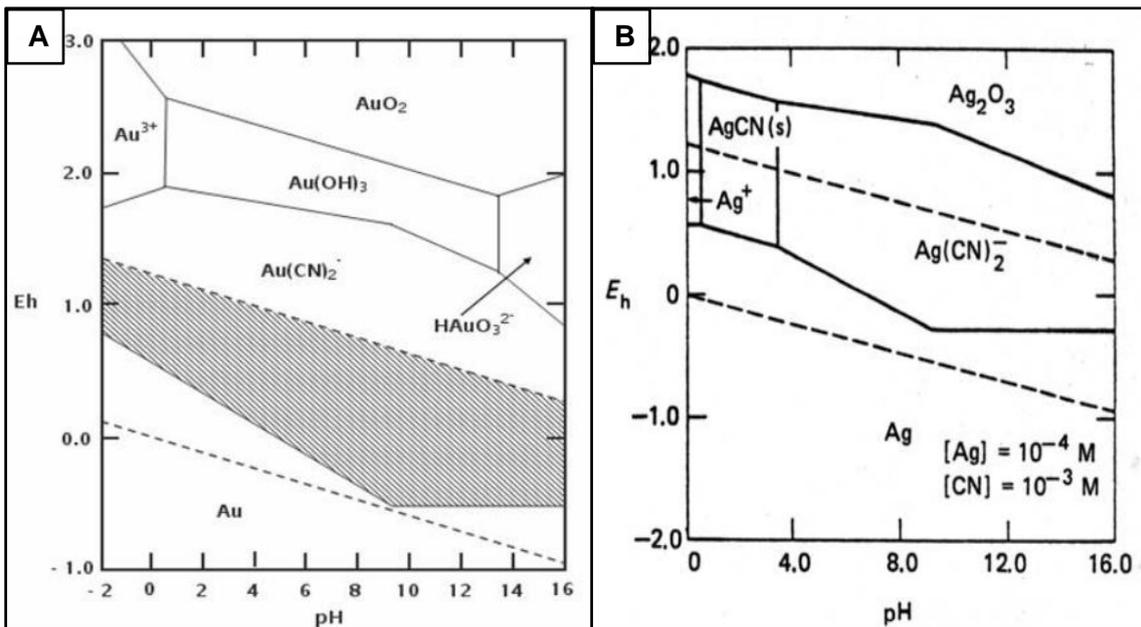


Figura 4. Diagramas de Pourbaix Eh/pH de oro, plata y cianuro. A) Diagrama de Pourbaix Eh/pH para oro y cianuro en un sistema Au-CN- a 25 °C para $[\text{Au}] = 10^{-4} \text{ M}$ y $[\text{CN}] = 10^{-3}$. B) Diagrama de Pourbaix Eh/pH para plata y cianuro en un sistema Ag-CN- a 25 °C para $[\text{Ag}] = 10^{-4} \text{ M}$ y $[\text{CN}] = 10^{-3}$. Fuente: Hiskey y Atlury, 1988.

En la lixiviación de oro por cianuro, la velocidad de cianuración está determinada por la difusión y podría limitarse por el transporte de reactivos, oxígeno y/o cianuro, de acuerdo de la concentración relativa de cada uno de estos.

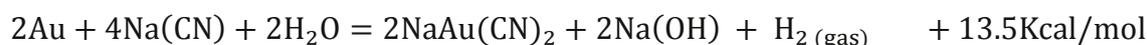
La velocidad de reacción en la superficie, también puede tener influencia sobre la cinética de reacción, lo cual sucede cuando se forman mantos básicos de cianuro auroso que causa pasivación de las partículas.

Hay 3 las ecuaciones clásicas que rigen la cinética de disolución de oro en soluciones cianuradas:

Ecuación de Elsner (1846):



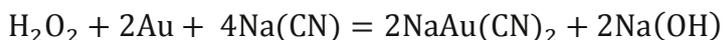
Ecuación de Janin (1892):



Ecuación de Bodlaender (1896):

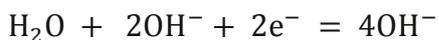
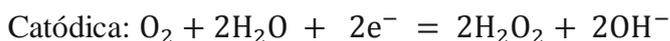
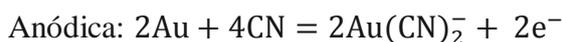


El agua oxigenada, vuelve a reaccionar obteniéndose:



Ecuaciones análogas han sido dadas también para disolución de la plata metálica en soluciones de cianuro (Misari, 2010).

La lixiviación de oro en soluciones de cianuro es un proceso de corrosión electroquímico, con la velocidad controlada por difusión del cianuro y oxígeno o por la reducción del oxígeno sobre el mineral. El mineral presenta 2 áreas adyacentes: Catódica y Anódica, con el siguiente mecanismo de lixiviación, el mismo que se observa en la figura 5 (Delgado & Mendoza, 2006).



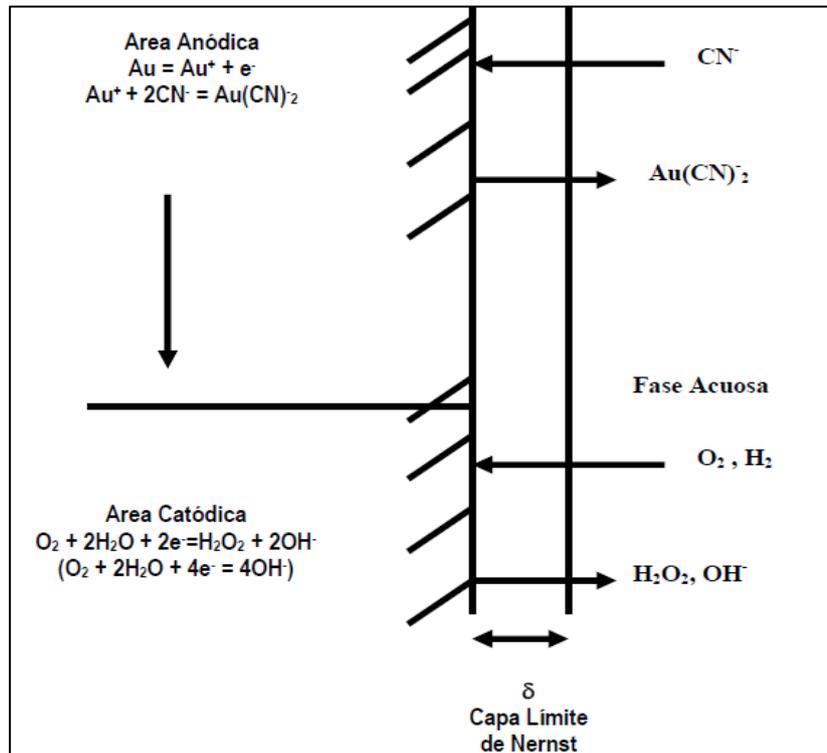


Figura 5. Disolución electroquímica de oro en soluciones cianuradas. Fuente: Díaz, 2014.

2.3.1. Tipos

2.3.1.1. Lixiviación por agitación

Consiste en someter el mineral aurífero a contacto directo con solución de cianuro en tanques cilíndricos agitados mediante paletas y turbinas. Aquí la proporción de líquido es mayor a la de los sólidos.

✓ Cianuración en botella

Realizada a nivel laboratorio con el fin de contribuir a parte de la caracterización mineralógica y/o determinación de ley mineral. Además, esta prueba brinda información base que servirá para extrapolación a nivel de planta. Mediante la prueba de cianuración en botella es posible determinar el nivel de lixivabilidad de una mena aurífera, la cual se determina en base al porcentaje de oro y plata que logran ser disueltos por el cianuro (Bustamantes, 1992).

Tabla 3. Categorías de menas auríferas de acuerdo al grado de lixiviabilidad

Oro disuelto (%)	Nivel de Lixiviabilidad (Lixiviable)
<65%	Difícilmente
65 – 85%	Medianamente
> 85%	Altamente

Fuente: Patiño, 2003

✓ Cianuración diagnóstica

Es una prueba de laboratorio que permite identificar el tipo de combinación presente en el metal precioso de interés y además los minerales que se encuentran componiendo la mena. La prueba es realizada a través de cianuraciones y reacciones ácidas intercaladas para disolver aquellos minerales en los cuales se ocluye el oro y la plata. El resultado reporta si el oro y la plata se encuentran libres o asociados, es decir si es un sulfuro, un óxido o silicato y en base a esto saber que insumos y en qué proporción usar para el proceso extractivo (Patiño, 2003).

2.3.1.2. Lixiviación por percolación

Consiste en someter el mineral aurífero a contacto con cianuro en proporciones donde predomina la cantidad de sólidos respecto al volumen de solución de cianuro. En este tipo de lixiviación, la solución de cianuro puede tener un flujo constante a través de la mena o contenerla en reposo a altas concentraciones de fuerza de cianuro.

✓ Cianuración en tinajas

Se trata de una prueba en la cual la mena, previamente preparada mecánicamente, se sumerge, en solución de cianuro, la cual está contenida en grandes tinajas con la suficiente capacidad de poder recibir miles de toneladas de mena. El grado de tratamiento mecánico a la mena, así como la aglomeración, deben ser justificados por una mejora en la recuperación del oro. La finalidad de este método, optimizar los tiempos de lixiviación, así como la extracción y contenido de oro en solución pregnant (Solución de cianuro rica en oro).

✓ Cianuración en pilas

Uno de los métodos más utilizados a nivel mundial en la industrial minera. Consiste en crear montículos de la mena, previamente trituradas, a manera de pilas sobre plataformas impermeables, de aquí su nombre, y desde la parte superior de dicho montículo irrigar con solución de cianuro, de tal manera la mena recibe un baño de dicha solución, la cual fluye a través del montículo y es recibida en pozas de solución pregnant.

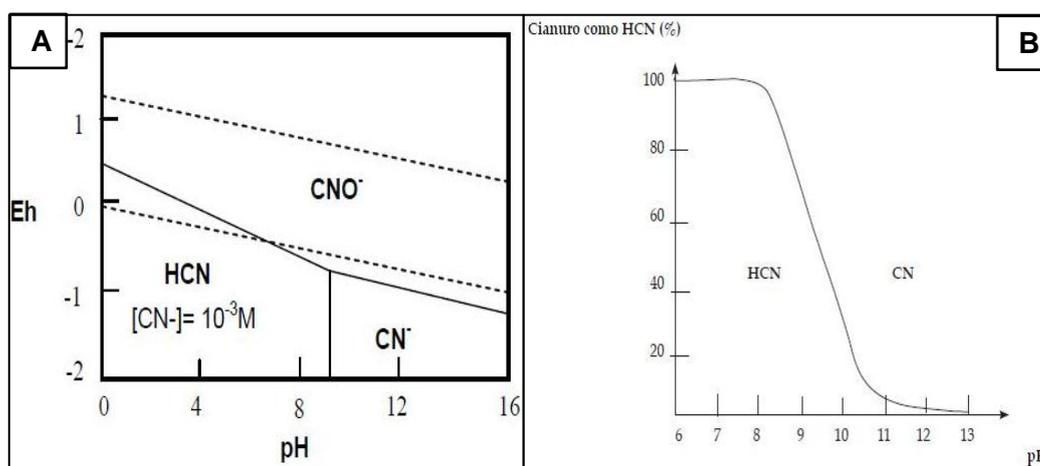


Figura 6. Diagrama de Pourbaix Eh/pH del sistema cianuro-agua. A) Diagrama de Pourbaix Eh/pH del sistema cianuro – agua a 25. B) Formación de cianuro de hidrogeno y cianuro libre respecto al pH en soluciones acuosas. Fuente: Pérez e Higuera, 2008.

En la industria minera y pruebas de cianuración en laboratorio, es sumamente importante señalar y tener en cuenta que debido al gran valor de la constante de estabilidad ($pK = 9.36$) del ácido cianhídrico (HCN), formado como parte de la reacción dada en la lixiviación, tiene la característica de ser altamente venenoso y por ello en la práctica de pruebas de cianuración a pequeña y gran escala, el proceso debe ser realizado a pH de 11 o 12 (Figura 6), ya que a un pH por debajo de esos valores se forma el HCN (Dadgar, 1989).

2.4. Procesos de recuperación de minerales

2.4.1. Adsorción por carbón activado

Este método tiene sus variaciones de acuerdo a los requerimientos de la operación minera y características geológicas, las cuales pueden clasificarse:

2.4.1.1. Carbón en columna (CIC)

En las operaciones minero extractivas, el licor de lixiviado o también denominado como solución pregnant, es obtenido a partir de procesos de cianuración dinámica o estática (Agitación o Percolación). Esta solución, una vez obtenida, entra a un proceso de circulación a través de columnas empaquetadas de con carbón activado en contracorriente (Figura 7), en donde el carbón bajo el principio de intercambio iónico, capta el oro solubilizado presente en la solución (Asalde, 2010).

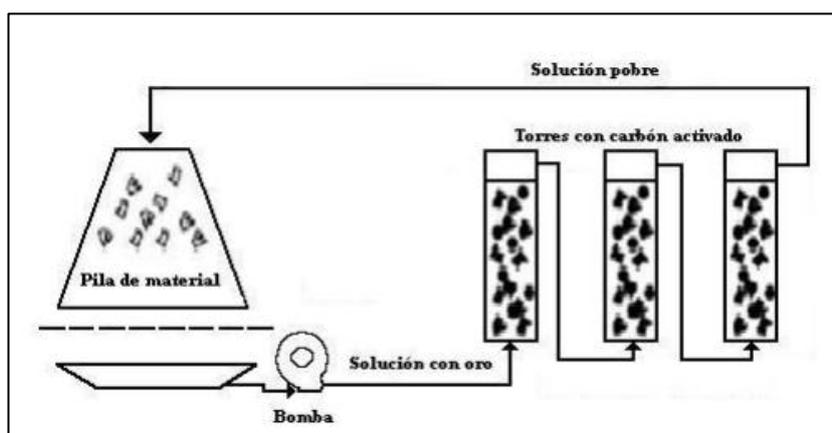


Figura 7. Esquema del proceso de adsorción por el sistema CIC

2.4.1.2. Carbón en pulpa (CIP)

Este proceso es aplicado cuando las pulpas obtenidas del proceso de cianuración son difíciles de separar sólido-líquido y consiste en añadir a la pulpa en proceso de lixiviación dinámica, carbón activado granular, para que paralelamente al proceso, el carbón vaya cargándose del metal precioso conforme la pulpa va perdiendo su valor metálico (Gelves, 1996).

2.4.1.3. Carbón en lixiviación (CIL)

Se trata de una variante del proceso CIP (figura 8), y consiste en introducir resinas de carbón activado al sistema de los tanques de circuito de cianuración, obteniéndose así de forma simultánea la adsorción y cianuración, en donde la pulpa y el carbón fluyen en contracorriente (Patiño, 2003).

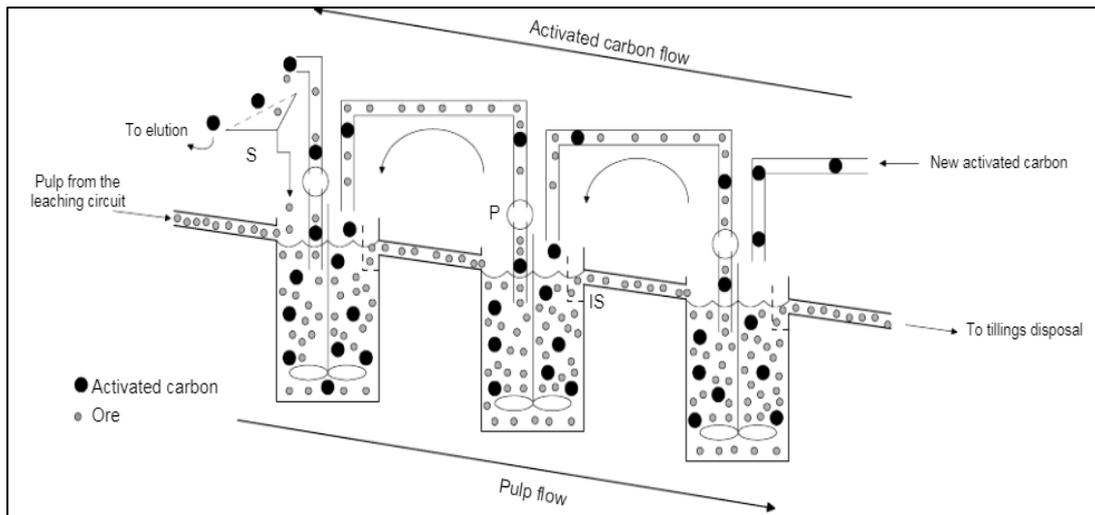


Figura 8. Esquema del sistema CIP y CIL con tres tanques. Se logran diferenciar los flujos dados en la operación. muestra las pantallas interestatales (IS), la pantalla a la salida del primer tanque (S) y las bombas de transferencia de carbono (P). Fuente: De Andrade, 2008.

2.4.1.4. Cementación de soluciones de oro y plata con polvo de zinc (Proceso Merrill-Crowe)

Es una de las técnicas más utilizadas en el proceso de recuperación de oro y plata debido a su fácil operación. El uso del polvo de zinc, desplazo a la limadura, debido que tiene mayor superficie de contacto y cinética de reacción (Figura 9).

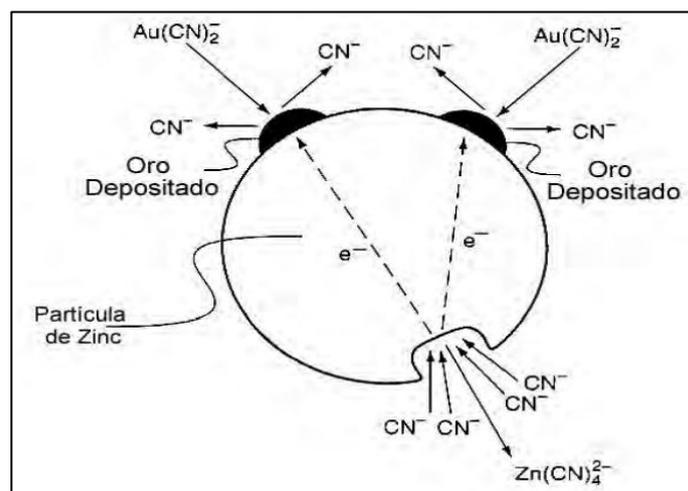


Figura 9. Mecanismo de precipitación de oro sobre el zinc. Fuente: Carbajal, 2012.

Una de las innovaciones más representativa del proceso fue la desaireación de la solución lixiviada, ya que con esto se permite reducir el consumo de cementante.

Debido a todas estas adecuaciones, se estructura el proceso Merrill-Crowe, del cual se obtiene 99% de los valores metálicos en el precipitado que proviene de la solución pregnant (Canales, 2013). El proceso inicia con filtración de la solución pregnant procedente de la lixiviación en cianuro, a través de un filtro clarificador para eliminar partículas no deseadas, seguidamente la solución pasa a la torre de desoxigenación empacada al vacío (Figura 10). Posteriormente se añade un flujo constante de solución de cianuro en conjunto con polvo de zinc para ayudar a la cementación eficiente de oro y plata (Gamboa, Parga, Sanchez, & Moreno, 2016).

Finalmente, el precipitado rico en oro, es separado de la solución ahora pobre o estéril mediante los filtros de placas y marcos o filtros prensadores, obteniéndose de esta manera lo que se conoce como “La torta”, la cual será llevada a proceso de fundición y de esta manera obtener las barras de oro o también llamado, doré (Cardenas, 1994).

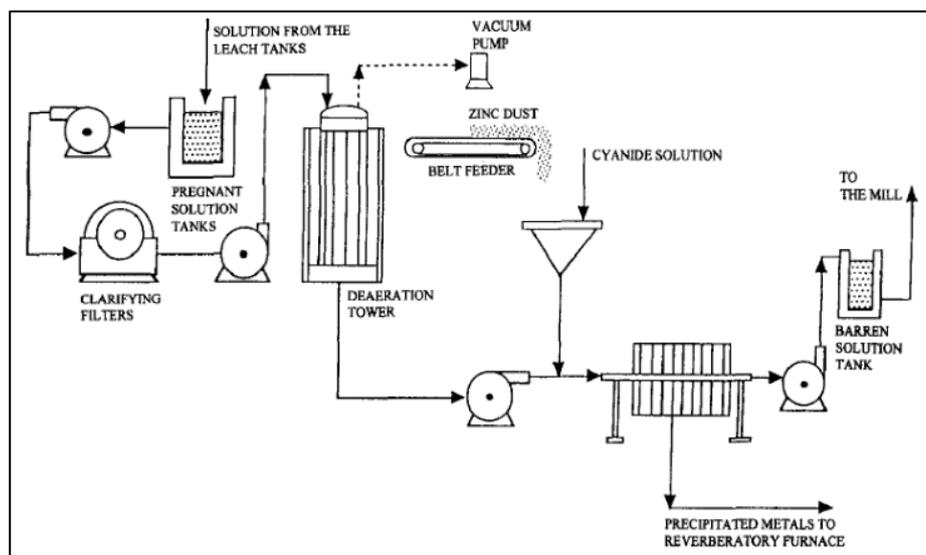


Figura 10. Diagrama del proceso operacional del método Merrill Crowe. Fuente: Mular, Halbe, & Barrat, 2002.

2.5. Biooxidación

La biooxidación es un proceso natural de suspensión que resulta de la interacción de microorganismo-mineral actualmente considerada y aplicada como una tecnología a nivel mundial. Esta tecnología es usada cuando el elemento de interés a recuperar no puede ser solubilizado. Estos benefician su recuperación mediante la degradación de matriz mineral en la que se encuentra el metal de interés. Este proceso es mayormente usado en la recuperación de oro, plata y molibdeno, en donde los microorganismo

degradan los sulfuros exponiendo los metales preciosos alojados en la fase sólida (Diana & Morello, 1993; Duarte, 2015; Muñoz, 2015).

2.5.1. Microorganismos biooxidantes

La lixiviación bacteriana implica el uso de microorganismos tales como bacterias, principalmente *Acidithiobacillus ferrooxidans*, *Acidithiobacillus thiooxidans* y *Leptospirillum ferrooxidans*, para lixiviar o recuperar los metales de un mineral o concentrado sulfurado. Las tres primeras son bacterias Gram-negativas no formadoras de esporas que crecen en condiciones aeróbicas, son quimiolitotróficas es decir utilizan dióxido de carbono de la atmósfera como fuente de carbono, su energía deriva de reducir compuestos de azufre incluyendo sulfuros elementales y tiosulfato. *Acidithiobacillus ferrooxidans* juega un papel importante ya que difiere de otros *Thiobacillus* debido a que en anaerobiosis puede utilizar hierro como una alternativa de aceptor de electrones y seguir reduciendo componentes de azufre, además de estar facultados para crecer en ambientes de extrema acidez y sobrevivir en presencia de ciertos metales pesados. *Leptospirillum* (*L. ferrooxidans* y *L. ferriphilum*) es otra bacteria acidófila a diferencia de *Acidithiobacillus* este resiste valores de pH muy bajos, temperaturas de hasta 45°C y altas concentraciones de metales pesados como el uranio, molibdeno y plata sin embargo es sensible al cobre y solo puede oxidar los componentes de sulfuro en presencia de *A. ferrooxidans* o *A. thiobacillus* (Bosecker, 1997; Muñoz, 2015; Parga & Carrillo, 1996).

Dentro del grupo de bacterias termófilas moderadas se encuentran las bacterias del género *Acidimicrobium*, *Ferromicrobium* y *Sulfobacillus* y en los termófilos extremos se encuentran las arqueobacterias *Sulfolobales*, *Sulfolobus* y *Sulfarisphaera* (Muñoz, 2015).

Existen otros microorganismos como bacterias heterotróficas y hongos que requieren de compuestos orgánicos para su desarrollo y fuente de energía que contribuyen a la lixiviación del metal. En estos casos la solubilización del metal podría deberse a la reducción de componentes metálicos altamente oxidados o por la producción de ácidos orgánicos y componentes con al menos dos grupos hidrófilos que eran secretados al medio, los metales pesados eran disueltos por desplazamiento directo de iones metálicos de la matriz de mineral por iones de hidrogeno o por la formación de complejos

metálicos solubles y quelatos. Los microorganismos heterotróficos no obtienen beneficio de la disolución del metal (Bosecker, 1997).

2.5.2. Mecanismos de biooxidación de sulfuros

El proceso de biooxidación ocurre por dos mecanismos que se mencionan a continuación:

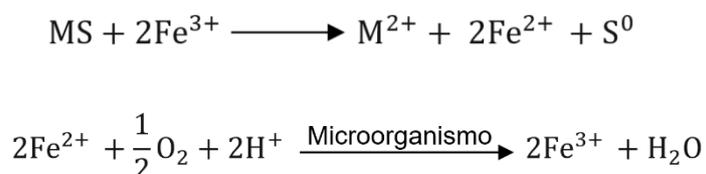
2.5.2.1. Mecanismo directo

Este mecanismo se basa en la adherencia de los microorganismos sobre la superficie del mineral (M), la oxidación de los sulfuros toma lugar mediante varios pasos de catálisis enzimáticas que ocurren desde la parte reducida del mineral hasta el aceptor final de electrones que es el oxígeno disuelto. En este proceso la pirita es oxidada a sulfato férrico III (Ballester, 2005; Ehrlich & Silverman, 2009). El mecanismo es propio de la pirita y se puede representar mediante la siguiente reacción (Ehrlich & Silverman, 2009).



2.5.2.2. Mecanismo indirecto

El mecanismo indirecto de biooxidación microbiológica tiene lugar por la interacción del mineral (M) con productos intermedios o finales del metabolismo de las bacterias, no habiendo por tanto reacciones enzimáticas que actúan directamente sobre el sulfuro (Ehrlich & Silverman, 2009). En este mecanismo es producto de un ciclo de conversiones de hierro férrico/ferroso, donde los microorganismos producen la oxidación del hierro ferroso (Fe^{2+}) convirtiéndolo en un fuerte oxidante que actúa sobre la superficie de los sulfuros y los oxida, el fierro se reduce para ser oxidado nuevamente.



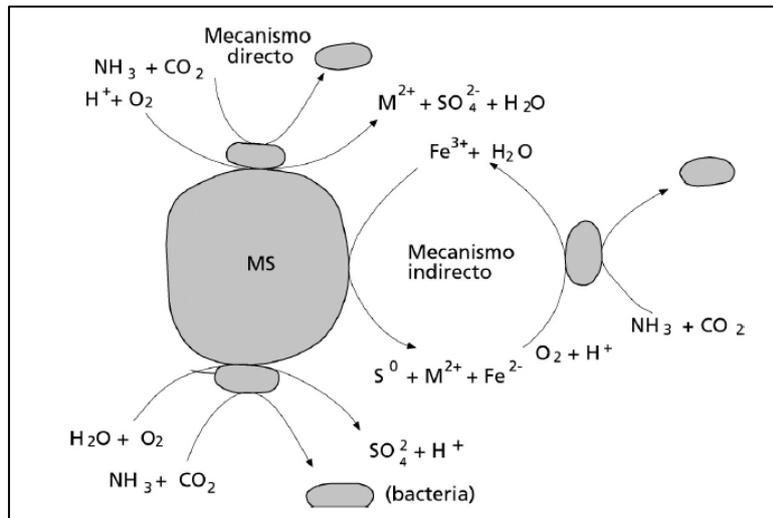


Figura 11. Mecanismo directo e indirecto de biooxidación.
Fuente: Rodríguez, 2000

2.5.3. Mecanismos de reacción

Se han definido dos mecanismos de reacción asociados a la disolución de los sulfuros que dependen de la estructura cristalina, su nivel energético (banda de valencia) y enlaces metal-metal o metal-azufre del mineral a solubilizar (figura 12), los mecanismos se desarrollan según la capacidad de los sulfuros para ser disueltos en un ambiente ácido, siendo estos los mecanismo de la vía tiosulfato y el polisulfuro (Saavedra & Cortón, 2014).

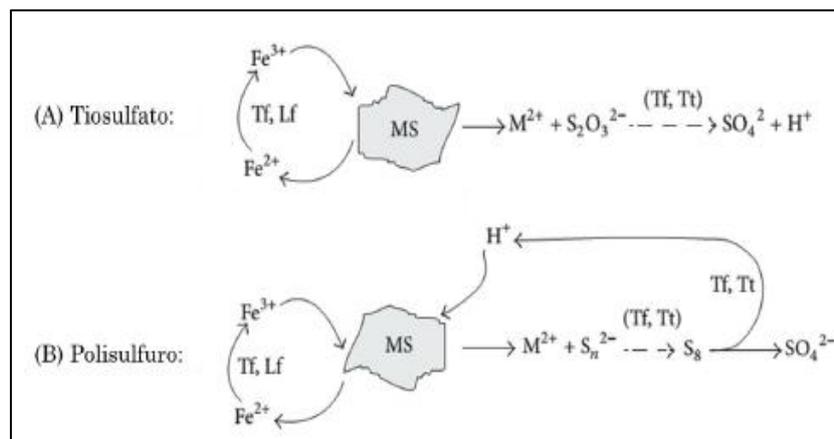


Figura 12. Mecanismos de reacción de sulfuros, A) mecanismo vía tiosulfato y B) Mecanismo vía polisulfuro.

2.5.3.1. Vía tiosulfato

Suzuki (2001) menciona que en este mecanismo el ion férrico hexahidratado disuelve los sulfuros mediante la extracción de iones hidratados de hierro (III) liberándose tiosulfato como principal y primer intermediario liberado por el sulfuro luego de la oxidación. Los productos finales son ácido y sulfato. Este mecanismo es propio de sulfuros como la pirita (FeS_2), molibdenita (MoS_2) y la volframita (WS_2).

2.5.3.2. Vía de polisulfuro

En el mecanismo polisulfuro los minerales son atacados por la acción conjunta de protones y hierro (III) que producen la transferencia de electrones desde el sulfuro provocando la ruptura del enlace azufre-metal, formándose como intermediario el azufre elemental. Este mecanismo se suele dar en ácidos solubles de monosulfuros como la esfalerita, galena, calcopirita y arsenopirita (Suzuki, 2001).

