



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y
METALÚRGICA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



OPTIMIZACIÓN DE LOS PARÁMETROS DEL PROCESO DE
CIANURACIÓN PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DEL
ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO CIA MINERA
JERUSALÉN S.A.C. – CHALA

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. WILBER CARLOS APAZA CHOQUEHUAYTA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2022



DEDICATORIA

A Dios, por iluminar mi camino cada instante de mi vida y por cuidarme de situaciones difíciles que pude haber atravesado durante toda mi formación académica y por estar a mi lado siempre en los buenos y malos momentos.

A mi padre Gregorio Apaza, que ahora es un ángel en mi vida.

A mi madre Epifania choquehuayta, por ser la figura más importante de mi vida, por ser la mejor amiga y consejera. Gracias madrecita hermosa.

A mis hermanos Yedid, Mayk y Medalith, por su cariño y apoyo incondicional, durante todo este proceso, por estar conmigo en todo momento gracias.



AGRADECIMIENTOS

- A Dios por ser mi guía y acompañarme en el transcurso de mi vida, brindándome paciencia y sabiduría para culminar con éxito mis metas propuestas.
- A mi madre, a mi difunto padre y hermanos que con sus palabras me hacían sentir orgulloso de lo que soy y de lo que les pueda enseñar.
- A la Universidad Nacional del Altiplano, Facultad de ingeniería geológica y metalúrgica: Escuela Profesional de ingeniería metalúrgica al cuerpo de docentes que impartieron sus conocimientos y experiencia en bien de mi formación profesional. A mi familia por el apoyo incondicional durante mi formación profesional.
- A todos mis amigos y futuros colegas que me ayudaron de una manera desinteresada, gracias infinitas por todo su ayuda y buena voluntad.
- De igual forma a mi asesor de tesis, que gracias a sus consejos y correcciones hoy puedo culminar este trabajo y hoy puedo sentirme dichoso y contento.



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	13
ABSTRACT.....	14
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	15
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	16
1.2.1. Problema general.....	16
1.2.2. Problemas específicos	16
1.3. HIPÓTESIS.....	17
1.3.1. Hipótesis general	17
1.3.2. Hipótesis específicas	17
1.4. JUSTIFICACIÓN	17
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	18
1.5.1. Objetivo general	18
1.5.2. Objetivos específicos	18



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES.....	19
2.2.	BASES TEÓRICAS.....	21
2.2.1.	Molienda	21
2.2.1.1.	Circuito de molienda.....	21
2.2.1.2.	Capacidad de operación.....	22
2.2.1.3.	Velocidad crítica en molinos (VC).....	22
2.2.1.4.	Porcentaje de la velocidad crítica en molinos.....	23
2.2.1.5.	Carga inicial de bolas de acero	23
2.2.1.6.	Distribución de billas por molinos.....	24
2.2.1.7.	Recarga diaria de bolas de acero	25
2.2.1.8.	Análisis granulométrico.....	26
2.2.2.	Lixiviación de los tanques.....	26
2.2.2.1.	Sistema de lixiviación del oro.....	27
2.2.2.2.	Métodos de lixiviación	28
2.2.2.3.	Capacidad de tanques	28
2.2.2.4.	RPM de operación de tanques	29
2.2.2.5.	Gravedad específica del mineral.....	30
2.2.2.6.	Densidad de pulpa en agitadores	31
2.2.2.7.	Porcentaje de sólidos	31
2.2.2.8.	Dilución de pulpa.....	32
2.2.2.9.	Caudal de pulpa	32
2.2.2.10.	Tiempo de residencia en los tanques	33
2.2.3.	Proceso de cianuración del oro.....	33



2.2.3.1. Cianuración del oro.....	33
2.2.3.2. Fundamentos.....	34
2.2.3.3. Variables que inciden en el proceso	34
2.2.3.4. Proceso de cianuración convencional por agitación.....	37

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO.....	45
3.2. PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO	45
3.3. PROCEDENCIA DEL MATERIAL ESTUDIADO	46
3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA.....	47
3.4.1. Población.....	47
3.4.2. Muestra.....	47
3.5. DISEÑO ESTADÍSTICO	47
3.6. PROCEDIMIENTO	47
3.6.1. Equipos.....	47
3.6.2. Materiales	48
3.6.3. Método experimental	48
3.6.4. Diseño experimental.....	52
3.6.5. Análisis de moliendabilidad.....	52
3.6.6. Análisis granulométrico	55
3.6.7. Medición de alcalinidad de las muestras (Ph).....	57
3.6.8. Pruebas metalúrgicas para determinación de consumo de soda y cianuro de sodio	58
3.7. VARIABLES	61
3.8. ANÁLISIS DE RESULTADOS	61



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.	EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA	64
4.1.1.	Capacidad de operación	64
4.1.2.	Velocidad critica de molinos.....	64
4.1.3.	% De la velocidad critica en molinos.....	65
4.1.4.	Carga inicial de bolas de acero.....	67
4.1.5.	Distribución de billas por molinos	68
4.1.6.	Recarga diaria de bolas de acero	70
4.1.7.	Análisis granulométrico	70
4.1.8.	Pruebas de molienda	73
4.2.	VALORACIÓN DEL TIEMPO DE RESIDENCIA Y EL PH EN EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE LOS TANQUES	74
4.2.1.	Dimensionamiento de tanques CIP.	75
4.2.2.	Capacidad de tanques	75
4.2.3.	RPM de operación de tanques	76
4.2.4.	Gravedad específica del mineral	77
4.2.5.	Densidad de pulpa en agitadores.....	77
4.2.6.	% de Sólidos.....	77
4.2.7.	Dilución de pulpa	78
4.2.8.	Caudal de pulpa.....	80
4.2.9.	Tiempo de residencia en los tanques.....	81
4.3.	DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN ADECUADA DE CIANURO PARA REDUCIR SU ALTO CONSUMO	82
4.3.1.	Análisis Tukey compuesto 1	93



4.3.2. Análisis Tukey compuesto 2	97
4.4. DETERMINACIÓN DEL PUNTO ÓPTIMO PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DEL ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE CÍA. MINERA JERUSALÉN S.A.C.....	100
V. CONCLUSIONES	104
VI. RECOMENDACIONES	105
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	106
ANEXOS	108

Área : Metalurgia Extractiva

Tema : Procesos Metalúrgicos de Cianuración de Oro

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 09 de febrero de 2022.



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Diagrama de flujo del mineral: proceso de molienda.	37
Figura 2. Ubicación de la planta Jerusalén S.A.C.	45
Figura 3. Diseño de la investigación.	50
Figura 4. Proceso de optimización.	51
Figura 5. Granulometría bajo las condiciones actuales de la empresa.	70
Figura 6. % de recuperación según Gr y FCN (compuesto 1)	87
Figura 7. Consumo de cianuro (Kg/Tm) (compuesto 1)	88
Figura 8. % de extracción según Gr y FCN (compuesto 2)	92
Figura 9. Consumo de cianuro (Kg/Tm) (compuesto 2)	92



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Distribución de carga de billas.....	25
Tabla 2. Distribución de billas molinos primarios 5x5	68
Tabla 3. Distribución de billas molino secundario 5x5	69
Tabla 4. Distribución de billas molino secundario 4x8	69
Tabla 5. Distribución de billas molino secundario 4x16	69
Tabla 6. Alimentación a los molinos primarios	71
Tabla 7. Descarga de molinos primarios.....	71
Tabla 8. Rebose de Clasificación (over flow).....	72
Tabla 9. Retorno de Clasificación (under flow).....	72
Tabla 10. Prueba 1 molienda con densidad 1680 g/l	73
Tabla 11. Prueba 2 molienda con densidad de 1850 g/l.....	73
Tabla 12. Variables de Operación de Tanques	77
Tabla 13. Características de los minerales que ingresan a la empresa.....	83
Tabla 14. Compuestos para el estudio	84
Tabla 15. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 60%, FCN 0.10.....	84
Tabla 16. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 60%, FCN 0.15.....	84
Tabla 17. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 60%, FCN 0.20.....	85
Tabla 18. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 75%, FCN 0.10.....	85
Tabla 19. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 75%, FCN 0.15.....	85
Tabla 20. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 75%, FCN 0.20.....	85
Tabla 21. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 85%, FCN 0.10.....	86
Tabla 22. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 85%, FCN 0.15.....	86
Tabla 23. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 85%, FCN 0.20.....	86



Tabla 24. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 90%, FCN 0.10.....	86
Tabla 25. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 90%, FCN 0.15.....	87
Tabla 26. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 90%, FCN 0.20.....	87
Tabla 27. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 60%, FCN 0.10.....	88
Tabla 28. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 60%, FCN 0.15.....	89
Tabla 29. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 60%, FCN 0.20.....	89
Tabla 30. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 75%, FCN 0.10.....	89
Tabla 31. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 75%, FCN 0.15.....	89
Tabla 32. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 75%, FCN 0.20.....	90
Tabla 33. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 85%, FCN 0.10.....	90
Tabla 34. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 85%, FCN 0.15.....	90
Tabla 35. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 85%, FCN 0.20.....	90
Tabla 36. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 90%, FCN 0.10.....	91
Tabla 37. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 90%, FCN 0.15.....	91
Tabla 38. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 90%, FCN 0.20.....	91
Tabla 39. Análisis de Tukey compuesto 1, Gr.....	94
Tabla 40. Subconjuntos Homogéneos Comp1, Gr.....	94
Tabla 41. Análisis de Tukey compuesto 1, FCN.....	95
Tabla 42. Subconjuntos Homogéneos Comp1, FCN.....	96
Tabla 43. Análisis de Tukey compuesto 2, Gr.....	97
Tabla 44. Subconjuntos Homogéneos Compuesto 2, Gr.....	98
Tabla 45. Análisis de Tukey compuesto 2 FCN.....	99
Tabla 46. Subconjuntos Homogéneos Compuesto 2 FCN.....	99
Tabla 47. Optimización por costo-beneficio.....	101
Tabla 48. Comparativa pre-prueba post-prueba de las condiciones del proceso.....	102



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

AU	: Oro.
Cía	: Compañía.
CN	: Cianuro.
Comp.	: Compuesto.
FCN	: Fuerza de cianuro (%).
G	: Gramos.
G.E	: Gravedad específica.
Gr.	: Granulometría (% pasante malla 200).
HCN	: Hidróxido de sodio.
Kg	: Kilogramo.
M³	: Metros cúbicos.
NACN	: Cianuro de sodio.
O₂	: Oxígeno.
S.A.C.	: Sociedad Anónima Cerrada.



RESUMEN

La empresa CIA Minera Jerusalén S.A.C. - Chala, a través de su planta de beneficio, viene desarrollando el tratamiento de minerales sulfurados y óxidos con leyes de oro que oscilan entre 6 a 18 g/t con una recuperación del 87 % de oro clasificada como baja, consumo de cianuro elevado, largo tiempo de lixiviación y disolución del oro que elevaron el costo de producción para el año 2020; por estos motivos, se realizó el presente proyecto de investigación, cuyo objetivo principal fue optimizar los parámetros de cianuración para mejorar la recuperación del oro y lograr mejores beneficios económicos para la compañía. Los objetivos específicos fueron: evaluar el circuito de molienda, valorar el PH y el tiempo de residencia en el proceso de lixiviación en tanques y determinar la concentración adecuada de cianuro para reducir su alto consumo. La metodología fue cuantitativo pre-experimental con un diseño pre-prueba/post-prueba, debido a que se realizaron análisis de las pruebas antes y después de la cianuración determinándose que la granulometría adecuada está por encima de los 85 % pasante malla # 200 con 39 min de tiempo de residencia para la molienda, en el proceso de cianuración se trabajó con pH 11 favoreciéndose la cinética de lixiviación con tiempos mayores a 48 horas y la concentración de cianuro que se utilizó fue de 0.15 % o 150 ppm. Concluyéndose que la recuperación del oro se incrementó de 87 % a 91.24 %, optimizándose en un 4.24 % la capacidad productiva y por ende el beneficio económico; así mismo se determinó que la optimización de parámetros de molienda y lixiviación van de manera conjunta y prueba de ello es que al aumentar el grado de liberación en molienda ayuda drásticamente a reducir el consumo de cianuro.

Palabras clave: Cianuración, optimización, proceso, parámetros y recuperación.



ABSTRACT

The company CIA Minera Jerusalem S.A.C. - Chala, through its beneficiation plant, has been developing the treatment of sulfide and oxide ores with gold grades ranging from 6 to 18 g/t with an extraction of 87% of gold classified as low, high cyanide consumption, long leaching time and gold dissolution that raised the cost of production for the year 2020; for these reasons, the present research project was carried out, whose main objective was to optimize the cyanidation parameters to improve gold extraction and achieve better economic benefits for the company. The specific objectives were: to evaluate the grinding circuit, to assess the PH and residence time in the tank leaching process and to determine the appropriate concentration of cyanide to reduce its high consumption. The methodology was quantitative pre-experimental with a pre-test/post-test design, due to the analysis of the tests before and after cyanidation, determining that the adequate granulometry is above 85 % passing mesh # 200 with 39 min of residence time for milling, in the cyanidation process we worked with pH 11 favoring the leaching kinetics with times greater than 48 hours and the concentration of cyanide used was 0.15 % or 150 ppm. It was concluded that the gold recovery increased from 87 % to 91.24 %, optimizing in 4.24 % the productive capacity and therefore the economic benefit; it was also determined that the optimization of milling and leaching parameters go together and proof of this is that increasing the degree of liberation in milling helps drastically to reduce cyanide consumption.

Keywords: Optimization, parameters, process, cyanidation and recovery.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

El desarrollo de un proyecto minero exige el uso intensivo de tecnología para mejorar los procesos de recuperación de los minerales de interés. Dentro de las alternativas tecnológicas para el desarrollo y progreso de un determinado proyecto requieren de evaluaciones y pruebas experimentales que demuestren su factibilidad en cada una de sus alternativas de mejoras continuas en cada uno de sus procesos, en nuestro caso se pretende recuperar Au.

Para realizar el procesamiento de los minerales y para conseguir resultados satisfactorios, es necesario la evaluación de diversos factores, dentro de ellos está en determinar los parámetros o condiciones óptimas para el control del proceso de acorde con los tipos de equipos que están instalados; lo cual al final va vincular la forma como se van a ir depositando los materiales que carecen momentáneamente de valor comercial. Tal es así que el año 2020 El Ministerio de Energía y Minas plantea un nuevo orden mundial y mayores exigencias a cada empresa debido a la pandemia por COVID-19. A nivel mundial 250 operaciones mineras han sido paralizadas en 33 países, siendo los más afectados Sudáfrica, Estados Unidos, México y Canadá. Por otro lado, aunque algunas permanecieron en funcionamiento, estas no han estado operativas al 100% bien por contagios, o por obedecer las medidas para evitar la propagación del virus. Súmese a ello la caída de los precios de los minerales que tiene mucho sentido la depresión económica que se está viviendo en el Perú.



En tal razón la empresa CIA MINERA JERUSALEN S.A.C., a través de su planta de beneficio, viene desarrollando el tratamiento de minerales sulfurados y óxidos, con leyes de oro que oscilan entre 6 a 18 g/t, y una recuperación de 87 a 89 %. Este porcentaje de recuperación se encuentra por debajo del punto óptimo ($R > 90$), por lo que, en otras palabras, no hay eficiencia en la lixiviación del mineral procesado. La situación, se puede evidenciar por el elevado consumo de cianuro, mayores tiempos de lixiviación y disolución del oro, teniendo como consecuencia un costo de producción superior. Debido a esto se planteó la siguiente investigación, en la que se pretende optimizar los parámetros de cianuración para mejorar la recuperación del oro en la planta de beneficio de Cía. Minera Jerusalén S.A.C.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo optimizar los parámetros de cianuración para mejorar la recuperación del oro en la planta de beneficio de Cía. Minera Jerusalén S.A.C.?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo evaluar el circuito de molienda para mejorar la recuperación del oro?
- ¿Cuál es el PH y el tiempo de residencia en el proceso de lixiviación en los tanques?
- ¿Cuál es la concentración adecuada para reducir el alto consumo de cianuro?



1.3. HIPÓTESIS

1.3.1. Hipótesis general

La optimización de los parámetros de cianuración permite mejorar la recuperación del oro en la planta de beneficio de Cía. Minera Jerusalén S.A.C, repercutiendo en el beneficio de la empresa.

1.3.2. Hipótesis específicas

- Evaluando el circuito de molienda mejora la recuperación de oro.
- El PH y el tiempo de residencia óptimo mejora el proceso de lixiviación en tanques.
- La concentración adecuada de cianuro reduce su alto consumo.

1.4. JUSTIFICACIÓN

La realización del presente trabajo supuso una mejor rentabilidad para la empresa debido a la disminución del consumo de reactivos y mayor extracción del oro, esperando que sea superior al 90%. Además, el cianuro es un componente altamente tóxico para el ambiente y, por lo tanto, al optimizarse el proceso para un menor uso de él, se necesitaría menos material almacenado y corriendo el riesgo de poner en peligro a la naturaleza. En el mismo sentido, también supone la tranquilidad de las personas que laboran en el área por la futura menor presencia de un reactivo potencialmente mortal.

Esta investigación se realizó con el motivo de optimizar los parámetros de cianuración de la planta de beneficio Cía. Minera Jerusalén S.A.C., lo que constituye un aumento de la producción y la rentabilidad de la empresa que se traduce en condiciones favorables tanto para la empresa como también para los pueblos aledaños al proyecto.



Además, los resultados de esta investigación pueden servir de base o guía para otros proyectos de investigación en la misma empresa u otras que presenten un problema similar ya que representa una mejora continua en la empresa que además la convierte en un modelo para otras empresas del mismo rubro.

Desde un punto de vista económico, esta propuesta de mejora incrementará los ingresos de la planta de beneficio Cía. Minera Jerusalén S.A.C., debido al aumento de la recuperación de oro por campaña y a la eliminación de tiempos improductivos que conllevará a una mayor producción de oro al mes.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo general

Optimizar los parámetros de cianuración para mejorar la recuperación del oro en la planta de beneficio de Cía. Minera Jerusalén S.A.C.-Chala

1.5.2. Objetivos específicos

- Evaluar el circuito de molienda para mejorar la recuperación del oro.
- Determinar el PH y el tiempo de residencia del proceso de lixiviación en los tanques.
- Determinar la recuperación adecuada de cianuro para reducir su alto consumo.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES

Tapara (2018) en su tesis se planteó como objetivo conocer la evaluación técnica para implementar un tratamiento de relaves por medio de tanque de agitación en la Rinconada, donde se utilizaba la cianuración convencional como método de recuperación tradicional, se propone la cianuración por relaves, ya que este método permitió a la empresa reducir los tiempos de recuperación de oro, con una recuperación del 92.33%, utilizando como parámetros de optimización a 0.25% de CN, densidad 1380 g/cm³ donde concluye que en al utilizar los tanques de agitación existe una mayor recuperación de oro utilizando el proceso de cianuración, pero sensible a la mineralogía del mineral.

