



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



**AMPLIACIÓN DE PLANTA DE BENEFICIO DE 40TMD A
100TMD PARA MEJORAR LA PRODUCCIÓN EN LA COMPAÑÍA
PROCESADORA MOLLEHUACA S.A.C., CARAVELI – REGIÓN
AREQUIPA**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. WILFER ALVAREZ CALCINA

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO - PERÚ

2022



DEDICATORIA

Mi tesis la dedico a Dios, por su infinito amor y bendición quien ha guiado mi camino y ayudado a salir adelante en todo momento hasta ahora.

A mi padre José A. Alvarez, a mi madre Luz I. Calcina por su amor, comprensión y apoyo incondicional que, en los momentos difíciles, siempre fueron un faro de luz y amor para mí.

Dedico con todo amor y cariño a mi compañera de vida Verónica por creer en mí y estar a mi lado hasta en los momentos más difíciles brindándome su apoyo.

Agradezco a mis hermanas, Umayra, Yudmili y Mirian por su apoyo, por ser parte de mi formación profesional, he inculcaron en mi espíritu de lucha y perseverancia para lograr mis metas.

A mis amigos por su apoyo moral incondicional y por haber confiado en mí durante el periodo de mi formación profesional.

Wilfer Alvarez



AGRADECIMIENTOS

- Mi profundo agradecimiento va dirigido a Dios, por darme la oportunidad de vida, voluntad y fuerza para superar todas las dificultades de la vida dentro de mi formación profesional.
- A mi Alma Mater la Universidad Nacional del Altiplano-Puno, por haberme acogido y contribuido en mi formación profesional.
- A la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, especialmente a los docentes que contribuyeron las enseñanzas y experiencias en cada etapa de mi formación académica.
- A mi asesor Mg. Alberto Maquera Gil por su constante apoyo para llevar a cabo la elaboración de la tesis.
- A los señores miembros del jurado evaluador por su disposición y apoyo para la realización del presente trabajo.
- Mi especial agradecimiento a la Empresa Mollehuaca S.A.C. por haberme brindado la oportunidad de realizar la presente tesis y a todos los colaboradores en especial al Sr. Hugo Herrera (eléctrico) y Marvin Ayala (Mecánico) por las facilidades brindadas durante la ejecución de este trabajo.

Wilfer Alvarez



ÍNDICE GENERAL

Pág.

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

ÍNDICE GENERAL

ÍNDICE DE FIGURAS

ÍNDICE DE TABLAS

ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

RESUMEN 13

ABSTRACT..... 14

CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA 15

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA 16

1.2.1. Problema general..... 16

1.2.2. Problemas específicos 16

1.3. HIPÓTESIS 16

1.3.1. Hipótesis general 16

1.3.2. Hipótesis específicos 16

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO 17

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 17

1.5.1. Objetivos específicos 18

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DEL PROYECTO 19



2.1.1. Ampliación	21
2.1.2. Cianuro en minería aurífera	21
2.1.3. Cianuro libre.....	22
2.1.4. Toxicidad del cianuro.....	22
2.1.5. Manipulación del producto	23
2.1.6. Soda caustica (NaOH).....	23
2.1.7. El oro	24
2.1.8. Yacimientos auríferos	24
2.1.9. Minerales auríferos.....	25
2.1.10. Conminución de minerales.....	28
2.1.11. Clasificación de minerales	31
2.1.12. Proceso de cianuración.....	32
2.1.13. Termodinámica de la cianuración	33
2.1.14. Mecanismo electroquímico	34
2.1.15. Métodos de cianuración	34
2.2. DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA ACTUAL	36
2.2.1. Capacidad de la planta concentradora.....	36
2.2.2. Área de pesaje	37
2.2.3. Área de recepción de mineral.....	37
2.2.4. Tolva de gruesos	38
2.2.5. Chancadora de mandíbula 10”x16” y chancadora cónica.....	39
2.2.6. Tolva de finos.....	40
2.2.7. Área molienda	41
2.2.8. Control de densidades y %de solidos.....	42
2.2.9. Control granulometrico	44



2.2.10. Tanques de lixiviación	45
2.2.11. Desorción	45
2.2.12. Fundición y refinación	46
2.2.13. Cancha de relaves.....	47
2.2.14. Balance metalúrgico mensual a 40TMD.....	48
2.2.15. Esquema de producción actual.....	48

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRAFICA DEL ESTUDIO	51
3.2. ACCESO.....	52
3.3. DESCRIPCION DE LA METODOLOGIA	52
3.4. MATERIALES DEL ESTUDIO	52
3.5. TÉCNICAS y procedimiento DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	53
3.6. PROCEDIMIENTO	53
3.7. MÉTODO	54
3.7.1. Toma de muestras	54

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EVALUACION DE INGENIERIA PARA LA AMPLIACION 40 A 100TMD	55
4.1.1. Balance de material	55
4.1.2. Parámetros actuales	55
4.1.3. Evaluación del área de chancado	57
4.1.4. Evaluación del área de molienda.....	62
4.1.5. Evaluación de área de lixiviación y adsorción	69



4.2. EVALUACION DE EQUIPOS PROYECTADO PARA 100TMD.....	72
4.2.1. Área reactivos.....	72
4.2.2. Área de chancado	73
4.2.3. Área molienda	74
4.2.4. Área de lixiviación	78
4.2.5. Diagrama de flujo diseñada para la ampliación a 100TMD.....	80
4.2.6. Equipos a implementar para la ampliación a 100TMD	82
4.3. PRODUCCIÓN Y RECUPERACION CON 100TMD	84
4.3.1. Balance proyectado	84
4.3.2. Evaluación de producción minucioso con 100TM (MES).....	85
4.4. INVERSION para la ampliacion a 100tmd.....	90
4.4.1. Implementación de equipos.....	90
4.5. INVERSION.....	91
V. CONCLUSIONES.....	93
VI. RECOMENDACIONES	94
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	95
ANEXOS.....	97

ÁREA: Metalurgia extractiva

TEMA: Diseño de plantas

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 12 de agosto de 2022



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Chancadora cónica	28
Figura 2. Molino de bolas	30
Figura 3. Esquema de un hidrociclón	31
Figura 4. Clasificador helicoidal.....	32
Figura 5. Diagrama de Pourbaix para el Sistema Au-CN-H ₂ O a 25° (Misari, 2010)...	33
Figura 6. Esquema mecanístico del proceso de cianuración	34
Figura 7. Balanza plataforma.....	37
Figura 8. Área de recepción de material	38
Figura 9. Parrilla de tolva de gruesos	38
Figura 10. Chancadora de quijada (primaria)	39
Figura 11. Chancadora cónica (secundaria).....	40
Figura 12. Tolva de finos	41
Figura 13. Molino de bolas	42
Figura 14. Balanza Marcy.....	43
Figura 15. Tanques de lixiviación	45
Figura 16. Reactor de 2TN de capacidad.....	46
Figura 17. Solución barren	47
Figura 18. Ubicación de la Planta de Beneficio Mollehuaca S.A.C.....	51
Figura 19. Diagrama de flujo del área de chancado	57
Figura 20. Dimensiones de tolva de gruesos	57
Figura 21. Zaranda vibratoria	59
Figura 22. Dimensiones de la chancadora cónica.....	60
Figura 23. Diagrama de flujo del área de molienda.....	62



Figura 24. Dimensiones de la tolva de finos.....	62
Figura 25. Tanque de solución (Hidróxido de sodio)	63
Figura 26. Tanque de solución (Cianuro de sodio).....	64
Figura 27. Diagrama de flujo del área de lixiviación	69
Figura 28. Diseño de tanque de Cianuro de sodio (NaCN)	72
Figura 29. Dimensiones de tolva de gruesos	73
Figura 30. Dimensiones de chancadora de quijada	74
Figura 31. Tanque de 25ftx25ft	78
Figura 32. Diagrama de flujo del área de molienda para 100TMD.....	80
Figura 33. Diagrama de flujo del área de lixiviación y adsorción.....	81
Figura 34. Balance comparativo mensual.....	84



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Balance mensual	48
Tabla 2. Esquema de producción mensual.....	48
Tabla 3. Balance de agua	49
Tabla 4. Balance energético	49
Tabla 5. Ruta y acceso a la planta.....	52
Tabla 6. Materiales y reactivos de estudio.....	53
Tabla 7. Variable.....	54
Tabla 8. Balance por día	55
Tabla 9. Parámetro de operación actual	56
Tabla 10. Velocidad y capacidad de fajas de planta	58
Tabla 11. Distribución de bolas	66
Tabla 12. Cálculo de carga circulante.....	67
Tabla 13. Distribución de bolas	76
Tabla 14. Equipos a implementar para la ampliación.....	82
Tabla 15. Parámetro estimado para 100TMD.....	83
Tabla 16. Balance mensual	84
Tabla 17. Resumen de producción de 100TM.....	87
Tabla 18. Balance de agua	87
Tabla 19. Balance energético.....	88
Tabla 20. Costo de equipos a implementar.....	90
Tabla 21. Periodo de recuperación de inversión	91
Tabla 22. Tabla comparativa general de producción 1200 vs 3000TM mensual	92



ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

Au	: Oro
Amp	: Amperaje
Cu	: Cobre
CN-	: Cianuro libre
CIC	: Carbón en columna
CIL	: Carbón en lixiviación
CIP	: Carbón en pulpa
°C	: Grados centígrados
D4	: Diámetro de 4 pulgadas
D6	: Diámetro de 6 pulgadas
ft	: Pies
gr	: Gramos
gr/l	: Gramos por litro
gr/K	: Gramos por kilo
g/tn	: Gramos por tonelada
gr/cc	: Gramos por centímetro cubico
HNO₃	: Ácido nítrico
HCN	: Ácido cianhídrico
hr	: Horas
Km	: Kilómetros
KI	: Yoduro de potasio
M1	: Molino numero 1
min	: Minutos



mg/l	: Miligramos por litro
m³/hr	: Metros cúbicos por hora
NaOH	: Hidróxido de sodio
NaCN	: Cianuro de sodio
oz/tc	: Onzas por tonelada corta
ppm	: Partes por millón
SAA	: Sociedad anónima abierta
SAC	: Sociedad anónima cerrada
TMD	: Toneladas métricas por día
TMS	: Toneladas métricas secas
TM	: Toneladas métricas
TPH	: Toneladas por hora
TN	: Toneladas
WAD	: Acido débil
%	: Porcentaje
s/	: Sol peruano
\$: Dólar estadounidense



RESUMEN

La Compañía Procesadora Mollehuaca S.A.C., está ubicado en la Provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa, desarrolla actividades de tratamiento de minerales auríferos de 40TMD., debido al gran problema actual en la pequeña minería en el Perú, reservas de mineral de baja ley y el alto costo de producción , conlleva a la imperiosa necesidad de ampliar la capacidad de producción de mineral aurífero para garantizar la continuidad del proceso, es por ello que la compañía Mollehuaca tiene la necesidad de aumentar la capacidad de tratamiento de mineral, buscando obtener una mayor producción de mineral y consecuentemente una recuperación elevada de oro. Por tal razón, el presente proyecto tiene como objetivo, determinar la capacidad de ampliación de 40 a 100 TM/Día para mejorar la producción de la Planta de beneficio de minerales así tratar 3000TM/Mes, 1800TM más que la producción actual. En el presente proyecto se aplicó la investigación cuantitativa, el método descriptivo donde se analiza minuciosamente la capacidad actual de la planta de beneficio de 40TMD para conocer el límite de producción de equipos y por ende poder implementar equipos necesarios para lograr la producción de 100TMD., así determinándose que se necesita implementar una chancadora de quijada (primaria) de 15"x24", una tolva de grueso de 115TM de almacenamiento, un tanque de 25ftx25ft para lixiviación y tener un tiempo de residencia adecuada, un molino de bolas remolienda de 5'x7', una bomba de pulpa de 4"x3", un hidrociclón D6, mantenimiento y reactivación de 6 tanques de 9'x9', obteniendo así una planta rentable en producción con una diferencia 7617.6 gr Au por mes y el beneficio económico de 35374.8 US\$ mensual.

Palabras clave: Ampliación, Beneficio, Mineral, Planta, Producción.



ABSTRACT

Compañía Procesadora Mollehuaca S.A.C., located in the Province of Caravelí, Department of Arequipa, develops activities of gold ore treatment of 40TMD, Due to the great current problem in small mining in Peru, low grade ore reserves and the high cost of production, leads to the urgent need to expand the production capacity of gold ore to ensure the continuity of the process, which is why the company Mollehuaca has the need to increase the capacity of ore processing, seeking to obtain a higher production of ore and consequently a high recovery of gold. For this reason, the objective of this project is to determine the expansion capacity of the ore beneficiation plant from 40 to 100 MT/day in order to treat 3000 MT/month, 1800 MT more than the current production. In the present project the quantitative investigation was applied, the descriptive method where the current capacity of the plant of benefit of 40TMD is analyzed in detail to know the limit of production of equipment and therefore to be able to implement the necessary equipment to achieve the production of 100TMD, thus determining that it is necessary to implement a jaw crusher (primary) of 15 "x24", a coarse hopper of 115TM of storage, a tank of 25ftx25ft for leaching and to have an adequate residence time, a ball mill regrinding of 5'x7', a pulp pump of 4"x3", a hydrocyclone D6, maintenance and reactivation of 6 tanks of 9'x9', thus obtaining a profitable plant in production with a difference of 7617. 6 gr Au per month and the economic benefit of 35374.8 US\$ per month.

Keywords: Expansion, Beneficiation, Mineral, Plant, Production.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

1.1. PLANTEAMIENTO DE PROBLEMA

A nivel mundial los costos de operación para la extracción de mineral de baja ley representan un problema enorme. Debido que la capacidad actual de muchas plantas de beneficio no es suficiente para cumplir un proceso de operación esto hace más complejo y aumenta los costos de producción, es por ello que se requiere la puesta en marcha de proyectos de ampliación.

La metalurgia extractiva en el Perú no ha sido suficientemente investigada en cuanto a las modernas técnicas de extracción, esto se debe a la complejidad heterogeneidad de los minerales tratados por consiguiente es necesario el desarrollo tecnológico para el aumento de capacidad productiva y rentabilidad.

Mollehuaca S.A.C está ubicado en la Provincia de Caravelí, Departamento de Arequipa, desarrolla actividades de tratamiento de minerales auríferos procedente de sus propias minas con una ley promedio 4-5gr/TM, además de diversas operaciones mineras aledañas mediante acopio. Así como 5 estrellas, Mina Quebrada y Mina Dorada con una ley promedio 15gr/TM.

La Planta de beneficio está en constante mejora ya que en la actualidad se tiene el gran problema de poder procesar minerales con leyes bajas de gran complejidad y el alto costo de producción que es necesario y fundamental buscar estrategias para lograr una mayor productividad adecuada y rentable, es por ello que Mollehuaca S.A.C. necesita de una ampliación que permita un incremento de producción a 100TPD con una ley promedio 5gr/TM, para ello es necesario la instalación de equipos nuevos en donde



también es necesario aplicar nuevas técnicas en operación y así lograr resultados que favorecen económicamente y desde luego superar la producción actual.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

¿Cómo ampliar la capacidad de producción de 40TMD a 100TMD para mejorar la producción en la Compañía procesadora Mollehuaca S.A.C., Caravelí – Región Arequipa?

1.2.2. Problemas específicos

1. ¿Cuál es la capacidad instalada actualmente de los equipos en planta de beneficio con 40 TMD?
2. ¿Cuál es el volumen de producción y recuperación en la planta de beneficio con 100 TMD?
3. ¿Cuál será la inversión económica de la ampliación de la planta de beneficio con 100 TMD?

1.3. HIPÓTESIS

1.3.1. Hipótesis general

Con la ampliación de la planta de beneficio de 40 TMD a 100 TMD se mejora la producción en la Compañía procesadora Mollehuaca S.A.C., Caravelí – Región Arequipa

1.3.2. Hipótesis específicos

1. La capacidad instalada actualmente de los equipos en planta de beneficio produce 40 TMD



2. El volumen de producción y recuperación en la planta de beneficio mejora con 100 TMD
3. La inversión económica de la ampliación de la planta se beneficia con 100 TMD

1.4. JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO

Actualmente las empresas mineras están en continua mejora para tener una mayor productividad, para ello se realizará una ampliación para una producción de 100 TMD en lo cual la ingeniería se encargará de la infraestructura de los equipos nuevos y la optimización de los mismos y como resultado obtener resultados satisfactorios. Como el aumento de producción de mineral.

Hoy en día la Compañía Procesadora Mollehuaca S.A.C., ha incrementado el abastecimiento de mineral de 40 a 100TMD de sus minas con una ley promedio 4-5gr/TM, es por ello la necesidad de la ampliación de la planta de beneficio a 100TMD que se tratará 3000TM/mes, 36000TM/año y el objetivo es ser líder en procesamiento de minerales auríferos.

Para garantizar la ampliación y conseguir resultados satisfactorios es de gran importancia analizar diferentes factores para la implementación e instalación correcta de los equipos nuevos, determinando los parámetros óptimos en el control de proceso esto, justifica mayor producción y consecuentemente minimiza el costo del proceso que será en beneficio económico para la empresa.