2.5.4. Factores que influyen en la biooxidación

Son distintos los factores que se evalúan en los procesos de biolixiviación. Influencia de factores como densidad de pulpa, cantidad de bacterias en ml, agitación, pH, temperatura, tiempo de retención, concentración de FeSO_4 y tamaño de la partícula del mineral son evaluados (Abbruzzese et al., 1994; Amankwah, Yen, & Ramsay, 2005; Hussin & Ayman, 2012). En el trabajo de Abbruzzese, Ubaldini, Veglio y Toro se analizó la influencia del tiempo de lixiviación bacteriana y se observó que no había diferencias significativas entre las recuperaciones de oro después de diferentes tiempos de tratamiento en el rango utilizado de 2 a 7 días (de 48 a 168 horas), sin embargo en muestras de 48 horas se lograron incrementos en la recuperación de 88,3% hasta un 96,4%, llegando hasta un rendimiento máximo de 97,7% a los 5 días siendo valores muy altos de recuperación a un tamaño de partícula de $-75 \mu\text{m}$. Además, se determinaron tiempos distintos de análisis una vez inoculada la muestra para el contenido de pulpa (10%, 15% y 20%) siendo mayor el tiempo conforme el porcentaje de pulpa aumentaba y observándose una disminución sensible de rendimiento de la extracción cuando el contenido del mineral aumentó a 20%. Según distintos trabajos los responsables del daño celular son las interacciones partícula-partícula cuando las células se encuentran en el punto donde ocurre la colisión de las partículas generando así la destrucción de la matriz celular y por consiguiente la muerte celular. Incrementos en el porcentaje de

sólidos y en la agitación aumentan la probabilidad de la frecuencia de que las partículas colisiones (Cherry & Papoutsakis, 1986).

2.5.4.1. Potencial de hidrógeno (pH)

El ajuste del valor del pH correcto es una condición necesaria para el crecimiento bacteriano y la solubilización de metales, valores de pH de 2-2.5 son óptimos para la oxidación de sulfato ferroso (Bosecker, 1997). Los rangos de pH varían de acuerdo la bacteria *Leptospirillum ferrooxidans* y *Acidithiobacillus thiooxidans* son activos a pH más bajos. La formación de subproductos como la jarosita inhibe el crecimiento bacteriano por lo que se busca trabajar con pH bajos tolerados por bacterias de manera que haya menor precipitación (Muñoz, 2015).

2.5.4.2. Potencial redox (Eh)

El potencial redox es una medida de la disposición de una solución a ser oxidada o reducida, esta medida indica indirectamente la actividad energética de los microorganismos durante el proceso de biooxidación. *A. ferrooxidans* presenta rangos de Eh entre 320 – 580 mV (Gómez & Cantero, 2005).

2.5.4.3. Temperatura

La temperatura óptima para la oxidación del ion férrico y sulfuros mediante *A. ferrooxidans* es de 28 a 30°C. A temperaturas bajas la extracción del metal disminuye, sin embargo, a temperaturas de 4°C se ha observado solubilización bacteriana de cobre, cobalto, níquel y zinc (Bosecker, 1997). A temperaturas altas de 50-80°C las bacterias termófilas pueden ser usadas para biooxidación, la tendencia actual es aplicarlas debido a los elevados costos ocasionados por el control de las altas temperaturas ocasionadas por las reacciones exotérmicas asociadas a la biooxidación (Muñoz, 2015).

2.5.4.4. Oxígeno y dióxido de carbono (O₂ y CO₂)

Una fuente importante de carbono es el dióxido de carbono que es utilizado por las bacterias reduciéndolo y transformándolo en moléculas orgánicas, obtienen la energía y electrones de los compuestos inorgánicos reducidos como moléculas de hierro o azufre. La naturaleza aerobia de estas bacterias implica la necesidad del oxígeno, dado que, al ser el aceptor de electrones en los procesos de respiración aerobia, se requiere en los

procesos de generación de energía y oxidación de los iones ferrosos. Existe evidencia que *A. ferrooxidans* no requiere de altas concentraciones de oxígeno disuelto, sin embargo, ambientes deficientes en oxígeno pueden ocasionar resultados inversos al deseado. Es necesario suministrar oxígeno de acuerdo a Gómez & Cantero (2005), la demanda recomiendan una concentración de oxígeno disuelto de 2 mg/L , por otro lado los rangos de concentraciones de CO₂ deben oscilar entre el 7 al 8%.

2.5.4.5. Densidad de pulpa mineral

La cantidad de mineral en el medio es un factor importante ya que tratamientos con altos contenidos de pulpa (mayores al 20%) no han sido exitosos, debido a que al acrecentar la concentración de sólidos ocasiona daños celulares por la fricción causada por el movimiento. Altas concentraciones de sólidos afectan la concentración de oxígeno disuelto al disminuir la velocidad de transferencia de oxígeno extendiendo los tiempos de biooxidación (Diana & Morello, 1993; Muñoz Echeverri, 2015).

2.5.4.6. Tamaño de partícula

El tamaño de partícula también es un parámetro de importancia en la biooxidación que influye en la velocidad del procesos y costos de molienda. En el caso de minerales refractarios, el área superficial debe ser grande ya que la velocidad de biooxidación es proporcional a los sitios activos de los sulfuros; por lo que se prefieren partículas más pequeñas debido a que presenta mayor área superficial (Diana & Morello, 1993; Muñoz Echeverri, 2015).

MATERIALES Y METODOS

3.1. Material de estudio

3.1.1. Población

El material de estudio estuvo conformado por los minerales auríferos refractarios tipo sulfuros procedentes de la provincia de Santiago de Chuco-La Libertad, los cuales dentro de su composición contienen sulfuros, como: Pirita (FeS₂), Calcopirita (CuFeS₂), Galena (PbS), Esfalerita (ZnS), Arsenopirita (FeAsS).

3.1.2. Muestra

La muestra estuvo constituida por 50 Kg de mineral aurífero refractario procedente de la empresa minera El Ingenio S.A.C, minera aurífera de operación a mediana escala con concesiones mineras en las provincias de Yungay y Pallasca en la región Ancash y en la provincia de Santiago de Chuco en la Libertad respectivamente, siendo este último el lugar de donde se obtuvo la muestra mineral. Dicho mineral será sometido a proceso de biooxidación como pretratamiento a la cianuración para evaluar mediante este, cual es el porcentaje de sólidos y tiempo de agitación que permita optimizar la recuperación de oro mediante cianuración.

3.2. Diseño experimental

El modelo experimental propuesto en esta investigación para el análisis estadístico de resultados de los experimentos es la matriz de diseño factorial de dos factores (bifactorial) (Douglas, 2004), con dos variables independientes (porcentaje de sólidos y tiempo de agitación), con tres niveles para cada una de estas; además, tres réplicas aplicadas a la variable dependiente (concentración de oro y plata recuperado). Se considerará un blanco para cada porcentaje de sólidos (tratamiento sin microorganismo en medio).

El número de pruebas experimentales, está basado en el diseño bifactorial, determinándose mediante la siguiente formula:

$$P = N^m \times R$$

Donde:

P: Número de pruebas experimentales

N: Niveles de las variables independientes

m: Factores o variables independientes

R: Número de repeticiones

Reemplazando en la formula, el número total de pruebas experimentales será:

$$P=3^2 \times 3=27$$

Las variables establecidas para esta investigación son expuestas en la tabla 4.

Tabla 4. Variables de investigación establecidas.

VARIABLES			
Dependiente	Independientes		Parametrizada
	Porcentaje de Sólidos (w/v)	Tiempo de agitación (días)	
Porcentaje de recuperación de oro y plata (%)	5	5	Velocidad de agitación (rpm): 150
	10	7	
	15	10	

Tabla 5. Diseño experimental representado en matriz bifactorial para evaluar el efecto del porcentaje de sólidos y tiempo de agitación en la recuperación de oro y plata.

Porcentaje de sólidos	Tiempo de agitación								
	b ₁ : Tiempo 1			b ₂ : Tiempo 2			b ₃ : Tiempo 3		
	Réplicas			Réplicas			Réplicas		
	1	2	3	1	2	3	1	2	3
a ₁	Y ₁₁₁	Y ₁₁₂	Y ₁₁₃	Y ₁₂₁	Y ₁₂₂	Y ₁₂₃	Y ₁₃₁	Y ₁₃₂	Y ₁₃₃
a ₂	Y ₂₁₁	Y ₂₁₂	Y ₂₁₃	Y ₂₂₁	Y ₂₂₂	Y ₂₂₃	Y ₂₃₁	Y ₂₃₂	Y ₂₃₃
a ₃	Y ₃₁₁	Y ₃₁₂	Y ₃₁₃	Y ₃₂₁	Y ₃₂₂	Y ₃₂₃	Y ₃₃₁	Y ₃₃₂	Y ₃₃₃

a_n: Porcentaje de sólidos (w/v): 5%, 10%, 15%

b_n: Tiempo de tratamiento biooxidativo (días): 5, 7, 10

Y_{ijk}: Grado de recuperación de oro y plata (% y g/TM)

3.2. Procedimiento experimental

3.2.1. Muestreo de drenaje ácido de mina

Se recolectaron muestras de drenaje ácido de mina (DAM) procedente de una quebrada ubicada en los alrededores del centro poblado de Chuquillanqui, en el distrito de Lucma, provincia de Gran Chimú, región La Libertad. El muestreo se realizó en dos puntos específicos, siendo el primero el más cercano a la fuente de dónde provenía el DAM y el segundo a 100 metros aguas abajo del primer efluente recolectado. La profundidad a la

cual se obtuvieron dichas muestras fue de aproximadamente 5 centímetros por debajo de la superficie. Cada una de las muestras fueron recolectadas en botellas estériles con taparosca de 500 mL de capacidad útil, el volumen de muestra recolectada para cada uno de los puntos fue de aproximadamente 450 mL. Lo recolectado fue almacenado en un cooler de tecnopor en oscuridad (debido al efecto negativo del sol en los microorganismos quimiolitotrofos), el mismo que contuvo gel refrigerante para su traslado al laboratorio, según Pérez (2016) y Diana & Morello (1993).

Adicionalmente, antes de la recolección de las muestras, se realizó la medición de temperatura y pH *in situ* (usando papel tornasol), en cada respectivo punto de muestreo. Así como también la toma de coordenadas usando un GPS.

3.2.2. Enriquecimiento de microorganismos de muestras de DAM

Los microorganismos de cada una de las muestras de DAM recolectadas fueron enriquecidas en medio de cultivo 9K líquido (ver anexo 2, tabla 20) ajustando a pH 1.8 usando ácido sulfúrico 10 N (medido con el potenciómetro marca Thermo scientific orion 3, modelo star a221). Se preparó un volumen de 1000 mL de medio 9K y se distribuyó en 7 matraces de marca Pyrex de 250 mL de capacidad a volúmenes de 50 mL para cada uno de estos, de los cuales, 3 de ellos fueron para el primer punto de muestreo y los otros 3 para el segundo, mientras que el último matraz fue el control (sin inóculo) que sirvió como contraste para poder observar cualitativamente el grado de oxidación del medio mediante el viraje de color de verdoso transparente (debido al sulfato ferroso) a un color rojizo (debido a la oxidación del hierro). La proporción de volumen de muestra respecto al volumen de medio de cultivo 9K, fue del 10% (v/v). Dicho proceso se llevó a cabo en la cabina de flujo laminar (CHC Biolus).

Luego de que cada uno de los matraces fueran sembrados y tapados con algodón se incubaron a 35 °C por aproximadamente 14 días a 120 rpm, con la finalidad de proporcionar un ambiente óptimo para la adecuada proliferación de la biomasa. El viraje de color del medio de cultivo y la observación al microscopio de estos, proporcionaron información respecto del crecimiento microbiano, la visualización de muestras al microscopio se realizó cada 2 días.

3.2.3. Preparación de medio de cultivo 9K

El medio de cultivo utilizado en el desarrollo de este proyecto fue el medio 9K, tanto líquido como sólido, cuya composición fue utilizada por Pérez (2016), y es adecuado para el cultivo de microorganismos quimiolitotróficos. El medio de cultivo 9K líquido fue usado en etapas como el enriquecimiento de las muestras recolectadas y proceso biooxidativo, en donde interactuaron los microorganismos con la muestra de mineral aurífero refractario. Mientras que el medio de cultivo 9K sólido se usó para la identificación de las colonias y de la morfología de los microorganismos (observaciones al microscopio mediante tinción Gram) obtenidos en el enriquecimiento de las muestras de DAM recolectadas.

Medio de Cultivo Líquido: Se prepararon dos soluciones. La primera, denominada solución A, contenía las sales basales para el medio de cultivo microbiano que se detallan en el Anexo 2, mientras que la solución B contenía 36 g $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ de sulfato ferroso. La proporción en porcentaje de volumen que se preparó de la solución A es de 70% (700 mL), mientras que el 30% (300 mL) restante lo contendrá la solución B. La solución A, fue esterilizada en autoclave a 121°C a 1 atm de presión por 15 minutos, y la solución B, mediante filtros de membrana de nylon de 0.45 μm de diámetro de poro usando un equipo de filtración con bomba de vacío. El medio de cultivo 9K (ambas soluciones) será preparado con agua destilada acidificada a pH 1.8 con ácido sulfúrico concentrado al 10 N (ver Anexo 2, tabla 20).

Medio de cultivo Sólido: Se prepararon 250 mL de medio 9K sólido, la preparación de este medio de cultivo consistió en adicionar 22 g/L agar-agar como agente solidificante al medio líquido 9K (Ver Anexo 2, tabla 20). El agente solidificante fue añadido a la solución A regulando el pH a 1.8 para luego enviarlo a la autoclave a 121 °C por 15 minutos. Por otro lado, la solución B fue filtrada usando filtro de Nylon de 0.45 μm de poro, cuando la solución A salió de la autoclave (se dejó enfriar ligeramente), estas fueron mezcladas y finalmente distribuidas en placas Petri marca Pyrex estériles de 100 x 15 mm. Cuando las placas contenían el medio, se dejó enfriar dentro de la cabina de bioseguridad y luego se taparon para finalmente realizar su respectivo sembrado.

3.2.4. Aislamiento e identificación microscópica de los microorganismos

Los 7 matraces fueron enriquecidos en medio de cultivo 9K líquido, se procedió a preparar también 7 placas Petri marca Pyrex estériles de 100 x 15 mm. Adicionalmente se preparó una placa Petri con medio 9K sin inóculo, como control negativo.

Una vez secas las placas y bien solidificado el medio de cultivo 9K contenido dentro de ellas, se procedió a realizar el respectivo sembrado en la cabina de flujo laminar a fin de garantizar la asepsia del procedimiento.

El método de sembrado fue por extensión usando el asa Drigalsky, en el cual un 0.1 mL de muestra procedente del medio 9K de enriquecimiento de todos los puntos de muestreo, fueron colocados en el centro de la placa conteniendo el medio de cultivo sólido 9K. Finalmente se envió a incubar a 35 °C por aproximadamente 15 días. Transcurrido este tiempo, las colonias obtenidas se identificaron mediante pruebas de preparado al fresco y tinción Gram donde se observaron la motilidad y forma celular, las cuales se visualizaron en el microscopio marca Motic a aumento de 100X; además, se observó el color y forma de las colonias.

3.2.5. Cinética de crecimiento microbiano en medio de cultivo 9K

Fue seleccionado el medio de cultivo líquido que obtuvo mejor respuesta al proceso de enriquecimiento, es decir, un menor tiempo de oxidación. De este cultivo se tomaron datos de cinética de crecimiento microbiana en medio 9K líquido identificando sus fases de crecimiento, mediante el conteo en cámara Neubauer (ver punto 3.2.10.1), también se realizaron mediciones de pH y ORP.

3.2.6. Obtención de la muestra de mineral refractario

Se recolectó aproximadamente 50 Kg de mineral refractario aurífero en bruto proveniente de la minera “El Ingenio S.A.C” de la provincia de Santiago de Chuco, La libertad, en un saco de polipropileno de 70 kg de carga útil para luego trasladarlo al “Laboratorio de Procesamiento de Minerales” y ser sometido al tratamiento correspondiente (Chancado, pulverizado y caracterización). El mineral se recolectó considerando sus características mineralógicas, tales como: Ley mineral y su composición química.

La modalidad de operación extractiva mineral dentro de la concesión de la unidad minera “El ingenio S.A.C” ubicada en Santiago de Chuco, es mediante perforación diamantina, por lo cual, la muestra obtenida fue un lote representativo de operación minera.

El mineral bruto fue esterilizado en estufa BINDER a 95°C por 1 hora, con la finalidad de eliminar aquellos microorganismos biooxidantes nativos en la superficie del mineral, de tal manera que se evitó obtener falsos positivos o negativos por interferencia de estos respecto a los microorganismos cultivados en 9K y usados en el bioproceso (Diana & Morello, 1993).

Para observar la tendencia del pH se utilizó un potenciómetro marca Thermoscience para lo cual fue necesario que se realizara una relación agua: mineral en 2:1 respectivamente, según Juárez, 2004.

3.2.7. Preparación de la muestra mineral

El mineral aurífero refractario muestreado fue sometido a proceso de chancado en una chancadora de quijadas a fin de que la muestra adoptara el tamaño de ¼ de pulgada, para posteriormente realizar el pulverizado el cual se logró usando una pulverizadora de anillos, la cual trabajó por 5 minutos, a una capacidad de 250 g de muestra por cada batch, en donde finalizado el proceso, la granulometría del 85% de la muestra estuvo a malla #200, es decir la partícula poseía un diámetro de 75 µm y fue homogeneizada por el método Damero, paleo fraccionado y alternado. La cantidad total de mineral que fue sometido a este tratamiento fue de 3 Kg, por lo que se realizaron 12 batch de pulverizado de muestra.

3.2.8. Caracterización química de la muestra mineral

Luego que la muestra de mineral fuera sometida a la preparación mecánica de chancado, pulverizado y homogeneizado, se realizó las pruebas de análisis químico de Ensayo al Fuego, Lectura en espectrofotómetro de emisión óptica con acoplamiento de plasma inductivo (ICP-OES) y Espectrofotómetro de absorción atómica (AAS).

El mineral pulverizado fue sometido a un análisis químico en ICP – OES para determinar la cantidad de compuestos presentes, mientras que, mediante lectura en AAS en conjunto con fire assay, se determinó la concentración de oro y plata.

3.2.9. Proceso de biooxidación del mineral

La realización de los ensayos biooxidativos, fue en batch usando matraces de marca Pyrex de 500 mL de volumen, en donde el volumen a utilizar fue de 150 mL de cultivo en medio 9K. El tamaño del inóculo fue del 10% v/v utilizado, es decir 15 ml. El cultivo en medio 9K líquido se mantuvo a 35°C para propiciar el crecimiento microbiano. Los cultivos se mantuvieron incubados hasta adquirir un color rojo ladrillo indicando la oxidación del Fe(II) a Fe(III) y hasta lograr la máxima concentración microbiana obtenida en la cinética de crecimiento microbiano (ver 3.2.5).

Una vez que el medio alcanzó las características anteriormente mencionadas se procedió a agregar el mineral pulverizado a 75 µm (malla #200) en tres distintas concentraciones 5 ,10 y 15%, iniciando así el proceso de biooxidación. El medio con el mineral se incubó a 35 °C a 150 rpm. Se realizaron 12 experimentos para cuantificar el oro y plata recuperado después de 5, 7 y 10 días de tratamiento biooxidativo para cada proceso (ver en la tabla 6). Sin embargo, para cada porcentaje de sólidos, hubo un control negativo respectivo en donde el mineral estuvo en contacto con un medio 9K que no fue sembrado, para realizar comparaciones de resultados.

Una vez agregado el mineral en distintos porcentajes, se midió diariamente los parámetros indicadores de oxidación como el pH, ORP y Fe (II) por espectrofotometría con fenantrolina. El pH tuvo que ser monitoreado debido a que las bacterias utilizadas viven en ambientes ácido y era esencial mantener el pH por valores inferiores a 3, por otro lado el ORP (Potencial oxido-reducción) representa una tendencia del medio a ser oxidado por lo que se considera un parámetro indirecto del crecimiento microbiano y proceso de biooxidación (Muñoz Echeverri, 2015). Además de la concentración bacteriana por cámara Neubauer por el tiempo establecido en los ensayos.

Tabla 6. Tabla de experimentos, incluido los controles negativos

Variables Independientes	Bioprocesos (Microorganismos + Mineral)									Controles negativos (-)		
Tiempo de agitación (días)	5	7	10	5	7	10	5	7	10	10		
% Sólidos	5			10			15			5	10	15

Una vez finalizado el proceso biohidrometalúrgico se procedió a separar los sólidos del medio líquido mediante proceso de filtración con papel filtro Whatman grado 2.

Luego de obtenida la torta de filtración como resultado del paso anterior, esta se lavó con agua destilada para proceder a secarla a 60°C en una estufa BINDER por 2 horas para posteriormente mandar el mineral al proceso de lixiviación en cianuro.

3.2.10. Determinación de la concentración bacteriana y biooxidación de hierro en mineral

3.2.10.1. Determinación de la concentración microbiana

La concentración bacteriana se determinó mediante cuantificación por Cámara Neubauer. Se colocó inicialmente un cubreobjetos sobre la cámara Neubauer y mediante una micropipeta se extrajo 10 µL de cada muestra. Con ayuda de la micropipeta se depositó la muestra en las ranuras de la cámara, la cual mediante la capilaridad penetró entre la cámara y el cubreobjetos.

Una vez colocada la muestra correctamente en la cámara se procedió a observar al microscopio primero con objetivo de 40X con la finalidad de poder ubicar las rejillas de la cámara para luego subir hasta 100X colocando una gota de aceite de inmersión. El conteo se realizó en el cuadrante N° 3 (ver figura 13) de una cámara Neubauer Improved.

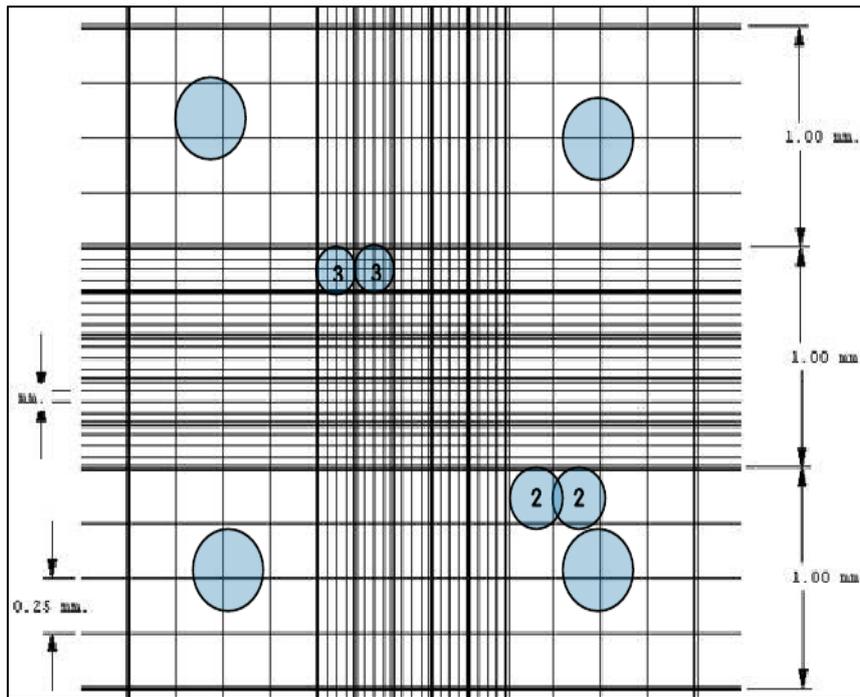


Figura 13. Detalle de la rejilla de una cámara Neubauer Improved

El cuadrado grande de 1mmx1mm está compuesto por 25 cuadrados mediados de los cuales se seleccionarán 4 uno de cada extremo y el central promediándose al final la cantidad de microorganismos observados en cada cuadrado mediano compuesto a su vez por 16 cuadrados más pequeños. El conteo dentro de cada cuadrado mediano se realizó en zig-zag sin dejar de contar ninguno de los 16 cuadrados pequeños. El conteo en cada uno de los tratamientos se realizó diariamente.

La fórmula que se utilizó para determinar la cantidad de cel/mL se muestra a continuación:

$$\text{Concentración} \left(\frac{\text{cel}}{\text{mL}} \right) = \frac{\text{Promedio de células observadas}}{\text{Volumen (mL)}}$$

El volumen de los cuadrados que se contaron es de:

0.02 x 0.02 cm de superficie y 0.02 cm de profundidad, entonces el volumen total fue:

$$(0.02 \text{ cm})^3 = 8 \times 10^{-6} \text{ mL}$$

3.2.10.2. Determinación de Fe II

La determinación de Fe(II) se realizó mediante colorimetría con fenantrolina como lo aplica Menadier (2009). Se tomó 1 mL del medio de cultivo el cual fue centrifugado en una centrifuga MPW a 2000 rpm durante 15 min, el sobrenadante fue diluido con H₂O destilada con la finalidad de que la concentración de hierro sea menor a 200 µg. Para ello se realizó pruebas a las muestras diluyéndolas de manera que, al mezclar con los reactivos, que se mencionan a continuación, el valor de la absorbancia arrojada estuviera entre los valores considerados en la curva de calibración de Fe(II), revisar punto 3.2.10.3.

Una vez encontrada la dilución adecuada se tomó 1 ml de la muestra diluida y se agregaron 1 mL de NaF 0.5 M y 0.8 mL de la solución de fenantrolina, para luego añadir 1 mL de agua destilada, se cuantificó la absorbancia a una longitud de onda de 510 nm después de 10 minutos en oscuridad. Se preparó un blanco con agua destilada y reactivos (Diana & Morello, 1993). Los resultados de la absorbancia se compararon con una curva de calibración de Fe(II), revisar punto 3.2.10.3.

La solución de fenantrolina se obtuvo disolviendo 0.1 g de fenantrolina, C₂H₈N₂·H₂O en 100 ml de agua destilada con agitación y calentamiento a 80 °C, (no se debe hervir la solución).

3.2.10.3. Curva de calibración de Fe (II) mediante colorimetría con fenantrolina

Se preparó una serie de soluciones como se indica: Blanco, 0.05, 0.2, 0.4, 0.6, 0.8, 1.0 y 1.5 ppm partiendo de una solución patrón. La solución patrón consistió en una solución de Sulfato ferroso FeSO₄ · 7H₂O 10 ppm. Para obtener la serie de diluciones se extrajo de la solución patrón 0.5, 2, 4, 6, 8, 10 y 15 ml respectivamente y se agregó 10 ml de agua destilada en contenedores individuales y previamente rotulados obteniendo así la serie de diluciones anteriormente mencionada, a la muestra blanco no se le adicionó FeSO₄ · 7H₂O. Posteriormente se extrajo 1 mL de muestra y se mezcló con 1 mL de solución de NaF y 0.8 mL de solución de fenantrolina, se midió la absorbancia a una longitud de onda de 510 nm luego de haber sido previamente puesto a oscuridad durante 10 minutos. Se obtuvo la curva de calibración graficando la absorbancia vs la concentración de ion ferroso Fe (II).

3.2.11. Proceso de cianuración

Al mineral biooxidado y lavado se le realizó la prueba de cianuración rápida o Quick Leach Test (QLT), se llevó a cabo en tubos de plástico marca Falcon de 50 mL de capacidad depositados en un tanque de plástico de geometría cilíndrica el cual a su vez estuvo colocado en un agitador horizontal de rodillos permitiendo así que todas las muestras fueran sometidas a la misma condición de agitación.

3.2.11.1. Preparación de la solución de cianuro

Se preparó 1 L de solución de NaCN a 5000 ppm (Fuerza de cianuro), usando agua destilada en una botella de vidrio de 2 litros de capacidad de marca Pyrex. Posteriormente, la solución se llevó a pH 11 añadiendo NaOH 5N y usando el potenciómetro marca Thermoscience. Una vez alcalinizada el agua, se agregó la sal de NaCN.

3.2.11.2. Lixiviación en cianuro del mineral pretratado

La solución de cianuro de 5000 ppm fue distribuida en tubos de plástico marca Falcon de acuerdo a la relación de proporción entre el mineral a lixiviar y la solución de cianuro que fue de 1:5 (mineral: solución). Todas las muestras sometidas al proceso de biooxidación fueron lixiviadas incluyendo los controles negativos de cada porcentaje de solido mineral.

Una vez agregada la solución de cianuro y la muestra mineral correspondiente los tubos fueron sellados herméticamente, rotulados y colocados en un tanque cilíndrico el cual será puesto en un agitador horizontal de rodillos a 100 rpm durante 48 horas. Al finalizar el proceso y destapar cada uno de los tubos, se tomaron las medidas de seguridad necesarias, debido a la posibilidad que el pH 11 de la solución haya disminuido y como efecto de ello se genere un desprendimiento de gases altamente tóxicos, como ácido cianhídrico (HCN) volatilizado.

Cada una de las muestras luego de lixivarse se enviaron a proceso de centrifugación, en donde el precipitado (mineral) pasó a denominarse relave y la solución de cianuro rica en oro soluble se denominó solución pregnant.

3.2.11.3. Determinación del consumo de cianuro

La solución pregnant se usó para determinar el gasto de cianuro mediante titulación con nitrato de plata (AgNO_3) a 8.666 g/L o 0.025 N. Se tomó una alícuota de 50 mL de cada muestra finalizado el proceso de biooxidación y se colocó en un matraz de 125 mL donde se agregó dos gotas de rodamina. Posteriormente empezó la titulación con la solución de nitrato de plata, hasta que se alcanzó cuando apareció el primer viraje de color permanente en la solución. Se tomaron nota de los mL de solución de AgNO_3 gastados en la titulación y se determinó la concentración de la solución de NaCN en términos de porcentaje, considerando que cada 1 mL de solución de AgNO_3 gastado es equivalente a 0.01% de NaCN. El consumo de cianuro se aplicó a los 9 experimentos más los controles.

3.2.12. Cuantificación de oro en solución pregnant y relave

Luego del proceso de cianuración, la cuantificación de oro en la solución pregnant se determinó mediante espectrofotometría de absorción atómica, mientras que el relave se analizó mediante ensayo al fuego (fire assay), para ello los sólidos obtenidos en centrifugación (relaves) se lavaron 3 veces con agua destilada no estéril y se secaron en estufa a 90 °C por una hora para su posterior análisis.