Zela (2018) en su trabajo de investigación realizado en el laboratorio de la compañía minera Titán del Perú en el año 2017 con el objetivo de optimizar el proceso de cianuración mediante diseños experimentales, buscando obtener la mayor recuperación de oro y aumentar el % de disolución, con la realización del trabajo se obtuvo un % de recuperación del 95.86%, donde los parámetros de granulometría fueron de 91% m -200 con una resistencia de 60 horas, aunque descartan el pH y el carbón como variables importantes dentro del estudio. Donde se limitó el área de estudio solo a la cianuración

Choque y Morales (2018) en su tesis tuvo como objetivo determinar la dosificación de NaCN para optimizar el tiempo en el proceso de lixiviación en la recuperación de oro en MINERA IRL S.A. Unidad Corihuarm realizando pruebas de



lixiviación con mineral de los Tajos Susan y Scree Slope, a una proporción: Susan 2 y Scree Slope 1; llegando a la conclusión de que la variable X3 (Fuerza de cianuro en riego), tiene un valor poco significativo en la recuperación según el análisis de varianza y la ecuación matemática obtenida; esto nos indica también que para optimizar el proceso de lixiviación teóricamente deberíamos acortar el rango de (-1/+1) a (0/+1) y trabajar en el intervalo de (80 a 120 ppm), sin embargo, a mayor concentración de cianuro no resulta una mejora en la recuperación en el proceso de lixiviación: en la práctica la optimización dará un efecto positivo si trabajamos con una concentración mínima de 40 ppm a 80 ppm como máximo.

Rivera (2018) en su tesis estableció como objetivo optimizar el pH en la cianuración de oro a partir de minerales desarrollo un tratamiento de minerales auríferos, con leyes de oro que oscilan entre 7 a 12 g/tn, cuya composición mineralógica es compleja, puesto que contiene minerales arsenopiríticos, con alto contenido de arsénico, constituyéndose en un problema atente, por ser el principal cianicida, en el proceso de lixiviación, debido a su elevado consumo de cianuro y altos costos de producción. Mediante los resultados obtenidos concluye que, al aumentar el pH de 11 a 12 demuestra que es significativa, logrando reducir un 39.5% en consumo de NaCN a una concentración de 10% y aun aumentando más el pH a 12.5 no es tan significativa, ya que la recuperación de oro comienza a descender en un 4.08%. evidenciando que, el pH tiene efecto muy significativo en la disolución de Arsénico, lo que permite concluir que a pH menor a 12 la disolución es mayor llegando hasta 242.70 mg/L, pero al mantener el pH mayor a 12 la solubilidad de arsénico es casi estable llegando como máximo 24mg/L, y aun aumentando más el pH a 12.5, la solubilidad de arsénico comienza a ascender 59.07mg/L.

2.2. BASES TEÓRICAS

2.2.1. Molienda

La molienda es una operación minera orientada a reducir el tamaño de materiales mineralizados, siendo considerada uno de los procesos de mayor beneficio para el tratamiento de minerales, así como el más rentable (Santacruz, 2021). Por su parte, Torres *et al.* (2017) manifiestan que la molienda es la etapa final del proceso de fragmentación del material mineralizado, orientado a reducir el tamaño de las partículas, para lo cual se utilizan diversas configuraciones o tipologías, según el tamaño que se desee obtener.

Para la fragmentación, se combinan fuerzas de abrasión, cizalladura y compresión, el cual se efectúa dentro de equipos cilíndricos rotatorios, fundamentalmente de acero, denominados molinos de rodamiento de carga. Dentro de estos se realiza la mezcla del mineral que se desea fragmentar, empleando también moledores o cuerpos molturantes tales como bolas, barras, guijarros de sílex o fragmentos del mismo mineral (García, 2020).

2.2.1.1. Circuito de molienda

De acuerdo con Torres (2021) el circuito de molienda se constituye por un ciclón y un molino, los cuales consideran variables de diseño y operación para realizar, efectivamente, el proceso de molienda. Cabe señalar que este circuito consta de los siguientes diagramas, y su aplicación depende de las particularidades del material mineralizado como las propiedades que se desee obtener de esta:

- a) Circuito abierto: este diagrama de circuito hace referencia a cuando el material mineralizado ingresa directamente al molino, y su descarga se efectúa en el área siguiente de beneficio.



- b) Circuito inverso: el material mineralizado en estado fresco no ingresa primero al molino, sino que este entra al ciclón, sin embargo, son las arenas las que entran al molino, siendo estas la única fuente de alimentación.
- c) Circuito cerrado: este diagrama hace referencia a cuando el mineral descargado del molino pasa al ciclón, de donde se envía el material a la siguiente fase, y las arenas retornan al molino.

Es preciso destacar que los diagramas configuracionales señalados tienen como finalidad reducir el mineral mediante el proceso de molienda, centrándose en obtener la granulometría adecuada para la siguiente fase del proceso. Se debe considerar la carga circulante, es decir, la relación del material mineralizado (flujo) que entra al molino y la alimentación fresca de este, el cual no debe sobrepasar el 250% (Gupta, citado por Torres, 2021).

2.2.1.2. Capacidad de operación

La capacidad y eficiencia de molienda son conceptos determinantes para la mejora del proceso. Dentro de esta se consideran los equipos con los que cuentan las compañías para la realización de este proceso, tales como molinos y sus dimensiones, además de considerar la clasificación de estos, siendo estos últimos aspectos el que impacta en el nivel de eficiencia de molienda. En cuanto a su medición, la capacidad se expresa en toneladas por horas; mientras que, la eficiencia considera los caballos de fuerza por hora (hP-Hr) (Santacruz, 2018).

2.2.1.3. Velocidad crítica en molinos (VC)

La velocidad crítica de molinos hace referencia al giro mínimo alcanzado por el molino (proceso de molienda), a fin de que la fuerza centrífuga originada sea la suficiente



para lograr que las partículas se adhieran a los revestimientos del molino (Martins *et al.*, 2020).

En este marco, se utiliza la siguiente fórmula para determinar la velocidad crítica:

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{D_M}}$$

Donde:

V_c : velocidad crítica expresada en r.p.m.

D_M : diámetro del molino, medido considerando los revestimientos del interior.

2.2.1.4. Porcentaje de la velocidad crítica en molinos

Si se desea moler el mineral, es necesario que el molino gire a una velocidad menor a la velocidad crítica. Esta se define de manera porcentual, empleando la siguiente fórmula:

$$\%V_c = 100 \times \frac{r.p.m.}{V_c}$$

2.2.1.5. Carga inicial de bolas de acero

Según Almiron (2018) la carga inicial de las bolas de un molino, de material de acero, se establece en función al diámetro de la bola, por lo que se considera la siguiente fórmula:

$$W = 80 \times D^2 \times L$$

Donde:

W = Carga inicial medida en libras



D = Diámetro

L = Longitud del molino

Cabe destacar que la carga inicial de mayor eficiencia es, generalmente, el 55% del vacío interno del molino. En cuanto a la distribución de las cargas por tamaño, esta se establece de acuerdo a diversos métodos: en función al diámetro de bolas (primer y segundo método) y según el criterio de Taggart (tercer método).

2.2.1.6. Distribución de billas por molinos

De acuerdo con Portal Minero, citado por Salazar (2018) las paredes de los molinos de bolas se conforman por corazas de aleaciones de acero, y su interior se ocupa en un 30% a 42% de billas de acero, las cuales oscilan entre 1,0 a 4,0 pulgadas de diámetro, según el moedor utilizado. Cabe destacar que los molinos de bolas tienen como principal función triturar el material mineralizado, de hasta $\frac{1}{4}$ pulgadas, a fin de que las partículas alcancen un tamaño de entre 20 a 75 micrones.

Como se ha señalado, las barras que constituyen un molino siguen una distribución en función a su tamaño, la cual se realiza de forma equilibrada, tal como se presenta en la Tabla 1.

Tabla 1. Distribución de carga de billas

Diámetro de bolas (pulgadas/mm)	Distribución de la carga para cada diámetro máximo de bolas (% en peso de la carga)						
	4.5'' / 115	4'' / 100	3.5'' / 90	3'' / 75	2.5'' / 65	2'' / 50	1.5'' / 40
4.5'' / 115	23						
4'' / 100	31	23					
3.5'' / 90	18	34	24				
3'' / 75	15	21	38	31			
2.5'' / 65	7	12	20.5	39	34		
2'' / 50	3.8	6.5	11.5	19	43	40	
1.5'' / 40	1.7	2.5	4.5	8	17	45	51
1'' / 25	0.5	1.0	1.5	3	6	15	49
% total (peso de la carga)	100	100	100	100	100	100	

2.2.1.7. Recarga diaria de bolas de acero

Este factor es esencial para la operación minera, específicamente en el proceso de molienda, ya que los cuerpos molturantes cumplen la función de reducir el tamaño de las partículas minerales. Para ello se considera el consumo de los moledores, el tamaño del material mineralizado que se desea procesar, así como las características físico-químicas de este.

Al respecto, Romero *et al.* (2010) señala que el molino debe ser siempre revisado, para reponer las barras o bolas, ya que estas tienden a desgastarse. Es preciso señalar que el consumo de moledores depende de la dureza del mineral, tonelaje considerado para el tratamiento, finura requerida, tamaño del mineral alimentado. En este sentido, a diario debe reponerse el consumo del peso de las bolas del día anterior.

En caso de que el molino contenga exceso de moledores, se tiende a reducir la capacidad del molino, ya que estas ocupan espacios donde se colocan carga; mientras



que, si la carga de moledores es por debajo de lo requerido, se pierde la capacidad del proceso de molienda, impidiendo el alcance granulométrico adecuado del mineral (Romero *et al.*, 2010).

2.2.1.8. Análisis granulométrico

En primer lugar, se debe entender qué es la granulometría, que hace referencia al análisis efectuado para conocer la medida de los granos y partículas presentes en una muestra determinada. Mediante este estudio se puede conseguir las propiedades mecánicas, origen, entre otras características de las partículas, de acuerdo a su tamaño en función a la escala granulométrica (Barahona y Ovando, 2021).

El análisis granulométrico integra diversas operaciones orientadas a establecer la distribución del tamaño de las partículas del elemento mineralizado, luego del proceso de molienda. Esta distribución se representa mediante gráficos o tablas, a partir de los resultados obtenidos mediante un proceso experimental. En este sentido, la curva de distribución granulométrica es posible conocer la tendencia del diámetro o tamaño de la partícula (homogénea o heterogénea) (Barahona y Ovando, 2021).

2.2.2. Lixiviación de los tanques

La lixiviación es la disolución de uno o más componentes de una mezcla sólida por contacto con un disolvente líquido llamado lixivante (Flores, 2018). En cuanto a la lixiviación por tanques, esta es una técnica de lixiviación, también denominada lixiviación de reactores, que consiste en disolver elementos minerales solubles de un elemento mineralizado concentrado o en estado sólido, en recipientes con característica de diseño determinadas para el óptimo desarrollo del proceso de lixiviación (Flores, 2021).



2.2.2.1. Sistema de lixiviación del oro

El proceso de disolución de oro ha sido extensamente investigado, utilizándose una gran variedad de solventes y agentes oxidante. De acuerdo al tipo de solvente utilizado, los sistemas de lixiviación de oro pueden clasificarse en alcalinos, neutros y ácidos (Flores, 2016). La lixiviación consiste en poner en contacto la mena deseada, ya sea previamente triturada y molida con el material directamente de la mina o cancha de acopio de mineral aurífero, con una solución que contiene un agente lixivante (NaCN) como un oxidante (O_2 , suministrado por el aire) que disuelve selectivamente el valor metálico contenido en la mena.

La lixiviación de oro en condiciones alcalinas puede realizarse utilizando una variedad de soluciones cianuradas diluidas tales como: NaCN, KCN, $Ca(CN)_2$ y NH_4CN . El cianuro de sodio es el compuesto más utilizado por su costo, factibilidad y existencia en el mercado.

a) La disolución de oro en solución alcalina cianurada

Se lleva a cabo generalmente en condiciones de presión y temperatura ambiente. Sin embargo, cuando este proceso es efectuado bajo condiciones presurizadas, la velocidad de disolución y el poder disolvente del cianuro se eleva considerablemente. Esta técnica, aunque parece atractiva, principalmente para minerales refractarios, requiere ser evaluada desde el punto de vista de su rentabilidad.

b) La disolución de oro en soluciones neutras

Como tiosulfato y bromocianuro, es más lenta que la disolución alcalina y requiere de una concentración de oxígeno y una temperatura relativamente alta.



c) **Sistemas ácidos**

La tioúrea es un reactivo que ha sido bastante investigado en la disolución de minerales de oro. A diferencia de los demás reactivos ácidos, la tioúrea forma con el oro el complejo catiónico Au (I). Dentro de las ventajas que presenta la tioúrea como disolvente del oro, se destaca su elevada velocidad de disolución y baja toxicidad.

2.2.2.2. Métodos de lixiviación

En general, la práctica industrial de la lixiviación presenta diferentes sistemas de operación que se seleccionan de acuerdo a factores técnicos y económicos en el análisis de un proyecto. Al respecto, Flores (2016) señala los siguientes:

a) Lixiviación de lechos fijos (estática)

- Método de lixiviación in situ, in place
- Método de lixiviación en botaderos
- Método de lixiviación en pilas
- Método de lixiviación en batea

b) Lixiviación de pulpas (dinámicas)

- Método de lixiviación por agitación (mecánica, neumático y mixta)
- Métodos de lixiviación a presión (en autoclave)

2.2.2.3. Capacidad de tanques

Flores (2021) señala que la técnica de tanque de lixiviación requiere del uso de equipos que permitan disolver eficientemente los minerales, por lo que es determinante la capacidad del tanque, para lo cual se utiliza la siguiente fórmula:



$$V = \frac{\pi D^2}{4} \times H$$

Donde:

V = Volumen del tanque

D = Diámetro

H = Altura del tanque

2.2.2.4. RPM de operación de tanques

La operación en tanques, para el proceso de lixiviación, requiere de una velocidad de rotación o agitación específica, medida en rpm, a fin de conseguir un proceso de cianuración dinámica de los elementos mineralizados alterados que se usan en el proceso (Romero y Flores, 2010).

Al respecto, Lima (2018) señala que la cianuración por agitación es un método que permite obtener buenas recuperaciones de oro, dependiendo del tiempo de exposición a las soluciones cianuradas. Para ello se emplea pulpas salientes de un proceso de chancado, molienda, concentración y flotación, donde se trata sin separación solido/liquido, con ayuda de varios tanques dispuestos en contracorriente. Luego, se emplean las técnicas de desorción del carbón activado, la electro-deposición, la fundición y refinación para obtener el oro de alta pureza.

El pH debe ser alto, entre 10 a 11, para evitar la generación de gas cianhídrico (CNH) altamente venenoso y para neutralizar los componentes ácidos de la mena. Esto se logra con el empleo de un hidróxido, por lo general NaOH (hidróxido de sodio), para mantener el PH alcalino.



La velocidad de disolución del oro nativo depende, entre otros factores, del tamaño de la partícula, grado de liberación y el contenido de plata. Además, se realizan ensayos a escala laboratorio, con la finalidad de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena, tales como las siguientes:

- Consumo de cianuro por tonelada del mineral tratado
- Consumo de soda caustica de mineral tratado
- Óptimo grado molienda

2.2.2.5. Gravedad específica del mineral

Según Chillce y Rodriguez (2019) el peso o gravedad específica de un mineral hace referencia a la relación entre el elemento mineralizado y su peso de volumen en el agua, considerando una temperatura de 4°C. Es preciso señalar que esta relación se expresa en gramos respecto a 1cc. Para ello, se emplea la siguiente fórmula:

$$G_e = \frac{P1}{(P3 - P2) - (P4 - P5)}$$

Donde:

P1 = Peso del elemento mineralizado

P2 = Peso de matraz de laboratorio

P3 = Peso del matraz de laboratorio más el peso del agua

P4 = Peso del matraz de laboratorio más el peso del agua más el peso del elemento mineralizado

P5 = Peso del matraz de laboratorio más peso del elemento mineralizado



2.2.2.6. Densidad de pulpa en agitadores

Según Cerda (2018) las pulpas hacen referencia a la mezcla entre el elemento mineralizado y el agua, los cuales se evidencian en forma de suspensiones y de las que se determina su comportamiento o características. En este marco, se entiende que la densidad de pulpa es la razón entre el flujo másico o peso de una pulpa y su flujo o peso volumétrico, para lo cual se utiliza la siguiente fórmula:

$$DP = \frac{\text{Peso de pulpa (tonelada/hora)}}{\text{Peso volumétrico de pulpa (m}^3\text{/hora)}} (\text{tonelada/m}^3)$$

Es preciso destacar que, frecuentemente, este parámetro se controla más en una planta donde se ejecute el proceso de molienda, siendo la Balanza Marcy un instrumento que permite establecerla de manera sencilla (Cerda, 2018).

2.2.2.7. Porcentaje de sólidos

En minería, este parámetro hace referencia a la masa de sólidos contenida en una pulpa, esta se establece considerando la relación entre el peso del sólido y peso total de la pulpa, y se determina en función porcentual (Blanco, 2019). Para determinar el porcentaje de sólidos, se considera la siguiente fórmula:

$$\%S = \frac{(D_p - 1) \times 100 \times GE}{D_p \times (GE - 1)}$$

Donde:

%S = Porcentaje de sólidos

D_P = Densidad de pulpa, esta se expresa mediante gr/ml

GE = Gravedad específica del mineral, expresada en gr/cm³



2.2.2.8. Dilución de pulpa

La dilución de pulpa hace referencia a las partes de agua respecto al sólido, siendo un factor determinante para controlar la densidad y consumo del agua total de los tanques, durante el proceso de lixiviación. Para ello, se emplea la siguiente fórmula:

$$D = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

D = Dilución de la pulpa

%S = Porcentaje de sólidos

2.2.2.9. Caudal de pulpa

El caudal de pulpa es el parámetro que permite establecer el tiempo de residencia en los tanques de lixiviación, para lo cual se emplea la siguiente fórmula:

$$CD = \frac{V}{T}$$

$$CD = \frac{\left(\frac{TMSD}{GE}\right) + (TMSD \times Dilución)}{DIA}$$

Donde:

CD = Caudal de pulpa

V = Volumen de pulpa

TMSD = Tonelaje diario

T = Tiempo



GE = Gravedad específica del elemento mineralizado

2.2.2.10. Tiempo de residencia en los tanques

El tiempo de residencia o cantidad de tiempo en el que puede permanecer un líquido en determinado recipiente, se orienta a garantizar que se logre un equilibrio entre el gas a presión utilizado por el separador y el líquido utilizado para el proceso; es decir, el tiempo de residencia se conceptualiza como aquel que requiere un material específico para que complete el ciclo efectivamente (Abreu *et al.*, 2019). Para determinar este factor, se emplea la siguiente fórmula:

$$\text{Tiempo de residencia} = \frac{\text{Volumen tanque}}{\text{Cauda de pulpa por hora}}$$

2.2.3. Proceso de cianuración del oro

2.2.3.1. Cianuración del oro

Según Nava *et al.* (2007) la cianuración es un método que consiste en diluir metales preciosos de un mineral, previamente molido, en una solución alcalina, la cual debe haber sido diluida en cianuro (solución cianurada).

