

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN-TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**DISEÑO DE PLANTA DE AGITACIÓN PARA EL
TRATAMIENTO DE RELAVES AURÍFEROS
EN LA PROVINCIA DE SANDIA -
REGIÓN DE PUNO**

TESIS

Presentada por:

Bach. Carlos Cubas Villegas

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2019

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y Materiales

**DISEÑO DE PLANTA DE AGITACIÓN PARA EL
TRATAMIENTO DE RELAVES AURÍFEROS
EN LA PROVINCIA DE SANDIA -
REGIÓN DE PUNO**


TESIS

Tesis sustentada el 25 de Octubre de dos mil diecinueve, siendo el jurado calificador integrado por:

PRESIDENTE


.....
Dr. Alberto Savino Pacheco Pacheco

SECRETARIO


.....
Dr. Nataniel Mario Linares Gutiérrez

VOCAL


.....
Mgr. Raúl del Pozo Tello

ASESOR


.....
Dr. Luis Fortunato Caso Palpa

DEDICATORIA

El presente trabajo investigativo lo dedico principalmente a Dios, por ser el inspirador y darnos fuerza para continuar en este proceso de obtener uno de los anhelos más deseados.

A mis padres, por su amor, trabajo y sacrificio en todos estos años, gracias a ellos he logrado llegar hasta aquí y convertirme en lo que soy. Ha sido un orgullo y privilegio ser su hijo, son los mejores padres.

A mis hermanos por estar siempre presentes, acompañándome y por el apoyo moral, que me brindaron a lo largo de esta etapa de mi vida.

A todas las personas que me han apoyado y han hecho que el trabajo se realice con éxito en especial a aquellos que nos abrieron las puertas y compartieron sus conocimientos.

AGRADECIMIENTOS

Agradezco a Dios por bendecirme la vida, por guiarme a lo largo de mi existencia, ser el apoyo y fortaleza en aquellos momentos de dificultad y debilidad.

Gracias a mis padres Carlos y María y a mis hermanos Oscar y Kevin, por ser los principales promotores de mis sueños, por confiar y creer en mis expectativas, por los consejos, valores y principios que nos han inculcado.

Agradezco a mis docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, por haber compartido sus conocimientos a lo largo de la preparación de la profesión, de manera especial, al Dr. Carlos Luis Caso Palpa tutor de este proyecto de investigación quien me ha guiado con su paciencia, y su rectitud como docente, y a los demás ingenieros por su apoyo constante a lo largo de estos años.

CONTENIDO

DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS.....	iv
CONTENIDO	v
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE FIGURAS.....	ix
RESUMEN	x
ABSTRACT	xi
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I: PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	3
1.1 Descripción del problema	3
1.1.1 Antecedentes del problema	3
1.1.2 Problemática de la investigación.....	4
1.2 Formulación del problema	4
1.3 Justificación e importancia	5
1.4 Limitación de la investigación	5
1.5 Objetivos	6
1.5.1 Objetivo general.....	6
1.5.2 Objetivos específicos	6

1.6	Hipótesis.....	6
1.6.1	Hipótesis general	6
1.6.2	Hipótesis específicas	7
1.7	Variables	7
1.7.1	Identificación de las variables	7
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO.....		9
2.1	Antecedentes del estudio	9
2.2	Bases teóricas	12
2.2.1	Química de cianuración oro	12
2.2.2	Carbón activado.....	14
2.2.3	Métodos de adsorción.....	20
2.2.4	Etapas de desorción	23
2.2.5	Electrodeposición de oro	26
2.3	Definición de términos	29
CAPÍTULO III: MARCO METODOLÓGICO		35
3.1	Tipo y diseño de la investigación.....	35
3.1.1	Tipo y nivel de investigación	35
3.1.2	Diseño de la investigación	35
3.2	Población y muestra	36
3.2.1	Población	36
3.2.2	Muestra.....	36

3.3	Operacionalización de variables.....	37
3.4	Técnicas e instrumentos para recolección de datos.....	37
3.4.1	Técnica	37
3.4.2	Instrumentos para recolección de datos	38
3.4.3	Procedimiento experimental	39
3.4.4	Diseño de la planta de beneficio	48
	CAPÍTULO IV: RESULTADOS Y ANÁLISIS	81
4.1	Resultados	81
4.1.1	Resultados de la caracterización física.....	81
4.1.2	Resultados del diseño equipos	81
4.2	Análisis de resultados.....	82
	Conclusiones	85
	Recomendaciones	86
	Referencias bibliográficas	87
	Anexos.....	95

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1	VARIABLES A CONSIDERAR PARA EL DISEÑO DE PLANTA	37
Tabla 2	Gráfica granulométrica del relave	43
Tabla 3	Gráfica granulométrica del relave molido.....	44
Tabla 4	Datos de la capacidad de la tolva de gruesos.....	54
Tabla 5	Datos de la capacidad de la tolva de finos.....	54
Tabla 6	Datos de la cantidad de bolas a utilizar en el molino.....	69
Tabla 7	Balance de materia en un circuito cerrado de molienda	71
Tabla 8	Datos de la rebose y descarga en las mallas.....	75
Tabla 9	Caracterización del relave.....	81

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Estructura interna del carbón activado, distribución de poros...	16
Figura 2. Esquema de las etapas del diseño de planta.	36
Figura 3. Concesiones mineras - provincia de Sandia.....	40
Figura 4. Muestras de relaves.....	41
Figura 5. Observación microscópica del relave	42
Figura 6. Tamices superpuestos.....	44
Figura 7: Determinación del peso específico	47
Figura 8. Zona de instalación de planta	49
Figura 9. Tolva de gruesos	54
Figura 10. Tolva de finos	55
Figura 11. Circuito cerrado - Molino-Clasificador.....	71
Figura 12. Tanques de agitación CIP.....	79

RESUMEN

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 proceso 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.

Palabras clave: Diseño de equipos, diagrama de flujo, capacidad, lixiviación, contaminación ambiental.

ABSTRACT

The present work describes the adequate design of a process plant for the treatment of gold and own gold minerals by applying the cyanidation process for a capacity of 50 TMD and is oriented to the application of metallurgical technology, in order to improve and Obtain the best recoveries in the treatment of gold minerals through a leaching process, as well as the estimation of the equipment, materials and elements necessary for the optimization and better use of resources. Through the characterization of the mineral and application of knowledge in plant designs, it is that the capacity of the operating equipment was determined, as well as the choice of the appropriate process to obtain the adequate benefit.

Keywords: Equipment design, flow chart, capacity, leaching, environmental pollution.

INTRODUCCIÓN

Actualmente, en las plantas metalúrgicas de la extracción de oro, la lixiviación con cianuro es el método prominente para solubilizar y recuperar oro. La mayor parte del oro que se extrae cada año se procesa mediante la adsorción de cianuro de oro sobre carbón activado (Fleming, 2011). Normalmente, el proceso de carbono en lixiviación (CIL) o carbono en pulpa (CIP), se utiliza para la recuperación de oro. Estos procesos han demostrado ser metalúrgicamente eficientes y mecánicamente adecuados.

Sin embargo, el diseño de reactores tiene algunos inconvenientes. La fuerte correlación entre el tamaño de partícula de los sólidos y el poder de mezcla requerido para la suspensión de sólidos hace difícil lograr una suspensión homogénea. De vez en cuando, un pequeño aumento en el tamaño de partícula de los sólidos de alimentación puede conducir al raspado de sólidos en el fondo del reactor. La transferencia de masa aire-líquido en un reactor agitado se determina por la intensidad de potencia de mezcla y la velocidad de alimentación de aire. Por lo tanto, no es posible lograr una alta eficiencia de utilización de oxígeno con un bajo poder de mezcla. Además, la presencia de aire afecta la capacidad de los impulsores para suspender sólidos, lo que también puede causar limado, disminuir el

volumen efectivo del reactor y restringir la cantidad de aire que puede alimentarse al reactor.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

1.1.1 Antecedentes del problema

Este trabajo de tesis describe las cuestiones de proceso que deben ser consideradas durante el diseño de los circuitos de lixiviación y CIP para asegurar que estos objetivos se cumplan. Además, también se describen ecuaciones matemáticas y modelización que pueden ayudar con este proceso de diseño. Se ilustra el proceso usado para diseñar una planta metalúrgica. Suponiendo que un mineral de oro ha sido efectivamente molido para asegurar el máximo de liberación de oro, los circuitos que más incidirán en la operación exitosa de una planta aurífera serán los del circuito de lixiviación y de CIP. Los costos de operación de los reactivos y de los servicios públicos relacionados con la lixiviación, la adsorción, la elución y la regeneración representarían típicamente alrededor del 15 % del costo total de operación, mientras que los costos de capital asociados con estas áreas representan aproximadamente el 16 % del total. Aunque no son los más grandes (los costos de capital y operativos asociados con la trituración

son generalmente dominantes) estos ítems representan una proporción significativa de capital y costos de operación.

Mucho más importante, estas áreas de la planta representan el proceso primario de la recuperación del oro y su eficiencia técnica y operacional tendrá un impacto significativo en la eficacia total de la planta.

El objetivo durante el diseño del proceso de estas secciones, es desarrollar un diseño que proporcione la máxima eficiencia técnica y económica, y que sea robusto a los cambios potenciales en el rendimiento del mineral o relave, las características mineralógicas y el grado de cabeza.

1.1.2 Problemática de la investigación

La problemática de la investigación es la ubicación de la planta, ante esta problemática se hace visitas por la zona y se pide apoyo a la Dirección de Energía y Minas de la Región de Puno, haciendo la consulta pertinente de la zona y se presenta como una alternativa para la ubicación de la planta de lixiviación por agitación.

1.2 Formulación del problema

¿De qué manera se puede diseñar una planta de lixiviación por agitación para el tratamiento de relaves de oro en la zona Sandia - Puno, aplicando los equipos adecuados para el proceso?

1.3 Justificación e importancia

El presente proyecto de tesis busca una alternativa de la instalación de una planta de lixiviación de minerales auríferos en la zona Juliaca, pretendiendo dar solución al traslado de mineral de otras regiones como Ica y Arequipa

En la búsqueda de alternativas viables para la ubicación de esta planta, el presente trabajo plantea el diseño de equipos en el área desorción de carbón activado, partiendo desde el diseño de nuevos componentes del área, logrando así renovar el área de un diseño del área de lixiviación, adsorción, desorción de carbón activado y electroobtención de oro. Con el siguiente trabajo se quiere solucionar problemas de tratamiento de minerales y relaves de la zona; para lo cual se utilizarán herramientas de ingeniería de métodos, tales como formulaciones matemáticas, diagramas de proceso, esperando que los resultados sean los óptimos.

1.4 Limitación de la investigación

La tendencia existente es adoptar la tecnología del carbón activado para la extracción del oro desde soluciones alcalinas diluidas que contengan cantidades significativas de oro en solución. Una de las limitaciones es dimensionar algunos equipos como los tanques de

agitación, la torre de desorción, las celdas de electroobtención para minerales auríferos de baja y alta ley.

1.5 Objetivos

1.5.1 Objetivo General

Realizar el diseño de una planta de lixiviación por agitación para el beneficio de relaves de oro en la zona Sandia Región Puno.

1.5.2 Objetivos Específicos

- a) Determinar la capacidad de los equipos requeridos para una producción determinada.
- b) Elaborar la distribución de la planta.

1.6 Hipótesis

1.6.1 Hipótesis general

Es posible diseñar una planta metalúrgica que sea la adecuada para procesar relaves en la zona Sandia Región Puno

1.6.2 Hipótesis específicas

- a) Conociendo la caracterización del mineral y el método del uso de carbón activado, es posible diseñar y obtener la capacidad de los equipos requeridos para el proceso.
- b) Designando las etapas de la planta es factible hacer la distribución de la planta metalúrgica.

1.7 Variables

1.7.1 Identificación de las variables

Las variables que afectan el diseño de equipos están relacionadas con la capacidad de la planta a instalar. Adsorción es la capacidad de equilibrio del carbón activado, la adsorción de oro está influenciada por una serie de factores

Variable Independiente:

- Velocidad de agitación
- Densidad de pulpa
- Porcentaje de sólidos
- Concentración de reactivos
- Granulometría

Variable Dependiente:

- Recuperación de oro

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del estudio

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. (Misari, 1993)

La situación planteada anteriormente cambió a partir del año 1952, con el desarrollo de los procesos de adsorción y electroobtención, 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. (Misari, 1993)

El proceso de CIP posee importantes ventajas comparativas sobre el de cementación de oro con zinc, dentro de las cuales se pueden destacar:

- La facilidad para adsorber el complejo que posee el carbón activado no se ve afectada por la presencia de algunos elementos en disolución, como complejos de cobre y níquel, los cuales desfavorecen la precipitación de oro con zinc.
- Las partículas de carbón se agregan directamente a la pulpa de cianuración, lo que evita los procesos de filtración y clarificación que se requieren con la cementación.

Villegas Q. E. (2015), tesis de titulación “Optimización del Tratamiento de Minerales Auríferos por el Método de CIP. En la planta de beneficio doble ‘D’ minera Colibrí”, indica en sus conclusiones que la planta Minera colibrí logró optimizar, obteniendo una recuperación del 95 % de oro y 94 % de plata.