Finalmente, los resultados obtenidos en ambos análisis, fueron usados en balance metalúrgico, el cual consistió en operar matemáticamente dichos datos y relacionarlos con la ley mineral de oro y plata, de tal forma que cada uno de estos guardara una relación numérica cercana a 1, se permita garantizar su fiabilidad.

3.2.13. Análisis de oro y plata por ensayo al fuego (Fire Assay)

Mediante esta técnica se obtuvo la ley de oro del mineral, pero también se usó para determinar el oro residual presente en el relave, como ya se describió anteriormente. En este proceso el mineral se mezcló con diferentes tipos de fundentes (ver tabla 23), de tal manera que se obtuvieron dos fases diferentes, la primera que fue plomo conteniendo a los metales preciosos y la segunda que fue escoria, la que luego se separó, para finalmente someter la muestra a ataque químico y de esa manera determinar la ley del mineral. Este proceso se subdividió en subprocesos que serán descritos a continuación:

a. Fundición

Luego de prepararse mecánicamente la muestra, se preparó el flux (conjunto de fundentes), el cual se calentó en el horno a 1000 °C aproximadamente. La cantidad de muestra fue de 5 a 10 gr. (el peso ideal es 10 gr.) y el peso del flux (tabla 23) fue de 120 gr. La muestra y el fundente se mezclaron y se colocaron en un crisol descartable, para posteriormente ser enviado al horno por 60 minutos. Transcurrido dicho tiempo se extrajo la muestra fundida y se vertió en la lingotera con mucho cuidado, luego de que enfrió se retiró la escoria y se obtuvo el regulo (Plomo más metal precioso).

b. Encuarte

Para determinar la cantidad de oro, se añadió una determinada cantidad de plata electrolítica, la cual cumplió el rol de captar el oro presente en la muestra del regulo obtenido en la fundición. La plata electrolítica fue adherida mediante un golpe con martillo sobre el regulo y ayudando al proceso de refinado en ácido nítrico. La relación oro y plata fue inferior a 1:3 (25% de oro y 75% de plata), por ello se tuvo obligatoriamente que anotar el peso de la plata electrolítica.

c. Copelación

En esta etapa se calentaron previamente las copelas a 850 °C durante 30 minutos. Luego de ello con ayuda de unas pinzas, cuidadosamente, se colocaron cada uno de los régulos conteniendo la plata electrolítica en cada una de las copelas que se encontraron dentro del horno. El horno se volvió a tapar y se encendió la campana extractora programándose el equipo a 950 °C por 30 minutos. Pasado el tiempo se obtuvo un botón de metales preciosos conteniendo el oro y la plata, denominado doré.

d. Refinación

El doré obtenido fue laminado con ayuda de un martillo sobre un yunque, esto debido a que la muestra necesitó mayor superficie de contacto frente al ácido nítrico en calor, de tal manera que se eliminó la plata mediante reacción química obteniendo exclusivamente el oro. Primero se utilizó una solución de ácido nítrico diluido en agua en una proporción de 1:6 en la cual el dore laminado entró en contacto y se digestó durante 20 a 25 minutos, para luego purificarse al máximo, el oro de la muestra pasó a

una solución de ácido nítrico preparado en una proporción de 1:1, y se digestó por 15 minutos para finalmente obtener su ley mediante la siguiente ecuación:

$$\text{Ley de Oro} = \frac{\text{Peso de Au refinado (gr)}}{\text{Peso de la muestra (gr)}} \times 10^6 = \text{gr. (Au)/TM de mineral}$$

3.2.14. Tratamiento de efluentes

La fase líquida generada en todos los ensayos realizados durante el proceso de biooxidación se autoclavaron y neutralizaron mediante la adición de cal muerta en polvo (Hidróxido de calcio Ca(OH)_2 hasta alcanzar un pH cercano de 7 para finalmente ser descartada (Muñoz Echeverri, 2015). Por otro lado, las soluciones pregnant sobrantes, fueron tratadas con peróxido de hidrógeno (H_2O_2) 5 M en una relación 3:1 (peróxido de hidrógeno: solución pregnant) y llevadas a un pH de 9 – 11 con Ca(OH)_2 por un tiempo de reacción de 3 horas, en donde el cianuro se destruyó progresivamente por oxidación. De igual manera para el mineral sobrante (relave), se neutralizó con peróxido de hidrógeno 5 M en relación 5:1 (peróxido de hidrógeno: mineral) y llevadas a un pH de 9 – 11 con Ca(OH)_2 por un tiempo de reacción de 3 horas (Fajardo, 2010).

3.3. Análisis Estadístico

Se hizo uso del diseño experimental factorial con tres niveles para la determinación de todas las posibles interacciones entre los niveles de las variables (% de sólidos y tiempo de agitación),

El diseño modelo estadístico aplicado en el diseño fue el siguiente:

$$Y_{ij} = \mu + \alpha_i + \beta_j + (\alpha.\beta)_{ij} + \varepsilon_{ijk} \dots$$

Donde:

μ : es la media general

ε_{ijk} : es el error aleatorio

α_i : es el efecto debido al i-ésimo nivel del factor A

β_j : es el efecto debido al j-ésimo nivel del factor B

$(\alpha.\beta)_{ij}$: es el efecto de interacción en la combinación ij

A los resultados obtenidos en cada uno de los experimentos se le realizará un análisis de varianza (ANOVA) mediante el uso del Software estadístico Minitab 18, donde se consideran las dos variables y su interacción. La prueba de hipótesis que se realizó fue la siguiente:

$$H_0: \mu_0 = \mu$$

$$H_1: \mu_0 \neq \mu$$

Se trabajó con un nivel de significancia: $\alpha = 0.05$

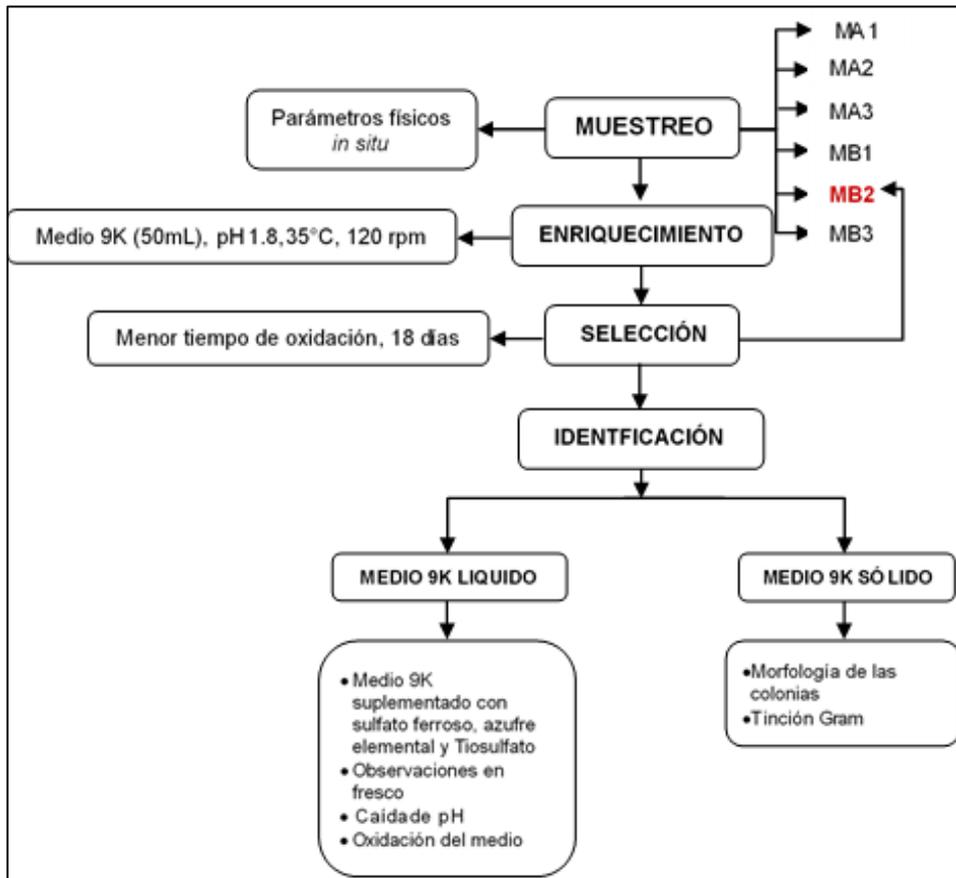


Figura 14. Flujograma del proceso de aislamiento e identificación de los microorganismos

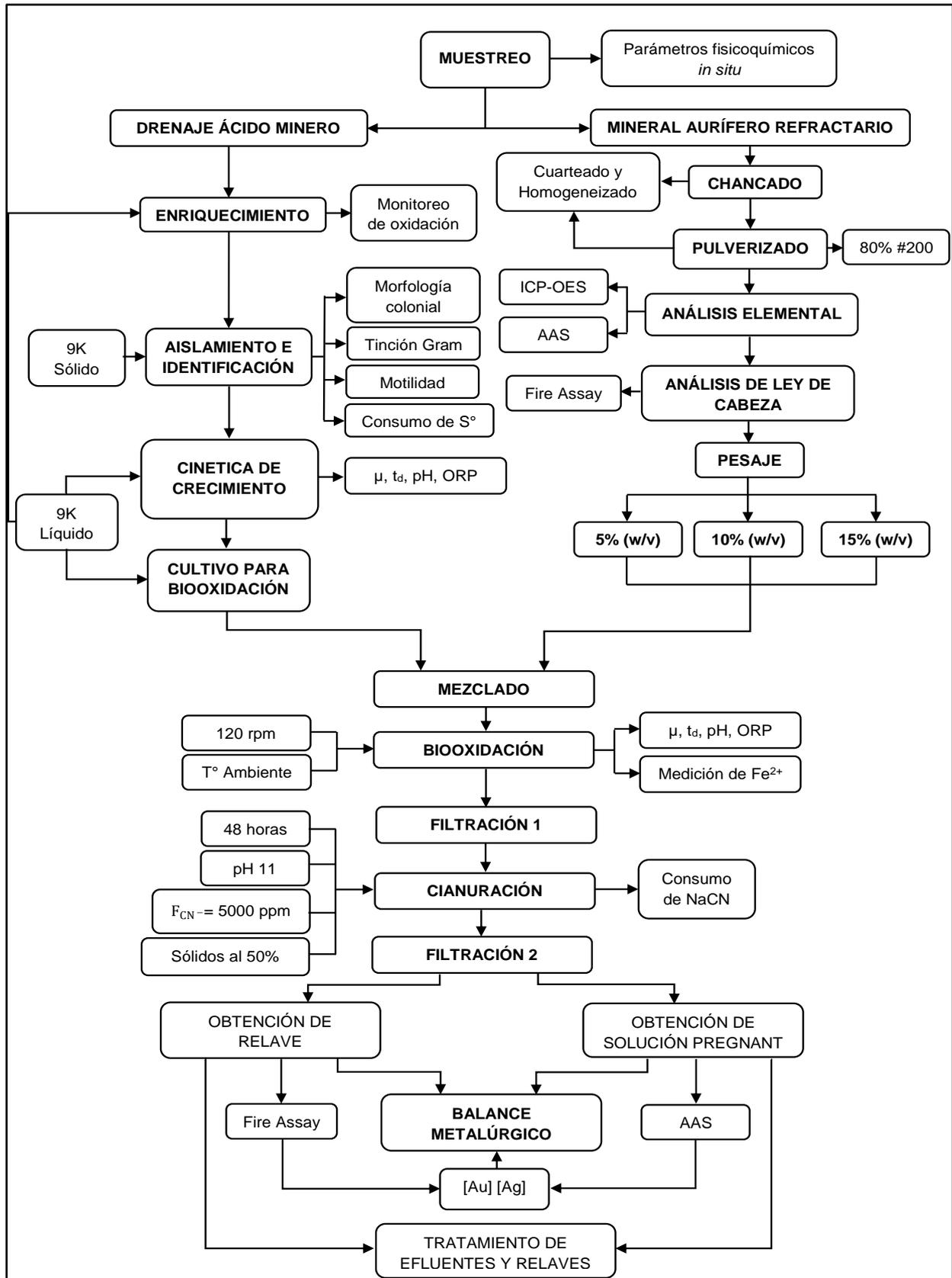


Figura 15. Diagrama de bloques del proceso experimental.

RESULTADOS

4.1.Resultados de muestreo de drenaje ácido de mina

Se realizaron monitoreos *in situ* de los parámetros fisicoquímicos para cada uno de los puntos de muestreo observándose diferencias en cuanto al pH y la temperatura (Ver tabla 7). Por otro lado, se visualizó que el fluido (DAM) más próximo a la fuente tenía una tonalidad de color relativamente más intensa (Rojo – naranja), mientras que el punto más alejado a la fuente, se vio de un color más tenue (Rojo – semitransparente). En la zona alrededor de donde fluía el DAM también se observó piedras color naranja, lo cual nos da referencia cualitativa de un posible proceso de oxidación natural.

Tabla 7. Resumen de los parámetros de muestreo in situ de cada uno de los puntos muestreados.

Parámetros de muestreo	Punto de muestreo 1	Punto de muestreo 2
Coordenadas GPS	-7.609828, -78.670291	-7.610176, -78.669782
pH	3.0	2.9
Temperatura	27 °C	25 °C
Color	Rojo - semitransparente	Rojo - naranja

4.2.Resultados de enriquecimiento de microorganismos de muestras de DAM

Se observó que los cultivos hechos a partir de las muestras de DAM del punto 2 presentaron una oxidación del medio más acelerada respecto a los cultivos obtenidos a partir de la muestra de DAM del punto 1 (Ver tabla 8).

Tabla 8. Características evidenciadas durante la incubación de los cultivos a partir de DAM

Muestra	Código Cultivo	Oxidación del medio	Tiempo de incubación (días)	Formación de sólidos	Carga microbiana
DAM punto 1	MA1	Sí	27	Sí	Sí
	MA2	Sí	30	Sí	Sí
	MA3	Sí	29	Sí	Sí
DAM punto2	MB1	Sí	20	Sí	Sí
	MB2	Sí	18	Sí	Sí
	MB3	Sí	23	Sí	Sí
Control negativo	C (-)	No	30	No	No

4.3. Resultados de aislamiento e identificación microscópica de los microorganismos

A partir de los resultados del ensayo de enriquecimiento, se seleccionó el cultivo MB2 para realizar las pruebas posteriores, ya que presentó el menor tiempo de crecimiento y oxidación, siendo 18 días, y por ello se volvió a resembrar en medio 9K líquido y sólido. El medio 9K líquido estuvo suplementando con sulfato ferroso (36 g/L), azufre elemental (10 g/L) y tiosulfato (10 g/L), respectivamente, para evaluar la respuesta del cultivo a diferentes fuentes de energía (ver tabla 20-22). Además, en la identificación microscópica y macroscópica, se observó presencia de microorganismos quimiolitautótrofos acidófilos hierrooxidantes y sulfooxidantes, lo que nos da indicios de la presencia de las bacterias *Acidithiobacillus ferrooxidans* y el *Thiobacillus thiooxidans*, así como también la posible presencia de algunos otros microorganismos biooxidantes (bacterias y/o arqueas). Además, se evidenció que hubo un crecimiento relativamente más acelerado al ser resembrado en medio 9K líquido con un tiempo de oxidación de 10 días aproximadamente, mientras que en el medio 9K sólido se dio una oxidación más lenta, con un tiempo de 30 días. Para ambos casos (medio 9K líquido y sólido) se tomaron muestras de cultivos y fueron sometidas a tinción Gram y observadas al microscopio. En el caso de los cultivos en medio sólido se observó la forma, color, elevación y margen de la colonia. Todos estos datos son expuestos en la tabla 10 y se pueden observar en la figura 44 y 48, Anexo 6.

Tabla 9. Respuestas metabólicas en medios de cultivo seleccionados para el aislamiento de los microorganismos presentes en la muestra MB2

CULTIVO MB2	<i>Acidithiobacillus ferrooxidans</i>	<i>Thiobacillus thiooxidans</i>
Evaluación en medio 9K suplementado con distintas fuentes de energía	Crecimiento en medio 9K suplementado con 36g/L de $\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ Se observó oxidación del medio (tonalidad rojiza)	Crecimiento en medio 9K suplementado con 10 g/L de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$
	Crecimiento en medio 9K suplementado con azufre elemental Se observó la disolución del azufre elemental	Crecimiento en medio 9K suplementado con azufre elemental Se observó la disolución del azufre elemental
Observaciones	En todos los medios se observó la caída del pH por debajo de 2 y la movilidad de los microorganismos	

Tabla 10. Características microbiológicas observadas del cultivo de interés para el aislamiento de los microorganismos presentes en la muestra MB2

Cultivo MB2	<i>Acidithiobacillus ferrooxidans</i>	<i>Thiobacillus thiooxidans</i>	
Morfología de Colonia	Color	Rojo oscuro	Amarillentas
	Forma	Circular	Circular
	Elevación	Convexa	Convexas
	Margen	Ondulados	Ondulados
Morfología de Microorganismos	Forma	Bacilar	Abastionada, con extremos redondeados
	Gram	Negativo	Negativo
	Motilidad	Sí	Sí
Observación	Presencia de precipitado férrico, pleomorfismo microbiano, bacilos cortos, algunos microorganismos estaban adheridos a las partículas de hierro		

4.4. Resultados cinética de crecimiento microbiano en medio de cultivo 9K

La cinética de crecimiento microbiano fue extendida hasta 15 días (360 horas), al noveno día (216 horas) se observó que el medio de cultivo 9K ya estaba color rojo, lo cual en la curva de crecimiento microbiano nos evidenció que los microorganismos habían entrado a la fase estacionaria de crecimiento, es decir que, mientras estos no oxiden el medio de cultivo (cambio a color rojo), están en su fase de crecimiento exponencial. Según los resultados de conteo en cámara Neubauer, en el día 7 (168 horas) se logró obtener la mayor cantidad de concentración microbiana con un total de $6.77E+05$ cel/mL (Ver tabla 11 y figura 16). Por otro lado, se inició el proceso con un pH de 1.88 y hasta el día 13 (312 horas) se observó que el cultivo llegó a pH 1.62 debido al metabolismo microbiano, (Ver tabla 11 y figura 18. En los días 14 y 15, la caída del pH fue más ligera llegando hasta un pH 1.61. En cuanto al ORP, se evidenció que, al tener una relación inversamente proporcional respecto al pH, este aumentó radicalmente hasta el día 8, al igual que la fase exponencial, y luego en los días restantes su aumento fue en menor (Ver figura 18).

Tabla 11. Resultados de concentración microbiana respecto al tiempo en medio 9K

Día	Horas	Conc. microbiana (X) [cel/mL]	Ln (X)	pH	ORP (mV)
0	0	62500	11.04292	1.88	216.7
1	24	69583	11.15028	1.86	238.1
2	48	135417	11.81611	1.81	278.4
3	72	156250	11.95921	1.79	263.5
4	96	215417	12.28033	1.78	279.6
5	120	375000	12.83468	1.73	328.9
6	144	500000	13.12236	1.71	335.1
7	168	677083	13.42555	1.72	371.3
8	192	614583	13.32870	1.69	438.8
9	216	604167	13.31161	1.67	456.2
10	240	541667	13.20241	1.67	468.1
11	264	604167	13.31161	1.65	473.4
12	288	583333	13.27651	1.64	491.6
13	312	645833	13.37830	1.62	501.8
14	336	562500	13.24015	1.62	503.4
15	360	572917	13.25850	1.61	513.2

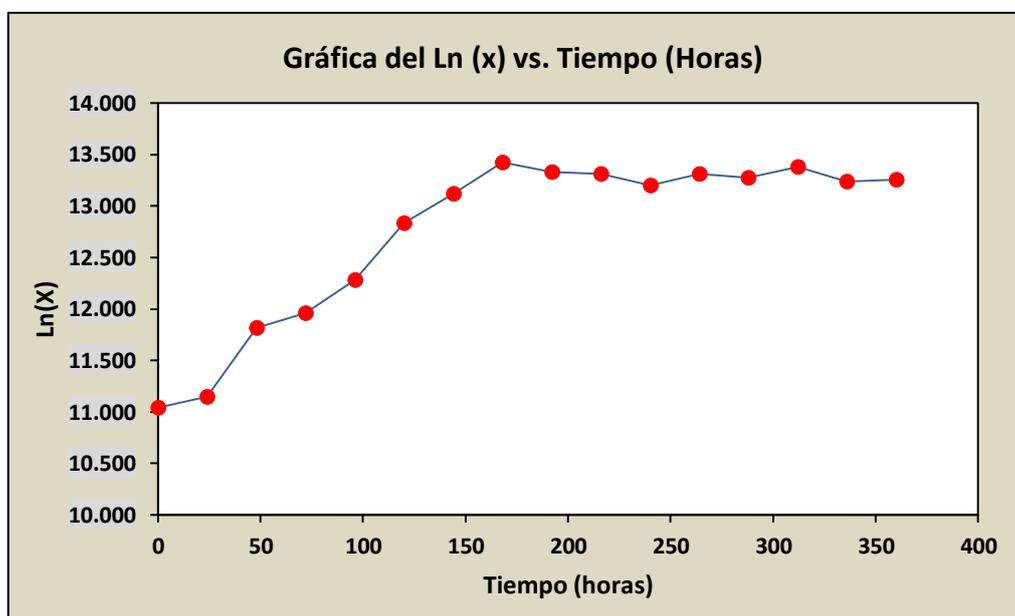


Figura 16. Curva de cinética de crecimiento microbiano en medio 9K líquido.

A partir de los datos obtenidos en la ecuación de la recta en la figura 17, se determinó que la velocidad específica de crecimiento celular (μ) es igual a 0.0153 h^{-1} , así como el tiempo de duplicación celular (t_d) es igual a 45.3 horas.

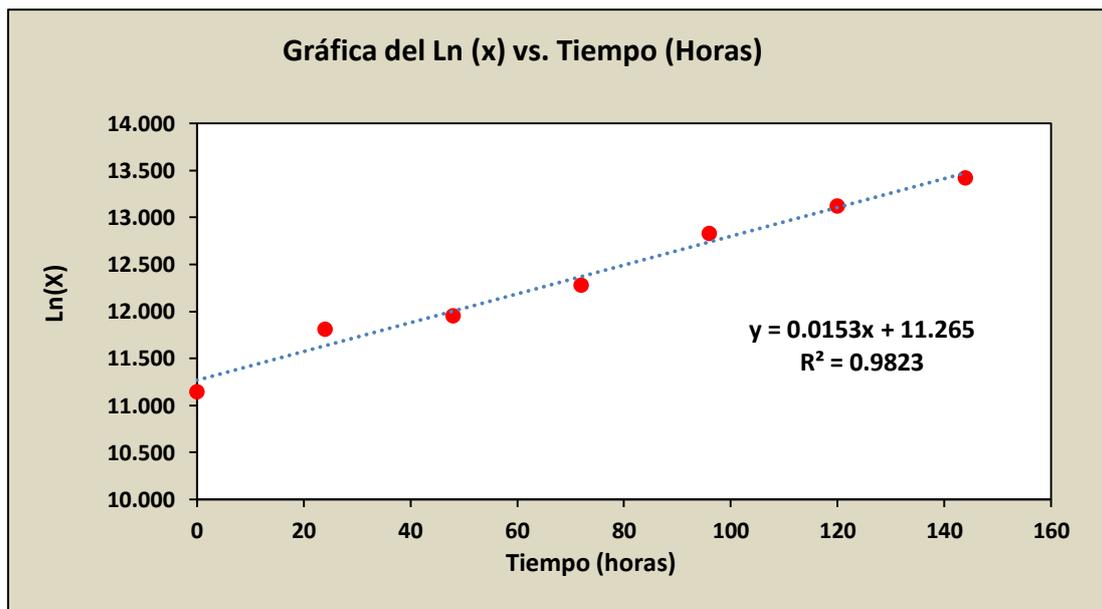


Figura 17. Fase exponencial del crecimiento microbiano.

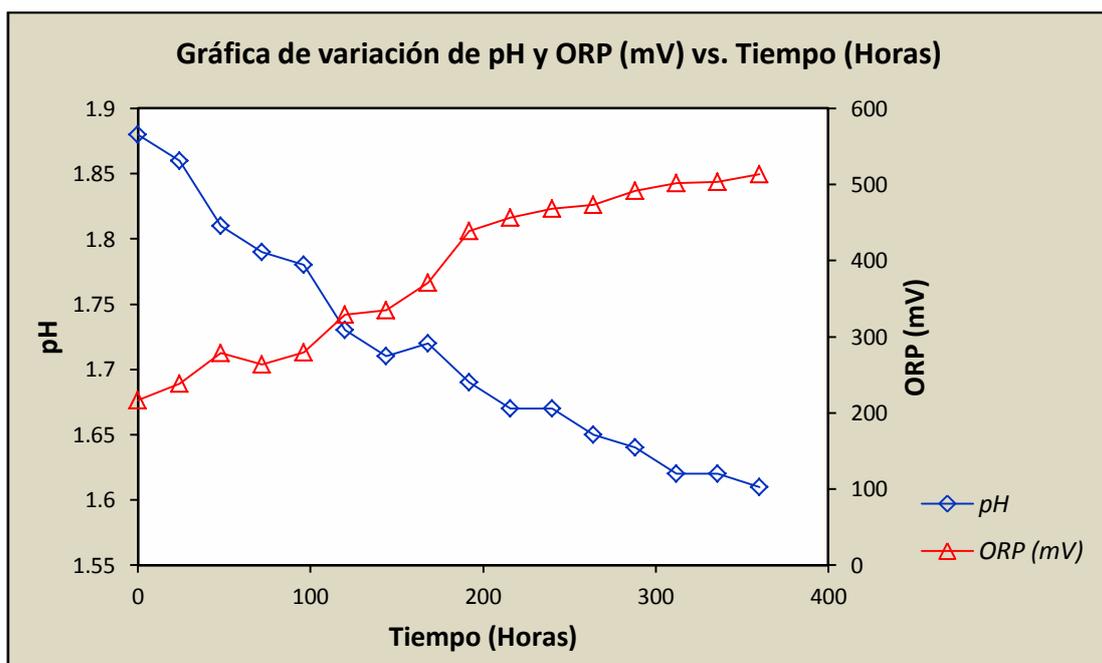


Figura 18. Tendencia del pH y ORP durante la cinética de crecimiento microbiano en medio de cultivo definido 9K líquido.

4.5. Resultados de la caracterización química de la muestra mineral

El mineral proporcionado por la empresa minera El Ingenio S.A.C de Santiago de Chuco, La libertad fue sometido a su respectivo tratamiento mecánico obteniéndose al final una muestra pulverizada en un 90% a malla Tyler #200 (75 µm de tamaño de partícula). Dicha muestra, de acuerdo con los resultados arrojados por el método de

análisis de ensayo al fuego, tenía una Ley de cabeza de oro y plata de 17.71 g/TM y 4.67 g/TM respectivamente. Por otro lado, mediante el método de análisis por ICP-OES se evidenció que la muestra tenía un alto contenido de Fe y As con porcentajes de 27.71% y 22.17% respectivamente, lo cual nos evidenció que se trata de un mineral refractario debido a la presencia de estos elementos. Esos elementos suelen estar presentes en la composición de los minerales en conjugación con azufre, formando así sulfuros, tales como: Pirita (FeS_2) y Arsenopirita (FeAsS). Además, estos sulfuros son cianicidas (consumidores de cianuro), así como también el cobre, el cual forma parte del mineral en un 0.61%. Los resultados de estos análisis, son expuestos en la tabla 12.

Tabla 12. Resultados de análisis químico por método ICP - OES y análisis de ley de oro y plata por ensayo al fuego (Fire Assay).

METODO	FIRE ASSAY			ICP-OES					
ELEMENTO	Au	Ag	Cu	Fe	Zn	Pb	Sb	As	Co
UNIDADES	g/TM	g/TM	%	%	%	%	%	%	Ppm
CANTIDAD	17.71	4.67	0.61	27.71	0.06	0.04	2.08	22.17	3.14

4.6. Resultados del proceso de biooxidación del mineral

A lo largo del proceso de biooxidación se realizó el monitoreo del pH y ORP (mV) durante 10 días para cada uno de los respectivos porcentajes de sólidos (%), tiempo en el que se pudo observar una disminución progresiva en los niveles de pH, es decir, se evidenció una acidificación del medio de cultivo suplementado con mineral (5%, 10% y 15%) respecto al tiempo. El proceso de biooxidación para cada porcentaje de sólidos empezó a pH 2.07 y finalizó a pH 1.68, 1.71 y 1.69 para los porcentajes de sólidos de 5%, 10% y 15%, respectivamente. Lo cual nos evidencia que durante el proceso hubo formación de ácido sulfúrico (H_2SO_4) como parte del proceso biooxidativo catalizado por los microorganismos que han metabolizado los sulfuros. Por otro lado, se realizó un control negativo, el cual estuvo conformado por medio 9K líquido con mineral sin microorganismos en donde el valor del pH se mantuvo constante (ver figura 19).

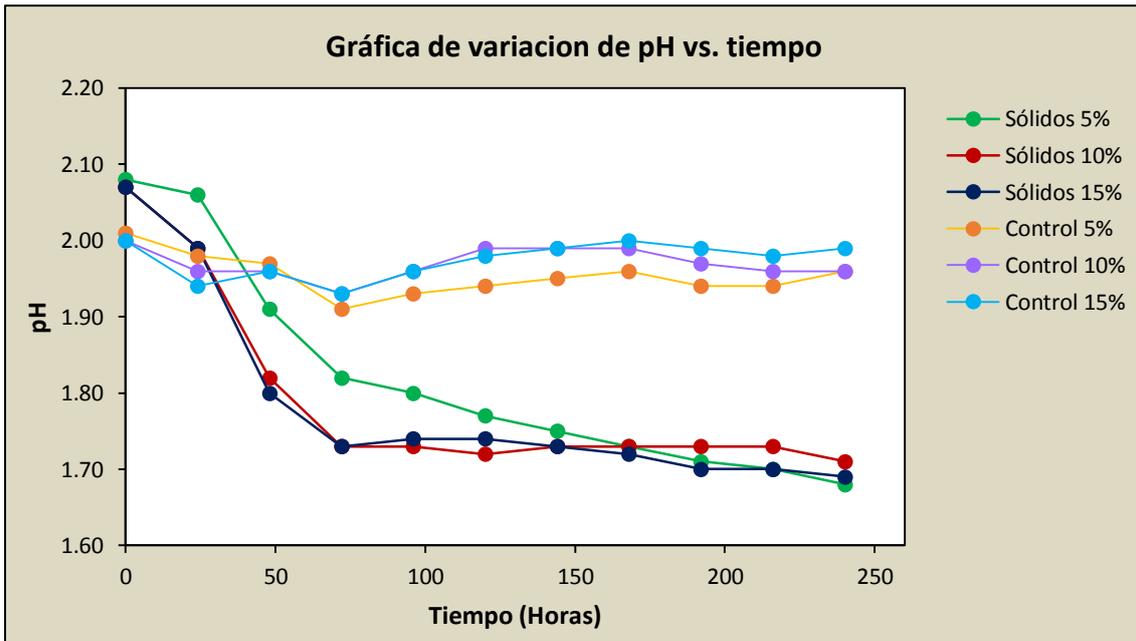


Figura 19. Tendencia del pH durante el proceso de biooxidación de mineral

Adicionalmente se monitoreó el ORP (mV), el cual tuvo un incremento progresivo en el tiempo, inversamente proporcional al pH. El bioproceso inicio con un ORP de 314.1 mV para los tres porcentajes de sólidos y finalizó con 337.6, 334.4 y 336.9 mV en los tratamientos con 5%, 10% y 15% de sólidos, respectivamente. La muestra control, mantuvo constante sus valores de ORP respecto al tiempo, iniciando con 317.9 mV y finalizando con 319.5 mV. (ver figura 20).