1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN

Determinar la ampliación de planta de Beneficio de 40 a 100 TMD para mejorar la producción en la Compañía procesadora Mollehuaca S.A.C., Caravelí – Región Arequipa



1.5.1. Objetivos específicos

1. Determinar la capacidad instalada actualmente de los equipos en planta de beneficio con 40 TMD
2. Determinar el volumen de producción y recuperación en la planta de beneficio con 100 TMD
3. Determinar la inversión económica de la ampliación de la planta de beneficio con 100 TMD

-



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DEL PROYECTO

Altamirano (2011) en su tesis de pregrado estudio técnico económico para la ampliación de la planta concentradora de minerales Bertha, ubicado en el departamento de Ancash, investigó las características y las aplicaciones de los concentrados de plomo y zinc. El nivel de consumo que tienen estos concentrados está en un apogeo económico creciente; esto se evidencia en el precio de los metales que se están manteniendo durante estos últimos meses; debido a esta coyuntura económica y su proyección, se realizó este estudio de evaluación técnica económica de la ampliación de la planta concentradora. Para ello se estudió el mercado del plomo y zinc a nivel mundial, para luego enfocarse en la producción de concentrados a nivel nacional, se estudió la normativa ambiental aplicable al proyecto, así como el proceso para producir concentrados de plomo y zinc. La información fue obtenida a partir de diversas fuentes bibliográficas. De los resultados obtenidos se concluye que es rentable la ampliación de la Planta Concentradora de Minerales Bertha.

Venegas (2009) en su tesis Ampliación de Producción de Mina Condestable, analizó las características de un proyecto de ampliación de la capacidad de procesamiento de 6000 a 7000 toneladas diarias de mineral, lo que significa incrementar la producción anual a 2 555 000 toneladas a partir del año 2010. Entre los objetivos específicos que se tienen son poner en operación una unidad de la mina paralizada por muchos años debido al bajo valor de su contenido de mineral (1.01% de contenido de cobre) Además de Identificar las variables relevantes en la toma de decisiones de una empresa peruana de



mediana minería, conocer y describir el proceso productivo de la empresa, seleccionar una metodología para la evaluación económica del proyecto, elaborar un análisis exhaustivo de los riesgos internos y externos del proyecto, proyectar el flujo de caja descontado del proyecto de ampliación, evaluar la resistencia del proyecto frente a posibles cambios en las variables relevantes, cuantificar los riesgos del proyecto mediante el empleo de la simulación de Monte Carlo. La decisión de ampliación se sustenta en cuatro factores clave, los cuales son, en orden de importancia: costos adecuados, proyección de precio favorable, reservas suficientes y gerencia apta para llevar a cabo el cambio, experiencia de ampliaciones recientes.

Marin (2018) realizó un estudio técnico metalúrgico alternativo para incrementar la recuperación del oro en el tratamiento de minerales auríferos de la mina y planta concentradora de Untuca-Sandia de 350 TMD a 1000 TMD. Considerándose que se cuenta con grandes volúmenes de mineral de baja ley de 4.5 g Au/T en promedio y dar por agotadas las canchas de Alta ley como fue la 3A, es por ello que debido principalmente a una caída en las leyes de los desmontes disponibles y del inicio del tratamiento del mineral de Cerro La Torre es que le conlleva a realizar el presente trabajo sustentándose en cuatro factores clave, los cuales son, en orden de importancia: tendencia de precio favorable, costos adecuados, reservas suficientes y gerencia apta para llevar a cabo el cambio. Con el presente estudio técnico se ha determinado que la producción se verá enormemente incrementado, lo que significa la producción anual en 187200 toneladas.

Chillce y Rojas (2012) en su tesis Implementación del sistema experto en molinos para optimizar la molienda del circuito de cobre en la planta concentradora de sociedad minera cerro verde S.A.A, indica que la planta concentradora de Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A. tiene una capacidad de diseño de 108 mil toneladas métricas



de mineral procesado por día, esta fue diseñada por la necesidad de procesar sulfuros primarios (Calcopirita y Molibdenita). Cada molino tiene un flujo de alimentación fresca de 1200 TPH. Por lo cual la preocupación para la empresa era optimizar la molienda ya que de esto dependía la recuperación de los minerales económicos en planta. Mediante la instalación y la puesta en marcha el Sistema Experto de molinos fue posible mejorar la molienda de esta manera tener un grado óptimo de liberación de minerales de Cu.

2.1.1. Ampliación

El proyecto de ampliación se define como el aumento de capacidad de producción, ya sea la expansión de un servicio existente o donde involucra la integración de otro nuevo. En una ampliación no es necesario considerar la liberación de un activo en uso, ya que en general solo involucra un aumento de inversión. Para ello las empresas que evalúan para el aumento de capacidad deberán comparar las rentabilidades de adquisición con la opción de adquirir nuevos equipos necesarios para la ampliación.

2.1.2. Cianuro en minería aurífera

Desde aproximadamente finales del siglo XIX, el cianuro de sodio es empleado intensamente en operaciones auríferas para la disolución o lixiviación de oro. El proceso fue patentado en el Reino Unido por J.S. MacArthur y los hermanos W. y R. Forrest el 19 de octubre de 1887. Del total de la producción mundial de cianuro, alrededor del 20% se utiliza para fabricar cianuro de sodio, una forma sólida de cianuro cuya manipulación es relativamente fácil y segura. De este porcentaje, el 90%, es decir, el 18% de la producción total, se utiliza en minería en todo el mundo, mayormente para la recuperación de oro. Los procesos de extracción aurífera empleada en operaciones mineras requieren de soluciones muy diluidas de cianuro de sodio, generalmente entre 0.01% y 0.05% de cianuro (100 a 500 partes por millón). En contacto con el oro, el cianuro forma complejos



estables, razón por la cual su importancia en minería aurífera. $2\text{Au}_{(s)} + 4\text{NaCN}_{(s)} + \text{H}_2\text{O} + \frac{1}{2} \text{O}_2 \text{(aq)} \rightarrow 2\text{Na}[\text{Au}(\text{CN})_2]_{(aq)} + 2 \text{NaOH}_{(aq)}$ En procesos industriales asociados con la extracción de oro y plata se conocen varias formas de cianuros: total, libre, y disociable en ácido débil (WAD, por sus siglas en inglés) (Guerrero, 2013).

2.1.3. Cianuro libre

“Cianuro libre” es el término utilizado para describir tanto el ion de cianuro (CN^-) que se disuelve en el agua del proceso como cualquier cianuro de hidrógeno (HCN) que se forma en la solución. Las briquetas sólidas de cianuro de sodio se disuelven en el agua para formar el ion de sodio y el anión de cianuro (CN^-). El anión de cianuro se combina luego con el ion de hidrógeno para formar HCN molecular. La concentración del ion de hidrógeno en el agua del proceso se expresa mediante el conocido parámetro pH. 3 Casi todo el cianuro libre está presente como HCN cuando hay abundantes iones de hidrógeno presentes, es decir, a un valor de pH de 8 o menos. Este HCN, entonces, puede volatilizarse y dispersarse en el aire. Cuando el pH es superior a 10.5, hay pocos iones de hidrógeno presentes y casi todo el cianuro libre está presente como CN^- . En condiciones normales de temperatura y presión, las concentraciones de HCN y CN^- son iguales a un valor de pH de aproximadamente 9.4 (Logsdon *et al.*, 2001).

2.1.4. Toxicidad del cianuro

La inadecuada manipulación o empleo del cianuro lo convierte en un compuesto potencialmente tóxico. En Canadá, el cianuro puede ser descargado en valores de CN^- total de entre 1-2 mg/l y CN^- WAD de 0.1 - 0.5 mg/l; mientras que en Estados Unidos los límites establecidos por la Agencia de Protección Ambiental (EPA, por sus siglas en inglés) son de 0.2mg/l de cianuro WAD y 1mg/l de cianuro total. En el Perú, la legislación



establece niveles de cianuro total de 1 mg/l; 0.1mg/l de cianuro libre y 0.2mg/l de cianuro WAD.

Diariamente los seres humanos tienen contacto directo con el cianuro o sus derivados a través de los alimentos que consume y productos que utiliza. De otro lado, en la industria minera son numerosos los trabajadores que tienen contacto frecuente con este reactivo no reportándose accidentes fatales o muertes originadas por la intoxicación de este compuesto. La causa principal de muerte por cianuro involucra la ingesta de plantas cianogénicas, cuyos elevados niveles de cianuro provocan una parálisis permanente de las extremidades (Guerrero, 2013).

2.1.5. Manipulación del producto

El aspecto más importante de un sistema bien administrado es comprender que la gente que está en contacto con el cianuro debe asumir la responsabilidad por su utilización segura.

Las compañías mineras establecen sistemas de control de inventario, mantienen la capacitación de los trabajadores y los programas de higiene industrial, y, al mismo tiempo, crean y mantienen sistemas relativos a las soluciones de los procesos y al manejo de residuos específicamente diseñados para mitigar y evitar la exposición al cianuro. Para lograr el éxito, se deben integrar todos los componentes del manejo de riesgos de manipulación de productos, sobre la base de cada proyecto específico (Logsdon, Hagelstein, and Mudder, 2001).

2.1.6. Soda caustica (NaOH)

Es un sólido blanco, higroscópico (absorbe humedad del aire, que corroe la piel y se disuelve muy bien en el agua liberando una gran cantidad de calor. Generalmente



se utiliza en forma sólida o en solución. El hidróxido de sodio es uno de los principales compuestos químicos utilizados en la industria. Por ejemplo, es ampliamente utilizado en la fabricación de papel, en la industria del algodón en la industria textil, en la fabricación de jabón o en la fabricación de muchos productos químicos (Tapara, 2018).

2.1.7. El oro

El oro, de símbolo Au, cristaliza en el sistema cúbico centrado en las caras con una dimensión de célula de 4.0701 Å. Posee una dureza de 2.5 a 3 en la escala de Mohs y densidad de 19.32 g/cm³. Su punto de fusión es a 1064.18 °C y el de ebullición a 2856.85 °C. No se oxida en el aire ni en el oxígeno a ninguna temperatura; de ahí la expresión metal noble que se le aplica (Ros, 2017).

2.1.8. Yacimientos auríferos

2.1.8.1. Segregaciones magnéticas

Formadas por la consolidado de magmas fundidos. Estos depósitos se conocen también con el nombre de “orto magnéticos”.

2.1.8.2. Pegmatitas

Formadas por las soluciones ignio-acuosas resultantes de la diferencia magnética.

2.1.8.3. Depósitos pirometasomáticos

Formados a temperaturas y presiones altas en las rocas invadidas, cerca de los contactos de intrusivos ígneos, por fluidos térmicos que emanan de las rocas invasoras.



2.1.8.4. Depósitos hipotermales

Son filones y depósitos formados por fluidos térmicos a grandes profundidades a temperatura y presiones altas.

2.1.8.5. Depósitos mesotermales

Filones y depósitos formados por fluidos térmicos a poca profundidad, a temperaturas y presiones relativamente bajas.

2.1.8.6. Depósitos epitermales

Filones y depósitos formados por fluidos térmicos a poca profundidad, temperaturas y presiones relativamente bajas.

2.1.8.7. Depósitos originados por la solución frías

Formadas por aguas de origen atmosférico que corren por el suelo disuelven a su paso los metales de las rocas para su precipitación ulterior.

2.1.8.8. Depósitos sedimentarios

Formados por procesos de degradación. Estos se refieren a los placeres de oro (Vargas, 1990).

2.1.9. Minerales auríferos

Si bien existen distintas clasificaciones geológicas, se pueden proponer siete grupos (Yannopoulos, 1991): vetas de oro-cuarzo, depósitos epitermales, placeres jóvenes, placeres fósiles, depósitos con oro diseminado, oro en menas de metales no ferrosos y oro en agua de mar.



También se ha propuesto una clasificación de las menas de oro orientada a la extracción del metal (Prasad *et al.*, 1991):

- a. Menas de oro nativo, en las cuales el metal precioso puede recogerse mediante separación por gravedad, amalgamación y/o cianuración.
- b. Oro asociado con sulfuros, donde el oro se puede encontrar en forma de partículas libres o diseminadas en los sulfuros.
- c. Teluros de oro, generalmente aparecen junto con oro nativo y sulfuros.
- d. Oro en otros minerales, con arsénico y/o antimonio, minerales de plomo y zinc y con materiales carbonáceos.

Aunque éstas son algunas de las clasificaciones que se pueden encontrar, desde el punto de vista de la extracción de oro se pueden considerar dos grandes grupos de minerales de oro, los no refractarios y los refractarios.

En los minerales auríferos no refractarios, el oro se puede recuperar mediante un proceso de cianuración, sin dificultad aparente; mientras que los minerales refractarios incluyen todos aquellos en los que el oro no puede ser recuperado, más de un 80 %, mediante un proceso de cianuración convencional. Los minerales de oro refractarios son menas no oxidadas o parcialmente oxidadas que contienen principalmente materiales carbonáceos, sulfuros y/o teluros (Casparini, 1983). Se puede distinguir entre una refractariedad química y física. La refractariedad química es relativamente rara y se resume en tres condiciones:

- a. Teluros de oro insolubles.
- b. Componentes de la mena que pueden reaccionar o descomponer con cianuro.



c. Componentes que consumen oxígeno.

Físicamente se distinguen cinco tipos de minerales refractarios:

- a. Los que contienen oro unido o encapsulado a la matriz, siendo ésta de carbón, pirita, arsenopirita o silicatos.
- b. Los que contienen aleaciones de oro con antimonio o plomo.
- c. Los que tienen oro revestido de mineral; estas capas de mineral pueden ser óxidos de hierro, cloruro de plata, compuestos de manganeso, antimonio y plomo. Dichas capas o películas se forman en el tratamiento de la mena.
- d. Los que contienen materiales absorbentes, carbonatos y/o arcillas, los cuales retienen al oro y no dejan que pase a la disolución de lixiviación.
- e. Los que sufren descomposición de la matriz:
 - Sulfuros que pueden descomponer y formar cianicidas.
 - Sulfuros, tiosulfatos, arseniuros y compuestos de hierro que pueden consumir oxígeno.
 - Acido húmico que puede interactuar con los complejos de oro.

Lo más común en estos minerales de oro es que el oro esté ocluido o encapsulado en el mineral. Algunos de los minerales más comunes son: pirita, arsenopirita, calcocita, galena, sulfuros arseniuros de níquel, minerales de uranio, silicatos, carbonatos, estibinita (Ros, 2017).

2.1.10. Conminución de minerales

2.1.10.1. Trituración o chancado

El chancado es la operación mecánica en la cual se aplican fuerzas sobre partículas minerales en tal dirección y magnitud que acentúen las fallas internas de los cuerpos mineralizados y provocar su quebrantamiento. Con muy pocas excepciones, todas las chancadoras de rocas toman una alimentación gruesa y aplican la presión sobre ellas gradualmente, las cuales van reduciendo su tamaño a través del paso hasta la descarga (Manzaneda, 1991).

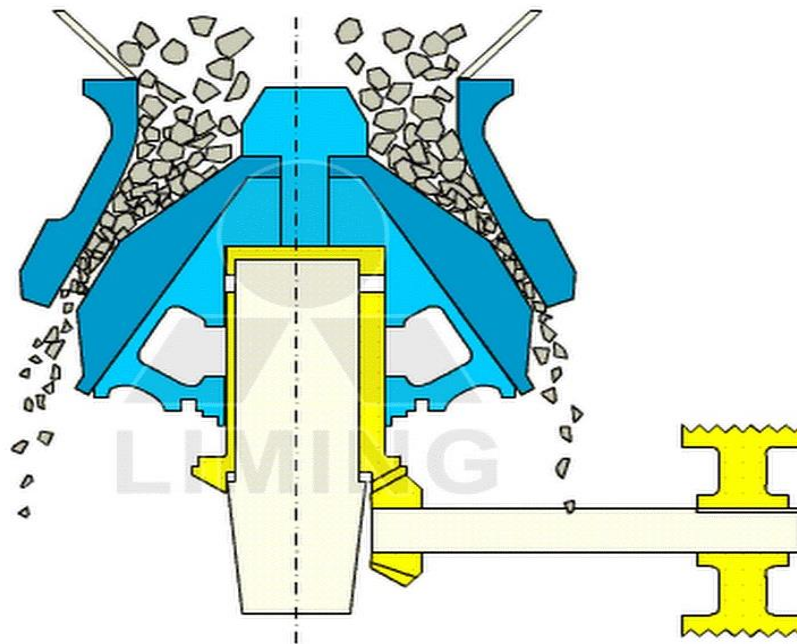


Figura 1. Chancadora cónica

a) **Fractura**

Fragmentación de un cuerpo sólido en varias partes debido a un proceso de deformación no homogénea. Los métodos de aplicar fractura en un mineral son: Compresión, impacto y cizalle.



Compresión

- La aplicación de esfuerzos de compresión es lenta
- Normalmente se produce en máquinas de chancado en que hay una superficie fija y otra móvil.
- Da origen a partículas finas y gruesas
- La cantidad de material fino se puede disminuir reduciendo el área de contacto utilizando superficies corrugadas.

Impacto

Aplicación de esfuerzos compresivos a alta velocidad. La partícula adsorbe más energía que la necesaria para romperse. El producto normalmente es muy similar en forma y tamaño.