Munive (2011), realizaron estudios comparativos de lixiviación sobre un mineral refractario conteniendo cantidades de sulfuros, pirita y pirrotita, en presencia de cianuro y tiosulfato, donde este último permanece estable, pero con la finalidad de recuperar Au y Ag durante 48 h y ajustando el pH menor a 9,6 con solución de NaOH y Ca(OH)_2 . De lo anterior, se puede observar que existe un gran interés por proponer lixiviantes alternativos al cianuro para la adsorción de Au, con compuestos menos tóxicos y buscando técnicas viables que permitan obtener una máxima adsorción de metales preciosos.

Flores Calli (2011), en su tesis de titulación “Optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – minera Aruntani SAC”, en sus conclusiones proporciona un alcance tecnológico adecuado y necesario para la optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley-minera Aruntani SAC.

Afenya (1991). El proceso CIP, que fuera desarrollado en Sud África 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. La cianuración por agitación es el método que requiere de la máxima liberación del mineral, para obtener buenas recuperaciones en oro, si el oro

es más expuesto a las soluciones cianuradas, mayor será su disolución del oro. La recuperación del oro de las soluciones “ricas” por el método del CIP.

2.2 Bases teóricas

2.2.1 Química de cianuración oro

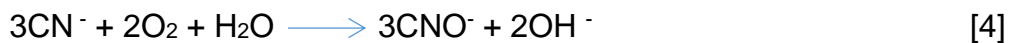
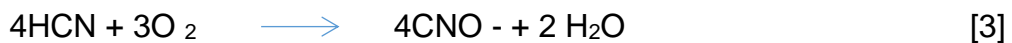
Cianuración del oro se ha manejado como técnica de extracción del oro de principio desde finales de siglo XIX. Cianuro se utiliza en el mundo por su bajo costo y gran actividad para la disolución de oro. A pesar de algunas intranquilidades sobre la toxicidad del cianuro, se puede aplicar con poco riesgo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

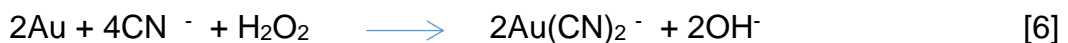
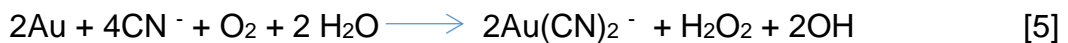


Los iones cianuro se hidrolizan en agua para formar ácido cianhídrico (HCN) y oxhidrilo (OH⁻) los iones que aumentan el pH. A pH de 9.3, la mitad del cianuro total existe como cianuro de hidrógeno y la mitad de los iones de cianuro libre. A mayor pH, el cianuro total grandemente

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, J., 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 F., 1970)



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



Esta ecuación, llamada ecuación de Elsner. Sin embargo, no totalmente describe las reacciones catódicas asociadas a la disolución. (Habashi F., 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 de la y Guevara, 2006)

Se puede fabricar carbón activado de cualquier compuesto que contenga carbono; sin embargo, es usual utilizar madera, cuercos 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)

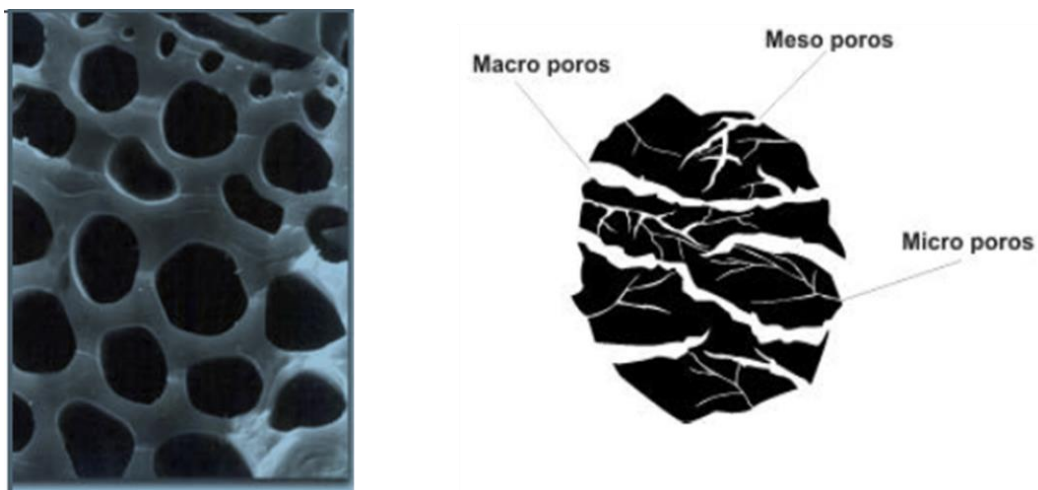


Figura 1 *Estructura interna del carbón activado. Distribución de poros*

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 m²/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:

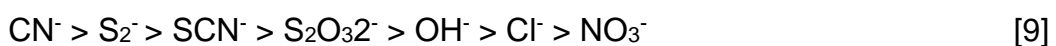
Se favorece la adsorción de oro al pH más bajo posible. No se recomiendan valores inferiores a pH 10 para evitar problemas de hidrólisis del cianuro y generar ácido cianhídrico altamente tóxico. (Misari, 1993)

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):



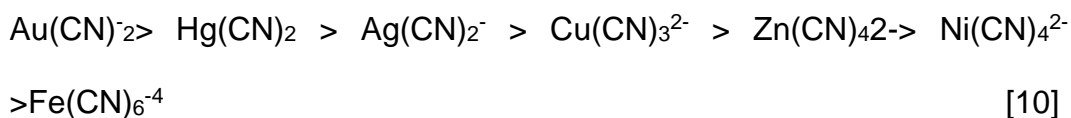
Oxígeno disuelto:

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 Cu(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 reciclo 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 desorción del oro del carbón activado, se ha realizado generalmente utilizando los procesos de elución 'ZADRA" o "AARL". Ambas técnicas utilizan un eluyente acuoso de baja fuerza iónica, que produce eluidos pobres que requieren técnicas de electrodeposición para recuperar al oro. (Torre de la y Guevara, 2006)

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 de, 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 de la y Guevara, 2006)

2.2.5 Electrodeposición de oro

La precipitación por reducción electrolítica (conocida como electroobtención o electrodeposición), es uno de los procedimientos actuales más sencillos para recuperar, en forma pura y selectiva, metales que se encuentren en solución. (Díaz y Guevara, 2002)

Básicamente este proceso consiste en recuperar el metal desde una solución de lixiviación debidamente acondicionada (solución electrolito) y depositarlo en un cátodo, utilizando un proceso de electrólisis. (Domic Mihovilovic, 2001)

Para ello se hace circular a través de la solución electrolito una corriente eléctrica continua de baja intensidad entre un ánodo (la solución misma) y un cátodo. De esta manera los iones del metal de interés (cationes) son atraídos por el cátodo (polo de carga negativa) depositándose en él, y las impurezas quedan disueltas en el electrolito y también precipitan en residuos anódicos. (Voys de, 1983)

La electrodeposición es un proceso de una gran importancia económica, ya que permite recuperar metales (como oro, plata y cobre), a partir de recursos lixiviables que de otra forma serían inviables. (Díaz y Guevara, 2002)

Leyes electroquímicas

Tras efectuar múltiples determinaciones, Faraday enunció las 2 leyes que rigen la electrólisis y que son las siguientes:

- a) Primera Ley de Faraday:** La cantidad de sustancias que se depositan (o altera su número de oxidación) en un electrodo, es proporcional a la cantidad de electricidad que pasa por el sistema.

Lo anterior significa que a mayor Faraday mayor cantidad de sustancia depositada. Así, por ejemplo, para liberar 96 gramos de oxígeno se necesitan 12 Faraday de electricidad.

Se denomina equivalente electroquímico de una sustancia a la masa en gramos de dicha sustancia, depositada por el paso de un culombio. (DeGarmo, Black, y Kohser, 1994)

De acuerdo con esta definición podemos escribir la expresión:

$$m = \frac{P.I.t}{n.96500} \quad [1]$$

Donde:

m = masa en gramos que se ha depositado

P = peso atómico del elemento

n = número de electrones intercambiados

I = intensidad de la corriente expresada en amperios

t = tiempo en segundos

96 500 = factor de equivalencia entre el Faraday y el culombio, ya que

$1F = 96\,500\text{ C}$.

b) Segunda Ley de Faraday: La cantidad de diferentes sustancias depositadas o disueltas por una misma cantidad de electricidad, son directamente proporcionales a sus respectivos pesos equivalentes. (DeGarmo, Black, y Kohser, 1994)

Por ejemplo, si la corriente eléctrica se hace pasar por una serie de celdas electrolíticas que contienen distintas sustancias, la cantidad de electricidad que circula a través de cada electrodo es la misma y las cantidades de elementos liberados son proporcionales a sus respectivos pesos equivalentes. (DeGarmo, Black, y Kohser, 1994)

Como la cantidad de electricidad en Coulomb es igual al producto de la intensidad de la corriente en ampere por el tiempo en segundos que ha

pasado la corriente, combinando las dos leyes resulta que la masa de material depositado o disuelto en cada electrodo será igual a lo siguiente:

$$m = \frac{I \cdot t \cdot A}{F \cdot n} \quad [2]$$

Donde:

I = ampere.

t = tiempo en segundos.

A = peso atómico.

F = Faraday.

n = valencia

2.3 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 munición 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. Las placas de 4 a 6 muestran ejemplos de oro recubierto con óxido de hierro u óxidos hidratados. Dichos granos de oro no se habían disuelto en soluciones de cianuro, pero serían lo suficientemente gruesos para ser recuperados mediante concentración gravimétrica. (Padilla, 2001)

Los minerales oxidados difieren de los minerales primarios en que la gran proporción de finos, usualmente se generan por los procesos de chancado y molienda o durante la lixiviación en pilas; en gran medida, debido al hecho de que la arcilla y los minerales que forman la arcilla son más abundantes. La presencia de arcillas como pirofilita ($\text{Al}_2\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_2$), talco ($\text{Mg}_3\text{Si}_4\text{O}_{10}(\text{OH})_8$), caolinita ($\text{Al}_4\text{Si}_8\text{O}_{20}(\text{OH})_4 \cdot n\text{H}_2\text{O}$) y montmorillonita ($\text{Al}_4\text{Si}_8\text{O}_{20}(\text{OH})_4 \cdot n\text{H}_2\text{O}$), puede tener importantes implicaciones en los procesos, por ejemplo (Padilla, 2001):

Disminución de la permeabilidad del material lixiviado en pilas o en botaderos, incremento en la viscosidad de pulpa, en el procesamiento (p.e. cianuración o proceso de CIP), causando un incremento en los requerimientos de energía para la mezcla de pulpa y/o una menos eficiente reacción química. (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 F., 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 F., 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 F., 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 F., 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 F., 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 consume en las cinco etapas siguientes (Habashi F., 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 F., 1970)

CAPÍTULO III

MARCO METODOLÓGICO

3.1 Tipo y Diseño de la investigación

3.1.1 Tipo y nivel de investigación

Tipo

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.

Nivel

De acuerdo al estudio de la caracterización del mineral, se utilizará el nivel de estudio de investigación descriptivo.

3.1.2 Diseño de la investigación

Para la realización del presente trabajo de tesis se considera las etapas: chancado, molienda, lixiviación, carbón activado y desorción – electroobtención; se consideró el siguiente esquema:

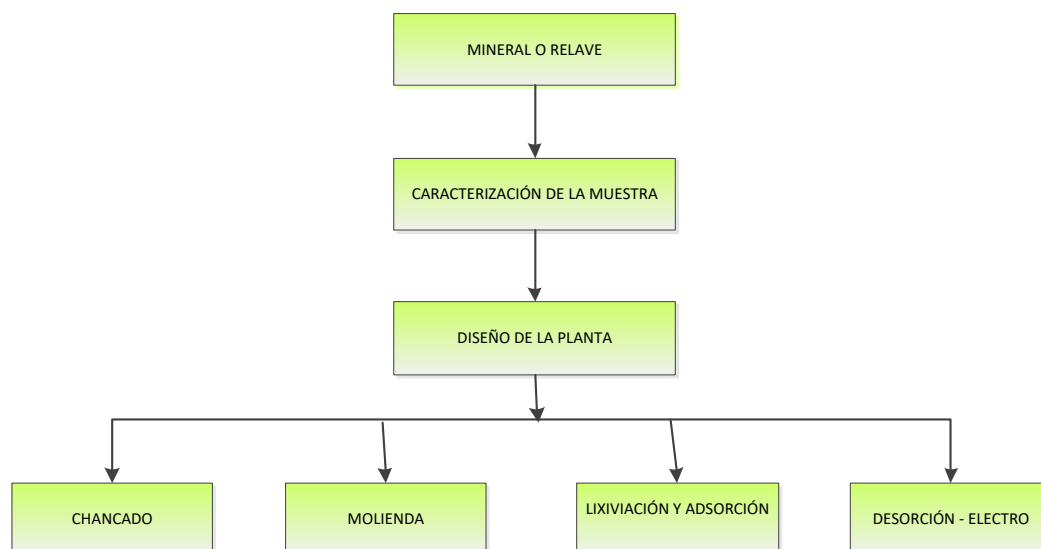


Figura 2 *Esquema de las etapas del Diseño de Planta.*

Fuente: Elaboración propia

3.2 Población y muestra

3.2.1 Población

La población cantidad de mineral que existe en la zona mineral de Sandia Región de Puno

3.2.2 Muestra

La muestra para el diseño de planta será 50 toneladas por día, se hará un breve estudio de la caracterización del mineral, antes de iniciar el diseño.