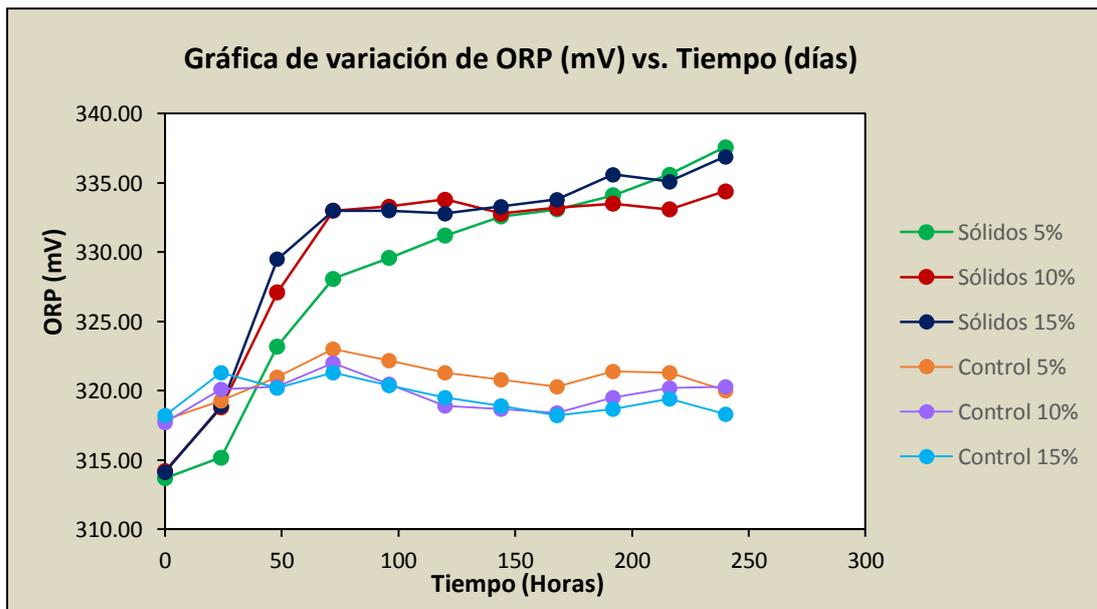


Figura 20. Tendencia del ORP durante el proceso de biooxidación de mineral

4.7. Resultados del consumo de Fe (II) durante el proceso de biooxidación

Otro parámetro monitoreado fue el Fe en su estado (Fe^{2+}) por ser el principal agente oxidante de los sulfuros. Las bacterias obtienen su energía a partir de las reacciones oxido-reducción, siendo el Fe^{2+} el aceptor de electrones; por ello incremento o disminución de Fe^{2+} indicaría la disminución o aumento de la concentración de Fe^{3+} respectivamente. Durante el proceso se observaron cuatro fases, inicialmente un aumento de la concentración de fierro durante las primeras 48 horas seguido de una fase estacionaria y un descenso en las concentraciones de Fe^{2+} a partir de día 5 (120 horas) para finalmente iniciar una fase de incremento de las concentraciones de Fe^{2+} . El porcentaje de sólidos al 5% presentó las concentraciones de Fe^{2+} más bajas al término del proceso con una concentración de Fe^{2+} 3.16 g/L, seguido de concentraciones de 4.01 y 3.84 g/L de los porcentajes de sólidos del 10% y 15%, El tratamiento al 15% presento solo 3 fases siendo la ultima la disminución continua de las concentraciones de Fierro, aunque en menor medida que los otros tratamientos. Los controles se mantuvieron en rangos de concentraciones de Fe^{2+} entre 6.24 a 6.73 g/L (Ver figura 21).

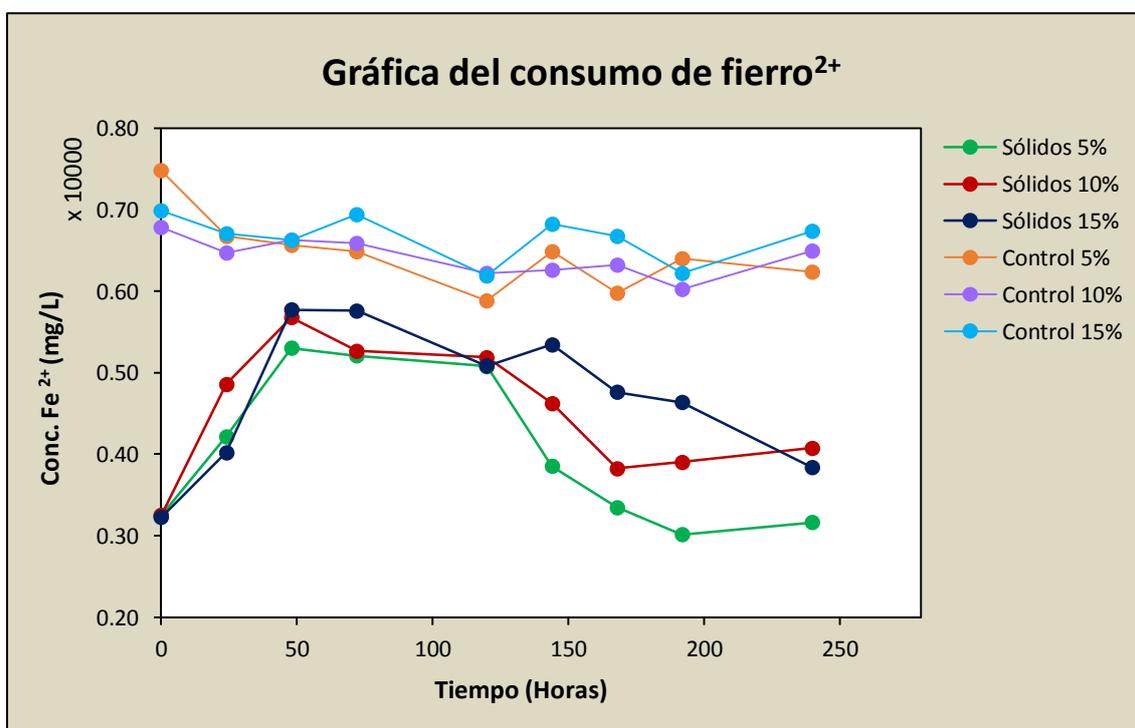


Figura 21. Tendencia del consumo de Fierro (II) durante el proceso de biooxidación.

4.8. Resultados de la concentración microbiana durante el proceso de biooxidación

La concentración microbiana al inicio del proceso fue de 6×10^5 cel./mL, el incremento de la concentración en los porcentajes de sólidos del 10% y 15% se dio hasta el día 2 o 48 horas mientras que al 5% el crecimiento se dio hasta el día 3 o 72 horas, posterior a ello inicio la disminución de la concentración celular. El tratamiento al 15% de sólidos presentó la mayor concentración microbiana, seguido del de 5% y 10% siendo los valores de 17.4×10^5 , 15.1×10^5 y 11.1×10^5 respectivamente. En los porcentajes del 5% al 10% durante los días 3 al 5, la concentración celular presento poca disminución, mientras que al 15% la disminución de la concentración fue progresiva hasta llegar a valores de 4.2×10^5 .

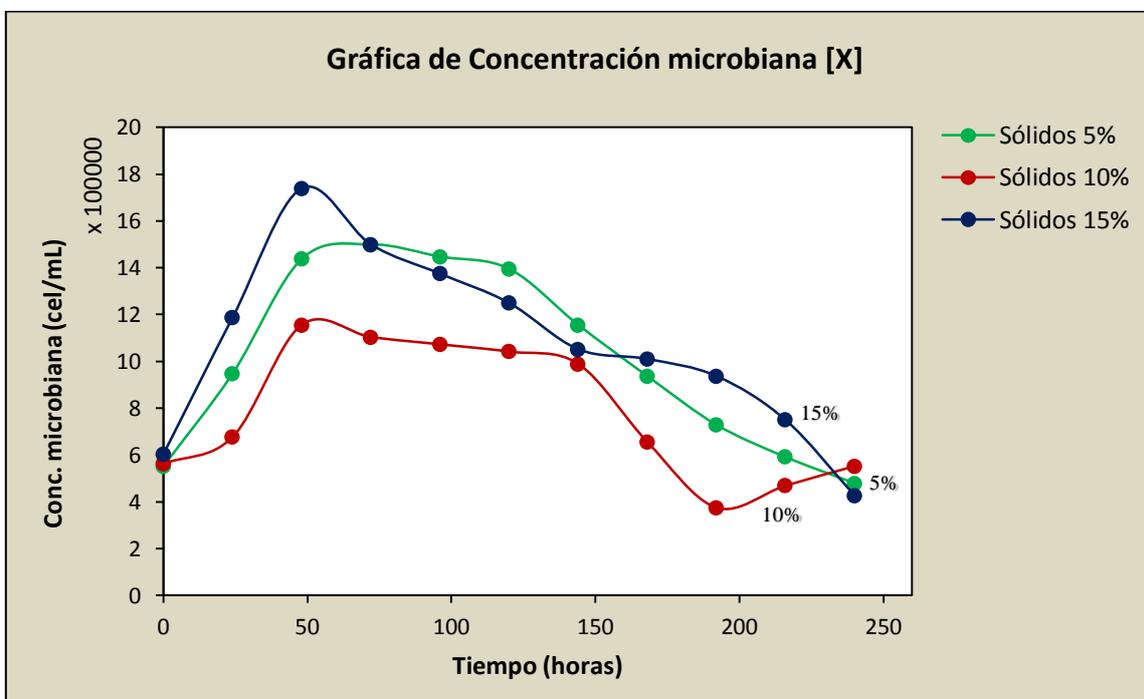


Figura 22. Tendencia de la cinética microbiana durante el proceso de biooxidación.

4.9. Resultados de los cálculos y fórmulas necesarias para el proceso de cianuración

Tabla 13. Condiciones de la prueba de cianuración en cada uno de los tubos agitados

Parámetros	Cantidad
Tipo de mineral	Sulfuro
Granulometría	80% - 200#
Dilución (%sólidos)	50%
Acidez del mineral	2.29
Peso de Mineral (Kg)	0.01
Agua (L)	0.02
Fuerza NaCN (ppm)	9423
Fuerza CN ⁻ (ppm)	5000
NaCN(g)	0.18846
NaOH (g)	0.1
pH	11
Tiempo de agitación (horas)	48

a. Determinación de la Fuerza de Cianuro Libre.

$$F_{\text{CN}^-} = 5000 \text{ ppm} = 0.5\% \quad \rightarrow$$

$$5000 \text{ ppm CN}^- \times \frac{49 \text{ ppm NaCN}}{26 \text{ ppm CN}^-} = 9423.07 \text{ ppm NaCN}$$

Entonces sí:

$$9423.07 \text{ ppm NaCN} = 9423.076 \frac{\text{mg}}{\text{L}} \times 1 \text{ L} \times \frac{1 \text{ g}}{10^3 \text{ mg}} = 9.423 \text{ g NaCN}$$

Siendo así que, se añadió 9.423 g de cianuro de sodio (NaCN) en 1 litro de agua destilada, a fin de obtener una fuerza de cianuro libre (F_{CN^-}) de 5000 ppm. Luego se distribuyó en cada tubo 20 mL de esta solución, obteniéndose que cada uno de estos tubos contiene 0.18846 g de NaCN y en base a esta cantidad realizar los cálculos para consumo de cianuro.

b. Cálculos para determinación de ley de oro y plata por Fire Assay.

$$\text{Ley [Au]} = \frac{\omega_{\text{Au}} \times 10^6}{\omega_{\text{muestra}}} \text{ (g/TM)}$$

$$\text{Ley [Ag]} = \frac{\omega_{\text{Doré}} - (\omega_{\text{encuarte Ag}} + \omega_{\text{Au}}) \times 10^6}{\omega_{\text{muestra}}} \text{ (g/TM)}$$

Donde:

ω_{Au} : Peso de Oro (g)

$\omega_{muestra}$: Peso de muestra (g)

$\omega_{encuarte Ag}$: Peso de encuarte de plata electrolítica (g)

$\omega_{Doré}$: Peso del Doré (g)

Reemplazando datos para la determinación de la Ley de oro y plata en la muestra.

$$\omega_{Au} = 0.000177g$$

$$\omega_{muestra} = 10 g$$

$$\omega_{encuarte Ag} = 0.018384 g$$

$$\omega_{Doré} = 0.018608 g$$

$$\text{Ley [Au]} = \frac{0.0000177 \times 10^6}{10 g} = 17.7g \text{ de Au/TM}$$

$$\text{Ley [Au]} = \frac{0.018608 - (0.018384 + 0.000177) \times 10^6}{10 g} = 4.7g \text{ de Ag/TM}$$

c. Cálculos para el porcentaje de recuperación de oro y plata por espectrofotometría de absorción atómica (AAS).

- **Contenido metálico de Au (mg) y Ag (mg) en la solución pregnant.**

$$\text{Au}_{\text{Sol.preg.}} (\text{mg}) = \frac{V_{(\text{Sol.NaCN})}}{\text{Au}_{(\text{AAS})}}$$

- **Contenido metálico de Au (mg) y Ag (mg) en mineral.**

$$\text{Au}_{\text{min}} (\text{mg}) = \frac{\omega_{(\text{min. NaCN})} \times \text{Ley [Au]}}{1000}$$

- **Porcentaje de recuperación del metal precioso (Au y Ag).**

$$\% \text{Recuperación}_{[\text{Au}]} = \frac{\omega_{(\text{min. NaCN})} \times \text{Ley [Au]}}{1000}$$

Donde:

$Au_{sol.preg.} (mg)$: Contenido de oro en miligramos en solución pregnant.

$V_{(Sol.NaCN)}(mL)$: Volumen de solución de cianuro en lixiviación.

$Au_{(AAS)}$ y $Ag_{(AAS)}(ppm)$: Concentración de oro o plata en lectura de absorción atómica.

$Au_{min} (mg)$: Contenido de oro en miligramos en mineral (relave).

$\omega_{(min. NaCN)}$: Peso de mineral sometido a cianuración.

$\%Recuperación_{[Au]}$ y $\%Recuperación_{[Ag]}$: Porcentaje de recuperación de oro y plata

4.10. Resultados de recuperación de oro y plata por cianuración en función del porcentaje de sólidos y tiempo de agitación en el tratamiento biooxidativo

4.10.1. Recuperación de oro

Los resultados obtenidos en la recuperación de oro en unidades de porcentaje, usando el proceso de biooxidación como pretratamiento a la cianuración, se muestra en la figura 23, donde se determinó que a un porcentaje de sólidos del 5% (w/v) con un tiempo de agitación de 10 días, se logra alcanzar el mayor porcentaje de recuperación de oro, siendo este un total de 48.18%. Así mismo, de acuerdo con los resultados obtenidos en el ANOVA de la interacción de los dos factores, tiempo y porcentaje de sólidos, se obtuvo un valor de $p = 0.004$ y 4 grados de libertad, lo cual demuestra que existe una relación de influencia estadísticamente significativa entre la recuperación de oro respecto al porcentaje de sólidos y el tiempo de agitación en proceso biooxidativo del mineral (ver tabla 14).

Por otro lado, se observó también que las muestras blanco, tuvieron una recuperación de oro con porcentajes significativamente menores respecto a las muestras de mineral tratadas biotecnológicamente. Esto, nos sirvió como contraste en los resultados del bioproceso, reduciendo así el margen de error por presencia de falsos positivos o negativos.

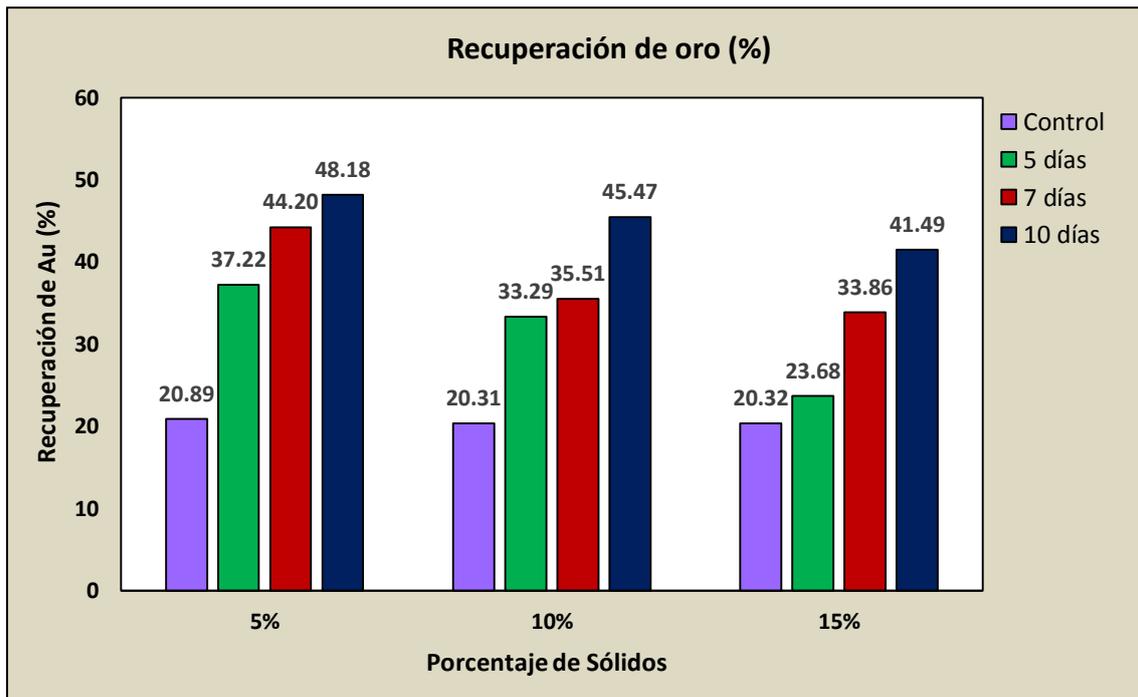


Figura 23. Recuperación de oro en porcentajes en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación.

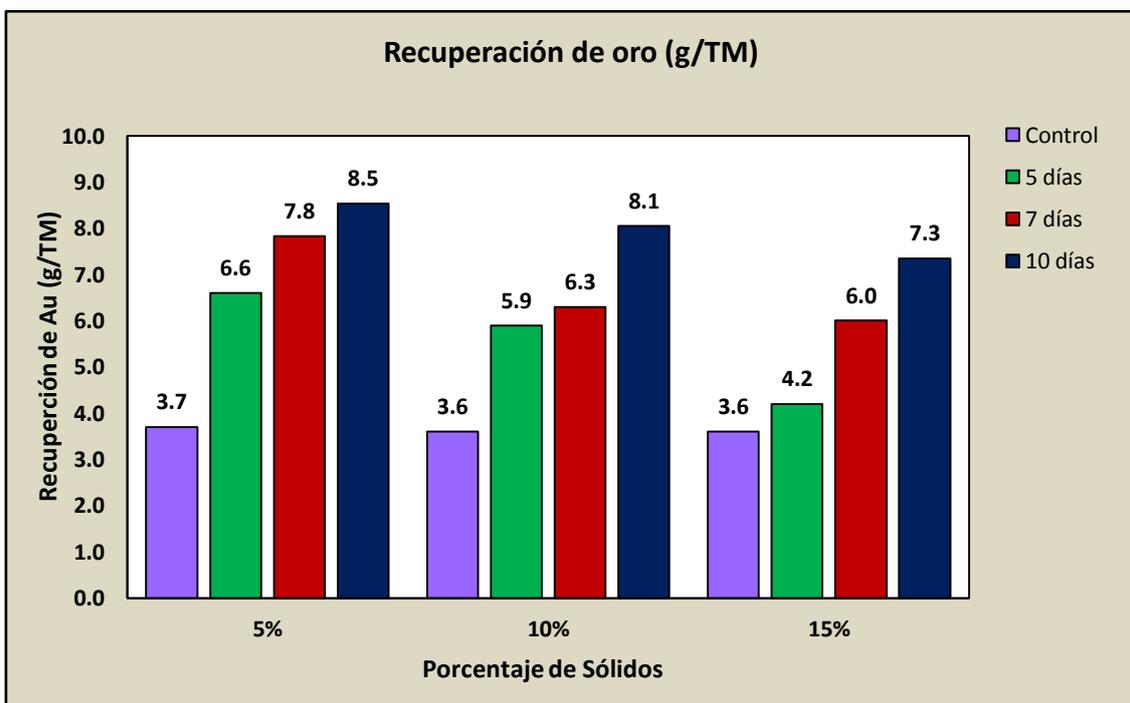


Figura 24. Recuperación de oro en g/TM en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación.

Tabla 14. ANOVA de porcentaje de recuperación de oro (%) vs. Sólidos (%) y tiempo de biooxidación (días).

Fuente	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados Ajust.	Media de Cuadrados Ajust.	Valor F	Valor p
Sólidos (%)	2	451.08	225.539	62.57	0.000
Tiempo (días)	2	794.74	397.370	110.24	0.000
Sólidos (%) * Tiempo (días)	4	81.97	20.493	5.69	0.004
Error	18	64.88	3.605		
Total	26	1392.68			
S = 1.89		R-cuad. = 95.34%		R-cuad.(ajustado) = 93.27%	

Fuente: Software Minitab 18

4.10.2. Recuperación de plata

Los resultados encontrados en la recuperación de plata en unidades de porcentaje, usando el proceso de biooxidación como pretratamiento a la cianuración, se muestra en la figura 25, donde se determina que a un porcentaje de sólidos del 5% (w/v) con un tiempo de agitación de 10 días, se logra alcanzar el mayor porcentaje de recuperación de plata, siendo este un total de 83.26%.

Así mismo, de acuerdo con los resultados arrojados en el ANOVA de la interacción de los dos factores, tiempo y porcentaje de sólidos, se obtuvo un valor de $p = 0.025$ y 4 grados de libertad, lo cual demuestra una relación de influencia estadísticamente significativa entre la recuperación de plata respecto al porcentaje de sólidos y el tiempo de agitación en proceso biooxidativo del mineral (ver tabla 15).

Por otro lado, se observó también que las muestras blanco, tuvieron una recuperación de plata con porcentajes significativamente menores respecto a las muestras de mineral tratadas biotecnológicamente. Esto, nos sirvió como contraste en los resultados del bioproceso, reduciendo así el margen de error por presencia de falsos positivos o negativos.

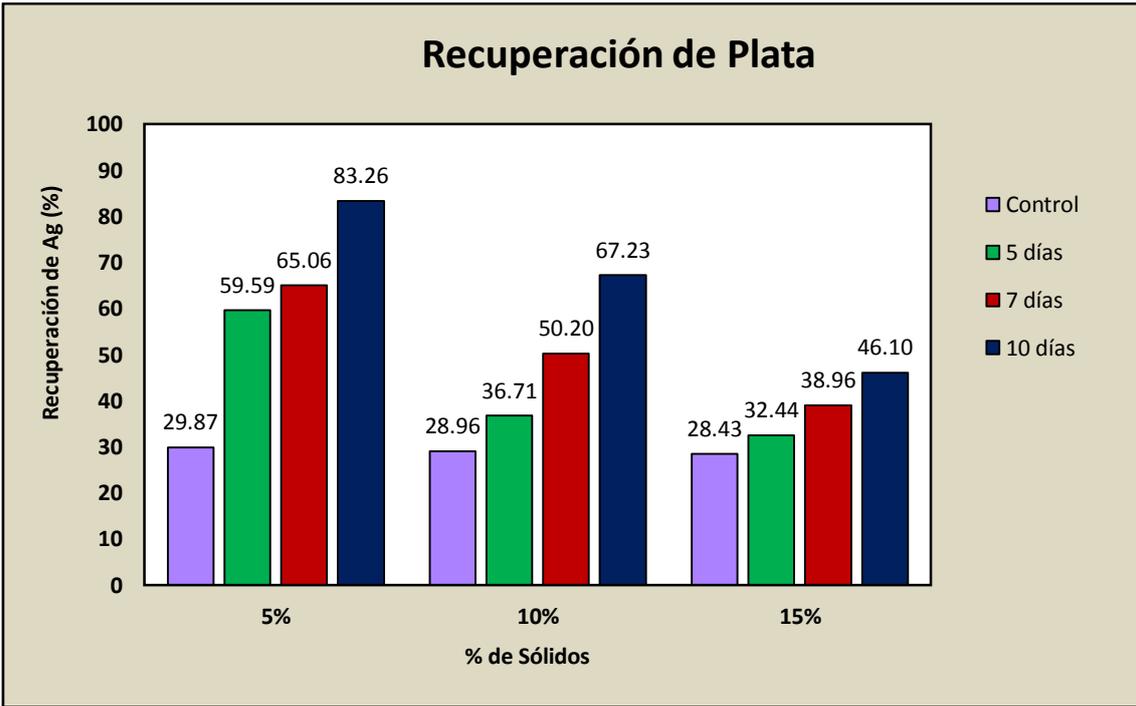


Figura 25. Recuperación de plata en porcentajes en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación.

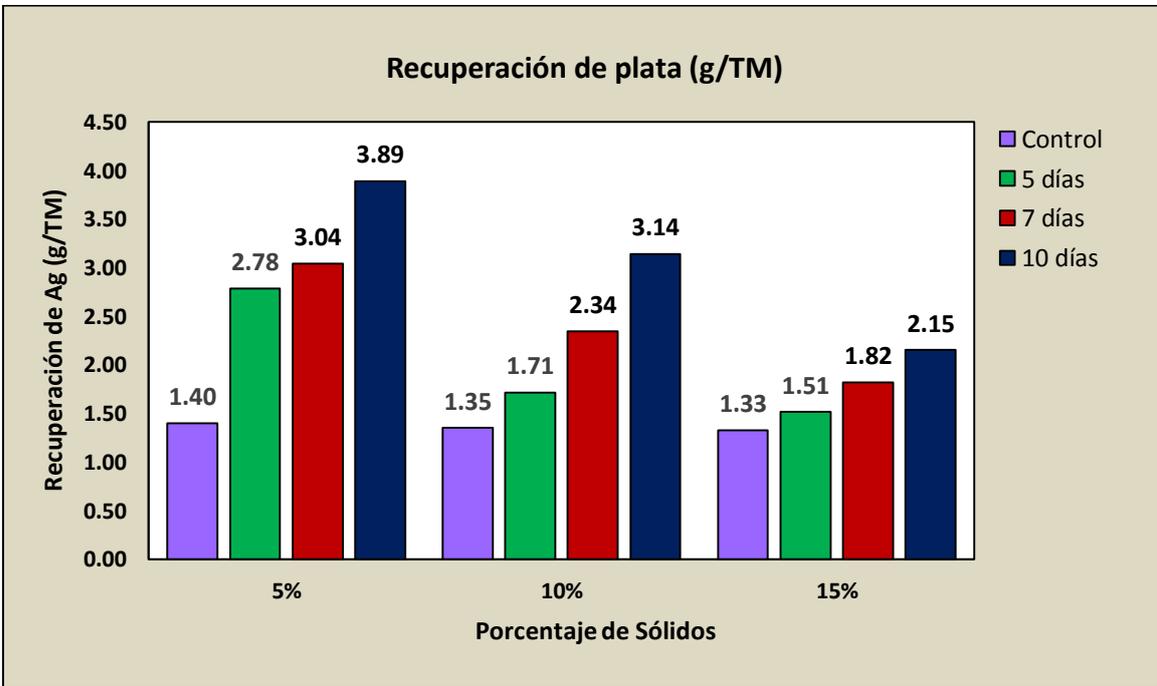


Figura 26. Recuperación de plata en g/TM en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación.

Tabla 15. ANOVA de porcentaje de recuperación de plata (%) vs. Sólidos (%) y tiempo de biooxidación (días)

Fuente	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados Ajust.	Media de Cuadrados Ajust.	Valor F	Valor p
Sólidos (%)	2	7356	3678.16	49.72	0
Tiempo (días)	2	3113	1556.30	21.04	0
Sólidos (%) * Tiempo (días)	4	1070	267.40	3.61	0.025
Error	18	1332	73.98		
Total	26	12870			
S = 8.60		R-cuad. = 89.65%	R-cuad.(ajustado) = 85.05%		

Fuente: Software Minitab 18

4.11. Resultados de consumo de cianuro (NaCN) en el proceso

Los resultados de consumo de cianuro nos evidencian que las muestras con un porcentaje de sólidos del 5% a 10 días de tratamiento biooxidativo, arrojaron un menor consumo de cianuro de sodio, con un promedio de gastos de 0.156 g de este insumo químico, lo cual equivale a un 82.9% respecto a la cantidad inicial presente en la solución (0.18846 g de NaCN), mientras que aquellas muestras con mayor porcentaje de sólidos a menor tiempo de biooxidación, como el de 15% a 5 días de tratamiento biooxidativo consumió menor cantidad, con un promedio de 0.178 g de NaCN, lo cual equivale a un 94.6% respecto a la cantidad inicial presente en la solución. Es así que, el tiempo del tratamiento y el porcentaje de sólidos es inversamente proporcional al porcentaje de consumo de cianuro en proceso de lixiviación por agitación QLT (Ver tabla 16). Por otro lado, los controles de cada porcentaje de sólidos fueron constantes en el consumo de cianuro de sodio, con un rango de porcentaje de consumo del insumo entre 96.9% y 97.3%.

