



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



EVALUACIÓN DEL MINERAL Y DISEÑO DE PLANTA PARA
RECUPERAR ORO A PARTIR DE LOS RELAVES DE LA UNIDAD
MINERA UNTUCA

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. RUBÉN QUISPE CCANAHUIRE

Bach. LUDY MAMANI VIAMONTE

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2021



DEDICATORIA

A mi familia, principalmente a mis padres que han sido un pilar fundamental en mi formación como profesional.

Rubén



DEDICATORIA

Agradezco a Dios por bendecirme la vida, por guiarme a lo largo de mi existencia. Mi padre, madre y hermanos, por ser los principales promotores de mí sueño, por confiar y creer en mi expectativa, por los consejos, valores y principios que me han inculcado.

Ludy



AGRADECIMIENTOS

- A Dios, quien como guía estuvo presente en el caminar de mi vida, bendiciéndome y dándome fuerzas para continuar con mis metas trazadas sin desfallecer.
- Al ingeniero Antonio Yamashiro por su apoyo incondicional.
- A los ingenieros de planta concentradora UMU: Fredy Surco, Elber Luquillas, Jesus Montes, Henry Arteaga por compartir sus conocimientos y experiencias que contribuyen al desarrollo del país.
- A mis compañeros del área de Soporte Metalurgico.
- De igual forma, agradezco a mi director de Tesis, que gracias a sus consejos y correcciones hoy puedo culminar este trabajo.

Rubén

- A mi padre y madre por su paciencia a mis hermanos por su apoyo incondicional, durante todo este proceso, por estar conmigo en todo momento y a toda mi familia porque con sus oraciones, consejos y palabras de aliento hicieron de mí una mejor persona de una y otra forma me acompañan en todos mis sueños y metas, con mucho esfuerzo me han permitido llegar a cumplir un sueño más gracias por inculcar en mí el ejemplo de esfuerzo, valentía de no temer las adversidades.

Ludy



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE ACRÓNIMOS	
RESUMEN	12
ABSTRACT.....	13

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	15
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	15
1.2.1. Problema general.....	15
1.2.2. Problemas específicos	15
1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN	16
1.3.1. Hipótesis general.....	16
1.3.2. Hipótesis específicas	16
1.4. JUSTIFICACIÓN deL ESTUDIO	16
1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN.....	17
1.5.1. Objetivo general	17
1.5.2. Objetivos específicos	17

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES.....	19
------------------------	----



2.2.	MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL	23
2.2.1.	Química de cianuración del oro	23
2.2.2.	Carbón activado	24
2.2.3.	Métodos de adsorción	29
2.2.4.	Etapa de desorción	31
2.2.5.	Definición de términos	33
2.3.	DESCRIPCIÓN DE LAS VARIABLES	36
2.3.1.	Variable 1	37
2.3.2.	Variable 2	38
2.3.3.	Variable 3	39

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.	DISEÑO, TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN	41
3.1.1.	Diseño de investigación	41
3.2.	DESCRIPCIÓN DE LA INVESTIGACIÓN	41
3.2.1.	Primer objetivo	42
3.2.1.1	Evaluar el mineral depositado en la relavera	42
3.2.1.2	Procedimiento	42
3.2.1.3	Materiales usados y reactivos	46
3.2.1.4	Software	47
3.2.2.	Segundo objetivo	47
3.2.2.1.	Calcular la capacidad de los equipos requeridos para una producción determinada	47
3.2.2.2	Procedimiento	47
3.2.2.3	Materiales usados	47
3.2.3.	Tercer objetivo	48
3.3.	UBICACIÓN	50



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1.	EVALUACION DEL RELAVE DEPOSITADO.....	51
4.1.1.	Ensayo por microscopia óptica	51
4.1.2.	Análisis mineralógico por difracción de rayos X.....	52
4.1.3.	Análisis granulométrico valorado	53
4.1.4.	Determinación de gravedad específica.....	55
4.1.5.	Determinación del work index	56
4.1.6.	Pruebas de cianuración.....	57
4.1.7.	Análisis estadístico de las pruebas de cianuración.....	57
4.2.	DISEÑO DE PLANTA	64
4.2.1.	Descripción del proceso	64
4.2.2.	Criterios de diseño de procesos	69
4.2.3.	Memorias de cálculo	71
4.3.	EVALUACION ECONOMICA	79
4.3.1.	Estimación de costos de inversión (CAPEX).....	79
4.3.2.	Estimación de costos operativos (OPEX)	81
4.3.3.	Análisis de sensibilidad.....	84
V.	CONCLUSIONES.....	87
VI.	RECOMENDACIONES	88
VII.	REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	89
	ANEXOS.....	93

Tema: Evaluación del mineral y diseño de planta para recuperar oro a partir de los relaves de la Unidad Minera Untuca.

Área: Metalurgia extractiva

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 30 de diciembre de 2021.



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Estructura interna del carbón activado. Distribución de poros.....	26
Figura 2. Tamizador.....	38
Figura 3. Oxímetro.....	39
Figura 4. Control de concentración de cianuro.....	40
Figura 5. Esquema de las etapas del Diseño de Planta.....	42
Figura 6. Cuarteo de muestra.....	43
Figura 7. Pesaje de muestras.....	43
Figura 8. Tamizado de muestras.....	44
Figura 9. Pruebas de cianuración.....	45
Figura 10. Titulación de solución cianurada.....	45
Figura 11. Diagrama de flujo de pruebas de cianuración.....	46
Figura 12. Relavera.....	50
Figura 13. Fotomicrografía oro nativo.....	52
Figura 14. Oro nativo incluido en matriz de cuarzo.....	53
Figura 15. Análisis granulométrico valorado.....	54
Figura 16. Comparativo de los resultados.....	59
Figura 17. Diagrama de Pareto.....	62
Figura 18. Efectos principales.....	62
Figura 19. Gráfico de superficie.....	63
Figura 20. Gráfico de superficie.....	63
Figura 21. Diagrama de Flujo.....	67
Figura 22. Balance de masa.....	68
Figura 23. Costo por concepto.....	82



Figura 24. Costo por área.....	83
Figura 25. Influencia del cianuro	84



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Efecto del oxígeno en la disolución del oro.....	38
Tabla 2. Variables para pruebas de cianuración	44
Tabla 3. Composición Mineralógica Global	51
Tabla 4. Muestra de relave final.....	52
Tabla 5. Análisis granulométrico valorado	54
Tabla 6. Determinación de gravedad específica	55
Tabla 7. Variables de experimentación.....	57
Tabla 8. Diseño realizado por Minitab.....	58
Tabla 9. Resumen de Resultados	59
Tabla 10. Análisis de varianza	60
Tabla 11. Resumen del modelo.....	61
Tabla 12. Coeficiente codificado	61
Tabla 13. Códigos de Fuente de Datos	69
Tabla 14. Criterios de Diseño	70
Tabla 15. Memorias de cálculo	71
Tabla 16. Tanque de repulpado.....	74
Tabla 17. Hidrociclón de molienda.....	75
Tabla 18. Lista de equipos	79
Tabla 19. CAPEX \pm 50%	80
Tabla 20. Costo por concepto	81
Tabla 21. Costo por área	82
Tabla 22. Influencia del costo del cianuro de sodio.....	83



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

g.Au/t	: Gramos de oro por tonelada
U/F	: Underflow (flujo por debajo)
TMSD	: Toneladas métricas secas día
G/TM	: Gramos por toneladas métrica
TM	: Toneladas métricas
O/F	: Overflow (flujo por encima)
GPM	: Galones por minuto
PSI	: Pounds-force per square
Ft3	: Pies al cubo
In	: Pulgada
TMH/h	: Toneladas métricas húmeda por hora
F80	: Tamaño de tamiz que deja pasar 80% de las partículas de la alimentación del circuito
P80	: Tamaño de tamiz que deja pasar 80% de las partículas del producto del circuito
PASSG	: Porcentaje pasante
µm	: Micrómetro
Wi	: Work index (índice de trabajo)
Kw-h/TM	: Kilowatts por tonelada métrica
%H	: Porcentaje de humedad
G.E.	: Gravedad específica
RPM	: Revoluciones por minuto
Dp	: Densidad de la pulpa
\$/t	: Dolares por tonelada



RESUMEN

El presente trabajo de investigación “Evaluación del mineral y diseño de planta para recuperar oro a partir de los relaves de la unidad minera Untuca”, tiene como objetivo principal ver la factibilidad técnica de la evaluación del mineral y diseño de planta. Para desarrollar las pruebas en laboratorio, se realizó el muestreo aleatorio en el depósito de relave, posteriormente la muestra fue homogenizada y cuarteada. El estudio de microscopía se realizó en laboratorio de Bizalab, asimismo la caracterización del mineral y desarrollo de pruebas de cianuración se ejecutaron en los ambientes de laboratorio metalúrgico, bajo un enfoque metodológico aplicado cuantitativo experimental. Como resultado, se obtuvieron las variables con más significancia para el diseño de planta fueron, la granulometría del mineral de 80% -m200 (75 μm), tiempo de oxidación de 4 horas en medio alcalino y concentración del cianuro de sodio 0.1 %. Posteriormente se realizó el cálculo de capacidad de los equipos para procesar 1800 TMSD de mineral, en el diseño de planta se consideró la sección de repulpado, remolienda, etapa de pre oxidación y lixiviación (CIL). Finalmente se realizó la evaluación económica obteniendo el costo de inversión alrededor de 7.08 millones de dolares y el costo operativo de 7.26 \$/t de relave tratado. Por último se estimó el VAN de 10, 936,546.02 y TIR de 49.08%, por consiguiente el proyecto es rentable y viable para su ejecución.

Palabras clave: Evaluación, diseño, relave, cianuración, minerales auríferos sulfurados.



ABSTRACT

The present research work "Evaluation of the mineral and plant design to recover gold from the tailings of the Untuca mining unit", has as main objective to see the technical feasibility of the evaluation of the mineral and plant design. To develop the tests in the laboratory, random sampling was carried out in the tailings deposit, later the sample was homogenized and quartered. The microscopy study was carried out in the Bizalab laboratory, also the characterization of the mineral and the development of cyanidation tests were carried out in the metallurgical laboratory environments, under an applied quantitative experimental methodological approach. As a result, the variables with the most significance for the plant design were obtained, the mineral granulometry of 80% -m200 (75 μ m), oxidation time of 4 hours in alkaline medium and sodium cyanide concentration 0.1%. Subsequently, the capacity calculation of the equipment was made to process 1800 TMSD of mineral, in the plant design the repulping, regrinding, pre-oxidation and leaching stage (CIL) was considered. Finally, the economic evaluation was carried out, obtaining the investment cost of around 7.08 million dollars and the operating cost of 7.26 \$ / t of treated tailings. Finally, the NPV of 10,936,546.02 and IRR of 49.08% were estimated, therefore the project is profitable and viable for its execution.

Keywords: Evaluation, design, tailings, cyanidation, sulfurized gold minerals.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

Actualmente, con la creciente demanda del oro en el mercado mundial hace que diferentes empresas mineras grandes y pequeñas, dedicadas a la explotación del metal precioso busquen alternativas para reprocesar sus relaves acumulados, en donde se apliquen nuevas técnicas para casos en donde no era económico o simplemente no era factible la recuperación de este noble metal.

La presente investigación está dirigida a encontrar respuestas que permitan determinar si es factible la evaluación del mineral y diseño de planta para recuperar oro a partir de los relaves de la Unidad Minera Untuca, el proceso de concentración por flotación en la planta concentradora de la unidad minera Untuca está limitada a maximizar su recuperación del oro por la presencia de minerales oxidados de hierro portadoras de oro, por reactividad de la pirrotita que desprende rápidamente el azufre perdiendo hidrofobicidad en su superficie y el tamaño del oro nativo inferiores a los 3 micrones como inclusiones en la arsenopirita, generando el desplazamiento del mineral valioso hacia el relave.

Esta investigación se enfocó analizar en forma específica la evaluación del mineral y diseño de planta para recuperar oro a partir de los relaves; hasta diciembre del 2018 se tiene depositado 4, 986,657.0 TMS de relaves con una ley de Oro 0.58 g.Au/t. Con la manipulación de sus variables de granulometría óptima del mineral, tiempo de oxidación y concentración de cianuro; a través de una evaluación de las pruebas realizadas en el laboratorio. Se permitió discernir la forma de recuperar oro mediante el



proceso de cianuración con mayor eficiencia y la factibilidad técnica del proceso a emplearse.

1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La creciente demanda de metales en el mundo, implica la necesidad de desarrollar, mejorar, implementar métodos de extracción de minerales más eficientes y económicos.

El desarrollo de la industria minera en nuestro país es de suma importancia, puesto que genera mayores divisas con respecto a las demás; es así que las empresas en el Perú, encargadas a la extracción y explotación de yacimientos, están a la vanguardia de los diferentes métodos y procesos en la recuperación de oro

El problema se centra en el relave con contenido de oro, que es muy significativa en la unidad minera Untuca, se tiene 4, 986,657.0 TMS de relaves con una ley de Oro 0.58 g.Au/t, acumulado en la zona del depósito de relave y que pueden ser aprovechadas el contenido metálico.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Será posible la evaluación del mineral y diseño de planta para recuperar oro a partir de los relaves de la unidad minera Untuca?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿La evaluación del relave depositado influye de manera directa y significativa para el diseño de planta?



- ¿Es posible calcular la capacidad de los equipos requeridos para una producción determinada?
- ¿Cuál será la evaluación económica en el diseño de planta?

1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.3.1. Hipótesis general

Es posible la evaluación del mineral y diseño de planta para recuperar oro a partir de los relaves de la unidad minera Untuca.

1.3.2. Hipótesis específicas

- La evaluación del relave depositado influye de manera directa y significativa para el diseño de planta.
- Es posible calcular la capacidad de los equipos requeridos para una producción determinada.
- Al determinar la evaluación económica, se podría ver que es posible obtener beneficios económicos en el diseño de planta.

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL ESTUDIO

La unidad minera Untuca tiene relave depositado hasta diciembre del 2018 un total de 4, 986,657.0 TMS y presenta una ley promedio de 0.58 g.Au/t, dando un total de finos de Au de 2, 883,695.0 gramos (92,712.93 onzas). Para el diseño de este proyecto se ha considerado un tonelaje de tratamiento a ritmo de 1,800 t/d; con lo cual el procesamiento de todo el relave depositado tardara 7.5 años de operación, lo cual involucra procesar 648,000 TMS de relave al año. En el procesamiento de minerales sulfurados de oro, existe gran cantidad de oro refractario que no fue recuperado por



concentración por flotación, permitiendo el desplazamiento del metal valioso hacia el relave. Con este estudio se evaluará la alternativa de recuperar el oro de los relaves. Al relave depositado se les realizó pruebas exploratorias con las cuales se determinó las condiciones operativas como: granulometría adecuada, tiempo de oxidación, concentración de cianuro necesario y tiempo de lixiviación, teniendo como premisa maximizar la recuperación de oro al menor costo posible y que resulte económicamente rentable. En la presente investigación se justifica en la medida que va a generar mayor beneficio económico a la unidad minera Untuca, mediante la evaluación y diseño de una planta metalúrgica para recuperar oro a partir de los relaves de minerales sulfurados, se debe tener una estrategia adecuada para obtener las condiciones óptimas de una manera rápida, eficiente y confiable. El desarrollo del presente trabajo de tesis está orientado a solucionar un problema tecnológico, ya que en la mayoría de las empresas que procesan minerales por el proceso de cianuración tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación de relaves, en nuestro caso es la evaluación y diseño de los principales parámetros de la cianuración para recuperar oro a partir de los relaves. En los últimos años, el precio del oro ha incrementado significativamente, según estudios de entidades especializadas este ascenso permanecerá en los próximos años por lo que la investigación se considera muy viable y de mucho interés para la Empresa.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

1.5.1. Objetivo general

Evaluar el mineral y diseño de planta para recuperar oro a partir de los relaves de la unidad minera Untuca.

1.5.2. Objetivos específicos

- Evaluar el mineral depositado en la relavera.



- Calcular la capacidad de los equipos requeridos para una producción determinada.
- Determinar la evaluación económica para el diseño de planta.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES

Misari (1993) entre los distintos métodos para recuperar oro de disoluciones cianuradas, destacan por su mayor empleo la adsorción con carbón activado y la cementación con polvo de zinc. El interés por el carbón activado en la metalurgia extractiva del oro data de 1880, fecha en que se propone su empleo como adsorbente, a partir de disoluciones del proceso de cloruración. En 1890 se introduce la cianuración como alternativa al tratamiento de minerales de oro, encontrándose que tanto el oro como la plata podían ser adsorbidos de disoluciones obtenidas de este proceso. Sin embargo, su uso industrial se vio restringido debido a la falta de un método eficiente para recuperar el oro cargado en el carbón que, además, permitiese, su reutilización sin tener que recurrir, de esta forma, a la calcinación. La situación planteada anteriormente cambió a partir del año 1952, con el desarrollo de los procesos de adsorción y electro obtención, proponiéndose nuevamente el empleo del carbón activado para recuperar el oro contenido en disoluciones originadas por los diversos procesos de cianuración, entre los que destacan actualmente, el de lixiviación en pilas, CIL y CIP.

En el trabajo de investigación Cubas (2019) “Diseño de planta de agitación para el tratamiento de relaves auríferos en la provincia de Sandia – región de Puno”, el presente trabajo describe el diseño adecuado de una planta de procesos para el tratamiento de minerales de oro de acopio y propios aplicando el proceso de cianuración para una capacidad de 50 TMD y está orientado a la aplicación de la tecnología metalúrgica, a fin de mejorar y obtener las mejores recuperaciones en el tratamiento de



minerales de oro a través de un poseso de lixiviación, así como la estimación de los equipos, materiales y elementos necesarios para la optimización y mejor aprovechamiento de los recursos. A través de la caracterización del mineral y aplicación de conocimientos en diseños de plantas, es que se determinaron la capacidad de los equipos de operación, así como la elección del proceso adecuado para obtener el beneficio adecuado.

El presente estudio el tesista. Estrada (2012) “Diseño de proceso para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de Minera Meridian” analizó la factibilidad técnica y económica de recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de Minera Meridian Ltda., Faena El Peñón.

Para lograr tal objetivo determinó la relación existente entre algunos procesos aplicados al mineral de relaves y las recuperaciones de mineral valioso. En acuerdo con el Superintendente de Metalurgia de la Planta seleccionaron algunas pruebas metalúrgicas al mineral para determinar tal relación, estas fueron: Lavado del Mineral de relaves para determinar el porcentaje de oro y plata impregnados en el mismo, Molienda del Mineral de relaves a distintas granulometrías para determinar la influencia de esta en la recuperación de mineral valioso, Cianuración del Mineral de relaves a distintos tiempos para determinar su influencia en la recuperación de oro y plata y Concentración por Flotación para determinar el porcentaje de mineral valioso que es recuperado en el concentrado.

También decidió realizar un análisis mineralógico al mineral del depósito de relaves con la finalidad de determinar la forma en que se presentan el oro y la plata, y la influencia que pudiesen representar ciertos minerales asociados en la recuperación de estos metales.



Realizadas todas las pruebas antes mencionadas, el tesista determinó que el procedimiento adecuado para procesar el mineral del depósito de relaves consiste en una remolienda del mineral hasta 100% bajo $75 \mu\text{m}$ y posterior lixiviación con NaCN.

El proceso productivo que se deberá utilizar es el mismo con que se procesa el mineral nuevo procedente de la mina, con la diferencia que este nuevo proceso comienza en la etapa de remolienda del mineral eliminando la etapa de chancado y sustituyendo la de molienda.

Seleccionado el proceso para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves, se determinó el diseño adecuado de la planta de procesos y los equipos que se utilizarían en la misma, para lo cual se recurrió a información existente en la empresa puesto que la planta que se deberá construir es muy similar a la ya existente.