3.3 Operacionalización de variables

Tabla 1

Variables a considerar para el diseño de planta

Parámetros	Cantidad	Unidad
Capacidad de tratamiento	50	t/d
Humedad del mineral	4,2	%
Peso específico	2,67	
Densidad aparente	1,85	t/m ³
NaCN	0,2 – 0,3	%
Dilución	2,5	-
Velocidad de agitación	180 a 95	rpm
Ph	10 - 11	-
Ley Cabeza Au		g/t
Ley Cabeza Ag		g/t
Granulometría	75	% malla -200

Fuente: Elaboración propia

3.4 Técnicas e instrumentos para recolección de datos

3.4.1 Técnica

La técnica que se aplicó en la elaboración del trabajo de tesis fue considerar parámetros básicos de diseño para dimensionar equipos, de las etapas de chancado, molienda, tanques de lixiviación.

3.4.2 Instrumentos para recolección de datos

3.4.2.1 Materiales y reactivos

Los materiales y equipos utilizados para la elaboración del presente trabajo de tesis se mencionan a continuación.

Instrumentos

- Ro-Tap
- pH digital
- Molino de bolas
- Tanques agitadores
- Balanza analítica
- Horno
- Tamiz de la serie Tyler

Materiales

- Botellas de plástico
- Vaso de precipitado
- Probeta
- Buretas

- Papel de filtro
- Pipeta
- Embudo

Reactivos

- Nitrato de Plata (AgNO_3)
- Cianuro de sodio
- Hidróxido de sodio (NaOH)
- Yoduro de potasio (IK)
- Agua destilada

3.4.3 Procedimiento experimental

3.4.3.1 Caracterización del material relave

El material usado para determinar parámetros para el diseño es proveniente de la zona mineral de Sandia de la Región Puno con una granulometría de 3/4", un peso de 15 kg de relave y es de tipo óxidos.

Para la obtención de una muestra representativa se procedió a realizar de la siguiente manera:

Los 15 kg de material se homogenizaron y mediante el método de cono y cuarteo se tomó cinco muestras representativas de 1 kg para las pruebas físicas y químicas del relave.

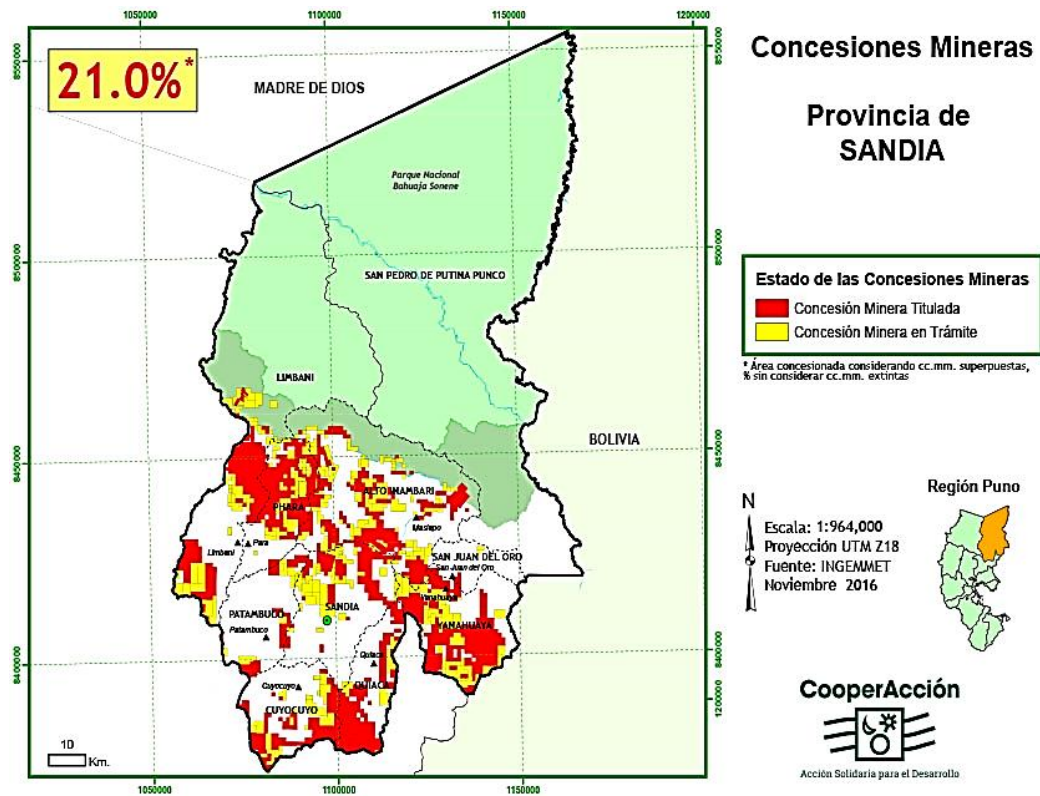


Figura 3 Concesiones Mineras - Provincia de Sandia.

Fuente: Mapas de Concesiones, 2016

Para el diseño de equipos se tomó en cuenta algunos parámetros con el fin de dimensionar los equipos en base al material de la zona minera de Sandia.

Análisis químico cuantitativo del mineral.

Para determinar el contenido de oro se tomó una muestra representativa de los botaderos en la zona minera de Sandia de 40 kilogramos de relaves, el método de análisis fue por vía seca (Copelación) adicionalmente se realizó el análisis químico de plata y cobre.

Au : 5,8 – 15,4 g/t

Ag: 11,90 g/t

Cu: 0,35 %



Figura 4 *Muestras de relaves*

Fuente: Elaboración propia

Análisis mineralógico del mineral.

Para el presente estudio se realizó observaciones con la lupa binocular y microscopio 100 aumentos (Focus Wheel) sobre diferentes fracciones granulométricas. Se observa la presencia de cuarzo, en muchos casos conformando una textura gruesa inequigranular. Las observaciones dan como minerales de caja, especies micáceas, granate y óxidos. Se ha detectado una ligera presencia de piritita y la presencia de oro libre.



Figura 5 *Observación microscópica del relave*

Fuente: Elaboración propia

Granulometría

Es la distribución de los diferentes tamaños de partículas de un mineral o muestra sólida, de como es este caso del relave, y esto se expresa en porcentaje porque existe una relación con el material retenido en cada malla con el peso total de la muestra seca. Para esto se utilizó 500 g de muestra y un set de mallas o tamices normalizados, numerados y ordenados en forma decreciente según su abertura.

Tabla 2

Gráfica Granulométrica del relave

N° Malla	Abertura	Peso	Retenido	Retenido Acum	Pasante
	(μ)	(g)	(%)	(%)	(%)
10	1680	444	77,49	77,49	22,51
14	1190	11	1,92	79,41	20,59
35	420	18	3,14	82,55	17,45
50	297	19	3,32	85,86	14,14
70	200	8	1,40	87,26	12,74
100	149	6	1,05	88,31	11,69
Ciega		67	11,69	100,00	0,00
		573	100,00		

Fuente: Elaboración propia

Tabla 3

Gráfica Granulométrica del relave molido

N° Malla	Abertura (μ)	Peso (g)	Retenido (%)	Retenido Acum (%)	Pasante (%)
35	420	98	28,32	28,32	71,68
50	297	20	5,78	34,10	65,90
70	210	42	12,14	46,24	53,76
100	149	40	11,56	57,80	42,20
140	105	66	19,08	76,88	23,12
200	74	80	23,12	100,00	0,00
Ciega		346	100,00		

Fuente: Elaboración propia



Figura 6 *Tamices Superpuestos*

Fuente: Elaboración propia

Caracterización física

Con la caracterización física del material se obtuvo las condiciones propias del relave, esta caracterización consiste en determinar la densidad aparente, humedad natural.

Determinación del peso específico

Se empleó una fiola de 1 litro de capacidad, las determinaciones y cálculos que se realizaron son los siguientes:

–	Peso de la fiola	221,10
–	Peso de la fiola + agua	1225,00
–	Peso de agua	1003,90
–	Peso de mineral	320,00
–	Peso de la fiola + mineral	541,10
–	Peso de la fiola + mineral + agua	1425,34
–	Volumen o peso de agua	884,24
–	Volumen de mineral	119,66
–	Peso específico del mineral	2,67

Densidad aparente

Se puede definir como la masa de muchas partículas de material dividido por el total de volumen que ocupan, incluyendo los espacios entre partículas. (Tapia, 2014)

De forma que la densidad total del cuerpo es menor que la densidad del material poroso si se compactase.

Se pesó una probeta de 1000 ml vacía en una balanza analítica, se agregó el mineral hasta 100 ml y se golpeó ligeramente, pesamos la probeta con el mineral y anotarnos los datos obtenidos y luego aplicamos la fórmula (Tapia, 2014):

$$\rho_{aparente} = \left[\frac{\text{Peso Muestra probeta} - \text{Peso Probeta}}{\text{Volumen Muestra}} \right] \quad [2]$$

Datos y cálculos que se realizaron son los siguientes:

–	Peso de la probeta	645,00
–	Peso de la probeta + mineral	964,00
–	Volumen	545,00
–	Peso de mineral	178,00

La densidad aparente promedio es 1,55.



Figura 7 *Determinación del peso específico*

Fuente: Elaboración propia

Porcentaje humedad natural

El procedimiento para la determinación del porcentaje de humedad se realizó con el uso de una balanza analítica, primeramente se pesó la bandeja seguidamente se pesó 200 g de muestras homogenizadas, luego se colocó la bandeja con la muestra en el horno y se mantuvo a una temperatura de 373,15 K (105 °C) durante 2 horas, después del tiempo transcurrido, se retiró la bandeja y se esperó a que alcance la temperatura ambiente, finalmente se pesó las muestras para la determinación del porcentaje de humedad propia del material. (Avilés, 2004)

Luego se aplica la fórmula siguiente:

$$\% \text{ Humedad} = \frac{(\text{Peso húmedo} - \text{Peso seco})}{\text{Peso Húmedo}} \times 100 \quad [3]$$

Datos y cálculos que se realizaron son los siguientes:

–	Peso de la muestra húmeda	178,00
–	Peso de la muestra seca	170,00

Los valores promedio de humedad es de 4,2.

3.4.4 Diseño de la planta de beneficio

En la zona minera en Sandia Región de Puno, actualmente extraen oro de mineral oxidados en veta o arenas aluviales, son 1000 toneladas de relaves depositados en botaderos, sus operaciones son a escala de pequeña minería, con una planta de beneficio de mineral aurífero por gravimétrica y el uso de mercurio para la extracción de oro, lo que se trata hacer en el presente trabajo es dimensionar algunos equipos para el proceso de cianuración en tanque agitado proceso CIP.

3.4.4.1 Ubicación de la planta de beneficio

Este trabajo de tesis considera la posible ubicación de una planta de beneficio de oro que estará ubicada en el Distrito de Patambuco, Provincia

de Sandía, del Departamento y Región de Puno a una altitud de 3588 m.s.n.m. El área total requerida para las operaciones generales es dos hectáreas, que serán distribuidas de la siguiente manera 20 000 m² (200x100 m) para la instalación de la planta de operaciones, zonas de servicio, relaveras y futuras ampliaciones.

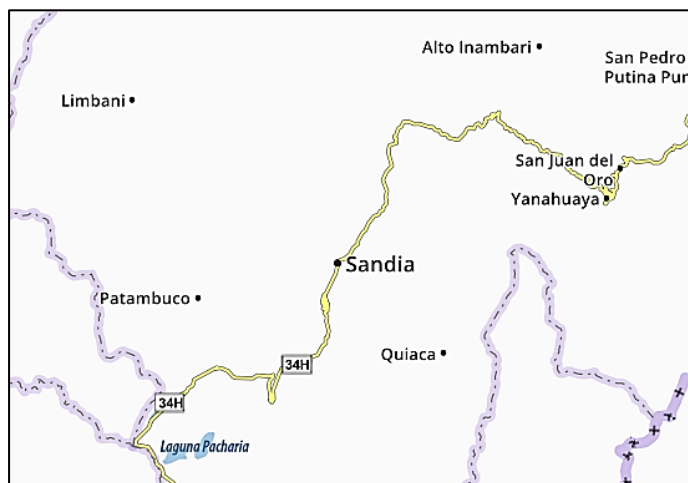


Figura 8 Zona de instalación de planta
Fuente: Mapas Perú, 2019

3.4.4.2 Diseño para la capacidad instalada

La planta está diseñada para procesar 50 TMD de mineral, con una eficiencia de recuperación metalúrgica de 90 %. Las leyes de oro en los relaves son de 5,8 g/t, esta es la ley mínima para la planta de beneficio, pudiendo alcanzar leyes hasta 15,4 g/t en zona. El 100 % de relaves será comprada por acopio, una parte de los relaves son producto del quimbaleta procedentes de mineros artesanales asentados en puntos cercanos donde

se instalará las posibles operaciones, Recuperada Porvenir, Serpiente De Oro III, Minera Sol del Carmen, Virgen de Urcupiña, Balcon de Oro Vizcachani, Sihua, Tiri 1, Aguilas Doradas, Empresa Minera Cerro Magestad, Minera Tesoros Del Inca Vanessa Arnold Y Alianza Patambuco, estos asentamientos serán los mayores aportantes de relaves. La cantidad de mineral captado inicialmente por año se estima en 18 000 TM/año con leyes desde: 5,8 a 15 g/t a más.