Los cálculos procedieron de la siguiente manera:



$$\frac{4.33 \text{ g AgNO}_3}{1 \text{ L H}_2\text{O}} \times \frac{1 \text{ mol AgNO}_3}{169.9 \text{ g AgNO}_3} \times \frac{2 \text{ mol NaCN}}{1 \text{ mol AgNO}_3} \times \frac{49 \text{ g NaCN}}{1 \text{ mol NaCN}} = 2.5 \text{ g NaCN}$$

El cálculo anterior, nos indica que 2.5 g de NaCN reaccionará con 1 L de AgNO₃ o también que 0.025 g de NaCN con 10 mL de AgNO₃.

$$\text{NaCN}_{\text{Solución muestreada}} (\text{g}) = \frac{\text{Gasto}_{\text{AgNO}_3} (\text{mL}) \times 0.025 \text{ g NaCN}}{10 \text{ mL AgNO}_3}$$

El resultado obtenido anteriormente está basado en 10 mL de muestra de solución de cianuro; por lo tanto, ahora se calcula respecto al volumen total presente en proceso y luego en base a estos resultados calculamos el consumo de cianuro.

$$\text{NaCN}_{\text{Solución total}} (\text{ppm}) = \frac{\text{NaCN}_{\text{Solución total}} (\text{g})}{\text{Volumen total}_{\text{Solución}} (\text{mL})} \times \frac{10^3 \text{ mg}}{1 \text{ g}} \times \frac{10^3 \text{ mL}}{1 \text{ L}}$$

$$\text{NaCN}_{\text{Solución total}} (\text{g}) = \frac{\text{Vol. total}_{\text{Solución}} (\text{mL}) \times \text{NaCN}_{\text{Solución muestreada}} (\text{g})}{\text{Volumen}_{\text{Solución muestreada}} (\text{mL})}$$

$$\text{CN}^-_{\text{Solución total}} (\text{ppm}) = \frac{26 \text{ ppm CN}^-}{49 \text{ ppm NaCN}} \times \text{NaCN}_{\text{Solución total}} (\text{ppm})$$

Tabla 16. Determinación de la concentración de cianuro al finalizar el proceso de biooxidación luego de 48 horas de agitación.

% de Sólidos	Tiempo de biooxidación (Días)	Gasto de AgNO ₃ (mL)	NaCN en solución (g)	Fuerza de NaCN libre (ppm)	Fuerza de CN ⁻ libre (ppm)	NaCN consumido en 48 h	
						g	%
	5	5.2	0.0262	1308	694	0.162	86.1
5%	7	5.7	0.0283	1417	752	0.16	85
	10	6.4	0.0322	1608	853	0.156	82.9
Control 5%	10	1	0.0052	258	137	0.183	97.3
	5	4.7	0.0235	1175	623	0.165	87.5
10%	7	5.4	0.027	1350	716	0.161	85.7
	10	5.9	0.0297	1483	787	0.159	84.3
Control 10%	10	1.2	0.0058	292	155	0.182	96.9
	5	2	0.0102	508	270	0.178	94.6
15%	7	3.2	0.0158	792	420	0.173	91.6
	10	4	0.0202	1008	535	0.168	89.3
Control 15%	10	1.1	0.0053	267	141	0.183	97.2

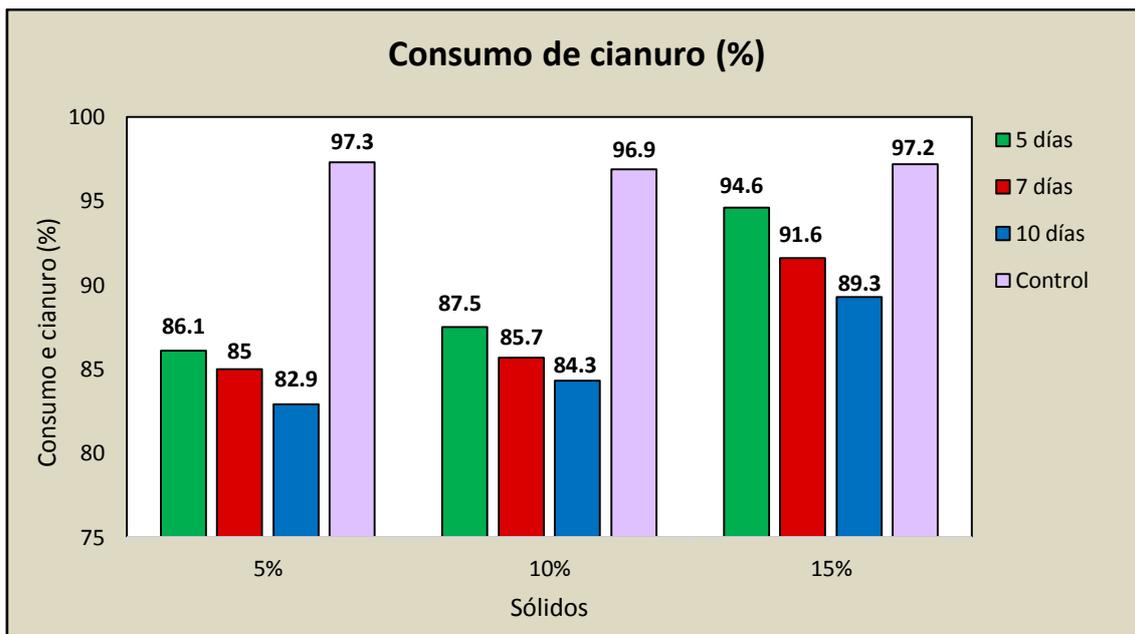


Figura 27. Tendencia del consumo de cianuro en unidades de porcentaje (%), luego de 48 horas de cianuración, en función del tiempo (días) y porcentaje de sólidos (%) durante la biooxidación.

4.12. Resultados promedio de oro en relaves de cianuración por ensayo al fuego y balance metalúrgico

A esta prueba se someten minerales con una ley de contenido metálico relativamente alta, en este caso el oro (17.7 g/TM), y se aplica con la finalidad de corroborar el grado de exactitud en los resultados de los análisis, de tal manera que mediante este método se pretende reducir el margen de error en estos. Podemos decir que los resultados son confiables cuando, el porcentaje de recuperación de oro ensayada (%Recup. Ensayada Au) es aproximado al porcentaje de recuperación calculada de oro (%Recup. Calculada Au), así como a su vez la cabeza calculada de relave (Cabeza calculada) deberá ser aproximada a la Ley de cabeza inicial del mineral (Cabeza). En promedio, nuestros resultados obtenidos cumplen con esta condición, los cuales pueden ser observados en la Tabla 19-21. Por otro lado, los resultados detallados de cada una de las réplicas están expuestos en el Anexo N°4. Debido que a que estos resultados tienen un alto grado de fiabilidad, son considerados como resultados finales de recuperación de oro, los cuales son referente en procesamiento de minerales a nivel de planta industrial; siendo así, que mediante estos datos (Tabla 19.-21), tenemos un panorama respecto a cuál es el efecto del proceso biooxidativo a los parámetros establecidos en la recuperación de oro a nivel industrial.

Las fórmulas y condiciones utilizadas para calcular cada uno de los resultados expuestos en la tabla 17, fueron los siguientes:

$$\text{Ley Au Cabeza calc. } \left(\frac{\text{g}}{\text{TM}}\right) = [\text{Ley Au Solución (ppm)} * 2] + \text{Ley Au Relave} \left(\frac{\text{g}}{\text{TM}}\right)$$

$$\text{Au Cabeza (mg)} = \left[\text{Peso Cabeza (Kg)} * \text{Ley Au cabeza} \left(\frac{\text{g}}{\text{TM}}\right) \right]$$

$$\text{Au Solución (mg)} = [\text{Volumen Solución (L)} * \text{Ley Au Solución (ppm)}]$$

$$\text{Au Relave (mg)} = \left[\text{Peso Cabeza (Kg)} * \text{Ley Au Relave} \left(\frac{\text{g}}{\text{TM}}\right) \right]$$

$$\text{Au Cabeza calc. (mg)} = [\text{Au Solución (mg)} + \text{Au Relave (mg)}]$$

$$\text{Extracción Au ensayada Solución (\%)} = \frac{[\text{Au Solución (mg)}] * 100}{\text{Au Cabeza (mg)}}$$

$$\text{Extracción Au ensayada Relave (\%)} = \frac{[\text{Au Relave (mg)}] * 100}{\text{Au Cabeza (mg)}}$$

$$\text{Extracción Au Calculada Solución (\%)} = \frac{[\text{Au Solución (mg)}] * 100}{\text{Au Cabeza calc. (mg)}}$$

$$\text{Extracción Au Calculada Relave (\%)} = \frac{[\text{Au Relave (mg)}] * 100}{\text{Au Cabeza calc. (mg)}}$$

Condiciones:

$$\text{Extracción Au Calculada Solución (\%)} + \text{Extracción Au Calculada Relave (\%)} = 100$$

$$\text{Ley Au Cabeza calc.} \left(\frac{\text{g}}{\text{TM}}\right) \cong \text{Ley Au cabeza} \left(\frac{\text{g}}{\text{TM}}\right)$$

% Recuperación ensayada Au \cong % Recuperación calculada Au

Donde:

Ley Au cabeza $\left(\frac{\text{g}}{\text{TM}}\right)$: Ley mineral de cabeza del mineral trabajado (17.7 g/TM)

Tabla 17. Resultados promedio obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de las tres réplicas realizadas al 5% de sólidos.

PROMEDIOS							
Sólidos	Tiempo (días)	Mineral	Peso (Kg) o Volumen(L)	Ley Au (g/TM) ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
5%	5	Cabeza	0.007	17.7	0.1239	100	
		Solución	0.014	3.294	0.046102	37.22	37.37
		Relave	0.007	11.037	0.077259	62.36	62.63
		Cabeza Calc.	0.008	17.62	0.123361		100.00
		% Recup. Ensayada Au		37.22		% Recup. Calculada Au	
	7	Cabeza	0.007	17.7	0.1239	100	
		Solución	0.014	3.912	0.054768	44.20	44.54
		Relave	0.007	9.741	0.068187	55.03	55.46
		Cabeza Calc.	0.008	17.57	0.122955		100.00
		% Recup. Ensayada Au		44.2		% Recup. Calculada Au	
	10	Cabeza	0.007	17.7	0.1239	100	
		Solución	0.014	4.217	0.059038	47.65	47.87
		Relave	0.007	9.185	0.064295	51.89	52.13
		Cabeza Calc.	0.008	17.62	0.123333		100.00
		% Recup. Ensayada Au		47.65		% Recup. Calculada Au	
Control (10 días)	Cabeza	0.007	17.7	0.1239	100		
	Solución	0.014	1.849	0.025886	20.89	21.16	
	Relave	0.007	13.777	0.096439	77.84	78.84	
	Cabeza Calc.	0.008	17.48	0.122325		100.00	
	% Recup. Ensayada Au		20.89		% Recup. Calculada Au		21.16

Tabla 18. Resultados promedio obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de las tres réplicas realizadas al 5% de sólidos.

PROMEDIOS							
Sólidos	Tiempo (días)	Mineral	Peso (Kg) o Volumen(L)	Ley Au (g/TM) ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
10%	5	Cabeza	0.01	17.7	0.177	100	
		Solución	0.02	2.946	0.05892	33.29	33.48
		Relave	0.01	11.704	0.11704	66.12	66.52
		Cabeza Calc.	0.008	17.60	0.17596		100.00
		% Recup. Ensayada Au		33.29		% Recup. Calculada Au	
	7	Cabeza	0.01	17.7	0.177	100	
		Solución	0.02	3.143	0.06286	35.51	35.75
		Relave	0.01	11.296	0.11296	63.82	64.25
		Cabeza Calc.	0.008	17.58	0.17582		100.00
		% Recup. Ensayada Au		35.51		% Recup. Calculada Au	
10	Cabeza	0.01	17.7	0.177	100		
	Solución	0.02	3.975	0.0795	44.91	45.03	
	Relave	0.01	9.704	0.09704	54.82	54.97	
	Cabeza Calc.	0.008	17.65	0.17654		100.00	
	% Recup. Ensayada Au		44.91		% Recup. Calculada Au		45.03
Control (10 días)	Cabeza	0.01	17.7	0.177	100		
	Solución	0.02	1.797	0.03594	20.31	20.47	
	Relave	0.01	13.963	0.13963	78.89	79.53	
	Cabeza Calc.	0.008	17.56	0.17557		100.00	
	% Recup. Ensayada Au		20.31		% Recup. Calculada Au		20.47

Tabla 19. Resultados promedio obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de las tres réplicas realizadas al 5% de sólidos.

PROMEDIOS							
Sólidos	Tiempo (días)	Mineral	Peso (Kg) o Volumen(L)	Ley Au (g/TM) ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)
	5	0.01	17.7	0.177	100		0.01
		0.02	2.096	0.04192	23.68	23.68	0.02
		0.01	13.481	0.13481	76.16	76.28	0.01
		0.008	17.67	0.17673		100.00	0.008
		% Recup. Ensayada Au		23.68		% Recup. Calculada Au	
	7	Cabeza	0.01	17.7	0.177	100	
		Solución	0.02	2.997	0.05992	33.86	35.50
		Relave	0.01	10.889	0.10889	61.52	64.50
		Cabeza Calc.	0.008	16.88	0.16881		100.00
		% Recup. Ensayada Au		33.86		% Recup. Calculada Au	
15%	10	Cabeza	0.01	17.7	0.177	100	
		Solución	0.02	3.672	0.07344	41.49	41.72
		Relave	0.01	10.259	0.10259	57.96	58.28
		Cabeza Calc.	0.008	17.60	0.17603		100.00
		% Recup. Ensayada Au		41.49		% Recup. Calculada Au	
<i>Control (10 días)</i>		Cabeza	0.01	17.7	0.177	100	
		Solución	0.02	1.798	0.03596	20.32	20.39
		Relave	0.01	14.037	0.14037	79.31	79.61
		Cabeza Calc.	0.008	17.57	0.17633		100.00
		% Recup. Ensayada Au		20.32		% Recup. Calculada Au	

DISCUSIÓN

5.1. Aislamiento e identificación microbiana

Para la obtención de las muestras de DAM se tomaron en cuenta a los mismos criterios empleados en otros estudios, los criterios que se tomaron en cuenta fueron temperatura, pH y coloraciones (Duarte, 2015; Juárez, 2004; Perez, 2016). De los dos puntos de muestreo, el consorcio microbiano de bacterias biooxidantes con las que se trabajó procedió del punto de muestreo 2, ya que presentó un tiempo menor de oxidación del Fe, presentando esta muestra menor pH (Ver tabla 9).

La observación microscópica de las muestras de cultivo viables para tratamiento biooxidativo nos permitió determinar presencia de microorganismos activos (consorcio microbiano) de diferente morfología, en donde la del tipo bacilar fue la predominante, aunque también se encontraron cocos. Los ensayos en medio líquido y sólido permitieron verificar la presencia y características de estas bacterias. En medio sólido se logró determinar la presencia de *Acidithiobacillus ferrooxidans* de manera visual de acuerdo a características físicas como el color y la morfología de las colonias, en las placas sembradas se observó la presencia de colonias redondeadas de color marrón rojizo esto provocado por la oxidación de hierro ferroso (ver figura 42). Al realizar una observación microscópica se obtuvieron bacterias Gram negativas con morfología bacilar (Ver figura 44), asimismo demostraron ser de carácter acidófilo ya que crecieron a pH entre 1.7-2.0, y ser quimiolitótrofas ya que crecieron y se mantuvieron en el tiempo a expensas de compuestos inorgánicos como el Fe características de bacterias acidófilas quimiolitótrofas, todo ello comprobando la presencia de *A. ferrooxidans* de acuerdo a las características mencionadas por Bosecker (1997) y Arias et al. (2013).

El descenso del pH durante el crecimiento microbiana puede indicar la presencia de *A. thiooxidans* ya que genera ácido sulfúrico durante el proceso de biooxidación. Investigaciones como la realizada por Bosecker (1997) menciona que tanto *A. ferrooxidans* y *A. thiooxidans* son mesófilos por lo que la biomasa se incrementa mediante incubación a 35°C observándose el viraje del color rojo. Asimismo al realizar ensayos a temperatura ambiente y a 35°C con o sin agitación se observó un crecimiento adecuado, por lo que se vuelve a comprobar la presencia de *A. ferrooxidans*.

5.2. Cinéticas de crecimiento microbiano, de pH, de ORP y consumo de Fe^{2+}

En las gráficas de potencial redox y crecimiento microbiano en presencia del mineral no se observaron fases características de latencia, exponencial y estacionaria. Los valores de pH presentaron disminuciones exponenciales de valores de 2.08 a 1.73 durante las primeras 72 horas para luego empezar una fase de latencia con disminuciones de pH mínimas estabilizándose en todos los tratamientos a partir de valores de 1.73 (Ver figura 17). El pH durante los tratamientos disminuyó con mayor velocidad conforme se incrementó el % de sólidos minerales lo que indicaría que se debió a la solubilización de la pirita como se muestra también en otros trabajos (Duarte Briceño, 2015; Zárate, 2015). Las variaciones del pH ocurridas en el proceso muestran un descenso del pH para luego disminuir progresivamente hasta estabilizarse a los 4 a 5 días de tratamiento con mineral; esto puede ser debido a la generación de protones durante la hidrólisis de los iones férricos y a la solubilización de la pirita presente en el mineral el cual entre los productos de su degradación se encuentran el ion H^+ , asimismo también pudo ser debido a la presencia de la bacteria *A. thiooxidans* ya que durante el proceso biooxidativo genera sulfatos y ácido sulfúrico o al mismo proceso biológico de oxidación de Fe^{2+} a Fe^{3+} (Kamimura et al., 2005, Duarte Briceño, 2015; Muñoz Echeverri, 2015).

El ORP es indicador indirecto de crecimiento y en trabajos como el de Muñoz (2015) varió entre los 320 mV hasta 580 mV. Los valores más altos de ORP obtenidos en la investigación coinciden con los valores de pH más bajos, sin embargo no se observaron valores por encima de los 350 mV durante todo el proceso (ver figura 18), ello podría deberse a la presencia de *A. thiooxidans* ya que en el trabajo presentado por Diana & Morello (1993) los cultivos de *A. thiooxidans* presentaron variaciones de ORP entre 300 y 400 mV coincidiendo con nuestros datos obtenidos. El pH y potencial oxidoreducción son considerados como buenos indicadores del proceso de biooxidación y por ello los principalmente monitoreados en diversos trabajos, ya que brindan información del proceso de disolución del mineral dando cuenta así de la actividad microbiana, lo que se pudo comprobar a través del monitoreo de esos parámetros fisicoquímicos (Duarte Briceño, 2015; Muñoz Echeverri, 2015; Ossa & Márquez, 2005).

El comportamiento del crecimiento microbiano coincidió con los datos obtenidos de pH y ORP ya que durante las primeras 72 horas se observa crecimiento junto con

disminuciones de pH e incremento de valores de ORP. Los tratamientos con porcentajes de sólidos del 10% y 15% a partir de las 50 horas presentaron disminuciones de concentración microbiana, mientras que el tratamiento al 5% de sólidos tuvo una fase de latencia durante las 48 y 120 horas para luego empezar a descender, el tratamiento al 15% de sólidos alcanzó la concentración microbiana más alta con 17.4×10^5 cel/mL seguido del tratamiento al 5% con 15×10^5 cel/mL. La causa de la disminución de la concentración microbiana en todos los tratamientos pudo deberse a que a medida que se da la degradación de sulfuros se incrementan las concentraciones de metales pesados en solución como el arsénico, plomo, antimonio e inclusive la plata ya que estos interfieren en las rutas bioquímicas relacionadas a la oxidación del Fe^{+2} , sumado a ello el esfuerzo cortante ocasionado por la agitación del mineral en suspensión que ocasiona el choque de partículas con partículas por ende daño en las membranas celulares (Muñoz Echeverri, 2015). Si bien el tratamiento con mayor porcentaje de sólidos alcanzó mayor concentración microbiana al paso del tiempo disminuyó constantemente la concentración hasta una 4.25×10^5 cel/mL por debajo de otras concentraciones; el tratamiento al 10% a partir del día 8 empezó a incrementar su concentración hasta el día 10 lo que podrá indicar quizás que iniciaba un proceso de adaptación a las condiciones del mineral.

El consumo del ion ferroso en los tres tratamientos presentó inicialmente un aumento para luego comenzó a disminuir hasta el día 10 (Ver figura 17). Algunos trabajos han reportado que conforme disminuye la concentración de ion ferroso se incrementa la concentración del ion férrico, y este a su vez es un inhibitorio del crecimiento de *T. ferrooxidans*, lo que se observó también en la gráfica de crecimiento microbiana (Figura 20), a partir del 5 día se observa una disminución del ion ferroso indicando el incremento del ion férrico asimismo en la gráfica 20 se observa la disminución de la concentración microbiana a partir del día 4, esto también pudo deberse a lo mencionado en el párrafo anterior. Los mismos resultados de disminución de la concentración de ion ferroso a lo largo del proceso lo presentaron otros trabajos como Borunda (1997), Juárez Alcaraz (2004), Muñoz Echeverri (2015), Perez (2016).

Se consideraron blancos con cada porcentaje de sólidos los cuales fueron monitoreados durante el tiempo máximo de tratamiento que fue de 10 días no observándose variaciones significativas indicando alguna actividad microbiana por lo que también se

puede decir que el medio en contacto con el medio no ejerce ningún efecto sobre este. Lo mismo realizó Duarte (2015) al considerar en sus ensayos controles abióticos, los cuales no presentaron variaciones en pH y ORP con respecto a sus tratamientos aplicados.

5.3. Recuperación de oro y plata

El tratamiento que obtuvo mayor porcentaje de recuperación de oro y plata fue el tratamiento con un porcentaje de sólidos al 5% con 10 días biooxidación logrando el 48.18% de recuperación en oro y el 83.26% de plata. Esto probablemente debido a que el porcentaje de sólidos no era alto para causar daños celulares (Pérez, Vasquez, & García, 2015). El tratamiento que menor recuperación obtuvo fue el tratamiento con 15% de sólidos a los 5 días de biooxidación con una recuperación del 23.68% en oro y un 32.44% en plata, esto se debe a que al incrementar la concentración de sólidos ocasiona daño celular debido al roce entre las partículas en el interior de la suspensión, además que limita la velocidad de transferencia de oxígeno (Diana & Morello, 1993; Cherry & Papoutsakis, 1986). Asimismo, el mineral presentaba compuestos metálicos que son tóxicos para las bacterias especialmente el As (22.17%) lo cual causa inhibición además de otros metales como el Zn (0.06%), Cu (0.61%), y Pb (0.04%) que son tóxicos y que estaban presente en el mineral tratado y se observa en la gráfica de crecimiento microbiano (figura 20) (Muñoz Echeverri, 2015; Orrantia Borunda, 1997). De los resultados se observa que conforme el porcentaje de sólidos iba incrementándose la recuperación de oro iba disminuyendo, sumado a lo mencionado anteriormente el consorcio utilizado no tuvo ningún proceso de adaptación al mineral antes de ser utilizado, por ello que conforme incrementaba el porcentaje de sólidos en el medio a la bacteria le tomaba más tiempo adaptar su metabolismo al nuevo ambiente cada vez más adverso, esto se observa en la gráfica 20 donde las bacterias en el tratamiento al 10% presentan a partir del día 8 un incremento a diferencia de los otros tratamientos pudiendo indicar un proceso de adaptación logrando también el tratamiento al 10% a los 10 días el segundo tratamiento con mayor recuperación de oro y plata con un 45.47% y un 63.23% respectivamente .

Los resultados obtenidos no coinciden con los obtenidos por Abbruzzese, Ubaldini, Veglio y Toro quienes analizaron el efecto del tiempo de lixiviación bacteriana en la

recuperación de oro observando, que no había diferencias significativas entre las recuperaciones de oro después de diferentes tiempos de tratamiento en el rango utilizado de 2 a 7 días (de 48 a 168 horas), sin embargo presentaron muestras de 48 horas con recuperaciones de oro de 88,3% hasta un 96.4%, llegando hasta un rendimiento máximo de 97,7% a los 5 días. La recuperación de oro y plata en el tratamiento al 15% se siguió incrementando a los 7 días con un 33.86% en oro y 38.96% en plata; y a los 10 días con un 41.49% de recuperación de oro y 46.10% en plata. Esto demuestra que sin importar el porcentaje de sólidos la recuperación de oro y plata se incrementó a mayor tiempo de biooxidación. De los resultados obtenidos también se observa que el oro y plata aumentaron proporcionalmente pues los mayores porcentajes de oro y plata fueron logrados por los mismos tratamientos.

Asimismo se demuestra que un proceso de biooxidación puede generar el doble de recuperación que un mineral sin pretratamiento, a comparación de otros trabajos como el de Oarrantia Borunda (1997) el cual a los 20 días de tratamiento obtuvo una recuperación del 75% y Hussin & Ayman (2012) a los 10 días obtuvo una máxima recuperación de 74.48%, como se observa la recuperación obtenida es menor a la de otros trabajos sin embargo esto pudo deberse a las condiciones del proceso, a cepas no adaptadas previamente al mineral o a la alta concentración de arsénico presente en el mineral que fue de un 22.17%, y que en el trabajo de Oarrantia (1997) se observa que a medida que ocurre el proceso de biooxidación ocurre la disolución del arsénico por lo que inhibe el crecimiento y afecta la capacidad biooxidativa de los microorganismos acidófilos sobre el mineral.

Con respecto al consumo de cianuro se observó un consumo menor del reactivo en los tratamientos con respecto a sus respectivos blancos (Ver grafica 25). El consumo de cianuro fue inversamente proporcional a la recuperación de oro y plata, ya que los tratamientos con mayor recuperación presentaron menor porcentaje de consumo de cianuro. La recuperación de oro más alta que fue de 48.18% presentó un consumo del 82.9% mientras que la menor recuperación de oro que fue de 23.68% presentó un consumo de cianuro del 94.6%.

CONCLUSIONES

- Se logró aislar un consorcio de microorganismos acidófilos biooxidantes a partir de DAM conformado por *Acidithiobacillus thiooxidans* y *Thiobacillus thiooxidans*.
- Se determinó que la velocidad específica de crecimiento del consorcio es de 0.0153 h^{-1} en ausencia del mineral.
- Los valores de pH disminuyen por valores debajo de 1.7 conforme ocurre el proceso de biooxidación, es decir el medio se acidifica mientras que el ORP incrementa durante el proceso por valores superiores a 335 mV. Ambos parámetros fueron indicadores de la actividad del consorcio microbiano durante el proceso.
- El consumo de Fe(II) es un indicador de la oxidación de los sulfuros indicando el incremento de la concentración de ion férrico en solución.
- La presencia de metales pesados como el As, Pb, Cu, Zn y Fe (III) afectaron el crecimiento del consorcio microbiano.
- Conforme incrementa el porcentaje de sólidos la recuperación de oro y plata disminuye; sin embargo, conforme incrementa el tiempo de biooxidación la recuperación de oro y plata se incrementa. La recuperación de oro y plata fue directamente proporcional. El tratamiento al 5% de sólidos a los 10 días logró la mayor recuperación de oro con un 48.18% (8.5 g/TM) y de plata un 83.26% (3.87 g/TM), seguido del tratamiento al 10% de sólidos a los 10 días de tratamiento biooxidación obteniendo una recuperación del 45.47% (8.1 g/TM) y 67.23% (3.14 g/TM) de oro y plata respectivamente.

RECOMENDACIONES

- Realizar un proceso de adaptación del consorcio microbiano al mineral mediante el incremento progresivo del porcentaje de sólidos en el medio 9K.
- Trabajar con mayores volúmenes de medio de manera que se incremente la cantidad de pulpa mineral con la finalidad de tener suficiente muestra mineral resultante acabado el proceso biooxidativo para los análisis posteriores correspondientes.
- Realizar escalamiento de procesos de biooxidación.
- Evaluar otras variables como pH, inyección de aire, tamaño de partícula o velocidad de agitación.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Abbruzzese, C., Ubaldini, S., Veglio, F., & Toro, L. (1994). Preparatory bioleaching to the conventional cyanidation of arsenical gold ores. *Minerals Engineering*, 7(1), 49–60. [https://doi.org/10.1016/0892-6875\(94\)90146-5](https://doi.org/10.1016/0892-6875(94)90146-5)
- Amankwah, R. K., Yen, W. T., & Ramsay, J. A. (2005). A two-stage bacterial pretreatment process for double refractory gold ores. *Minerals Engineering*, 18(1), 103–108. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2004.05.009>
- Arias, V., Anaya, F., Quiñones, J., Salazar, D., Gil, J., & Jamanca, G. (2013). Adaptación del *Thiobacillus Ferrooxidans* a sustratos conformados con especies de minerales piríticos, 1–12.
- Arias, V., Coronado, R., Puente, L., & Lovera, D. (2005). Refracteriedad de concentrados auríferos. *Instituto de Investigación FIGMMG*, 8(16), 5–14.
- Asalde, R. (2010). *Optimización de un proceso de recuperación de Oro mediante carbón activado* (Tesis de fin de grado). Universidad Nacional de Ingeniería. Retrieved from <http://cybertesis.uni.edu.pe/handle/uni/7413>
- Ballester, A. (2005). Mecanismos de la Biolixiviación. In F. Acevedo & J. Gentina (Eds.), *Fundamentos y Perspectivas de las Tecnologías Biomineras* (Ediciones, pp. 9–24). Valparaiso. Retrieved from www.euv.cl
- Bosecker, K. (1997). Bioleaching: Metal solubilization by microorganisms. *FEMS Microbiology Reviews*, 20(3–4), 591–604. [https://doi.org/10.1016/S0168-6445\(97\)00036-3](https://doi.org/10.1016/S0168-6445(97)00036-3)
- Bustamantes, R. (1992). *Procesamiento de minerales auroargentíferos*. Colombia.
- Caicedo, P., & Morveli, V. (2016). *La evaluación de impacto ambiental y su relación con la evaluación ambiental estratégica y el ordenamiento territorial en proyectos de inversión de gran escala: El caso de los proyectos Conga e Inambari* (Trabajo de Fin de Grado). Pontificia Universidad Católica del Perú.
- Canales, R. (2013). *Determinación de los parámetros de cementación de una solución cianurada Aurífera por Medio de Aluminio Metálico* (Trabajo de fin de grado). Universidad Nacional Autónoma de México.
- Cardenas, A. (1994). *Metalurgia Extractiva del Oro*.