Cizalle

Ocurre como un esfuerzo secundario al aplicar esfuerzos de compresión y de impacto. Produce gran cantidad de finos y generalmente no deseables.

b) Astillamiento

La ruptura de esquicios y cantos de una partícula, ocurrida por la aplicación de esfuerzos fuera del centro de la partícula, genera el mecanismo de astillamiento.

c) Abrasión

Cuando el esfuerzo de cizalle se concentra en la superficie de la partícula se produce abrasión

2.1.10.2. Molienda

La liberación de un mineral se inicia con el chancado y termina con la molienda; esta es muy importante porque de él depende el tonelaje y la liberación del mineral valioso que después debe concentrarse (por flotación, separación gravimétrica, magnética, lixiviación, etc.). En esta etapa debe liberarse completamente las partes valiosas del mineral (Porras, 1997).



Figura 2. Molino de bolas

a) Molino de barras

Se utilizan generalmente para la molienda primaria, se utilizan para moler productos del circuito de trituración y en algunos casos puede reemplazar a las etapas de trituración terciaria, evitando los atoros que son característicos en ellas.

b) Molino de bolas

Generalmente trabajan en circuito cerrado con un clasificador, aunque igualmente operar en circuito abierto. El tamaño del alimento que pueden recibir es variable y depende de la dureza del mineral. Los productos igualmente dependerían de las

condiciones de operación y pueden ser tan gruesos como la malla 35 o tan finos que se encuentran en un 100% por debajo de la malla 325 con radios de reducción de 30 o mayores (Porrás, 1997).

2.1.11. Clasificación de minerales

Se denomina clasificación, a la separación de un conjunto de partículas de tamaños heterogéneos en dos porciones, cada una contenida partículas de granulometría u otra propiedad más específica que el conjunto original. La clasificación se hace por diferencia de tamaños y de gravedad específica que originan diferentes velocidades de sedimentación entre las partículas en un fluido (agua o aire).

a) Hidrociclones

Los hidrociclones o más conocidos como ciclones sirven, para separar partículas sólidas contenidas en un fluido en función al tamaño y/o gravedad específica. Es un aparato estático que utiliza la fuerza centrífuga para clasificar sólidos contenidos en una pulpa. Si los sólidos que alimentan al clasificador están suspendidos en aire, este se denomina simplemente ciclón (Porrás, 1997).

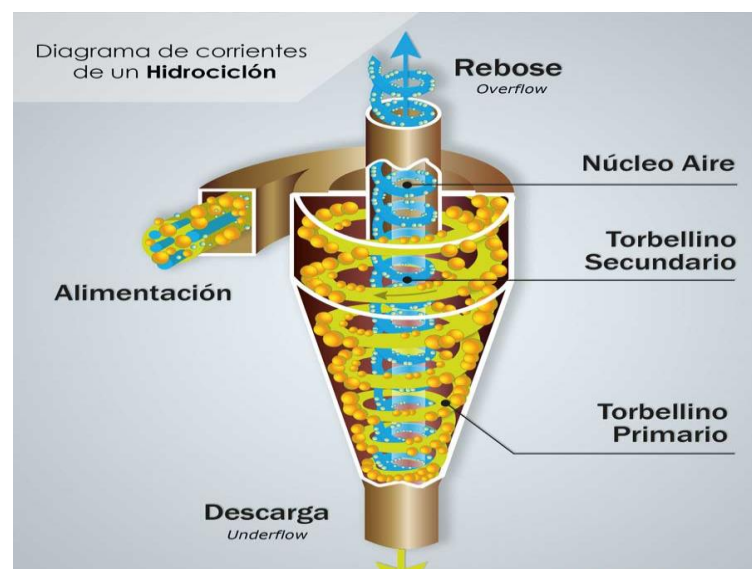


Figura 3. Esquema de un hidrociclón

b) Clasificación espiral

Son separadores mecánicos por gravedad y por tanto dependen de la diferencia en el grado de decantación entre las partículas gruesas y las finas y/o del peso y densidad de las partículas de pulpa.

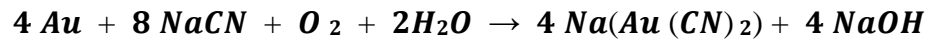


Figura 4. Clasificador helicoidal

2.1.12. Proceso de cianuración

La cianuración es el método más importante que se ha desarrollado para la extracción del oro de sus minerales y se usa a escala comercial en todo el mundo. La química del proceso de cianuración se basa en el hecho, de que bajo condiciones oxidantes, el oro y la plata pueden disolverse y acomplejarse en soluciones de cianuros alcalinos. El oro contenido en el licor resultante de la lixiviación, puede recuperarse mediante cualquiera de los siguientes procesos: precipitación con polvo de zinc o adsorción en carbón activado (Tecsup., 1998).

La reacción química que se produce el proceso de cianuración está determinada por la siguiente ecuación química:



2.1.13. Termodinámica de la cianuración

Para comprender los mecanismos fisicoquímicos de la cianuración es necesario recurrir al diagrama de Pourbaix donde se refleja las principales propiedades termodinámicas de sus estados estables y meta estables, aquí podemos observar el límite del complejo Aurocianuro es decir si baja el pH ocurre la hidrólisis del cianuro, es por eso que se trabaja con un pH de 11.

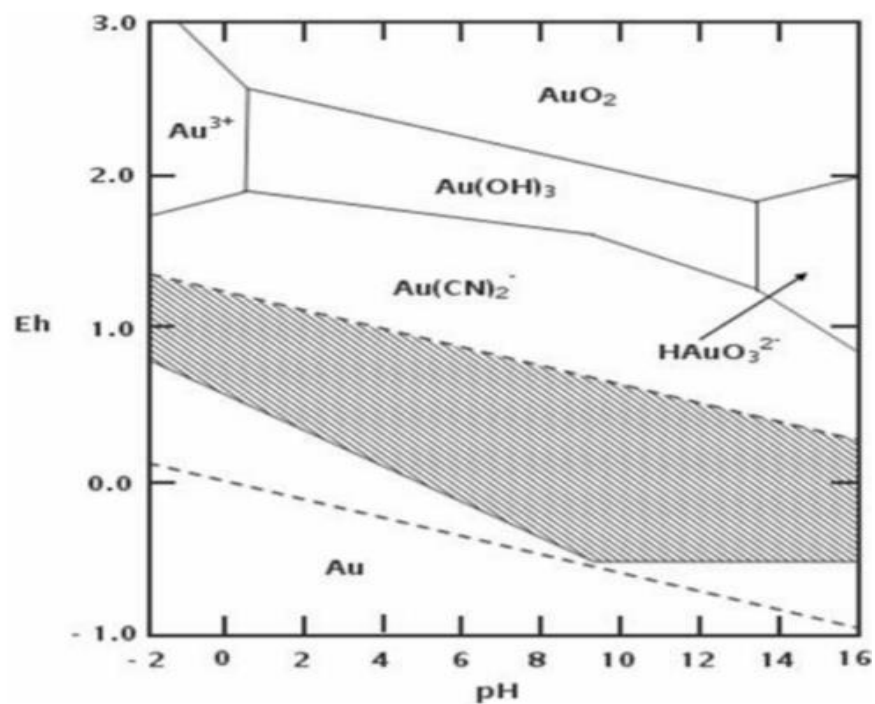
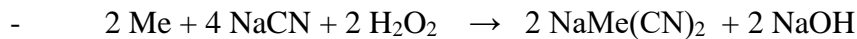
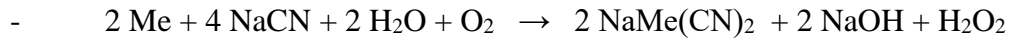


Figura 5. Diagrama de Pourbaix para el Sistema Au-CN-H₂O a 25° (Misari, 2010).

Reacciones más importantes las que mostramos a continuación:

- $4 \text{Au} + 8 \text{NaCN} + \text{O}_2 + 2 \text{H}_2\text{O} \rightarrow 4 \text{NaAu}(\text{CN})_2 + 4 \text{NaOH}$
- $2\text{Au} + 4\text{NaCN} + 2 \text{H}_2\text{O} \rightarrow 2 \text{NaAu}(\text{CN})_2 + 2 \text{NaOH} + \text{H}_2$



2.1.14. Mecanismo electroquímico

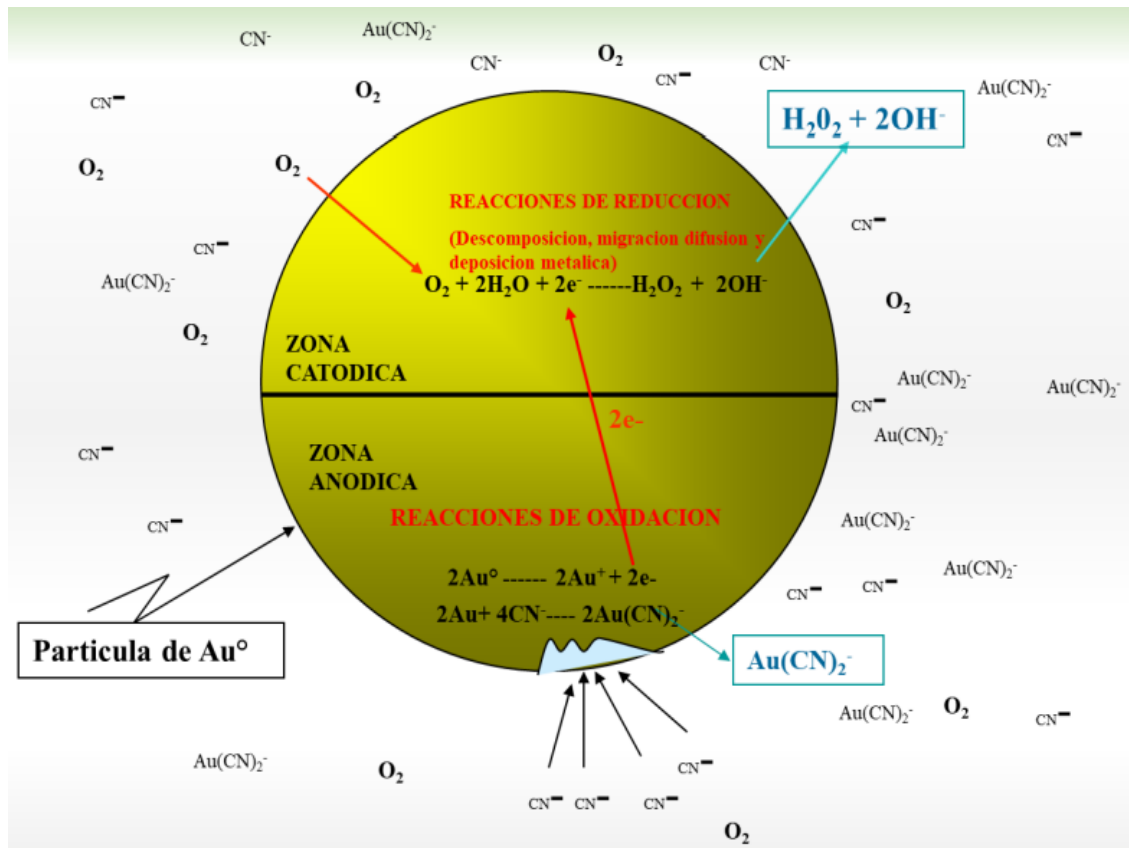


Figura 6. Esquema mecanístico del proceso de cianuración

2.1.15. Métodos de cianuración

2.1.15.1. Métodos de la cianuración Heap Leaching

Básicamente, se pueden identificar claramente tres métodos de construcción de pilas. Sin embargo, existen o se realizan muchas variantes en la operación y construcción.

a) El método de plataforma reusable

Consiste en la construcción de una serie de plataformas estables y durables sobre las cuales la mena preparada es cargada, lixiviada, lavada y descargada por evacuación



de residuos. Los principales requerimientos para este método son: terreno plano, firme, revestimiento durable de la plataforma, mena de fácil disolución y un clima sin temperaturas críticas.

b) El método de plataforma en expansión

Involucra la preparación de la mena, cargado de ésta sobre la plataforma y el abandono del residuo sólido sobre el lugar. Es factible (si se requiere) una posterior relixiviación y/o lavado. Se pueden añadir carguños adicionales a la pila agotada. Los principales requerimientos para este método son: la disponibilidad de un área grande para la lixiviación y piscinas de gran capacidad para lluvias y tormentas.

c) El método de áreas unitarias sobre plataformas permanentes

Este método es una combinación de los sistemas anteriores. Consta de pilas unitarias contiguas con sistemas de colección de solución independiente, de manera que se pueda volver a lixiviar las veces que sean necesarias. Entre los niveles se coloca una manta de polipropileno (HDP), con lo cual se consigue la impermeabilidad (de la base de la siguiente celda) y se controla la lixiviación, lavado y detoxificación de cada una de las celdas unitarias.

2.1.15.2. Métodos de cianuración en tanques

a) Método CIC

Aplicable a soluciones claras salientes de lixiviación por percolación en bateas o pilas, normalmente en varias etapas y en contracorriente.



b) Método CIP

Aplicable a pulpas salientes de cianuración por agitación, se trata sin separación sólido/líquido, en tanques separados en varias etapas y en contracorriente.

c) Método CIL

Consiste en adsorber el oro en carbón durante y no después de, la lixiviación, llevándose a cabo la misma en los mismos estanques lixivadores, pero moviendo el carbón en contracorriente con la pulpa de mineral (Tecsop, 1998).

2.1.15.3. Método de cianuración tipo Vat Leaching

El nombre del método está referido a que el mineral está en un recipiente tipo Batea, entonces el Vat leaching sería el acumulamiento de mineral en una batea o un equivalente que puede ser pozas de concreto o mantas transportables, en el que se agrega las soluciones cianuradas por INUNDACIÓN, las operaciones pueden ser de diverso tamaño, las leyes en oro deben justificar la molienda, previamente a los riegos de soluciones cianuradas, se realiza una aglomeración al material molido. Este método mayormente se aplicó a los relaves de amalgamación de la zona, por los costos bajos y la metodología casi artesanal, en el sistema de mantas transportables. Para el caso de minerales frescos evaluar el costo beneficio frente a una operación continua de agitación Carbón en Pulpa.

2.2. DESCRIPCION DE LA PLANTA CONCENTRADORA ACTUAL

2.2.1. Capacidad de la planta concentradora

La capacidad actual de la planta de beneficio Mollehuaca S.A.C. es de 40 TMD., se abastece de mineral por medio de sus minas y pequeños productores mineros con una

ley de 4 a 15g/tn. Con una humedad promedio 8% con su gravedad específica de 2.8 y el porcentaje de recuperación es de 92%.

A continuación, se hace una descripción del área y equipos con lo que se realiza el proceso.

2.2.2. Área de pesaje

El mineral es transportado desde las minas en volquetes y camiones fuso, estos son pesados en una balanza de plataforma que tiene como capacidad de 80TM., para luego depositar en la cancha de recepción y proceder con el chancado.



Figura 7. Balanza plataforma

2.2.3. Área de recepción de mineral

El área de recepción de mineral sirve como depósito de minerales provenientes de la mina y acopio de minas aledañas, formándose rumas llamado comúnmente lotes para luego pasar a la tolva de gruesos.



Figura 8. Área de recepción de material

2.2.4. Tolva de gruesos

Es un rectángulo con base de tronco piramidal, por lo general tiene una parrilla para evitar la entrada de rocas más grandes que provoqué atascamientos, en la parte inferior tiene una compuerta de descarga, y esta es alimentada por una retroexcavadora.



Figura 9. Parrilla de tolva de gruesos

2.2.5. Chancadora de mandíbula 10"x16" y chancadora cónica

El área de chancado está conformada por un circuito de chancado, que cuenta con una chancadora de quijada (chancado primario) y una chancadora cónica (chancado secundario), estos circuitos son alimentados con mineral grueso provenientes de las minas, posteriormente reducidos a tamaños de $-1/2''$ aproximadamente, los finos serán almacenados en el área de cuarteo y luego alimentada a la tolva de finos, los grueso recirculan al circuito de chancado utilizando para ello un cribador de $-1/2''$



Figura 10. Chancadora de quijada (primaria)



Figura 11. Chancadora cónica (secundaria)

2.2.6. Tolva de finos

Es un rectángulo con base de tronco piramidal de 153TMS., el material alimentado por una faja transportadora es un material blendeado esto se realiza para tener una ley promedio óptimo para el proceso el cual es descargado por la abertura inferior hacia la faja que conducen el mineral a la entrada del molino.



Figura 12. Tolva de finos

2.2.7. Área molienda

En el circuito, el mineral es alimentado a un molino de bolas de 6' x 6' (M1) donde se adiciona solución cianurada para la lixiviación, soda para el control de pH y agua para formar la pulpa e iniciar con la molienda.

La descarga del molino es clasificada por dos hidrociclones D-4 donde el fino es alimento a los tanques de lixiviación y los gruesos retornan al mismo molino, esta pulpa es impulsada por una bomba de 3" x 3"



Figura 13. Molino de bolas

2.2.8. Control de densidades y %de solidos

En el proceso, el control de densidades se realiza en la salida del molino, over flow ,under flow del hidrociclón y en los tanques de lixiviación con una balanza Marcy.

La balanza Marcy es comúnmente utilizado para determinar la densidad de pulpa, es un instrumento que está diseñada para dar una lectura directa, de gravedad específica, densidad de pulpa, y porcentaje de sólidos.



Figura 14. Balanza Marcy

a) Molienda

En esta área generalmente la densidad es alta 1700g/l esto se debe a que se necesita un porcentaje alto de sólidos para poder hacer una molienda eficiente, obteniendo así una granulometría adecuada para su clasificación.