El procesamiento de minerales o relaves se iniciará con el proceso de chancado, esta área contará con una tolva, una chancadora de quijadas, reduciendo su tamaño a $\frac{3}{4}$ ", el producto será transportado por una faja hacia una zaranda vibratoria; para separar los finos y gruesos, los gruesos retornarán al circuito de chancado. El material será transportado y almacenado en una tolva de finos, de esta tolva el mineral será alimentado por medio de una faja transportadora a 2 molinos de bolas de 1,52m x 1,52m (5' x 5'), seguidamente se iniciará el proceso de molienda y cianuración. La descarga del molino se conduce al trommel que clasifica el mineral molido, el mineral sobre dimensionado, será reciclado nuevamente al molino para su remolienda. La pulpa que pasa por el Trommel (under) cae a un depósito o caja de distribución, conecta a una bomba que alimentará a un hidrociclón para su reclasificación, los gruesos retornan a la molienda y la pulpa pasará al CIP.

El circuito de lixiviación está formado por 1 tanque de agitación y 4 tanques de agitación en pulpa que será ubicado en serie. Tendrán la capacidad de retener la pulpa de 8 a 12 horas una densidad de 40 % de sólidos. En el primer tanque de agitación se completa la cianuración puesto que se espera que el 70 % de lixiviación del oro ocurra en los molinos. Para acelerar el proceso de cianuración, cada tanque se implementará un agitador, además se preverá efectuar una inyección continua de oxígeno. Finalmente se adicionará carbón activado para el proceso de adsorción del oro, cuyo avance será en contracorriente y durante el avance se incrementa la concentración de oro hasta llegar a su saturación que puede ser de 6 g/kg de carbón que es lo aceptable; todo el proceso lo veremos posteriormente, como también las características de los equipos son detalladas.

Se dispondrá los relaves en la presa de relaves, donde se separan los sólidos y líquidos. El volumen considerado para el depósito de relaves tendrá una capacidad aproximada de 250 000 m³ que asegura una operación de 5 años sin problemas.

La solución líquida recuperada denominada solución barren, será almacenada en un pozo de recuperación (monitoreo), se recicla nuevamente al proceso de molienda, por otro lado, se obtendrá el carbón

activado cargado con oro y plata, este producto será comercializado y/o pasar al proceso de desorción y recuperación de oro en forma de dore. La producción estimada durante el primer año será de 3125,4 Oz/año. El pozo para barren recuperado será construido con geomembrana, y estará implementado con un sistema de bombeo para recircular la solución al proceso de cianuración.

3.4.4.3 Diseño de equipos

Tolva de gruesos

La capacidad de una tolva se determina teniendo en cuenta la forma geométrica de ésta, la granulometría y densidad aparente del mineral. Debemos tener presente que el material que se almacena en tolvas, no está compacto, ya que existen espacios libres entre los trozos de mineral y éstos serán mayores cuanto mayor sea la granulometría del mismo. Además, las tolvas nunca se llenan completamente, quedando un espacio libre considerable en su parte superior; por estas consideraciones se debe estimar en cada caso específico, la proporción de espacios libres, que debe descontarse del volumen total de la tolva para obtener resultados más reales.

Calcular la capacidad de la tolva de la fig. 5 adjunta, si la densidad aparente del mineral es 1,85 y su porcentaje de humedad de 4,2 %.

Considerar que la proporción de espacios libres es de 30 % del volumen total de la tolva.

Calculamos el volumen total de la tolva

$$V \text{ tolva} = V \text{ paralelepípedo sup.} + V \text{ paralelepípedo inf.} / 2V \text{ tolva} \quad [4]$$

$$V \text{ tolva} = (4 \times 6 \times 1,5) \text{ m}^3 + 1/2 (4 \times 6 \times 3,5) \text{ m}^3 = 78 \text{ m}^3$$

$$V \text{ útil tolva} = 78 \times 0,7 = 54,6 \text{ m}^3$$

$$\text{Capacidad tolva} = 54,6 \text{ m}^3 \times 2,67 \text{ t /m}^3 = 145,8 \text{ t}$$

$$\text{Capacidad tolva} = 145,8 \text{ t} \times 0,95 = 138,5$$

$$\text{TMS Capacidad tolva} = 138,5 \text{ t}$$

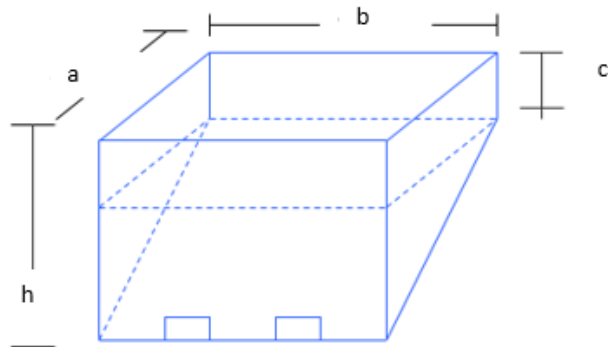
Calcular la capacidad de la tolva, con los datos siguientes:

Tabla 4

Datos de la capacidad de la tolva de gruesos

A (m)	B (m)	C (m)	H (m)	V (m ³)	E (%)	H (%)	Densidad (t/m ³)	Capacidad Tolva (t)
4	6	1,5	5	36	48	5	2,67	138,5
				42				
				V tolva	78			

Fuente Elaboración Propia



$$V_{tolva} = V_{\text{paralepipedo_A}} + V_{\text{paralepipedo_B}} \quad [5]$$

Figura 9 Tolva de gruesos

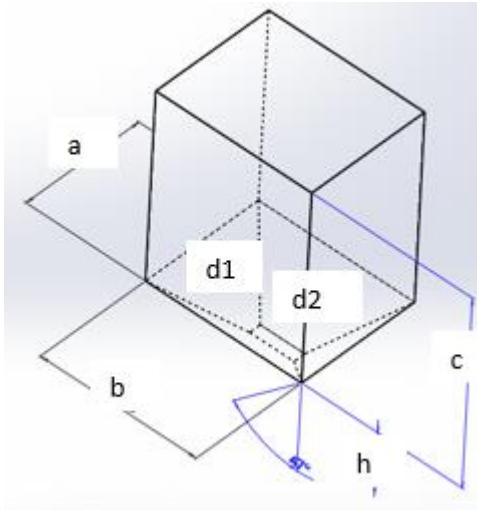
Fuente Elaboración propia, 2019

Tabla 5

Datos de la capacidad de la tolva de finos

A (m)	B (m)	C (m)	H (m)	d1 (m)	d2 (m)	V (m ³)	e (%)	H (%)	Densidad (g/cm ³)	C Tolva™
2,5	3	3,5	1,1	0,3	0,3	26,25	20	5	2,67	77,86
						2,91				
						29,16				

Fuente Elaboración Propia



$$V_{tolva} = V_{\text{paralepipedo}} + V_{\text{troco piramide}}$$

$$V_{tolva} = a * b * c + \frac{1}{3} [h(A_1 + A_2 + \sqrt{A_1 * A_2})]$$

[6]

Figura 10 *Tolva de finos*

Fuente Elaboración propia, 2019

Chancado de mandíbulas

El relave oxidado que fue almacenado en botaderos durante décadas serán trasladados a las canchas de óxidos y será transportado a la tolva de gruesos mediante una faja transportadora N° 1 de 3 HP de 18" (20,32cm) x 4,50 m de longitud es enviada al circuito de chancado y tamizado. El circuito de chancado estará formado por una chancadora primaria de quijadas de 10" x 16" (FUNVESA) de 10.5 HP con abertura del set de 1" (2,54cm). La reducción del mineral es de 3/4" a 1/2". Los minerales menores de 1/2" (1,27cm) de tamaño son transportados a la tolva de finos

de 50 t/h, mediante una faja transportadora N° 2 de 3 HP de 18"x 5,50 m de longitud.

Chancadora de quijadas

1) Cálculo de la Potencia teórica:

Potencia Teórica: $0,21 (L * G)^{0,86}$ [7]

Potencia Teórica = $0,21 * (10 * 16)^{0,86} = 16,51 \text{ HP} = 28,89 \text{ hp}$

2) Cálculo de la potencia consumida para triturar el mineral:

a) Según el grado de reducción Se calcula "Wi"

$$W = Wi \frac{100}{P} \times \frac{\sqrt{R} - 1}{\sqrt{R}}$$

Ejem. Datos de Alimentación = 5,511 t/h

F = 4" = 101,000 micrones

P = 1" = 25,000 micrones

- Cálculo de la razón de Reducción $R = F/P = 101,000/25,000 = 4$
- Cálculo de la Energía en la trituración del mineral (W): Si $Wi = 12,4$
Kw-h/TC

$$W = 12,4 \frac{100}{25,400} x \frac{\sqrt{R} - 1}{\sqrt{R}} = 0,3906 \text{ Kw} - h/t$$

b) Calculamos la potencia consumida

$$P = A \times W \times 1,341 \text{ HP/Kw} \quad [8]$$

Donde:

P = Potencia en HP

A = Alimentación en t/h = 6,889

W = Energía de trituración en Kw-h/t = 0,3906

Reemplazando: $P = 0,3906 \times 6,889 \times 1,341 = 3,60 \text{ HP}$

Rendimiento del Motor, siendo el de la instalación de 10 HP.

$$\text{Eficiencia o rendimiento (E)} \quad E = \frac{HP(\text{práctico}) \times 100}{HP(\text{instalada})} = \frac{3,6 \times 100}{10} = 36\% \quad [9]$$

3) Cálculo del tonelaje máximo: que trataría con su máxima potencia instalada.

$$\text{Tonelaje Máx} = \frac{HP(\text{instalada})}{W \times 1,431 \text{ HP / Kw}} = \frac{10,5 \text{ HP}}{0,3906 \text{ Kw} - h / \text{tx} 1,431 \text{ HP / Kw}} = 17,84 \text{ t / h}$$

[10]

- 4) **La capacidad de una chancadora se puede calcular por la fórmula de TAGGART.**

$$A = 0,6 \times L_r \times L_o$$

[11]

Donde: $A = t/h$

$L_r =$ Longitud de abertura de alimento en pulgada = 4" (10,16cm)

$L_o =$ Longitud de abertura de salida en pulga. = 1" (2,54 cm)

Reemplazando: $A = 0,6 \times 16 \times 1 = 9,6 t/h$

- 5) **La potencia requerida en el motor de una chancadora.**

Se puede calcular asignando al HP encontrado 10 % por pérdidas de transmisión de movimiento del motor a la chancadora, 20 % como medida de seguridad.

$$P \text{ inst.} = \frac{3,85(10 + 20 + 200)}{100} = 8,85HP$$

Velocidad de fajas

Faja 1 LT = 4,50 m

Tiempo promedio = 4,5 seg

Velocidad de faja:

$$Vf1 = \frac{1 \text{ vuelta}}{4,5 \text{ s}} \times \frac{4,5 \text{ m}}{1 \text{ vuelta}} = 1 \text{ m/s}$$

Faja 2

LT = 5,5 m

Tiempo promedio= 5,1 s

Velocidad de faja:

$$Vf2 = \frac{1 \text{ vuelta}}{5,1 \text{ s}} \times \frac{5,5 \text{ m}}{1 \text{ vuelta}} = 1,1 \text{ m/s}$$

Zarandas

Asumiendo que la zaranda tiene las siguientes características:

Longitud = 6 pies

Abertura = $\frac{3}{4}$ " = 0,75 pulg

Ancho = 4 pies

Amplitud de vibración = 0,50 pulg

RPM = 1250

TK = Constante (Symons) que: 7 t/pie² x h le corresponde a una abertura de 0,750 pulg.

- a) **Cálculo de la Capacidad.** - Para lo cual se utiliza la siguiente fórmula de (Waganoff)

$$C_p = (TK) A \times a$$

[12]

Donde:

C_p = Capacidad en t/h

$TK = 7 \text{ t/pie}^2 \times \text{h}$

A = Es el área del tamizaje en pie^2

a = Es la abertura en pulgadas.