Por su parte, según Churqui y Condori (2019) “la cianuración es un proceso hidrometalúrgico basado en la utilización de soluciones de cianuros alcalinos como medio químico para lixiviar el oro contenido en menas auríferas” (p. 12). Cabe resaltar que esta técnica representa un alto riesgo ambiental; sin embargo, siendo utilizado por su eficiencia y bajo costo, garantizando la efectividad de extracción de metales como el oro (Rojas y Bustamante, 2007).



2.2.3.2. Fundamentos

Yana (2018) manifiesta que, para que se produzca el proceso de lixiviación, la solución cianurada debe tener tres componentes químicos fundamentales, entre ellos dos reactantes químicos (ión de cianuro y oxígeno), los cuales permiten la disolución del oro; además de integrar un ión de hidroxilo, el cual resulta esencial como elemento alcalino de la solución cianurada, siendo este último el que actúa sobre el ión de cianuro.

2.2.3.3. Variables que inciden en el proceso

Según Churqui y Condori (2019) la cianuración de oro es un proceso que se realizó con la finalidad de extraer oro (Au) del resto de minerales y, para ello, se consideran los siguientes aspectos:

a) Velocidad de disolución

Respecto a esta variable, Churqui y Condori (2019) destacan lo siguiente:

En general, la velocidad de disolución aumenta con el menor tamaño de partícula (mayor liberación de oro). Sin embargo, al decrecer el tamaño de la partícula, se incrementan también las reacciones de competencia de otros elementos, por tanto, se debe encontrar un compromiso entre el tamaño de la partícula, el porcentaje de extracción del oro y el consumo de cianuro (p. 33).

Este fundamento depende del área superficial en el que se encuentre en contacto el metal con el solvente, así como de la velocidad de agitación del metal con la solución cianurada. Cabe resaltar que, básicamente, la velocidad de disolución mínima es de 3.25 mg/cm² por hora.



b) Concentración de O₂

El oxígeno es un agente oxidante esencial en el proceso de cianuración del oro, actuando positivamente en condiciones óptimas. Cabe resaltar que, tradicionalmente, se han utilizado otros agentes oxidantes, tales como el dióxido de manganeso, peróxido de sodio, bromo, permanganato de potasio, cloro, entre otros; sin embargo, estos conllevan mayor costo al proceso, además de representar un riesgo al utilizarlos por sus propiedades inherentes. Consecuentemente, se ha utilizado el O₂ debido a su acción eficiente en la disolución de la pulpa del mineral (Flores, 2016).

De acuerdo con Churqui y Condori (2019), la cantidad óptima de concentración de O₂ depende de los siguientes factores fundamentales:

- Temperatura de la solución cianurada
- Presión barométrica
- Fuerza iónica de la solución
- Temperatura

Adicionalmente, Churqui y Condori (2019) especifican lo siguiente:

A bajas concentraciones de cianuro la presión de oxígeno no tiene efecto sobre la velocidad de disolución del oro. Sin embargo, a elevadas concentraciones de cianuro, donde la velocidad de disolución es independiente de la concentración del solvente, la velocidad de reacción depende de la presión de oxígeno. (p. 32)

c) Concentración del CN

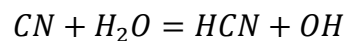
Respecto a la concentración del cianuro en el proceso de cianuración, Churqui y Condori (2019) señalan lo siguiente:



La razón de disolución del oro en soluciones cianuradas aumenta linealmente con la concentración de cianuro, hasta que se alcanza o se produce un máximo, más allá del cual un incremento en la concentración de cianuro no aumenta la cantidad de oro disuelto, sino por el contrario tiene un ligero efecto retardante (p. 31).

El porcentaje de concentración más eficaz es de 0.05 a 0.07 de NaCN, siendo este el más usado para el proceso de cianuración debido a su alto índice de solubilidad. Al respecto, Álvarez (2005) señala que resulta sencillo controlar la concentración del cianuro en la solución, ya que este reactivo se añade durante el proceso de cianuración; en este marco, la cantidad a utilizar de cianuro depende del oxígeno disuelto en la solución, además de considerar otros aspectos como la altitud y la temperatura.

Asimismo, Churqui y Condori (2019) señala que la concentración de cianuro reduce al aumentar el pH de la solución, debido a la hidrólisis a la que es sometida el compuesto orgánico, de acuerdo a la siguiente solución:



d) Porcentaje de finos

Aspecto fundamental para la lixiviación, específicamente por percolación, ya que, si se presenta un porcentaje de fino mayor al 20%, y de tamaño menor a 1.7 mm, las partículas de oro pueden aglutinarse, afectando el proceso de cianuración.

e) Tamaño de la partícula

Previo a la cianuración, el oro se recupera de la mena a partir de mesas de concentración, debido a que las partículas no pueden disolverse en el tiempo delimitado para el proceso si exceden el grosor requerido. En este marco, el tamaño de la partícula se obtiene a partir de la molienda, siendo este proceso uno de los más importantes, además

de representar alrededor del 60% del costo de cianuración del oro (911 Metallurgist, 2017).

El proceso de molienda consiste en reducir el mineral a partículas de finura suficiente, para que estas puedan ser expuestas a soluciones cianuradas; cabe resaltar que, a mayor finura, se obtendrá un mejor porcentaje de extracción del metal precioso, sin embargo, se debe considerar el equilibrio entre el costo del proceso de molienda y la finura a obtener del metal. Entonces, se debe controlar la clasificación del tamaño de las partículas de oro durante el proceso de molienda, realizando la molienda en un circuito cerrado (clasificación entre partículas gruesas y finas), a fin de mejorar la eficiencia del proceso (911 Metallurgist, 2017).

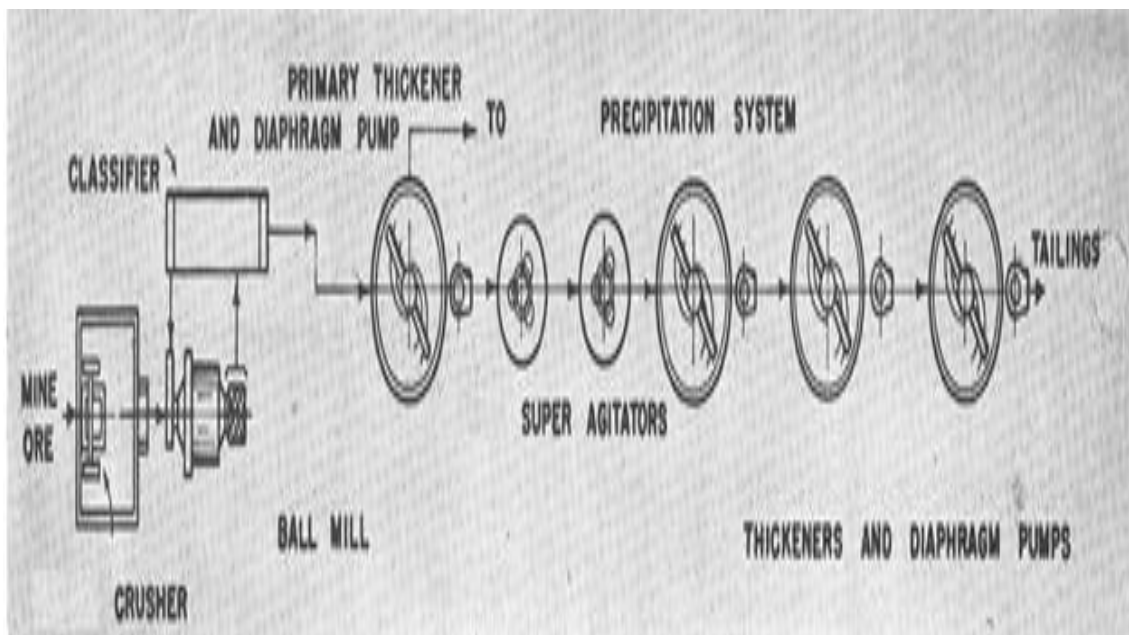


Figura 1. Diagrama de flujo del mineral: proceso de molienda.

2.2.3.4. Proceso de cianuración convencional por agitación

a) Recepción

Los minerales a beneficiar por el proceso metalúrgico son recepcionados y almacenados en plataformas de almacenamiento o canchas de minerales. El material que



previamente ha sido muestreado, pesado y descargado en la plataforma de almacenamiento que luego será alimentado a la tolva de minerales gruesos.

b) Etapa de chancado

La tolva metálica de gruesos, la cual contará en su parte inferior con un alimentador de faja transportadora de mineral fresco que abastecerá a la chancadora primaria de mandíbulas, el producto de esta será recepcionada por una faja transportadora primario, la cual enviará y alimentará a una zaranda vibratoria de un solo piso, obteniéndose dos productos.

El pasante será recepcionado por una faja transportadora larga, que enviará a la tolva de finos de recepción de minerales y el producto rechazado de la zaranda, abasteciendo a la chancadora secundaria cónica cuyo producto es la carga circulante, que será recepcionada también por la faja transportadora primaria, la cual formará un circuito cerrado entre la chancadora secundaria, faja transportadora primaria, faja transportadora secundaria, zaranda vibratoria.

El O/S (Overzise) de la zaranda será direccionado a la chancadora secundaria y el producto pasante de la zaranda U/S (Underzise) será recepcionada por una faja transportadora larga, que enviará a la tolva de mineral fino de recepción de minerales.

c) Etapa de molienda

Desde la tolva de mineral fino (“) donde se traslada el material por medio de una faja transportadora a la sección molienda, en la que existirá una molienda primaria y molienda secundaria integrada con sistemas de clasificación y recirculación de carga, utilizándose para ello hidrociclones.



El circuito está conformado por dos medidas de molinos de bolas un molino primario y unos molinos secundarios de remolienda, destinados a la molienda del mineral que proviene de la sección chancado y que ingresará con una malla.

La tolva metálica de finos distribuirá por gravedad a una faja transportadora, pasará por una balanza automática para el control de peso de mineral TM/hr y abastecerá al molino de bolas, obteniéndose como producto final un material mixto entre intermedios y finos.

Estos productos (pulpa), de la descarga del molino, pasan a una caja colector y junto a ella una bomba para abastecer pulpa a un hidrociclón para su clasificación, las pulpas con fragmentos finos irán directamente a la etapa de flotación (celdas de flotación), y el producto de pulpa gruesa del hidrociclón servirá de alimento al segundo molino (remolienda) en forma de carga circulante.

d) Concentración gravimétrica

Los métodos de separación gravimétrica se usan para tratar una gran variedad de minerales, que varían desde los sulfuros pesados como la galena (peso específico 7.5) hasta el carbón (peso específico 1.3), y tamaños de partículas en algunos casos por debajo de 50 μm . Las plantas de concentración gravimétrica tienen dos propósitos:

- Separación de acuerdo a una clasificación por tamaños, minerales de la misma densidad (clasificación).
- Separación de acuerdo a diferentes densidades de minerales de aproximadamente el mismo rango de tamaño (concentración).



e) Concentradores centrífugos.

Los concentradores centrífugos constituyen la principal innovación realizada a los implementos de concentración gravimétrica de oro. En un tiempo muy corto, han ganado gran aceptación para la recuperación gravimétrica de oro en minas grandes; frecuentemente en los circuitos de molienda para separar oro libre y evitar sobre molienda y antes de plantas de cianuración o flotación para recuperar el oro grueso.

Los tipos de concentradores centrífugos más utilizados están basados en el mismo principio, pero difieren en su diseño técnico. Se encuentran los concentradores Knelson, Knudsen y Falcón.

f) Flotación

La flotación es un método para concentrar minerales finamente molidos. Consiste en separar el mineral de la ganga, haciendo flotar las partículas del primero, mediante burbujas de aire y hundirlas del segundo, en un líquido de densidad inferior a ambos.

En la flotación se aprovechan las diferentes características físico-químicas de la superficie de los minerales para el proceso de separación: algunos minerales en una pulpa de grano fino se vuelven hidrófobos añadiéndoles reactivos (colectores, activadores). El aire inyectado al tanque (celda de flotación) que contiene la pulpa lleva las partículas hidrófobas a la superficie, donde flotan en forma de espuma, y entonces se retira. Gracias a las variaciones de pH de la pulpa y a los reactivos adicionados, se puede recuperar selectivamente diferentes minerales.

La flotación se utiliza muy poco en la minería aurífera para sólo recuperar oro libre, y sí más a menudo para recuperar sulfuros auríferos junto con el oro liberado (flotación selectiva). Existen diferentes tipos de celdas de flotación en uso, en las que se



combina la agitación de la pulpa y su aireación. Esto funciona solamente para un tamaño limitado de granos, debido a que el oro más grueso, por su masa, no flota tan fácilmente. También es difícil hacer flotar las partículas ultra finas. Sin embargo, en un tamaño de grano apropiado (aproximadamente 100 a 20 μm), la separación del oro y sulfuros puede funcionar.

Reactivos o Agentes de Flotación

Son sustancias que se agregan a la pulpa para producir la flotación, clasificándose de la siguiente manera:

- Espumantes: Los espumantes utilizados son compuestos orgánicos heteropolares que contienen grupos funcionales alcohol (OH), carboxilo (COOH), amidas (CONH₂), etc. Los espumantes comerciales más importantes incluyen: C₅H₁₁OH (Alcohol amílico), CH₃-C₆H₄-OH Cresol (ácido cresílico), C₁₀-H₁₇-OH Terpinol (aceite de pino).
- Colectores: El objeto de estas sustancias es unir las burbujas de aire a las partículas minerales que deben flotar y producir el enriquecimiento de la espuma en mineral. Los xantatos usados como reactivos para flotación son sales de sodio y potasio del ácido xántico (o ditiocarbónico), Xantato AERO 343(Z-11), Xantato Isopropílico de Sodio y Xantato AERO 350(Z-6), Xantato Amílico de potasio.
- Modificadores: Estas sustancias en presencia de colectores y espumantes actúan sobre las propiedades superficiales del mineral modificando su flotabilidad. Se clasifican según el resultado que se consigue por su agregado a la pulpa en: depresores, que reducen la flotabilidad de los minerales que no quieren flotarse, tales como cianuros, sulfitos y álcalis; agentes reflatadores (activadores), que favorecen al mineral para que se forme con el colector la película polar-no polar



necesaria para la flotación. Pueden también dar flotabilidad a los minerales que previamente fueron deprimidos. CuSO_4 para activar la arsenopirita en presencia de metales básicos como plomo, zinc y cobre.

- Modificadores de pH: Na_2CO_3 modificador de pH que sirve para separar sulfuros y dispersar lamas; es el más usado en la flotación de oro. Como depresor es más usado el silicato de sodio para deprimir cuarzo, silicatos.

Otra combinación de reactivos muy usada para menas de oro. El promotor AERO404 y el promotor AEROFLOAT 242. El primer promotor actúa como colector principal, mientras que el AERO FLOAT 242 actúa como espumante y colector.

g) Circuito de espesamiento

Consiste en un tanque, un medio para introducir la alimentación con un mínimo de turbulencia, un mecanismo de rastrillo propulsado para mover los sólidos asentados hasta un punto de descarga, un medio para retirar los sólidos espesados y otro para eliminar el líquido clarificado. Es impulsado por un motor mediante una transmisión de engranajes. Se sujetan dos brazos de rastrillo al eje central, estos brazos tienen suficientes aspas para raspar el fondo dos veces por revolución y dos brazos cortos adicionales para rastrillar el área interna cuatro veces por revolución con el fin de retirar las grandes cantidades de partículas gruesas que se asientan cerca del centro. Los raspadores cónicos atornillados al eje central impiden que se atasque el cono de descarga del fondo. El lodo se extrae con una bomba de diafragma. Se utilizan unidades pequeñas de aproximadamente 2 metros de diámetro para tratar 100 kg/hr. Hasta máquinas de 100 metros de diámetro para tratar 750 tn de sólidos por hora.



h) Ciclo de cianuración

Después de ser finamente molido el mineral pasa al tanque espesador donde la pulpa va a sedimentar antes de sedimentar se hará un lavado alcalino y a la vez ésta es preparada para la etapa de cianuración ya que la cianuración se realiza en condiciones alcalinas, con el fin de evitar la pérdida al formarse el HCN y además que es peligroso para el ambiente de trabajo.

La pulpa es introducida en varios tanques de cianuración que están en serie de con dimensiones y capacidades predeterminadas para la producción de la minera, en cada tanque con un mecanismo central de agitación donde el aire ingresa por el eje hueco del agitador. Es posible que para cada tanque se tenga diferentes concentraciones de cianuro para optimizar el proceso.

i) Adsorción con carbón activado CIP.

El circuito de carbón en pulpa difiere del circuito del Merrill-Crowe en que después de la cianuración convencional, la pulpa se transfiere a los circuitos de adsorción de oro, el cual consiste en varios tanques Pachuca o tanques de agitación mecánica en serie (tres o más). La pulpa lixiviada se alimenta a un extremo y fluye en contracorriente a la pulpa.

Después de los tanques de cianuración la pulpa ingresa a los tanques Pachuca de adsorción enumerados donde el carbón activado adsorbe los valores lixiviados de la pulpa. Estos tanques son agitados mediante inyección de aire y contiene bombas de trasiego donde al momento de la cosecha el carbón es traspasado de una Pachuca a otra siendo controlado el tiempo de retención y el flujo de carbón activado.



j) Desorción-Electrodeposición

El carbón al ser extraído del primer agitador es colocado en un tanque abierto existente y con capacidad instalado para el tratamiento de los volúmenes proyectados de la planta. Dicho carbón puede estar bajo la acción de una solución re circulante compuesta de 10% de alcohol, 0,1 % de cianuro y 2 % de soda cáustica en agua destilada a temperaturas entre 60 °C a 70 °C recomendable, esta solución será alimentada por la parte inferior del tanque y descargándose por la parte superior del mismo.

Se obtendrán dos productos carbón activado cargado con oro y la otra parte es el relave que viene a ser una pulpa de desecho, constituida por mineral de ganga, y pequeñas concentraciones de cianuro disuelto en agua, los cuales serán enviados a la cancha de relaves para la sedimentación y posterior recuperación del agua.

Luego se bombea a las celdas electrolíticas, donde el oro y la plata son tratados sobre cátodos de lana de acero. Estos cátodos cuando tiene carga suficiente son fundidos. El carbón es regenerado por lavado ácido, calentamiento y molienda por atracción. El carbón producto del proceso de adsorción tiende a perder su eficiencia por las impurezas y elementos diversos que suele absorber en su superficie. Por esta razón, el carbón desorbido es sometido a un lavado en ácido clorhídrico con agitación de aire. Al término de la operación el carbón recupera gran parte del grado de eficiencia de adsorción.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRÁFICA DEL ESTUDIO

El presente estudio se desarrolló en la Planta de Beneficio Jerusalén que se encuentra ubicada en la margen izquierda de la quebrada Seca a una distancia de 11.5 Km al norte del pueblo de Chala y a 4.5 Km al Oeste de Chala Viejo.