CALCULO DE %SOLIDOS

$$\rho = 1700g/l$$

$$G. Esp. = 2.8$$

$$\%S = (2.8 * (1.7 - 1) / 1.7(2.8 - 1)) * 100 = 64\%$$

b) Hidrociclón

En clasificación se tiene dos puntos de muestreo: over flow = 1300g/l y under flow = 2000g/l



CALCULO EN OVER FLOW

$$\rho = 1300g/l$$

$$G. Esp. = 2.8$$

$$\%S = (2.8 * (1.3 - 1) / 1.3(2.8 - 1)) * 100 = \mathbf{35.90\%}$$

2.2.9. Control granulometrico

Para el control de %finos se utiliza un tamiz #200, el método de tamizado es en húmedo también conocido como “malla rápida”

Paso 1: Se toma muestra de pulpa y se pesa en la balanza Marcy, se denomina densidad inicial.

Paso 2: La muestra de pulpa se hace lavado en el tamiz #200 con agua, quedando así solido grueso en el tamiz.

Paso 3: Se vuelve a pesar el sólido restante + agua en la balanza Marcy y se denomina densidad final.

$$\rho_i = 1300g/l$$

$$\rho_f = 1040g/l$$

$$\%(+200) = (1300 - 1040 / 1300 - 1000) * 100 = \mathbf{86.67\%}$$

CALCULO EN UNDER FLOW

$$\rho = 2000g/l$$

$$G. Esp. = 2.8$$

$$\%S = (2.8 * (2.0 - 1) / 2.0(2.8 - 1)) * 100 = \mathbf{77.78\%}$$

2.2.10. Tanques de lixiviación

En esta área se recepción la pulpa del over flow del hidrociclón para continuar con el proceso de lixiviación en 4 tanques de agitación con flujo continuo de pulpa, con 1500ppm de CN^- y $pH=11$ el proceso que se realiza es el método CIL en los 4 tanques. Un tanque de 20ft*20ft, tres tanques de 15ft*15ft y todos suministrados de aire para facilitar el movimiento del carbón y mantener en nivel óptimo la lixiviación. Se tiene seis tanques de 9ft*9ft que están en stan by.

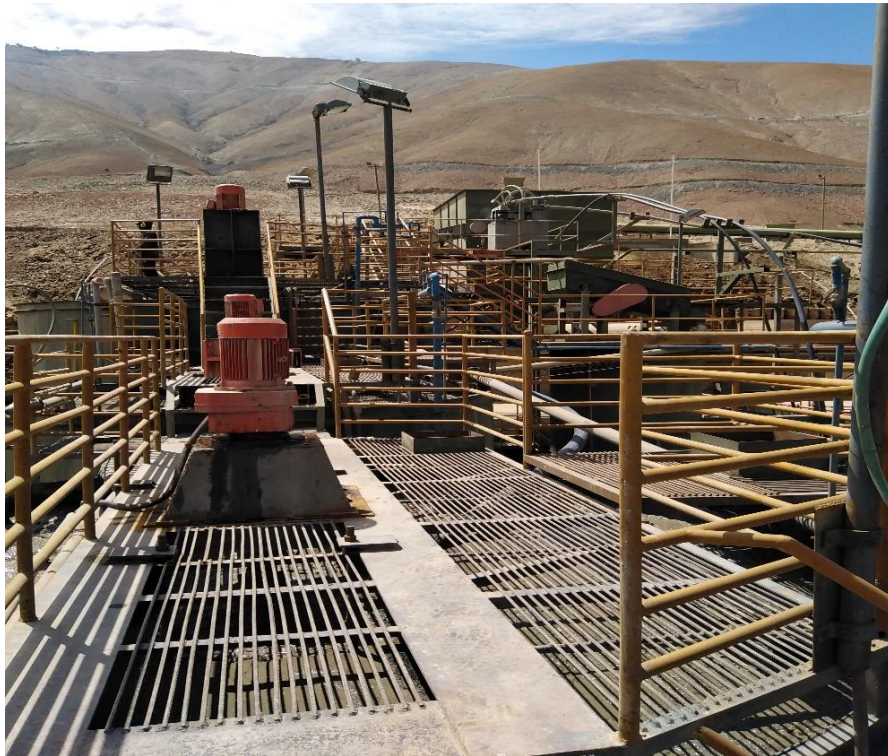


Figura 15. Tanques de lixiviación

2.2.11. Desorción

El área de desorción recepción carbón en cada parada de planta, de los cuatro tanques activos. La capacidad del reactor es de 2TN de carbón activado, el método que se realiza es Zadra con alcohol el cual trabaja en circuito cerrado; Con un tanque de solución de $6m^3$ donde se hace el acondicionamiento de solución a 2.1% de NaOH (soda),

1.5% de NaCN y 10% en volumen de alcohol industrial. El caldero, donde se calienta de 80°C - 90°C para luego bombear en contra corriente al reactor, la solución eluyente alimenta a la celda de electrowinning donde se tiene 12 cátodos y 13 ánodos que están contruidos de acero inoxidable en esta sección, se recupera los metales valiosos, el rectificador alimenta con 3-3.5 voltios a la celda de electrowinning y la corriente trabaja a 300 Amp., el proceso tiene como duración 24 horas por campaña.



Figura 16. Reactor de 2TN de capacidad

2.2.12. Fundición y refinación

El cemento obtenido en la celda de electrowinning es trabajado por el método HNO_3 y posteriormente son alimentados a un horno basculante con fundentes para su fundición, a una temperatura de 1000-1050°C obteniéndose así un 98.8% de pureza de Au, y los productos secundarios como Ag a 99.9% de pureza y Cu, para luego poder comercializar en el mercado.

2.2.13. Cancha de relaves

Él relave es recepcionado en un depósito de relaves, la cancha de relaves se encuentra diseñada con un piso compactado e impermeabilizado con geomenbrana para evitar el contacto de los relaves vertidos con el suelo.

- **Recuperación de solución**

Al verter pulpa sin valor metálico a la cancha relavera, se acumula tanto sólido y líquido, esto se clarifica para poder recircular como agua barren para almacenar en una poza y luego utilizarlo en planta de beneficio así efectuándose el circuito cerrado.

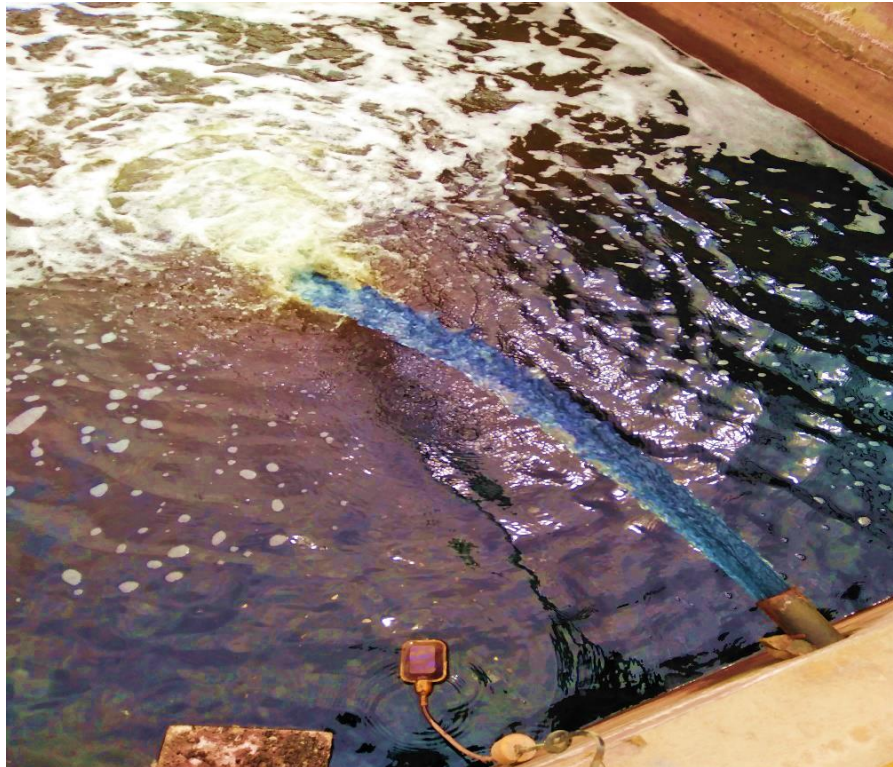


Figura 17. Solución barren



2.2.14. Balance metalúrgico mensual a 40TMD

Tabla 1. Balance mensual

MATERIAL	PESO (TM)	LEY Au (gr/TM)	FINO Au (gr)	RECUPERACION (%)
CABEZA	1200	5	6000	100
CARBON ACTIVADO	2	2.54 (gr/k)	5078.4	92
RELAVE	1200	0.4	480	8

2.2.15. Esquema de producción actual

Tabla 2. Esquema de producción mensual

PRODUCCION CON 40TM (MES)		
PRODUCCION EN PLANTA DE BENEFICIO	cantidad	unidad
TMH procesadas	1200	TMH
Humedad	8	%
Ley promedio de Au	5	gr/tm
Ley promedio de Au	0.16	oz/tc
Fino bruto de Au	5520.00	gr
PRODUCCION DE ORO FINO	cantidad	unidad
Recuperación	92	%
Ley de barra	98.8	%
Peso de barra	5140.08	gr
Oro fino	5078.40	gr
VENTA DE PRODUCTO	cantidad	unidad
1gr = 51.35\$		
Oro de producción	260775.84	\$
COSTO DE PRODUCCION		
Mina y compra de mineral	155699.15	\$
Proceso	92253.42	\$
Beneficio líquido para la empresa	12823.27	\$
Costo unitario	76.88	\$/TM



Costo total en producción	247952.57	\$
---------------------------	-----------	----

Tabla 3. Balance de agua

BALANCE DE AGUA DIARIO DE 40TMD			
Zonas de Dosificación	Agua fresca (m³/dia)	Agua barren (m³/dia)	Agua en Proce. (m³/dia)
Área de chancado			
Chancado	2		2
Área reactivos			
Solución de Cianuro NaCN	4		4
Solución de Soda Caustica NaOH		5	5
Área molienda			
Alimentación Molino 6'x 6'		35	35
Tromel del molino 6'x 6'		15	15
Cosecha (mes)			
Cosecha 02 veces al mes		25	25
Lavado de carbón	15		15
Total	21	80	101

Tabla 4. Balance energético

BALANCE ENERGÉTICO DE 40TMD				
AREA CHANCADO	HP	kW	Horas	Kw-h
Chancadora de quijada 10"x16"	25	18.75	12	225
Chancadora cónica 2" feet	50	37.5	12	450
Faja transportadora 1	5	3.75	12	45
Faja transportadora 2	5	3.75	12	45
Faja transportadora 3	5	3.75	12	45
Zanranda vibratoria 6 x3.5ft	5	3.75	12	45



AREA REACTIVOS				
Tanque de NaCN	5	3.75	1	3.75
Tanque de NaOH	7.5	5.63	1	5.63
AREA DE MOLIENDA Y LIXIVIACION				
Faja transportadora 1	5	3.75	24	90
Faja transportadora 2	5	3.75	24	90
Molino 6'x6'	125	93.8	24	2250
Bomba de pulpa 3'x3'	7.5	5.63	24	135
Bomba de agua 2"x2" fresca	7.5	5.63	2	11.25
Bomba de agua 3"x2" barren	15	11.25	2	22.5
Tanque de agitación N° 01- 20x20ft	40	30	24	720
Tanque de agitación N° 02- 15x15ft	15	11.3	24	270
Tanque de agitación N° 03- 15x15ft	15	11.3	24	270
Tanque de agitación N° 04 -15x15ft	15	11.3	24	270
Tanque de reactivación de carbón 9x9ft	10	7.5	1	7.5
Compresora 200PSI	20	15	24	360
LABORATORIO				
Equipos en general	7	5.25	24	63
DESORCIÓN				
Equipos en general	4	3	5	15
OTROS				
Equipos en general (Campamento)	30	22.5	24	540
COSTO				0.14US\$/kWh
kWh/dia				5978.6
Costo Por día US\$				837.004
Costo por mes US\$				25110.12

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. UBICACIÓN GEOGRAFICA DEL ESTUDIO

La COMPAÑÍA PROCESADORA MOLLEHUACA S.A.C., está ubicado en la Provincia de Caraveli, Departamento de Arequipa.



Figura 18. Ubicación de la Planta de Beneficio Mollehuaca S.A.C



3.2. ACCESO

Tabla 5. Ruta y acceso a la planta

VÍA TERRESTRE				
	PUNO- JULIACA	JULIACA- AREQUIPA	AREQUIPA- CHALA	CHALA- MOLLEHUACA
TIEMPO	56min	4h 15min	6h 19min	50 min
DISTANCIA	42.9km	267km	396km	43Km

3.3. DESCRIPCION DE LA METODOLOGIA

La investigación es de tipo cuantitativa en primera instancia se obtendrá parámetros actuales de la planta de beneficio luego, caracterizar los parámetros físico-químico de mineral, muestreos de mineral para evaluar las variables que influyen en los procesos unitarios. Por consiguiente, se realiza el análisis de datos obtenidos mediante estadísticas para la obtención de resultados. En el aspecto tecnológico, se realizará consulta a empresas proveedores especializadas de dicho rubro, para recaudar información de precios de los equipos necesarios para la ampliación.

3.4. MATERIALES DEL ESTUDIO

El proyecto es realizado en la misma empresa, ya que fueron recopilados y analizados todos los datos de equipos actuales.



Tabla 6. Materiales y reactivos de estudio

EQUIPOS Y MATERIALES	REACTIVOS
Tolvas	NaCN (Cianuro de sodio)
Chancadoras	NaOH (Hidróxido de sodio)
Molino	AgNO ₃ (Nitrato de plata)
Tanques de lixiviación	KI (Yoduro de potasio)
Muestreadores	
Balanza Marcy	
Tamices	
Equipo de laboratorio	
Potenciometro (pH)	

3.5. TÉCNICAS Y PROCEDIMIENTO DE RECOLECCIÓN DE DATOS

Para realizar el proyecto en primera instancia se hizo la revisión de datos estadísticos de la planta de beneficio, revisando datos de los equipos para corroborar los datos obtenidos actualmente.

El instrumento utilizado fue en función a la necesidad que se tuvo para poder realizar el estudio, fichas de recolección de datos y de cálculos la misma que fue elaborada y estructurada por el investigador.

3.6. PROCEDIMIENTO

Para la realización del proyecto primero se realizó un diagrama de flujo para conocer e identificar los equipos a evaluar, segundo se obtiene los cálculos de los equipos de planta actual para conocer su capacidad límite, tercero se obtiene los parámetros de operación. Al conocer los datos se determina la necesidad de evaluar principalmente el área de molienda que implica implantar equipos para la ampliación.



3.7. MÉTODO

3.7.1. Toma de muestras

Tabla 7. Variables

VARIABLE DEPENDIENTE	Para mejorar la producción en la Compañía procesadora Mollehuaca S.A.C., Caravelí – Región Arequipa
VARIABLE INDEPENDIENTE	Ampliación de planta de Beneficio de 40TMD a 100TMD
ESCALA	Toneladas

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. EVALUACION DE INGENIERIA PARA LA AMPLIACION DE 40 A 100TMD

4.1.1. Balance de material

Tabla 8. Balance por día

TONELAJE POR DIA				
ENTRA			SALE	
Base de cálculo (TMD)	Ley de mineral (gr/TM)	Humedad (%)	Agua (m^3 /Día)	Material trabajado (TMS)
100	4-6	8	190	92

4.1.2. Parámetros actuales

Los parámetros que se muestra en el siguiente cuadro fueron tomados de diferentes puntos de operación y reporte de trabajo.