Reemplazando: $C_p = (7) (6 \times 4) (0,75) = 126 \text{ t/h}$

- b) **Cálculo de la potencia del motor:** Se emplea la siguiente fórmula:

$$N_1 = (G \times N^3 \times a^2) / 4050000$$

[13]

Donde:

N_1 = Fracción de potencia en Kw

G = Peso de alimentación en t/h = 18,0 t/h

$N^3 = \text{Vibración en RPM (Revoluciones por minuto)} = 1,250$

$a^2 = \text{Amplitud de la vibración en metros} = 0,5 \times 0,0254 = 0,0127 \text{ m}$

Reemplazando: $N1 = 1,61 \text{ Kw}$

$HP = 1,341 (1,61 \text{ Kw}) = 2,16 \text{ HP}$

$HP = 2,16 \times 1,25 = 2,7 \text{ HP}$

Área de molienda y clasificación

Molienda primaria (mineral)

El mineral chancado que se encontrará en la tolva de finos mediante la faja transportadora No 2 de 1,5 HP lleva el mineral al molino de bolas 5 x 5' (1,52m), En el molino se adiciona agua y reactivos en solución (Cianuro de Sodio y Soda Cáustica) que fue previamente preparado en un tanque de capacidad de 1m³ y juntos conforman la pulpa y dan inicio al proceso de molienda primaria. La pulpa resultante saldrá con una densidad de 1 800 a 2 000 g/L y tamaños de 50 a 70 % de malla menos 70. La pulpa que sale del molino es enviado por la bomba B-1 al hidrociclón H1 cuyo apex es 1/8" y vortex 11/16"; donde el over se descarga en el cajón y el under retorna al molino en un circuito cerrado.

a) Cálculo de la velocidad crítica de un molino.

La velocidad crítica del molino es la máxima velocidad en la cual las bolas o barras con el molino pegados a los forros debido a la fuerza centrífuga, haciendo mular la molienda. Es importante la velocidad crítica para ver el trabajo normal de los molinos, porque también a bajas velocidades las bolas o barras no muelen solo producen rodadura (se elevan y resbalan) pero a una velocidad moderada se muelen. Se calcula mediante la fórmula siguiente:

$$V_c = \frac{76,63}{\sqrt{D}} \quad \text{ó} \quad V_c = \frac{54,19}{\sqrt{R}} \quad [14]$$

Donde. V_c = Velocidad crítica en RPM

D = Diámetro del molino en pie = 1,52m (para un molino de bolas 5' x 5')

R = Radio interior del molino

Reemplazando en la fórmula se tiene:

$$V_c = \frac{76,63}{\sqrt{5}} = 34,25RPM$$

b) Cálculo del % de la velocidad crítica:

$$\%V_c = \frac{r.p.m.(normal)}{V_c} = \frac{28}{34,25} = 0,8175(100) = 81,75\%$$

c) Cálculo de fracción de velocidad crítica. - Si el molino está trabajando sólo a 28 R.P.M. entonces corresponde a una fracción de velocidad crítica, la cual se calcula por medio de la siguiente fórmula:

$$C_s = 0,01305 \times R.P.M. (normal) \times \sqrt{D} = 0,01305 \times 28 \times \sqrt{5} = 0,8170 \quad [15]$$

d) Velocidad de operación del molino de bolas:

1.- El boletín de Allis Chalmers, recomienda una velocidad de operación solo para molino de bolas un 75 a 85 % de la velocidad crítica, según la ecuación:

$$V_o = 57 - 40 \text{ Log } D$$

[16]

Donde:

V_o = Velocidad de operación conveniente

D = Diámetro interno del molino en pies

$$V_o = 57 - 40 \text{ Log } (5) = 29 \text{ R.P.M.}$$

2.- La Mining and Smelter Suplí Co, recomienda el 75 a 80 % de la velocidad crítica para molino de bolas, tomando el promedio se tiene 77,55 y la velocidad de operación será de:

$$V_o = (77,5 \times 34,25) / 100 = 28,544 \text{ R.P.m.}$$

Tomando el promedio de ambos:

$$V_o = (29,00 + 26,544) / 2 = 27,77 \text{ R.P.M.}$$

Pero la velocidad práctica de operación es de 27 R.P.M.

e) **Cálculo del índice de trabajo del molino de bolas**

Numéricamente el índice de trabajo (Work Index) representa los Kw-h/t que requiere para reducir un mineral de un tamaño 80 % menos de 100 micrones. Para lo cual se emplea la siguiente fórmula de Bond.

$$W = Wi \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right] \quad [17]$$

$$Wi = \frac{w}{\left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right]}$$

1) **Consumo de energía (W):** Se calcula aplicando la fórmula:

$$w = \frac{1,73 \times A \times F.P. \times Kv}{T}$$

[18]

Donde:

W = Consumo de energía en Kw-h/ts

A = Amperaje que se consumen = 15 Amp.

F.P. = Factor de Potencia (0,7 a 0,8), normalmente se toma 0,75

T = Tonelaje alimentación máxima en t = 14 t = 1,25 t

Kv= Kilovatios, 0,44 (en placa del motor)

Reemplazando valores:

$$w = \frac{1,73 \times 0,44 \times 15 \times 0,75}{1,25t} = 6,80 \text{ Kw} - h / t$$

- 2) Determinación de F y P: Para lo cual el análisis de mallas de alimentación y descarga del molino y luego graficar en papel log % acumulativos (-) en el diagrama de Schuman y Gaudin se obtiene 80 % de F y P que son iguales a $P_{80} = 257$ micrones y $F_{80} = 12\ 589$ micrones (valores asumidos).

Reemplazando tenemos:

$$W_i = \frac{6,80}{\left[\frac{10}{\sqrt{257}} - \frac{10}{\sqrt{12,589}} \right]} = 10,56 \text{ Kw-h / TCS}$$

f) Cálculo de la potencia actual consumida para moler el mineral:

$$P = W \times T \times 1,341 \text{ HP/Kw} = 6,898 \text{ Kw-h/t} \times 1,25 \text{ t/h} \times 1,341 \text{ HP/Kw}$$

$$P = 11,603 \text{ HP} = 12 \text{ HP (práctico)} \quad [19]$$

g) Cálculo de la eficiencia: Si la potencia instalada es de 15 HP:

$$E_f = \frac{HP(\text{práctico})}{HP(\text{instalado})} = \frac{12 \times 100}{15} = 80\% \quad [20]$$

h) Tonelaje máximo que puede tratar el molino:

$$Ton.Máx = \frac{H_p \times 0,746}{W} = \frac{15 \times 0,7462}{6,898} = 1,62 \text{ t / h} \quad [21]$$

i) Cálculo del diámetro y carga de bolas al molino:

- 1) Cálculo del diámetro de bolas. - F.C. Bond propuso una fórmula para calcular el diámetro de bolas, rodillos o guijarros con que se cargaría

al molino. En la fórmula siguiente se relaciona el tamaño de bolas con el Work Index.

$$B = \left(\frac{F}{K} \right)^{1/2} \times \left(\frac{SxWi}{CsxD} \right)^{1/2} \quad [22]$$

Donde:

b = Diámetro en pulg de las bolas, rodillos o guijarros.

F = Tamaño de micrones que excede el 80% de la alimentación

K = Constante igual a 6,500 para un Rod Mill en circuito abierto y 250 parun Ball Mill en circuito cerrado.

S = Gravedad específica del mineral.

Wi = Work Index (de la alimentación)

D = Diámetro del molino en pies

Datos: F = 12,589 micrones

Wi = 10,56 Kw-h/t

K = 250

Cs = 0,8170 = 81,70 %

S = 3

D = 1,52m

Reemplazando en la fórmula:

$$B = \left(\frac{12,589}{250} \right)^{1/2} \times \left(\frac{3,0 \times 10,56}{0,817 \times 5} \right)^{1/2} = 0,624$$

2) Cálculo de carga de bolas en inicio de operación:

Diámetro interior = diámetro entero – Espesor de Chaqueta

$$5' - 0,30' = 4,70'$$

$$\text{Volumen: } V = 3,1416 r^2 h = 3,1416 \times (4,70/2)^2 \times 5 = 86,74 \text{ ft}^3 = 2456,202 \text{ dm}^3$$

a) Volumen bruto de la carga de bolas:

Se recomienda el 45 % del volumen total del molino:

$$V_b = 2\,456,202 \times 0,45 = 1\,105,29 \text{ dm}^3$$

Espacios vacíos: Se recomienda el 38 % del volumen bruto de bolas

$$1\,105,29 \times 0,38 = 420,01 \text{ dm}^3$$

Volumen neto ocupado por las bolas:

$$V_n = 1\,105,29 - 420,01 = 685,27 \text{ dm}^3$$

Se sabe que el volumen de una bola de 4" = 0,06888 dm³

Número total de bolas de la carga:

$$685,27 / 0,06888 = 9\,949 \text{ bolas}$$

b) Peso total de bolas: 5472 kilos

c) Relacionando de acuerdo al catálogo se distribuye:

Tabla 6

Cálculo de cantidad de bolas a utilizar en el molino.

	Diámetro	%	Peso de c/u	Área c/u	X/Y
4	37,40		4,529	33,51	0,1053
3	21,00		1,950	28,26	0,069
2 ½	18,90		1,050	19,62	0,053
2	10,70		0,531	17,56	0,030
1 ½	12,00		0,246	7,06	0,034

Fuente: Elaboración propia

Se tiene:

$$0,374 \times 5472 = 2046,528 \text{ Kg} / 4,529 = 451,87 \text{ Bolas de } 10,16 \text{ cm (4")}$$

$$0,210 \times 5472 = 1149,12 \text{ Kg} / 1,950 = 589,29 \text{ Bolas de } 7,62 \text{ cm (3")}$$

$$0,189 \times 5472 = 1034,208 \text{ Kg} / 1,050 = 984,96 \text{ Bolas de } 6,35 \text{ cm (2 ½")}$$

$$0,107 \times 5472 = 585,504 \text{ Kg} / 0,531 = 1102,64 \text{ Bolas de } 5,08 \text{ cm (2")}$$

$$0,120 \times 5472 = 656,64 \text{ Kg} / 0,246 = 2669,26 \text{ Bolas de } 3,81 \text{ cm (1 ½)}$$

Total = 5798,02 Bolas

Determinación de la carga circulante en circuitos cerrado de un molino:

Calculamos el % de carga circulante y la carga circulante, su proporción es:

Carga circulante dilución:

$$cc = \frac{Do - Df}{Df - Du} = \frac{1,48 - 0,545}{0,545 - 0,236} = 1,951 \times 40TM = 78,06 \quad [23]$$

$$\%cc = 100 \times 1,951 = 195,1\%$$

Donde:

Df densidad de la pulpa del alimento

Du densidad de la pulpa del undersize

Do densidad de la pulpa del oversize

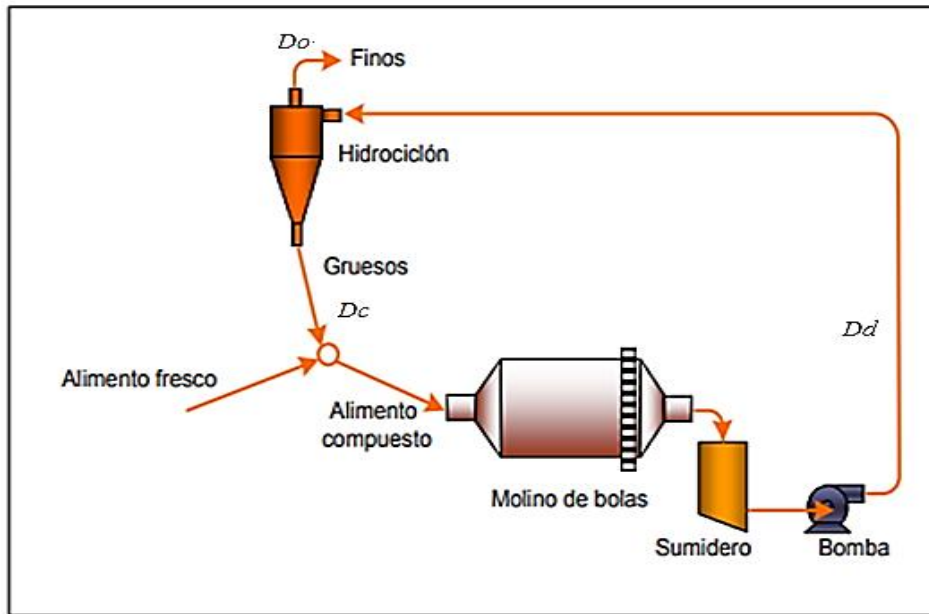


Figura 11 *Circuito cerrado - Molino-Clasificador*

Fuente: Linares Nataniel, 2016

a) Balance de materia en un circuito cerrado de molienda:

Según el cuadro siguiente; donde se conoce:

Factor CC = 2,187

Alimentación al molino 78,06

La carga circulante será = $2,187 \times 78,06 = 170,71$ t de mineral.