- Cherry, R. S., & Papoutsakis, E. T. (1986). Hydrodynamic effects on cells in agitated tissue culture reactors. *Bioprocess Engineering*, *1*(1), 29–41. <https://doi.org/10.1007/BF00369462>
- Dadgar, A. (1989). Refractory concentrate gold leaching: Cyanide vs bromine. *Journal of Metals*, *41*(12), 37–41.
- Delgado, O., & Mendoza, A. (2006). *Activación con molienda mecánica como pretratamiento en la cianuración de minerales refractarios de oro* (Tesis de fin de grado). Universidad Industrial de Santander.
- Diana, S., & Morello, J. (1993). *Comportamiento cinético e hidrodinámico en el proceso de oxidación de sulfuros a escala de laboratorio, utilizando cepas nativas de acidófilos, como pretratamiento oxidante del mineral aurífero, en la Mina el Zancudo, Titiribí, Antioquia*.
- Duarte Briceño, P. G. (2015). *Evaluación de diferentes medios de cultivo en un proceso de biodesulfurización de carbón mediado por bacterias acidófilas*. Universidad Nacional de Colombia. Retrieved from <http://www.bdigital.unal.edu.co/49575/>
- Ehrlich, H. L., & Silverman, M. (2009). Microbial Formation and Degradation of Carbonates. In *Geomicrobiology, Fifth Edition* (pp. 157–189). <https://doi.org/doi:10.1201/9780849379079.ch9>
- Gamboa, A., Parga, J., Sanchez, E., & Moreno, H. (2016). Análisis termodinámico de la recuperación de oro y plata a partir de escorias del proceso Merrill-Crowe. *Revista de Ciencias Ambientales Y Recursos Naturales*, *2*(3), 1–9.
- Gelves, C. (1996). *Precipitación de oro presente como complejo en solución acuosa de tiosulfato de amonio* (Tesis de fin de grado). Universidad Industrial de Santander.
- Gómez, J., & Cantero, D. (2005). Biooxidación del ion ferroso. In F. Acevedo & J. Gentina (Eds.), *Fundamentos y Perspectivas de las Tecnologías Biomineras* (pp. 25–43). Valparaíso: Ediciones Universitarias de Valparaíso.
- Hiskey, J., & Alturi, V. (1988). Dissolution Chemistry of Gold and Silver in Different Lixiviants. Mineral Processing and Extractive Metallurgy. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, *4*(1–2), 95–134.
- Ho Lock, D. (2004). Introducción a la biometalurgia. *Revista de Química*, *18*(1), 19–22.

- Hussin, A. M. A., & Ayman, A. E.-M. (2012). Gold recovery from sulphide minerals: a bioprocessing approach. *Afinidad LXVIII*, 557, 62–68.
- Iglesias, N., Carranza, F., & Palencia, I. (1998). La biolixiviación como pretratamiento de menas auríferas refractarias en matriz de sulfuros. *Revista de Metalurgia*, 34(1), 29–38. <https://doi.org/10.3989/revmetalm.1998.v34.i1.656>
- Instituto Tecnológico Geominero de España. (1991). *Minería Química*. IGME.
- Juárez Alcaraz, A. (2004). *Biolixiviación de minerales sulfuro-ferroso en jales: de microorganismos involucrados*. UNIVERSIDAD DE COLIMA.
- Meza, J., Rico, J., Ulibarri, G., Marquez, L., Maya, D., & Sánchez, J. (2016). Biolixiviación mejorada de minerales refractarios de oro y de plata, (November 2017), 6.
- Misari, F. (2010). Metalurgia del oro. In F. Misari (Ed.), *Metalurgia del oro* (Universida, pp. 297–407). Lima, Perú.
- Muñoz Echeverri, L. M. (2015). *Escalado de un proceso de biooxidación de residuos de minería ricos en sulfuros usando reactores de tanque agitado*. Universidad Nacional de Colombia Facultad. Retrieved from <http://www.bdigital.unal.edu.co/50297/>
- Mxinwa, S., Huberts, R., & Belaid, M. (2012). *Process Parameters for Bio-oxidation of Sulphur in the Pre-treatment of Bioleaching Residues Destined for Cyanide Gold Extraction*. London.
- Orrantía Borunda, E. (1997). Aislamiento y caracterización de cepas de Thiobacillus ferrooxidans con alta resistencia a arsénico y su utilización en la recuperación de oro a partir de concentrados de piritita y arsenopiritita, 52.
- Ossa, D., & Márquez, M. (2005). Biooxidación de sulfuros mediante cepas nativas de acidófilos compatibles con Acidithiobacillus ferrooxidans y thiooxidans, mina de oro El Zancudo. *Rev. Colomb. Biotecnol.*, VII(2), 55–66.
- Parga, J. R., & Carrillo, F. R. (1996). Avances en los métodos de recuperación de oro y plata de minerales refractarios. *Revista de Metalurgia*, 32(4), 254–261. <https://doi.org/10.3989/revmetalm.1996.v32.i4.907>
- Patiño, P. (2003). *Mejoramiento del control químico analítico en la extracción*

metalúrgica del oro y de la plata en los laboratorios del grupo de investigación en minerales biohidrometalurgia y ambiente.

- Perez, N. (2016). *“ Aislamiento y determinación de bacterias biooxidantes del género Acidithiobacillus y Leptospirillum presentes en las aguas residuales de las unidades mineras de Recuay – Huaraz ” Tesis para optar al Título Profesional de Licenciada en Biología.*
- Perez, N., Vasquez, A., & García, I. (2015). Adaptación de la bacteria *Acidithiobacillus ferrooxidans* a partir de drenajes ácidos de minas de carbón para su uso en la recuperación de oro diseminado en concentrados gravimétricos. *II Semana Internacional-X Semana de Ciencia-Tecnología E Innovación*, 81–85.
- Rengifo, M. (2002). *Propuesta de un diagrama de proceso para el tratamiento y beneficio de minerales aurorargentíferos de Mina Nueva, ubicada en el asentamiento minero de San Pedro Frío en el Municipio de Santa Rosa del Sur, Bolívar* (Trabajo de fin de grado). Universidad Industrial de Santander.
- Rodríguez, Y. (2000). *Contribución al estudio del mecanismo de biolixiviación de distintos sulfuros metálicos con bacterias mesofilas y termofilas* (Tesis Doctoral). Universidad Complutense de Madrid.
- Saavedra, A., & Cortón, E. (2014). Biotecnología microbiana aplicada a la minería. *Revista Química-Viva*, 13(3), 148–163. <https://doi.org/10.1666-7948>
- Suzuki, I. (2001). Microbial leaching of metals from sulfide minerals. *Biotechnology Advances*, 19, 119–132.
- Yamashiro, A. (2012). *Cianuración de concentrados pirrotíticos auríferos con etapa de pre-tratamiento de oxidación con aire* (Tesis de fin de grado). Universidad Nacional de Ingeniería.
- Yannopoulos, J. (1991). *The extractive Metallurgy of gold*. Bosto: Springer. [https://doi.org/https://doi.org/10.1007/978-1-4684-8425-0](https://doi.org/10.1007/978-1-4684-8425-0)
- Zárate, E. (2015). *Determinación de los parámetros cinéticos del crecimiento de Acidithiobacillus thiooxidans en sustrato idrofobo de azufre.*

ANEXOS

ANEXO 1 NOMENCLATURA

DAM: Drenaje ácido minero

μm : micrómetros

μg : microgramos

ppm: partes por millón

g: Gramos

g/TM: gramos por tonelada métrica

Kg: Kilogramos

α : nivel de confianza

CN^- : Cianuro

NaCN: Cianuro de sodio

NaOH: Hidróxido de sodio

pH: Potencial de hidrógeno

mV: Milivoltios

ORP: Potencial óxido reducción

QLT: Prueba de cianuración rápida por sus siglas en inglés (Quick Leach Test)

9K: Medio de cultivo para microorganismos quimiolitautótrofos

L: Litros

mL: Mililitros

mm: Milímetros

NaF: Fluoruro de sodio

NaCl: Cloruro de sodio

KNO_3 : Nitrato de potasio

NaNO_3 : Nitrato de sodio

rpm: revoluciones por minuto

M: Molaridad

N: Normalidad

$^{\circ}\text{C}$: Grados Celsius

Cel/mL: concentración microbiana en células por mililitro

λ : Longitud de onda

V: Volumen de solución

HCl: Ácido clorhídrico

H₂SO₄: Ácido sulfúrico

v/v: Volumen respecto al volumen

w/v: peso respecto al volumen

H₀: Hipótesis nula

H₁: Hipótesis alternativa

[x]: Biomasa

%: porcentaje

#: Número de malla Tyler

T°: Temperatura

DRX: Difracción por rayos X

FTIR: Espectrofotometría de infrarrojos por transformada de Fourier

SEM/EDX: Microscopía electrónica de barrido

S°: Azufre elemental

Fe²⁺: Ion ferroso o Fe (II)

Fe³⁺: Ion ferrico o Fe (III)

t_d: Tiempo de duplicación

μ: velocidad específica de crecimiento celular

AAS: Espectrofotometría de absorción atómica

ICP-OES: espectrofotómetro de emisión óptica con acoplamiento de plasma inductivo

ANEXO 2

MEDIOS DE CULTIVO USADOS PARA LOS MICROORGANISMOS QUIMIOLITOAUTROFOS

Tabla 20. Composición del medio 9K suplementado con FeSO₄.7H₂O.

Medio de cultivo 9K			
	pH 1.8 (H ₂ SO ₄ 10N)	Líquido	Sólido
		g/L	g/L
<i>Solución A</i>	Agua destilada	700	700
	(NH ₄) ₂ SO ₄	3	3
	KCl	0.1	0.1
	K ₂ HPO ₄	0.5	0.5
	MgSO ₄ .7H ₂ O	0.5	0.5
	Ca(NO ₃) ₂	0.01	0.01
	Agar/Agarosa	-	22
<i>Solución B</i>	Agua destilada	300	300
	FeSO ₄ . 7H ₂ O	36	44.4

Fuente: Perez, 2016.

Tabla 21. Composición del medio 9K suplementado con azufre.

Solución	Sales	[g/L]
A	Agua destilada	700
	(NH ₄) ₂ SO ₄	3
	KCl	0.1
	K ₂ HPO ₄	0.5
	MgSO ₄ .7H ₂ O	0.5
	Ca(NO ₃) ₂	0.01
B	Agua destilada	300
	S°	10
H₂SO₄ 10M		pH 1.8

Fuente: Caicedo & Morveli, 2016.

Tabla 22. Composición del medio Tiosulfato Completo.

Sales	[g/L]
Na₂S₂O₃	10
(NH₄)₂SO₄	3
K₂HPO₄	3
MgSO₄·7H₂O	0.5
CaCl₂	0.25
H₂SO₄ 10M pH 2.0	

Fuente: Caicedo & Morveli, 2016

Fundente utilizado en ensayo al fuego para oro y plata.

Tabla 23. Composición del fundente (Flux) para sulfuros.

Componentes	Cantidad (g)
Litargirio	42
Bórax	26
Bicarbonato de Sodio	26
Harina	4
Sílice	6
Salitre (KNO₃ o NaNO₃)	8
Mineral (muestra)	10

Fuente: Espilco, 2013

**El peso del mineral, variará dependiendo de si el mineral es un óxido o sulfuro*

Preparación de solución de nitrato de plata para titulación de solución cianuro de sodio.

$$[\text{AgNO}_3] = 4.33 \text{ g/L}$$

Se calcula la Normalidad de la solución:

Luego se procedió a valorar la solución obtenida usando NaCl

$$1.49 \text{ g NaCl} \text{ -- } 1000 \text{ mL} \text{ -- } 0.026 \text{ N}$$

$$N_{(\text{AgNO}_3)} = \frac{4.33 \text{ g}}{1.69.9 \frac{\text{g}}{\text{mol}} \times 1 \text{ L}_{\text{Agua}}} = 0.026 \text{ N (supuesto)}$$

$$0.00149 \text{ g NaCl} \text{ -- } 1 \text{ mL} \text{ -- } 0.026 \text{ N}$$

$$1 \text{ mL AgNO}_3 \text{ } 0.026 = 1 \text{ mL NaCl } 0.026$$

$$\#m\text{Equivalente AgNO}_3 = \#m\text{Equivalente NaCl}$$

$$N_{(\text{AgNO}_3)} \times V_{(\text{AgNO}_3)} = \frac{\omega_{\text{NaCl}}}{P_{mEq}}$$

$$N_{(\text{AgNO}_3)} = \frac{\omega_{\text{NaCl}}}{V_{(\text{AgNO}_3)} \times P_{mEq}}$$

Luego se procede a titular 10 mL de solución de NaCl 0.0255 N, el cual contiene 5 gotas de dicromato de potasio al 5% como indicador, obteniéndose un gasto de 1 mL de AgNO₃.

Siendo así que:

$$N_{(\text{AgNO}_3)} = \frac{1.49 \text{ g}}{58.5 \frac{\text{g}}{\text{mol}} \times 1 \text{ mL}_{\text{Agua}}} = 0.026 \text{ N (Calculado)}$$

Condición:

$$N_{(\text{AgNO}_3)}(\text{Supuesto}) \cong N_{(\text{AgNO}_3)}(\text{Calculado})$$

Obtención de la velocidad específica de crecimiento y tiempo de duplicación

Teniendo la ecuación diferencial de crecimiento celular:

$$\frac{dx}{dt} = \mu x$$

Integrando se obtiene:

$$\ln x = \mu t + c$$

Lo cual se obtiene en la gráfica:

$$\ln x = 0.0153t + 11.265$$

Donde: $\mu=0.0153$

Usando antilogaritmo:

$$x = ce^{\mu t}$$

Al evaluar en $t=0$; $X=X_0$ se obtiene:

$$x = x_0 e^{\mu t}$$

Y al evaluar la duplicación $X(t)=2X_0$:

$$2x_0 = x_0 e^{\mu t}$$

$$2 = e^{\mu t}$$

$$t_d = \frac{\ln 2}{\mu}$$

Reemplazando valores:

$$t_d = \frac{\ln 2}{0.0153}$$

$$t_d = 45.3 \text{ h}$$

ANEXO 3

CURVAS DE CALIBRADO

Tabla 24. Resultados de lecturas de patrones de Fe^{2+} para elaboración de curva de calibrado.

$\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$ (ppm)	Concentración Fe (ppm)	Absorbancia (510 nm)
400	80.348	0.133
500	100.435	0.228
600	120.522	0.337
700	140.609	0.417
800	160.696	0.497
900	180.783	0.551

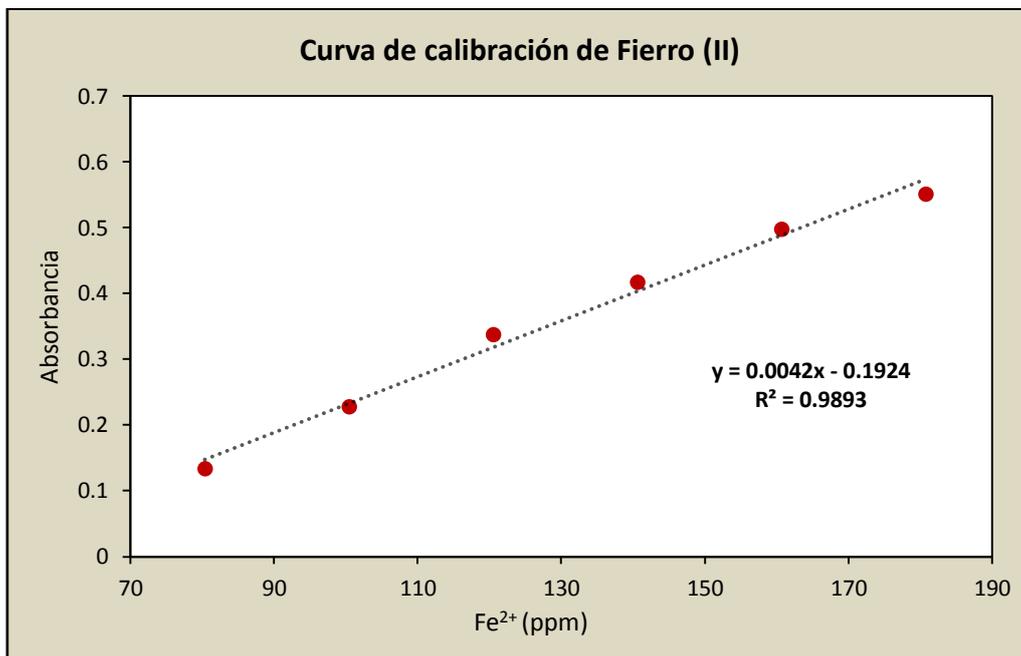


Figura 28. Curva de calibrado de Fe^{2+} obtenida

Curvas de calibrado de oro y plata en espectrofotómetro de absorción atómica

Tabla 25. Condiciones de operación para lectura de Oro.

Parámetros	Medida
Corriente de la lámpara (mA)	5
Longitud de Onda [λ] (nm)	242.8
Ancho de ranura (nm)	0.4
Flujo de aire (L/min)	2
Flujo de acetileno (mL/min)	1100
Altura del quemador	6
Tiempo integración (s)	3

Tabla 26. Resultados de lecturas de patrones de oro para elaboración de curva de calibrado.

ppm	Absorbancia
5	0.0213
10	0.0431
15	0.065

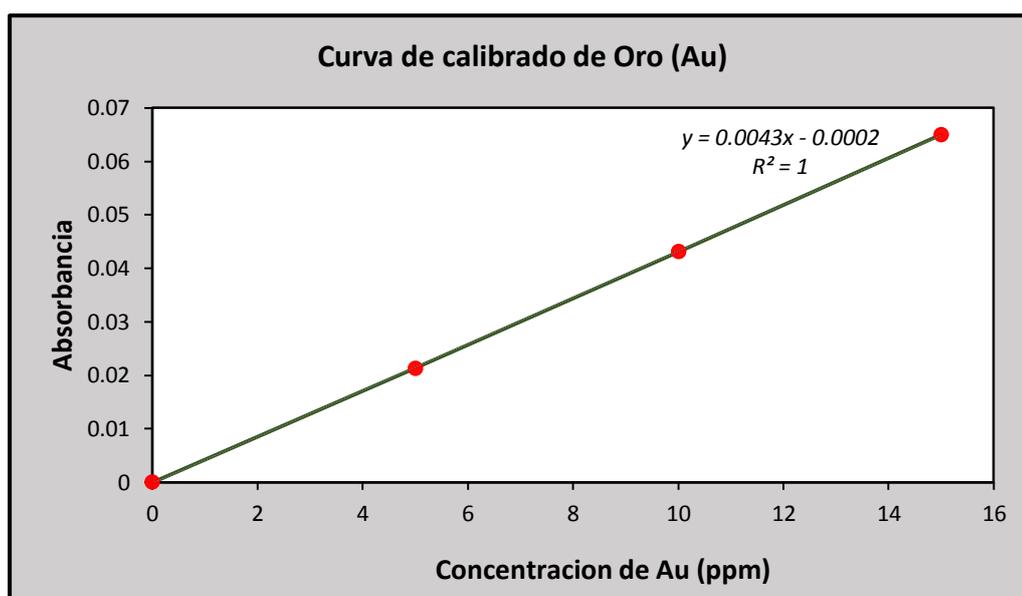


Figura 29. Curva de calibrado de oro obtenida.

Tabla 27. Condiciones de operación para lectura de Plata

Parámetros	Medida
Corriente de la lámpara (mA)	5
Longitud de Onda [λ] (nm)	328.1
Ancho de ranura (nm)	0.4
Flujo de aire (L/min)	0.2
Flujo de acetileno (mL/min)	1200
Altura del quemador	6
Tiempo integración (s)	3

Tabla 28. Resultados de lecturas de patrones de Plata para elaboración de curva de calibrado.

ppm	Absorbancia
1	0.149
2	0.293
4	0.5885

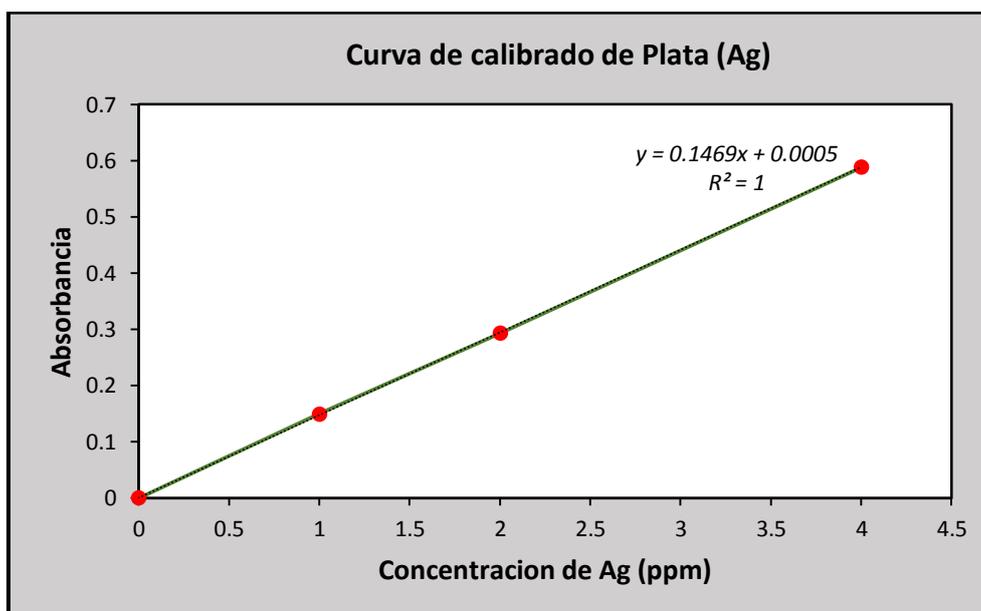


Figura 30. Curva de calibrado de plata obtenida.

ANEXO 4

RESULTADOS DE ANÁLISIS QUÍMICO Y ANÁLISIS DE LEY DE ORO Y PLATA OTORGADOS POR EL LABORATORIO DE PROCESAMIENTO DE MINERALES-UNT

UNIVERSIDAD NACIONAL DE TRUJILLO
LABORATORIO DE PROCESAMIENTO DE MINERALES



CERTIFICADO DE ANÁLISIS QUÍMICO

Solicitado por : YEIK DAVILA ESCUDERO
Tipo de muestra : Yeik
Asunto : Análisis químico por Au y Ag
Características y condiciones : Sobre sellado
Fecha de recepción : 29/11/2017

RESULTADOS

METODO	ME FA	ME FA	ME ICP-OES						
ELEMENTO	Au	Ag	Cu	Fe	Zn	Pb	Sb	As	Co
UNIDADES	g/TM	g/TM	%	%	%	%	%	%	ppm
CANTIDAD	17.71	4.67	0.61	27.71	0.06	0.04	2.08	22.17	3.14

Método de ensayo (ME)

Au y Ag: Ensayo al fuego (Fire Assay)

Cu, Fe, Zn, Pb, Sb, As, Co: ICP - OES

Fecha de emisión de reporte: 11 de diciembre del 2018


Ing. Juan Vega González
Jefe de Laboratorio
CIP 79515

Ciudad Universitaria Av. Juan Pablo II S/N Urb. San Andrés Telf. 208295



CERTIFICADO DE ANÁLISIS QUÍMICO

Solicitado por : YEIK DAVILA ESCUDERO
Tipo de muestra : Yeik
Asunto : Análisis químico por Au y Ag
Características y condiciones : Sobre sellado
Fecha de recepción : 29/11/2017

RESULTADOS

Método	ME FA	ME FA
Elemento	Oro(Au)	Plata(Ag)
Unidades	(g/TM)	(g/TM)
Cantidad	17.71	4.67

(Oz/TC)	(Oz/TC)
0.52	0.14

Método de ensayo(ME)

Au y Ag: Ensayo al fuego (Fire Assay)

Fecha de emisión de reporte: 11 de diciembre del 2018


Ing. Juan Vega González
Jefe de Laboratorio
CIP 79515

ANEXO 5

RESULTADOS TOTALES DEL MONITOREO DE CRECIMIENTO MICROBIANO, PARÁMETROS ELECTROQUÍMICOS Y EL CONSUMO DE CIANURO

Tabla 29. Resultados de crecimiento microbiano en medio líquido 9K.

Concentración microbiana									
Tiempo		Replica I		Replica II		Replica III		Promedio	Ln (X)
Días	Horas	P	cel/mL	P	cel/mL	P	cel/mL		
0	0	0.5	62500	0.25	31250	0.75	93750	62500	11.04292
1	24	0.5	62500	0.67	83750	0.5	62500	69583	11.15028
2	48	1	125000	1	125000	1.25	156250	135417	11.81611
3	72	1.5	187500	1	125000	1.25	156250	156250	11.95921
4	96	2	250000	1.67	208750	1.5	187500	215417	12.28033
5	120	3	375000	3	375000	3	375000	375000	12.83468
6	144	4.5	562500	3.5	437500	4	500000	500000	13.12236
7	168	5.25	656250	5.75	718750	5.25	656250	677083	13.42555
8	192	5	625000	5.25	656250	4.5	562500	614583	13.32870
9	216	5.25	656250	4.75	593750	4.5	562500	604167	13.31161
10	240	4.5	562500	4.25	531250	4.25	531250	541667	13.20241
11	264	5	625000	4.75	593750	4.75	593750	604167	13.31161
12	288	4.75	593750	4.5	562500	4.75	593750	583333	13.27651
13	312	5	625000	5.25	656250	5.25	656250	645833	13.37830
14	336	4.75	593750	4.5	562500	4.25	531250	562500	13.24015
15	360	4.25	531250	4.75	593750	4.75	593750	572917	13.25850

Tabla 30. Resultados de monitoreo del crecimiento microbiano durante el proceso de biooxidación del mineral.