Buendia *et al.* (2000) en su tesis “Diseño de una planta de recuperación de plata y oro a partir de minerales concentrados, utilizando el proceso de lixiviación- extracción por solventes” en su estudio de investigación se puede extraer el siguiente antecedente.

Actualmente la recuperación de oro y plata se lleva a cabo mediante dos etapas básicas, la lixiviación con cianuro y la cementación de metales con zinc. Este proceso cuenta con una cinética desfavorable y es sobre todo, tóxico, por lo que ha estado estudiando otros tipos de agentes que tengan la misma función que la del cianuro. De todas las sustancias que se probaron se encontró que la tiourea es la más favorable para este tipo de proceso. Esta sustancia funciona en medio ácido, el cual permite usar mayores concentraciones de oxidante, elevando con ello la velocidad de lixiviación. El problema principal del uso de la tiourea se origina, en su oxidación reversible e irreversible, ocasionando esta última la degradación de la tiourea. Sin embargo, esta reversibilidad afecta la esencia del proceso. Para lixiviar los metales es necesario hacer



oxidante la solución dime rizando la tiourea. Esta etapa ayuda enormemente a la disolución, porque el dímero funciona como un oxidante auxiliar. Sin embargo, en el proceso de cementación, se tienen que utilizar zinc o aluminio como agentes reductores, tanto para reducir la tiourea como para precipitar los metales. Al momento de la recirculación se tiene que volver a oxidar toda la solución, la cual hace que el proceso sea incosteable.

Una forma de evitar este problema es reemplazar la etapa de cementación por otra que no requiera la reducción. La extracción por solventes es una técnica probada en la industria minera para purificar y extraer los iones metálicos.

Cervantes (2018) en su tesis titulado “Diseño de planta para procesamiento de minerales de oro con alto contenido de pirita y pirrotitas modelo horizonte”

Tuvo como objetivo del presente trabajo, presentar la forma como de la caracterización de un determinado mineral, se diseña una planta, luego se hace el montaje y se opera según lo proyectado utilizando el método horizonte para minerales sulfurados de oro.

Para efecto del desarrollo del presente trabajo, hemos visto por conveniente diseñar una planta con una capacidad de 250 TPD. En la empresa Consorcio Minero Horizonte se caracterizó, se diseñó y se puso en marcha una planta de esta capacidad al inicio de la unidad Coripuno, porque en ese momento se disponía de 250,000 TM de mineral sulfurado de desmonte de la minería artesanal con alto contenido de oro en pirrotitas y se realizó muchas pruebas metalúrgicas para caracterizar el mineral y diseñar la planta utilizando el método Horizonte para este tipo de minerales sulfurados ampliando las plantas de cianuración, flotación y concentración gravimétrica obteniendo un 92% de recuperación del oro con relaves por debajo de 1,87% y no

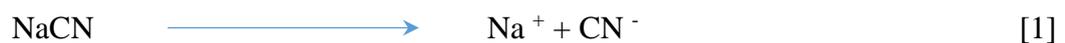
teniendo pérdidas económicas ni deposición del oro en los relaves siendo muy rentable aplicar este método para este tipo de minerales.

2.2. MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

2.2.1. Química de cianuración del oro

Cianuración del oro se ha manejado como técnica de extracción del oro de principio desde finales de siglo XIX. Cianuro se utiliza en el mundo por su bajo costo y gran actividad para la disolución de oro. A pesar de algunas intranquilidades sobre la toxicidad del cianuro, se puede aplicar con poco riesgo para la salud y el medio ambiente (Misari, 1993).

El cianuro es una sal, por ejemplo, cianuro de sodio (NaCN), cianuro de potasio (KCN) y cianuro de calcio [Ca (CN)₂], han sido ampliamente utilizados como fuentes de la lixiviación de cianuro. Disolver e ioniza en agua para formar sus respectivos cationes metálicos y liberar iones de cianuro (CN⁻) como se presenta a continuación (Misari, 1993):



Los iones cianuro se hidrolizan en agua para formar ácido cianhídrico (HCN) y oxhidrilo (OH⁻) los iones que aumentan el pH. A pH de 9.3, la mitad del cianuro total existe como cianuro de hidrógeno y la mitad de los iones de cianuro libre. A mayor pH, el cianuro total grandemente existe como iones de cianuro libre. Reacciones indeseables podrían ocurrir durante la lixiviación ya que el cianuro de hidrógeno, así como cianuro libre, se puede oxidar con oxígeno para formar cianato (CNO⁻) que no disuelve el oro y así reduce la concentración de cianuro libre (Marsden y House, 1993).



La oxidación de oro es un prerequisite para su disolución en solución de cianuro alcalino. Se reduce el oxígeno y el peróxido de hidrógeno se forma como producto intermedio en el primer paso y se convierte en el agente oxidante en el segundo paso, lleva a las siguientes reacciones químicas que proceden en paralelo (Habashi, 1970).



La suma de las dos reacciones parciales se presenta en la ecuación (7), propuesta por Elsner:



Esta ecuación, llamada ecuación de Elsner. Sin embargo, no totalmente describe las reacciones catódicas asociadas a la disolución (Habashi, 1970).

2.2.2. Carbón activado

El carbón activado es un carbón poroso que se produce artificialmente de manera que exhiba un elevado grado de porosidad y una alta superficie interna. Estas características, junto con la naturaleza química de los átomos de carbono que lo conforman, le dan la propiedad de atraer y atrapar de manera preferencial ciertas moléculas del fluido que rodea al carbón (Pazmiño, 2007).



La adsorción de oro y plata con carbón activado a partir de disoluciones cianuradas ha sido la técnica más aceptada en las últimas décadas que el sistema convencional de precipitación con cinc (proceso Merrill-Crowe), debido principalmente a la mayor eficacia de recuperación de los metales preciosos, a partir de disoluciones de lixiviación de minerales de baja ley, con menor capital y costos de operación (Torre y Guevara, 2006).

Se puede fabricar carbón activado de cualquier compuesto que contenga carbono; sin embargo, es usual utilizar madera, cuescos de coco, carbón bituminoso, antracita, semillas de frutas, cáscaras de nueces. El tipo de materia prima y el proceso de activación, le conferirá ciertas características físicas al producto, tales como dureza, resistencia a la abrasión, tamaño de poro, grupos funcionales de superficie, pH, etc. (Díaz y Guevara, 2002).

Las propiedades más importantes a considerar al seleccionar un carbón son el diámetro de los poros y las características de los mismos. Los poros de un carbón activado se clasifican en tres, de acuerdo a su tamaño (Díaz y Guevara, 2002):

- Micro poros
- Poros medios
- Macro poros

En general, los microporos le confieren la elevada superficie y capacidad de retención al carbón, mientras que los mesoporos y macroporos son necesarios para retener moléculas de gran tamaño, como pueden ser colorantes o coloides, y favorecer el acceso y la rápida difusión de las moléculas a la superficie interna del sólido (Pazmiño, 2007).

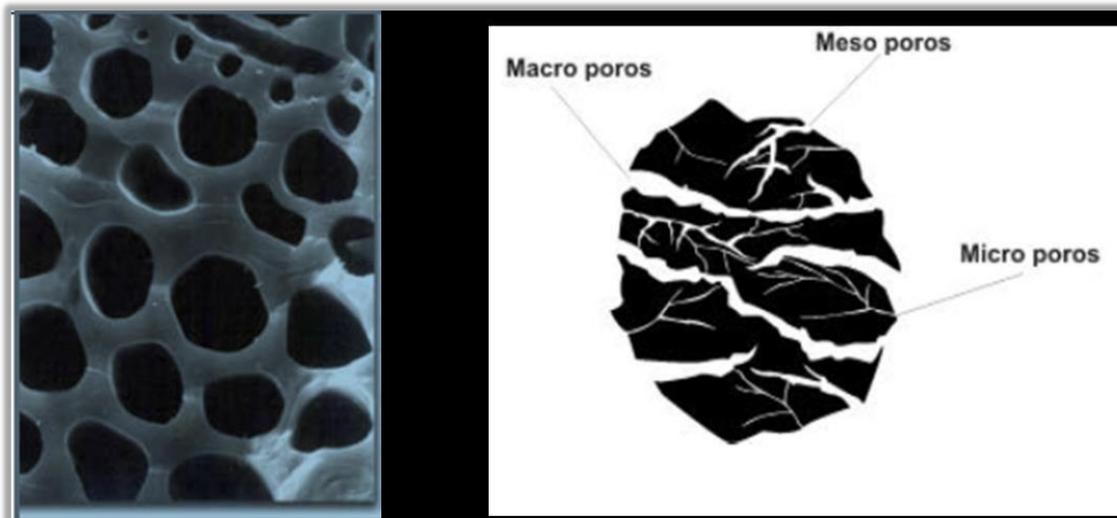


Figura 1. Estructura interna del carbón activado. Distribución de poros

Fuente: Pazmiño (2007).

Las principales características del carbón activado que deben considerarse para la recuperación de oro de soluciones cianuradas en orden de importancia son (Gómez, 2010):

- Dureza = de 95 a 99,5 %
- Resistencia a la abrasión en pulpa > 99 %
- Alta capacidad de adsorción: “K value” = 20 a 24 kg Au/ton C.A.
- Alta velocidad de adsorción $R = 0,06 - 0,08 \text{ mgAu/g CA / min}$
- Alta superficie específica: 700 - 1200 $\text{m}^2/\text{g CA}$.
- Posibilidad de reactivación térmica.
- Tamaño de partícula (uniforme y grueso)

Cabe recalcar un sobre el tamaño de partícula del carbón activado. De manera normalizada se acepta que el lote tenga un tamaño entre 1,2x2,4 mm a 1,7x3,4 mm (mallas 8x16 y 6x12). El trabajar con tamaños más pequeños de carbón activado no es



conveniente, pues éste es más susceptible a una mayor rotura y por tanto las pérdidas de oro en el carbón fino, producto de la rotura, pueden ser muy altas (Gómez, 2010).

Factores que afectan la adsorción:

Temperatura:

La adsorción es proceso exotérmico (desprende calor), por tanto, a mayor temperatura, menor capacidad de adsorción.

Oro en solución: A mayor concentración de oro en solución, se tiene una mayor velocidad de adsorción de oro y mayor capacidad de carga del carbón. Valores típicos que se presentan en la adsorción de oro por carbón activado en procesos industriales, son:

Velocidad de adsorción: 10 - 100 g Au / h / t CA

Carga: 5 - 10 kg Au/t CA. (Díaz, X., y Guevara, A. (2002)

Concentración de cianuro libre:

A mayor concentración de NaCN, menor es la velocidad de carga de oro en el carbón activado y también menor capacidad de carga (existe competencia de adsorción de otros complejos cianurados). Las condiciones de operación usuales están en el orden de 0,1 - 2 g/l NaCN (Misari, 1993).

pH:

Se favorece la adsorción de oro al pH más bajo posible. No se recomiendan valores inferiores a pH 10 para evitar problemas de hidrólisis del cianuro y generar ácido cianhídrico altamente tóxico (Misari, 1993).

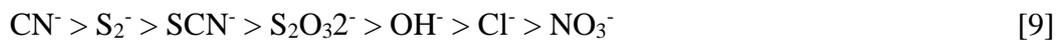


Presencia de otros iones:

Se ha comprobado que la capacidad de carga se incrementa con una mayor concentración de ion complementario en solución, teniéndose preferencia en el siguiente orden (Misari, 1993):



Por el contrario, la capacidad de carga de oro en el carbón decrecerá con una mayor concentración del anión complementario, en el siguiente orden (Misari, 1993):



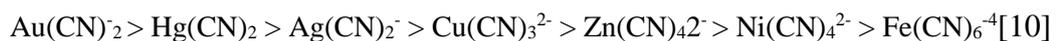
Oxígeno disuelto:

La presencia de oxígeno en solución, provocará la oxidación del cianuro y el decremento de su concentración, favorecerá la adsorción de oro en el carbón activado (Navarro, 1999).

Adsorción de otras especies cianuradas:

La adsorción de oro en carbón activado, es bastante selectiva, sin embargo, habrá algunas especies cianuradas que pueden adsorberse, lo cual dependerá principalmente de su concentración en solución y del pH (Navarro, 1999).

El orden de preferencia en el proceso de adsorción es como se indicó antes:



Mientras es favorable que la plata se adsorba, la adsorción del mercurio es perjudicial y presenta problemas en etapas posteriores, en especial en la refinación. A concentraciones bajas de cianuro y bajo pH, la especie $\text{Cu}(\text{CN})_2$ puede adsorberse



fácilmente en el carbón, lo cual reduce la capacidad de carga del oro. A mayor concentración de cianuro y un pH más alto, se favorece la presencia de las especies $\text{Cu}(\text{CN})_3^{-2} > \text{Cu}(\text{CN})_4^{-3}$ que se adsorben en mínima proporción en el carbón (Misari, 1993).

2.2.3. Métodos de adsorción

Técnica de carbón en pulpa

El proceso de adsorción de oro con CIP que fuera desarrollado en Sudáfrica en la década del 70, es considerado el avance tecnológico más significativo de los, últimos tiempos en cuanto a métodos aplicados a la recuperación de oro (Afenya, 1991, Hausen y Bucknam, 1985).

En este proceso se usa el carbón activado para adsorber el oro directamente de la pulpa cianurada, a medida que se va disolviendo o pasando a solución. La pulpa se agita en tanques de gran tamaño y fluye en forma continua desde el principio al último de la serie, mientras que el carbón lo hace en la dirección opuesta (a contra-corriente), en forma discontinua y mediante la utilización de transportación con aire. El oro en solución es adsorbido por el carbón (Rees y Van Deventer, 2001), resultando finalmente la pulpa totalmente lixiviada, y la solución prácticamente con trazas de oro. En este caso no es necesaria la separación líquido-sólido, y filtrado de la pulpa como en los procesos convencionales de decantación a contra corriente. Por último, el carbón cargado es eludido, mediante el tratamiento con una solución cianurada y fuertemente alcalina a temperatura moderada, y luego el oro es recuperado de la elusión por electrólisis (Pizarro y Antonio, 1981, Davinson y Schoeman, 1991, Deventer y Merwe, 1994).

Una variante a ese esquema de tratamiento de carbón en pulpa consiste en agregar el carbón durante la lixiviación, variante que se usa cuando en el propio mineral



existen compuestos orgánicos carbonáceos que reatrapan (preg-robbing) el oro apenas éste es lixiviado. Se trata entonces de evitar esas pérdidas mediante la acción del carbón en el mismo momento en que el oro es disuelto. Este esquema se conoce como “carbón en lixiviación (“carbon-in-leach “= C.I.L) (Hussey, 1979).

Se usa generalmente para tratar menas de baja ley, alimentadas con carbón granular (6-28 mallas) en contracorriente con la pulpa cianurada. El carbón cargado se eluye, el oro y plata en el eludido se recuperan por precipitación con cinc o por electrólisis, con cátodos de acero, utilizando 2,5 - 3,5 voltios por celda y una eficacia de corriente de 30 - 40 amperios (Valencia, 1999).

Carbón en columnas

En esta operación, se trabaja con soluciones clarificadas o semi clarificadas provenientes de operaciones de lixiviación en pilas, de piscinas, de efluentes de espesadores o en soluciones de reciclaje para eliminación de impurezas. La solución se hace pasar por una serie de columnas empaquetadas con carbón, ya sea de manera ascendente o descendente, en un lecho fluido (Valencia, 1999).

La principal ventaja de este método, es el hecho de que se disminuyen las posibilidades de rotura del carbón, al no estar en movimiento el carbón, ni tener contacto con la pulpa (Espín, 2001).

Carbón en lixiviación

Es una modificación del proceso CIP. En este caso, el carbón se agrega conjuntamente con el cianuro a los tanques agitados donde se realiza la cianuración, de esta forma a medida que el oro se disuelve y pasa a la solución, es capturado por el carbón. Este método es altamente ventajoso y aconsejable, para los casos en que existe



la presencia de minerales carbonáceos o arcillosos, que compiten con el carbón activo por el oro disuelto (Espín, 2001).

Las fases típicas involucradas en un proceso CIL se pueden definir de la siguiente manera:

- Adición de carbón activado juntamente con la pulpa de lixiviación, cianuración y adsorción de oro por 24 horas.
- Separación de carbón cargado por tamizado.
- Carbón cargado para el proceso de elusión.

2.2.4. Etapa de desorción

La desorción de oro como un complejo cianurado dentro de la matriz de carbón activado, se produce por el contacto del carbón activado cargado con una solución de cianuro e hidróxido de sodio en caliente. La desorción es el proceso contrario a la adsorción en donde su velocidad se incrementa por la temperatura y la adición de solventes orgánicos como el etanol, que modifican la actividad de los iones CN^- y $\text{Au}(\text{CN})_2^-$, logrando la adsorción preferencial del solvente sobre la superficie del carbón (Voys, 1983).

En términos generales, el proceso de elusión empleado en plantas industriales trabaja con columnas empacadas de carbón activado, donde la solución acuosa eluante (CNNa , NaOH) ingresa por la parte inferior de las mismas. Las columnas utilizadas emplean alrededor de 5600 kg de carbón cargado y operan en serie, tienen de 1,9-3 m de longitud y de 0,8 a 1 m de diámetro, siendo el tipo más común la de 2,5 por 0,8 m. (Díaz y Guevara, 2002).



La etapa de elusión permite:

- Recuperar la mayor cantidad de valores metálicos cargados a partir de la solución impregnada de oro en un volumen tan pequeño que sea posible.
- Producir una solución impregnada con el tenor más alto posible de metales preciosos.
- Dejar la menor cantidad de oro y plata posible en el carbón después de la desorción.
- Dejar el carbón listo para retornar al sistema de adsorción

Proceso atmosférico de Zadra

La desorción de oro cargado en el carbón activado se puede llevar adelante por medio de varios procesos. El primero de ellos fue introducido por Zadra en 1950 y utiliza una solución de 0,1 a 0,2 % de NaCN y 1 % de NaOH, calentada a 85 – 95 °C. Esta solución se hace pasar a través de columnas de carbón para luego ser conducida, en circuito cerrado, a una celda de electrodeposición. El proceso se realiza a presión atmosférica y requiere de entre 24 a 60 horas (Díaz y Guevara, 2002).

Algunas modificaciones se han introducido a este proceso, como es el caso de la desorción con alcohol, en cual se agrega un 20 % de alcohol a la solución de elusión, con lo que se logra reducir el tiempo de desorción, a menos de 6 horas. Otros procesos han utilizado sistemas a presión en la desorción, para eludir el peligro de incendio por el uso del alcohol, siendo, en general, procesos más eficientes pero costosos (Marsden y House, 1992).



Regeneración del carbón

La reactivación del carbón, se realiza después del proceso de elusión., calentando el carbón en hornos, a temperaturas entre 923 K y 1023 K (650 y 750 °C), en ausencia de aire durante unos treinta minutos. Se puede inyectar vapor de agua durante el proceso, para producir una reactivación más intensiva. Es práctica común el realizar un lavado ácido del carbón, antes o después de la elución, para limpiar las superficies de impurezas inorgánicas tales como precipitados de carbonato de calcio. Se utiliza una solución al 3 % de HCl, en caliente. Para evitar que ciertos compuestos de calcio y magnesio, usuales en el agua, puedan precipitar en la superficie del carbón al trabajar a temperaturas más altas, se utiliza agua blanda con bajo contenido en calcio y magnesio (Torre y Guevara, 2006).

2.2.5. Definición de términos

- **Minerales oxidados:** En un mineral oxidado, posiblemente en un área que es atípica de los yacimientos sulfuros primarios, y para los cuales se requiere algún tipo de procesamiento especial. La oxidación y otros procesos de alteración hidrotermal llevan a la descomposición de la estructura de la roca, lo que causa un aumento en la permeabilidad (Padilla, 2001).