Tabla 7

Circuito de molienda

PRODUCTOS	Densidad	%P	%a
Producto del molino de bolas	1,900	75	25
Alimentación al clasificador	1,769	54	46
Under-flow del clasificador	2,020	80	20
Over-flow del clasificador	1,220	30	70

Fuente: Elaboración propia

a) Producto del molino de bolas:

$$\text{Mineral} = 170,71 + 78,06 = 248,77 \text{ t}$$

$$\text{Agua} = \frac{248,77 \times 25}{75} = 83t$$

b) Alimentación al clasificador:

$$\text{Mineral} = 249,1 \text{ t}$$

$$\text{Agua} = \frac{248,77 \times 46}{54} = 212t$$

c) Under-flow del clasificador:

$$\text{Mineral} = 171,65 \text{ t}$$

$$\text{Agua} = \frac{170,71 \times 20}{80} = 42,67t$$

d) Over-flow del clasificador:

$$\text{Mineral} = 249,1 + 171,65 = 420,75 \text{ t}$$

$$\text{Agua} = \frac{420,75 \times 70}{30} = 981,25t$$

e) Carga o alimentación al molino de mineral de la tolva de finos:

Mineral = 78,2 t/día

Agua = Agua del producto del Molino – Agua de Under-flow del Clasificador

Agua = 83,0 – 42,67 = 40,1 t

f) Cálculo del flujo en c/u de los puntos Indicados en GPM:

a.- Producto del molino de bolas.

Carga Total = 249,1 + 83,0 = 332,1 t/día

$$Flujo = \frac{CargaTotal}{Grav.Espec.} = \frac{332,1TM / día}{1,90TM / m^3} = \frac{332,1TM \times M^3 (día)(h)(264,2gal)}{1,90TM \times día(24h)(60min t)(m^3)} = 32,1GPM$$

b.- Alimentación al clasificador:

Carga Total = 249,1 + 212,0 = 461,1 t/día

$$Flujo = \frac{CargaTotal}{Grav.Espec.} = \frac{461,1TM / día}{1,769TM / m^3} = \frac{461,1TM \times M^3 (día)(h)(264,2gal)}{1,769TM \times día(24h)(60min t)(m^3)} = 47,82GPM$$

c.- Under-Flow del clasificador:

Carga Total = 171,65 + 40,1 = 211,7 t/día

$$Flujo = \frac{CargaTotal}{Grav.Espec.} = \frac{211,7TM / día}{2,02TM / m^3} = \frac{211,7TM \times M^3 (día)(h)(264,2g ln)}{2,02TM \times día(24h)(60min t)(m^3)} = 18GPM$$

d.- Over-flow del clasificador:

Carga Total = 78,2 + 182,47 = 260,67t/día

$$Flujo = \frac{CargaTotal}{Grav.Espec.} = \frac{260,67TM / día}{1,22TM / m^3} = \frac{260,67TM \times M^3 (día)(h)(264,2gal)}{1,22TM \times día(24h)(60min t)(m^3)} = 36GPM$$

e.- Alimentación al molino:

Carga Total = 78,2 + 40,1 = 118,30 t/día

Clasificador

1.- Se aplica la fórmula:

$$E = 10,000 \times \frac{O}{F} \times \frac{(o - f)}{f(100 - f)}$$

[25]

Donde. E = Eficiencia

O = Tonelaje en rebose

o = % de material en el rebose, menor malla

f = % en la alimentación más fino que malla

F = Tonelaje en la alimentación

Tabla 8

Como se requiere el tamaño inferior en cada malla, se tiene el análisis

MALLA	Rebose del Clasificador	Descarga del Molino
-m70	80 %	55 %
-m100	70 %	45 %
-m140	61 %	36 %
-m200	54 %	29 %

Fuente: Elaboración propia

Del cual se conoce:

$$CC = 2,187$$

Alimentación al molino = 78,06 t/día

$$cc = 170,72 \text{ t/día}$$

Ton. Descarga del molino = 248,77 t/día

Reemplazando:

$$E = 10,000 \times \frac{170,72}{248,77} \times \frac{(80 - 55)}{55(100 - 55)} = 68,70\%$$

Para mayor precisión sobre la eficiencia de los clasificadores es necesario hacer los mismos cálculos por lo menos de tres mallas y sacar un promedio del porcentaje de la eficiencia.

Tanque de lixiviación

Lo de más importancia de esta sección es el diseño del acondicionador que se requiere con ciertos márgenes de seguridad teniendo en cuenta la capacidad actual y las posibles ampliaciones futuras.

Siguiendo el Método de la Denver equipment co, para los cálculos se aplica la siguiente fórmula.

$$\text{Volumen (ft}^3\text{)} = R \times T \times \text{Factor de Agitación} \quad [26]$$

Donde: R = Tonelaje en 24 horas

T = Tiempo de agitación

Factor de agitación = Se halla en las tablas respectivas de acondicionadores, relacionados con la gravedad específica del mineral.

Si para nuestro diseño se tiene los siguientes datos:

Gravedad específica del mineral = 2,67

% de sólidos en la pulpa = 30 %

Tiempo de acondicionamiento = 12 minutos

Factor de agitación = En la tabla hallamos para G.e. del mineral de 2,6 - 2,9 a 30 % de sólidos es igual a 0,0594

Reemplazando con sus valores en la formula, el volumen de la pulpa será para 500 t se tendrá.

$$V = (500 \times 1,102) \times 12 \times 0,0594 = 551 \times 12 \times 0,0594 = 392,75 \text{ ft}^3$$

También el volumen se puede determinar conociendo el flujo de pulpa con la siguiente formula:

$$\text{ft}^3 \text{ pulpa/ton sólidos seco} = 32 \frac{G_s - 1}{G_s(G_p - 1)} \quad [27]$$

Donde. G_s = G.e del sólido y G_p = G.e de la pulpa

Si la alimentación es de 528,7TCs y la densidad de pulpa es de 1,310 ft^3 para el mismo mineral se tiene:

$$\text{ft}^3 \text{ pulpa/ton sólidos seco} = 32 \frac{2,92 - 1}{2,92(1,31 - 1)} = 68 \text{ ft}^3 / \text{ton}$$

El flujo (F) = (580 ton/día) (68 ft^3 /ton)(Día/1440 min) = 27,24 = 27 ft^3 /minuto.

El volumen total del sistema será:

$$V_s = F \times \text{Tiempo de retención} = 27 \text{ ft}^3/\text{min} \times 15 \text{ min} = 405 \text{ ft}^3$$

Tanque de carbón en pulpa

Determinación del flujo y volumen de los tanques: Teniendo en cuenta la densidad, el porcentaje de sólidos que tiene el mineral a tratar, se puede calcular la cantidad del flujo de pulpa, a trabajar y el tiempo de lixiviación en el proceso de los Tk 1, 2, 3 hasta el tanque N° 12 de la siguiente manera: Para un tanque para el proceso CIP, de 18' x 18' (5,49m)

Fórmula:

$$V = (\pi \times d^2/4) \times h \quad [28]$$

DATOS: % volumen ocupado = 10 %

$$\delta = 1\,460$$

$$\% S = 50,035\%$$

$$D = 5,49$$

$$h = 5,49$$

Reemplazando:

$$V = (3,1416 \times 30,14/4) \times 5,49$$

$$V = 129,95 \times 0,9 = 116,955 \text{ m}^3$$

Entonces:

$$116,955 \text{ m}^3 \times 1\,000 \text{ L/1 m}^3 = 116\,955 \text{ L}$$

$$116\,955 \text{ L} \times 4,2 \text{ s} = 491\,211 \text{ l} = 61\,401,37 \text{ s} \times 1 \text{ h} / 3\,600 \text{ s} = 17,05 \text{ h de lixiviación.}$$

El tiempo de lixiviación para todos los tanques será:

$$\text{Tk1 tiempo de lixiviación} = 17,05 \text{ h}$$

$$\text{Tk2 tiempo de lixiviación} = 09,05 \text{ h}$$

$$\text{Tk3 tiempo de lixiviación} = 3,05 \text{ h}$$

$$\text{Tk4 tiempo de lixiviación} = 3,05 \text{ h}$$

El tiempo total de lixiviación en los tanques es 32,2 h con un flujo de 4,2 l/s y una densidad de 1 460.



Figura 12 *Tanques de agitación CIP*

Fuente Propia

Cancha de relave

El método más ampliamente usado para reducir el cianuro libre y la concentración de cianuro, involucra el uso del cloro e hipoclorito de calcio, $\text{Ca}(\text{OCl})_2$, aproximadamente una libra de hipoclorito oxida una libra de cianuro, el cloro es suministrado como una solución de hipoclorito.

El material estéril del proceso de cianuración será derivado a la cancha de relaves por medio de ductos evacuadores de PVC hacia la relavera situado a 250 m de distancia, los cuales están constituidos por una poza impermeabilizada con HDPE de $10 * 20 * 3,5 \text{ m}^3$. El agua clarificada que es recirculado a la planta.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y ANÁLISIS

4.1 Resultados

4.1.1 Resultados de la caracterización física

A continuación, se muestran los resultados del % de humedad, peso específico, la densidad aparente y las leyes del relave, estos datos fueron usados para el diseño de equipos

Tabla 9

Caracterización del relave

% de humedad	Peso específico	Densidad aparente	Ley del relave
4,2	2,67	1,84	Au : 5,8 – 15,4 g/t Ag : 11,90 g/t Cu : 0,35 %

Fuente: Elaboración propia

4.1.2 Resultados del diseño equipos

Se muestran los resultados del análisis granulométrico realizado a la muestra, obtenidos de la Empresa Explotación Golden Minerales antes de haber realizado la molienda.

4.2 Análisis de resultados

La planta está diseñada para procesar 50 TMD de mineral, con una eficiencia de recuperación metalúrgica de 90 %. La ley de oro en los relaves es de 5,8 g/t, esta es la ley mínima para la planta de beneficio, pudiendo alcanzar leyes hasta 15,4 g/t en zona.

El 100 % de relaves será comprada por acopio, se efectuará un blending si baja la leyes con mineral fresco, una parte de los relaves son producto del quimbalete procedentes de mineros artesanales asentados en puntos cercanos donde se instalará la posible operaciones, Recuperada Porvenir, Serpiente de Oro III, Minera Sol del Carmen, Virgen de Urcupiña, Balcon de Oro Vizcachani, Sihua Sihua, Tiri 1, Aguilas Doradas, Empresa Minera Cerro Magestad, Minera Tesoros del Inca Vanessa Arnold Y Alianza Patambuco, estos asentamientos serán los mayores aportantes de relaves. La cantidad de mineral captado inicialmente por año se estima en 18 000 TM/año con leyes desde: 5,8 a 15 g/t a más.

El procesamiento de relaves se iniciará con el proceso de chancado, esta área contará con una tolva, una chancadora de quijadas, reduciendo su tamaño a 0,635 cm, el producto será transportado por una faja hacia una zaranda vibratoria; para separar los finos y gruesos, los gruesos retornaran al circuito de chancado.

El material será transportado y almacenado en una tolva de finos, de esta tolva el mineral será alimentado por medio de una faja transportadora a 2 molinos de bolas de 5' x 5' (1,524m), seguidamente se iniciará el proceso de molienda y cianuración. La descarga del molino se conduce al trommel que clasifica el mineral molido, el mineral sobre dimensionado, será reciclado nuevamente al molino para su remolienda. La pulpa que pasa por el Trommel (under) cae a un depósito o caja de distribución, conecta a una bomba que alimentará a un hidrociclón para su reclasificación; los gruesos retornan a la molienda y la pulpa pasara al circuito de lixiviación por cianuración CIP.

La etapa de lixiviación estará formado por 1 tanque de agitación y 4 tanques de agitación en pulpa que serán ubicados en serie. Tendrán la capacidad de retener la pulpa 8 a 12 horas una densidad de 40 % de sólidos. En el primer tanque de agitación se completa la cianuración puesto que se espera que el 70 % de lixiviación del oro ocurrirá en los molinos. Para acelerar el proceso de cianuración, cada tanque se implementará un agitador, además se preverá efectuar una inyección continua de oxígeno. Finalmente se adicionará carbón activado para el proceso de adsorción del oro cuyo avance será en contracorriente y durante el avance se incrementa la concentración de oro hasta llegar a su saturación que puede ser de 6 g/kg de carbón que es lo aceptable; todo el proceso lo podemos ver

posteriormente, como también las características de los equipos son detalladas.

CONCLUSIONES

La planta está diseñada para procesar 50 TMD de mineral, con una eficiencia de recuperación metalúrgica de 90 %.

La ley de oro en los relaves varía de 5,8 a 15,4 g/t, se consideró la ley mínima para la planta de beneficio.

La etapa de lixiviación estará formada por 1 tanque de agitación y 4 tanques de agitación en pulpa que serán ubicados en serie. En el primer tanque de agitación se completa la cianuración puesto que se espera que el 70 % de lixiviación del oro ocurrirá en los molinos.

RECOMENDACIONES

Se recomienda la construcción de varias plantas metalúrgicas en la Región de Puno, ya que no utilizarán mercurio que viene contaminado todo el ambiente en la región. Así las mineras con esta tecnología puedan iniciar su formalización de la minería artesanal.

Se recomienda desarrollar pruebas metalúrgicas con otro tipo de minerales, en base a los resultados obtenidos en el presente estudio. Se recomienda utilizar agentes oxidantes en el proceso de lixiviación como el peróxido de hidrógeno, nitrato de plomo; el peróxido de calcio y el hidróxido de amonio en las posteriores investigaciones, para optimizar su recuperación.