Tabla 9. Parámetro de operación actual

PARÁMETROS DEL PROCESO	Cantidad	Unidad
FAJA		
Toneladas procesadas	40	TMD
MOLIENDA		
Densidad del molino 6'x6'	1700-1800	g/L
Peso específico	2.8	gr/cc
Granulometría del M1	50	% - 200 malla
Porcentaje de sólidos	67	%
pH de pulpa	11.5	
Fuerza de cianuro	1700	ppm
TANQUES		
Densidad en over flow	1300	g/L
Porcentaje de sólidos	36	%
Granulometría	86	% - 200 malla
Flujo	3.58	m ³ /hr
pH de pulpa	11	
Fuerza de cianuro	1500	ppm
Tiempo de residencia	109	hr
Recuperación	92	%

4.1.3. Evaluación del área de chancado

4.1.3.1. Diagrama de flujo de área de chancado

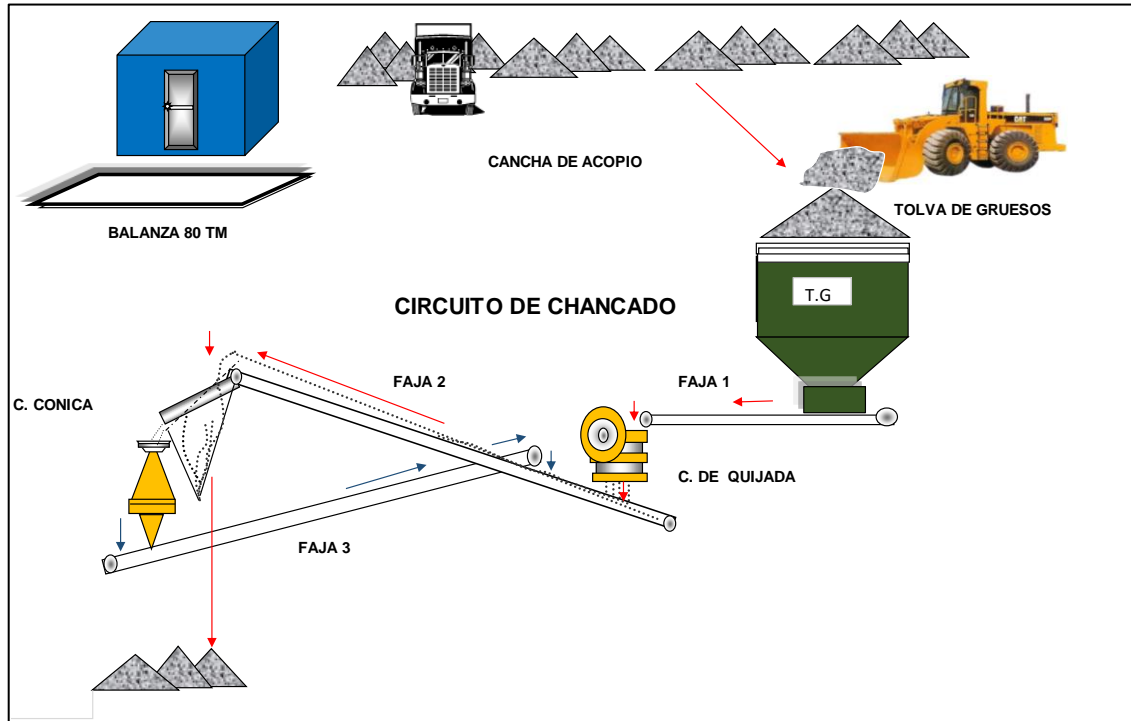


Figura 19. Diagrama de flujo del área de chancado

4.1.3.2. Calculo de la capacidad de la tolva de gruesos

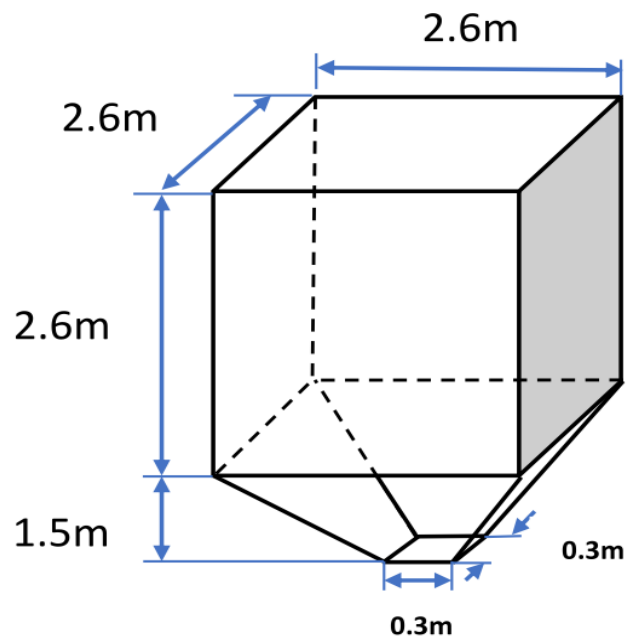


Figura 20. Dimensiones de tolva de gruesos



4.1.3.3. Capacidad de la tolva de grueso

$$V_{total} = V_{Paralelepipedo} + V_{Tronco\ de\ piramide}$$

$$V_t = (2.6 * 2.6 * 2.6)m^3 + \frac{1.5}{3} (2.6 * 2.6 + 0.3 * 0.3 + \sqrt{2.6 * 2.6 * 0.3 * 0.3})m^3$$

$$= 21.33m^3$$

$$V_{util} = 26.31m^3 * 0.7 = 15.33m^3$$

$$Capacidad\ de\ tolva = 15.33m^3 * 2.8TMH/m^3 * 0.92 = \mathbf{39.49TMS}$$

Al evaluar la capacidad de tolva de gruesos, se determina que es necesario ampliarlo a una capacidad mínima de una guardia por día.

4.1.3.4. Fajas transportadoras del área de chancado y molienda

La capacidad de transporte de mineral de estas fajas serán las mismas para la ampliación, ya que el mineral que es necesario para la ampliación a 100TMD se tendrá en las canchas.

Tabla 10. Velocidad y capacidad de fajas de planta

CHANCADO	VELOCIDAD (pies/min)	CAPACIDAD (tn/hr)
Faja transportadora 1	39.37	11.81
Faja transportadora 2	49.21	14.76
Faja transportadora 3	50.47	15.14
MOLIENDA		
Faja transportadora 1	28.12	10.21
Faja transportadora 2	39.37	11.81

4.1.3.5. Cálculo de la capacidad de la zaranda vibratoria

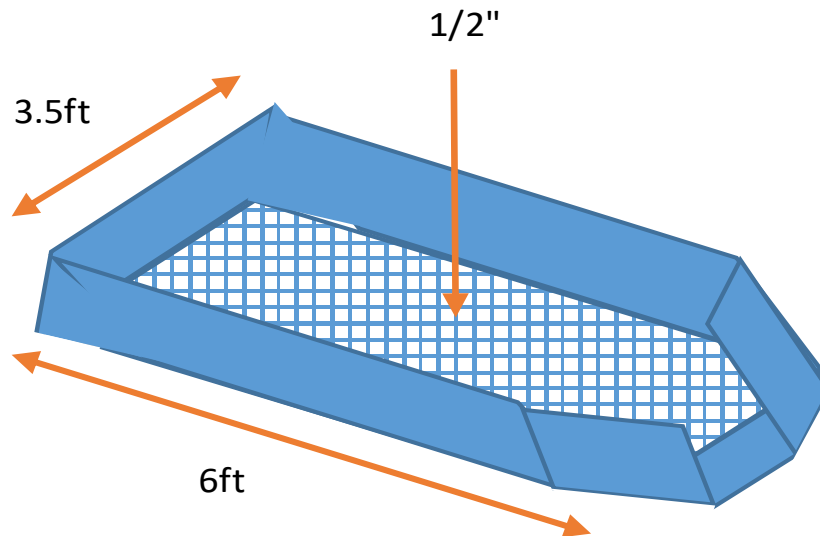


Figura 21. Zaranda vibratoria

$$c = (10 * L * A * G) / 24hr$$

c = Capacidad en Tn/hr

L = Largo de la zaranda en ft

A = Ancho de la zaranda en ft

G = Abertura de la malla en mm

$$c = (10 * 6 * 3.5 * 12.7) / 24 = \mathbf{111.13 \text{ tn/hr}}$$

4.1.3.6. Cálculo de la capacidad de la chancadora de mandíbula 10"x16"

El mineral pasa por una parrilla al cargar la tolva y esto alivia el trabajo de la chancadora, el tonelaje a pasar es continuo y para hacer el cálculo de esta chancadora se hace la medición respectiva de la boca de la chancadora y el set de descarga actual.

FORMULA DE TAGGART

$$T = 0.6 * l * S$$

T = Capacidad de la chancadora (TC/h)

l = Longitud de alimentación (pulg.)

S = Set de descarga (pulg.)

$$\text{Reemplazando} = (0.6 * 10 * 1) = 6 \text{ TC/h}$$

$$\text{Capacidad de la chancadora} = 6/1.102 = 5.44 \text{ TM/h}$$

Se evalúa esta chancadora para conocer la capacidad que tiene en operación como resultado, es necesario implementar una de mayor capacidad para no sufrir mayor desgaste.

4.1.3.7. Calculo de la capacidad de la chancadora cónica

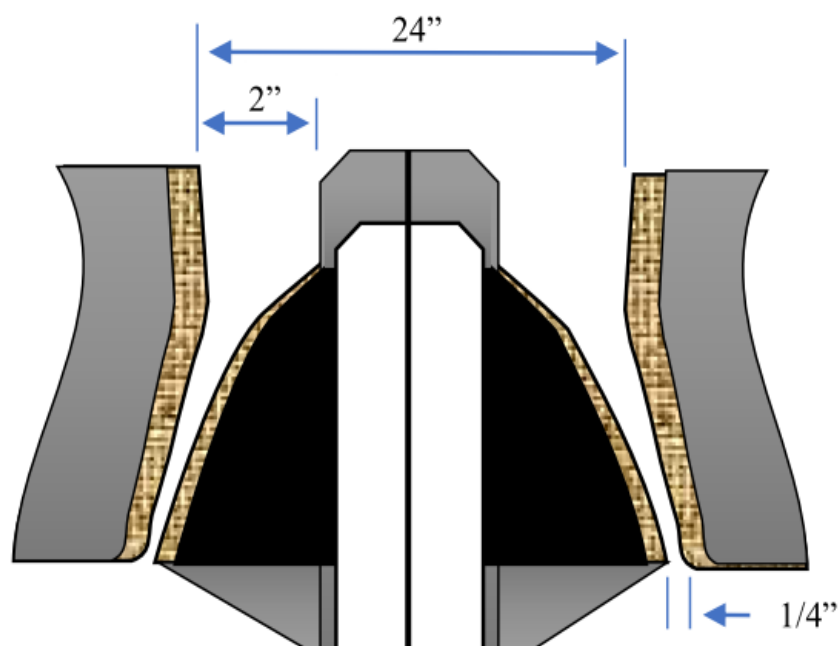


Figura 22. Dimensiones de la chancadora cónica



FORMULA DE TAGGART

$$T = 0.6 * A/R$$

T = Toneladas cortas por hora

A = Área

R = Radio

$$R = 2"/0.25" = 8"$$

$$r_2 = 24"/2 * 3.1416 = 3.82"$$

$$r_1 = 3.82 - 2 = 1.82"$$

$$A = 3.1416(3.82^2 - 1.82^2) = 35.44pul^2$$

$$T = 0.6 * 35.44/8 * 0.907 = \mathbf{2.41TM/h}$$

El tonelaje que pasa hacia la chancadora cónica es cribado a un diámetro de 1/2” esto hace que alivie el trabajo, esta operación es continuo y no es necesario implementar otra cónica.

4.1.4. Evaluación del área de molienda

4.1.4.1. Diagrama de flujo del área de molienda

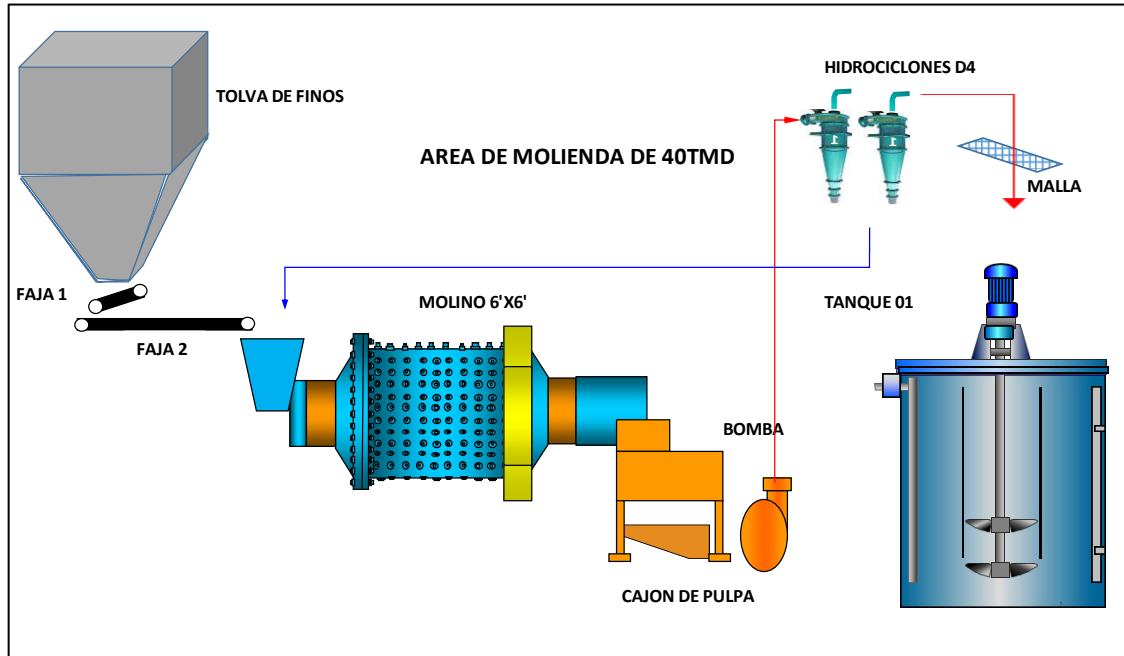


Figura 23. Diagrama de flujo del área de molienda

4.1.4.2. Calculo de la capacidad de la tolva de finos

Para obtener la capacidad se hace las mediciones de la tolva, la obtención de la densidad aparente y el porcentaje de humedad.

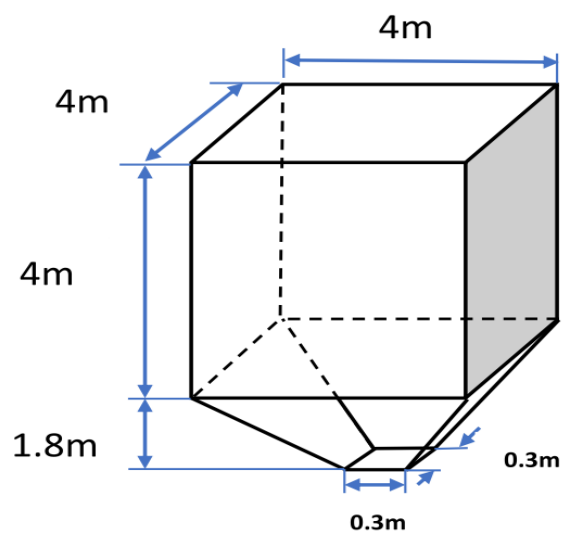


Figura 24. Dimensiones de la tolva de finos

$$V_{total} = V_{Paralelepipedo} + V_{Tronco\ de\ piramide}$$

$$V_t = (4 * 4 * 4)m^3 + \frac{1.8}{3} (4 * 4 + 0.3 * 0.3 + \sqrt{4 * 4 * 0.3 * 0.3})m^3 = 74.37m^3$$

$$V_{util} = 74.37m^3 * 0.8 = 59.50m^3$$

$$Capacidad\ de\ tolva = 59.50m^3 * 2.8TMH/m^3 * 0.92 = 153.27TMS$$

Se evalúa la capacidad de la tolva y como resultado, no es necesario la implementación de otra tolva.

4.1.4.3. Calculo de capacidad de los tanques de reactivos

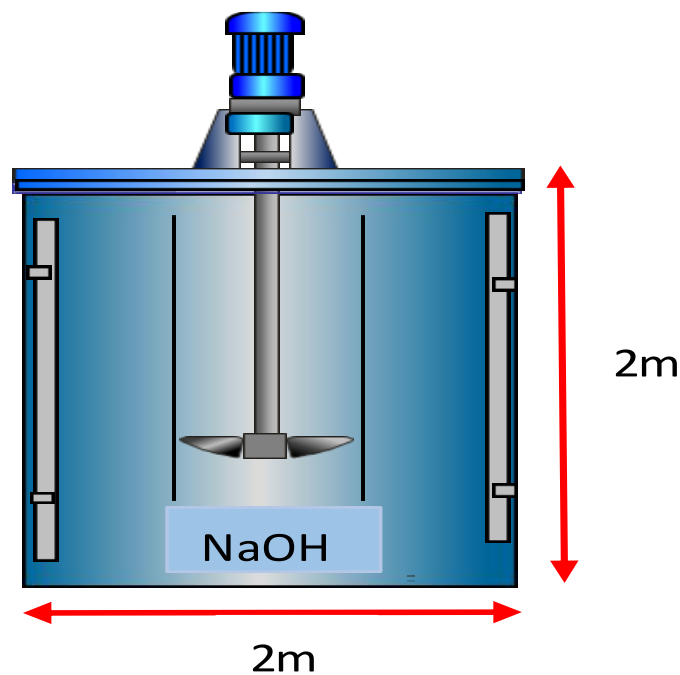


Figura 25. Tanque de solución (Hidróxido de sodio)

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V = \pi * 1^2 * 2 = 6.28m^3$$

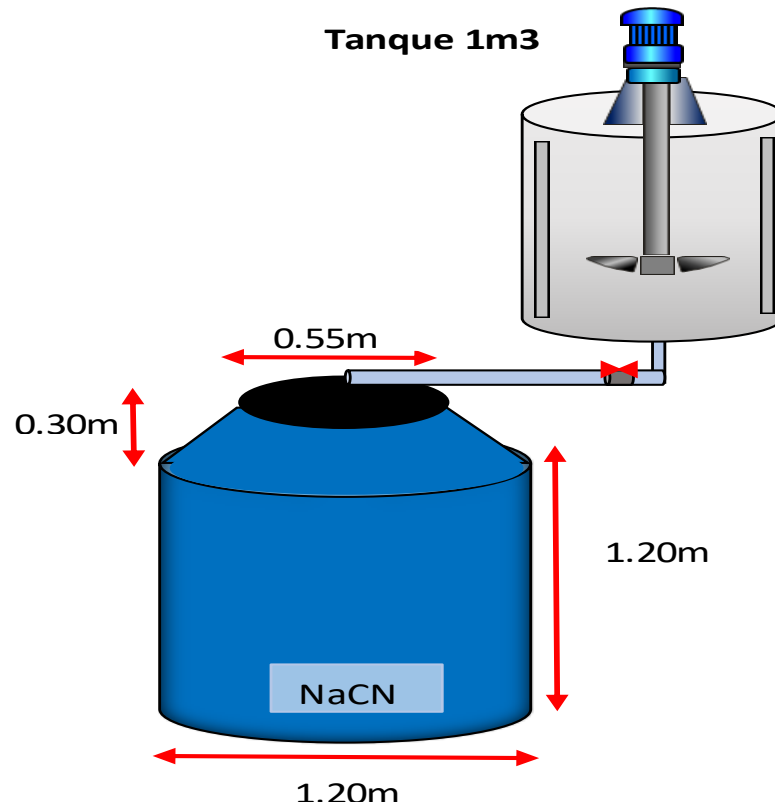


Figura 26. Tanque de solución (Cianuro de sodio)

$$V_1 = \frac{1}{3} * \pi * h(R^2 + r^2 + Rr)$$

$$V_1 = \frac{1}{3} * 3.1416 * 0.30 (0.60^2 + 0.28^2 + 0.60 * 0.28) = \mathbf{0.19m^3}$$

$$V_2 = \pi * r^2 * h$$

$$V_2 = \pi * 0.60^2 * 1.20 = \mathbf{1.35m^3}$$

$$\text{Volumen total} = 0.19 + 1.35 = \mathbf{1.54m^3}$$

La capacidad del tanque de hidróxido de sodio ver (**figura 25**) abastece normalmente para la ampliación, sin embargo, el recipiente de cianuro de sodio necesita un nuevo tanque de 8ft x8ft para trabajar en óptimas condiciones al aumentar la producción.