Esto usualmente permite que se obtengan altas extracciones por lixiviación, mediante la lixiviación en pilas de un mineral directo de mina; aunque, el tamaño de las partículas de minerales puede ser muy grueso. Una característica perjudicial de la oxidación y alteración de la roca es la formación de importantes cantidades de sílice hidratada, amorfa y/o pobremente cristalina, minerales de arcilla, sales de sulfato y fases ganga de óxido e hidróxido. Algunas de estas fases tienen solubilidad relativamente alta con molienda y lixiviación con



cianuro, y pueden servir como fuertes cianicidas (consumidores de cianuro), debido a la formación de áreas extremadamente grandes y de fresca superficie con un alto potencial de absorción. Otras fases, como los minerales de arcilla y sílice amorfa, pueden afectar el procesamiento en gran medida. El oro usualmente se presenta liberado o asociado a los productos de la alteración de pirita y otros minerales sulfurosos; los más comunes son óxidos de hierro como la hematita (Fe_2O_3), magnetita (Fe_3O_4), goetita ($\text{FeO}\cdot\text{OH}$) y limonita ($\text{FeO}\cdot\text{OH}\cdot n\text{H}_2\text{O}$); aunque el oro también puede asociarse a los óxidos/hidróxidos de manganeso. Generalmente, el grado de liberación del oro se incrementa mediante la oxidación; sin embargo, en algunos casos, pueden encontrarse revestimientos de protección de óxidos secundarios e hidratados en oro (Padilla, 2001).

- **Mineral sulfurado:** Son los minerales constituidos por el enlace entre el azufre y elementos metálicos, tales como el cobre, hierro, plomo, y zinc, entre otros. Los minerales sulfurados de cobre más comunes son calcopirita (CuFeS_2), bornita (Cu_5FeS_4), calcosina (Cu_2S), covelina (CuS) y enargita (Cu_3AsS_4). Un subproducto importante de estos yacimientos es el molibdeno, que está en la forma de molibdenita (MoS_2) (Padilla, 2001).
- **Granulometría:** Tamaño de las partículas del mineral utilizado en la lixiviación. Esta práctica mantiene en recirculación las partículas de oro más pesadas a la molienda, hasta que ellos sean lo suficientemente pequeñas o lo suficientemente delgadas para rebozar el clasificador en el circuito de cianuración (Padilla, 2001).



- **Lixiviación:** Es un proceso por el cual se extrae uno o varios solutos de un sólido, mediante la utilización de un disolvente líquido. Ambas fases entran en contacto íntimo y el soluto o los solutos pueden difundirse desde el sólido a la fase líquida, lo que produce una separación de los componentes originales del sólido (Habashi, 1970).
- **Cianuración:** Técnica metalúrgica para la extracción de oro de mineral baja calidad, que busca convertir el oro (insoluble en agua) en aniones metálicos complejos de aurocianida, solubles en agua (Habashi, 1970).
- **Cianuro de Sodio:** El cianuro de sodio (NaCN) es la sal sódica del ácido cianhídrico (HCN). Se trata de un compuesto sólido e incoloro que hidroliza fácilmente en presencia de agua y óxido de carbono (IV) para dar carbonato de sodio y ácido cianhídrico (Habashi, 1970).
- **Precipitación:** Método para la recuperación del oro consiste en la adición del zinc en una ratio de 5 y 30 veces el requerimiento estequiométrico de los metales preciosos en función de la composición de la solución y la eficiencia operativa. Por ejemplo, una solución que contiene 5 g/t de oro requeriría una tasa de adición de zinc de 17 g/t en solución, con 10 veces el requerimiento estequiométrico. El polvo de zinc (malla 600), se puede agregar directamente a la solución preñada (solución rica), o puede ser premezclada con una solución de cianuro, para preparar la superficie del zinc, se agregará como un lodo (Habashi, 1970).
- **Relaves:** Los relaves son desechos de mineral con baja ley o bien subproductos tóxicos de procesos mineros, usualmente una mezcla de tierra, minerales, agua y rocas. Los relaves contienen altas concentraciones de químicos y elementos que



alteran el medio ambiente, por lo que deben ser transportados y almacenados en «tranques o pozas de relaves» donde lentamente los contaminantes se van decantando en el fondo y el agua es recuperada o evaporada (Habashi, 1970).

- **Cinética de disolución:** El tiempo en el cual se lleva a efecto la reacción es en gran parte, el de la etapa de menor velocidad (llamada entonces etapa controlante), es importante identificar a ésta para incrementar su rapidez. Una reacción fisicoquímica en la cual se halla involucradas una fase sólida y otra líquida se consuma en las cinco etapas siguientes (Habashi, 1970):
 - Difusión de los reactantes desde la solución hasta la interface sólida y líquida.
 - Adsorción de los reactantes en la superficie del sólido.
 - Reacción en la superficie.
 - Desorción de los productos de la reacción de la superficie del sólido.
 - Difusión de estos productos de la interface sólido – líquido a la solución (Habashi, 1970).

2.3. DESCRIPCIÓN DE LAS VARIABLES

- Granulometría óptima del mineral
- Tiempo de oxidación
- Concentración del cianuro necesario



2.3.1. Variable 1

Granulometría

Discusión teórica

Tomado de Normas ASTM y Guía de Laboratorio Construcción I, UCA, marzo de (1996) por granulometría o análisis granulométrico de un agregado se entenderá todo procedimiento manual o mecánico por medio del cual se pueda separar las partículas constitutivas del agregado según tamaños, de tal manera que se puedan conocer las cantidades en peso de cada tamaño que aporta el peso total. Para separar por tamaños se utilizan las mallas de diferentes aberturas, las cuales proporcionan el tamaño máximo de agregado en cada una de ellas. En la práctica los pesos de cada tamaño se expresan como porcentajes retenidos en cada malla con respecto al total de la muestra. Estos porcentajes retenidos se calculan tanto parciales como acumulados, en cada malla, ya que con estos últimos se procede a trazar la gráfica de valores de material (granulometría).

NORMAS: ASTM C 136 – 01. “Standard Test Method for Sieve Analysis of Fine and Coarse Aggregates” Método estándar de ensayo para análisis por tamizado de agregados fino y grueso.

ASTM C 117 – 95. “Standard Test Method For Materials Finer Than 75 μm Sieve in Mineral Aggregates by Washing” Método de ensayo estándar para material más fino que la malla N° 200 (75 μm) en agregado mineral por lavado.



Figura 2. Tamizador

2.3.2. Variable 2

Tiempo de oxidación

Efectos del oxígeno

El uso de oxígeno o un agente oxidante es esencial para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración.

Barsky, Swainson, y Hedley, determinaron la velocidad de disolución de oro en soluciones de 0.10% NaCN usando nitrógeno, oxígeno mezcla de ambos, las pruebas se efectuaron sobre 100 cc de solución de cianuro y a 25 °C de temperatura y con iguales volúmenes de gas para cada prueba, a continuación, la tabla:

Tabla 1. Efecto del oxígeno en la disolución del oro

Oxígeno %	Disolución del oro (mg/cm ² /hora)
0	0.04
9.6	1.03
20.9	2.36
60.1	7.62
99.5	12.62

Fuente: Horton.



Figura 3. Oxímetro

Fuente: Unidad minera Untuca.

2.3.3. Variable 3

Concentración del cianuro

La rapidez de disolución de oro en las soluciones de cianuro, alcanza un máximo pasando de soluciones concentradas a diluidas. White encontró que la velocidad máxima de disolución es cuando la concentración de la elución es de 0.020% de NaCN y cuando dicha solución está saturada con oxígeno. Para los casos de concentrados de flotación se logra una buena disolución de oro, en rangos de cianuro libre sobre 0.10%, esto equivale a un consumo de 3Kgr/Tonelada de concentrado o 340 gramos por tonelada de mineral de cabeza.



La extensión hasta donde prosigue este hidrolisis en las soluciones de cianuro comerciales en agua, depende principalmente de la cantidad de álcali libre (Óxido o hidróxido metálico soluble en agua que tiene reacción básica) en el cianuro. Si este álcali libre es apreciable, entonces la descomposición del cianuro podría ser despreciable. En ausencia de álcali libre apreciable el hidrolisis puede retardarse

mediante la adición de cal. El ácido carbónico que es más fuerte que el cianhídrico descomponen las soluciones de cianuros alcalinos, de acuerdo a la siguiente reacción química:



Esta Reacción también puede evitarse con el uso de la cal.



Figura 4. Control de concentración de cianuro

Fuente: Unidad minera Untuca.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. DISEÑO, TIPO Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

Por el tipo de investigación, la presente tesis reúne las condiciones metodológicas de una investigación aplicada, porque se utilizaron cálculos metalúrgicos, a fin de aplicarlas en el diseño de equipos para la instalación de una planta de procesos. De acuerdo al estudio de la caracterización del mineral, se utilizará el nivel de estudio de investigación descriptivo y experimental.

3.1.1. Diseño de investigación

El diseño experimental busca: “medir probabilísticamente la relación causal que se establece entre las variables, y estar en posibilidad de confirmar o rechazar las hipótesis sometidas a prueba” (Rojas, 2013, p.272).

3.2. DESCRIPCIÓN DE LA INVESTIGACIÓN

Para lograr los objetivos planteados se realizó el siguiente procedimiento que plantea la metodología: diseño del experimento, realizar pruebas de laboratorio y diseño de planta.

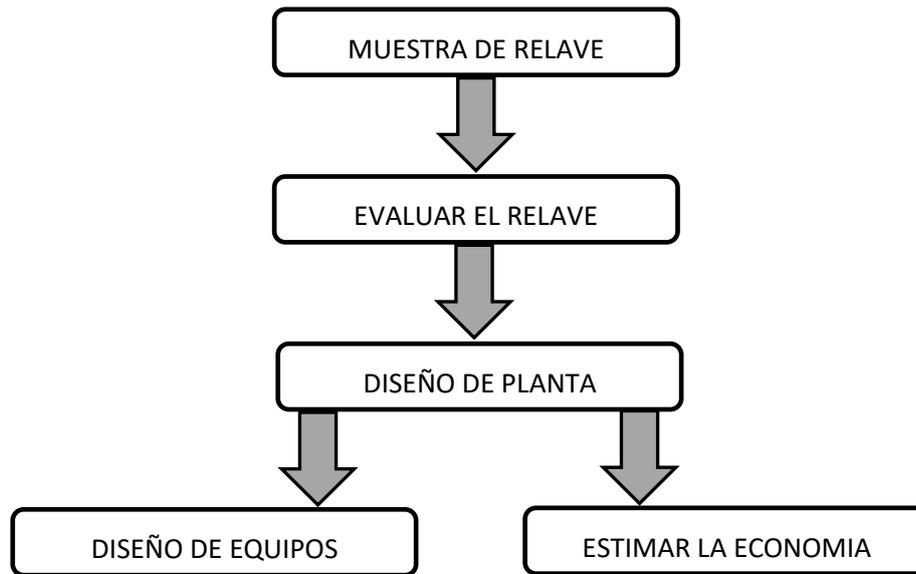


Figura 5. Esquema de las etapas del Diseño de Planta.

Fuente: Elaboración propia.

3.2.1. Primer objetivo

3.2.1.1 Evaluar el mineral depositado en la relavera

Para lograr el primer objetivo se realizó la investigación bibliográfica, muestreo del relave en la relavera, preparación mecánica de mineral (Homogenización, cuarteo, molienda), estudio de microscopia en laboratorio externo Bizalab, análisis granulométrico valorada, determinación de gravedad específica, determinación del Word index, pruebas de molienda, desarrollo de pruebas de cianuración a nivel de laboratorio aplicando diseño experimental 2^k para lo respectivo se trabajó con 3 variables con 2 réplicas en el centro y registro de datos.

3.2.1.2 Procedimiento

- Se realizó la investigación de la bibliografía.
- Se realizó el muestreo en la relavera.

- Se realizó la homogenización y cuarteo de mineral separando en muestras de 1kg y 4kg c/u.



Figura 6. Cuarteo de muestra.

Fuente: Unidad minera Untuca.

- Se ejecutó el pesaje de muestras cuarteadas en la balanza Sartorius



Figura 7. Pesaje de muestras.

Fuente: Unidad minera Untuca.

- Se realizó el estudio de microscopia en laboratorio de Bizalab
- Se realizó el análisis granulométrico valorado



Figura 8. Tamizado de muestras

Fuente: Unidad minera Untuca.

- Se efectuó la determinación de gravedad específica del mineral aurífero.
- Se determinó el work index por método comparativo de bond.
- Se realizó pruebas de molienda.
- Se efectuó la realización de pruebas de cianuración aplicando diseño experimental, se tomó en cuenta tres parámetros debidos que son los más influyentes en la recuperación del oro.

Tabla 2. Variables para pruebas de cianuración

Parámetros	Indicadores y Dimensiones	Instrumento
Granulometría	Malla %m200Ty	Tamizador
Tiempo de oxidación	Horas	Oxímetro/ Cronometro
Concentración de cianuro	Titulación	Bureta graduada



Figura 9. Pruebas de cianuración

Fuente: Unidad minera Untuca.



Figura 10. Titulación de solución cianurada

Fuente: Unidad minera Untuca.

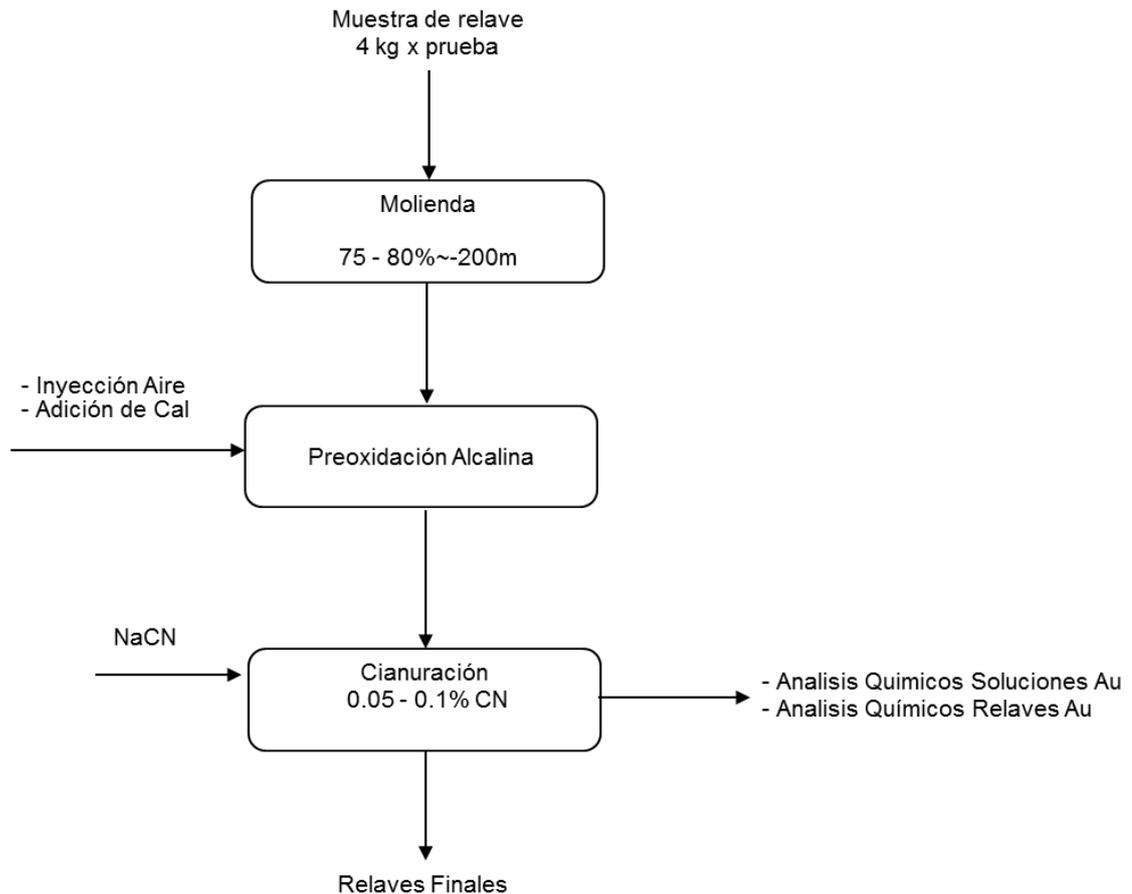


Figura 11. Diagrama de flujo de pruebas de cianuración

Fuente: Elaboración propia.

- Registro de datos

3.2.1.3 Materiales usados y reactivos

- Materiales de escritorio: laptop, impresora, hojas bond, lapiceros, plumón.
- Materiales de laboratorio: Ro-Tap, pH metro digital, Oxímetro, molino de bolas, agitadores, balanzas analíticas, horno, tamiz de la serie Tyler, botellas de plástico, vaso precipitado, probeta, buretas, papel de filtro, pipeta, embudo, tubos de ensayo.
- Reactivos: Nitrato de plata, cianuro de sodio, yoduro de potasio, agua destilada, cal viva.



3.2.1.4 Software

- Microsoft Excel 2019 profesional.
- Minitab 18
- Design Expert 10

3.2.2. Segundo objetivo

3.2.2.1. Calcular la capacidad de los equipos requeridos para una producción determinada

Para lograr el segundo objetivo se utilizó los resultados del primer objetivo, se desarrolló el dimensionamiento de los equipos.

3.2.2.2 Procedimiento

Para el desarrollo del presente análisis se elaboró los siguientes cálculos y capítulos que están contenidos en la presente investigación:

- Definir el proceso Metalúrgico
- Definición del Proceso: Elaboración de Flow Sheet y balance de masa.
- Elaboración de los Criterios de Diseño Generales.
- Descripción del Proceso.
- Dimensionamiento de equipos principales.
- Elaboración de Lista de Equipos principales.

3.2.2.3 Materiales usados

Computadora, cuaderno, hojas bond, impresora.



3.2.2.3.1. Hardware

- Computadora Modelo: HP Pavilion g4 Notebook

Procesador: Intel(R) Core (TM) i5-2450M 2.50GHz Memoria instalada (RAM):
4096MB de RAM.

Tipo de sistema: Windows 7 Ultimate 64 bits.

3.2.2.3.2. Software

- Sistema operativo de 64 bits Windows 10 pro.
- Microsoft Excel 2019 profesional.

3.2.3. Tercer objetivo

3.2.3.1. Determinar la evaluación económica para el diseño de planta

La metodología para evaluar, fue primero definir el proceso Metalúrgico, posteriormente, se elabora el flow sheet con su respectivo balance de masa, que servirá para el dimensionamiento de los equipos principales de la planta, posteriormente se elabora la lista de quipos y se solicitará o determinará las cotizaciones de los equipos principales para determinar el CAPEX, posteriormente se elaborara el costo operativo OPEX y finalmente se desarrollará la evaluación económica.

3.2.3.1. Procedimiento

- Para la presente Evaluación Económica se ha excluido la Inversión que estaría dirigida para la Lixiviación del mineral de cabeza ya que algunas áreas de ese proyecto serían utilizadas para el Tratamiento del relave y así no duplicar áreas de tratamiento y no generar mayor inversión, como por ejemplo: la Planta ADR



- EW – Refinación (Área donde se enviaría el carbón cargado con oro), Planta de espesamiento y filtrado de relaves (área donde se enviaría el relave de lixiviación de relave actual) y la Planta de Destrucción de cianuro (Área donde se realizaría la destrucción de cianuro por uso del mismo en el tratamiento del relave actual), por lo que se considera existentes para este proyecto, sin embargo, se ha considerado los costos operativos en las áreas anteriormente mencionadas debido a que el tratamiento de los relaves implicaría usar aquellas instalaciones.
- El costo de cianuro para la elaboración Opex es de 2 \$/kg.
 - Se considera 1,200 \$/oz. de oro.
 - Para el cálculo de la máxima demanda de energía se considera un factor de 0.85 sobre los motores instalados.
 - El costo de energía se considera 0.24 \$/kwh.
 - Los costos de mantenimiento han sido estimados para cada área de operación que derivan del costo de inversión directa, aplicando factores de costo adecuados en congruencia con el funcionamiento normal de la planta.
 - Los ratios salariales dentro de la presente estimación, están establecidos de acuerdo a la base de planillas y ratios salariales de unidad minera Untuca.
 - Factor de instalación: 2.
 - Factor de costos indirectos: 1.5.
 - Costo de equipos menores: 20% sobre equipos principales.
 - Estimación de costos de inversión “CAPEX” \pm 50%.