Tiempo		REPLICA I						REPLICA II						REPLICA III						PROMEDIO		
Día	Horas	P	3%	P	6%	P	10%	P	3%	P	6%	P	10%	P	3%	P	6%	P	10%	3%	6%	10%
0	0	4.5	6E+05	4.5	6E+05	5	6E+05	4.25	5E+05	4.75	6E+05	4.75	6E+05	4.5	6E+05	4.25	5E+05	4.75	6E+05	552083	562500	604167
1	24	7.5	9E+05	5.25	7E+05	9.75	1E+06	7.75	1E+06	5.5	7E+05	9.75	1E+06	7.5	9E+05	5.5	7E+05	9	1E+06	947917	677083	1187500
2	48	11.5	1E+06	9.5	1E+06	14.3	2E+06	11.3	1E+06	9.5	1E+06	13.8	2E+06	11.8	1E+06	8.75	1E+06	13.8	2E+06	1437500	1156250	1739583
3	72	11.5	1E+06	9	1E+06	12.5	2E+06	12	2E+06	9.75	1E+06	12.8	2E+06	12.5	2E+06	7.75	1E+06	10.8	1E+06	1500000	1104167	1500000
4	96	11.8	1E+06	8.5	1E+06	11.8	1E+06	11.3	1E+06	8.5	1E+06	10.5	1E+06	11.8	1E+06	8.75	1E+06	10.8	1E+06	1447917	1072917	1375000
5	120	11	1E+06	8.25	1E+06	9.25	1E+06	11	1E+06	8.25	1E+06	9.75	1E+06	11.5	1E+06	8.5	1E+06	11	1E+06	1395833	1041667	1250000
6	144	9	1E+06	8	1E+06	7.5	9E+05	9.25	1E+06	7.75	1E+06	8.5	1E+06	9.5	1E+06	8	1E+06	9.25	1E+06	1156250	989583	1052083
7	168	8.75	1E+06	5.5	7E+05	8	1E+06	8.25	1E+06	4.25	5E+05	7.5	9E+05	5.5	7E+05	6	8E+05	8.75	1E+06	937500	656250	1010417
8	192	6.5	8E+05	2.5	3E+05	7.75	1E+06	5.75	7E+05	3.5	4E+05	6.5	8E+05	5.25	7E+05	3	4E+05	8.25	1E+06	729167	375000	937500
9	216	6.25	8E+05	3.5	4E+05	6	8E+05	5.5	7E+05	3.25	4E+05	6.25	8E+05	2.45	3E+05	4.5	6E+05	5.75	7E+05	591458	468750	750000
10	240	3.5	4E+05	4.25	5E+05	4	5E+05	5	6E+05	3.25	4E+05	3.25	4E+05	3	4E+05	5.75	7E+05	3	4E+05	479167	552083	427083

*P: promedio de conteo realizado en 5 cuadrantes de 0.2 mm en la cámara Neubauer improved marca Marienfield

Tabla 31. Resultados de monitoreo de pH durante el proceso de biooxidación del mineral

Tiempo		REPLICA I						REPLICA II						REPLICA III						PROMEDIO					
Días	Horas	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%
0	0	2.11	2.09	2.07	2.05	2.02	2.02	2.08	2.08	2.10	2.00	1.98	1.99	2.04	2.05	2.03	1.97	1.99	1.99	2.08	2.07	2.07	2.01	2.00	2.00
1	24	2.08	2.05	2.01	2.02	1.98	2.00	2.03	2.03	1.98	1.96	1.95	1.90	2.06	1.90	1.97	1.96	1.96	1.93	2.06	1.99	1.99	1.98	1.96	1.94
2	48	1.95	1.91	1.80	2.00	1.97	2.01	1.94	1.86	1.83	1.95	1.93	1.92	1.85	1.70	1.78	1.95	1.97	1.94	1.91	1.82	1.80	1.97	1.96	1.96
3	72	1.84	1.70	1.73	1.93	1.92	1.95	1.86	1.82	1.74	1.91	1.95	1.91	1.77	1.68	1.73	1.90	1.93	1.93	1.82	1.73	1.73	1.91	1.93	1.93
4	96	1.78	1.69	1.72	1.92	1.96	1.98	1.83	1.82	1.75	1.95	1.95	1.94	1.78	1.67	1.74	1.92	1.97	1.95	1.80	1.73	1.74	1.93	1.96	1.96
5	120	1.77	1.68	1.72	1.93	1.96	1.97	1.77	1.81	1.76	1.94	1.99	1.99	1.76	1.66	1.74	1.94	2.01	1.97	1.77	1.72	1.74	1.94	1.99	1.98
6	144	1.74	1.70	1.71	1.96	1.99	1.96	1.75	1.80	1.75	1.95	1.98	2.01	1.75	1.66	1.73	1.93	1.99	2.00	1.75	1.73	1.73	1.95	1.99	1.99
7	168	1.74	1.72	1.70	1.97	1.99	1.99	1.74	1.79	1.74	1.99	2.00	2.01	1.70	1.67	1.71	1.91	1.99	1.99	1.73	1.73	1.72	1.96	1.99	2.00
8	192	1.70	1.71	1.70	1.96	1.97	2.00	1.72	1.81	1.72	1.97	1.98	1.99	1.70	1.66	1.69	1.90	1.97	1.99	1.71	1.73	1.70	1.94	1.97	1.99
9	216	1.69	1.71	1.69	1.95	1.98	1.99	1.71	1.80	1.71	1.96	1.95	1.98	1.69	1.67	1.69	1.90	1.96	1.96	1.70	1.73	1.70	1.94	1.96	1.98
10	240	1.69	1.69	1.69	1.98	1.97	1.98	1.68	1.78	1.70	1.96	1.96	2.00	1.66	1.65	1.67	1.93	1.96	1.98	1.68	1.71	1.69	1.96	1.96	1.99

Tabla 32. Resultados de monitoreo de ORP durante el proceso de biooxidación del mineral

Tiempo		REPLICA I						REPLICA II						REPLICA III						PROMEDIO					
Días	Horas	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%	5%	10%	15%	Control 5%	Control 10%	Control 15%
0	0	314.1	314.7	314.5	318.2	318.0	318.8	313.3	313.8	313.8	317.60	317.50	318.30	313.70	314.10	314.00	317.90	317.60	317.50	313.70	314.20	314.10	317.90	317.70	318.20
1	24	316.1	319.1	319.6	320.0	320.2	321.3	314.2	318.6	318.2	319.30	319.70	321.00	315.30	318.70	318.90	318.60	320.40	321.60	315.20	318.80	318.90	319.30	320.10	321.30
2	48	323.2	327.1	330.1	321.9	320.4	320.0	320.4	327.5	329.5	321.00	320.50	320.50	326.00	326.70	328.90	320.10	320.00	320.10	323.20	327.10	329.50	321.00	320.30	320.20
3	72	327.4	333.0	333.8	323.3	321.8	321.6	326.7	333.2	333.0	322.70	322.10	321.90	330.20	332.80	332.20	323.00	322.10	320.40	328.10	333.00	333.00	323.00	322.00	321.30
4	96	328.8	333.3	333.4	322.2	320.7	320.0	327.5	333.5	332.8	322.00	320.30	321.00	332.40	333.10	332.80	322.40	320.50	320.20	329.60	333.30	333.00	322.20	320.50	320.40
5	120	330.0	334.0	332.9	321.4	318.7	319.1	329.4	333.8	332.4	320.50	318.00	320.10	334.20	333.60	333.10	322.00	320.00	319.30	331.20	333.80	332.80	321.30	318.90	319.50
6	144	332.3	333.1	333.4	320.1	318.1	319.0	330.5	332.9	332.9	320.40	319.70	319.70	335.00	332.40	333.60	321.90	318.30	318.00	332.60	332.80	333.30	320.80	318.70	318.90
7	168	332.8	333.0	333.8	320.6	317.7	318.2	331.7	333.3	333.4	319.80	318.60	318.20	335.90	333.30	334.20	320.50	318.90	318.20	333.10	333.20	333.80	320.30	318.40	318.20
8	192	333.4	333.2	335.5	321.5	318.3	318.4	332.6	334.0	335.6	321.10	320.40	318.40	336.30	333.30	335.70	321.70	319.80	319.30	334.10	333.50	335.60	321.40	319.50	318.70
9	216	335.1	332.9	335.0	321.9	320.5	319.1	334.8	333.4	335.1	320.40	320.10	319.60	336.90	333.00	335.20	321.60	320.00	319.50	335.60	333.10	335.10	321.30	320.20	319.40
10	240	337.5	333.8	337.3	320.4	320.6	317.5	337.1	335.2	336.7	319.20	320.10	318.70	338.20	334.20	336.70	320.40	320.20	318.70	337.60	334.40	336.90	320.00	320.30	318.30

Tabla 33. Resultados de monitoreo de mediciones de Hierro²⁺ en los tratamientos con sólidos al 5% y 10%.

Tiempo		Sólidos 5%										Sólidos 10%									
		REPLICA I			REPLICA II			REPLICA III			PROMEDIO	REPLICA I			REPLICA II			REPLICA III			PROMEDIO
Días	Horas	Abs.	D	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Fe (mg/L)	Abs.	D	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Fe (mg/L)
0	0	0.685	1/20	3307.71	0.769	1/20	3707.71	0.565	1/20	2736.29	3250.57	0.609	1/20	2945.81	0.664	1/20	3207.71	0.149	1/100	3593.43	3248.98
1	24	0.967	1/20	4650.57	0.939	1/20	4517.24	0.721	1/20	3479.14	4215.65	0.961	1/20	4622.00	1.034	1/20	4969.62	1.038	1/20	4988.67	4860.10
2	48	1.1222	1/20	5389.62	1.094	1/20	5255.33	0.671	3/98	5264.70	5303.22	0.248	1/100	5950.57	1.163	1/20	5583.90	0.701	3/98	5498.03	5677.50
3	72	1.091	1/20	5241.05	0.657	3/98	5155.81	0.666	3/98	5225.81	5207.56	0.246	1/100	5902.95	0.635	3/98	4984.70	0.626	3/98	4914.70	5267.45
5	120	0.606	3/98	4759.14	0.703	3/98	5513.59	0.632	3/98	4961.37	5078.03	0.705	3/98	5529.14	0.627	3/98	4922.48	0.652	3/98	5116.92	5189.51
6	144	0.456	3/98	3592.48	0.531	3/98	4175.81	0.481	3/98	3786.92	3851.74	0.617	3/98	4844.70	0.567	3/98	4455.81	0.582	3/98	4572.48	4624.33
7	168	0.132	1/100	3188.67	0.161	1/100	3879.14	0.123	1/100	2974.38	3347.40	0.701	1/20	3383.90	0.171	1/100	4117.24	0.165	1/100	3974.38	3825.17
8	192	0.102	1/100	2474.38	0.127	1/100	3069.62	0.145	1/100	3498.19	3014.06	0.515	3/98	4051.37	0.168	1/100	4045.81	0.150	1/100	3617.24	3904.80
10	240	0.575	1/20	2783.90	0.118	1/100	2855.33	0.16	1/100	3855.33	3164.86	0.918	1/20	4417.24	0.15	1/100	3617.24	0.174	1/100	4188.67	4074.38

Tabla 34. Resultados de monitoreo de mediciones de Hierro²⁺ en los tratamientos con sólidos al 15% y el control al 5%.

Tiempo		Sólidos 15%										Control 5%									
		REPLICA I			REPLICA II			REPLICA III			PROMEDIO	REPLICA I			REPLICA II			REPLICA III			PROMEDIO
Días	Horas	Abs.	D	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Fe (mg/L)	Abs.	D	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Fe (mg/L)
0	0	0.681	1/20	3288.67	0.65378	1/20	3159.05	0.134	1/100	3236.29	3228.00	0.325	1/100	7783.90	0.307	1/100	7355.33	0.305	1/100	7307.71	7482.32
1	24	0.743	1/20	3583.90	0.861	1/20	4145.81	0.901	1/20	4336.29	4022.00	0.2725	1/100	6533.90	0.268	1/100	6426.76	0.295	1/100	7069.62	6676.76
2	48	1.030	1/20	4950.57	0.832	3/98	6516.92	1.218	1/20	5845.81	5771.10	0.2625	1/100	6295.81	0.287	1/100	6879.14	0.272	1/100	6522.00	6565.65
3	72	1.121	1/20	5383.90	0.752	3/98	5894.70	1.251	1/20	6002.95	5760.52	0.244	1/100	5855.33	0.271	1/100	6498.19	0.297	1/100	7117.24	6490.25
5	120	0.518	3/98	4074.70	1.259	1/20	6041.05	1.068	1/20	5131.52	5082.42	0.239	1/100	5736.29	0.219	1/100	5260.10	0.278	1/100	6664.86	5887.08
6	144	0.232	1/100	5569.62	1.163	1/20	5583.90	0.622	3/98	4883.59	5345.70	0.274	1/100	6569.62	0.276	1/100	6617.24	0.262	1/100	6283.90	6490.25
7	168	0.248	1/100	5950.57	0.976	1/20	4693.43	0.462	3/98	3639.14	4761.05	0.259	1/100	6212.48	0.235	1/100	5641.05	0.253	1/100	6069.62	5974.38
8	192	0.229	1/100	5498.19	0.812	1/20	3912.48	0.573	3/98	4502.48	4637.71	0.261	1/100	6260.10	0.265	1/100	6355.33	0.275	1/100	6593.43	6402.95
10	240	0.740	1/20	3569.62	0.758	1/20	3655.33	0.178	1/100	4283.90	3836.29	0.229	1/100	5498.19	0.27	1/100	6474.38	0.21825	1/100	6736.29	6236.29

Tabla 35.Resultados de monitoreo de mediciones de Hierro²⁺ en los controles al 10% y 15%.

Tiempo		Control 10%										Control 15%									
		REPLICA I			REPLICA II			REPLICA III			PROMEDIO	REPLICA I			REPLICA II			REPLICA III			PROMEDIO
Días	Horas	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Abs.	Dil.	Fe (mg/L)	Fe (mg/L)
0	0	0.308	1/100	7379.14	0.305	1/100	7307.71	0.236	1/100	5664.86	6783.905	0.283	1/100	6783.90	0.290	1/100	6950.57	0.302	1/100	7236.29	6990.25
1	24	0.261	1/100	6260.10	0.292	1/100	6998.19	0.257	1/100	6164.86	6474.381	0.279	1/100	6688.67	0.288	1/100	6902.95	0.272	1/100	6522.00	6704.54
2	48	0.287	1/100	6879.14	0.279	1/100	6688.67	0.263	1/100	6307.71	6625.175	0.269	1/100	6450.57	0.279	1/100	6688.67	0.281	1/100	6736.29	6625.17
3	72	0.291	1/100	6974.38	0.291	1/100	6974.38	0.242	1/100	5807.71	6585.492	0.300	1/100	7188.67	0.273	1/100	6545.81	0.296	1/100	7093.43	6942.63
5	120	0.26	1/100	6236.29	0.249	1/100	5974.38	0.269	1/100	6450.57	6220.413	0.262	1/100	6283.90	0.224	1/100	5379.14	0.288	1/100	6902.95	6188.67
6	144	0.255	1/100	6117.24	0.263	1/100	6307.71	0.265	1/100	6355.33	6260.095	0.293	1/100	7022.00	0.301	1/100	7212.48	0.260	1/100	6236.29	6823.59
7	168	0.268	1/100	6426.76	0.244	1/100	5855.33	0.279	1/100	6688.67	6323.587	0.266	1/100	6379.14	0.292	1/100	6998.19	0.277	1/100	6641.05	6672.79
8	192	0.253	1/100	6069.62	0.273	1/100	6545.81	0.227	1/100	5450.57	6022.000	0.258	1/100	6188.67	0.266	1/100	6379.14	0.254	1/100	6093.43	6220.41
10	240	0.277	1/100	5593.43	0.242	1/100	6641.05	0.294	1/100	7045.81	6498.190	0.263	1/100	6307.71	0.294	1/100	7045.81	0.286	1/100	6855.33	6736.29

Tabla 36. Consumo de cianuro y determinación de su concentración al finalizar lixiviación.

	Sólidos	Tiempo de Biooxidación (Días)	Gasto de AgNO ₃ (mL)	NaCN en solución (g)	Fuerza de NaCN libre (ppm)	Fuerza de CN ⁻ libre (ppm)	NaCN consumido en 48 h	
							g	%
Réplica I	5%	5	5.2	0.0260	1300	689.8	0.162	86.2
		7	5.7	0.0285	1425	756.1	0.160	84.9
		10	6.4	0.0320	1600	849.0	0.156	83.0
	10%	5	4.7	0.0235	1175	623.5	0.165	87.5
		7	5.3	0.0265	1325	703.1	0.162	85.9
		10	5.9	0.0295	1475	782.7	0.159	84.3
	15%	5	2.2	0.0110	550	291.8	0.177	94.2
		7	3.1	0.0155	775	411.2	0.173	91.8
		10	4.0	0.0200	1000	530.6	0.168	89.4
	Blanco 5 %	10	0.9	0.0045	225	119.4	0.184	97.6
	Blanco 10%	10	1.3	0.0065	325	172.4	0.182	96.6
	Blanco 15%	10	1.1	0.0055	275	145.9	0.183	97.1
Réplica II	5%	5	5.4	0.0270	1350	716.3	0.161	85.7
		7	5.8	0.0290	1450	769.4	0.159	84.6
		10	6.3	0.0315	1575	835.7	0.157	83.3
	10%	5	4.5	0.0225	1125	596.9	0.166	88.1
		7	5.5	0.0275	1375	729.6	0.161	85.4
		10	5.8	0.0290	1450	769.4	0.159	84.6
	15%	5	1.9	0.0095	475	252.0	0.179	95.0
		7	3.3	0.0165	825	437.8	0.172	91.2
		10	4.2	0.0210	1050	557.1	0.167	88.9
	Blanco 5 %	10	1.0	0.0050	250	132.7	0.183	97.3
	Blanco 10%	10	0.9	0.0045	225	119.4	0.184	97.6
	Blanco 15%	10	1.1	0.0055	275	145.9	0.183	97.1
Réplica III	5%	5	5.1	0.0255	1275	676.5	0.163	86.5
		7	5.5	0.0275	1375	729.6	0.161	85.4
		10	6.6	0.0330	1650	875.5	0.155	82.5
	10%	5	4.9	0.0245	1225	650.0	0.164	87.0
		7	5.4	0.0270	1350	716.3	0.161	85.7
		10	6.1	0.0305	1525	809.2	0.158	83.8
	15%	5	2.0	0.0100	500	265.3	0.178	94.7
		7	3.1	0.0155	775	411.2	0.173	91.8
		10	3.9	0.0195	975	517.3	0.169	89.7
	Blanco 5 %	10	1.2	0.0060	300	159.2	0.182	96.8
	Blanco 10%	10	1.3	0.0065	325	172.4	0.182	96.6
	Blanco 15%	10	1.0	0.0050	250	132.7	0.183	97.3

ANEXO 6

RESULTADOS TOTALES DE PORCENTAJES DE RECUPERACIÓN DE ORO Y PLATA EN CADA UNA DE LAS RÉPLICAS REALIZADAS.

Tabla 37. Resultados de recuperación de oro (%), posterior a la cianuración.

		REPLICA I	REPLICA II	REPLICA III	PROMEDIO
5%	5	36.51	37.46	37.67	37.22
	7	44.64	45.34	42.63	44.20
	10	51.66	45.28	47.61	48.18
Blanco 5%	10	19.79	22.66	20.24	20.89
10%	5	33.34	34.25	32.27	33.29
	7	35.87	37.04	33.62	35.51
	10	46.26	43.08	47.07	45.47
Blanco 10%	10	19.47	22.10	19.36	20.31
15%	5	23.75	21.62	25.69	23.68
	7	33.98	33.25	34.35	33.86
	10	40.36	42.88	41.22	41.49
Blanco 15%	10	22.40	19.36	19.19	20.32

Tabla 38. Resultados de recuperación de plata (%), posterior a la cianuración.

		REPLICA I	REPLICA II	REPLICA III	PROMEDIO
5%	5	60.21	60.60	57.96	59.59
	7	61.11	72.00	62.09	65.06
	10	75.70	89.79	84.30	83.26
Blanco 5%	10	29.06	30.43	30.13	29.87
10%	5	35.79	37.36	36.98	36.71
	7	42.51	57.79	50.30	50.20
	10	66.43	61.74	73.53	67.23
Blanco 10%	10	28.72	28.60	29.57	28.96
15%	5	32.09	33.40	31.83	32.44
	7	36.43	41.53	38.94	38.96
	10	46.55	44.81	46.94	46.10
Blanco 15%	10	28.04	28.13	29.11	28.43

Tabla 39. Resultados obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de la réplica 1.

		Mineral	Peso(g)lo Volumen(mL)	Peso(Kg)lo Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extraccion Au ensayada (%)	Extraccion Au calculada (%)
REPLICA I	5 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
		Solución	14	0.014	3.231	0.045234	36.51	36.77
		Relave	7	0.007	11.111	0.077777	62.77	63.23
		Cabeza Calc.		0.008	17.57	0.123011		100.00
		% recuperación Ensayada de Au			36.51	% Recuperación calculada Au	36.77	
	7 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
		Solución	14	0.014	3.951	0.055314	44.64	44.70
		Relave	7	0.007	9.778	0.0684446	55.24	55.30
		Cabeza Calc.		0.008	17.68	0.1237586		100
		% recuperación Ensayada de Au			44.64	% Recuperación calculada Au	44.70	
	10 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
		Solución	14	0.014	4.572	0.0640	51.66	51.99
Relave		7	0.007	8.444	0.0591	47.71	48.01	
Cabeza Calc.			0.008	17.59	0.1231		100	
	% recuperación Ensayada de Au			51.66	% Recuperación calculada Au	51.99		
Blanco 5%	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100		
	Solución	14	0.014	1.751	0.0245	19.79	20.14	
	Relave	7	0.007	13.889	0.0972	78.47	79.86	
	Cabeza Calc.		0.008	17.39	0.1217		100	
	% recuperación Ensayada de Au			19.79	% Recuperación calculada Au	20.14		
10%	5 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100	
		Solución	20	0.014	2.951	0.0590	33.34	33.38
		Relave	10	0.007	11.778	0.1178	66.54	66.62
		Cabeza Calc.		0.008	17.68	0.1768		100
		% recuperación Ensayada de Au			33.34	% Recuperación calculada Au	33.38	
	7 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100	
		Solución	20	0.014	3.175	0.0635	35.87	35.91
		Relave	10	0.007	11.333	0.1133	64.03	64.09
		Cabeza Calc.		0.008	17.683	0.1768		100
		% recuperación Ensayada de Au			35.87	% Recuperación calculada Au	35.91	
	10 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100	
		Solución	20	0.014	4.094	0.082	46.26	45.57
Relave		10	0.007	9.778	0.098	55.24	54.43	
Cabeza Calc.			0.008	17.97	0.180		100	
	% recuperación Ensayada de Au			46.26	% Recuperación calculada Au	45.57		
Blanco 10%	Cabeza	10	0.007		0.177	100		
	Solución	20	0.014	1.723	0.0345	19.47	19.63	
	Relave	10	0.007	14.111	0.1411	79.72	80.37	
	Cabeza Calc.		0.008	17.557	0.1756		100	
	% recuperación Ensayada de Au			19.47	% Recuperación calculada Au	19.63		
15%	5 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100	
		Solución	20	0.014	2.102	0.0420	23.75	23.82
		Relave	10	0.007	13.444	0.1344	75.95	76.18
		Cabeza Calc.		0.008	17.648	0.1765		100
		% recuperación Ensayada de Au			23.75	% Recuperación calculada Au	23.82	
	7 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100	
		Solución	20	0.014	3.007	0.0601	33.98	34.01
		Relave	10	0.007	11.667	0.1167	65.92	65.99
		Cabeza Calc.		0.008	17.681	0.1768		100
		% recuperación Ensayada de Au			33.98	% Recuperación calculada Au	34.01	
	10 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100	
		Solución	20	0.014	3.572	0.0714	40.36	40.63
Relave		10	0.007	10.444	0.1044	59.01	59.37	
Cabeza Calc.			0.008	17.588	0.1759		100	
	% recuperación Ensayada de Au			40.36	% Recuperación calculada Au	40.62		
Blanco 15%	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100		
	Solución	20	0.014	1.983	0.0397	22.40	22.49	
	Relave	10	0.007	13.667	0.1367	77.21	77.51	
	Cabeza Calc.		0.008	17.632	0.1763		100	
	% recuperación Ensayada de Au			22.40	% Recuperación calculada Au	22.49		

Tabla 40. Resultados obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de la réplica 2

		Mineral	Peso(g) o Volumen(mL)	Peso(Kg) o Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extraccion Au ensayada (%)	Extraccion Au calculada (%)	
REPLICA II	5%	5 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
			Solución	14	0.014	3.315	0.0464	37.46	37.61
			Relave	7	0.007	11.000	0.0770	62.15	62.39
			Cabeza Calc.		0.008	17.631	0.1234		100
			% recuperación Ensayada de Au			37.46	% Recuperación calculada Au	37.61	
		7 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
			Solución	14	0.014	4.013	0.0562	45.34	45.94
			Relave	7	0.007	9.444	0.0661	53.36	54.06
			Cabeza Calc.		0.008	17.469	0.1223		100
			% recuperación Ensayada de Au			45.34	% Recuperación calculada Au	45.94	
		10 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.177	100	
			Solución	14	0.014	4.007	0.0801	45.28	45.04
	Relave		7	0.007	9.778	0.0978	55.24	54.96	
	Cabeza Calc.			0.008	17.792	0.1779		100	
	% recuperación Ensayada de Au				45.28	% Recuperación calculada Au	45.04		
	Blanco 5%	Cabeza	7	0.007					
		Solución	14	0.014	2.005	0.0281	22.66	22.98	
		Relave	7	0.007	13.444	0.0941	75.95	77.02	
		Cabeza Calc.		0.008	17.454	0.1222		100	
		% recuperación Ensayada de Au			22.66	% Recuperación calculada Au	22.98		
	10%	5 días	Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100	
			Solución	20	0.02	3.031	0.0606	34.25	34.63
			Relave	10	0.01	11.444	0.1144	64.66	65.37
			Cabeza Calc.		0.008	17.507	0.1751		100
% recuperación Ensayada de Au					34.25	% Recuperación calculada Au	34.63		
7 días		Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.014	3.278	0.0656	37.04	37.58	
		Relave	10	0.007	10.889	0.1089	61.52	62.42	
		Cabeza Calc.		0.008	17.445	0.1745		100	
		% recuperación Ensayada de Au			37.04	% Recuperación calculada Au	37.58		
10 días		Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.02	3.813	0.0763	43.08	43.27	
	Relave	10	0.01	10.000	0.1000	56.50	56.73		
	Cabeza Calc.		0.008	17.626	0.1763		100		
	% recuperación Ensayada de Au			43.08	% Recuperación calculada Au	43.27			
Blanco 10%	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100			
	Solución	20	0.014	1.956	0.0391	22.10	22.39		
	Relave	10	0.007	13.556	0.1356	76.59	77.61		
	Cabeza Calc.		0.008	17.467	0.1747		100		
	% recuperación Ensayada de Au			22.10	% Recuperación calculada Au	22.39			
15%	5 días	Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.02	1.913	0.0383	21.62	21.60	
		Relave	10	0.01	13.889	0.1389	78.47	78.40	
		Cabeza Calc.		0.008	17.715	0.1772		100	
		% recuperación Ensayada de Au			21.62	% Recuperación calculada Au	21.60		
	7 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.014	2.942	0.0588	33.25	33.53	
		Relave	10	0.007	11.667	0.1167	65.92	66.47	
		Cabeza Calc.		0.008	17.551	0.1755		100	
		% recuperación Ensayada de Au			33.25	% Recuperación calculada Au	33.53		
	10 días	Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.02	3.795	0.0759	42.88	43.15	
Relave		10	0.01	10.000	0.1000	56.50	56.85		
Cabeza Calc.			0.008	17.590	0.1759		100		
% recuperación Ensayada de Au				42.88	% Recuperación calculada Au	43.15			
Blanco 15%	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100			
	Solución	20	0.014	1.713	0.0343	19.36	19.42		
	Relave	10	0.007	14.220	0.1422	80.34	80.58		
	Cabeza Calc.		0.008	17.646	0.1765		100		
	% recuperación Ensayada de Au			19.36	% Recuperación calculada Au	19.42			

Tabla 41. Resultados obtenidos de balance metalúrgico en lecturas de oro por AAS y ensayo al fuego de la réplica 3

		Mineral	Peso(g)lo Volumen(mL)	Peso(Kg)lo Volumen(L)	Ley Au (g/TM)ppm	Au(mg)	Extracción Au ensayada (%)	Extracción Au calculada (%)	
REPLICA III	5%	5 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
			Solución	14	0.014	3.334	0.0467	37.67	37.61
			Relave	7	0.007	11.000	0.0770	62.15	62.39
		Cabeza Calc.		0.008	17.668	0.1237		100	
		% recuperación Ensayada de Au.				37.67	% Recuperación calculada Au	37.74	
		7 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
			Solución	14	0.014	3.773	0.0528	42.63	43.00
			Relave	7	0.007	10.000	0.0700	56.50	57.00
		Cabeza Calc.		0.008	17.545	0.1228		100	
		% recuperación Ensayada de Au				42.63	% Recuperación calculada Au	43.00	
		10 días	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100	
			Solución	14	0.014	4.213	0.0590	47.61	47.75
	Relave		7	0.007	9.222	0.0646	52.09	52.25	
	Cabeza Calc.		0.008	17.646	0.1235		100		
	% recuperación Ensayada de Au				47.61	% Recuperación calculada Au	47.75		
	Blanco 5%	Cabeza	7	0.007	17.7	0.1239	100		
		Solución	14	0.014	1.791	0.0251	20.24	20.38	
		Relave	7	0.007	14.000	0.0980	79.10	79.62	
	Cabeza Calc.		0.008	17.583	0.1231		100		
	% recuperación Ensayada de Au				20.24	% Recuperación calculada Au	20.38		
	10%	5 días	Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100	
			Solución	20	0.02	2.856	0.0571	32.27	32.45
			Relave	10	0.01	11.889	0.1189	67.18	67.55
		Cabeza Calc.		0.008	17.602	0.1760		100	
% recuperación Ensayada de Au					32.27	% Recuperación calculada Au	32.45		
7 días		Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.014	2.975	0.0595	33.62	33.78	
		Relave	10	0.007	11.667	0.1167	65.92	66.22	
Cabeza Calc.			0.008	17.617	0.1762		100		
% recuperación Ensayada de Au					33.62	% Recuperación calculada Au	33.78		
10 días		Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.02	4.166	0.0833	47.07	47.16	
	Relave	10	0.01	9.333	0.0933	52.73	52.84		
Cabeza Calc.		0.008	17.664	0.1766		100			
% recuperación Ensayada de Au				47.07	% Recuperación calculada Au	47.16			
Blanco 10%	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100			
	Solución	20	0.014	1.713	0.0343	19.36	19.41		
	Relave	10	0.007	14.222	0.1422	80.35	80.59		
Cabeza Calc.		0.008	17.648	0.1765		100			
% recuperación Ensayada de Au				19.36	% Recuperación calculada Au	19.41			
15%	5 días	Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.02	2.273	0.0455	25.69	25.75	
		Relave	10	0.01	13.111	0.1311	74.07	74.25	
	Cabeza Calc.		0.008	17.657	0.1766		100		
	% recuperación Ensayada de Au				25.69	% Recuperación calculada Au	25.75		
	7 días	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.014	3.040	0.0608	34.35	39.45	
		Relave	10	0.007	9.333	0.0933	52.73	60.55	
	Cabeza Calc.		0.008	15.413	0.1541		100		
	% recuperación Ensayada de Au				34.35	% Recuperación calculada Au	39.45		
	10 días	Cabeza	10	0.01	17.7	0.177	100		
		Solución	20	0.02	3.648	0.0730	41.22	41.39	
Relave		10	0.01	10.333	0.1033	58.38	58.61		
Cabeza Calc.		0.008	17.629	0.1763		100			
% recuperación Ensayada de Au				41.22	% Recuperación calculada Au	41.39			
Blanco 15%	Cabeza	10	0.007	17.7	0.177	100			
	Solución	20	0.014	1.698	0.0340	19.19	19.28		
	Relave	10	0.007	14.220	0.1422	80.34	80.72		
Cabeza Calc.		0.008	17.616	0.1762		100			
% recuperación Ensayada de Au				19.19	% Recuperación calculada Au	19.28			

Gráficas estadísticas de recuperación de oro y plata obtenidas en el programa estadístico Minitab 18

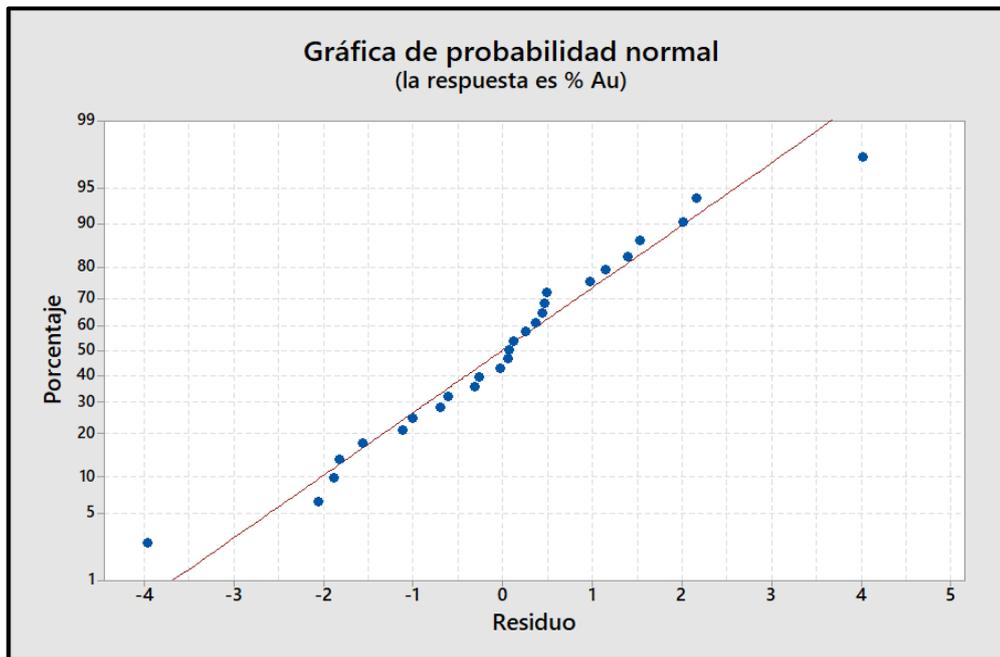


Figura 31. Probabilidad normal para la recuperación de oro.