Políticamente la zona de estudio está ubicada en una zona desértica y eriaza de propiedad del estado, en el distrito de Chala, provincia de Caravelí, departamento de Arequipa.



Figura 2. Ubicación de la planta Jerusalén S.A.C.

3.2. PERIODO DE DURACIÓN DEL ESTUDIO

El presente estudio se desarrolló en los meses de abril a noviembre del año 2020.



3.3. PROCEDENCIA DEL MATERIAL ESTUDIADO

La materia prima para el estudio proviene de los siguientes lugares:

#	Procedencia	Tipo de mineral	Peso de muestra (kg)	% Peso	Ley de muestra (oz/tc)	Distribución de Au
1	Colquamarca	oxido	1.200	4.80%	0.255	0.012
2	Misky	sulfuro	0.950	3.80%	0.364	0.014
3	Torrecillas	sulfuro	1.300	5.20%	0.215	0.011
4	Caraveli	sulfuro	1.120	4.48%	0.320	0.014
5	Chaparra	oxido	0.850	3.40%	0.332	0.011
6	Uchumayo	sulfuro	0.930	3.72%	0.295	0.011
7	Secocha	sulfuro	0.540	2.16%	0.450	0.010
8	Pedregal	oxido	1.400	5.60%	0.320	0.018
9	Untuca	oxido	0.970	3.88%	0.450	0.017
10	Buenas piedras 1	sulfuro	1.250	5.00%	0.385	0.019
11	Alto molino	sulfuro	1.600	6.40%	0.450	0.029
12	Chala	sulfuro	1.120	4.48%	0.240	0.011
13	Apurimac	sulfuro	0.780	3.12%	0.350	0.011
14	Progreso	oxido	0.980	3.92%	0.432	0.017
15	Casma	oxido	1.300	5.20%	0.285	0.015
16	Huanca	sulfuro	0.540	2.16%	0.460	0.010
17	San martin	sulfuro	0.640	2.56%	0.450	0.012
18	Jaqui	sulfuro	0.345	1.38%	0.755	0.010
19	Pachaconas	oxido sulfuroso	0.980	3.92%	0.345	0.014
20	Antioquia	sulfuro	0.750	3.00%	0.355	0.011
21	Puno	sulfuro	1.300	5.20%	0.310	0.016
22	Urupalla	oxido	0.320	1.28%	0.342	0.004
23	Filomena	oxido	0.850	3.40%	0.365	0.012
24	Juliaca	sulfuro	0.750	3.00%	0.455	0.014
25	Ñaña	sulfuro	0.460	1.84%	0.740	0.014
26	Islay	sulfuro	1.100	4.40%	0.255	0.011
27	Ica	oxido	0.680	2.72%	0.275	0.007
Total			25.005			0.355



3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.4.1. Población

Está constituida por el proceso de cianuración de la planta de beneficio de Cía. Minera Jerusalén S.A.C., por el que pasan 130 toneladas de material por día hacia el sistema de molienda y luego a los tanques de agitación.

3.4.2. Muestra

En el caso de este estudio se considera el proceso de producción de un día en el que se hace el cambio de la variable de entrada para al final determinar las condiciones de salida.

3.5. DISEÑO ESTADÍSTICO

El diseño estadístico de experimentos es precisamente la forma más eficaz de hacer pruebas. El diseño de experimentos consiste en determinar cuáles pruebas se deben realizar y de qué manera, para obtener datos que, al ser analizados estadísticamente, proporcionen evidencias objetivas que permitan responder las interrogantes planteadas, y de esa manera clarificar los aspectos inciertos de un proceso, resolver un problema o lograr mejoras.

Los resultados fueron tratados estadísticamente mediante el cálculo de medias y desviaciones estándar y se procesaron mediante las hojas de cálculo de Microsoft Excel.

3.6. PROCEDIMIENTO

3.6.1. Equipos

- Tolvas



- Fajas trasportadoras
- Molinos
- Bombas
- Hidrociclones
- DCM
- Tanques
- pH meter
- Balanza
- Material de vidrio
- Agitadores.

3.6.2. Materiales

- Agua destilada
- Hidróxido de sodio
- Cianuro de potasio
- Compuestos de la materia prima.

3.6.3. Método experimental

El método que se utilizó en la investigación es Cuantitativo Pre-experimental con un diseño pre-prueba/post-prueba, explicado por Hernández *et al.* (2014) de la siguiente manera, a un grupo se le aplica una prueba previa al estímulo o tratamiento experimental, después se le administra el tratamiento y finalmente se le aplica una prueba posterior al



estímulo. Esto quiere decir que se toma el proceso de cianuración en circunstancias actuales y aplica el instrumento, para luego ejercer un conjunto de cambios sobre el proceso para determinar cómo va influyendo sobre la variable dependiente.

En el presente trabajo, para alcanzar los objetivos trazados se realizó una serie de pruebas en condiciones prefijadas y sometidas a control como la prueba de cianuración por agitación en botellas y granulometría. Con el fin de obtener los resultados, se analizaron muestras en el laboratorio Metalúrgico y químico de la planta Cía. Minera Jerusalén S.A.C. Los resultados de esos estudios se procesaron mediante las hojas de cálculo de Microsoft Excel, del que se extraerán gráficos y tablas a los que se les aplicará un análisis descriptivo.

Para el cumplimiento de los objetivos planteados en la investigación se procedió al siguiente diseño de investigación mostrado en la figura 3:



Figura 3. Diseño de la investigación.

Para el proceso de optimización se describió a través de la siguiente figura, donde se analizó el proceso desde la preparación de la muestra o del mineral, hasta la lectura de ley.

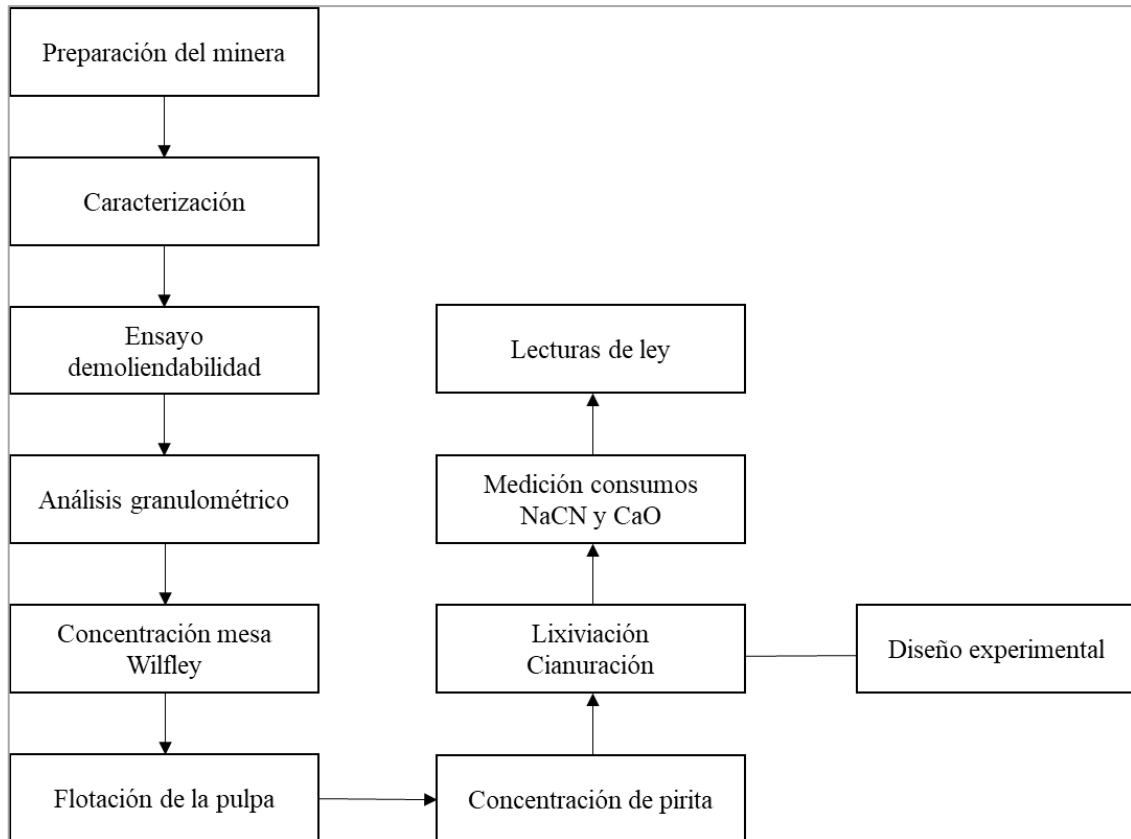


Figura 4. Proceso de optimización.

Fuente: Ruiz *et al.* (2019).

3.6.4. Diseño experimental

Para la investigación se aplicó el análisis de Tukey:

(I) Variable 1 (J) Variable 2	Diferencia de medias (I-J)	Desv. Error	Sig.	Intervalo de confianza al 95%	
				Límite inferior	Límite superior

En esta tabla se indicará que subindicadores de las variables en estudio tienen diferencias significativas y es importante realizar la identificación de subconjuntos, de manera de poder determinar las diferencias que existen entre los subconjuntos y las subvariables.

Variable	N	Subconjunto		
		1	2	3

En el caso de este estudio se consideró el proceso de producción de un día en el que se hace el cambio de la variable de entrada para al final determinar las condiciones de salida. La muestra tomada fue a conveniencia del investigador, por cuanto las cantidades a tomar para medir las variables se consideró lo siguiente:

3.6.5. Análisis de moliendabilidad

Se tomó 2 kilogramos para cada prueba, el cual fue definido por la capacidad de molienda del equipo experimental y la capacidad de los molinos en la operación que se pretende simular.

- A continuación, detallo la forma en que se hizo la prueba de moliendabilidad:



Prueba de Moliendabilidad

Equipos de protección personal

- Casco
- Zapatos con punta de acero.
- Ropa de trabajo de drill.
- Guantes de jebe y badana.
- Respirador medio rostro con filtros 2097.
- Lentes de seguridad.
- Orejeras y tapón de oídos.

Equipos y herramientas:

- Molino de bolas 1"x1.5" marca funcal.
- Bolas de acero de 1", 1 ½", 2", 3"
- Baldes.
- Espátulas.
- Pisetas
- Probeta graduada.
- Balanza

Insumos:

- Muestra de mineral



- Agua
- Solución de floculante.

Procedimiento de trabajo

1. Inspección del área de trabajo evaluación de riesgos.
2. Abrir la tapa del molino funcal y agregar bolas de acero de diferentes diámetros (dependiendo de la simulación).
3. Pesar la muestra de mineral (2kg) para poner dentro del molino funcal.
4. Hacer un análisis granulométrico inicial de la muestra.
5. Agregar agua de acuerdo a la densidad que se desea trabajar la prueba de moliendabilidad.
6. Cerrar el molino y dejar girar en los rodillos.
7. Tomar muestras en intervalos de tiempo de 5,10,20,30,45 minutos para realizar el análisis granulométrico puntual.
8. Hacer la limpieza de molino para retirar los residuos restantes y tenerlo listo para la siguiente prueba.
9. Orden y limpieza del área de trabajo.

Restricciones

- No manipular cuando el molino esté en funcionamiento.
- No manipular con prendas sueltas.



3.6.6. Análisis granulométrico

Equipos de protección personal

- Casco
- Zapatos con punta de acero.
- Ropa de trabajo de drill.
- Guantes de jebe y badana.
- Respirador medio rostro con filtros 2097.
- Lentes de seguridad.
- Orejeras y tapón de oídos.

Equipos y herramientas:

- Juego de tamices.
- Baldes.
- Pissetas
- Probeta graduada.
- Balanza
- Brocha



Insumos:

- Muestra De Mineral Molido
- Agua

Procedimiento de trabajo

1. Inspección del área de trabajo evaluación de riesgos.
2. Pesar las muestras a ser analizadas granulométricamente.
3. Hacer una limpieza previa a los diferentes tamices para tener un resultado optimo.
4. Poner la muestra sobre el tamiz más grueso e iniciar el tamizaje con una brocha de manera cuidadosa, proceder de la misma manera con todas las muestras pasantes en cada tamiz, hasta llegar a la granulometría más fina.
5. Pesar todas las muestras acumuladas en cada tamiz y hacer los cálculos de %acumulado, %pasante y % retenido.
6. Llenar todos estos datos en un formato Excel para su revisión y análisis de los resultados obtenidos
7. Hacer limpieza de todos los instrumentos y herramientas utilizadas para los siguientes análisis granulométricos a realizarse.
8. Orden y limpieza del área de trabajo.



3.6.7. Medición de alcalinidad de las muestras (Ph)

Equipos de protección personal

- Casco
- Zapatos con punta de acero.
- Ropa de trabajo de drill.
- Guantes de jebe y badana.
- Respirador medio rostro con filtros 2097.
- Lentes de seguridad.
- Orejeras y tapón de oídos.

Equipos y herramientas:

- Potenciómetro marca HANNA
- Vasos de vidrio.
- Papel filtro paso lento.
- Papel tornasol (PANPEHA)
- Probeta graduada.

Insumos:

- Muestra de mineral molido.
- Muestra de pulpa.
- Agua destilada.



Procedimiento de trabajo

1. Inspección del área de trabajo, evaluación y control de riesgos.
2. Hacer limpieza de los vasos con agua destilada para una buena toma de muestra
3. Filtrar las muestras de pulpa en los vasos de vidrio.
4. Para muestras solidas en necesario insertar en agua destilada a una relación 2/1 de líquido - solido.
5. Insertar en la solución acuosa filtrada el papel tornasol (panpeha) y así determinar el PH de la muestra.
6. Otra manera de determinar es utilizando el potenciómetro HANNA en la solución acuosa filtrada y esperando unos minutos el equipo hace una lectura con 2 decimales extra.
7. Al finalizar las lecturas hacer limpieza de todos los equipos e instrumentos utilizados, lavando con agua destilada.
8. Hacer orden y limpieza.

Restricciones

- No utilizar agua común o potable para la limpieza.

3.6.8. Pruebas metalúrgicas para determinación de consumo de soda y cianuro de sodio

Equipos de protección personal

- Casco



- Zapatos con punta de acero.
- Ropa de trabajo de drill.
- Guantes de jebe y badana.
- Respirador medio rostro, filtros 2097 y cartuchos 6003.
- Lentes de seguridad.
- Orejeras y tapón de oídos.

Equipos y herramientas:

- Botellas de vidrio de 4 Litros ó 1gln
- Pulverizador de anillos.
- Agitador de rodillos.
- Pissetas
- Probeta graduada.
- Balanza
- Brocha

Insumos:

- Muestra de mineral
- Cuarzo
- Agua dulce utilizado en operación.
- Agua destilada



- Agua desionizada
- Solución estándar de nitrato de plata.
- Solución estándar de yoduro de potasio.

Procedimiento de trabajo

1. Inspeccionar el área de trabajo, evaluar y controlar los riesgos.
2. Hacer la preparación mecánica de los minerales en el pulverizador de anillos hasta tener la granulometría adecuada para cada una de las pruebas.
3. Hacer la limpieza del pulverizador de anillos con cuarzo, de esta manera se elimina posibles residuos remanentes.
4. Pesar muestras de 300 o 400 gr. Para cada prueba metalúrgica, esto varía de Acuerdo al tipo de prueba que se va realizar (dilución de la muestra)
5. Hacer limpieza del interior de las botellas con agua destilada y/o desionizada.
6. Agregar las muestras pulverizadas en las botellas y agregar agua dulce utilizado en operación, tener en cuenta la relación solido-liquido con la que se va correr la prueba.
7. Poner las botellas de forma horizontal sobre el agitador de rodillos.
8. Agitar las botellas solo con agua y solido por 5 minutos, para tomar el PH inicial de la prueba metalúrgica.
9. Agregar soda caustica hasta alcanzar un PH de 10, importante que sea solo hasta PH 10, ya agregando el cianuro de sodio alcanzará el PH 11.



10. Luego agregar cianuro de sodio en solido hasta alcanzar la concentración requerida por la operación
11. Tomar muestras de pulpa en intervalos de tiempo de 1,6,12,24,48 horas, titular las muestras con nitrato de plata, lavar los sólidos para enviar al laboratorio químico para su análisis de ley.
12. Una vez finalizada las pruebas metalúrgicas, lavar bien las botellas para las siguientes pruebas metalúrgicas.

Restricciones.

- No agregar nada después de tomar las muestras, para mantener la relación
- solido liquido dentro de las botellas.

3.7. VARIABLES

Variable independiente

Optimización de parámetros del proceso de cianuración

Variable dependiente

Mejora en la extracción del oro en la planta de beneficio CIA MINERA JERUSALÉN S.A.C

3.8. ANÁLISIS DE RESULTADOS

En metalurgia se dispone de varias posibilidades para extraer los metales de interés así tenemos el proceso de cianuración. Este proceso ha abierto nuevos campos de tratamiento ya que este proceso consiste en disolver el oro y en una solución de cianuro de sodio o potasio.



Los resultados obtenidos en la experimentación metalúrgica en el laboratorio dependen en que la muestra obtenida para la investigación represente al relave del mineral que se desea experimentar, tanto químico como mineralógico o sea con el contenido de los elementos o compuestos que forman su composición química en cantidades de especies mineralógicas que contengan valores, los minerales de asociación, así también en el estado de alteración, tamaños, asociación, etc.

De las características mencionadas depende no solamente de tratamientos, sino también de tipo y tamaño del equipo a utilizarse en su procesamiento, debido a que la planta compra relaves y acopia minerales de pequeña minería de diferentes zonas del Perú que previamente han sido procesados pero que contienen importantes cantidades de oro y plata que no han podido ser extraídos por la complejidad de cada uno de los minerales; sin embargo presento los siguientes resultados:

- Granulometría: se requirió de 1 kg de material, definido por el instrumento de medición. Nótese que el material tiene un tiempo de residencia en el equipo, al final del cual se producen características granulométricas homogéneas. En el caso de ensayos se prueban muestras de 300 g basadas en el % pasante malla 200, para 60%, 75%, 85% y 90%.
- Concentración de Cianuro y pH: pH estableció de 11 por aplicación de soda caustica (NaOH), para concentraciones de cianuro (NaCN) 0.10%, 0.15% y 0.20%.
- Oro recuperado: la totalidad del ciclo, en Onzas troy, operado mediante el porcentaje de recuperación tomando como base las leyes de la materia prima.

Cabe destacar que, por directrices de la gerencia, las muestras se tuvieron que mantener al mínimo para facilitar el manejo, evitando retrasos del proceso y reducir los



costos para la empresa debido al proceso destructivo de algunas de las muestras, siendo que el producto de este proceso (Oro) es costoso.



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA

4.1.1. Capacidad de operación

La compañía minera Jerusalén para su proceso de molienda, clasificación y cianuración cuenta con los siguientes equipos:

Molienda: Se cuenta con 2 molinos primarios de 5 pies x 5 pies, un molino 5x 5, 4 x 8 y un 4 x 16 para la molienda secundaria (remolienda). La capacidad de los 5 molinos de acuerdo al tonelaje procesado, es de 39 minutos de tiempo de residencia.