- Estimación de costos operativos “OPEX” \pm 50%.

3.3. UBICACIÓN

La Unidad Minera Untuca (UMU) está situada en el borde sur del distrito de Quiaca, Provincia de Sandía, Departamento de Puno, en el flanco en oriental de los andes del sur, que tiene orientación NW-SE y que está conformada por cumbres que sobrepasan los 4000 m.s.n.m. hasta alcanzar altitudes mayores a 5000 m.s.n.m. El campamento de la Unidad Minera Untuca, se localiza a 192 km al noreste de Juliaca, a una altura de 4305 m.s.n.m. y la zona de operaciones a 4900 m.s.n.m. Las coordenadas UTM. Centrales del proyecto son: 0457.164 Este, 8'387.470 Norte



Figura 12. Relavera

Fuente: Unidad minera Untuca.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. EVALUACION DEL RELAVE DEPOSITADO

4.1.1. Ensayo por microscopia óptica

En la Tabla 3 se presentan, respectivamente, la composición mineralógica global, tabla de minerales libres y asociados junto con su descripción de texturas para cada tipo de Inter crecimiento detectado. Dichos porcentajes estimados, se determinaron sobre la base de la distribución observada en la sección en estudio. La muestra relave final presenta principalmente en su mineralogía metálica rutilo, que se encuentra liberada y asociada con gangas, principalmente. En menor proporción se observa pirita, pirrotita, ilmenita, arsenopirita y esfalerita. Se ha detectado oro nativo incluido en gangas. Desde un punto de vista de composición mineralógica global, la muestra presenta principalmente rutilo, siendo el mineral más frecuente en la muestra Tabla 3.

Tabla 3. Composición Mineralógica Global

Simbología	Fórmula química	Composición Mineralógica Global	Porcentajes (%)
GGs	Composición variada	Gangas	95.63
rt	TiO ₂	Rutilo	1.18
py	FeS ₂	Pirita	0.69
po	Fe _{1-x} S _x	pirrotita	Traza
il	FeTiO ₃	ilmenita	Traza
apy	FeAsS	arsenopirita	Traza
ef	(Zn,Fe)S	esfalerita	Traza
hm	Fe ₂ O ₃	hematita	Traza
goe	FeO.OH	goethita	Traza
Au	Au	oro nativo	Traza
		TOTAL	100

A continuación, se presentan las fotomicrografías más representativas correspondientes a lo observado en la sección en estudio.

Fotomicrografías

Oro nativo (Au) incluido en ganga (GGs).



Figura 13. Fotomicrografía oro nativo

Fuente: Estudio por Bizalab.

4.1.2. Análisis mineralógico por difracción de rayos X

Tabla 1. Muestra de relave final

Nombre del mineral	Fórmula general	Resultado Aproximado (%)
Cuarzo	SiO ₂	48
Mica (Muscovita)	KAl ₂ (Si ₃ Al)O ₁₀ (OH,F) ₂	33
Clorita (Clinocloro)	(Mg,Fe) ₅ Al(Si ₃ Al)O ₁₀ (OH) ₈	6
Plagioclasa (Oligoclasa)	(Ca,Na)(Al,Si) ₄ O ₈	3
Mica (Biotita)	K(Mg,Fe) ₃ [AlSi ₃ O ₁₀ (OH,F) ₂]	3
Andalusita	Al ₂ SiO ₅	2
Turmalina (Dravita)	NaMg ₃ Al ₆ (BO ₃) ₃ Si ₆ O ₁₈ (OH) ₄	< L. D.
Rutilo	TiO ₂	< L. D.

Se concluye la detección de oro nativo incluido en matriz de cuarzo. En la imagen, Aumento 2600x. Oro nativo (Au) incluido en ganga (GGs) identificada como cuarzo (cz).

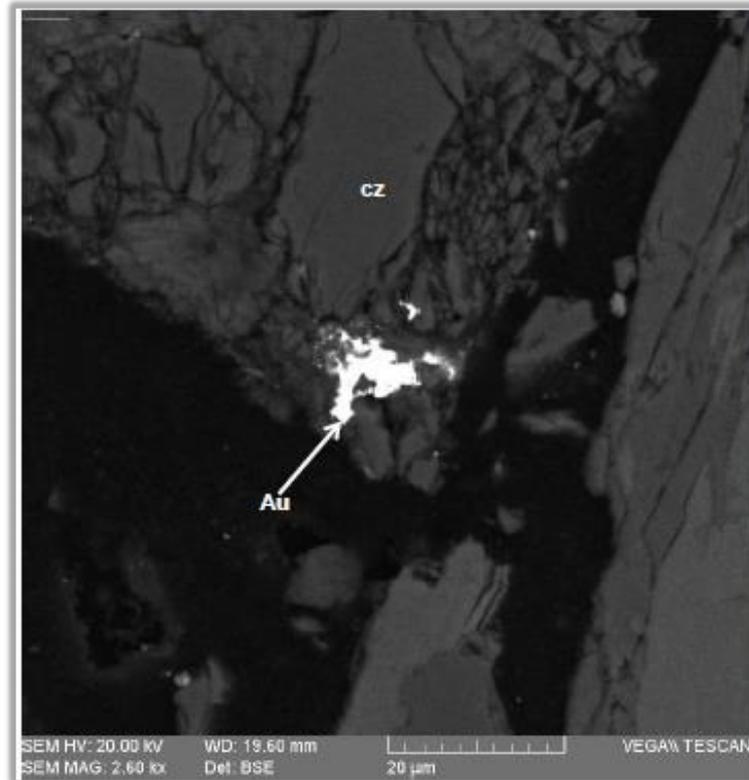


Figura 14. Oro nativo incluido en matriz de cuarzo

Fuente: Estudio por Bizalab.

4.1.3. Análisis granulométrico valorado

La distribución del contenido de oro en los diferentes rangos granulométricos es representada mediante mallas valoradas. El estudio se realizó este con el fin de determinar en qué rangos granulométricos está presente el oro en el relave. Para esto se utilizó 1000 g de muestra y un set de mallas o tamices normalizados, numerados y ordenados en forma decreciente según su abertura.

Tabla 5. Análisis granulométrico valorado

Malla	Análisis granulométrico						Análisis valorado			
	Abertura (µm)	Peso (g)	% Peso	% Ac. (+)	% Ac. (-)	D80 (µm)	g.Au/t	Au (g)	Dist. Au %	Ac. Pass Au %
40	425	0.00	0.0	0.0	100.00	0.00	0.00	0.0	0.0	100.00
50	300	0.00	0.0	0.0	100.00	0.00	0.00	0.0	0.0	100.00
70	212	0.00	0.0	0.0	100.00	0.00	0.00	0.0	0.0	100.00
100	150	52.80	5.3	5.3	94.67	0.00	1.12	0.0	9.1	90.92
140	106	102.90	10.4	15.7	84.29	92.80	1.11	0.0	17.5	73.38
200	75	106.00	10.7	26.4	73.59	0.00	1.05	0.0	17.1	56.29
270	53	101.10	10.2	36.6	63.38	0.00	0.90	0.0	14.0	42.32
325	44	49.50	5.0	41.6	58.39	0.00	0.74	0.0	5.6	36.69
400	38	27.00	2.7	44.3	55.66	0.00	0.68	0.0	2.8	33.87
-400	<38	551.50	55.7	100.0	0.00	0.00	0.40	0.0	33.9	0.00
Total		990.8	100.00			92.80	0.66	0.00		

Fuente: Elaboración propia.

El análisis valorado indica que 33.87% del contenido de oro en el relave, presenta una granulometría por debajo de los 38 µm.

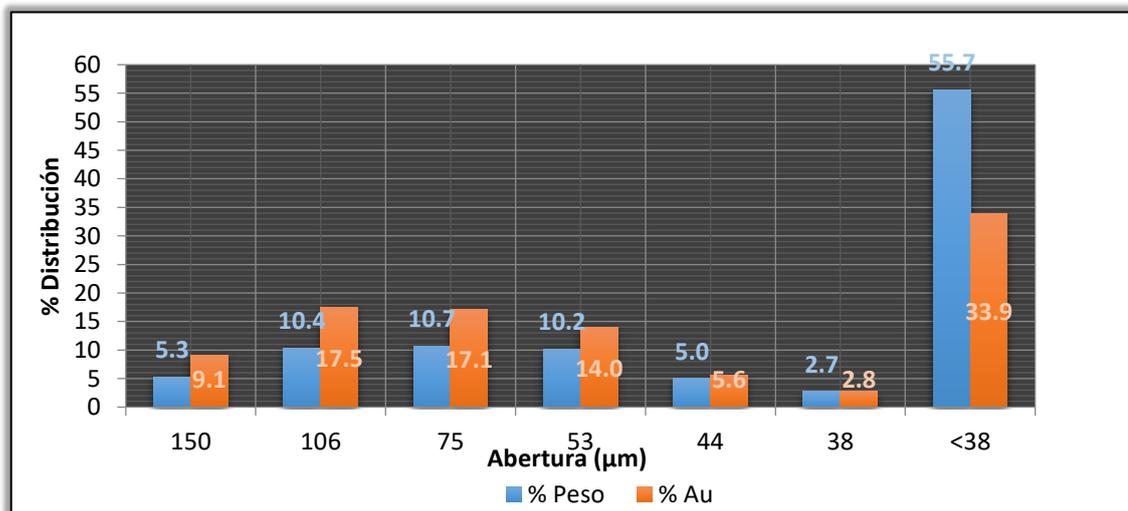


Figura 15. Análisis granulométrico valorado.

Fuente: Elaboración propia.

Para el proceso de cianuración la granulometría óptima será de 60 a 75 µm de

4.1.4. Determinación de gravedad específica

Para determinar la gravedad específica se utilizó el método de la fiola primero se hace un cuarteo del mineral a utilizar luego se pulveriza el mismo aproximadamente 100 gramos.

- P1 = peso de la fiola seca y vacía.
- P2 = peso de la fiola con muestra pulverizada.
- P3 = peso de la fiola con muestra y agua.
- P4 = peso de la fiola con agua destilada.

$$G. E. \text{ Calculada} = \frac{P2 - P1}{P2 + P4 - P1 - P3}$$

$$G. E. \text{ Agua} = \frac{\text{Peso Fiola enrasada} - \text{Peso Fiola Vacía}}{\text{Volumen Fiola enrasada}}$$

$$G. E. \text{ Corregida} = \frac{G. E. \text{ Calculada}}{G. E. \text{ Agua}}$$

Tabla 6. Determinación de gravedad específica

Muestra	Vol. fiola (cc)	P. fiola vacía (g)	Peso mineral (g)	P. F. enrasada (g)	P. F. Vac. + muestra (g)	P.F.+ mine. + solución (g)	G.E. agua	G.E. Calculada
Relave	500.0	159.9	100.5	657.5	260.4	720.9	1.0	2.7
	500.0	159.9	100.0	657.5	259.9	720.6	1.0	2.7

Fuente: Elaboración propia.

Se obtiene una gravedad específica de la muestra de relave un valor de 2.70 gr/cc.



4.1.5. Determinación del work index

Para la determinación del Work Índice se utilizó el método comparativo de F.

Bond

WORK INDEX Método Comparativo

OBJETIVO:

Determinar del Work Index de bolas, mediante el método comparativo de Bond

Supervisor: Rubén Quispe
Operador : Edson Sullca
Fecha : 23/12/2019

CONDICIONES DE OPERACIÓN

MUESTRA

Código de Muestra: Mineral de la relavera
Granulometría (<100%) : 2000.0 μ
Peso de mineral: 1000.0 g

DISTRIBUCION GRANULOMETRICA

Malla	Abertura (μ m)	Alimento Cuarzo				Producto Cuarzo			
		Peso (g)	%Peso	Ac. Pass (%)	F80 (μ m)	Peso (g)	%Peso	Ac. Pass (%)	P80 (μ m)
10	2,000	0.00	0.00	100.0	1,428.35	0.00	0.00	100.00	0.0
16	1,189	291.50	29.15	70.9	0.00	0.00	0.00	100.00	0.0
18	1,000	85.70	8.57	62.3	0.00	0.00	0.00	100.00	0.0
20	841	69.70	6.97	55.3	0.00	0.00	0.00	100.00	0.0
30	595	126.70	12.67	42.6	0.00	0.00	0.00	100.00	0.0
40	420	98.20	9.82	32.8	0.00	0.00	0.00	100.00	0.0
50	297	70.90	7.09	25.7	0.00	0.00	0.00	100.00	0.0
70	210	65.30	6.53	19.2	0.00	2.30	0.23	99.77	0.0
100	149	46.20	4.62	14.6	0.00	23.50	2.35	97.42	0.0
140	105	36.10	3.61	11.0	0.00	26.90	2.69	94.73	75.8
200	74	27.20	2.72	8.2	0.00	155.60	15.56	79.17	0.0
270	53	20.10	2.01	6.2	0.00	188.30	18.83	60.34	0.0
325	44	8.70	0.87	5.4	0.00	35.80	3.58	56.76	0.0
400	37	3.90	0.39	5.0	0.00	50.70	5.07	51.69	0.0
-400		49.80	4.98	0.0	0.00	516.90	51.69	0.00	0.0
		1,000	100		1428.35	1,000	100		76

Malla	Abertura (μ m)	Alimento mineral relave				Producto mineral relave			
		Peso (g)	%Peso	Ac. Pass (%)	F80 (μ m)	Peso (g)	%Peso	Ac. Pass (%)	P80 (μ m)
10	2,000	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
16	1,189	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
18	1,000	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
20	841	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
30	595	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
40	420	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
50	297	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
70	210	0.00	0.00	100.00	0.0		0.00	100.00	0.0
100	149	52.80	5.29	94.71	0.0		0.00	100.00	0.0
140	105	102.90	10.30	84.41	91.5	0.56	0.06	99.94	0.0
200	74	106.00	10.61	73.80	0.0	5.08	0.51	99.44	0.0
270	53	101.10	10.12	63.68	0.0	31.15	3.12	96.32	0.0
325	44	49.50	4.96	58.72	0.0	39.63	3.96	92.36	0.0
400	37	27.00	2.70	56.02	0.0	75.17	7.52	84.84	33.0
500	25	8.00	0.80	55.22	0.0	150.03	15.00	69.84	0.0
-500		551.50	55.22	0.00	0.0	698.38	69.84	0.00	0.0
		999	100		92	1,000	100		33.0

PARAMETROS CALCULADOS

Mineral	F ₈₀ μ m	P ₈₀ μ m	Wi Kw-h/tc
Mineral relave	92	33.0	10.2
Cuarzo	1,428	75.8	15.87

El W.I. del mineral de mineral relave es de 10.20 Kw-h/tc.



4.1.6. Pruebas de cianuración

Se realizan con muestras preparadas de 4 kg, corridos en vaso agitado con la finalidad de determinar la docilidad del mineral a la lixiviación.

4.1.7. Análisis estadístico de las pruebas de cianuración

4.1.7.1. Diseño experimental

Los factores que tienen mayor influencia en la extracción del oro por cianuración son las siguientes:

- Granulometría
- Tiempo de oxidación
- Concentración de Cianuro en la pulpa.

Tomando en cuenta el diseño Factorial: 2^n , donde n son las variables a estudiar, entonces se realizarán los ensayos experimentales de un mismo mineral, en donde la variable a estudiar fue la granulometría, tiempo de oxidación y el consumo de cianuro, manteniendo constante el pH mayor a 9.5. Para poder realizar el diseño del experimento se recurrió al uso del software estadístico Minitab18 y Desingn Expert 10.

4.1.7.2. Determinación de variable

Tabla 7. Variables de experimentación

Factores	Nivel inferior (-)	Nivel superior (+)	Unidades
Tiemp. Oxid.	0	4	Hrs
Gran. % -200 m	75	80	%
ppm NaCN	500	1000	ppm

4.1.7.3. Formulación del diseño experimental

Se empleará el método del Diseño Factorial en 2^n con dos replicas en el centro aplicado a la lixiviación de mineral auríferos.

Una vez seleccionado los parámetros experimentales e ingresado los rangos de nivel inferior (-) y nivel superior (+), este mismo procede a realizar el diseño del experimento de 8 pruebas de nivel inferior (-) y superior (+), 2 pruebas con los puntos centrales, en total 11 pruebas. La plantilla se muestra en la Tabla N° 8.

Tabla 8. Diseño realizado por Minitab

N° Prueba	Tiemp. Oxid.	Gran.	% -200 m	NaCN ppm	Recuperación %
1	-1	-1	-1	-1	
2	+1	-1	-1	-1	
3	-1	+1	-1	-1	
4	+1	+1	-1	-1	
5	-1	-1	+1	+1	
6	+1	-1	+1	+1	
7	-1	+1	+1	+1	
8	+1	+1	+1	+1	
9	0	0	0	0	
10	0	0	0	0	

4.1.7.4. Resultados de pruebas de laboratorio

En la Tabla N° 9 se muestra los resultados de las pruebas desarrolladas según el diseño factorial 2^3 con 02 réplicas. en el centro y las variables usadas y el % de recuperación obtenida en cada prueba.

Tabla 9. Resumen de Resultados

Item	Muestra	Ley g.Au/t		Tiempo (horas)		Gran. %-200m	NaCN (ppm)	Consumo Reactivos (Kg/t)		% Recup.
		Cabeza	Relave	Oxidación	Lixiviación			Cal	NaCN	
P1	Relave	0.61	0.37	0.00	12.00	75%	500	2.00	0.60	39.35
P2	Relave	0.66	0.30	4.00	12.00	75%	500	0.79	0.80	54.55
P3	Relave	0.67	0.29	0.00	12.00	80%	500	2.00	0.79	56.72
P4	Relave	0.63	0.24	4.00	12.00	80%	500	1.64	0.75	61.90
P5	Relave	0.64	0.23	0.00	12.00	75%	1000	1.00	0.93	64.06
P6	Relave	0.65	0.19	4.00	12.00	75%	1000	1.28	0.94	70.77
P7	Relave	0.67	0.16	0.00	12.00	80%	1000	0.93	1.01	76.12
P8	Relave	0.66	0.15	4.00	12.00	80%	1000	1.28	1.09	77.27
P9	Relave	0.57	0.22	2.00	12.00	77.5%	750	1.26	0.86	61.40
P10	Relave	0.58	0.21	2.00	12.00	78%	750	1.27	0.91	63.83

El diseño de la experimentación se realizó con el software Minitab 18 y Design Expert 10, con el fin de ver la significación de las variables. En la figura 15 se observa el comparativo de los resultados.