4.1.4.4. Calculo de la capacidad del molino 6'x6'

La capacidad del molino depende de muchos factores prácticos como la naturaleza del mineral, porcentaje de sólidos en pulpa, tiempo de residencia, la revolución adecuada del molino y la carga de bolas.

a) **Calculo de velocidad critica del molino 6'x6'**

$$V_C = 76.63/\sqrt{D}$$

$$V_C = 76.63/\sqrt{6} = \mathbf{31.28 \text{ rpm.}}$$

b) **Velocidad actual**

$$\%V_C = (\text{rpm. (normal)}/V_C) * 100$$

$$\%V_C = (25/31.28) * 100 = \mathbf{79.9\%}$$

c) **Volumen interior de molino**

$$V_t = \pi * r^2 * l$$

$$V_t = \pi * 3^2 * 6 * 0.02832 = \mathbf{4.80 \text{ m}^3}$$

d) **Volumen total útil del molino descontando el espesor de las chaquetas.**

$$V_t = \pi * r^2 * l$$

$$V_t = \pi * 2.88^2 * 5.75 * 0.02832 = \mathbf{4.24 \text{ m}^3}$$

e) **Carga de bolas al 45%**

$$C_B = 4.24 * 0.45 = \mathbf{1.91 \text{ m}^3}$$

Espacios vacíos o porosidad se recomienda al 35%



$$E_V = 1.91 * 0.35 = \mathbf{0.67m^3}$$

Espacio que ocupa las bolas 65%

$$E_B = 1.91 * 0.65 = \mathbf{1.24m^3}$$

f) Peso de las billas

$$P_B = 1.24 * 7.83 \text{ TM}/m^3 = \mathbf{9.71TN}$$

Tabla 11. Distribución de bolas

Tamaño (in)	Peso de bola (kg)	Xi intermedio	%Distri bola	% distribucion	Masa de bolas (tn)	N° de bolas
4	4.31	3.74	76.09	23.91	2.32	539
3.5	2.86	3.24	41.92	34.17	3.32	1160
3	1.82	2.74	20.40	21.52	2.09	1148
2.5	1.05	2.24	7.95	12.45	1.21	1152
2	0.54	1.73	1.57	6.38	0.62	1147
1.5	0.23	1.5	0.00	1.57	0.15	662
total				100.00	9.71	5808

g) Altura de la carga moledora

Conociendo que la carga moledora es al 45% y el diámetro total útil es 5.75ft

$$A = 5.75 * 0.45 = 2.59ft$$

$$A = 2.59 * 0.3048 = \mathbf{0.79m}$$

h) Volumen ocupado por el mineral

Espacio útil del molino se considera el 50% y sabemos que 4.24m³ es el volumen total útil.



$$E_{util} = 4.24 * 0.50 = 2.12m^3$$

i) Volumen de pulpa

El volumen de pulpa es resultado de espacio útil menos el espacio bolas ocupadas.

$$V_p = 2.12 - 1.24 = 0.88m^3$$

j) Parámetro de operación del molino 6'x6'

Densidad = 1.700

G.E.= 2.8

Hallamos el porcentaje de sólidos

$$\% = (2.8 * (1 - 1.7)/1.7 * (1 - 2.8)) * 100 = 64$$

k) Hallamos solido en el molino

$$Solido = 0.88 * 0.64 * 2.8 = 1.57TM$$

l) Carga circulante

Tabla 12. Cálculo de carga circulante

MALL A	MICRO N	ALIMENTO (d)			OVER FLOW (o)			UNDER FLOW (C)		
		PESO (kg)	% PARCIAL	% ACUM	PESO (kg)	% PARCIAL	% ACUM	PESO (kg)	% PARCIAL	% ACUM
70	210	158.4	17.45	17.45	2.56	0.28	0.28	242.08	26.69	26.69
100	149	136.91	15.08	32.53	8.05	0.89	1.17	230.56	25.42	52.10
140	105	128.09	14.11	46.63	30.34	3.34	4.51	205.56	22.66	74.76
200	74	317.16	34.93	81.57	104.25	11.49	16.00	195.45	21.55	96.31
270	53	1.93	0.21	81.78	476.33	52.50	68.50	17.32	1.91	98.22
325	41	152.5	16.80	98.58	264.27	29.13	97.63	10.78	1.19	99.41
-325	41	12.93	1.42	100.00	21.5	2.37	100.00	5.37	0.59	100.00
		907.92	100.00		907.3	100.00		907.12	100.00	



$$Rcc = (d - o)/(c - d)$$

$$Rcc(m + 70) = (17.45 - 0.28)/(26.69 - 17.45) = 1.86$$

$$Rcc(m + 100) = (32.53 - 1.17)/(52.10 - 32.53) = 1.60$$

$$Rcc(m + 140) = (46.63 - 4.51)/(74.76 - 46.63) = 1.50$$

$$Rcc(m + 200) = (81.57 - 16.00)/(96.31 - 81.57) = 4.45$$

$$Rcc(m + 270) = (81.78 - 68.50)/(98.22 - 81.78) = 0.81$$

$$Rcc(m + 325) = (98.58 - 97.63)/(99.41 - 98.58) = 1.14$$

Hallando promedio

$$Rcc = (1.83 + 1.60 + 1.50 + 4.45 + 0.81 + 1.14)/6 = 1.89$$

Tonelaje de la carga circulante

$$TMH = 40 * 1.89 = 75.6$$

m) Capacidad real del molino 6'x6'

La capacidad real del molino según los parámetros y operación actual es:

Consumo de energía

$$w = 1.73 * Amp * Factor P.* Kv/tcs$$

$$w = 1.73 * 90 * 0.85 * 0.44/1.84 = 31.65kw - h/tcs$$

Potencia actual consumida

$$P = w * A * 1.1341HP/Kw$$

$$P = 31.65 * 1.84 * 1.1341HP/Kw = 78HP$$

Eficiencia del motor

$$Ef = HP(\text{practico}) * 100 / HP(\text{instalado})$$

$$Ef = 78 * 100 / 125 = 62.4\%$$

Ton max del molino

$$\text{ton max} = HP * 0.746 / w$$

$$\text{ton max} = 125 * 0.746 / 31.65 = 2.94Tc/h$$

$$2.94 * 24 / 1.1023 = 64TMD$$

Al evaluar esta área como resultado, es necesario implementar un molino remolienda para poder disminuir la carga circulante y aumentar la capacidad a 100TMD., también implementar un hidrociclón D6 para la realización del circuito para tener un trabajo optima en clasificación.

4.1.5. Evaluación de área de lixiviación y adsorción

4.1.5.1. Diagrama de flujo del área de lixiviación y adsorción

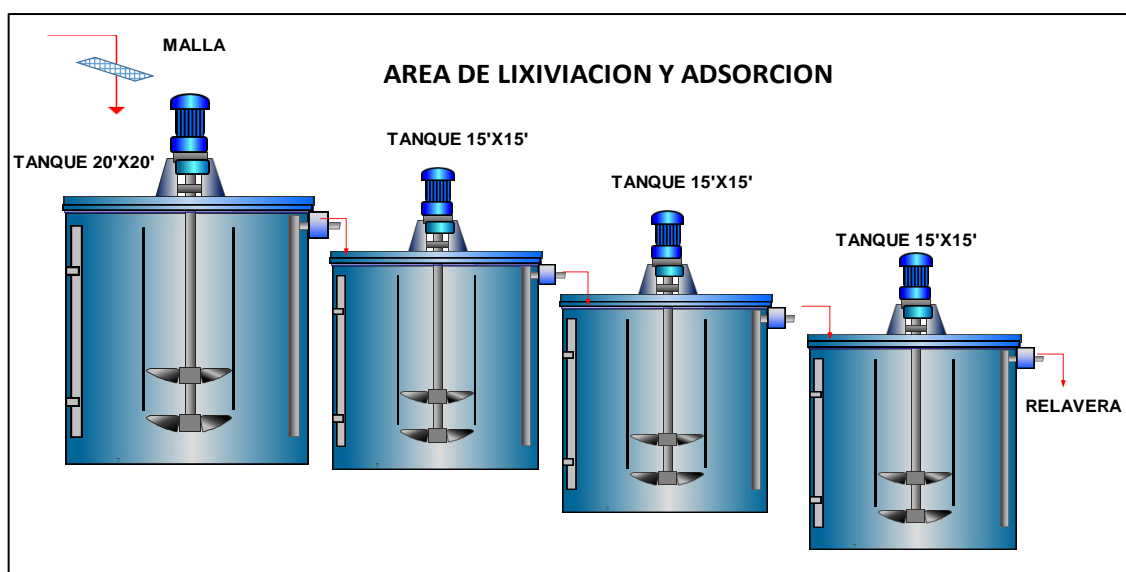


Figura 27. Diagrama de flujo del área de lixiviación



4.1.5.2. Cálculo de capacidad de los tanques de lixiviación

La evaluación de los tanques depende de diferentes factores: Densidad, % sólidos y flujo de pulpa.

4.1.5.3. Capacidad de los tanques N° 01 de 20ft*20ft

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V_{total} = 3.1416 * 3^2 * 6 = \mathbf{169.65m^3}$$

$$V_{util} = 169.65 * 0.97 = \mathbf{164.56m^3}$$

a) Tiempo de residencia

Dato:

$$Flujo\ de\ pulpa = 3.58m^3/hr$$

$$T_R = V_{util} / flujo\ de\ pulpa$$

$$T_R = 164.56 / 3.58 = \mathbf{46hr}$$

b) Capacidad del tanque en toneladas

$$\rho = 1300\ g/l$$

$$V = 164.56\ m^3$$

$$Tn = ((1.3 - 1) / 0.629) * 164.56 = \mathbf{78.49TN}$$

4.1.5.4. Capacidad de los tanques N° 02, 03 y 04 de 15ft*15ft

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V_{total} = 3.1416 * 2.3^2 * 4.6 = \mathbf{76.45m^3}$$



$$V_{util} = 76.45 * 0.97 = \mathbf{74.16m^3}$$

a) Tiempo de residencia

$$Flujo\ de\ pulpa = 3.58m^3/hr$$

$$T_R = V_{util} / flujo\ de\ pulpa$$

$$T_R = 74.16 / 3.58 = \mathbf{21hr}$$

b) Capacidad del tanque en toneladas

$$\rho = 1300\ g/l$$

$$V = 74.16\ m^3$$

$$Tn = ((1.3 - 1)/0.629) * 74.16 = \mathbf{35.37TN}$$

Tiempo de residencia total en tanques N° 02, 03 y 04

$$T_R = 21 * 3 = \mathbf{63hr}$$

Al evaluar la capacidad de los tanques, resulta que del tanque N° 01 al 04 tiene una residencia de 109hr., al aumentar la capacidad en toneladas el flujo de pulpa aumentara en m³/hr., por ello es necesario implementa un tanque de 25ftx25ft y el mantenimiento y reactivación del tanque N° 05 al 10 de 9ft*9ft y cumplir el tiempo de residencia para la lixiviación y adsorción.

4.2. EVALUACION DE EQUIPOS PROYECTADO PARA 100TMD

4.2.1. Área reactivos

Diseño de tanque de Cianuro de sodio (NaCN)

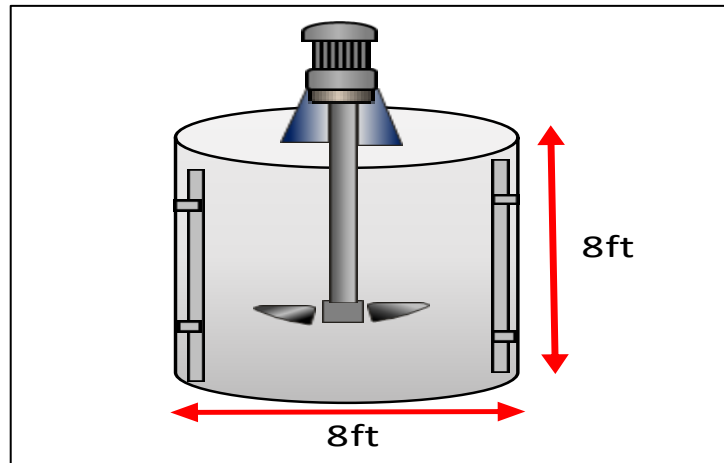


Figura 28. Diseño de tanque de Cianuro de sodio (NaCN)

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V = \pi * 4^2 * 8 = 402.12ft^3$$

$$V = 402.12 * 0.028m^3 = \mathbf{11.38m^3}$$

El diseño y volumen del tanque se realizó a base de conocimiento y experiencia de personal capacitado en diseño, este es adecuado para trabajar con una producción de 100TM

4.2.2. Área de chancado

Calculo de capacidad de tolva de grueso

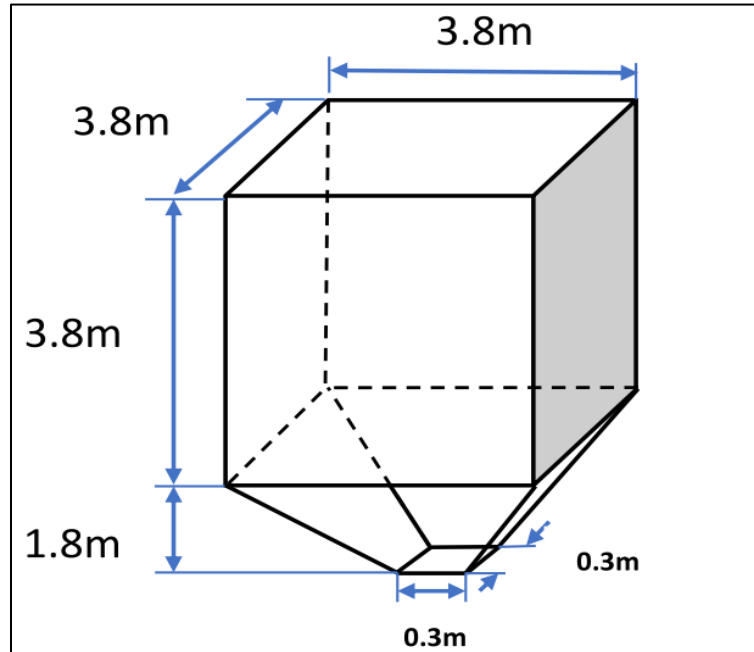


Figura 29. Dimensiones de tolva de gruesos

$$V_{total} = V_{Paralelepipedo} + V_{Tronco\ de\ piramide}$$

$$V_t = (3.8 * 3.8 * 3.8)m^3 + \frac{1.8}{3} (3.8 * 3.8 + 0.3 * 0.3 + \sqrt{3.8 * 3.8 * 0.3 * 0.3})m^3$$
$$= 64.27m^3$$

$$V_{util} = 64.27m^3 * 0.7 = 44.99m^3$$

$$Capacidad\ de\ tolva = 44.99m^3 * 2.8TMH/m^3 * 0.92 = \mathbf{115.89TMS}$$

Calculo de capacidad de una chancadora de 15"x 24"