Clasificación: Se cuenta con 2 hidrociclones D-6, lo que permite hacer una clasificación en serie y de esa manera aumentar la eficiencia de clasificación. Ambos hidrociclones tienen diferentes condiciones de clasificación (presión, aberturas de ápex y vortex)

4.1.2. Velocidad crítica de molinos

Formula general

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{D}}$$

Donde:

V_c=Velocidad critica

D=diámetro del molino en pies



Molinos 5x5

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{5}}$$

$$V_c = 34.269$$

Molino 4x16

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{4}}$$

$$V_c = 38.315$$

Molino 4x8

$$V_c = \frac{76.63}{\sqrt{4}}$$

$$V_c = 38.315$$

4.1.3. % De la velocidad critica en molinos

Formula general

$$\%V_c = 100 * \frac{RPM}{V_c}$$

Donde:

%Vc= porcentaje de la velocidad critica

RPM= revoluciones por minuto

Vc= velocidad critica



Molinos 5x5 molienda primaria

RPM=24

$$\%Vc = 100 * \frac{24}{34.269}$$

$$\%Vc = 70.034$$

Molino 5x5 molienda secundaria

RPM=26

$$\%Vc = 100 * \frac{26}{34.269}$$

$$\%Vc = 75.87$$

Molino 4x16 molienda secundaria

RPM=28

$$\%Vc = 100 * \frac{28}{38.315}$$

$$\%Vc = 73.078$$

Molino 4x8 molienda secundaria

RPM=28

$$\%Vc = 100 * \frac{28}{38.315}$$

$$\%Vc = 73.078$$



4.1.4. Carga inicial de bolas de acero

En la compañía minera Jerusalén aplicamos el criterio de taggart al momento de calcular el peso de los medios moledores.

Se utiliza billas de 1, 1.5, 2, 3 y 4 pulgadas para asegurar una distribución homogénea de billas en los molinos.

Para el cálculo total de billas se aplicará la siguiente fórmula:

$$Carga\ inicial = 80 * D^2 * L$$

Donde:

Carga inicial= peso total de bolas en libras

D^2 = diámetro al cuadrado

L= largo

Molienda primaria

Carga inicial molinos primarios 5x5

$$carga\ inicial = 80 * 5^2 * 5$$

carga inicial =10000 libras

Molienda secundaria

Carga inicial molino secundario 5x5

$$carga\ inicial = 80 * 5^2 * 5$$

carga inicial =10000 libras



Carga inicial molino secundario 4x8

$$carga\ inicial = 80 * 4^2 * 8$$

$$carga\ inicial = 10240\ libras$$

Carga inicial molino secundario 4x16

$$carga\ inicial = 80 * 4^2 * 16$$

$$carga\ inicial = 20480\ libras$$

4.1.5. Distribución de billas por molinos

A continuación, se detalla la distribución de billas tanto en la molienda primaria y molienda secundaria, dichos datos son el resultado experimental hecho durante muchos años de operación y los que mejor se adecuaron a nuestra operación.

Tabla 2. Distribución de billas molinos primarios 5x5

DISTRIBUCIÓN DE BILLAS MOLINOS PRIMARIOS 5x5				
Diámetro de billas	Peso de cada bola (lbs)	Peso de carga de billas (lbs)	N° de bolas	% en peso de bolas
4"	3.006	4000	1.331	40
3"	1.187	3000	2.527	30
2"	0.486	2000	4.115	20
1 1/2"	0.148	1000	6.757	10
Total		10000		100



Tabla 3. Distribución de billas molino secundario 5x5

DISTRIBUCIÓN DE BILLAS MOLINO SECUNDARIO 5x5				
Diámetro de billas	Peso de cada bola (lbs)	Peso de carga de billas (lbs)	N° de bolas	% en peso de bolas
2"	1.187	1500	1.264	15
1 1/2"	0.486	4250	8.745	42.5
1"	0.148	4250	28.716	42.5
Total		10000		100

Tabla 4. Distribución de billas molino secundario 4x8

DISTRIBUCIÓN DE BILLAS MOLINO SECUNDARIO 4X8				
Diámetro de billas	Peso de cada bola (lbs)	Peso de carga de billas (lbs)	N° de bolas	% en peso de bolas
2"	1.187	1280	1.078	12.5
1 1/2"	0.486	4608	9.481	45
1"	0.148	4352	29.405	42.5
Total		10240		100

Tabla 5. Distribución de billas molino secundario 4x16

DISTRIBUCIÓN DE BILLAS MOLINO SECUNDARIO 4X16				
Diámetro de billas	Peso de cada bola (lbs)	Peso de carga de billas (lbs)	N° de bolas	% en peso de bolas
3"	3.006	512	170	2.5
2"	1.187	2048	1.725	10
1 1/2"	0.486	9728	20.016	47.5
1"	0.148	8192	55.351	40
Total		20480		100

4.1.6. Recarga diaria de bolas de acero

La recarga diaria de bolas de acero es uno de los factores muy importantes en la operación de la compañía minera Jerusalén, ya que los medios moledores son los que cumplen la función de reducir el tamaño a las partículas minerales.

Dichos medios moledores tienen un consumo de 0.8 a 1.2 kg/tm, dependiendo principalmente del tipo de mineral que se está procesando, ya que la compañía minera Jerusalén procesa minerales de diferentes localidades y los cuales presentan diferentes características físicas y químicas.

4.1.7. Análisis granulométrico

Uno de los factores importantes en este tipo de operaciones metalúrgicas es la granulometría del mineral a procesar. La empresa al acopiar minerales de diferentes lugares, se tiene una variación en su composición química, estructura cristalina y dureza, lo que dificulta tener parámetros de operación adecuados. En la 5 se presenta el análisis de la distribución granulométrica de la materia prima bajo las condiciones actuales.

N° malla	Tamaño de micras	Peso retenido (g)	% peso	% Acumulado retenido (+)	% Acumulado retenido (-)
1/2"	12500	0	0	0	100
3/8"	9500	94.4	4.19	4.19	95.81
1/4"	6300	197.3	8.77	12.96	87.04
4	4750	230.73	10.25	23.21	76.79
7	2800	300.39	13.35	36.55	63.45
10	2000	168.12	7.47	44.02	55.98
16	1180	222.26	9.87	53.9	46.1
20	850	139.59	6.2	60.1	39.9
30	600	139.76	6.21	66.31	33.69
50	300	175.45	7.79	74.1	25.9
100	150	142.32	6.32	80.43	19.57
200	75	101.98	4.53	84.96	15.04
230	63	56.1	2.49	87.45	12.55
325	45	74.2	3.3	90.75	9.25
400	38	81.11	3.6	94.35	5.65
-400	-38	127.2	5.65	100	0

Figura 5. Granulometría bajo las condiciones actuales de la empresa.



A continuación, se detalla las distribuciones granulométricas de 4 puntos principales, los cuales son importantes en el proceso de molienda y clasificación, así mismo nos ayudan a tener control de los parámetros operacionales y evaluación del circuito.

Tabla 6. Alimentación a los molinos primarios

ALIMENTACIÓN A LOS MOLINOS PRIMARIOS				
N° malla	Tamaño de micras	% peso		
		%parcial	Ac +	Ac -
1"	26700	0	0	100
3/4"	18850	1.25	1.25	98.75
1/2"	13330	3.44	4.69	95.31
1/4"	6680	8.27	12.96	87.04
#4	4699	10.25	23.21	76.79
#10	2000	20.81	44.02	55.98
#20	850	16.08	60.1	39.9
#-20		39.9	100	0

Tabla 7. Descarga de molinos primarios

DESCARGA DE MOLINOS PRIMARIOS				
N° malla	Tamaño de micras	% peso		
		%parcial	Ac +	Ac -
4	4699	2.03	2.03	97.97
10	2000	2.65	4.68	95.32
20	850	5.58	10.26	89.74
50	300	5.71	15.97	84.03
70	200	3.68	19.65	80.35
140	104	8.8	28.45	71.55
200	75	14.83	43.28	56.72
-200		56.72	100	0



Tabla 8. Rebose de Clasificación (over flow)

REBOSE DE CLASIFICACIÓN (OVER FLOW)				
N° malla	Tamaño de micras	% peso		
		%parcial	Ac +	Ac -
20	850	1.02	1.02	98.98
50	300	3.66	4.68	95.32
70	200	7.77	12.45	87.55
140	104	3.00	15.45	84.55
200	75	1.91	17.36	82.64
325	45	10.05	27.41	72.59
400	38	6.80	34.21	65.79
-400		65.79	100	0

Tabla 9. Retorno de Clasificación (under flow)

RETORNO DE CLASIFICACIÓN (UNDER FLOW)				
N° malla	Tamaño de micras	% peso		
		%parcial	Ac +	Ac -
20	850	6.45	6.45	93.55
50	300	9.69	16.14	83.86
70	200	10.31	26.45	73.55
140	104	8.67	35.12	64.88
200	75	9.53	44.65	55.35
325	45	10.47	55.12	44.88
400	38	19.53	74.65	25.35
-400		25.35	100	0

4.1.8. Pruebas de molienda

Actualmente se tiene por defecto 39 min de molienda para obtener como objetivo un 80% pasante malla 200. Sin embargo, esto no está logrando los mejores resultados, ya que se tiene una materia prima proveniente de distintas fuentes, por lo que se presenta una pulpa hacia lixiviado heterogénea.

Para la siguiente prueba se tomó solo una muestra, la cual es analizada en una granulometría % pasante de malla #200. Dicha muestra fue sometida a diferentes condiciones de molienda como densidades de pulpa y tiempo de molienda, cuyos resultados se presentan en la Tabla 10 y Tabla 11.

Tabla 10. Prueba 1 molienda con densidad 1680 g/l

Tiempo	% pasante malla #200
0 min	15.04
5 min	29.45
10 min	43.46
20 min	62.45
30 min	76.49
45 min	84.12

Tabla 11. Prueba 2 molienda con densidad de 1850 g/l

Tiempo	% pasante malla #200
0 min	15.04
5 min	32.26
10 min	47.85
20 min	69.15
30 min	79.69
45 min	89.56



Los resultados de estas pruebas reflejan un incremento en el % pasante malla 200 de acuerdo al tiempo de molienda. También, con una mayor densidad de pulpa, para un mismo tiempo se obtiene mayor molienda, en otras palabras, se requiere menos tiempo de molienda para mayor densidad de pulpa.

Por otro lado, estas tablas permitieron establecer un tiempo de proceso de molienda de acuerdo a las necesidades de lixiviación, como se determine posteriormente en el punto óptimo.

Tapara (2018) recomendó en su investigación que, de acuerdo a los resultados obtenidos, trabajar con una granulometría de 91.00 % m -200 en el molino primario 6x6 ya que este es influyente en la disolución del oro, la cual se realiza en los primeros tanques de cianuración.

4.2. VALORACIÓN DEL TIEMPO DE RESIDENCIA Y EL PH EN EL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE LOS TANQUES

El área de cianuración cuenta con 9 tanques, de los cuales 4 son de 20x20 y 5 de 20x22.5 lo que da una capacidad de 1520 m³ de pulpa. El caudal de pulpa de acuerdo al tonelaje de 130 es de 8.33m³/h a una densidad de 1330g/l. Lo que hace un total de 180 horas de tiempo de residencia. Si bien esta capacidad de tanques está diseñada para que en un futuro se incremente el tonelaje a procesar, actualmente solo se trabaja con 6 tanques de agitación para reducir costos operacionales y consumo de energía.

La empresa viene desarrollando el tratamiento de minerales sulfurados y óxidos, con leyes de oro de 6 a 18 g/tm, y una recuperación de 87 a 89 %. Este porcentaje de recuperación se encuentra por debajo del punto óptimo ($R > 90$), por lo que, en otras palabras, no hay eficiencia en la lixiviación del mineral procesado. La situación, conduce



a elevado consumo de cianuro ($>4.74\text{kg/Tm}$) con alta fuerza (FCN 0.20) en presencia de pH 11, estable para la operación.

4.2.1. Dimensionamiento de tanques CIP.

En la compañía minera Jerusalén se cuenta con 9 tanques de los cuales:

- 4 tanques 20x20
- 5 tanques 20x25.

4.2.2. Capacidad de tanques

Tanques 20x20

$$volumen = \frac{\pi D^2}{4} * H$$

Donde:

Volumen= volumen total del tanque

D^2 =diámetro del tanque al cuadrado

H=altura del tanque

$$volumen = \frac{\pi 20^2}{4} * 20$$

$$volumen = 6283.18 \text{ pies}^3$$

$$\text{Pie}^3 = 0.028233\text{m}^3$$

$$volumen = 177.18 \text{ m}^3$$



Para efectos del proceso solo se considera el 80% de la capacidad, ya que el tanque 20x20 lleva insertado en su interior equipos de accionamiento como impulsores, draft, tubos de soportes, volumen de carbón activado y difusores.

$$volumen\ 80\% = 141.61\ m^3$$

Tanques 20x22.5

$$volumen = \frac{\pi D^2}{4} * H$$

$$volumen = \frac{\pi 20^2}{4} * 22.5$$

$$volumen = 7068.58\ pies^3$$

$$Pie^3 = 0.028233m^3$$

$$volumen = 199.56\ m^3$$

Para efectos del proceso solo se considera el 80% de la capacidad, ya que el tanque 20x22.5 lleva insertado en su interior equipos de accionamiento como impulsores, draft, tubos de soportes, volumen de carbón activado y difusores.

$$volumen\ 80\% = 159.65\ m^3$$

4.2.3. RPM de operación de tanques

Las RPM de operación varían desde los 50 a 60 RPM, ya que se tienen variadores de velocidad en cada tanque, lo que facilita la variación de los RPM de acuerdo al tipo de mineral.

Tener en cuenta que la frecuencia y los amperajes varían de acuerdo al cambio de variables en la operación, tales como densidad de pulpa y G.E. del mineral



Tabla 12. Variables de Operación de Tanques

Descripción	Rpm	Frecuencia	Amperaje
Tanque 1	56	45.26	19.9
Tanque 2	56	45.27	19.5
Tanque 3	55	45.23	19
Tanque 4	56	45.25	19.6
Tanque 5	52	43.96	17.8
Tanque 6	51	43.89	17.7
Tanque 7	52	43.97	17.9
Tanque 8	51	43.96	17.6
Tanque 9	50	43.28	17.5

4.2.4. Gravedad específica del mineral

Actualmente en la compañía minera Jerusalén, de acuerdo a los compuestos tomados se tiene una gravedad específica de 2.85 gr/cm³.

4.2.5. Densidad de pulpa en agitadores

La densidad óptima de la pulpa es de 1,33g/ml o 1330g/litro, con una variación de 20g/litro. Los cuales son parámetros conocidos para este tipo de operación.

4.2.6. % de Sólidos

Para nuestra operación se ha determinado un porcentaje de solidos entre 35 a 40%, ya que estos parámetros son los que mejor se adecuan a la operación.

$$\%S = \frac{(Dp - 1) * 100 * GE}{Dp * (GE - 1)}$$



Donde:

%S: porcentaje de solidos

Dp: densidad de pulpa (gr/ml)

GE: gravedad especifica del mineral (gr/cm³)

$$\%S = \frac{(1.33 - 1) * 100 * 2.85}{1.33 * (2.85 - 1)}$$

$$\%S = 38.22$$

Esto también se expresa que en una pulpa de densidad 1330 gr/l el 38.22% corresponde al solido

$$\textit{peso de solido} = Dp * \frac{\%S}{100}$$

Donde:

Peso de solido= peso de solido en 1 litro de pulpa

Dp= densidad de la pulpa en Gr/litro

%S= porcentaje de solidos

$$\textit{peso de solido} = 1330 * \frac{38.22}{100}$$

$$\textit{peso de solido} = 508.32 \text{ grS/litro}$$

4.2.7. Dilución de pulpa

La dilución de la pulpa es uno de los factores importantes, tanto para el control de densidades y el consumo de agua total.



$$dilución = \frac{100 - \%S}{\%S}$$

Donde:

Dilución=dilución de la pulpa (partes de agua con respecto al solido)

%S= porcentaje de solidos

$$dilución = \frac{100 - 38.22}{38.22}$$

$$dilución = 1.616$$

Esto nos da a entender que tenemos 1.61 partes de agua y 1 parte de solido en una densidad de 1330 gr/litro de pulpa

$$**peso de agua** = peso de solido * dilución$$

Donde:

Peso de agua= peso del agua en 1 litro pulpa

$$**peso de agua** = 508.32 * 1.616$$

$$**peso de agua** = 821.44grH₂O /lt$$

Este valor de la dilución también es importante para saber cuánto de agua estamos consumiendo en la operación.

$$**m³ H₂O Día** = 130 tms * 1.616$$

Donde:

m³ H₂O Día= metros cúbicos utilizados al día



$$m^3 H_2O \text{ Día} = 130 \text{ tms} * 1.616$$

$$m^3 H_2O \text{ Día} = 210.08 m^3 \text{ dia}$$

Esta cantidad de agua es un dato aproximado, ya que hay que tener en cuenta las variaciones de densidad y GE del mineral

4.2.8. Caudal de pulpa

El caudal de pulpa es muy importante para poder determinar en tiempo de residencia en los tanques de lixiviación.

$$\text{caudal de pulpa} = \frac{V}{T}$$

$$\text{caudal de pulpa} = \frac{\left(\frac{TMSD}{GE}\right) + (TMSD * \text{dilucion})}{DIA}$$

Donde:

V =volumen de la pulpa

T= tiempo

TMSD= tonelaje diario

GE= gravedad especifica del mineral

$$\text{caudal de pulpa} = \frac{\left(\frac{130}{2.85}\right) + (130 * 1.616)}{DIA}$$

$$\text{caudal de pulpa} = 255.69 m^3 \text{ pulpa}/DIA$$

Esto nos da a entender que se genera 255.69 m³ de pulpa/día con una densidad de pulpa de 1330gr/litro.



4.2.9. Tiempo de residencia en los tanques

Tiempo de residencia tanque 20x20

$$\text{tiempo de residencia} = \frac{\text{volumen tanque}}{\text{caudal de pulpa Hora}}$$

$$\text{tiempo de residencia} = \frac{141.61M3}{10.65 M3/Hora}$$

$$\text{tiempo de residencia} = 13.29 \text{ horas}$$

Si sumamos la capacidad de los 4 tanques 20x20 nos da un tiempo total de 53.16 horas.

Tiempo de residencia tanque 20 x 22.5

$$\text{tiempo de residencia} = \frac{\text{volumen tanque}}{\text{caudal de pulpa Hora}}$$

$$\text{tiempo de residencia} = \frac{159.65M3}{10.65 M3/Hora}$$

$$\text{tiempo de residencia} = 14.99 \text{ horas}$$

Si sumamos la capacidad de los 5 tanques 20x22.5 nos da un tiempo total de 74.95 horas.

La cantidad de tanques está justificada para una futura ampliación de la planta, por el momento solo se utiliza de 5 a 6 tanques para una buena adsorción de valores en el carbón activado.