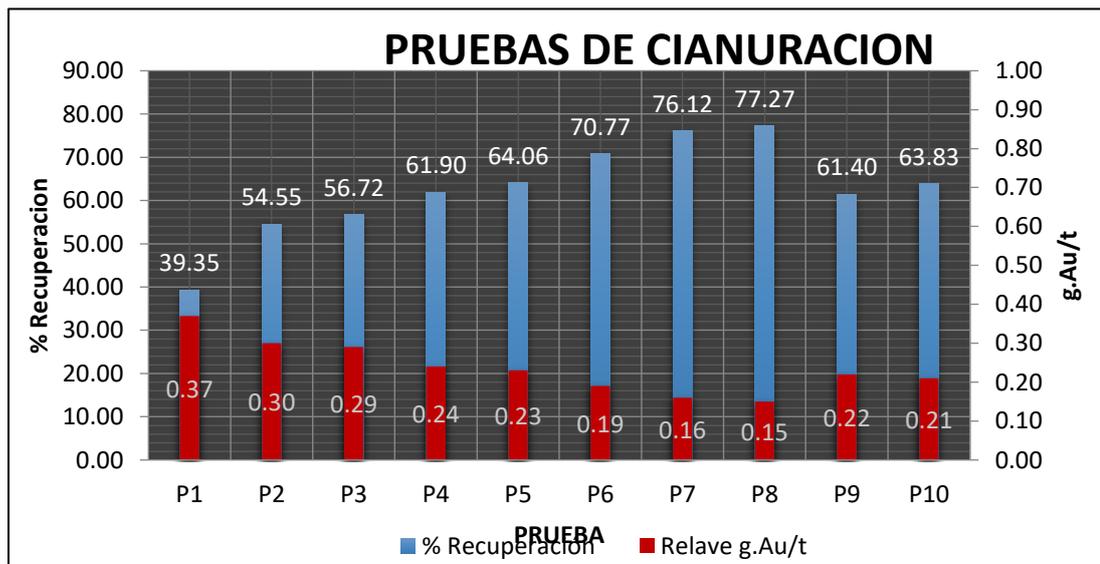


Figura 16. Comparativo de los resultados

Fuente: Elaboración propia.

4.1.7.5. Análisis del experimento - Recuperación

Al realizar el experimento, variar los niveles de todos los factores al mismo tiempo en lugar de uno a la vez, permite estudiar las interacciones entre los factores. En Tabla N° 10 se muestra el análisis de varianza de las pruebas.

Tabla 10. Análisis de varianza

Fuente	GL	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Modelo	6	1105.04	184.174	101.68	0.001
Lineal	3	1050.41	350.137	193.31	0.001
Tiemp. Oxid.	1	99.72	99.722	55.06	0.005
Gran. % -200 m	1	234.22	234.222	129.31	0.001
ppm NaCN	1	716.47	716.468	395.56	0
Interacciones de 2 términos	3	54.63	18.211	10.05	0.045
Tiemp. Oxid.*Gran. % -200 m	1	30.27	30.27	16.71	0.026
Tiemp. Oxid.*ppm NaCN	1	19.61	19.609	10.83	0.046
Gran. % -200 m*ppm NaCN	1	4.75	4.753	2.62	0.204
Error	3	5.43	1.811		
Curvatura	1	0	0.001	0	0.988
Falta de ajuste	1	2.48	2.481	0.84	0.528
Error puro	1	2.95	2.952		
Total	9	1110.48			

Fuente: Elaboración propia en Minitab 18.

La tabla muestra los errores estándar basados en el error total con 9 g.l.

Esta tabla muestra tres factores y cada factor con su interacción.



Resumen del modelo

Tabla 11. Resumen del modelo

S	R-cuad.	R-cuad. (ajustado)	R-cuad. (pred)
1.35	99.51%	98.53%	89.74%

Coficiente de regresión para la recuperación

En la tabla N° 12 se describe los coeficientes codificados:

Tabla 12. Coeficiente codificado

Término	Efecto	Coef	EE del			
			coef.	Valor T	Valor p	FIV
Constante		62.597	0.426	147.08	0	
Tiemp. Oxid.	7.061	3.531	0.476	7.42	0.005	1
Gran. % -200 m	10.822	5.411	0.476	11.37	0.001	1
ppm NaCN	18.927	9.464	0.476	19.89	0	1
Tiemp. Oxid.*Gran. % -200 m	-3.89	-1.945	0.476	-4.09	0.026	1
Tiemp. Oxid.*ppm NaCN	-3.131	-1.566	0.476	-3.29	0.046	1
Gran. % -200 m*ppm NaCN	-1.542	-0.771	0.476	-1.62	0.204	1

Esta ventana muestra la ecuación de la regresión que se ajustado a los datos.

La ecuación de regresión en unidades no codificadas es:

$$\begin{aligned}
 \text{Recup.} &= -273.7 + 34.26 \text{ Tiemp. Oxid.} + 3.867 \text{ Gran. \% -200 m} \\
 \% &+ 0.1397 \text{ ppm NaCN} \\
 &- 0.3890 \text{ Tiemp. Oxid.*Gran. \% -200 m} - \\
 &0.003131 \text{ Tiemp. Oxid.*ppm NaCN} \\
 &- 0.001233 \text{ Gran. \% -200 m*ppm NaCN}
 \end{aligned}$$

En el siguiente grafico se muestra diagrama de Pareto estandarizado para recuperación

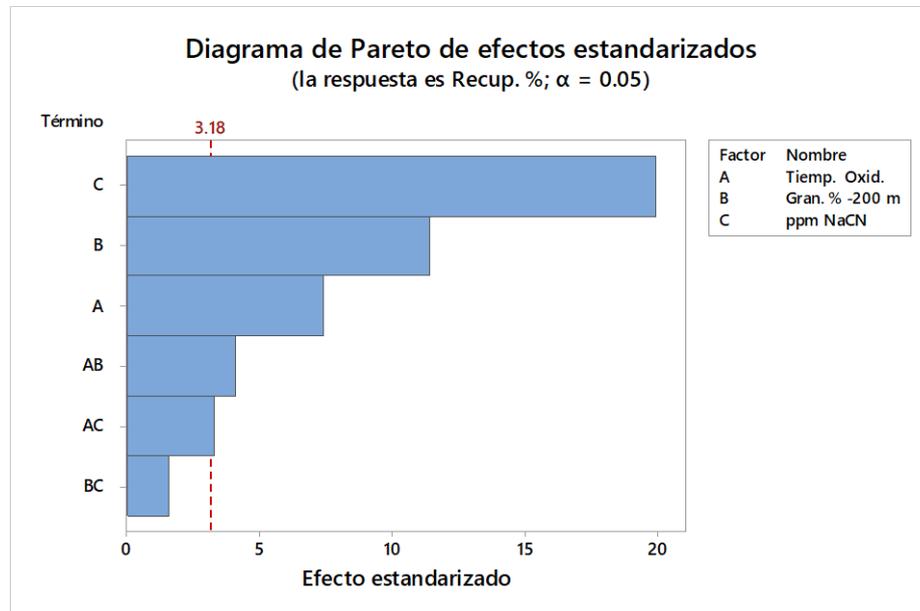


Figura 17. Diagrama de Pareto

Fuente: Elaboración propia en Minitab 18.

Los efectos principales para la recuperación de presentan en la figura N° 17.

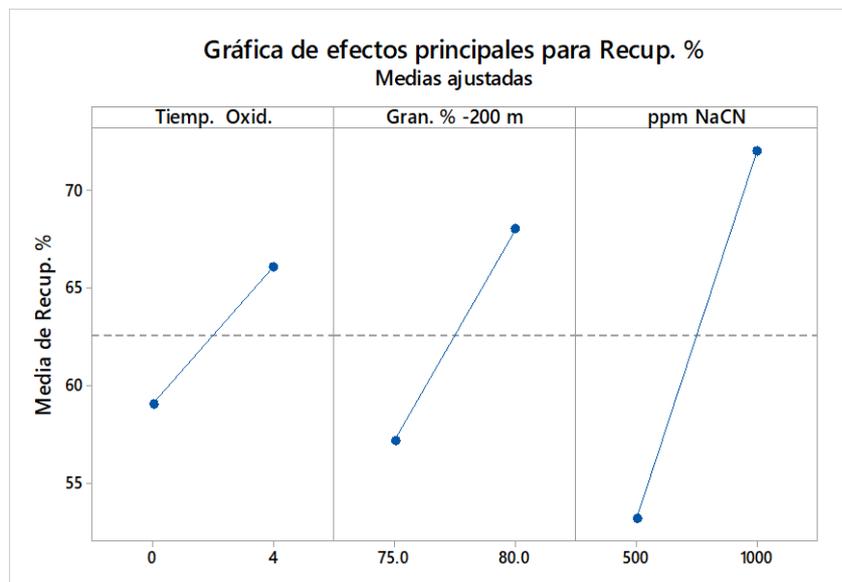


Figura 18. Efectos principales

Fuente: Elaboración propia en Minitab 18.

La superficie de respuesta estimada se presenta en el gráfico de respuesta desarrollada en software Design Expert 10, Figura N° 18

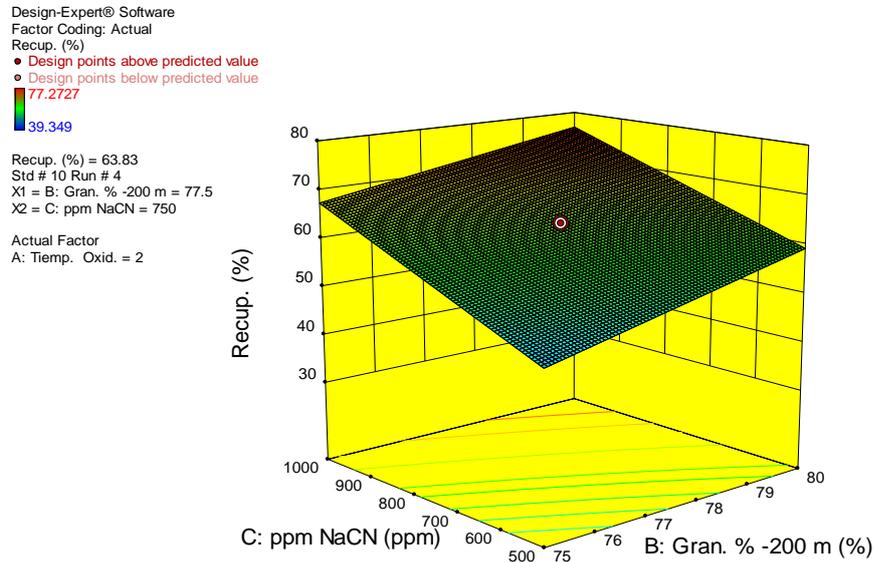


Figura 19. Gráfico de superficie

Fuente: Elaboración propia en Design Expert 10

En el siguiente grafico de contorno se presenta la evaluación de concentración del cianuro Vs la granulometría. En la Figura N° 19, se presenta la interpretación:

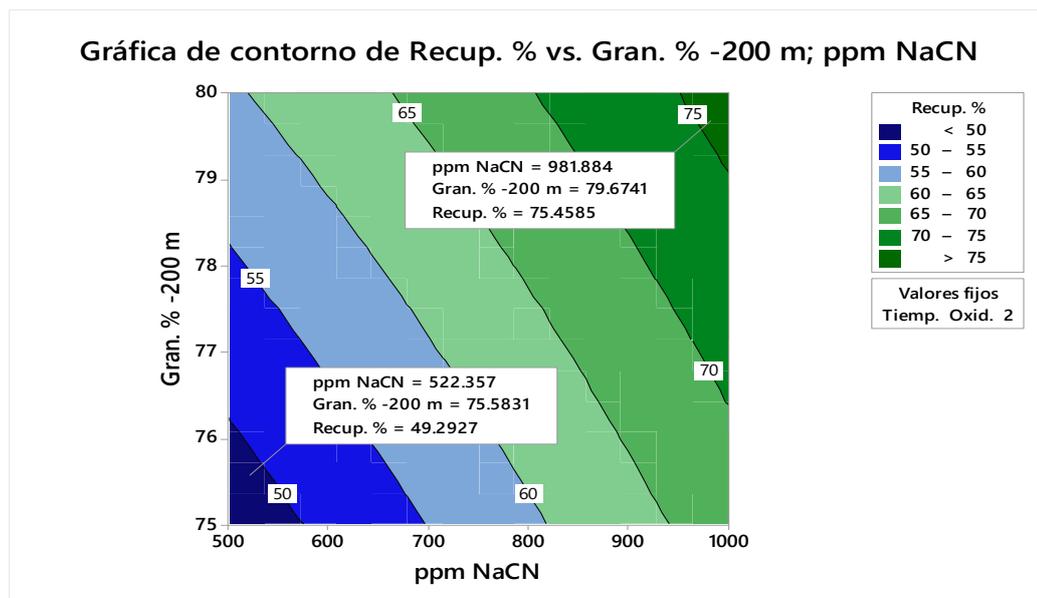


Figura 20. Gráfico de superficie

Fuente: Elaboración propia en Minitab 18.



En el grafico podemos ver claramente para obtener recuperaciones mayores a 75% debemos mantener la concentración del cianuro $>$ a 980 ppm de NaCN y granulometrías $>$ a 79% -200 m.

4.2. DISEÑO DE PLANTA

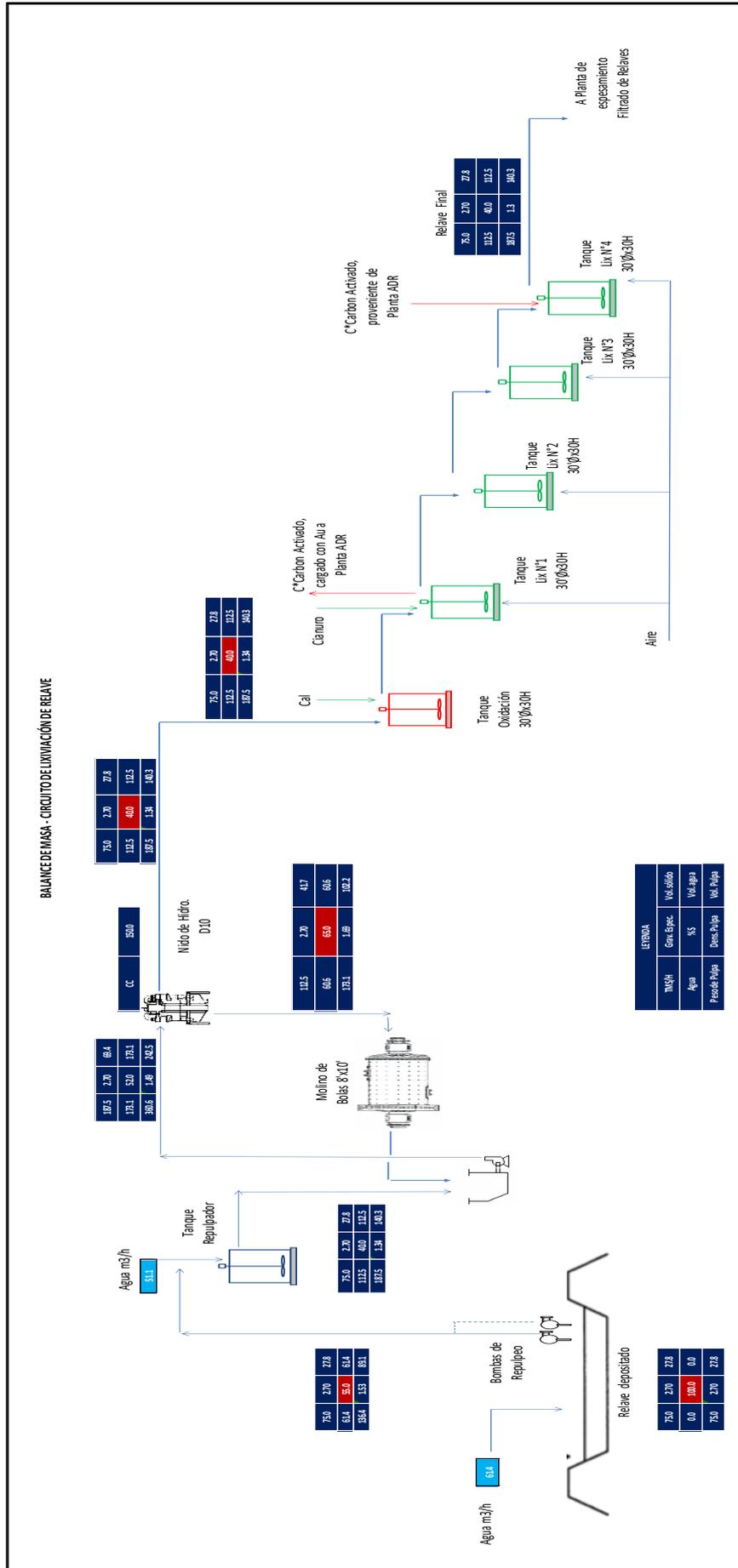
4.2.1. Descripción del proceso

El procesamiento del relave será para una capacidad de 1,800 TMSD que tendrá una ley de promedio de 0.58 g/t. El relave será repulpado de la relavera mediante agua y dos bombas sumergibles para bombear pulpa (una operativa y otra en stand by) que enviará la pulpa a un tanque repulpador 30'Ø x 30'H. En el Tanque repulpador también se adicionará agua y se enviará a un circuito de molienda - clasificación en circuito inverso. El grueso de la clasificación será descargado en un molino de bolas 8'x10' en circuito cerrado, mientras que los finos serán enviados mediante bombeo a la Etapa de Oxidación con un % de sólidos de 40; adecuado para la posterior lixiviación. Posteriormente el tanque repulpador descargará por rebose la pulpa al Tanque de Oxidación 30'Ø x 30'H, donde se adicionará el reactivo lechada de cal para alcalinizar la pulpa a un pH 11, antes de su posterior lixiviación. El Tanque de Oxidación tendrá 4 horas de tiempo de residencia y descargará por rebose a 4 tanques de lixiviación 30'Ø x 30'H, los cuales están dispuestos en serie. Desde el 1er tanque se adicionará cianuro de sodio y generará una fuerza de cianuro de 1,000 ppm (0.1%) para lixiviar el oro, asimismo por ser un proceso CIL (Carbón en Lixiviación), es decir, la extracción de oro con carbón activado se realizará simultáneamente con la lixiviación del oro, se añadirá carbón activado en contracorriente desde el 4to tanque de lixiviación. El carbón cargado con alto contenido de oro contenido en el 1er tanque, se enviará a la plata ADR – EW-



Refinación, mientras que el relave final saliente del 4to Tanque será enviado a la Planta de Espesamiento y Filtrado de Relaves.

La Planta ADR-EW-Refinación y la Planta de espesamiento y filtrado de relaves se considera como existente ya que estarán considerados en la Planta del Tratamiento del mineral de cabeza.





4.2.2. Criterios de diseño de procesos

Las fuentes sobre las cuales recaen los criterios de diseño se encuentran codificados en la Tabla 13.

Tabla 13. Códigos de Fuente de Datos

Fuente	Código
Información de unidad Untuca	1
Reporte de pruebas metalúrgicas	2
Recomendación de Untuca	3
Datos calculados	4
Valor Asumido	5
Datos de Vendor	6
Otras fuentes	7
A ser confirmado	TBC
A ser provisto	TBA

Los parámetros generales de diseño se presentan en la Tabla 14.