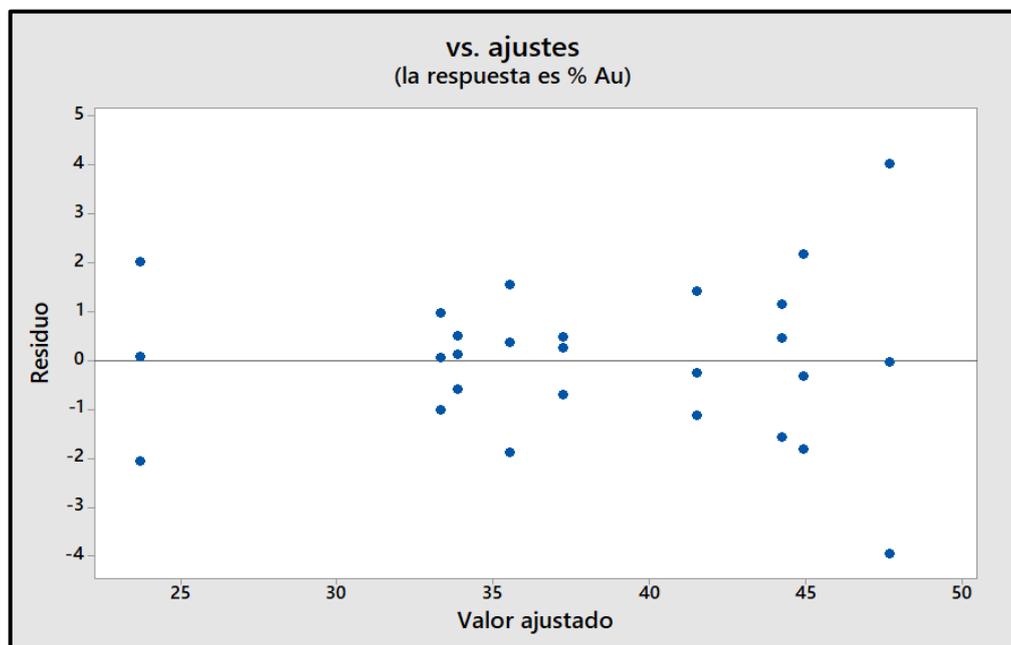


Figura 32. Análisis de residuos para la recuperación de oro.

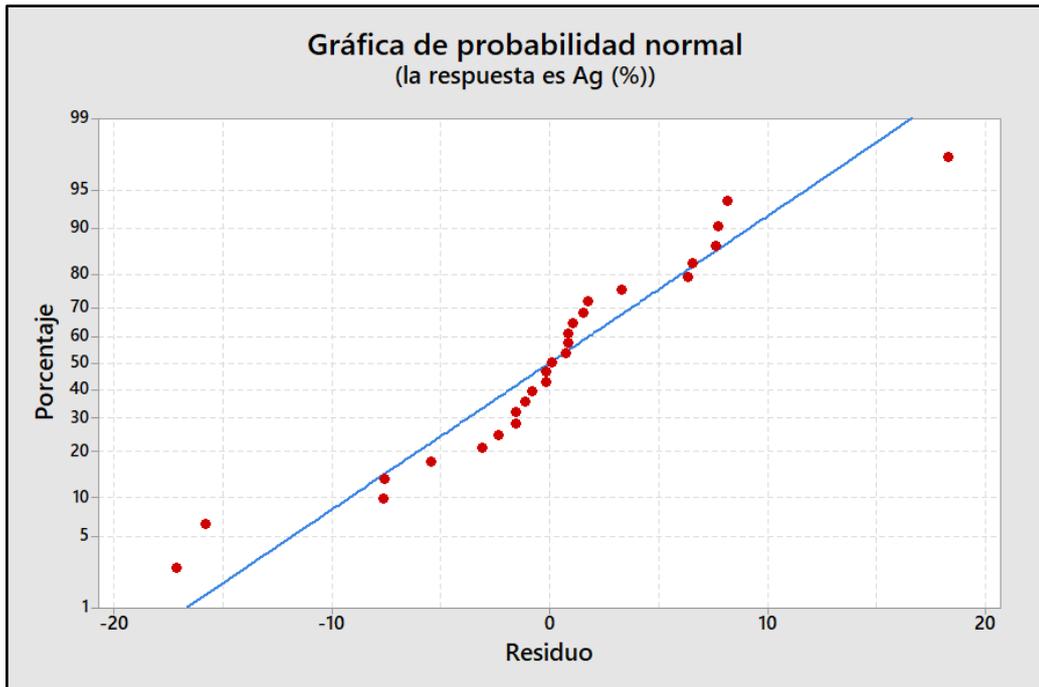


Figura 33. Probabilidad normal para la recuperación de plata.

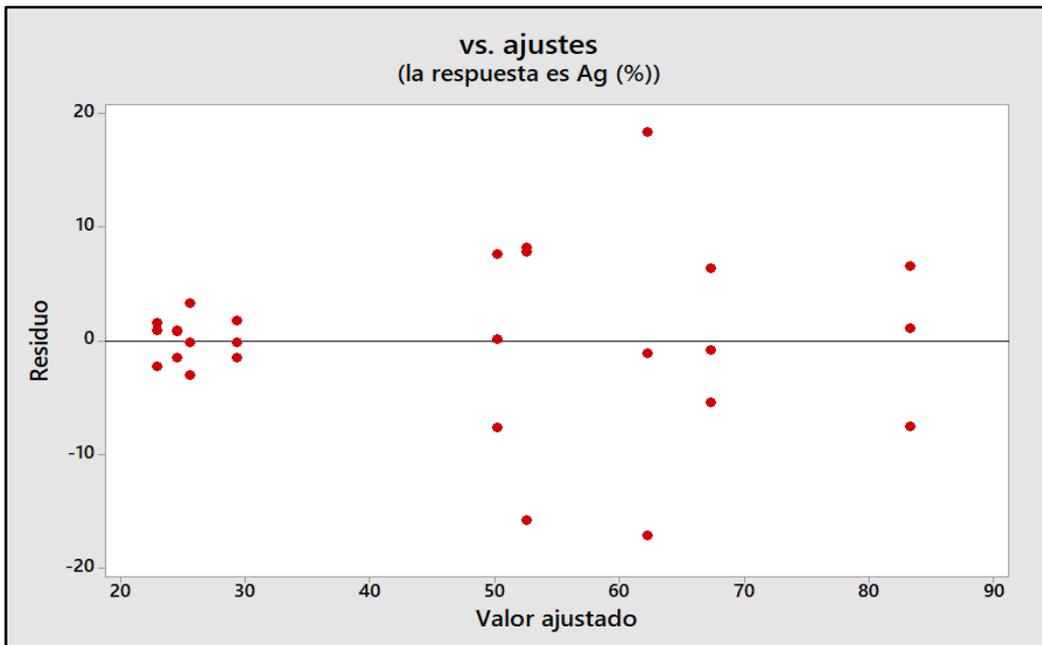


Figura 34. Análisis de residuos para la recuperación de oro.

ANEXO 7

FOTOS DE TODO EL PROCESO

- Preparación y tratamiento mecánico de mineral en bruto, así como su homogeneización, y caracterización química en laboratorio de procesamiento de minerales.



Figura 35. Mineral en bruto reducido a trozos utilizando un combo y mortero para posteriormente enviar la muestra a la chancadora de quijadas.



Figura 36. Colocación de la muestra de mineral en la chancadora de quijadas para posteriormente enviar al cuarteador de rifles.



Figura 37. Obtención de la muestra pulverizada luego de haber pasado por la pulverizadora de anillos. Dentro de la cabina, a la izquierda, se observan una de las ollas y los anillos que forman parte del pulverizador.



Figura 38. Homogeneización de la muestra de mineral pulverizado por el método del damero: Paleo fraccionado y alternado.

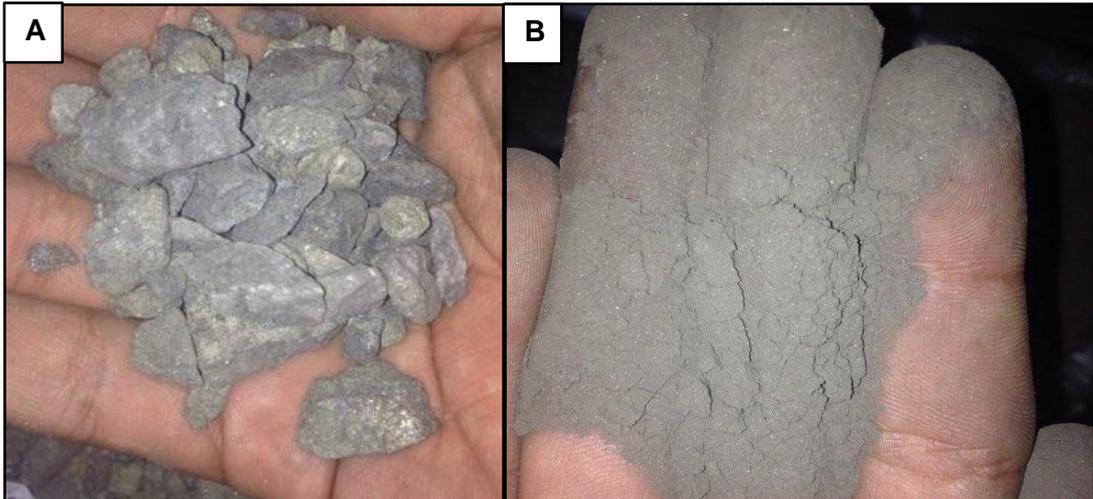


Figura 39. Mineral aurífero refractario tipo sulfuro. A) Mineral obtenido luego haber pasado por la chancadora de quijada. B) Mineral obtenido luego de haber pasado por la pulverizadora de anillos.



Figura 40. Equipo espectrofotómetro de emisión óptica con acoplamiento de plasma inductivo (ICP-OES), modelo Prodigy. Este equipo realizó el análisis químico multielemental de la muestra de mineral.



Figura 41. Medición del pH del mineral aurífero refractario.

- Puntos y zona de muestreo del drenaje ácido minero en el distrito de Lúdma, provincia de Gran Chimú, región de La libertad.

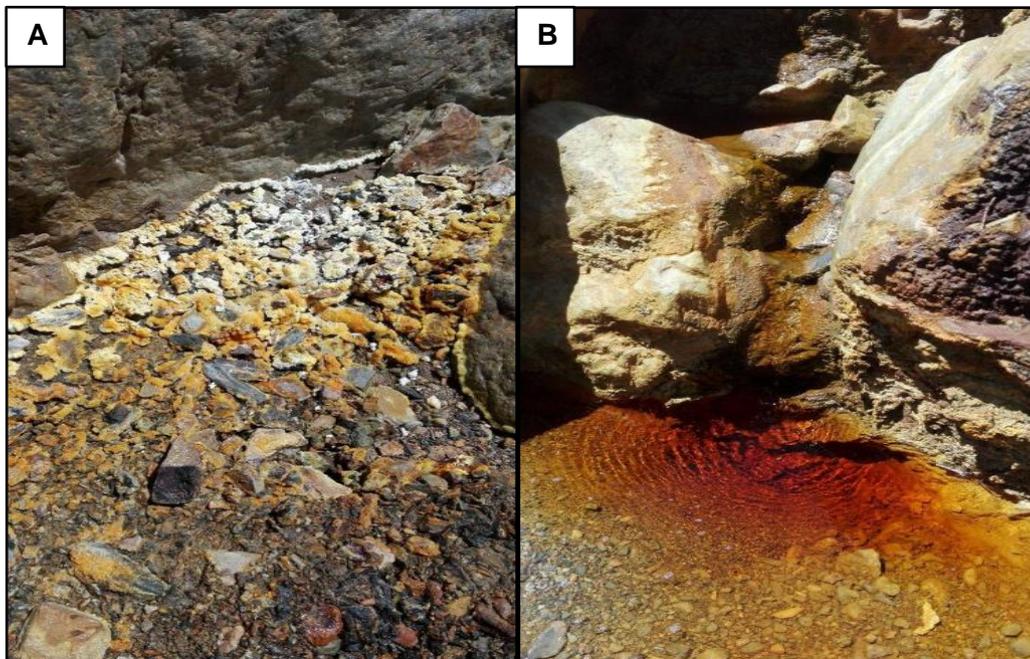


Figura 42. Puntos de muestreo de drenaje ácido de mina. A) Zona aledaña al punto 1 de muestreo de drenaje ácido de mina (DAM). Se observa piedras con una tonalidad semi naranja. Lo cual evidencia una oxidación natural y que era parte del caudal del DAM. B) Punto de muestreo 2 del drenaje ácido de mina.

- Realización del sembrado de las muestras en medio sólido 9K sólido y líquido y obtención de colonias en placa, así como también oxidación del medio líquido.



Figura 43. Sembrado de las muestras en medio 9K sólido por extensión mediante el asa Drigalsky.

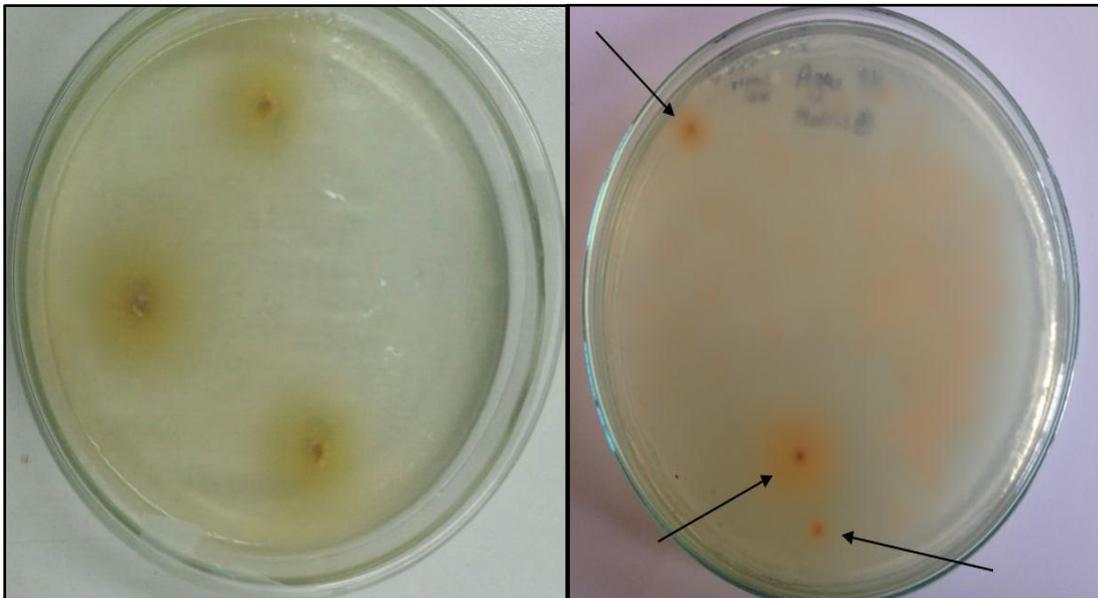


Figura 44. Medio de cultivo sólido 9K con agar con presencia de colonias formadas a partir de drenaje ácido de mina. Se observan la presencia de colonias rojas oscuras y amarillentas de forma circulares.



Figura 45. Cultivos de microorganismos acidófilos quimiolitotróficos en medio 9K. Se observa color rojo característico en el medio lo cual evidencia una oxidación parcial del Fe presente. A la derecha se observa el matraz control, el cual no fue inoculado.

- Observación e identificación de las muestras microbiológicas al microscopio óptico.



Figura 46. Llenado de muestra en la cámara Neubauer



Figura 47. Conteo de microorganismos en Cámara Neubauer

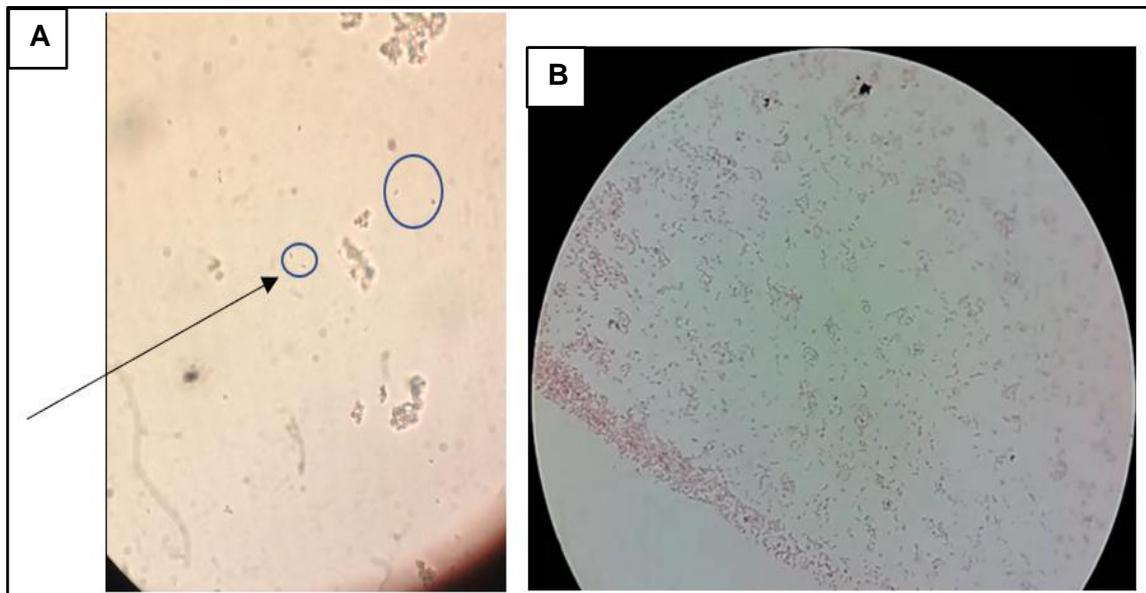


Figura 48. Visualización microscópica de muestras de cultivo 9K. A) Muestra preparada al fresco, al llevarlas al microscopio se observó la movilidad de los microorganismos B) Tinción Gram de muestra previamente centrifugada, en la imagen se observa que los microorganismos encontrados fueron bacilos Gram negativos.

- Realización del proceso de biooxidación en agitador a temperatura de medio ambiente.



Figura 49. Medio de cultivo 9K homogeneizado antes de ser distribuido en matraces para el proceso de biooxidación.



Figura 50. Proceso biooxidativo realizado en matraces, conteniendo medio 9K con mineral. Condiciones de operación a agitación de 120 rpm y a temperatura ambiente.

- Preparación y lectura de soluciones patrón utilizadas para elaborar la curva de calibrado con la cual se medirá la oxidación de Fe (II) en espectrofotometría.



Figura 51. Muestras listas de sulfato ferroso y fenantrolina para realizar lectura en espectrofotómetro.

- Proceso post biooxidación, para recuperación de sólidos mediante filtración.



Figura 52. Finalización del proceso de biooxidación. Se observan las muestras listas para ser filtradas.

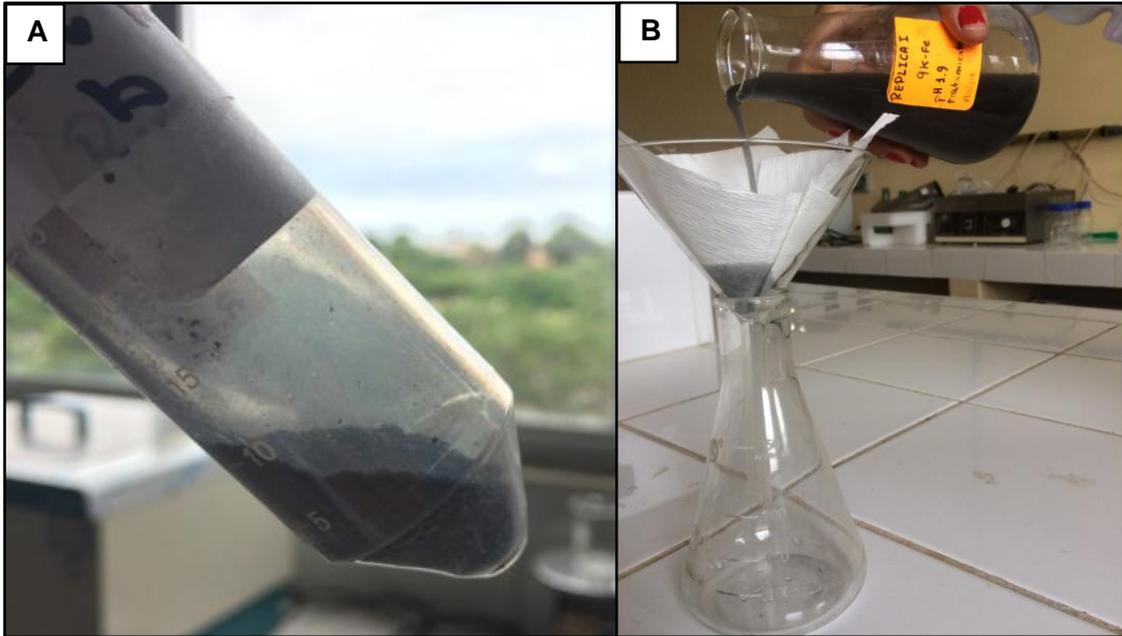


Figura 53. Mineral luego del proceso biooxidativo. A) Mineral biooxidado listo para ser sometido a prueba de cianuración en botella. B) Filtración de muestra mineral luego del proceso biooxidativo.

- Proceso de lixiviación en cianuro y obtención de soluciones pregnant y relaves por filtración.



Figura 54. Proceso de cianuración en botella: Se observa la mesa roladora y sobre ella las botellas en constante agitación. La botella de forma cilíndrica uniforme (señalada) contiene las muestras experimentales.



Figura 55. Obtención de soluciones pregnant y relaves luego de la cianuración, mediante proceso de filtración.

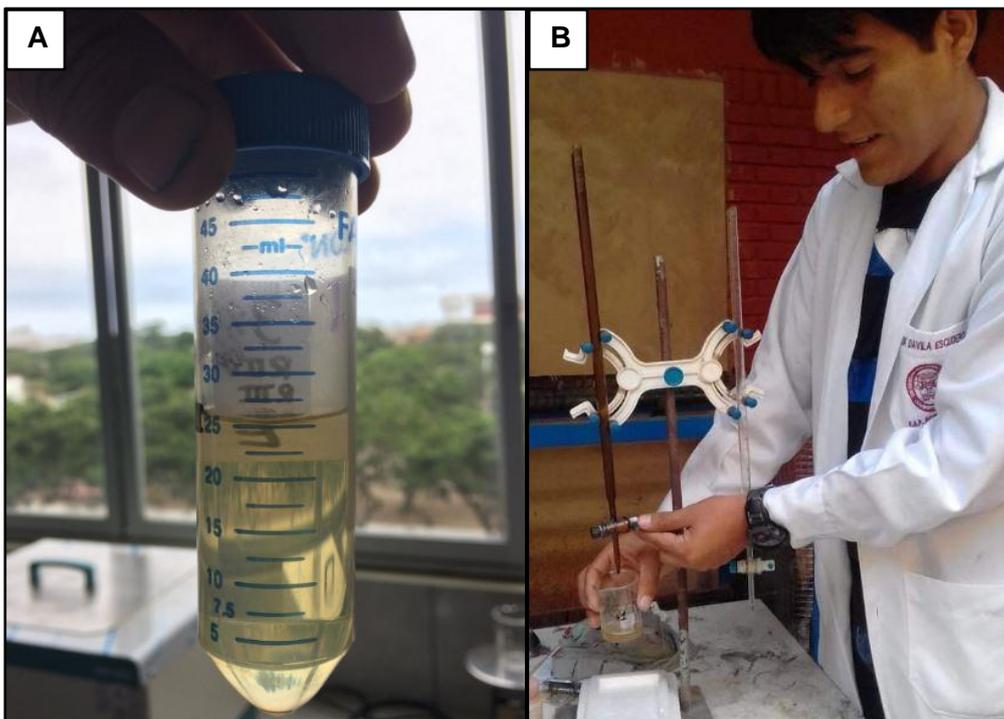


Figura 56. Determinación de consumo de cianuro de la solución pregnant.
A) Solución de cianuro rica en oro o también denominada, solución pregnant.
B) Titulación para determinar el consumo de cianuro usando nitrato de plata y rodamina como indicador.



Figura 57. Obtención del viraje de color de la muestra de solución de cianuro luego de la titulación.

- Cuantificación de oro presente en la solución pregranat mediante el equipo espectrofotómetro de absorción atómica



Figura 58. Lámpara de cátodo hueco para lectura de oro colocado en la torreta con capacidad para 4 lámparas.



Figura 59. Espectrofotómetro de absorción atómica

- Preparación de relaves para realización de análisis por ensayo al fuego.



Figura 60. Pesaje de la muestra de relave (mineral) para mezclarlo con fundente y realizar la fundición. A la derecha se observa el nitrato de potasio (KNO₃), el cual forma parte de los fundentes y a la izquierda el Flux sulfuros.

- Preparación de relaves para realización de análisis por ensayo al fuego.



Figura 61. Preparación de las muestras de relaves con fundente para sulfuros (Flux Sulfuros) para realización de ensayo al fuego (Fire Assay).

- Etapa de fundición en ensayo al fuego.



Figura 62. Fundición de las muestras sólidas. Se observa el acto de colocación de los crisoles en el horno, en donde el operador está con su respectivo equipo de protección personal (EPP).



Figura 63. Muestra en estado líquido luego del proceso de fundición siendo colocada sobre las lingoteras para posteriormente a partir de esta obtener el régulo.

- Proceso de encuarte y copelación en ensayo al fuego.



Figura 64. Régulos de plomo conteniendo oro y plata obtenidos luego del proceso de fundición listos para darles forma de cubos (para facilitar su manipulación) y realizar la copelación.



Figura 65. Etapa de copelación en el proceso de ensayo al fuego (Fire Assay). Se observan las copelas (previamente calentadas) en el horno de fundición y la operación de colocar los regulos sobre cada una de ellas, con ayuda de una pinza.

- Proceso de refinación en ensayo al fuego.



Figura 66. Proceso de refinación en ensayo al fuego. A) Obtención del Doré (oro y plata) luego del proceso de copelación. B) Refinación del doré mediante digestión en ácido nítrico.



Figura 67. Microbalanza modelo, Sartorius ME5 en donde se realiza el pesado del oro luego del proceso de refinado en el Fire Assay.

Informe de Tesis

Por Yeik Manuel DAVILA ESCUDERO

Fecha de entrega: 20-dic-2019 01:54a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 1237082900

Nombre del archivo: INFORME_TESIS.docx (29.56M)

Total de palabras: 28941

Total de caracteres: 150810

Informe de Tesis

INFORME DE ORIGINALIDAD

11 %	8 %	1 %	6 %
INDICE DE SIMILITUD	FUENTES DE INTERNET	PUBLICACIONES	TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	repositorio.uis.edu.co Fuente de Internet	1 %
2	Submitted to Escuela Politecnica Nacional Trabajo del estudiante	1 %
3	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	1 %
4	intranet.minas.medellin.unal.edu.co Fuente de Internet	1 %
5	creativecommons.org Fuente de Internet	1 %
6	bibdigital.epn.edu.ec Fuente de Internet	1 %
7	digeset.ucol.mx Fuente de Internet	<1 %
8	www.aiqs.es Fuente de Internet	<1 %
9	docplayer.es Fuente de Internet	<1 %

10	<u>Submitted to Universidad Nacional del Centro del Peru</u> Trabajo del estudiante	<1 %
11	<u>Submitted to Universidad San Francisco de Quito</u> Trabajo del estudiante	<1 %
12	repositorio.uns.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
13	<u>Submitted to Universidad Católica de Santa María</u> Trabajo del estudiante	<1 %
14	es.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
15	<u>Submitted to Universidad Francisco de Paula Santander</u> Trabajo del estudiante	<1 %
16	<u>Submitted to Universidad Nacional del Santa</u> Trabajo del estudiante	<1 %
17	www.oalib.com Fuente de Internet	<1 %
18	revistas.unal.edu.co Fuente de Internet	<1 %
19	www.revistas.unal.edu.co Fuente de Internet	<1 %

20	revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
21	www.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
22	repositorio.ujcm.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
23	repositorio.upao.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
24	<u>Submitted to Tecsup</u> Trabajo del estudiante	<1 %
25	<u>Submitted to Universidad Nacional San Agustín</u> Trabajo del estudiante	<1 %
26	tesis.ucsm.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
27	depa.pquim.unam.mx Fuente de Internet	<1 %
28	alicia.concytec.gob.pe Fuente de Internet	<1 %
29	myegoo.s3.amazonaws.com Fuente de Internet	<1 %
30	<u>Submitted to Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrion</u> Trabajo del estudiante	<1 %

31	<u>Submitted to Escuela Superior Politécnica del Litoral</u> Trabajo del estudiante	<1 %
32	repositorio.utp.edu.co Fuente de Internet	<1 %
33	helvia.uco.es Fuente de Internet	<1 %
34	es.slideshare.net Fuente de Internet	<1 %
35	www.ranf.com Fuente de Internet	<1 %
36	repositorio.unan.edu.ni Fuente de Internet	<1 %
37	<u>Submitted to Universidad Nacional de Colombia</u> Trabajo del estudiante	<1 %
38	<u>Andrzej Cieřlik. "Telecommunications Infrastructure and Regional Economic Development: The Case of Poland", Regional Studies, 1/1/2004</u> Publicación	<1 %
39	www.cnr.org.pe Fuente de Internet	<1 %
40	<u>Submitted to Universidad Andina del Cusco</u> Trabajo del estudiante	<1 %

41 bdigital.unal.edu.co <1 %
Fuente de Internet

42 [Submitted to ISM International Academy](#) <1 %
Trabajo del estudiante

43 repositorio.upn.edu.pe <1 %
Fuente de Internet

Excluir citas

Activo

Excluir coincidencias

< 15 [words](#)

Excluir bibliografía

Activo