Rivera (2018) en su investigación, quedó en evidencia que, el pH tiene efecto muy significativo en la disolución de Arsénico, lo que permite concluir que a pH menor a 12 la disolución es mayor llegando hasta 242.70 mg/L, pero al mantener el pH mayor a 12



la solubilidad de arsénico es casi estable llegando como máximo 24mg/L, y aun aumentando más el pH a 12.5, la solubilidad de arsénico comienza a ascender 59.07mg/L.

4.3. DETERMINACIÓN DE LA CONCENTRACIÓN ADECUADA DE CIANURO PARA REDUCIR SU ALTO CONSUMO

Para el estudio metalúrgico se tuvo que tomar muestras de diferentes minerales, ya que la compañía minera Jerusalén es una empresa dedicada al acopio de minerales.

Dentro de su cartera de clientes se encuentran concesionarios mineros de la región Arequipa y alrededores. Esto hace que la empresa acopie minerales de diferentes características mineralógicas, lo que conlleva a que constantemente se tenga que hacer estudios metalúrgicos a todos los minerales acopiados.

Para el estudio metalúrgico se hizo una toma de muestras durante más de dos meses, teniendo en cuenta las cantidades exactas de mineral y sus procedencias. En la Tabla 13, se detalla los resultados de las muestras tomadas, sus respectivos pesos y leyes determinadas.

Tabla 13. Características de los minerales que ingresan a la empresa

#	Procedencia	Tipo de mineral	Peso de muestra (kg)	% Peso	Ley de muestra (oz/tc)	Distribución de Au
1	Colquemarca	oxido	1.200	4.80%	0.255	0.012
2	Misky	sulfuro	0.950	3.80%	0.364	0.014
3	Torrecillas	sulfuro	1.300	5.20%	0.215	0.011
4	Caraveli	sulfuro	1.120	4.48%	0.320	0.014
5	Chaparra	oxido	0.850	3.40%	0.332	0.011
6	Uchumayo	sulfuro	0.930	3.72%	0.295	0.011
7	Secocha	sulfuro	0.540	2.16%	0.450	0.010
8	Pedregal	oxido	1.400	5.60%	0.320	0.018
9	Untuca	oxido	0.970	3.88%	0.450	0.017
10	Buenas piedras 1	sulfuro	1.250	5.00%	0.385	0.019
11	Alto molino	sulfuro	1.600	6.40%	0.450	0.029
12	Chala	sulfuro	1.120	4.48%	0.240	0.011
13	Apurimac	sulfuro	0.780	3.12%	0.350	0.011
14	Progreso	oxido	0.980	3.92%	0.432	0.017
15	Casma	oxido	1.300	5.20%	0.285	0.015
16	Huanca	sulfuro	0.540	2.16%	0.460	0.010
17	San martin	sulfuro	0.640	2.56%	0.450	0.012
18	Jaqui	sulfuro	0.345	1.38%	0.755	0.010
19	Pachaconas	oxido sulfuroso	0.980	3.92%	0.345	0.014
20	Antioquia	sulfuro	0.750	3.00%	0.355	0.011
21	Puno	sulfuro	1.300	5.20%	0.310	0.016
22	Urupalla	oxido	0.320	1.28%	0.342	0.004
23	Filomena	oxido	0.850	3.40%	0.365	0.012
24	Juliaca	sulfuro	0.750	3.00%	0.455	0.014
25	Ñaña	sulfuro	0.460	1.84%	0.740	0.014
26	Islay	sulfuro	1.100	4.40%	0.255	0.011
27	Ica	oxido	0.680	2.72%	0.275	0.007
Total			25.005			0.355

Considerando los resultados del análisis de las muestras de proveedores se pudo obtener dos compuestos de aproximadamente 300 kg cada uno ($G.E. = 2.85 \text{ g/cm}^3$), los cuales fueron homogenizados y cuarteados para disminuir la cantidad de muestra a 25 kg.

Tabla 14. Compuestos para el estudio

Muestra	Peso	Ley Au oz/t
Compuesto 1	10	0.355
Compuesto 2	10	0.354

Nota: Ambos compuestos se trabajaron con una G.E.= 2.85 g/cm³

Estos dos compuestos (Tabla 14) son ensayados mediante prueba de cianuración por agitación en botellas hasta 48h con soda y cianuro al mismo tiempo para diferentes granulometrías (Gr) (% pasante malla 200) y Fuerza de cianuro (FCN) (%). Los resultados se encuentran en las siguientes tablas con el tiempo de ensayo (T), el consumo de cianuro, y el porcentaje de recuperación de oro.

Tabla 15. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 60%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	% recuperación
1	1.000	62.82%
6	1.800	66.20%
12	2.500	66.76%
24	3.100	67.61%
48	3.500	70.14%

Tabla 16. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 60%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.200	64.79%
6	2.200	67.61%
12	3.000	68.17%
24	3.500	69.01%
48	3.800	72.96%



Tabla 17. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 60%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.400	66.76%
6	2.300	69.01%
12	3.000	70.42%
24	3.600	72.11%
48	3.900	74.37%

Tabla 18. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 75%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.040	65.35%
6	1.880	67.89%
12	2.620	68.45%
24	3.260	70.42%
48	3.700	74.08%

Tabla 19. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 75%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.300	65.35%
6	2.400	67.89%
12	3.240	68.45%
24	3.840	70.42%
48	4.180	74.08%

Tabla 20. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 75%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.600	69.58%
6	2.600	71.55%
12	3.300	72.39%
24	3.900	75.49%
48	4.200	78.03%



Tabla 21. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 85%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.100	70.99%
6	2.000	73.52%
12	2.800	76.06%
24	3.500	80.28%
48	3.940	85.07%

Tabla 22. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 85%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.340	76.06%
6	2.440	78.59%
12	3.340	80.85%
24	3.980	85.35%
48	4.320	87.89%

Tabla 23. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 85%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.640	77.75%
6	2.680	79.72%
12	3.420	82.82%
24	4.020	86.20%
48	4.360	89.01%

Tabla 24. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 90%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.140	79.15%
6	2.040	80.85%
12	2.880	84.51%
24	3.580	89.01%
48	4.080	90.42%

Tabla 25. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 90%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.400	81.69%
6	2.540	83.66%
12	3.440	86.20%
24	4.140	91.83%
48	4.480	94.08%

Tabla 26. Pruebas de cianuración, Compuesto 1, Gr 90%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.700	84.51%
6	2.800	86.76%
12	3.640	89.01%
24	4.280	93.80%
48	4.680	96.34%

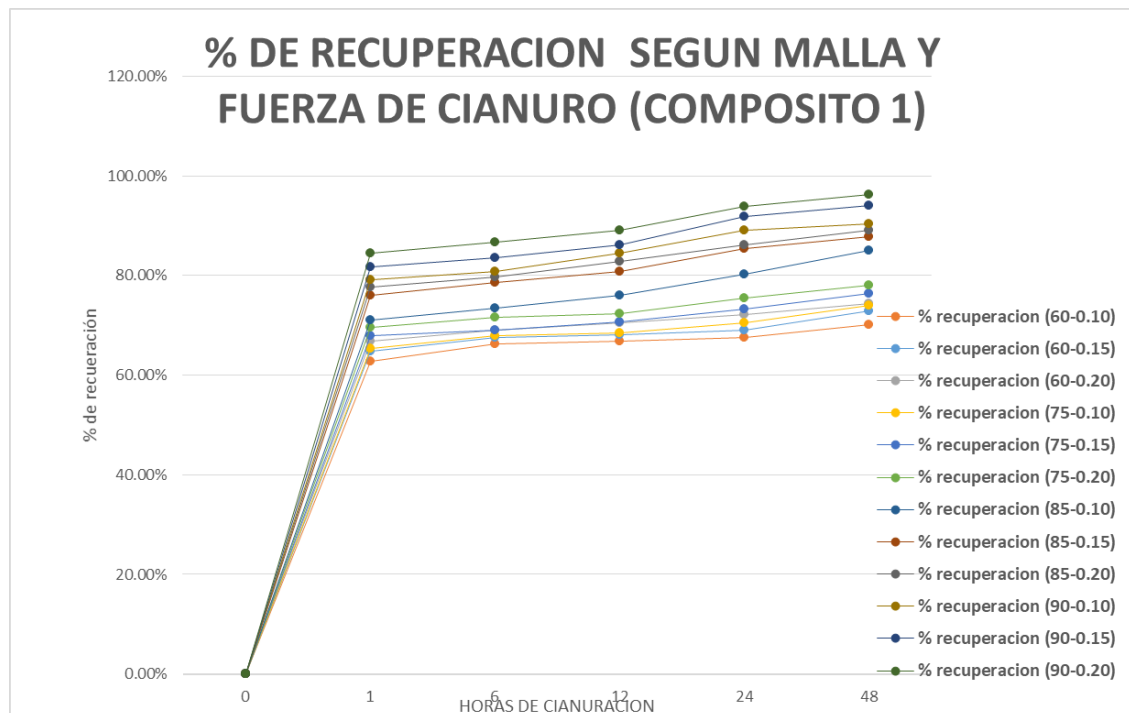


Figura 6. % de recuperación según Gr y FCN (compuesto 1)

Como se puede apreciar en la figura N° 6 la mayor recuperación se ha obtenido en granulometrías finas y de alta concentración de cianuro, pero se puede ver que a partir de granulometrías superiores a 85% malla #200 la extracción aumenta sin la necesidad de aumentar las concentraciones de cianuro.

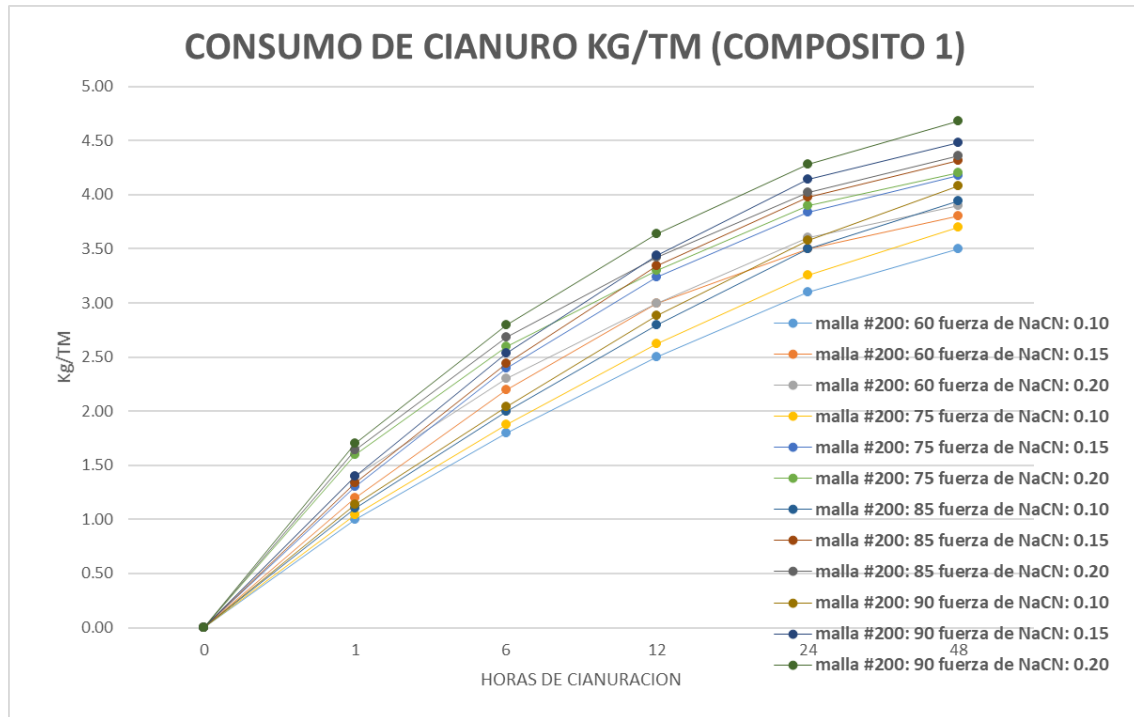


Figura 7. Consumo de cianuro (Kg/Tm) (compuesto 1)

Como se puede apreciar en la figura N° 7, el consumo de cianuro es mucho más alto en granulometrías finas y con alta recuperación de oro (malla #200 al 90% pasante y 0.20% de fuerza NaCN), caso contrario sucede con la granulometría gruesa y de baja concentración de cianuro (malla #200 al 60% pasante y 0.10 % de fuerza NaCN).

Tabla 27. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 60%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.040	63.56%
6	1.840	66.67%
12	2.480	66.95%
24	3.080	68.08%
48	3.480	71.19%



Tabla 28. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 60%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.140	65.54%
6	2.140	71.19%
12	2.880	69.21%
24	3.380	70.06%
48	3.680	74.01%

Tabla 29. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 60%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.400	67.80%
6	2.340	70.06%
12	2.980	71.19%
24	3.580	72.88%
48	3.880	75.14%

Tabla 30. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 75%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.100	66.38%
6	1.900	68.93%
12	2.640	69.21%
24	3.340	71.19%
48	3.780	74.86%

Tabla 31. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 75%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.340	67.23%
6	2.440	69.49%
12	3.240	70.06%
24	3.840	71.75%
48	4.180	75.42%



Tabla 32. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 75%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.700	70.06%
6	2.700	72.32%
12	3.400	72.32%
24	4.000	75.71%
48	4.300	79.66%

Tabla 33. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 85%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.140	71.47%
6	2.040	73.45%
12	2.840	76.27%
24	3.540	80.23%
48	3.980	85.59%

Tabla 34. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 85%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.340	76.27%
6	2.480	79.10%
12	3.380	80.79%
24	3.980	85.59%
48	4.320	88.42%

Tabla 35. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 85%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.700	78.25%
6	2.740	79.66%
12	3.440	83.33%
24	4.040	86.16%
48	4.380	89.27%



Tabla 36. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 90%, FCN 0.10

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.240	79.10%
6	2.080	81.07%
12	2.920	85.31%
24	3.560	89.55%
48	4.060	91.24%

Tabla 37. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 90%, FCN 0.15

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.400	82.20%
6	2.600	83.90%
12	3.500	86.16%
24	4.240	92.09%
48	4.580	94.35%

Tabla 38. Pruebas de cianuración, Compuesto 2, Gr 90%, FCN 0.20

T (h)	consumo (kg/Tm)	%recuperación
1	1.700	84.75%
6	2.900	87.01%
12	3.700	88.98%
24	4.340	94.07%
48	4.740	96.89%

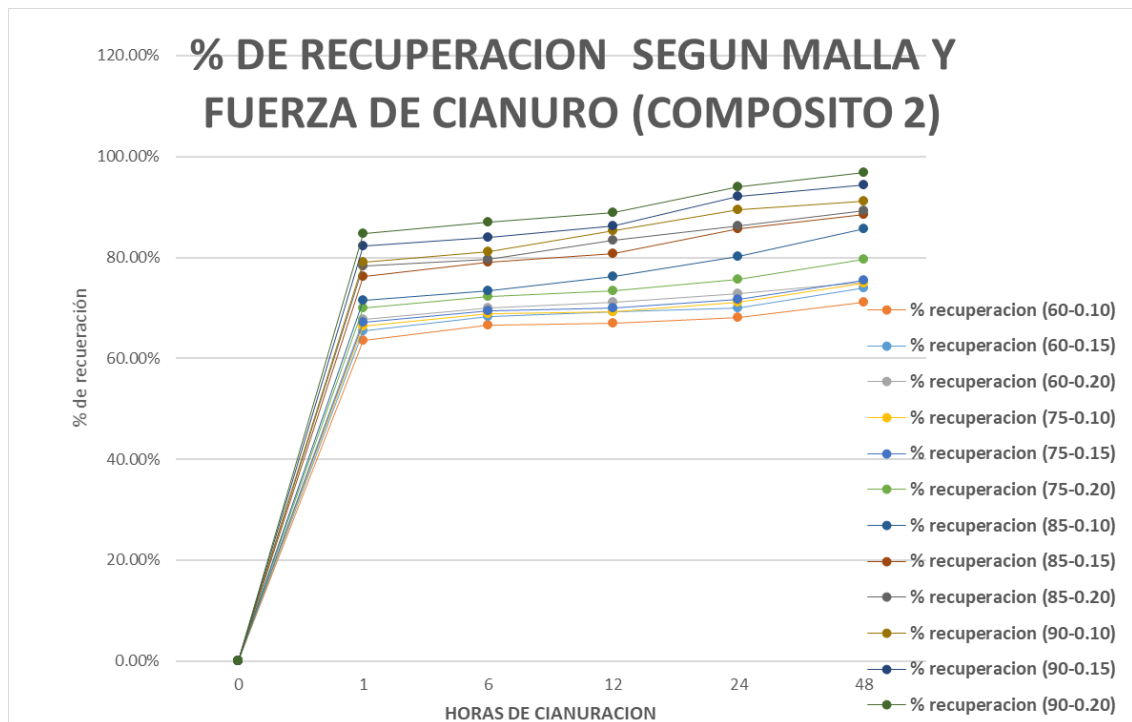


Figura 8. % de extracción según Gr y FCN (compuesto 2)

De la figura N° 8 se observa que el compuesto 2 tiene el mismo comportamiento del compuesto 1 obtenido, siempre la mayor recuperación se da en granulometrías finas y de alta concentración de cianuro.

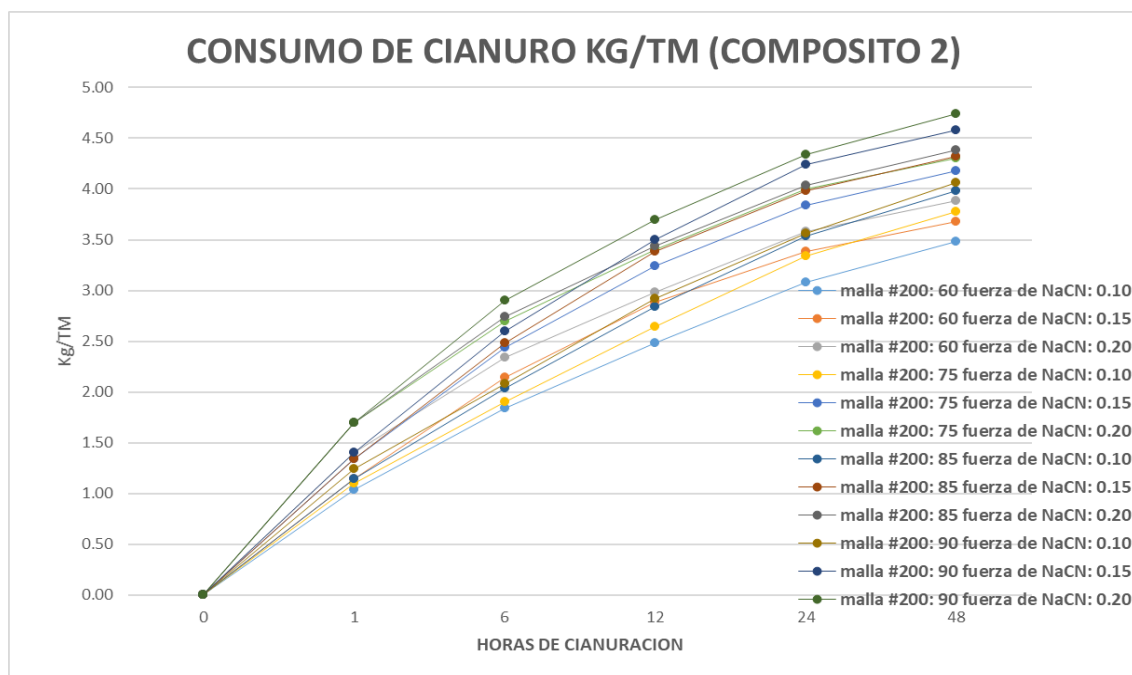


Figura 9. Consumo de cianuro (Kg/Tm) (compuesto 2)



- Se puede apreciar en la figura N°9 el mismo comportamiento del compuesto N°1 lo que nos da a entender que el mayor consumo de cianuro se tiene en granulometrías finas.