Tabla 14. Criterios de Diseño

Detalle	Und	Valor	Fuente
DATA GENERAL			
Tonelaje Nominal por día	t/d	1,800	1
Tonelaje Nominal por hora	t/h	75.0	1
Factor de Diseño		1.1	1
Tipo de material		Relave	1
Ley de Cabeza	g.Au/t	0.57	4
Ley de Relave	g.Au/t	0.22	4
% Rec. En Lixiviación en Tanques	%	61.4	4
% Rec. En Adsorción - EW (Electrodeposición)	%	98.0	5
% Rec. Refinación (Doré)	%	98.0	5
% Rec. Global	%	59.0	4
REPULPADO			
% Sólidos en la Alimentación	%	55	5
% Sólidos Descarga (alimento a Oxidación)	%	40	2
Bombas de Repulpado	und	1 op + 1 st	2
N° Tanques de Repulpado	und	1	4
Dimensiones de Tanque de Repulpado	pie x pie	30 x 30	4
Molino de Remolienda	pie x pie	8x10	5
OXIDACIÓN			
% Sólidos en la alimentación	%	40.0	2
Tiempo de Residencia	h	4.0	2
Número de Tanques	und	1	4
Dimensiones de tanques	pie x pie	30 x 30	4
CARBON EN LIXIVIACION (CIL)			
% Sólidos en la alimentación	%	40.0	2
Consumo de cianuro	kg/t	0.86	4
Fuerza de cianuro	%	0.1	2
Tiempo de Residencia	h	12.0	2
Número de tanques	und	4	4
Dimensiones de tanques	pie x pie	30 x 30	4



4.2.3. Memorias de cálculo

Tabla 15. Memorias de cálculo

CODIGO	DESCRIPCION
A	Información o criterio proporcionado por la Empresa que requiere el Servicio
B	Estándares prácticos en la Industria.
C	Recomendaciones de Cliente.
D	Criterios a partir de Cálculos.
E	Datos de Manuales de Ingeniería.
F	Datos de Investigación en laboratorio
G	Información referencial del proveedor ó fabricante.
H	Datos basados en experiencia de otros proyectos.
I	Valores asumidos, que representan la mejor estimación de datos disponibles.
J	Criterios del que proporciona la tecnología.
K	Información preliminar, requiere evaluación y la confirmación adicional.
L	Datos de la operación existente.
M	Criterio del diseñador



4.2.3.1. Calculo de Bomba de repulpado



BOMBA DE REPULPADO

1.0 CAPACIDAD

TMSD	1800.00
% Humedad	52.00
TMHD	3750.00
Hrs de operación	24.00
TMH-Hr	156.25
Agua m ³ /hr	81.25
Pulpa m ³ /hr	57.87
p de pulpa	1.60
Ge	2.70
% solidos	48.00
% Solidos en vc	35.29

2.0 DIMENSIONAMIENTO

Succión de la bomba			Descarga de la bomba		
Material de Tuberia	Acero Comercial		Material de Tuberia	Acero Comercial	
Diametro de tuberia	8"		Diametro de tuberia	6"	
Longitud Horizontal de tuberia	mts	0.5	Longitud Horizontal de tuberia	mts	131
Longitud Vertical de tuberia	mts	0.5	Longitud Vertical de tuberia	mts	15

Accesorios

	Cantidad	Valor		Cantidad	Valor
Válvula mariposa	1	0.884	Válvula de bola	1	0.059
Te Flujo longitudinal	0	0.204	Codo 90° radio largo	1	0.311
Codo 90° según curvat	0	0.467	Codo 90° según curvat	0	0.467
Codo 45° radio largo	0	0.198	Codo 45° radio largo	0	0.198
Codo 90° según curvat	0	0.467	Codo 90° según curvat	0	0.467
Total		0.884	Total		0.369

Velocidad del fluido	1.632	Velocidad del fluido	2.825
Número de Reynolds	581159.8	Número de Reynolds	764603.3
Factor de fricción	0.0165	Factor de fricción	0.0172
Longitud Total (Lt + accesorios) (ft)	38.823	Longitud Total (Lt + accesorios) (ft)	489.895
Perdida de carga debido a la fricción hf	0.0	Perdida de carga debido a la fricción hf	2.1

Perdidas Friccion (Succión y descarga)	2.1
Altura Total mts	428.1
Carga Parcial	430.2
Carga Total	430.2
Potencia de freno	
Eficiencia	51.0
BHP	86.8
Kw	109.4
Potencia de motor a instalar	
Factor de transmisión	1.2
Eficiencia del motor	0.9
Factor de altitud	0.9
Hp	125.0

4.2.3.2. Calculo de tanque de repulpado

Tabla 16. Tanque de repulpado

Tanque de repulpado y oxidación				
	Unidad	Criterio		Fuente
		Balace	Diseño	
Factor de diseño		1	1	B
Arreglo de distribución		Serie		A
Sistema de Alimentación		Continuo		A
Tipo de Tanque		Abierto con agitador		A
Tasa de alimentación sólidos	t/h	75.00	75.00	A
G.E.	-	2.70	2.70	A
Alimentación de Pulpa	m ³ /h	89.14	89.14	D
Densidad de Pulpa	t/m ³	1.53	1.53	D
Porcentaje de sólidos en el alimento	%	55.00	55.00	D
Diámetro	pies	30.00	30.00	D
Altura	pies	30.00	30.00	D
Volumen de tanque	m ³	600.48	600.48	D
factor mecanismo	%	5.00	5.00	H
factor borde y aire	%	15.00	15.00	H
Volumen requerido x tanque	m ³	480.39	480.39	D
Tiempo de residencia	d	0.22	0.22	A
Tiempo de residencia	h	5.39	5.39	A
Nº Tanques requeridos	und	1	1	A
Potencia de motor agitador	HP	40	40	H



4.2.3.3. Cálculo de hidrociclón de remolienda

Tabla 17. Hidrociclón de molienda

Hidrociclón de remolienda				
	Unidad	Nominal	Diseño	Fuente
Factor de Seguridad			1.05	M
Tonelaje Fresco	t/d	1800.0	1800.0	A, M
Tonelaje Fresco	t/h	75.00	75.00	A
Carga Circulante	%	200.00	200.00	M
Tonelaje Total	t/h	225	225	D
1.0 Hidrociclón de remolienda				
Presión de Alimentación al ciclón	PSI	6.00	6.00	A
Densidad del Mineral	g/cm ³	2.7	2.7	A
% Sólidos en Peso	%	55.00	55.00	H
Densidad de Pulpa	g/cm ³	1.53	1.53	D
%Sólidos en Volumen	%	31.16	31.16	D
D95	μm	74.00	74.00	M
Cálculo del diámetro del Ciclón (Dc) por Granulometría $D95 = 16.098 \times f1 \times f2 \times f3 \times Dc^{0.467}$				
Factores de Corrección				
f1		0.99	0.99	D
f2		3.85	3.85	D
f3		1.14	1.14	D
f1xf2xf3		4.32	4.32	D
Dc	pulg	1.1	1.1	D
Cálculo del diámetro del Ciclón (Dc) por Flujo de Alimento $Q = 0.408 \times f4 \times f5 \times Dc^{2.047}$				
Peso de Pulpa	t/h	409.09	409.09	D
Caudal de Pulpa	m ³ /h	267.42	267.42	D
f4		0.78	0.78	D
f5		1.36	1.36	D
Número de ciclones en operación		6	6	M
Número de ciclones en stand by		1	1	M
Dc	pulg	9.6	9.6	D
Diámetro del Ciclón	pulg		10.00	D



4.2.3.4. Calculo de bomba de alimentación al hidrociclón

BOMBA ALIMENTO A CICLON

1.0 CAPACIDAD

TMSD	1800.00
% Humedad	52.00
TMHD	3750.00
Hrs de operación	24.00
TMH-Hr	156.25
Agua m ³ /hr	81.25
Pulpa m ³ /hr	57.87
ρ de pulpa	1.60
Ge	2.70
% solidos	48.00
% Solidos en vc	35.29

2.0 DIMENSIONAMIENTO

Succión de la bomba			Descarga de la bomba		
Material de Tubería	Acero Comercial		Material de Tubería	Acero Comercial	
Diametro de tubería	8"		Diametro de tubería	6"	
Longitud Horizontal de tubería	mts	0.5	Longitud Horizontal de tubería	mts	123
Longitud Vertical de tubería	mts	0	Longitud Vertical de tubería	mts	15

Accesorios

	Cantidad	Valor
Válvula mariposa	1	0.884
Te Flujo longitudinal	0	0.204
Codo 90° según curvat	0	0.467
Codo 45° radio largo	0	0.198
Codo 90° según curvat	0	0.467
Total		0.884

Accesorios

	Cantidad	Valor
Válvula de bola	1	0.059
Codo 90° radio largo	1	0.311
Codo 90° según curvat	0	0.467
Codo 45° radio largo	0	0.198
Codo 90° según curvat	0	0.467
Total		0.369

Velocidad del fluido	1.632
Número de Reynolds	581159.8
Factor de fricción	0.0165
Longitud Total (Lt + accesorios) (ft)	37.183
Perdida de carga debido a la fricción hf	0.0

Velocidad del fluido	2.825
Número de Reynolds	764603.3
Factor de fricción	0.0172
Longitud Total (Lt + accesorios) (ft)	463.649
Perdida de carga debido a la fricción hf	1.9

Perdidas Fricción (Succión y descarga)	2.0
Altura Total mts	403.5
Carga Parcial	405.5
Presión del ciclón	10.0
Presión del ciclón equivalente ft	23.1
Carga Total	428.6

Potencia de freno

Eficiencia	51.0
BHP	86.5
Kw	102.7

Potencia de motor a instalar

Factor de transmisión	1.2
Eficiencia del motor	0.9
Factor de altitud	0.9
Hp	125.0



4.2.3.5. Calculo de molienda

Molienda		Unidad	Nominal	Diseño	Fuente
Disponibilidad de Planta	%	100	100	M	
Factor de Seguridad			1.05	M	
Tonelaje de Alimento Fresco a Planta		1800	1890	A, D	
1.0 Molino de remolienda					
Diámetro Exterior	ft	8	8	A	
Longitud Exterior	ft	10.00	10.00	A	
Diámetro Interior	ft	7.50	7.50	D,M	
Longitud Interior	ft	9.50	9.50	D,M	
% Velocidad Crítica	%	85	85	A	
Nivel de Carga molturante	%	45	45	M	
F80	m ^μ	92.80	92.80	A, D	
P80	m ^μ	60	60	M	
D80 de la descarga del Molino	m ^μ	65	65	M	
P80 del Circuito de Molienda	m ^μ	60	60	A, M	
Radio de Reducción de la Etapa		1.5	1.5	D	
Radio de Reducción del Molino		1.43	1.43	D	
Radio de Reducción Global		1.55	1.55	D	
Work índice de Bond	kW-h/tc	10.20	10.20	A	
Factores de Corrección de Bond					
F1 (Molienda Húmeda)		1.00	1.00	E	
F2 (Molienda en circuito cerrado)		1.00	1.00	E	
F3 (Diámetro del Molino)		1.01	1.01	E	
F4 (Factor de Molienda Fina)		1.02	1.02	E	
F5 (Factor de Bajo radio de Reducción)		1.66	1.66	E	
F6 (Sobretamaño de Alimentación)		1.00	1.00	E	
Work Índice Corregido	kW-h/tc	17.56	17.56	D	
Potencia requerida para la tarea de molienda	HP	411.89	411.89	D	
Capacidad del Molino por Método de Bond	t/h	62.73	62.73	D	
Capacidad del Molino por Método de Bond	t/d	1505.5	1505.5	D	
Factor de Corrección de Sobredimensionamiento del Método		1.20	1.20	M	
Capacidad del Molino Corregida	t/d	1806.64	1806.64	D	



4.2.3.6. Calculo de tanque de lixiviación

Tanque de lixiviación	Unidad	Criterio		Fuente
		Balance	Diseño	
Factor de diseño		1	1	B
Arreglo de distribución		Serie		A
Sistema de Alimentación		Continuo		A
Tipo de Tanque		Abierto con agitador		A
Tasa de alimentación sólidos	t/h	75.00	75.00	A
G.E.	-	2.70	2.70	A
Alimentación de Pulpa	m ³ /h	140.28	140.28	D
Densidad de Pulpa	t/m ³	1.34	1.34	D
Porcentaje de solidos en el alimento	%	40.00	40.00	D
Diámetro	pies	30.00	30.00	D
Altura	pies	30.00	30.00	D
Volumen de tanque	m ³	600.48	600.48	D
factor mecanismo	%	5.00	5.00	H
factor borde y aire	%	15.00	15.00	H
Volumen requerido x tanque	m ³	480.39	480.39	D
Tiempo de residencia	d	0.57	0.57	A
Tiempo de residencia	h	13.70	13.70	A
Nº Tanques requeridos	und	4	4	A
Potencia de motor agitador	HP	40	40	H

4.2.3.7. Lista de equipos

Definido el Proceso y balance de materiales se procedió a dimensionar los equipos principales de Planta, los cuales los detallamos en la Tabla 18.

Tabla 18. Lista de equipos

Item	Descripcion	Cantidad	Caracteristica	Potencia Estimada HP
REPULPADO				
1	Bombas de repulpado	2 (1 op+1 st by)	8"x6"	125
2	Tanque de repulpado	1	Ø30'xL30'	40
REMOLIENDA				
3	Nido de ciclones	1	6 ciclones D10	
4	Bombas alimento a cyclon	2 (1 op+1 st by)	8"x6"	125
5	Molino de bolas	1	Ø8'xL10'	400
PRE-OXIDACIÓN				
6	Tanque de Oxidación	1	Ø30'xL30'	40
LIXIVIACIÓN (CIL)				
7	Tanque de Lixiviación Finos Nº1 (Nuevo)	1	Ø30'xL30'	40
8	Tanque de Lixiviación Finos Nº2 (Nuevo)	1	Ø30'xL30'	40
9	Tanque de Lixiviación Finos Nº3 (Nuevo)	1	Ø30'xL30'	40
10	Tanque de Lixiviación Finos Nº4 (Nuevo)	1	Ø30'xL30'	40
Total				890

4.3. EVALUACION ECONOMICA

4.3.1. Estimación de costos de inversión (CAPEX)

La elaboración del CAPEX se realizó con un nivel de precisión $\pm 50\%$ y está basado en lo siguiente:

- Cotizaciones de los tanques agitadores para este proyecto.



- El costo de las bombas es una estimación en base a los equipos de la Planta actual.
- Se consideró 20% de equipos menores sobre el costo de directo de los equipos.
- Factor de Instalación: 2.
- Factor de costos indirectos: 1.5.

Tabla 19. CAPEX ± 50%

Item	Descripción	Cantidad	Característica	Potencia Estimada HP	Empresa cotizadora	Precios Cotizados 2017 a nivel BUDGET	Precios Cotizados 2017 a nivel BUDGET	TOTAL \$
REPULPADO								
1	Bombas de repulpado	2 (1 op+1 st by)	8"x6"	125	Estimación CPSAC	80,000	160,000	326,070
2	Tanque de repulpado	1	Ø30"xL30'	40	FabTech	166,070	166,070	
REMOLIENDA								
3	Nido de ciclones	1	6 ciclones D10		Estimación CPSAC	50,000	50,000	810,000
4	Bombas alimento a ciclon	2 (1 op+1 st by)	8"x6"	125	Estimación CPSAC	80,000	160,000	
5	Molino de bolas	1	Ø8"xL10'	400	Estimación CPSAC	600,000	600,000	
PRE-OXIDACIÓN								
6	Tanque de Oxidación	1	Ø30"xL30'	40	FabTech	166,070	166,070	166,070
LIXIVIACIÓN (CIL)								
7	Tanque de Lixiviación Finos N°1 (Nuevo)	1	Ø30"xL30'	40	FabTech	166,070	166,070	664,280
8	Tanque de Lixiviación Finos N°2 (Nuevo)	1	Ø30"xL30'	40	FabTech	166,070	166,070	
9	Tanque de Lixiviación Finos N°3 (Nuevo)	1	Ø30"xL30'	40	FabTech	166,070	166,070	
10	Tanque de Lixiviación Finos N°4 (Nuevo)	1	Ø30"xL30'	40	FabTech	166,070	166,070	
Total				890		Sub Total	1,966,420	\$
						Equipos menores (20%)	393,284	\$
						Sub Total	2,359,704	\$
						Total incluye Factor	7,079,112	\$

Factor instalación (F1)	2.0
Factor Costos Ind. (F2)	1.5
Factor	3.0



4.3.2. Estimación de costos operativos (OPEX)

La elaboración del OPEX se realizó con un nivel de precisión $\pm 50\%$ y está basado en lo siguiente:

- El costo de cianuro para la elaboración Opex, se consideró 2 \$/kg.
- Se considera el tratamiento de los relaves un costo operativo en las áreas de Destrucción de Cianuro, Planta ADR – EW- Refinación y Tratamiento de Relaves.
- Para el cálculo de la máxima demanda de energía se considera un factor de 0.85 sobre los motores instalados.
- El costo de energía se considera 0.24 \$/kwh.
- Los costos de mantenimiento han sido estimados para cada área de operación que derivan del costo de inversión directa, aplicando factores de costo adecuados en congruencia con el funcionamiento normal de la planta.
- Las ratios salariales dentro de la presente estimación, están establecidos de acuerdo a la base de planillas y ratios salariales de CPSAC.

Tabla 20. Costo por concepto

Concepto	US\$/t	Costo Mensual (US\$)	%
Materiales y consumibles	4.74	256,171	65.3
Energía	1.81	97,520	24.9
Mano de Obra	0.66	35,501	9.1
Mantenimiento	0.06	3,069	0.8
Total	7.26	392,261	100

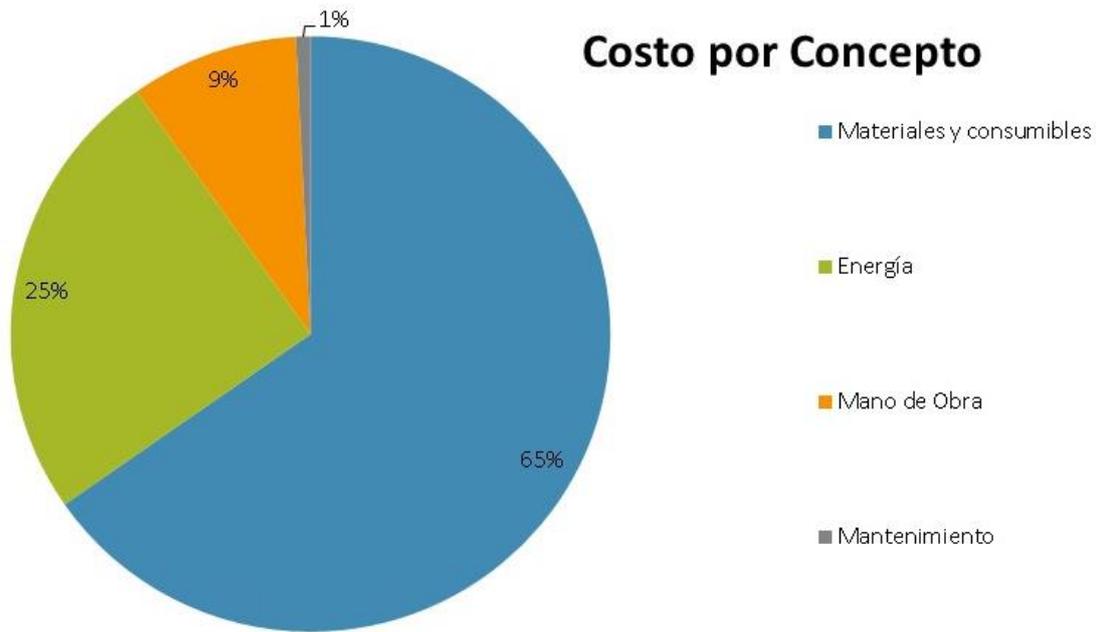


Figura 23. Costo por concepto

Tabla 21. Costo por área

Área	Costo US\$/t	Costo Mensual (US\$)	%
Repulpado	0.54	28,953.06	7.4
Remolienda	1.47	79,498.39	20.3
Oxidación	0.28	14,933.47	3.8
Lixiviación en tanques	2.66	143,392.52	36.6
ADR	0.12	6,212.00	1.6
Espesamiento y Filtrado de relaves	2.00	108,000.00	27.5
Dstrucción de cianuro	0.21	11,271.08	2.9
Total	7.26	392,261	100