El 100 % de relaves será comprada mediante acopio, se efectuará un blending si baja las leyes con relaves de alta ley o mineral fresco, el material será comprado de las diferentes mineras de la zona.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Afenya P, (1991). Treatment of carbonaceous refractory gold ores. Mineral engineering 4 (7-11), 1043-1055.
- Andrade de Lima, L.R.P. (2007). Dynamic Simulation of the carbon-in-pulp and carbon-in-leach Processes. Brazilian Journal of Chemical Engineering, Vol 24, N° 4.
- Avilés M. P. (2004), Análisis de mineral – guía de laboratorio, cetemin, lima.
- Aylmore, M.G. y Muir, D.M. (2001). Thiosulfate leaching of gold – A review. minerals engineering, Vol 14.
- Azañero Ángel. (2001). “Recuperación de oro y plata de minerales por heap leaching”, Revista del instituto de investigación de la facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias geográficas, Lima, Perú, Vol. 4, N° 07.
- Bioper (2018). "distribuidor exclusivo de sandioss en el Perú" Página web revisada en 24/08/2018, recuperado de: <https://www.bioper.com.pe/>
- Cárdenas Revilla Agustín. (1994). “Metalurgia extractiva del oro”, Imprenta Offset “Imral” Ltda. Oruro, Bolivia.

Celep, O. y Alp, I. y Deveci, H. (2011). Improved gold and silver extraction from a refractory antimony ore by pretreatment with alkaline sulphide leach. *hydrometallurgy*, Vol 105. Davidson, R. y

Díaz, X., y Guevara, A. (2002). Taller de cianuración, una alternativa a la amalgamación. Quito, Ecuador.

Deschénes, G. y Wallingford, G. (1995). Effect of oxygen and lead nitrate on the cyanidation of a sulphide bearing gold ore. *minerals engineering*, Vol 8.

Domic Mihovilovic, E. M. (2001). *Hidrometalurgia fundamentos, procesos y aplicaciones*. Santiago, Chile.

Duffield, J. y May, P. (2003). *Cyanide management*. department of the environment Australia.

Espín, J. A. (2001). *El libro de la minería de oro en iberoamérica*. monterreina, Madrid.

Felix Power Porto (2001). "Estudio de instalación de una planta de cianuración para la producción de oro por el sistema de lixiviación en pilas".

- Flores Calli, (2011). en su tesis de titulación “optimización del proceso de lixiviación de minerales auríferos de baja ley – minera Aruntani SAC”,
- DeGarmo, Black, y Kohser, (1994). Materiales y procesos de fabricación.
- Gómez, A., (2010). Carbón activado de cuesco de palma.
- Guevara A.y Torre de la (2006). Tratamientos de minerales refractarios de oro, Ecuador, pp 2-4.
- Grosse, A.C. y Dicinoski, G.W. y Shaw, M.J. y Haddad, P.R. (2003). Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review). hydrometallurgy, Vol 69.
- 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
- Huaco Condori, Marilia C. (2017). Evaluación del porcentaje de disolución de oro en la lixiviación con sandioss mediante diseños experimentales, tesis de grado de La Universidad nacional de san Agustín- Arequipa.
- K. Rees, J. Van Deventer (2000), hydrometallurgy 151-167.

Kondos, P.D. Deschênes, G. y Morrison, R.M. (1995). process optimization studies in gold cyanidation. hydrometallurgy, Vol 39.

Ling, P. (1996). An improved rate equation for cyanidation of a gold ore. canadian metallurgical quarterly, Vol 35, No 3.

Lui, G.Q. y Yen, W.T. (1995). effects of sulphide minerals and dissolved oxygen on the gold and silver dissolution in cyanide solution. minerals engineering, vol 8. ref. Shrihamavut, W. (2008).

Lemcorp. (2015). Revisado en 07 de Julio del 2018 Recuperado de:
<http://www.lemcorp.com.pe>

Mapas de concesiones mineras del Perú (2016).
<http://cooperacion.org.pe/mapas/sandia-noviembre-2016/>

Marsden, J., y House, L. (1992). The chemistry of gold extraction. ellis horwood series in metals and associated materials, ore deposit and process mineralogy.

Marsden, J. y House, I. (1992). The chemistry of gold extraction. West Sussex,

Marsden, J., 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, enero).

Misari Fidel. (1993). "Metalurgia del Oro", centro de estudios y promoción en ciencias de la tierra, CEPECT. Perú.

Munive (2011). "Uso de resina de intercambio aniónico para la recuperación del complejo oro tiosulfato desde soluciones acuosas".

Muñoz, Gustavo, Pazmiño Ayala, Jorge Humberto (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

Nanthakumar, B. y Pickles, C.A. y Kelebek, S. (2007). Microwave pretreatment of a double refractory gold ore. minerals engineering, Vol 2.

Nataniel Linares, (2016) Artículo "Procesamiento de minerales".
https://www.academia.edu/11319831/PROCESAMIENTO_DE_MINERALES_MINERALURGIA_II_CAPITULO_VII

Navarro Wilkomirsky (1999). Efecto del oxígeno disuelto en la adsorción de oro en carbón activado.

Oraby, E.A. (2009). Gold leaching in thiosulfate solutions and its environmental effects compared with cyanide. doctor of philosophy thesis, curtin university of technology.

Padierna León, Juan C. y Zegarra Esquivel, Yuri A. (2016). Recuperación de oro utilizando “sandioss” como alternativa al “cianuro de sodio” en la lixiviación alcalina por agitación de minerales tipo óxido, sulfuro y carbonáceo. Tesis de grado de la Universidad Nacional de Trujillo, revisado el 06 de agosto de 2018, recuperado de: <https://core.ac.uk/download/pdf/54245410.pdf>

Padilla (2001). “Modelación matemática de un equipo mezclador decantador para extracción por solventes”.

Parga, J.R. y Valenzuela, J.L. y Cepeda T, F. (2007). pressure cyanide leaching for precious metls recovery. JOM, October 2007, pp. 43-47.

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 F. Antonio (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).

Rojas Reyes, Néstor R. (2003). Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración, tesis de grado de la Universidad de Concepción.

S.J. Hussey, H.B. Salisbury, G.M. Potter, (1979). Carbon-inpulp gold adsorption from cyanide leach slurries, U.S. Bureau of Mines report.

Senanayake, G. (2005). Kinetics and reaction mechanism of gold cyanidation: surface reaction model via Au(I)-OH-CN Complexes. Hydrometallurgy, Vol 80.

Senanayake, G. (2008). A review of effects of silver, lead, sulfide and carbonaceous matter on gold cyanidation and mechanistic interpretation. hydrometallurgy, Vol 90.

Shrithammavut, W. (2008). Modelling of gold cyanidation. master of science thesis, Lappeenranta University of Technology.

Tapia, J. (2014), Apuntes de fundamentos de hidrometalurgia y apuntes de laboratorio, Universidad Arturo Prat.

Torre de la y Guevara, A. (2006). Tratamiento de minerales refractarios de oro. Quito, Ecuador

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

Valencia, C. (1999). Estudio del proceso carbón en pulpa para minerales auríferos. Quito, Ecuador: Escuela Politécnica Nacional, DEMEX, Ecuador.

Wadsworth, M.E. (2000). Gold dissolution and activation in cyanide solution. hydrometallurgy, Vol 57.

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

Zheng, J. (1995). Study of gold leaching in oxygenated solutions containing cyanide-copper-ammonia using a rotating quartz crystal microbalance. Hydrometallurgy, Vol 39.

ANEXOS

Anexo 1. Hoja de datos de seguridad- Sandioss

1 / 6														
<h3>Material Safety Data Sheet (MSDS)</h3>														
<h4>圣的 Sandioss GOLD LIXIVANT</h4>														
<p>El reactivo sin cianuro Sandioss, es nacional e internacionalmente un producto nuevo de alta tecnología para extraer oro. Con el producto, no hay que cambiar los aparatos anteriores de lixiviación ni cambiar el proceso anterior de cianuración.</p>														
<p>El producto 100% lixivante ecológico aplica en las minas de micro-fino, primarias, de óxido, de semi-óxido, de sulfuro, de concentrado, el relave cianurado y escombros electrónicos, además en las pilas (heap leaching), la pulpa (agitación) y piscina (poza) tienen las ventajas de recuperación alta, disolución de oro rápida, costo bajo en la lixiviación, rendimiento bueno de extraer, la manipulación fácil, almacenamiento seguro y transportación fácil.</p>														
1	Introducción													
	La marca: 圣的 Sandioss													
	Nombre chino: 环保选矿剂													
	Nombre en inglés: GOLD LIXIVANT													
2	PROPIEDADES FISICAS Y QUIMICAS													
	Nombres de los componentes: Complejo													
	Apariencia: Partículas sólidas, Gris, Olor a amoníaco													
	Solubilidad: Soluble													
	Densidad: (Agua=1): 1.28 (17°C)													
	Valor pH: 10.5													
3	COMPOSICIÓN/INFORMACIÓN SOBRE INGREDIENTES													
	Descripción: porcentaje de los componentes													
	<table border="1"><thead><tr><th>Nombres de los componentes</th><th>CAS NO</th><th>Porcentaje de peso %</th></tr></thead><tbody><tr><td>Na2O</td><td>1313-59-3</td><td>30%</td></tr><tr><td>N</td><td>7727-37-9</td><td>20%</td></tr><tr><td>NH4</td><td>14798-03-9</td><td>20%</td></tr></tbody></table>	Nombres de los componentes	CAS NO	Porcentaje de peso %	Na2O	1313-59-3	30%	N	7727-37-9	20%	NH4	14798-03-9	20%	
Nombres de los componentes	CAS NO	Porcentaje de peso %												
Na2O	1313-59-3	30%												
N	7727-37-9	20%												
NH4	14798-03-9	20%												
	上海圣的新材料有限公司 Shanghai Sandioss New Material Co., Ltd													

CaO	1305-78-8	20%
Fe2O3	1309-37-1	10%

4 INFORMACIÓN TOXICOLÓGICA

- Datos de toxicidad aguda por vía oral de animales: el método de prueba, el de prueba de sustancia química 401 y la prueba de toxicidad aguda por vía oral está aprobado por la Administración Estatal de Protección Ambiental (2004) ; según resultado de la prueba y bajo las circunstancias de la presente prueba, el valor LD50 de toxicidad aguda de administración oral para ratón hembra sería 584mg/kg y el intervalo de confianza 95% sería 430-794mg/kg; el valor LD50 para ratón macho sería 584mg/kg y el intervalo de confianza 95% sería 430-794mg/kg.

El presente producto es ligeramente tóxico y de protección ambiental.

- Identificación del peligro de corrosión: no pertenece a corrosivos.
- Identificación de contenido de sustancia tóxica de residuos peligrosos: Requerimiento de norma o cláusula de norma - Identificación de Residuos Peligrosos GB 5085.6-2007 y Identificación de Contenido de Sustancia Tóxica Estándar 4.1 -GB5085.6-2007. De acuerdo con resultado de la prueba, no se detectaron iones cianuro y el mínimo contenido detectado es $5,12 \times 10^{-3}$ mg/kg. El contenido de iones cianuro no supere el límite.
- Datos de estimulación de animales: de ligera irritación.
- Detección de cromo hexavalente de residuos sólidos: todos los siguientes elementos no sobrepasan la norma: arsénico, cadmio, cromo, cobre, níquel, plomo y cinc.

5 AREA DE APLICACION

- El producto Sandioss sirve para oro micro fino, minas oxidadas y semi-óxido, primarias, de sulfuro, de concentrado, de relave cianurado, lodo anódico, escombros electrónicos etc.

6 PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS

- Solubilidad: soluble en el agua
- Componentes de disolución: se separan iones tales como amonio, cianuro de oxígeno, cianúrico, etc. Es el agente complejante orgánico compuesto que cuenta con naturaleza de reducción, y se puede formar complejos con varios iones metálicos.
- La degradación: los iones tales como amonio, cianuro de oxígeno, cianúrico, etc. Puede degradarse por si mismo.
- Oligómero Nocivo: La polimerización peligrosa no ocurriría.

上海圣的新材料有限公司
Shanghai Sandioss New Material Co., Ltd

7 INFORMACIÓN ECOLÓGICA

- Perjuicio ecológico: no es perjudicial sobre los organismos acuáticos y medio ambiente acuático.
- Aguas residual/degradación: agua residual de lixiviación de oro (solución pobre) puede ser reutilizado y agua de lavado puede degradarse automáticamente en un corto periodo de tiempo, descargandose seguramente.
- Relaves(residuos): Después del lavado, no se detectó iones de cianuro de relaves.
- Emisión de gas: No contiene gases tóxicos en el producto.
No contiene gas de exterminio.
No cuenta con gas radiactivo en los relaves, es inodoro y no huele mal tras largo temporada de existencia de presa de relaves.
- Medio ambiente y precauciones: requerimientos sobre medio ambiente local varían según países y tiene que ejercer depuración de agua residual de acuerdo con requerimientos del gobierno local.