Analizando los resultados de las pruebas, se obtiene que:

- Las condiciones que alcanzan el 90% de recuperación son aquellas basadas en una granulometría 90% pasante malla 200.
- La mínima recuperación obtenida es 62.82% correspondiente al compuesto 1, granulometría 60% pasante malla 200 y FCN 0.10 durante 1h. Por otro lado, la máxima recuperación obtenida es 96.89% correspondiente al compuesto 2, granulometría 90% pasante malla 200, y FCN 0.20 durante 48h. Sin embargo, esto viene asociado a un alto consumo de cianuro, por lo que en el punto 4.4 se calcula el punto óptimo.
- Si bien la recuperación de oro aumenta con el tiempo, no se ensaya tiempos superiores a 48 h por no corresponder con una producción rentable para la planta.

Ahora bien, se procede con análisis estadísticos de Tukey para ambos compuestos

4.3.1. Análisis Tukey compuesto 1

Granulometría

Comparaciones múltiples, Variable dependiente: rendimiento, HSD Tukey.

Tabla 39. Análisis de Tukey compuesto 1, Gr

(I)	(J)	Diferencia de Granulometria medias (I-J)	Desv. Error	Sig.	Intervalo de confianza al 95%	
					Límite inferior	Límite superior
.60	.75	-.020580	.0102849	.194	-.047418	.006258
	.85	-.117247*	.0102849	.000	-.144085	-.090408
	.90	-.185407*	.0102849	.000	-.212245	-.158568
.75	.60	.020580	.0102849	.194	-.006258	.047418
	.85	-.096667*	.0102849	.000	-.123505	-.069828
	.90	-.164827*	.0102849	.000	-.191665	-.137988
.85	.60	.117247*	.0102849	.000	.090408	.144085
	.75	.096667*	.0102849	.000	.069828	.123505
	.90	-.068160*	.0102849	.000	-.094998	-.041322
.90	.60	.185407*	.0102849	.000	.158568	.212245
	.75	.164827*	.0102849	.000	.137988	.191665
	.85	.068160*	.0102849	.000	.041322	.094998

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

*. La diferencia de medias es significativa en el nivel 0.05.

Tabla 40. Subconjuntos Homogéneos Comp1, Gr

Granulometría	N	Subconjunto		
		1	2	3
.60	30	.690757		
.75	30	.711337		
.85	30		.808003	
.90	30			.876163
Sig.		.194	1.000	1.000

Se visualizan las medias para los grupos en los subconjuntos homogéneos.

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

a. Utiliza el tamaño de la muestra de la media armónica = 30.000.

b. Alfa = 0.05.

Se puede observar que existen diferencias en los rendimientos encontrados según granulometría, es decir estos % varían significativamente a medida que varía la granulometría. Por otra parte, se puede observar que entre la granulometría de 60% y 75% no existen diferencias. Se puede afirmar según la prueba Tukey con un 95% de confianza que el % de rendimiento es menor cuando se tiene una granulometría del 60% y es mayor al 90%.

Concentración

Comparaciones múltiples, Variable dependiente: rendimiento, HSD Tukey.

Tabla 41. Análisis de Tukey compuesto 1, FCN

(I)	(J)	Diferencia de medias (I-J)	Desv. Error	Sig.	Intervalo de confianza al 95%	
					Límite inferior	Límite superior
.10	.15	-.024470*	.0089070	.019	-.045637	-.003303
	.20	-.047815*	.0089070	.000	-.068982	-.026648
.15	.10	.024470*	.0089070	.019	.003303	.045637
	.20	-.023345*	.0089070	.027	-.044512	-.002178
.20	.10	.047815*	.0089070	.000	.026648	.068982
	.15	.023345*	.0089070	.027	.002178	.044512

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

*. La diferencia de medias es significativa en el nivel 0.05.



Tabla 42. Subconjuntos Homogéneos Comp1, FCN

Concentración	N	Subconjunto		
		1	2	3
.10	40	.747470		
.15	40		.771940	
.20	40			.795285
Sig.		1.000	1.000	1.000

Se visualizan las medias para los grupos en los subconjuntos homogéneos.

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

a. Utiliza el tamaño de la muestra de la media armónica = 40.000.

b. Alfa = 0.05.

Se puede observar que existen diferencias en los rendimientos encontrados según la concentración de cianuro, es decir estos % varían significativamente a medida que varía las concentraciones. Por otra parte, el rendimiento difiere en todas las concentraciones. De que se puede afirmar según la prueba Tukey con un 95% de confianza que el porcentaje de rendimiento es menor cuando se tiene una concentración de 0.10 y es mayor a 0.20.

4.3.2. Análisis Tukey compuesto 2

Granulometría

Tabla 43. Análisis de Tukey compuesto 2, Gr.

(I)	(J)	Diferencia de Granulometría Granulometría medias (I-J)	Desv. Error	Sig.	Intervalo de confianza al 95%	
					Límite inferior	Límite superior
.60	.75	-.020707	.0154577	.543	-.061845	.020432
	.85	-.113547*	.0154577	.000	-.154685	-.072408
	.90	-.182093*	.0154577	.000	-.223232	-.140955
.75	.60	.020707	.0154577	.543	-.020432	.061845
	.85	-.092840*	.0154577	.000	-.133979	-.051701
	.90	-.161387*	.0154577	.000	-.202525	-.120248
.85	.60	.113547*	.0154577	.000	.072408	.154685
	.75	.092840*	.0154577	.000	.051701	.133979
	.90	-.068547*	.0154577	.000	-.109685	-.027408
.90	.60	.182093*	.0154577	.000	.140955	.223232
	.75	.161387*	.0154577	.000	.120248	.202525
	.85	.068547*	.0154577	.000	.027408	.109685

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

*. La diferencia de medias es significativa en el nivel 0.05.



Tabla 44. Subconjuntos Homogéneos Compuesto 2, Gr.

Granulometría	N	Subconjunto		
		1	2	3
.60	15	.695687		
.75	15	.716393		
.85	15		.809233	
.90	15			.877780
Sig.		.543	1.000	1.000

Se visualizan las medias para los grupos en los subconjuntos homogéneos.

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

- a. Utiliza el tamaño de la muestra de la media armónica = 15.000.
- b. Alfa = 0.05.

Se puede observar que existen diferencias en los rendimientos encontrados según granulometría, es decir estos porcentajes varían significativamente a medida que varía la granulometría. Por otra parte, se puede observar que entre la granulometría de 60% y 75% no existen diferencias. De que se puede afirmar según la prueba Tukey con un 95% de confianza que el % de rendimiento es menor cuando se tiene una granulometría del 60% y es mayor al 90%.

Concentración

Tabla 45. Análisis de Tukey compuesto 2 FCN

(I)	(J)	Diferencia de Concentración	medias (I-J)	Desv. Error	Sig.	Intervalo de confianza al 95%	
						Límite inferior	Límite superior
.10	.15		-.026265	.0133868	.133	-.058641	.006111
	.20		-.047605*	.0133868	.002	-.079981	-.015229
.15	.10		.026265	.0133868	.133	-.006111	.058641
	.20		-.021340	.0133868	.258	-.053716	.011036
.20	.10		.047605*	.0133868	.002	.015229	.079981
	.15		.021340	.0133868	.258	-.011036	.053716

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

*. La diferencia de medias es significativa en el nivel 0.05.

Tabla 46. Subconjuntos Homogéneos Compuesto 2 FCN

Concentración	N	Subconjunto	
		1	2
.10	20	.750150	
.15	20	.776415	.776415
.20	20		.797755
Sig.		.133	.258

Se visualizan las medias para los grupos en los subconjuntos homogéneos.

Se basa en las medias observadas.

El término de error es la media cuadrática (Error) = .002.

a. Utiliza el tamaño de la muestra de la media armónica = 20.000.

b. Alfa = 0.05.



Se puede observar que existen diferencias en los rendimientos encontrados según la concentración de cianuro es decir, estos porcentajes varían significativamente a medida que varía las concentraciones. Por otra parte, el rendimiento difiere en todas las concentraciones. De que se puede afirmar según la prueba Tukey con un 95% de confianza que el % de rendimiento es menor cuando se tiene una concentración de 0.10 y es mayor a 0.20. Pero en la concentración de 0.15 no existen diferencias entre las concentraciones.

Cabe destacar que no se hizo un estudio actual del efecto del pH, sino que considerando los criterios empíricos previos en la empresa. Teóricos como los del diagrama de Pourbaix y el estudio de Rivera (2018). El pH 11 sigue siendo un buen punto para obtener la recuperación deseada. Al igual que con Zela (2018). Los resultados del presente estudio permiten corroborar la granulometría y tiempo de residencia como factores importantes para conseguir una recuperación superior al 90%.

4.4. DETERMINACIÓN DEL PUNTO ÓPTIMO PARA MEJORAR LA RECUPERACIÓN DEL ORO EN LA PLANTA DE BENEFICIO DE CÍA. MINERA JERUSALÉN S.A.C

Lo que se quiere es obtener 90% o más de recuperación. Con el menor consumo de insumo. Para maximizar este efecto se considera aquellas condiciones de muestra cuya recuperación supera el 90% y se contrasta con el consumo de cianuro. Apoyándose en la relación costo-beneficio de la ecuación 1.

$$PO = \frac{\text{costo}}{\text{beneficio}} = \frac{\text{Consumo CN}}{\%recup} \quad (1)$$

Como se pudo ver en los resultados de las pruebas en el punto 4.3. Las condiciones que superan el 90% de recuperación corresponden a aquellas basadas en una

granulometría 90% pasante malla 200. En la Tabla 47 se calcula el costo-beneficio de las diferentes condiciones para determinar el punto óptimo para cada compuesto.

Tabla 47. Optimización por costo-beneficio

compuesto	Granulometría	FCN	T	consumo (kg/Tm)	%recuperación	C/B
2	90	0.2	24	4.34	94.07	4.614
2	90	0.2	48	4.74	96.89	4.892
2	90	0.15	24	4.24	92.09	4.604
2	90	0.15	48	4.58	94.35	4.854
2	90	0.1	48	4.06	91.24	4.450
1	90	0.1	48	4.08	90.42	4.512
1	90	0.15	24	4.14	91.83	4.508
1	90	0.15	48	4.48	94.08	4.762
1	90	0.2	24	4.28	93.80	4.563
1	90	0.2	48	4.68	96.34	4.858

En la tabla 47 se observa que el compuesto 1 resulta óptimo en las condiciones de granulometría 90% pasante malla 200 y FCN 0.15 durante 24 h. Mientras que para el compuesto 2 el punto óptimo lo genera las condiciones de granulometría 90% pasante malla 200 y FCN 0.10 durante 48h.

Finalmente, para efectos de la metodología de la investigación se presentan las diferencias de las condiciones antes y después de los cambios en la Tabla 48.

Tabla 48. Comparativa pre-prueba post-prueba de las condiciones del proceso.

Factor	Pre	Post	Diferencia	% Mejora
Molienda (% pasante malla 200)	80	90	10.00	12.50
FCN (%)	0.20	0.10	0.10	50.00
Consumo CN (Kg/TM)	5.24	4.06	0.68	22.52
Recuperación oro (%)	87	91.24	4.24	4.87
T (h)	180	48	132.00	73.33
Tiempo molienda (min)	39	46	7.00	-17.95

La mayoría de las condiciones revisadas por el estudio presentan mejoras, siendo la más resaltante la mejora en el tiempo de lixiviación con 73%. Esto significa una gran reducción en el tiempo de procesamiento de la materia prima que tiene como consecuencia un incremento en la productividad a pesar del incremento en el tiempo de molienda.

Cabe destacar que a pesar de tener un porcentaje de recuperación de oro bajo, esto debe contrastarse con el precio del producto el cual es alto en los mercados actuales con una tendencia a subir y que entre las mejoras se tiene un menor gasto en insumos como lo es la mejora de 14.35% en el consumo de cianuro.

Tapara (2018) en su investigación determinó que el punto óptimo de los parámetros optimizados a 0.25% de CN, densidad 1380 g/cm^3 en el presente estudio para minerales oxidados, sulfuros y relaves, fueron una base sólida para el inicio de otras operaciones que tengan una mineralización similar. La recuperación de oro mediante el proceso de cianuración alcanzó el 92.23 %, alcanzando recuperaciones similares, pero con una mejora de la pulpa de entrada gracias al incremento de densidad que proporciona mayor pasante malla 200, teniendo como consecuencia un menor empleo de cianuro (FCN 0.10 vs 0.25). Ahora bien, Choque y Morales (2018) establecen un límite



estadístico en el que la FCN deja de funcionar correctamente para menas arsénico-piríticas. A pesar de que esto no era uno de los fines del presente estudio, se puede establecer un carácter similar por cuanto a mayor FCN se presenta un consumo superior de reactivo que se aleja de lo óptimo. Lo ideal para las condiciones dadas en la empresa es entre FCN 0.10 y 0.15.



V. CONCLUSIONES

PRIMERA: La recuperación del oro se incrementó de 87 % a 91.24 %, optimizándose en un 4.24 % la capacidad productiva y por ende el beneficio económico; así mismo la optimización de parámetros de molienda y lixiviación van de manera conjunta y prueba de ello es que al aumentar el grado de liberación en molienda ayuda drásticamente a reducir el consumo de cianuro.

SEGUNDA: Se determinó que la granulometría adecuada está por encima de los 85 % pasante malla # 200 y una de las formas más eficientes fue aumentar el tiempo de residencia dentro del circuito de molienda, lo cual se logró aumentando las densidades dentro de los molinos teniendo como resultado 39 min de tiempo de residencia, los cuales son tiempos óptimos para una buena molienda.

TERCERA: Se determinó trabajar con pH estándar de 11 en el proceso de cianuración; así mismo la cinética de lixiviación del oro se vio favorecida con tiempos mayores a 48 horas, en donde se determinó mantener las 74.95 horas para no alterar la cinética de adsorción de oro en carbón activado.

CUARTA: Se determinó utilizar la concentración adecuada de cianuro en 0.15 % o 1500 ppm de cianuro los cuales en las pruebas metalúrgicas fueron un punto de equilibrio entre extracción y consumo, de esta manera se logró obtener las mismas extracciones con concentraciones menores de cianuro. Así mismo en la operación de la compañía minera Jerusalén se busca reducir el consumo de cianuro bajo compromisos medioambientales y trabajar con concentraciones de 0.15% que es de mucha mejora en la operación.



VI. RECOMENDACIONES

PRIMERA: Con los parámetros mejorados en el circuito de molienda aumentó el grado de liberación del oro, por lo que se recomienda seguir haciendo evaluaciones, mejorar aún más el grado de liberación y de esta manera aumentar la capacidad de tratamiento de minerales en la compañía minera Jerusalén, los cuales son objetivos que toda empresa tiene.

SEGUNDA: Mejorar la cinética de lixiviación dentro de los molinos para over flow así de esta manera alcanzar recuperaciones superiores al 75% en el de la clasificación. La compañía tiene 9 tanques de lixiviación los cuales son más de 100 horas de tiempo de lixiviación, por lo que se recomienda ampliar la capacidad de la planta sin que se vean perjudicados los tiempos de residencias actuales, así mismo recomendar hacer un control del oxígeno disuelto en la pulpa, ya que con concentraciones ideales de oxígeno disuelto le pueden mejorar aún más la cinética de lixiviación y reducir los tiempos de lixiviación

TERCERA: En cuanto a la concentración de cianuro se recomienda continuar con las evaluaciones para así poder reducir la concentración de cianuro sin perjudicar la extracción, se recomienda también hacer un estudio de reacciones parasitarias que puedan afectar la lixiviación y que estos estén consumiendo cianuro.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aquise, L. (2014). *Ampliación de la capacidad y optimización de la planta de beneficio Laytaruma*. Perú.
- ATSDR. (2016). *ToxFAQs™: Índice alfabético*. Recuperado de Agencia para sustancias tóxicas y el registro de enfermedades website: https://www.atsdr.cdc.gov/es/toxfaqs/es_toxfaqs_index.html
- Choque, E. y Morales, S. (2018). *Optimización del proceso de lixiviación en la recuperación de oro. en Minera IRL Unidad Corihuarmi 2018*. Perú.
- Cooperación. (2020). La minería en tiempos de pandemia. *La minería en tiempos de pandemia*. 252.
- Flores, F. (2016). *Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley—Minera Aruntani SAC* (tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano. Perú.
- Hernández, R., Fernández, C. y Baptista, L. P. (2014). *Metodología de la investigación* (Sexta). Mexico: McGraw Hill.
- Lima, C. (2018). *Proyecto de ampliación de 30 a 60 tm/día en la planta de beneficio Geza Minerales Asis E.I.R.L. Rinconada Puno* (tesis de pregrado). Universidad Nacional del Altiplano. Perú. Recuperado de <http://repositorio.unap.edu.pe/handle/UNAP/9245>
- Rivera, J. (2018). *Optimización del pH en la Cianuración de oro a Partir de Minerales Arsenopiríticos en la minera Aurifera Retamas S.A.* Perú.



- Ruiz, C. y Bolívar, (2019). Modelamiento estadístico y optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero. *Revista Facultad de Ingeniería*. vol. 28 (53). pp. 33-51. oct. 2019. <https://doi.org/10.19053/01211129.v28.n53.2019.9745>
- Tapar, R. (2018). *Evaluación técnica para la implementación del tratamiento de relaves mineros en tanques de agitación en el proyecto Seis Diamantes. la Rinconada*. Perú.
- Zegarra, J. V. (2014). *Optimización en la recuperación de Oro y Plata aplicando sales solubles en la empresa Minera Laytaruma SA*. Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa. Recuperado de <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/2627>
- Zela, Y. (2018). *Optimización del proceso de cianuración aplicando diseño experimental a nivel laboratorio en la Compañía Minera Titan del Perú*. Puno.