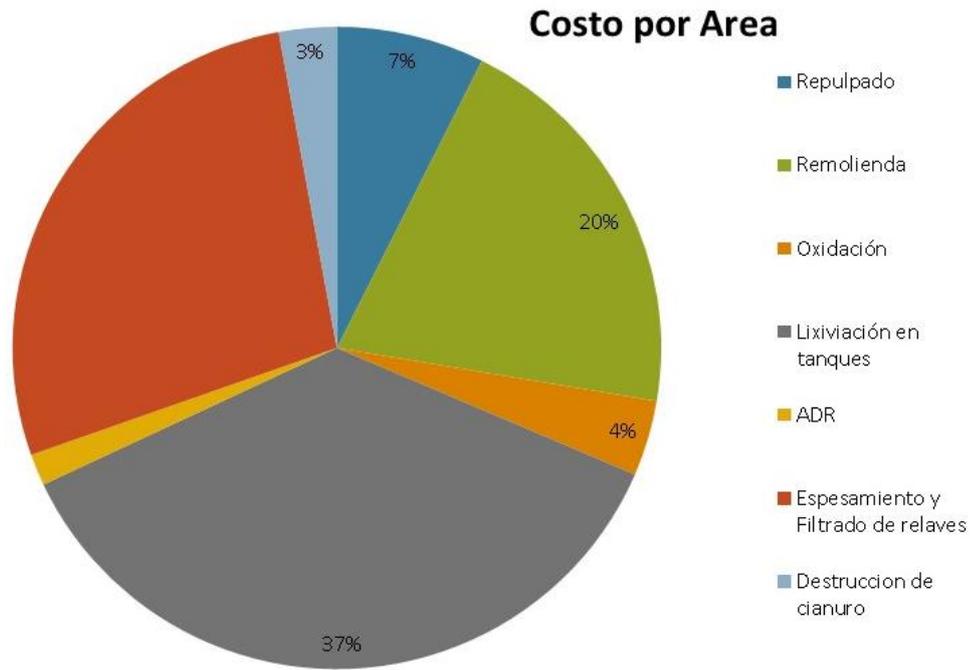


Figura 24. Costo por área

El costo de cianuro de sodio influye considerablemente en el costo operativo, tal como se observa en la Tabla:

Tabla 22. Influencia del costo del cianuro de sodio

Área	Costo US\$/t	Costo Mensual (US\$)	%
Cianuro	1.7	92,880	23.7
Otros costos	5.5	299,381	76.3
Total	7.26	392,261	100

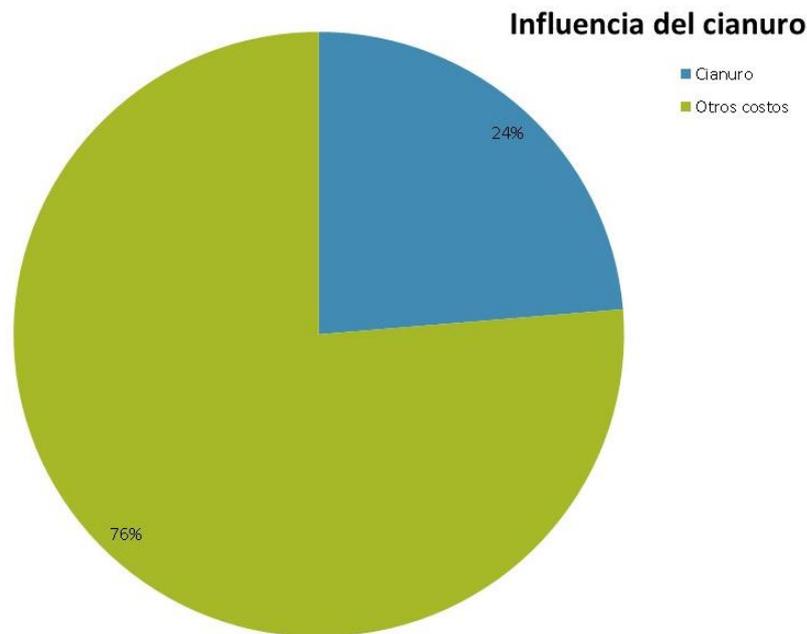


Figura 25. Influencia del cianuro

4.3.3. Análisis de sensibilidad

Para el análisis de sensibilidad se considera la recuperación global del oro a 59% y el precio US\$ 1,200.00 la onza de oro.

Flujo económico de caja	
Inversión inicial US\$	7,079,112.00
Producción de onzas de oro por mes	583.86
Producción de onzas de oro por año	7,006.37
Precio de onza de oro (US\$/onz)	1,200.00
Costo de operación anual US\$	4,707,126.19
Periodo en años	7



PERIODOS (AÑO)	0	1	2	3	4	5	6	7
Ingresos US\$		8,407,641	8,407,641	8,407,641	8,407,641	8,407,641	8,407,641	8,407,641
Costos de operación US\$		4,707,126	4,707,126	4,707,126	4,707,126	4,707,126	4,707,126	4,707,126
Inversión US\$	7,079,112							
FLUJO DE CAJA ECONOMICO US\$	-7,079,112	3,700,515						

TASA DE DESCUENTO 10.00%

VAN 10,936,546.02

TIR 49.08%

VAN > 0 = Proyecto rentable (realizarlo)

VAN < 0 = Proyecto NO Rentable (archivarlo)

VAN =0 = Proyecto indiferente.

Análisis de TIR

Tasa de descuento	VAN
0.00%	18,824,494.67
10.00%	10,936,546.02
20.00%	6,259,734.75
30.00%	3,290,147.19
40.00%	1,294,557.22
50.00%	-111,246.54
60.00%	-1,141,344.83
70.00%	-1,921,493.05
80.00%	-2,529,023.21

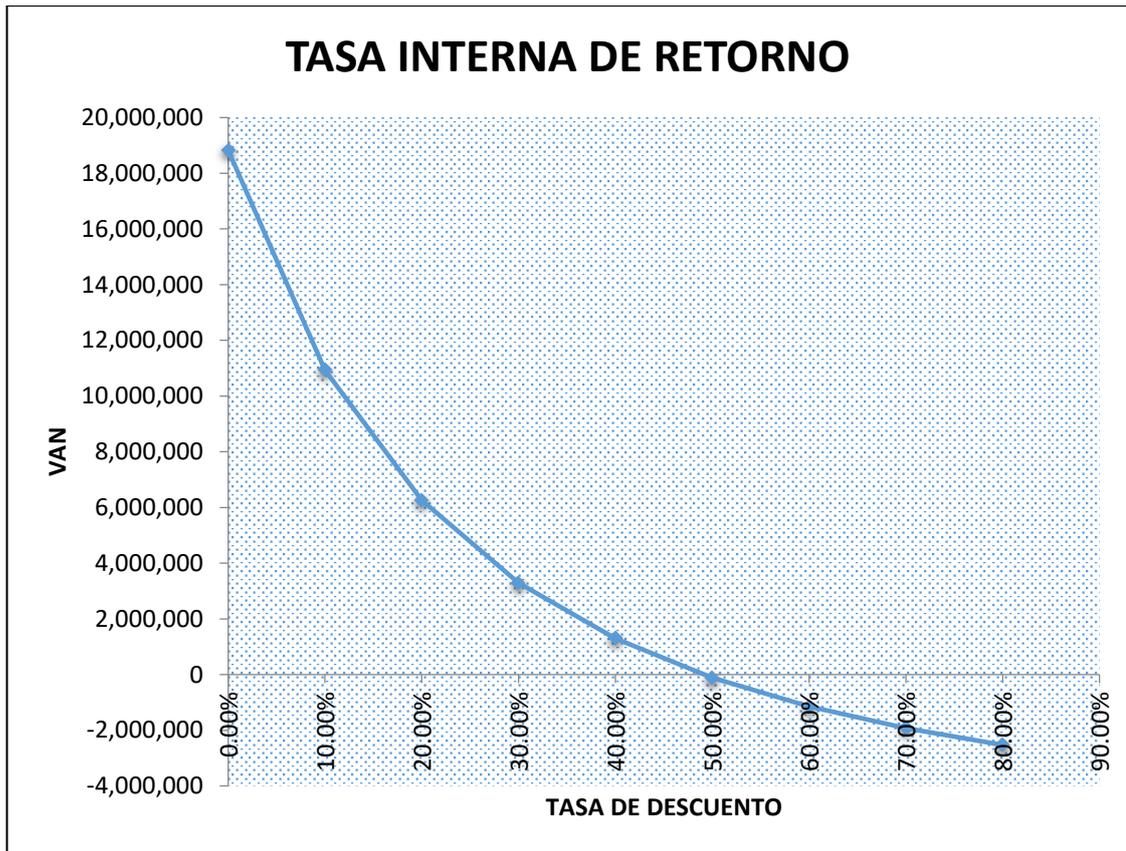


Figura 26. Análisis de TIR



V. CONCLUSIONES

PRIMERA: En la evaluación del mineral las variables con más significancia en las pruebas de laboratorio fueron la granulometría óptima del mineral de 80% -m200 (75 μ m), tiempo de oxidación de 4 horas en medio alcalino y concentración del cianuro de sodio 0.1 %.

SEGUNDA: La planta está diseñada para procesar 1800 TMSD de mineral, con una eficiencia de recuperación metalúrgica de 61.4%, la planta estará formada por la sección de repulpado, remolienda, etapa de pre oxidación, lixiviación (CIL).

TERCERA: En la evaluación económica, la inversión de los equipos, costos de instalación y costos indirectos esta alrededor de 7.08 millones de dolares; mientras que el costo operativo esta alrededor de 7.26 \$/t de relave tratado, y el Costo y consumo de cianuro de sodio (2 \$/kg) representa el 23.7 % del costo operativo, siendo el gasto más influyente para la viabilidad del proyecto, el VAN de 10, 936,546.02 y TIR de 49.08%. Económicamente el proyecto es rentable y viable para su ejecución.



VI. RECOMENDACIONES

PRIMERA: Se recomienda tener en cuenta que la ley del relave promedio depositado en la relavera variara hasta el último periodo del año 2020 que se depositó y recalculer el tonelaje almacenado.

SEGUNDA: Por el incremento de los precios de los metales a nivel mundial y mayor demanda se recomienda la ejecución del proyecto en beneficio de la empresa y generar mayor fuentes de trabajo para el entorno y el país



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Afenya, P. (1991). *Treatment of carbonaceous refractory gold ores. Mineral engineering 4.*
- Alfaro, E. (1997). *Estadística aplicada a los procesos metalúrgicos; diseños experimentales.* Arequipa.
- Bernal, C. A. (2010). *Metodología de la investigación.* (3a ed.). Bogotá: Perarson Educacion.
- Buendia, et. al. (2000). *Diseño de una planta de recuperación de plata y oro a partir de minerales concentrados, utilizando el proceso de lixiviación- extracción por solventes.*
- Cárdenas, A. (1994). *Metalurgia extractiva del oro.* Oruro, Bolivia: Imprenta “Imral” Ltda.
- Cervantes, (2018). *Diseño de planta para procesamiento de minerales de oro con alto contenido de pirita y pirrotitas modelo horizonte.*
- Cubas, (2019). *Diseño de planta de agitación para el tratamiento de relaves auríferos en la provincia de Sandia – región de Puno.*
- Díaz, X. y Guevara, A. (2002). *Taller de cianuración, una alternativa a la amalgamación.* Quito, Ecuador.
- Estrada, (2012). *Diseño de proceso para recuperar oro y plata desde el depósito de relaves de Minera Meridian”*



- Espín, J. A. (2001). *El libro de la minería de oro en iberoamérica. Monterreina, Madrid.*
- Flores, C. (2011). *Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – minera Aruntani SAC”* (tesis).
- Gómez, A. (2010). *Carbón activado de cuesco de palma.*
- Guevara, A. y Torre, (2006). *Tratamientos de minerales refractarios de oro.* Ecuador. pp 2-4.
- Habashi, F. (1970). *Principles of extractive metallurgy, hydrometallurgy*, vol. 2. New York, NY: Gordon and Breach
- Habashi, F. (1999). *Textbook of hydrometallurgy.* Quebec City, Canada.
- Hernandes, S., Fernandez, C. & Baptista, L. (2014). *Metodologia de la invetigacion.* (6a ed.). Mexico D.F.: McGRAUW-HILL.
- Hussey, 1979. *carbón en lixiviación (“carbon-in-leach “= C.I.L)*
- Linares, N. (2016). Artículo, *Procesamiento de minerales.*
- Marsden, J. y House, I. (1992). *The chemistry of gold extraction.* West Sussex.
- Marsden, J. y House, I. (1993). *The chemistry of gold extraction.* Great Britain: Ellis Horwood Limited.
- Misari, F. S. (1993). *Metalurgia del oro.* Volumen 1. Lima, Perú: Universidad Nacional de San Marcos.
- Misari, F. (1993). *Metalurgia del oro, centro de estudios y promoción en ciencias de la tierra, CEPECT.* Perú.



- Muñoz, G. y Pazmiño, J. (2007). *Estudio de la adsorción de oro en carbón activado a diferentes condiciones, y modelado de la cinética de adsorción en función del tamaño de partícula.*
- Navarro Wilkomirsky, (1999). *Efecto del oxígeno disuelto en la adsorción de oro en carbón activado.*
- Padilla, (2001). *Modelación matemática de un equipo mezclador decantador para extracción por solventes.*
- Pazmiño, J. (2007). Artículo *Generalidades del carbón activado.*
- Pizarro y Antonio (1981), Davinson y Schoeman (1991), Deventer y Merwe (1994). *Prueba continua a escala ampliada del proceso de adsorción de oro en menas cuarzosas empleando el proceso de carbón en pulpa.*
- Pizarro, R. y Antonio, F. (2001). The carbon in pulp plant of the masbate gold operations Philippines in gold and silver, leaching, recovery and economics *AIME*, pp 65-75 ed. Schlitt. W.; Larsom, W. and Hiskey (1981).
- Power, F. (2001). *Estudio de instalación de una planta de cianuración para la producción de oro por el sistema de lixiviación en pilas.*
- Rojas, N. R. (2003). *Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración* (tesis de pregrado). Universidad de Concepción.
- Torre y Guevara, A. (2006). *Tratamiento de minerales refractarios de oro.* Quito, Ecuador.
- Valencia, C. (1999). *Estudio del proceso carbón en pulpa para minerales auríferos.* Quito, Ecuador: Escuela Politécnica Nacional, DEMEX, Ecuador.



Villegas, Q. E. (2015). *Optimización del tratamiento de minerales auríferos por el método de CIP* (tesis).

Voys, F. (1983). *The pore size distribution of activated carbon, Activated Carbon a fascinating material.*



ANEXOS



Anexo 1. Resultados de las pruebas de laboratorio

PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 75% - 200m 0,05 % CN libre PRUEBA N°01

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 12/12/2019

BOTELLA

Código de Muestra	Relave Final
Granulometría (80% #200m) :	75 %
Peso de mineral:	4,000 g
Humedad del mineral:	0.0 %

CIANURACIÓN

% Solidos :	40.0 %
Peso Pulpa	10,000.0 g
Volumen de Agua :	6.0 L
pH natural :	6.8
pH inicial :	11.5
Fuerza NaCN:	0.5 g/L

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		pH	CN Libre (gr/lit)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	CaI (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	11.5	0.50	-	3.00	-	8.0
1	0.02	6.0	11.2	0.45	2.70	0.30	1.80	-
2	0.02	6.0	11.0	0.35	2.10	0.90	1.40	-
4	0.02	6.0	11.1	0.45	2.70	0.30	1.80	-
6	0.02	5.9	11.1	0.43	2.55	0.45	1.70	-
8	0.02	5.9	11.1	0.43	2.55	0.45	1.70	-
12	0.02	5.9	11.0	0.50	3.00	-	2.00	-
						5.40		8.0

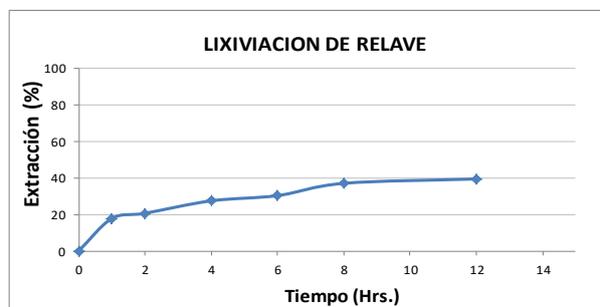
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.02	0.0001		0.0001	17.7
2	5.98	0.02	0.0001	0.0000	0.0001	20.6
4	5.96	0.03	0.0002	0.0000	0.0002	27.4
6	5.94	0.03	0.0002	0.0000	0.0002	30.2
8	5.92	0.04	0.0002	0.0000	0.0002	37.0
12	5.90	0.04	0.0002	0.0000	0.0002	39.3

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			%Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.68	0.61		
Relave	0.37		0.0004	60.65
Soluciones			0.0002	39.35
Total			0.0006	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.60
Cal	Kg/t	2.00



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN PILOTO 75% - 200m
0,05 % CN libre
PRUEBA N°02

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 27/12/2019

BOTELLA

	Relave
Código de Muestra	
Granulometría (80% #-200m) :	75 %
Peso de mineral:	4,000.0 g
Humedad del mineral:	0.0 %

OXIDACIÓN

% Solidos :	40 %
Peso Pulpa :	10,000 g
pH natural :	4.7
pH inicial :	9.9
Cal :	0.5 g
Tiempo de Oxidación :	4 hr
Hora Inicio :	11:00 am

CIANURACIÓN

% Solidos :	40.0 %
Peso Pulpa :	10,000.0 g
Volumen de Agua :	6.0 L
pH natural :	4.7
pH inicial :	11.5
Fuerza NaCN:	0.5 g/L

PRE-OXIDACION

Hrs. Acum	Cal (g)	p H
0.0	0.5	9.9
4.0	-	9.7
	0.5	

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/l)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	11.5	0.50	-	3.00	-	2.66
2	0.02	6.0	11.5	0.50	3.00	0.00	2.00	
3	0.02	6.0	11.5	0.50	3.00	0.00	2.00	
5	0.02	6.0	11.5	0.48	2.87	0.13	1.92	-
7	0.02	5.9	11.5	0.50	3.00	0.00	2.00	-
9	0.02	5.9	11.5	0.47	2.84	0.17	1.89	-
12	0.02	5.9	11.5	0.52	3.09		2.06	-
						3.29		2.7

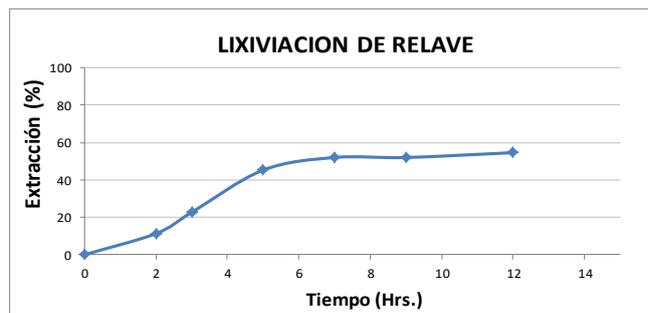
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
2	6.00	0.05	0.0003		0.0003	11.3
3	5.98	0.10	0.0006	0.00	0.0006	22.6
5	5.96	0.20	0.0012	0.00	0.0012	45.2
7	5.94	0.23	0.0014	0.00	0.0014	52.0
9	5.92	0.23	0.0014	0.00	0.0014	52.0
12	5.90	0.24	0.0014	0.00	0.0014	54.5

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.76	0.66		
Relave	0.30		0.00	45.45
Soluciones			0.00	54.55
Total			0.00	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.80
Cal	Kg/t	0.79



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 80% - 200m
0,05 % CN libre
PRUEBA N°03

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 12/12/2019

BOTELLA

	Relave
Código de Muestra	
Granulometría (80% #200m) :	80 %
Peso de mineral:	4,000 g
Humedad del mineral:	0.0 %

CIANURACIÓN

% Sólidos :	40.0 %
Peso Pulpa	10,000.0 g
Volumen de Agua :	6.0 L
pH natural :	6.8
pH inicial :	11.5
Fuerza NaCN:	0.5 g/L

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/t)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	11.5	0.50	-	3.00	-	8.0
1	0.02	6.0	11.2	0.33	1.95	1.05	1.30	-
2	0.02	6.0	11.0	0.48	2.85	0.15	1.90	-
4	0.02	6.0	11.2	0.50	3.00	0.00	2.00	-
6	0.02	5.9	11.1	0.46	2.78	0.23	1.85	-
8	0.02	5.9	11.0	0.21	1.28	1.72	0.85	-
12	0.02	5.9	10.9	0.50	2.99		1.99	-
						6.15		8.0