8 IDENTIFICACIÓN DE PELIGROS

- *NFPA* – Categoría (Area: 0 - 4)



Peligro para salud = 1 (Baja Toxicidad, irritación); Peligro de incendio = 0 (no inflamable); Reactividad = 0 (estable)

- Riesgos: El producto es de baja toxicidad, no inflamable y alta estabilidad, el polvogenerado en el proceso causa perjuicio al inhalarlo.
- Vía de intrusión: contacto con la piel, contacto con los ojos, ingestión, inhalación.
- Potenciales efectos agudos sobre la salud:
- Contacto con los ojos: es irritable al contactar directamente con los ojos, puede causar algún dolor, enrojecimiento y lgrima de los ojos si no lo trata eficiente y adecuadamente, no frotar si entra algún polvo a los ojos.
- Contacto con la piel: no produce irritación significativa el contacto de poco tiempo y poca cantidad, pero puede estimular las áreas heridas de la piel y causar inflamación. Dada la buena higiene industrial, el contacto directo con cualquier producto químico se debe mantener al mínimo y hacer el trabajo de protección personal
- Inhalación: no causa daño significativo la inhalación de polvo con poco tiempo y

pequeña cantidad, el exceso de inhalación de una cantidad grande en poco tiempo puede provocar irritación respiratoria. Si la inhalación de polvo es de largo tiempo puede causar el daño pulmonar; en el momento del proceso y aplicación se debe tener protección respiratoria para evitar la inhalación excesiva del polvo.

- **Ingestión:** La ingestión del producto es considerado peligroso, no dejar al alcance de los niños.
- **Potenciales efectos crónicos sobre la salud:**
- **Efectos cancerígenos:** ingredientes contenidos en el producto no tiene un conocido carcinógeno significativo. (Clasificado por la NTP de IARC y OSHA de E.E.U.U).

9 MEDIDAS DE PRIMEROS AUXILIOS

- **Inhalación:** Si produce malestar, alejese de inmediato a un lugar aireado y fresco y mantenga la permeabilidad de la vía respiratoria, se debe dar oxígeno si tiene dificultad para respirar, si paraliza la respiración inmediatamente se aplica respiración artificial y se dirige a urgencias médicas.
- **Contacto con la piel:** limpie a fondo con agua corriente y jabón. **Contacto con los ojos:** Retire lentes de contacto (si los hay), levante los párpados superiores e inferiores, lave inmediatamente con abundante agua durante varios minutos si la situación no mejora consulte inmediatamente al médico.
- **Ingestión:** Después de ingerir excesivamente se enjuaga con agua, tome leche o clara de huevo y luego provoque vómito, consulte a un médico de inmediato

10 LUCHA CONTRA INCENDIOS

- **Información general:** En cualquier incendio, los bomberos deben usar aparatos de respiración autónoma y ropa protectora para evitar la inhalación de los gases tóxicos y nocivos generados por la combustión de la descomposición o a alta temperatura, y deben proteger los extintores para evitar una posible explosión cuando el recipiente se caliente.
- **Medios para extinguir el fuego:** Agua y extintor.
- **Punto de inflamación:** No aplicable.
- **Temperatura de auto ignición:** No aplicable.
- **Riesgo de incendio y peligro:** Ninguno.
- **Riesgo de incendio anormal o explosión:** Ninguno.

11 MEDIDAS CONTRA LIBERACIÓN ACCIDENTAL





- **Pequeñas fugas:** Cuando se produce una pequeña fuga, se limpia la sustancia directamente al recipiente de tratamiento.
- **Derrame y fuga importantes:** Cuando una fuga grande se produce, el área de la fuga debe ser aislada, el acceso es restringido para evitar la contaminación con el material fugado, se recicla el material fugado no contaminado al recipiente respectivo; los personales de reciclaje deben usar ropa de protección contra el

polvo, guantes protectores y máscaras contra el polvo, y limpian el material contaminado al recipiente de tratamiento dependiendo de la situación.

12 MANEJO Y ALMACENAMIENTO

- **Manejo y manipulación:** Disponer medidas de protección para los operadores del producto, prestar atención en el momento de empacar y manipular para no producir daños y fugas, debe evitar la producción del polvo para que los operadores no inhalen excesivamente.
En el proceso de producción puede generar polvo o humos, por lo tanto, se debe hacer el trabajo relacionado de la protección personal y un plan integral del control de ventilación.
- **Almacenamiento:** el producto es fuertemente estable, generalmente no tiene exigencia estricta sobre la condición del almacenamiento, se puede almacenar según las condiciones normales, mantenga la zona de almacenamiento seca, ventilada y alejada de cualquier producto alimenticio y sustancia que puede reaccionar con el producto.

13 CONTROL DEL CONTACTO/ PROTECCIÓN PERSONAL

- **Control de ventilación e ingeniería:**
Cuando el producto está en el procesamiento se debe mantener buena ventilación.
- **Protección respiratoria:**
 No hay necesidad de protección respiratoria si el tiempo del contacto con el producto es corto. Usar la máscara contra el polvo cuando por mucho tiempo aplica el producto en el procesamiento.
- **Protección corporal:**
 Es necesaria la ropa a prueba del polvo.
- **Guantes protectores:**
 Puede usar guantes largos de caucho.
- **Protección de los ojos:**
 Use gafas protectoras.
No es necesario aplicar la protección de los ojos si el uso o el contacto con el producto son de poco tiempo o de poca cantidad.
Es necesario usar gafas protectoras si el procesamiento es de tiempo largo o de una cantidad masiva.

14 INFORMACIÓN SOBRE EL TRANSPORTE

- **Identificación de peligro:** Ninguno
- **Peligro de explosión:** La presente mercancía no pertenece a explosivo.

上海圣的新材料有限公司

- Peligro inflamable: La presente mercancía no pertenece a inflamable.
- Peligro de oxidación: La presente mercancía no pertenece a oxidante y peróxido orgánico.
- Peligro de toxicidad y de infección: La presente mercancía pertenece a sustancia tóxica e infecciosa.
- Peligro radiactivo: La presente mercancía no cuenta con peligro radiactivo.
- Peligro corrosivo: La presente mercancía no pertenece a sustancia corrosiva.
- Otros peligros: La presente mercancía no cuenta con otros peligros.
- Requerimientos de embalaje: puede embalarse según condiciones de la mercancía común.
- Facturación de transporte de mercancía de modo terrestre, marítimo, aéreo y de ferrocarril: hacerlo de acuerdo con las condiciones de mercancía común.
- Embalaje del producto: bolsa de membrana PP/PE impermeable, con revestimiento interior de membrana PE que es impermeable, antihumedad y anti-rotura.
- Peso de cada bolsa: 25 kg de peso neto.
- Paquete de tonelada estándar: una paleta es de 1000 kg (40 sacos* 25 kg).
- Dimensiones de paleta: largo 1,1 * ancho 1,1 * alto 1M.
- Estándar de embalaje: contenedor de 20 pies, capaz de transportar 20 toneladas de productos.
- Almacenamiento del producto: El producto es fácil de absorber la humedad, por lo tanto debe prestar atención a humedad, impermeable y sellado, y se lo coloca en un lugar seco y fresco realizando almacenamiento por paquete sellado.
- Almacenamiento en separación: se prohíbe almacenarse juntos con productos químicos ácidos y alimentos evitando que se come por ser humano y ganado.
- Establece régimen de producción y uso de seguridad completo del producto de acuerdo con regulaciones relevantes del país.



Anexo 2. Presentacion del reactivo Sandioss



Informe Sunat N°156-2015

INFORME N° 156 -2015-SUNAT/6C2000

A : Marcia Gisele Bellido Luglio
Gerente (e)
Gerencia Operativa del Registro de Bienes Fiscalizados
Intendencia Nacional de Insumos Químicos y Bienes Fiscalizados

ASUNTO : Consulta sobre control de Insumos Químicos y Productos Fiscalizados

REFERENCIA : Expediente N° 000-6E8120-2015-089419-9

FECHA : Lima, 23 FEB. 2015

Me dirijo a usted para informar lo siguiente:

I. ANTECEDENTES

Mediante el expediente de la referencia, la persona natural GRECIA LORELEY FLORES VILLON solicita se le indique si el producto denominado SANDIOS, AGENTE DE EXTRACCIÓN DE ORO, se encuentra sujeto a control y fiscalización, para lo cual adjunta las especificaciones técnicas del producto.

II. BASE LEGAL

- 2.1 Decreto Legislativo N° 1126.- Decreto Legislativo que establece medidas de control en los insumos químicos y productos fiscalizados, maquinarias y equipos utilizados para la elaboración de drogas ilícitas.
- 2.2 Reglamento del Decreto Legislativo N° 1126, aprobado por el Decreto Supremo N° 044-2013-EF, modificado por Decreto Supremo N° 107-2013-EF, en adelante el Reglamento del Decreto Legislativo N° 1126.
- 2.3 Decreto Supremo N° 024-2013-EF, especifica los insumos químicos, productos y sus subproductos o derivados, objeto de control y fiscalización a que se refiere el artículo 5° del Decreto Legislativo N° 1126, de acuerdo a lo siguiente:



Handwritten signature and initials: ANB

Handwritten signature and initials: DL
DX-45

- a) El artículo 1°.- establece la lista de los insumos químicos y productos sujetos a control y fiscalización cualquiera sea su denominación, forma o presentación, precisando que se encuentran sujetos a control y fiscalización siempre que se encuentren a una concentración igual o superior al 80%, excepto el óxido de calcio que se controla a partir del 70%; asimismo que se encuentran sujetos a control y fiscalización aún cuando se encuentren diluidos o rebajados en su concentración porcentual en solución acuosa (agua) excepto el hipoclorito de sodio que se encuentra sujeto a control y fiscalización en concentraciones superiores al 6%.
- b) El artículo 2°, inciso 2.1.- establece las mezclas que se encuentran sujetas a control y fiscalización, las mismas que se detallan a continuación:
- Del ácido clorhídrico en una concentración superior al 10%
 - Del ácido sulfúrico en una concentración superior al 30%
 - Del permanganato de potasio en una concentración superior al 30%
 - Del carbonato de sodio en una concentración superior al 30%
 - Del carbonato de potasio en una concentración superior al 30%

Sandios Vs Cianuro

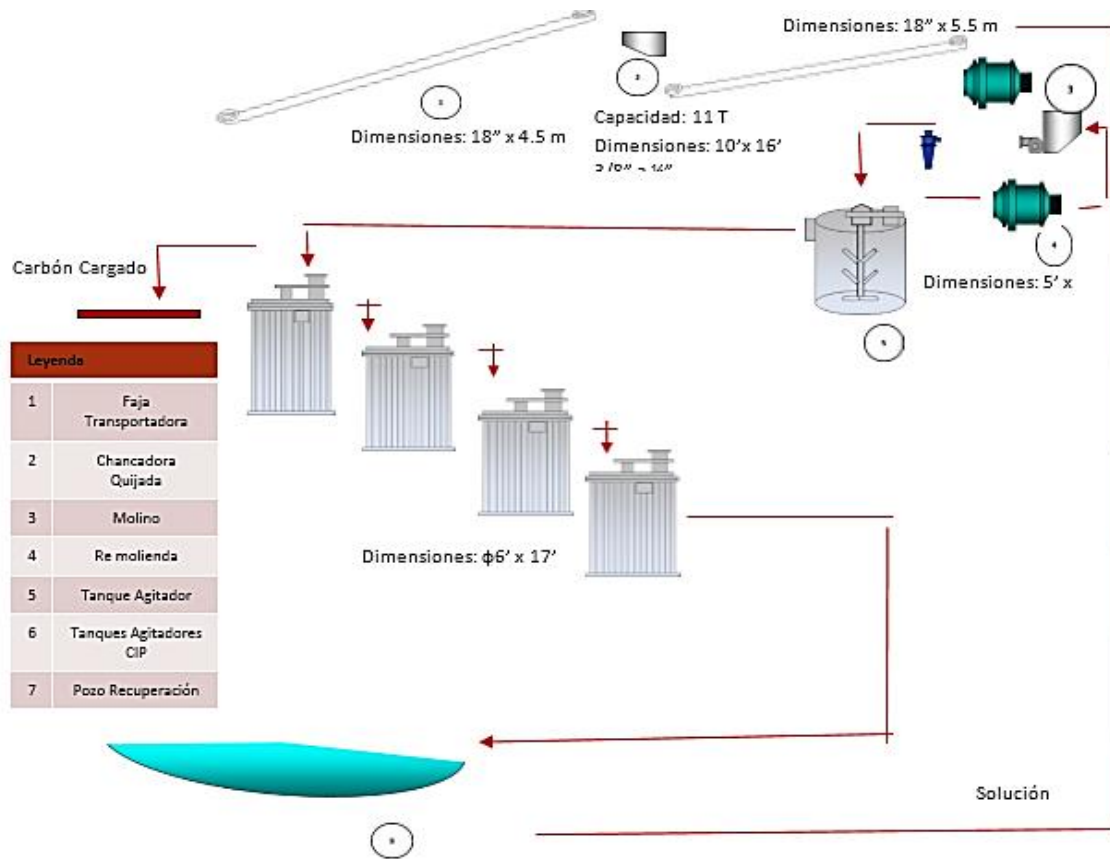


Diagrama de flujo de una planta de agitación para el tratamiento de relaves auríferos