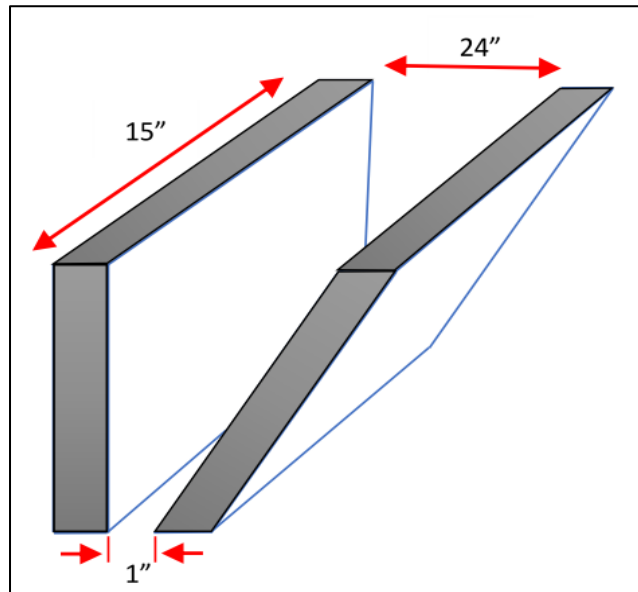


Figura 30. Dimensiones de chancadora de quijada

FORMULA DE TAGGART

$$T = 0.6 * A/R$$

$$R = a/s$$

$$R = 24"/1" = 24"$$

$$A = 15*24 = 360pul^2$$

$$\text{Capacidad de chancadora } T = 0.6 * 360/24 * 0.907 = \mathbf{8.16TM/h}$$

4.2.3. Área molienda

EVALUACION DEL MOLINO 5'X7'

a) Calculo de velocidad critica

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



$$V_c = 76.63/\sqrt{5} = 34.27 \text{ rpm.}$$

- b) **Velocidad de trabajo recomendado por Allis Chalmers.**

$$V = 57 - 40 \log D$$

$$V = 57 - 40 \log(5) = 29 \text{ rpm}$$

- c) **Porcentaje de velocidad de trabajo**

$$\%V_c = \text{rpm normal} / V_c$$

$$\%V_c = 29/34.27 = 85\%$$

- d) **Volumen interior de molino**

$$V_t = \pi * r^2 * l$$

$$V_t = \pi * 2.5^2 * 7 * 0.02832 = 3.89 \text{ m}^3$$

- e) **Volumen total útil del molino descontando el espesor de las chaquetas.**

$$V_t = \pi * r^2 * l$$

$$V_t = \pi * 2.33^2 * 6.67 * 0.02832 = 3.22 \text{ m}^3$$

- f) **Carga de bolas al 45%**

$$C_B = 3.22 * 0.45 = 1.45 \text{ m}^3$$

Espacios vacíos o porosidad se recomienda al 35%

$$E_V = 1.45 * 0.35 = 0.51 \text{ m}^3$$

Espacio que ocupa las bolas 65%



$$E_B = 1.45 * 0.65 = \mathbf{0.94m^3}$$

g) Peso de las billas

$$P_B = 0.94 * 7.83 \text{ TM}/m^3 = \mathbf{7.36TN}$$

Tabla 13. Distribución de bolas

Tamaño (in)	Xi intermedio	%Distri bola	% Retenido	Masa de bolas (tn)	Peso de C/B	N° de bolas
2.5	2.24	63.05	36.95	2.72	1.05	2590
2	1.73	21.02	42.04	3.09	0.54	5729
1.5	1.22	3.28	17.73	1.31	0.23	5675
1	1.00	0.00	3.28	0.24	0.07	3453
total			100.00	7.36		17447

h) Altura de la carga moledora

Conociendo que la carga moledora es al 45% y el diámetro total útil es 4.67ft

$$A = 4,67 * 0.45 = \mathbf{2.10ft}$$

$$A = 2.10 * 0.3048 = \mathbf{0.64m}$$

i) Volumen ocupado por el mineral

Espacio útil del molino se considera el 50% y sabemos que 3.89m³ es el volumen total útil.

$$E_{util} = 3.89 * 0.50 = \mathbf{1.95m^3}$$



j) Volumen de pulpa

El volumen de pulpa es resultado de espacio útil menos el espacio bolas ocupadas.

$$V_p = 1.95 - 0.94 = \mathbf{1.01m^3}$$

k) Parámetro estimado de operación del molino 5'x7'

Densidad = 1.600

G.E.= 2.8

Hallamos el porcentaje de sólidos

$$\% = (2.8 * (1 - 1.6) / 1.7 * (1 - 1.6)) * 100 = \mathbf{55}$$

l) Hallamos solido en el molino

$$Sólido = 1.01 * 0.55 * 2.8 = \mathbf{1.56TM}$$

m) Capacidad real del molino 5'x7'

Consumo de energía estimada

$$w = 1.73 * Amp * Factor P.* Kv/tcs$$

$$w = 1.73 * 70 * 0.85 * 0.44/2 = \mathbf{22.6kw - h/tcs}$$

Potencia actual consumida

$$P = w * A * 1.1341HP/Kw$$

$$P = 22.6 * 2 * 1.1341HP/Kw = \mathbf{61HP}$$

Eficiencia del motor

$$Ef = HP(practico) * 100/HP(instalado)$$

$$Ef = 61 * 100/80 = 76.25\%$$

Ton max del molino

$$ton\ max = HP * 0.746/w$$

$$ton\ max = 80 * 0.746/22.6 = 2.64Tc/h$$

$$2.64 * 24/1.1023 = 57.48TMD$$

4.2.4. Área de lixiviación

Diseño de tanque de lixiviación de 25ftx25ft

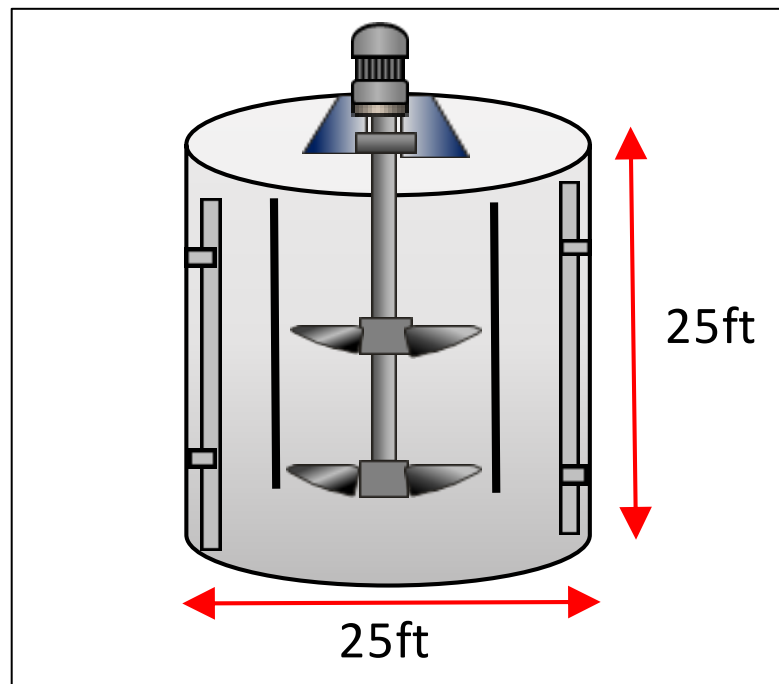


Figura 31. Tanque de 25ftx25ft

Capacidad de tanque de 25ft*25ft

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V_{total} = 3.1416 * 3.81^2 * 7.62 = 347.5m^3$$

$$V_{util} = 347.5 * 0.97 = 337m^3$$



a) **Tiempo de residencia**

$$\text{Flujo de pulpa} = 8.9\text{m}^3/\text{hr}$$

$$T_R = V_{\text{util}} / \text{flujo de pulpa}$$

$$T_R = 337 / 8.9 = \mathbf{38hr}$$

b) **Capacidad del tanque en toneladas**

$$\rho = 1300 \text{ g/l}$$

$$V = 337 \text{ m}^3$$

$$Tn = ((1.3 - 1)/0.629) * 337 = \mathbf{160TN}$$

Capacidad de los tanques N° 05 al 10 de 9ft*19ft

$$V = \pi * r^2 * h$$

$$V_{\text{total}} = 3.1416 * 1.35^2 * 2.7 = \mathbf{15.46m}^3$$

$$V_{\text{util}} = 15.46 * 0.97 = \mathbf{15m}^3$$

c) **Tiempo de residencia**

$$\text{Flujo de pulpa} = 8.9\text{m}^3/\text{hr}$$

$$T_R = V_{\text{util}} / \text{flujo de pulpa}$$

$$T_R = 15 / 8.9 = \mathbf{1.69hr}$$

Tiempo de residencia total en tanques N° 05 al 10

$$T_R = 6 * 1.69 = \mathbf{10.14hr}$$

d) **Capacidad del tanque en toneladas**

$$\rho = 1300 \text{ g/l}$$

$$V = 74.16 \text{ m}^3$$

$$Tn = ((1.3 - 1)/0.629) * 15 = 7TN$$

4.2.5. **Diagrama de flujo diseñada para la ampliación a 100TMD**

El diagrama de flujo se realizó con enfoque a un proceso eficiente lo cual requirió el conocimiento y experiencia de operación y parámetros de equipos, asimismo los equipos a implementarse se determinaron con un análisis minucioso para lograr el objetivo planteado.

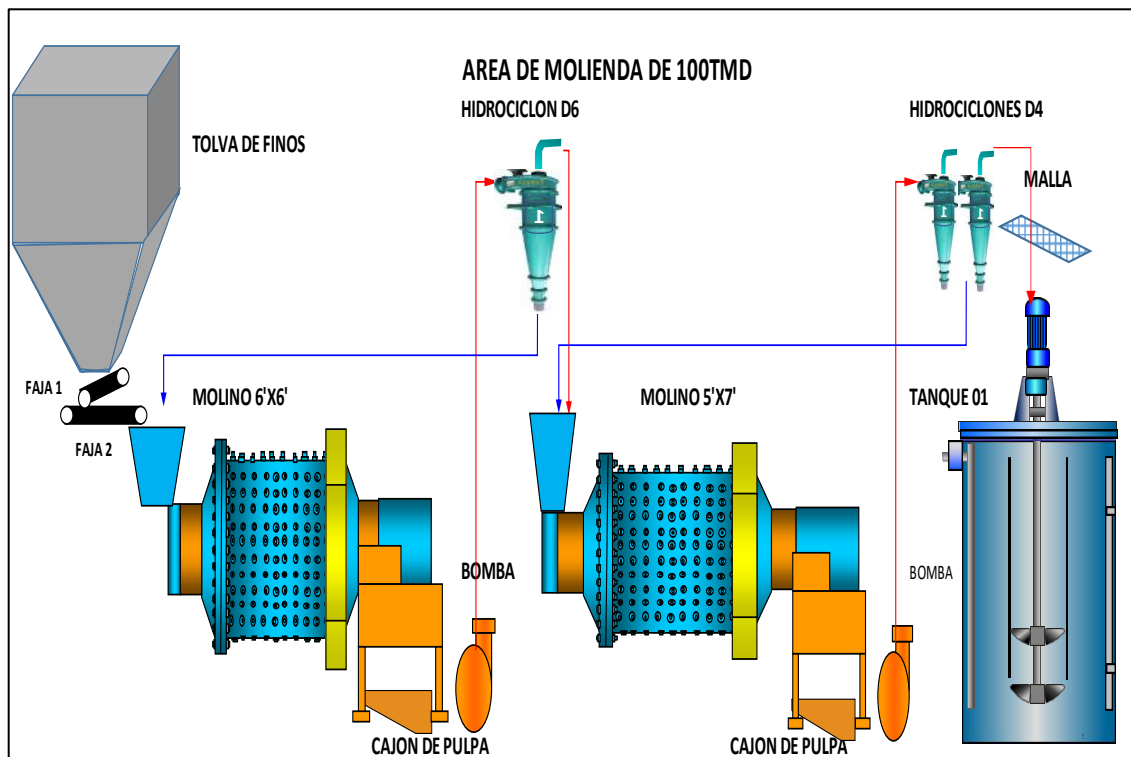


Figura 32. Diagrama de flujo del área de molienda para 100TMD

El diagrama está diseñado para 100TMD de producción, se observa el molino 6'x6' como el primario y a la vez remolienda, esto para la facilidad de entrada del mineral

en el chute y no se tenga el riesgo de taponeo y al mismo tiempo alivia la carga al molino 5'x7', esto con una bomba de pulpa 4"x3" que alimenta al hidrociclón D6 el underflow retorna al molino 6'x6' y el molino 5'x7' es alimentada por el overflow del hidrociclón D6 y por el underflow de los hidrociclones D4 el overflow pasa a los tanques de lixiviación, estos alimentados por una bomba de pulpa 3"x3".

En el área de lixiviación, el flujo de pulpa es continuo desde el tanque N° 01 de 25ftx25ft hasta el tanque N° 10 de 9ftx9ft

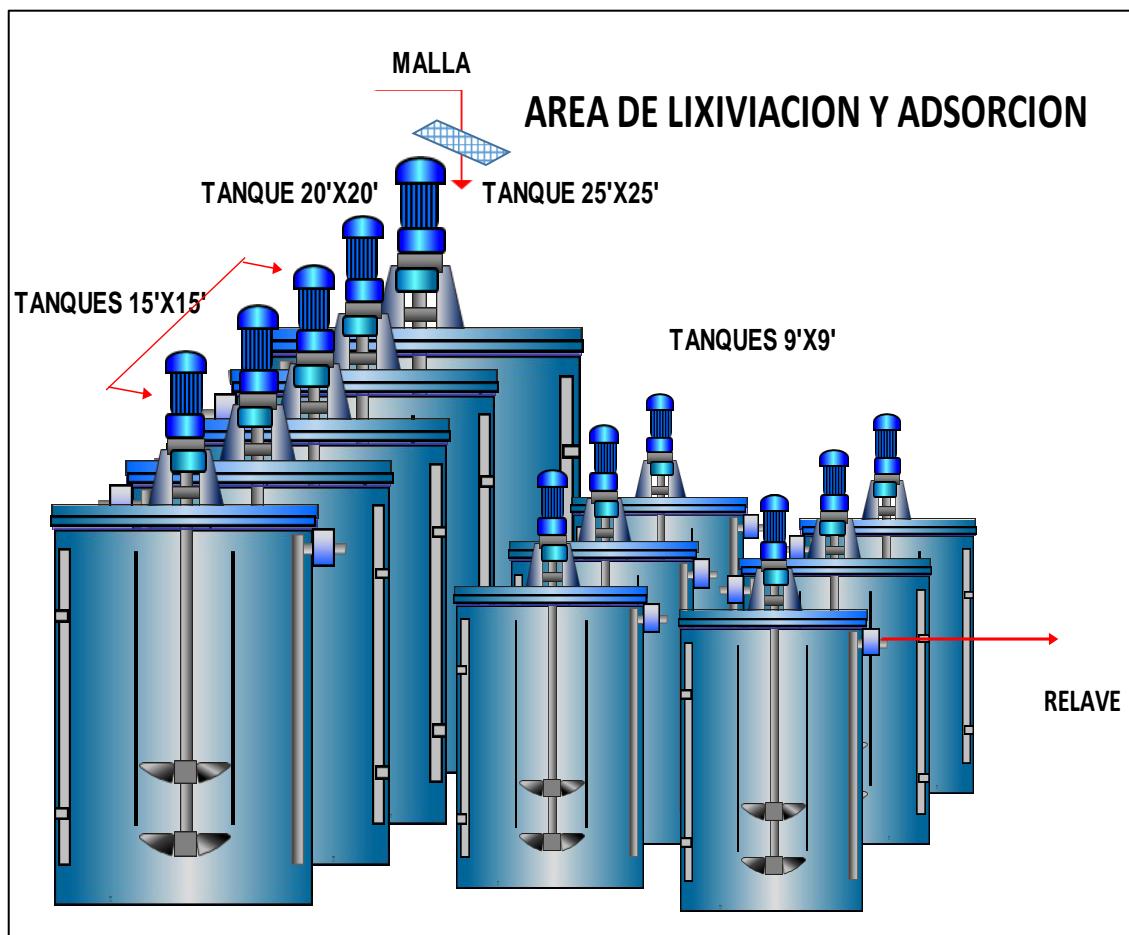


Figura 33. Diagrama de flujo del área de lixiviación y adsorción

En el diagrama que antecede se tiene instalada el tanque nuevo de 25ftx25ft y los pequeños de 9ftx9ft junto a los que están en operación actualmente, al aumentar la capacidad el flujo de pulpa sera 8.9m³/h y con una densidad de 1.300gr/L el tiempo de



residencia total se tiene calculado 91hr que está en el rango de tiempo de lixiviación y adsorción adecuado para el proceso.

4.2.6. Equipos a implementar para la ampliación a 100TMD

Tabla 14. Equipos a implementar para la ampliación

EQUIPOS A IMPLEMENTAR		
ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD
1	TOLVA DE GRUESO (115TM)	1
2	CHANCADORA DE QUIJADA 15”X24”	1
3	MOTOR DE 35 HP	1
4	MOLINO 5’X 7’	1
5	BILLAS PARA MOLINO	8TN
6	MOTOR DE 80 HP	1
7	BOMBA DE PULPA 4”X 3”	1
8	HIDROCICLON D6	1
9	TANQUE DE 25ftx25ft	1
10	MOTOR DE 60HP	1
11	MONTAJE E ISNTALACIONES	1
12	MANTENIMIENTO DE TANQUES	6
13	TANQUE DE 8ft x 8ft (NaCN)	1
14	MOTOR DE 10 HP (NaCN)	1



Tabla 15. Parámetro estimado para 100TMD

PARÁMETROS DEL PROCESO	Cantidad	Unidad
FAJA		
Toneladas procesadas	100	TMD
MOLIENDA		
Peso específico	2.8	g/L
Densidad del molino M1 6'x6'	1700-1800	gr/cc
Densidad del molino M1 5'x7'	1600	gr/cc
Granulometría del M1	50	% - 200 malla
Granulometría del M2	75	% - 200 malla
Porcentaje de solidos M1	67	%
Porcentaje de solido M2	58	%
pH de pulpa del M1	11.5	
pH de pulpa del M2	11.3	
Fuerza de cianuro M1	1700	ppm
Fuerza de cianuro M2	1500	ppm
TANQUES		
Densidad en over flow	1300	%
Porcentaje de solidos	36	% - 200 malla
Granulometría	86	%
Flujo	8.9	m ³ /hr
pH de pulpa	11	
Fuerza de cianuro	1500	ppm
Tiempo de residencia	91	hr
Recuperación	92	%

4.3. PRODUCCIÓN Y RECUPERACION CON 100TMD

4.3.1. Balance proyectado

La siguiente tabla se observa que al aumentar la capacidad de producción a 100TMD., la recuperación de Au fino también incrementa, que comparado con la producción anterior la producción es incrementado 7617.6gr de Au fino en recuperación.