ANEXOS



Anexo 1. Resultados del laboratorio



N°	Código de muestra	procedimiento	muestra (g)	Agua soluble (g/L)	gravimetración a 105°C	Fecha inicio de prueba	Fecha final de prueba	tiempo de aglutinación	pH a analizar	tiempo de CV a analizar	resumen NND (g/L)	contenido de NND (g/L)	Ag soluble (g/L)	resumen (%)
1	PRUEBA N° 1116	completo 1	300 gr.	0.188	60%	05/02/20	07/02/20	1 hora	9	0.0%	800	100	0.00	42.00%
2	PRUEBA N° 1118	completo 1	300 gr.	0.195	60%	05/02/20	07/02/20	8 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
3	PRUEBA N° 1120	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	2 horas	10	0.0%	800	100	0.00	44.00%
4	PRUEBA N° 1124	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	24 horas	10	0.0%	800	100	0.00	44.00%
5	PRUEBA N° 1126	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	48 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
1	PRUEBA N° 1118	completo 1	300 gr.	0.188	60%	05/02/20	07/02/20	1 hora	10	0.0%	800	100	0.00	44.00%
2	PRUEBA N° 1120	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	8 horas	10	0.0%	800	100	0.00	44.00%
3	PRUEBA N° 1124	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	24 horas	10	0.0%	800	100	0.00	44.00%
4	PRUEBA N° 1126	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	48 horas	10	0.0%	800	100	0.00	44.00%
1	PRUEBA N° 1116	completo 1	300 gr.	0.188	60%	05/02/20	07/02/20	1 hora	10	0.20%	800	100	0.00	44.00%
2	PRUEBA N° 1118	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	8 horas	10	0.20%	800	100	0.00	44.00%
3	PRUEBA N° 1120	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	24 horas	10	0.20%	800	100	0.00	44.00%
4	PRUEBA N° 1124	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	24 horas	10	0.20%	800	100	0.00	44.00%
5	PRUEBA N° 1126	completo 1	300 gr.	0.199	60%	05/02/20	07/02/20	48 horas	10	0.20%	800	100	0.00	44.00%



RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.



N°	Código de muestra	procedimiento	muestra (g)	Ag soluble (g/L)	gravimetración a 105°C	Fecha inicio de prueba	Fecha final de prueba	tiempo de aglutinación	pH a analizar	tiempo de CV a analizar	resumen NND (g/L)	contenido de NND (g/L)	Ag soluble (g/L)	resumen (%)
1	PRUEBA N° 1116	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	1 hora	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
2	PRUEBA N° 1118	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	8 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
3	PRUEBA N° 1120	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	24 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
4	PRUEBA N° 1124	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	24 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
5	PRUEBA N° 1126	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	48 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
1	PRUEBA N° 1118	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	1 hora	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
2	PRUEBA N° 1120	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	8 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
3	PRUEBA N° 1124	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	24 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
4	PRUEBA N° 1126	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	48 horas	9	0.0%	800	100	0.00	44.00%
1	PRUEBA N° 1116	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	1 hora	9	0.20%	800	100	0.00	44.00%
2	PRUEBA N° 1118	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	8 horas	9	0.20%	800	100	0.00	44.00%
3	PRUEBA N° 1120	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	24 horas	9	0.20%	800	100	0.00	44.00%
4	PRUEBA N° 1124	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	24 horas	9	0.20%	800	100	0.00	44.00%
5	PRUEBA N° 1126	completo 1	300 gr.	0.188	70%	01/02/20	03/02/20	48 horas	9	0.20%	800	100	0.00	44.00%



RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.



CIA. MINERA JERUSALEN SAC



LABORATORIO MATALÚRGICO

CAR. PANAMERICANA SUR N° 615 / SECTOR HUANCRA - CHALA - CARAMEL - AREQUIPA
Chala - Arequipa

N°	Código de Muestra	procedencia	muestra original	peso neto de (g/7)	densidad a 20 (°C)	peso seco de prueba	peso húmedo de prueba	temperatura de prueba	grit a molinero	resaca de CP a molinero	resaca de MMS (g/TMS)	resaca de RASA (g/TMS)	log. resaca (g/g)	temperatura (°C)
1	PRUEBA N° 1 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	70°C	0	0.0%	0.00	10	0.00	70.84%
2	PRUEBA N° 2 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.04	70.81%
3	PRUEBA N° 3 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	10°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	70.84%
4	PRUEBA N° 3A (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	20°C	0	0.0%	0.00	100	0.01	80.84%
5	PRUEBA N° 3B (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.81%
1	PRUEBA N° 1 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	70°C	0	0.0%	0.00	10	0.00	70.84%
2	PRUEBA N° 2 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.04	70.81%
3	PRUEBA N° 3 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	10°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.84%
4	PRUEBA N° 3A (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	20°C	0	0.0%	0.00	100	0.00	80.84%
5	PRUEBA N° 3B (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.81%
1	PRUEBA N° 1 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	70°C	0	0.2%	0.00	10	0.01	77.70%
2	PRUEBA N° 2 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.01	70.71%
3	PRUEBA N° 3 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	10°C	0	0.2%	0.00	200	0.00	80.81%
4	PRUEBA N° 3A (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	20°C	0	0.2%	0.00	100	0.00	80.84%
5	PRUEBA N° 3B (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.2%	0.00	200	0.00	80.81%

Ing. Elmer Cantuta Cusi
SUPERVISOR DE PLANTA
C.I. DE LA PLANTA

RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.



CIA. MINERA JERUSALEN SAC



LABORATORIO MATALÚRGICO

CAR. PANAMERICANA SUR N° 615 / SECTOR HUANCRA - CHALA - CARAMEL - AREQUIPA
Chala - Arequipa

N°	Código de Muestra	procedencia	muestra original	peso neto de (g/7)	densidad a 20 (°C)	peso seco de prueba	peso húmedo de prueba	temperatura de prueba	grit a molinero	resaca de CP a molinero	resaca de MMS (g/TMS)	resaca de RASA (g/TMS)	log. resaca (g/g)	temperatura (°C)
1	PRUEBA N° 1 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	70°C	0	0.0%	0.00	10	0.01	70.85%
2	PRUEBA N° 2 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.84%
3	PRUEBA N° 3 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	10°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.84%
4	PRUEBA N° 3A (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	20°C	0	0.0%	0.00	100	0.00	80.84%
5	PRUEBA N° 3B (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.84%
1	PRUEBA N° 1 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	70°C	0	0.0%	0.00	10	0.00	80.84%
2	PRUEBA N° 2 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.84%
3	PRUEBA N° 3 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	10°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.84%
4	PRUEBA N° 3A (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	20°C	0	0.0%	0.00	100	0.00	80.84%
5	PRUEBA N° 3B (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.0%	0.00	200	0.00	80.84%
1	PRUEBA N° 1 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	70°C	0	0.20%	0.00	10	0.00	80.84%
2	PRUEBA N° 2 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.20%	0.00	200	0.01	80.74%
3	PRUEBA N° 3 (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	10°C	0	0.20%	0.00	200	0.00	80.84%
4	PRUEBA N° 3A (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	20°C	0	0.20%	0.00	100	0.00	80.84%
5	PRUEBA N° 3B (H)	composteo 1	300 gr.	0.388	80%	0'0000	0'0000	40°C	0	0.20%	0.00	200	0.00	80.84%

Ing. Elmer Cantuta Cusi
SUPERVISOR DE PLANTA
C.I. DE LA PLANTA

RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.



CIA. MINERA JERUSALEN SAC
LABORATORIO MATALÚRGICO
CAR. PANAMERICANA SUR N° 615 / SECTOR HUANCA - CHAMA - CARMELI - AREQUIPA
Chala - Arequipa

N°	Código de Muestra	Procedimiento	Muestra (g)	Cap. Sulfuro (g/100)	Procedimiento (Mar 1-2003)	Fecha inicio de prueba	Fecha final de prueba	Temperatura de agitación	PT a (atmosferas)	Temperatura de CSM a (atmosferas)	Concentración Sulfuro (g/100g)	Concentración de Sulfuro (g/100g)	Porcentaje (%)	Recuperación (%)
1	PRUEBA N°6 (18)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	85.87%
2	PRUEBA N°6 (18 P)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	86.81%
3	PRUEBA N°6 (18 B)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	86.92%
4	PRUEBA N°6 (18 H)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.28	0.75	88.05%
5	PRUEBA N°6 (18 M)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.34	0.75	91.90%
1	PRUEBA N°6 (18)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	86.87%
2	PRUEBA N°6 (18 P)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	86.81%
3	PRUEBA N°6 (18 B)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	86.92%
4	PRUEBA N°6 (18 H)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.28	0.75	88.05%
5	PRUEBA N°6 (18 M)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.34	0.75	91.90%
1	PRUEBA N°6 (18)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.24	0.75	87.87%
2	PRUEBA N°6 (18 P)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.24	0.75	88.05%
3	PRUEBA N°6 (18 B)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.24	0.75	88.05%
4	PRUEBA N°6 (18 H)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.28	0.75	91.88%
5	PRUEBA N°6 (18 M)	comparativa 2	300 gr.	0.284	95%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.34	0.75	93.88%



RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.

CIA. MINERA JERUSALEN SAC
LABORATORIO MATALÚRGICO
CAR. PANAMERICANA SUR N° 615 / SECTOR HUANCA - CHAMA - CARMELI - AREQUIPA
Chala - Arequipa

N°	Código de Muestra	Procedimiento	Muestra (g)	Cap. Sulfuro (g/100)	Procedimiento (Mar 1-2003)	Fecha inicio de prueba	Fecha final de prueba	Temperatura de agitación	PT a (atmosferas)	Temperatura de CSM a (atmosferas)	Concentración Sulfuro (g/100g)	Concentración de Sulfuro (g/100g)	Porcentaje (%)	Recuperación (%)
1	PRUEBA N°6 (18)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	88.88%
2	PRUEBA N°6 (18 P)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	88.87%
3	PRUEBA N°6 (18 B)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	88.87%
4	PRUEBA N°6 (18 H)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.28	0.75	91.88%
5	PRUEBA N°6 (18 M)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.34	0.75	93.88%
1	PRUEBA N°6 (18)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	88.87%
2	PRUEBA N°6 (18 P)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	88.87%
3	PRUEBA N°6 (18 B)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.24	0.75	88.87%
4	PRUEBA N°6 (18 H)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.28	0.75	91.88%
5	PRUEBA N°6 (18 M)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.5%	0.20	0.34	0.75	93.88%
1	PRUEBA N°6 (18)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.24	0.75	89.88%
2	PRUEBA N°6 (18 P)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.24	0.75	89.88%
3	PRUEBA N°6 (18 B)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.24	0.75	89.88%
4	PRUEBA N°6 (18 H)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.28	0.75	92.88%
5	PRUEBA N°6 (18 M)	comparativa 2	300 gr.	0.284	75%	9/10/2010	9/10/2010	100°C	0	0.20%	0.20	0.34	0.75	94.88%



RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.



 CIA. MINERA JERUSALEN SAC 
LABORATORIO MATALÚRGICO
CAR. PANAMERICANA SUR N° 615 / SECTOR HUANCA - CHALA - CARAMELI - AREQUIPA
Chala - Arequipa

N°	Código de muestra	Procedimiento	Muestra (g)	LEY cobre (%)	Procedimiento (N° y 200)	Fecha inicio de prueba	Fecha final de prueba	Estado de signatura	g/l a analizar	Fecha de CR a analizar	Resumen (N° y g/l)	Concentro de HACH (g/t)	g/l a analizar	Procedimiento (%)
1	PRUEBA N°8 (18)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	73.87%
2	PRUEBA N°8 (19)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	73.87%
3	PRUEBA N°8 (20)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	73.87%
4	PRUEBA N°8 (24)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.23%
5	PRUEBA N°8 (26)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.23%
1	PRUEBA N°9 (18)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	76.87%
2	PRUEBA N°9 (19)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	76.86%
3	PRUEBA N°9 (20)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.79%
4	PRUEBA N°9 (24)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%
5	PRUEBA N°9 (26)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%
1	PRUEBA N°10 (18)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	78.23%
2	PRUEBA N°10 (19)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	78.89%
3	PRUEBA N°10 (20)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%
4	PRUEBA N°10 (24)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%
5	PRUEBA N°10 (26)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%


CIA MINERA JERUSALEN SAC
Ing. Elmer Cantuta Cusi
SUPERINTENDENTE DE PLANTA
C.A.P. N° 334050

RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.

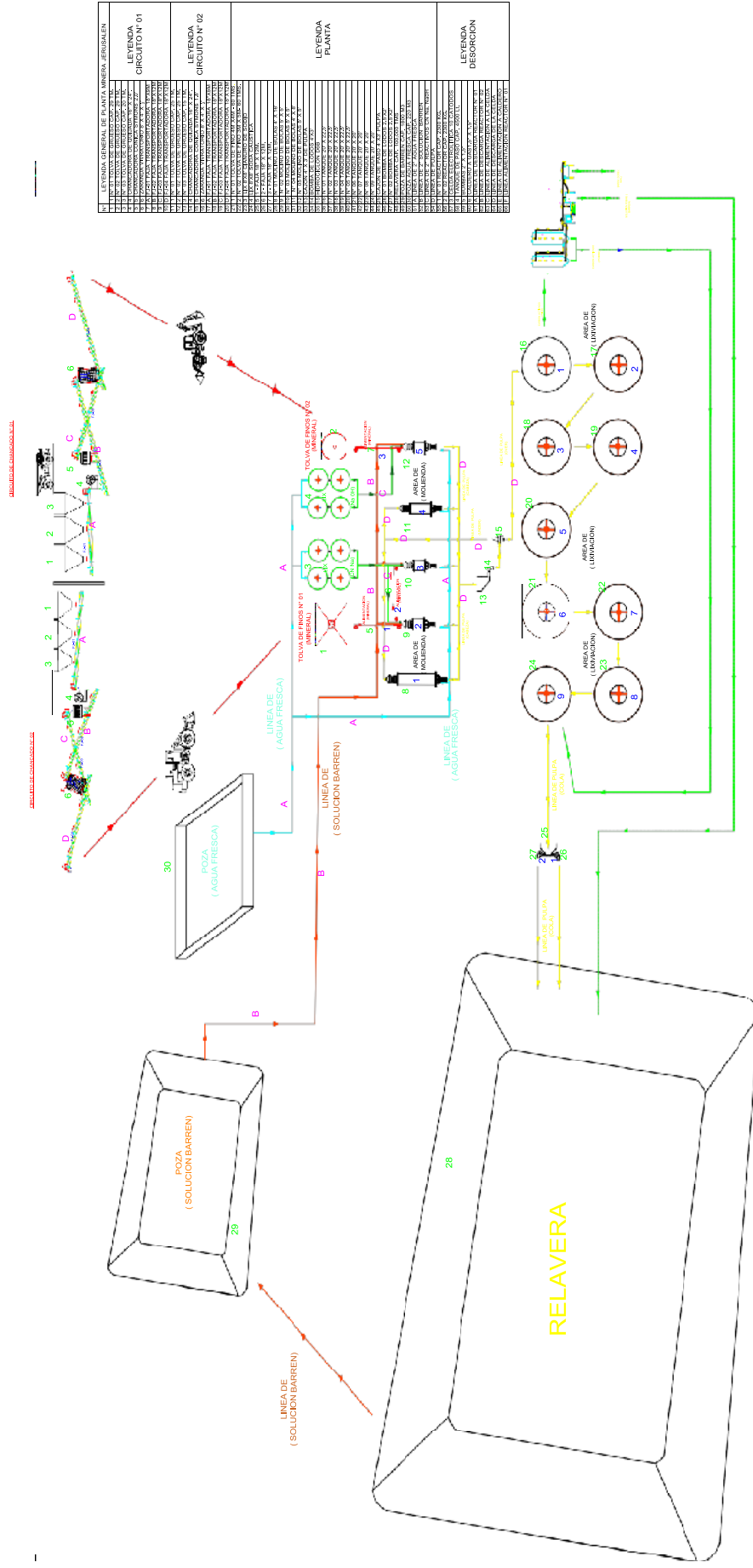
 CIA. MINERA JERUSALEN SAC 
LABORATORIO MATALÚRGICO
CAR. PANAMERICANA SUR N° 615 / SECTOR HUANCA - CHALA - CARAMELI - AREQUIPA
Chala - Arequipa

N°	Código de muestra	Procedimiento	Muestra (g)	LEY cobre (%)	Procedimiento (N° y 200)	Fecha inicio de prueba	Fecha final de prueba	Estado de signatura	g/l a analizar	Fecha de CR a analizar	Resumen (N° y g/l)	Concentro de HACH (g/t)	g/l a analizar	Procedimiento (%)
1	PRUEBA N°11 (18)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	70.46%
2	PRUEBA N°11 (19)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	81.67%
3	PRUEBA N°11 (20)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.23%
4	PRUEBA N°11 (24)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%
5	PRUEBA N°11 (26)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	81.04%
1	PRUEBA N°12 (18)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	82.23%
2	PRUEBA N°12 (19)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	82.89%
3	PRUEBA N°12 (20)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%
4	PRUEBA N°12 (24)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	82.89%
5	PRUEBA N°12 (26)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	84.55%
1	PRUEBA N°14 (18)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.79%
2	PRUEBA N°14 (19)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	87.00%
3	PRUEBA N°14 (20)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	80.89%
4	PRUEBA N°14 (24)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	84.87%
5	PRUEBA N°14 (26)	completa 2	300 gr	0.334	0%	20/02/20	20/02/20	Final	0	0.6%	0.00	0.00	0.00	84.89%


CIA MINERA JERUSALEN SAC
Ing. Elmer Cantuta Cusi
SUPERINTENDENTE DE PLANTA
C.A.P. N° 334050

RESPONSABLE DE LA PRUEBA: ING. ELMER CANTUTA CUSI.

**FLOW SHEET GENERAL PLANTA
MINERA JERUSALEN**



LEYENDA GENERAL DE PLANTA MINERA JERUSALEN	
1	LINEA DE AGUA FRESCA
2	LINEA DE SOLUCION BARREN
3	LINEA DE AGUA FRESCA
4	LINEA DE AGUA FRESCA
5	LINEA DE AGUA FRESCA
6	LINEA DE AGUA FRESCA
7	LINEA DE AGUA FRESCA
8	LINEA DE AGUA FRESCA
9	LINEA DE AGUA FRESCA
10	LINEA DE AGUA FRESCA
11	LINEA DE AGUA FRESCA
12	LINEA DE AGUA FRESCA
13	LINEA DE AGUA FRESCA
14	LINEA DE AGUA FRESCA
15	LINEA DE AGUA FRESCA
16	LINEA DE AGUA FRESCA
17	LINEA DE AGUA FRESCA
18	LINEA DE AGUA FRESCA
19	LINEA DE AGUA FRESCA
20	LINEA DE AGUA FRESCA
21	LINEA DE AGUA FRESCA
22	LINEA DE AGUA FRESCA
23	LINEA DE AGUA FRESCA
24	LINEA DE AGUA FRESCA
25	LINEA DE AGUA FRESCA
26	LINEA DE AGUA FRESCA
27	LINEA DE AGUA FRESCA
28	LINEA DE AGUA FRESCA
29	LINEA DE AGUA FRESCA
30	LINEA DE AGUA FRESCA