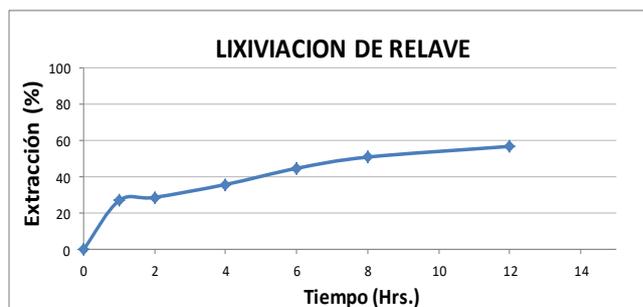
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.03	0.0002		0.0002	26.9
2	5.98	0.03	0.0002	0.00000	0.0002	28.7
4	5.96	0.04	0.0002	0.00000	0.0002	35.8
6	5.94	0.05	0.0003	0.00000	0.0003	44.6
8	5.92	0.06	0.0003	0.00000	0.0003	50.8
12	5.90	0.06	0.0004	0.00000	0.0004	56.7

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			%Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.68	0.67		
Relave	0.29		0.0003	43.28
Soluciones			0.0004	56.72
Total			0.0007	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.79
Cal	Kg/t	2.00



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 80% - 200m
0,05 % CN libre
PRUEBA N°04

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 13/12/2019

BOTELLA

		Relave final	
Código de Muestra			
Granulometría (80% #200m) :	80	%	
Peso de mineral:	4,000	g	
Humedad del mineral:	0.0	%	

OXIDACIÓN

% Sólidos :	40.0
Peso Pulpa	10,000.0 g
pH natural :	6.5
pH inicial :	9.7
Cal	5.1
Tiempo de Oxidación	4.0
Hora Inicio	

CIANURACIÓN

% Sólidos :	40.0	%
Peso Pulpa	10,000.0	g
Volumen de Agua :	6.0	L
pH natural :	6.8	
pH inicial :	9.7	
Fuerza NaCN:	0.5	g/L

PRE-OXIDACION

Hrs. Acum	Cal (gr)	p H
0.0	5.1	9.7
2.0		9.5
4.0		9.3
	5.1	

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/t)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	11.5	0.50	-	3.00	-	1.5
1	0.02	6.0	11.2	0.40	2.40	0.60	1.60	-
2	0.02	6.0	11.0	0.43	2.55	0.45	1.70	-
4	0.02	6.0	11.1	0.45	2.70	0.30	1.80	-
6	0.02	5.9	11.1	0.45	2.70	0.30	1.80	-
8	0.02	5.9	11.1	0.40	2.40	0.60	1.60	-
12	0.02	5.9	11.0	0.38	2.25		1.50	-
						5.25		1.5

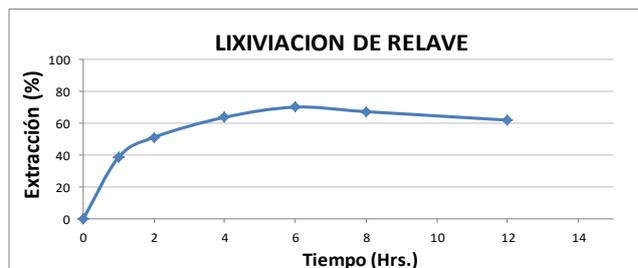
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.16	0.0002		0.0002	38.6
2	5.98	0.21	0.0003	0.00000	0.0003	51.1
4	5.96	0.27	0.0004	0.00000	0.0004	63.7
6	5.94	0.29	0.0004	0.00000	0.0004	70.0
8	5.92	0.28	0.0004	0.00000	0.0004	67.2
12	5.90	0.26	0.0004	0.00000	0.0004	61.9

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.68	0.63		
Relave	0.24		0.0002	38.10
Soluciones			0.0004	61.90
Total			0.0006	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.75
Cal	Kg/t	1.64



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 75% - 200m
0,1 % CN libre
PRUEBA N°05

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 27/12/2019

BOTELLA

	Relave	
Código de Muestra		
Granulometría (80% #200m) :	75	%
Peso de mineral:	4,000	g
Humedad del mineral:	0.1	%

CIANURACIÓN

% Sólidos :	40.0	%
Peso Pulpa	10,000.0	kg
Volumen de Agua :	6.0	L
pH natural :	4.7	
pH inicial :	11.5	
Fuerza NaCN:	1.0	g/L

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		pH	CN Libre (gr/lt)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (Kg)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	11.5	1.00	-	6.00	-	4.00
2	0.02	6.0	11.5	0.88	5.25	0.75	3.50	
3	0.02	6.0	11.5	1.00	6.00	0.00	4.00	
5	0.02	6.0	11.5	1.00	6.00	0.00	4.00	-
7	0.02	5.9	11.5	1.00	6.00	0.00	4.00	-
9	0.02	5.9	11.5	1.00	6.00	0.00	4.00	-
12	0.02	5.9	11.5	1.09	6.52		4.35	-
						6.75		4.0

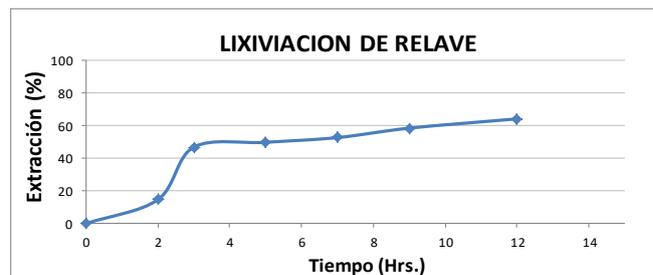
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
2	6.00	0.25	0.0004		0.0004	14.6
3	5.98	0.80	0.0012	0.00	0.0012	46.8
5	5.96	0.85	0.0013	0.00	0.0013	49.7
7	5.94	0.90	0.0013	0.00	0.0013	52.6
9	5.92	1.00	0.0015	0.00	0.0015	58.4
12	5.90	1.10	0.0016	0.00	0.0016	64.1

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.76	0.64		
Relave	0.23		0.00	35.94
Soluciones			0.00	64.06
Total			0.00	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.93
Cal	Kg/t	1.00



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 75% - 200m
0,1 % CN libre
PRUEBA N°06

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 18/12/2019

BOTELLA

	Relave
Código de Muestra	
Granulometría (80% #200m) :	75 %
Peso de mineral:	4,000 g
Humedad del mineral:	0.0 %

OXIDACIÓN

% Sólidos :	40.0
Peso Pulpa	10,000.0 g
pH natural :	4.7
pH inicial :	9.9
Cal	3.0 g
Tiempo de Oxidación	4.0 h
Hora Inicio	2:30 am

CIANURACIÓN

% Sólidos :	40.0 %
Peso Pulpa	10,000.0 g
Volumen de Agua :	6.0 L
pH natural :	4.7
pH inicial :	10.4
Fuerza NaCN:	1.0 g/L

PRE-OXIDACION

Hrs. Acum	Cal (gr)	p H
0.0	3.0	9.9
2.0	-	9.7
4.0	-	9.4
	3.0	

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/lit)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	10.4	1.00	-	6.00	-	1.50
1	0.02	6.0	10.6	0.83	4.95	1.05	3.30	0.40
2	0.02	6.0	10.6	0.90	5.40	0.60	3.60	0.20
4	0.02	6.0	10.6	0.95	5.70	0.30	3.80	-
6	0.02	5.9	10.7	0.98	5.85	0.15	3.90	-
8	0.02	5.9	10.8	0.93	5.55	0.45	3.70	-
12	0.02	5.9	10.7	0.80	4.80		3.20	-
						8.55		2.1

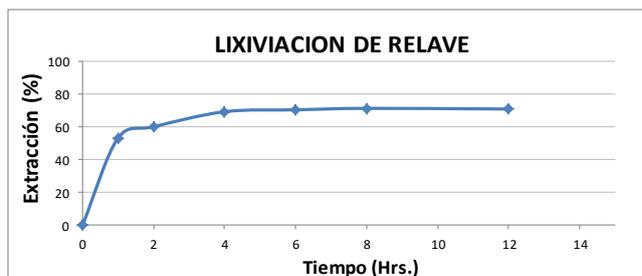
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.23	0.0003		0.0003	53.1
2	5.98	0.26	0.0004	0.00	0.0004	60.0
4	5.96	0.30	0.0004	0.00	0.0004	69.1
6	5.94	0.31	0.0005	0.00	0.0005	70.3
8	5.92	0.31	0.0005	0.00	0.0005	71.2
12	5.90	0.31	0.0005	0.00	0.0005	70.8

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			%Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.70	0.65		
Relave	0.19		0.0002	29.23
Soluciones			0.0005	70.77
Total			0.0007	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.94
Cal	Kg/t	1.28



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 80% - 200m
0,1 % CN libre
PRUEBA N°07

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 13/12/2019

BOTELLA

	Relave	
Código de Muestra	80	%
Granulometría (80% #200m) :	4,000	g
Peso de mineral:	0.0	%

CIANURACIÓN

% Solidos :	40.0	%
Peso Pulpa	10,000.0	g
Volumen de Agua :	6.0	L
pH natural :	6.5	
pH inicial :	11.5	
Fuerza NaCN:	1.0	g/L

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/lit)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	11.5	1.00	-	6.00	-	1.5
1	0.02	6.0	10.5	0.88	5.25	0.75	3.50	2.20
2	0.02	6.0	11.0	0.90	5.40	0.60	3.60	-
4	0.02	6.0	11.2	0.83	4.95	1.05	3.30	-
6	0.02	5.9	11.1	1.00	6.00	0.00	4.00	-
8	0.02	5.9	11.0	0.78	4.65	1.35	3.10	-
12	0.02	5.9	10.9	0.95	5.70		3.80	
						9.75		3.7

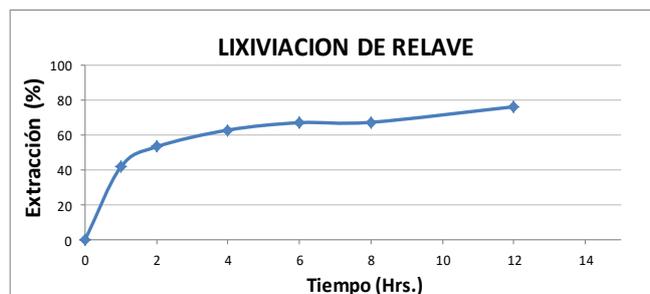
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.19	0.0003		0.0003	41.6
2	5.98	0.24	0.0004	0.00	0.0004	53.2
4	5.96	0.28	0.0004	0.00	0.0004	62.8
6	5.94	0.30	0.0004	0.00	0.0004	67.0
8	5.92	0.30	0.0004	0.00	0.0005	67.2
12	5.90	0.34	0.0005	0.00	0.0005	76.12

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.68	0.67		
Relave	0.16		0.0002	23.88
Soluciones			0.0005	76.12
Total			0.0007	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	1.01
Cal	Kg/t	0.93



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 80% - 200m
0,1 % CN libre
PRUEBA N°08

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 18/12/2019

BOTELLA

	Relave	
Código de Muestra	80	%
Granulometría (80% #-200m) :	4,000	g
Peso de mineral:	0.0	%

OXIDACIÓN

% Solidos :	40.0
Peso Pulpa	10,000.0 g
pH natural :	4.7
pH inicial :	9.9
Cal	3.0
Tiempo de Oxidación	4.0
Hora Inicio	2:30 am

CIANURACIÓN

% Solidos :	40.0	%
Peso Pulpa	10,000.0	g
Volumen de Agua :	6.0	L
pH natural :	4.7	
pH inicial :	11.5	
Fuerza NaCN:	1.0	g/L

PRE-OXIDACION

Hrs. Acum	Cal (gr)	p H
0.0	3.0	9.9
2.0	-	9.8
4.0	-	9.4
	3.0	

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/lt)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	11.5	1.00	-	6.00	-	1.90
1	0.02	6.0	10.8	0.78	4.65	1.35	3.10	-
2	0.02	6.0	10.6	0.95	5.70	0.30	3.80	0.20
4	0.02	6.0	10.7	0.78	4.65	1.35	3.10	-
6	0.02	5.9	10.7	0.95	5.70	0.30	3.80	-
8	0.02	5.9	10.8	0.90	5.40	0.60	3.60	-
12	0.02	5.9	10.7	0.93	5.55		3.70	-
						9.90		2.1

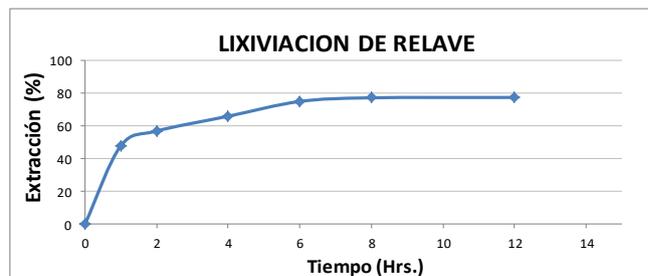
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.21	0.0003		0.0003	47.7
2	5.98	0.25	0.0004	0.00	0.0004	56.8
4	5.96	0.29	0.0004	0.00	0.0004	65.8
6	5.94	0.33	0.0005	0.00	0.0005	74.8
8	5.92	0.34	0.0005	0.00	0.0005	77.1
12	5.90	0.34	0.0005	0.00	0.0005	77.3

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.70	0.66		
Relave	0.15		0.0002	22.73
Soluciones			0.0005	77.27
Total			0.0007	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	1.09
Cal	Kg/t	1.28



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 77.5% - 200m
0,075 % CN libre
PRUEBA N°09

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 18/012/2019

BOTELLA

	Relave
Código de Muestra	77.5 %
Granulometría (80% #200m) :	4,000 g
Peso de mineral:	0.0 %
Humedad del mineral:	

OXIDACIÓN

% Sólidos :	40.0
Peso Pulpa	10,000.0 g
pH natural :	4.7
pH inicial :	9.9
Cal	3.0 g
Tiempo de Oxidación	2.0 h
Hora Inicio	10:30 am

CIANURACIÓN

% Sólidos :	40.0 %
Peso Pulpa	10,000.0 g
Volumen de Agua :	6.0 L
pH natural :	4.7
pH inicial :	10.4
Fuerza NaCN:	1.0 g/L

PRE-OXIDACION

Hrs. Acum	Cal (gr)	p H
0.0	3.0	9.9
2.0	-	9.7
	3.0	

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/lt)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	10.4	1.00	-	6.00	-	1.44
1	0.02	6.0	10.6	0.83	4.95	1.05	3.30	0.40
2	0.02	6.0	10.6	0.90	5.40	0.60	3.60	0.20
4	0.02	6.0	10.6	0.95	5.70	0.30	3.80	-
6	0.02	5.9	10.7	0.98	5.85	0.15	3.90	-
8	0.02	5.9	10.8	0.93	5.55	0.45	3.70	-
12	0.02	5.9	10.7	0.85	5.11		3.41	-
						8.55		2.0

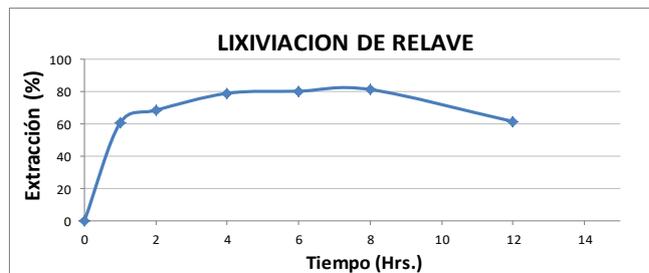
Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.23	0.0003		0.0003	60.5
2	5.98	0.26	0.0004	0.00	0.0004	68.4
4	5.96	0.30	0.0004	0.00	0.0004	78.8
6	5.94	0.30	0.0005	0.00	0.0005	80.1
8	5.92	0.31	0.0005	0.00	0.0005	81.2
12	5.90	0.23	0.0003	0.00	0.0003	61.4

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t			% Recup.
	Analizadas	Calculadas	Contenido Au	
Cabeza	0.59	0.57		
Relave	0.22		0.0002	38.60
Soluciones			0.0003	61.40
Total			0.0006	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.86
Cal	Kg/t	1.26



Observaciones:



PRUEBAS DE CIANURACIÓN EN VASO 77.5% - 200m
0,075 % CN libre
PRUEBA N°10

CONDICIONES DE OPERACIÓN

Fecha : 18/012/2019

BOTELLA

	Relave
Código de Muestra	
Granulometría (80% #200m) :	77.5 %
Peso de mineral:	4.000 g
Humedad del mineral:	0.0 %

OXIDACIÓN

% Sólidos :	40.0
Peso Pulpa :	10,000.0 g
pH natural :	4.7
pH inicial :	9.9
Cal :	3.0 g
Tiempo de Oxidación :	2.0 h
Hora Inicio :	10:30 am

CIANURACIÓN

% Sólidos :	40.0 %
Peso Pulpa :	10,000.0 g
Volumen de Agua :	6.0 L
pH natural :	4.7
pH inicial :	10.4
Fuerza NaCN:	1.0 g/L

PRE-OXIDACION

Hrs. Acum	Cal (gr)	p H
0.0	3.0	9.9
2.0	-	9.7
	3.0	

TIEMPO DE LIXIVIACION

Tiempo (Hrs)	Volumen (L)		p H	CN Libre (gr/lt)	CN Libre gr Total	Ad. de CN (g)	AgNO ₃ (ml)	Cal (g)
	Extraído	En Proceso						
0		6.0	10.4	1.00	-	6.00	-	1.48
1	0.02	6.0	10.6	0.83	4.95	1.05	3.30	0.40
2	0.02	6.0	10.6	0.90	5.40	0.60	3.60	0.20
4	0.02	6.0	10.6	0.95	5.70	0.30	3.80	-
6	0.02	5.9	10.7	0.98	5.85	0.15	3.90	-
8	0.02	5.9	10.8	0.93	5.55	0.45	3.70	-
12	0.02	5.9	10.7	0.82	4.91		3.27	-
						8.55		2.1

Tiempo (Hrs)	Volumen solución	LEY ppm	Contenido de oro en solución			Recup. %
			Celda	Extraído	Total	
0	6.00		0.0000		0.0000	0.0
1	6.00	0.23	0.0003		0.0003	59.4
2	5.98	0.24	0.0004	0.00	0.0004	62.0
4	5.96	0.30	0.0004	0.00	0.0004	77.4
6	5.94	0.30	0.0005	0.00	0.0005	78.7
8	5.92	0.31	0.0005	0.00	0.0005	79.7
12	5.90	0.25	0.0004	0.00	0.0004	63.8

BALANCE METALURGICO

Muestras	Leyes, g Au/t		Contenido Au	%Recup.
	Analizadas	Calculadas		
Cabeza	0.59	0.58		
Relave	0.21		0.0002	36.17
Soluciones			0.0004	63.83
Total			0.0006	100.00

CONSUMO DE REACTIVOS

Reactivo	Unid	Consumo
NaCN	Kg/t	0.91
Cal	Kg/t	1.27



Observaciones:

Anexo 2. Resumen del tonelaje depositado de relave en la unidad minera Untuca

Relave depositado	Und	2008	2009	2010	2011	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	Total
Relave	TMS	75,736.9	174,493.4	247,770.8	379,401.9	515,273.8	550,761.4	569,311.5	609,662.4	618,755.1	618,082.2	627,407.9	4,986,657.2
Ley de Relave	g.Au/t	0.9	0.7	0.6	0.5	0.5	0.5	0.5	0.6	0.6	0.6	0.6	0.6
Finos	g.Au	70,301.6	129,336.0	141,581.0	208,428.4	275,139.8	281,729.8	302,504.5	339,327.9	361,860.0	395,767.7	377,717.9	2,883,694.6
Finos	Onz. Au	2,260.3	4,158.2	4,551.9	6,701.1	8,846.0	9,057.8	9,725.7	10,909.6	11,634.1	12,724.2	12,143.9	92,712.9