Tabla 16. Balance mensual

MATERIAL	PESO (TM)	LEY Au (gr/TM)	FINO Au (gr)	RECUPERACION (%)
CABEZA	3000	5	13800	100
CARBON ACTIVADO	4	3.17 (gr/k)	12696	92
RELAVE	3000	0.4	1200	8

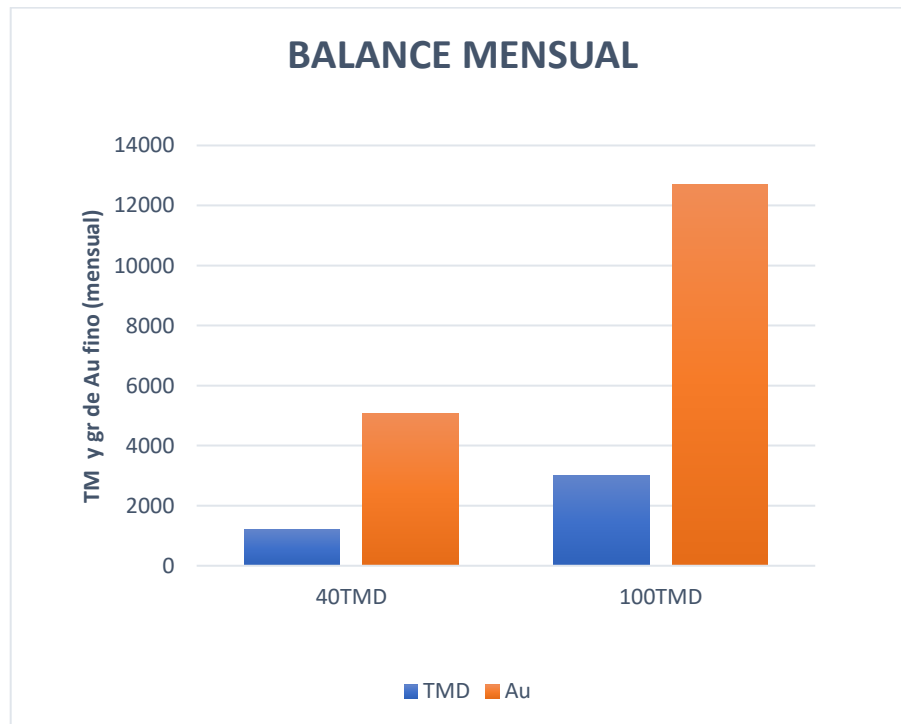


Figura 34. Balance comparativo mensual



4.3.2. Evaluación de producción minucioso con 100TM (MES)

A continuación, se observa un estudio minucioso de la producción de mineral, desde el ingreso de mineral para su producción en planta hasta la venta del Au fino.

4.3.2.1. Producción en planta de beneficio

TMH procesadas = 3000TMD

Ley promedio de Au = 5 gr/tm

Ley promedio de Au = 0.16 oz/tc

Humedad= 8%

Recuperación = 92%

Toneladas métricas secas

$$M_s = \text{mineral humedo} * (100 - \%h)/100$$

$$\text{Mineral procesado} = 3000 * 0.92 = \mathbf{2760TMS}$$

Fino bruto de Au

$$F_b = \text{mineral seco} * \text{ley de mineral}$$

$$\text{Fino bruto} = 2760 * 5 = \mathbf{13800 gr Au}$$

Recuperación fino

$$F = \text{mineral procesado} * \%recuperacion$$

$$\text{Fino} = 2760 * 4.6 = \mathbf{12696 gr Au}$$



4.3.2.2. Producto

Peso de barra (bullion) = 12850 gr

Ley de barra = 98.8%

4.3.2.3. Venta y costo de producción

Precio del oro

1gr Au = 51\$

Precio del oro en producción

$P_{Au} = recuperacion\ fino * precio\ de\ Au\ en\ gramo$

$P_{Au} = 12696 * 51 = \mathbf{647496.00 \$}$

Mina y compra de mineral = **405558.78\$**

Costo de proceso = **206562.42\$**

Beneficio líquido para la empresa = **35374.8\$**

Costo unitario.

$C_u = costo\ de\ proceso / mineral\ procesado$

$C_u = 206562 / 3000 = 68.85 \$$



Tabla 17. Resumen de producción de 100TM

PRODUCCION CON 100TM (MES)		
PRODUCCION EN PLANTA DE BENEFICIO	cantidad	unidad
TMH procesadas	3000	TMH
Humedad	8	%
Ley promedio de Au	5	gr/tm
Ley promedio de Au	0.16	oz/tc
Fino bruto de Au	13800	gr
PRODUCCION DE ORO FINO		
	cantidad	unidad
Recuperación	92	%
Ley de barra	98.8	%
Peso de barra	12850	gr
Oro fino	12696	gr
VENTA DE PRODUCTO		
	cantidad	unidad
1gr = 51\$		
Oro de producción	647496.00	\$
COSTO DE PRODUCCION		
Mina y compra de mineral	405558.78	\$
Proceso	206562.42	\$
Beneficio líquido para la empresa	35374.8	\$
Costo unitario	68.85	\$/TM
Costo total en producción	612121.2	\$

Tabla 18. Balance de agua

Balance de agua diario para 100TMD			
Zonas de Dosificación	Agua fresca	Agua barren	Agua en Proce.
	(m³/dia)	(m³/dia)	(m³/dia)
Área de chancado			



Chancado	2		2
Área reactivos			
Solución de Cianuro NaCN	8		8
Solución de Soda Caustica NaOH		10	10
Área molienda			
Alimentación Molino 6'x 6'		55	55
Tromel del molino 6'x 6'		15	15
Alimentación Molino 5'x7'		40	40
Tromel del molino 5'x7'		10	10
Cosecha (mes)			
Cosecha 02 veces al mes		30	30
Lavado de carbón	20		20
Total	30	160	190

Tabla 19. Balance energético

BALANCE ENERGETICO PARA 100TMD				
AREA CHANCADO	HP	kW	Horas	Kw-h
Chancadora de quijada 15"x24"	30	22.5	23	517.5
Chancadora cónica 2" feet	35	26.3	23	604.9
Faja transportadora 1	5	3.8	23	87.4
Faja transportadora 2	5	3	23	69
Faja transportadora 3	5	3	23	69
Zanranda vibratoria 6 x3.5ft	5	4.5	23	103.5
AREA REACTIVOS				
Tanque de NaCN	10	1.5	2	3
Tanque de NaOH	7.5	1.5	2	3
AREA DE MOLIENDA Y LIXIVIACION				
Faja transportadora 1	5	3	24	72



Faja transportadora 2	5	3	24	72
Molino 6'x6'	125	93.8	24	2251.2
Molino 5'x7'	80	60	24	90
Bomba de pulpa 3"x3"	7.5	11.3	24	271.2
Bomba de pulpa 4"x3"	10	7.5	24	180
Bomba de agua fresca 2"x2"	7.5	15	4	60
Bomba de agua barren 3"x2"	15	15	9	135
Tanque de agitación N° 01 -25x25ft	60	45	24	1080
Tanque de agitación N° 02- 20x20ft	40	30	24	720
Tanque de agitación N° 03- 15x15ft	15	11.3	24	271.2
Tanque de agitación N° 04- 15x15ft	15	11.3	24	271.2
Tanque de agitación N° 05 -15x15ft	15	11.3	24	271.2
Tanque de agitación N° 06 -9x9ft	10	7.5	24	180
Tanque de agitación N° 07 -9x9ft	10	7.5	24	180
Tanque de agitación N° 08 -9x9ft	10	7.5	24	180
Tanque de agitación N° 09 -9x9ft	10	7.5	24	180
Tanque de agitación N° 10 -9x9ft	10	7.5	24	180
Tanque de agitación N° 11 -9x9ft	10	7.5	24	180
Compresora 200PSI	20	15	24	360
LABORATORIO				
Equipos en general	10	7.5	12	90
DESORCIÓN				
Equipos en general	6	4.5	5	22.5
OTROS				
Equipos en general (Campamento)	30	22.5	24	540



COSTO	0.14US\$/kWh
kWh/día	9913.13
Costo Por día US\$	1387.8
Costo por mes US\$	41635.15

4.4. INVERSION PARA LA AMPLIACION A 100TMD

4.4.1. Implementación de equipos

La inversión para el tonelaje que se tiene como objetivo, está en función directa de su capacidad, los equipos necesarios a implementar están a base de evaluación del diagrama de flujo y especificaciones directas de su fabricante, y a continuación se detalla los equipos y la inversión necesaria.

Tabla 20. Costo de equipos a implementar

COSTO DE IMPLEMENTACIÓN DE EQUIPOS				
ITEM	DESCRIPCION	CANTIDAD	PRECIO (US \$)	TOTAL (US \$)
1	TOLVA DE GRUESO (115TM)	1	17000.00	17000.00
2	CHANCADORA DE 15" X 24"	1	20000.00	20000.00
3	MOTOR DE 35 HP	1	1500.00	1500.00
4	MOLINO 5' X 7'	1	90000.00	90000.00
5	BILLAS PARA MOLINO	8TN	18000.00	18000.00
6	MOTOR DE 80 HP	1	2500.00	2500.00
7	BOMBA DE PULPA 4"X 3"	1	6000.00	6000.00
8	HIDROCICLON D6	1	2800.00	2800.00
9	TANQUE DE 25ftx25ft	1	37000.00	37000.00
10	MOTOR DE 60HP	1	2000.00	2000.00
11	MANTENIMIENTO Y REACTIVACIÓN DE TANQUES	6	500.00	3000.00



12	TANQUE DE 8ftx8ft	1	3200.00	3200.00
13	MOTOR DE 10HP	1	800.00	800.00
14	MONTAJE E ISNTALACION	1	2500.00	2500.00
15	OTROS			15000.00
TOTAL				221300.00

Las cotizaciones de equipos y fabricación que se muestra en la tabla 14, se hizo en base de un previo estudio de mercado y de catálogos de proveedores que garantizan la ampliación y producción con beneficios económicos a la empresa. Esto con referencia al año 2021.

4.5. INVERSION

La inversión a realizar es de 221300.00 US\$ que la empresa financiará para ejecutar la ampliación, el periodo de recuperación del capital será en un promedio de 6 meses tomando en consideración que el beneficio liquido por mes es de 35374.8US\$, y para no afectar económicamente a la empresa estos equipos serán adquiridos progresivamente esto debido a la cantidad de meses que tomara en recuperar el capital.

Tabla 21. Periodo de recuperación de inversión

Costo de inversión	221300.00US\$	
Beneficio liquido	35374.8US\$	6.26 meses

Debido al estudio realizado, se tiene un resultado favorable económicamente y que da una buena rentabilidad a la empresa.

Tabla 22. Tabla comparativa general de producción 1200 vs 3000TM mensual

CARACTERISTICAS	40TMD	100TMD	Unid.
Toneladas	1200	3000	TM
Ley de mineral de Au	5	5	gr/TM
Ley de mineral de Au	0.16	0.16	Oz/TC
Recuperación	92	92	%
Ley de cola	0.4	0.4	gr/TM
Tiempo de residencia de pulpa	109	91	hrs
Fino bruto de Au	5520	13800	gr
Oro fino	5078	12696	gr
Beneficio económico líquido	12823.27	35374.8	US\$
Maquila	76.88	68.85	US\$/TM

- En el cuadro que antecede se observa el incremento de producción de 1800TM y consecuentemente el incremento de 7618 gr Au fino.
- Al aumentar la producción de mineral el beneficio económico incrementa 9285.47 US\$ y la maquila disminuye a 68.85US\$ a mayor producción. esto hace rentable económicamente a la empresa.



V. CONCLUSIONES

1. Al evaluar la capacidad de los equipos de la planta de beneficio de 40TMD., se determina que en el área de chancado se requiere implementar una chancadora de quijada (primaria) de 15"x24" y una tolva de grueso con una capacidad de 115TM de almacenamiento, en el área de reactivos un tanque de 8x8ft para solución de cianuro de sodio (NaCN) en el área de molienda y lixiviación se tiene que implementar un tanque de 25ftx25ft, un molino remolienda 5'x7', una bomba de pulpa 4"x3", un hidrociclón D6, mantenimiento y reactivación de seis tanques de 9'x9'
2. Al implementar los equipos necesarios para la ampliación en la Compañía Mollehuaca S.A.C., con 100TMD el volumen de producción de mineral aurífero es de 3000TM mensual a diferencia de 40TMD se tiene 1200TM mensual logrando así incrementar 1800TM mensual de producción; consecuentemente, el incremento de recuperación de 7617.6 gr Au mensual.
3. La inversión económica en la ampliación es de 221300.00US\$, esto se evidencia en la Tabla 20. Asimismo, el beneficio líquido con 40TMD es de 12823.27US\$/mes, el costo unitario por tonelada tratada es 76.88US\$ y el beneficio líquido con 100TMD es de 35374.8US\$/mes, el costo unitario por tonelada tratada es 68.85US\$. Este resultado favorece y hace más rentable a la empresa.



VI. RECOMENDACIONES

- Se recomienda controlar el set de descarga de la chancadora primaria (quijadas) que, al abrir más la abertura puede ocasionar sobrecarga a la chancadora secundaria (cónica).
- Se recomienda mayor control en el suministro de reactivos en el área de molienda cianuro de sodio NaCN e hidróxido de sodio NaOH esto para la fuerza de cianuro y pH.
- Controlar la carga de bolas en cada molino y agregar la cantidad necesita diaria por tonelada tratada para no perder la eficiencia de molienda.
- Evaluar la clasificación en hidrociclones a diferentes diámetros de vortex y ápex que permita una clasificación optima en granulometría y mayor tonelaje.
- Controlar la densidad y el flujo de pulpa en tanques de lixiviación para cumplir el tiempo de residencia adecuada.
- Se recomienda la constante supervisión del agua barren para planta y así evitar mayor uso de agua fresca en planta.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Altamirano, J. (2011). *Estudio técnico económico para la ampliación de la Planta Concentradora de Minerales Bertha*. Universidad Nacional del Callao - Lima.
- Chillce, V. & Rojas, R. (2012). *Implementación del sistema experto en molinos para optimizar la molienda del circuito de cobre en la Planta Concentradora de Sociedad Minera Cerro Verde S.A.A.* Universidad Nacional del Centro del Peru - Huancayo.
- Guerrero, J. (2013). *Cianuro: Toxicidad y destrucción*.
- Logsdon, M. J., Hagelstein, K. & Mudder, T. I. (2001). *El Manejo del Cianuro, The Management of Cyanide in Gold Extraction*.
- Manzaneda, J. (1991). *Concentracion de minerales*.
- Marin, L. (2018). *Estudio Tecnico de Ampliacion de 350TMD a 1000 TMD de la Planta Concentradora Untuca-Provincia de Sandia-Region Puno*. Universidad Nacional del Altiplano.
- Misari, F. (2010). *Metalurgia del Oro*.
- Porras, D. (1997). *Principios Generales del Procesamiento de Minerales*.
- Ros, A. (2017). *Recopilación sobre la Metalurgia del Oro*.
- Tapara, R. (2018). *Evaluación técnica para la implementación del tratamiento de relaves mineros en tanque de agitación en el Proyecto Seis Diamantes, la Rinconada*. Universidad Nacional del Altiplano - Puno.
- Tecsup. (1998). *Metalurgia Extractiva del Oro*.



Vargas, J. (1990). *Metalurgia de Oro y Plata*.

Venegas, P. (2009). *Ampliación de Producción de Mina Condestable*. Universidad Nacional de Ingeniería - Lima.



ANEXOS

Anexo 1. Área de chancado



Anexo 2. Tolva de fino



Anexo 3. Area de molienda



Anexo 4. Tamizaje de solidos



Anexo 5. Área de lixiviación





Anexo 6. Análisis de mineral de planta

CEPROMET Minera Porvenir S.A.C.
APIPA sector IX Mz. "H" Lt 4 Yura -Arequipa
RUC: 20455230714



LABORATORIO METALURGICO ANÁLISIS DE MINERALES

A tención : WILFER ALVAREZ CALCINA
Fecha : 21/06/2022
Requerimiento : Análisis de mineral

MUESTRA

Procedencia : CHALA - CARAVELI
Nombre : MOLLEHUACA

OBJETIVO

Analizar los minerales por ensayo al fuego, para determinar Au.

RESULTADOS

Código	Nombre de muestra	Au	
		g/TM	oz/TC
CPM-985	MOLLEHUACA	6.51	0.19
CPM-986	MOLLEHUACA	5.14	0.15
CPM-987	MOLLEHUACA	5.83	0.17
CPM-988	MOLLEHUACA	6.85	0.20
CPM-989-A	MOLLEHUACA	15.43	0.45



JUAN MIGUEL ZEGARRA MEDINA
Ingeniero Metalurgista
CIP N° 231530

CEPROMET MINERA PORVENIR S.A.C.
Comprometidos con la educación y medio ambiente