

**UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA E
INGENIERÍA METALÚRGICA**

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA METALÚRGICA



**PROYECTO DE AMPLIACIÓN DE 30 A 60 TM/DIA EN LA
PLANTA DE BENEFICIO GEZA MINERALES ASIS E.I.R.L.
RINCONADA PUNO**

PRESENTADA POR:

Bach. JUAN CARLOS LIMA PAUCAR

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2018

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

TESIS

PROYECTO DE AMPLIACIÓN DE 30 A 60 TM/DIA EN LA PLANTA DE
BENEFICIO GEZA MINERALES ASIS E. I.R.L. RINCONADA PUNO

PRESENTADA POR:

Bach. JUAN CARLOS LIMA PAUCAR

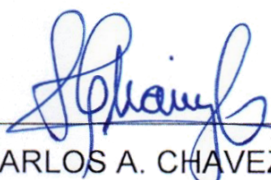
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

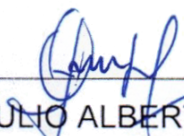


APROBADA POR:

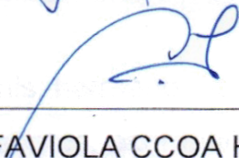
PRESIDENTE:


M.Sc CARLOS A. CHAVEZ CATACORA

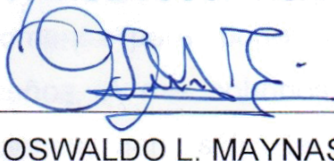
PRIMER MIEMBRO:


M.Sc JULIO ALBERTO MAQUERA GIL

SEGUNDO MIEMBRO:


M.Sc. FAVIOLA CCOA HUANCA

DIRECTOR / ASESOR:


M.Sc OSWALDO L. MAYNAS CONDORI

Área : PROYECTOS Y DISEÑO DE PLANTAS METALÚRGICAS

Tema : PROYECTOS METALÚRGICOS

Fecha de sustentación: 04 de julio del 2018

DEDICATORIA

Esta tesis va dedicada, a mi Madre a la mujer que trazo mi vida y me ha dado alas para volar y que nunca ha cerrado mis cielos y mis posibilidades para alcanzar mis metas como persona que soy.

A la persona más dulce de mi vida, la más grande, la más honesta, al amor de mi vida, mi esposa y a mi motivación más grande mí princesa Nataly.

A mi familia, gracias a ellos como persona que soy. Para mi padre por su apoyo incondicional, consejos, comprensión, amor, ayuda en los momentos difíciles y por ayudarme con los recursos necesarios para estudiar. Me han dado esos valores para conseguir mis objetivos.

A mis hermanos por estar siempre presentes, acompañándome en todo momento para poder cumplir mis sueños. A mis sobrinos y sobrinas quienes han sido la motivación, inspiración y felicidad para este logro alcanzado.

AGRADECIMIENTO

Primeramente, me gustaría agradecer a Dios, por cuidarme guiar mis estudios universitarios, y así llegar lejos como persona y como profesional, también hiciste realidad este sueño tan anhelado.

A la Universidad Nacional del Altiplano – Puno, por haberme dado una oportunidad de estudiar una carrera profesional y formarme como un profesional competente en el Perú.

Les doy gracias a mis padres Filomeno y Flora por apoyarme en todo momento, por los valores que me han dado y por la oportunidad de haber tenido una excelente educación en el trascurso de mi vida. Sobre todo, por ser un excelente ejemplo a seguir, también a mis hermanos y hermanas por ser importantes en mi vida y representar la unidad familiar, así como mis sobrinos y sobrinas.

Agradecer a todos mis docentes, que, durante toda mi carrera profesional aportaron con un granito de arena en mi formación profesional.

Hay muchas personas que han formado parte de mi vida profesional, a las que me encantaría agradecer por su amistad, consejos, apoyo, ánimo, esa convivencia durante mis estudios y compañía en los momentos más difíciles de mi vida. Quiero darles las gracias por ser parte de mí, por todo el apoyo que me brindaron y por todas sus bendiciones.

ÍNDICE GENERAL

DEDICATORIA	III
AGRADECIMIENTO	IV
ÍNDICE GENERAL	III
ÍNDICE DE FIGURAS	VII
ÍNDICE DE TABLAS	VIII
ÍNDICE DE ACRONIMOS	IX
RESUMEN	X
ABSTRACT	XI
CAPÍTULO I	1
1.1 INTRODUCCIÓN	1
1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN.....	2
1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	3
1.3.1 PROBLEMA GENERAL	3
1.3.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS	3
1.4 JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO	3
1.5 OBJETIVOS.....	4
1.5.1 OBJETIVO PRINCIPAL.....	4
1.5.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS.....	4
1.6 HIPÓTESIS DEL PROYECTO	4
1.6.1 HIPÓTESIS GENERAL	4
CAPITULO II	5
2.1 REVISIÓN DE LITERATURA.....	5
2.1.1 ANTECEDENTES DEL PROYECTO	5
2.2 AMPLIACIÓN	7
2.3 EL CIANURO	7
2.3.1 USOS DEL CIANURO	8
2.3.2 EL CIANURO EN LA INDUSTRIA MINERA.....	8
2.3.3 MANIPULACIÓN Y DESTRUCCIÓN DEL CIANURO	8
2.4 SODA CAUSTICA (NaOH).....	9
2.4.1 CARACTERÍSTICAS Y VENTAJAS	9
2.4.2 APLICACIÓN	9
2.5 EL PROCESO DE CIANURACIÓN	9
2.6 MÉTODOS DE CIANURACIÓN.....	10
2.7 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN.....	10
2.8 REACCIONES DE CIANURACIÓN	11
	III

2.8.1 DIAGRAMA AU-CN-H ₂ O	11
2.8.2 DIAGRAMA CN-H ₂ O	12
2.8.3 ASPECTOS TERMODINÁMICOS	13
2.9 TRITURACIÓN O CHANCADO	14
2.9.1 LEYES DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICO	16
2.9.2 CURVAS GRANULOMÉTRICAS	16
2.10 MOLIENDA.....	17
2.10.1 MOLINO DE BOLAS.....	17
2.11 HIDROCICLONES.....	17
2.12 DESCRIPCIÓN DE PLANTA CONCENTRADORA ACTUAL	18
2.12.1 CAPACIDAD DE LA PLANTA CONCENTRADORA	18
2.12.2 TRANSPORTE DEL MINERAL	19
2.12.3 CANCHA DE MINERALES	19
2.12.4 TOLVA DE GRUESOS	20
2.12.4.1 CÁLCULO DEL VOLUMEN DE LA TOLVA DE GRUESO.....	22
2.12.5 CIRCUITO DE CHANCADO.....	22
2.12.5.1 CAPACIDAD DE LA CHANCADORA DE QUIJADAS 10”X16” SEGÚN LA FORMULA DE TAGGART	27
2.12.5.2 CAPACIDAD DE LA CHANCADORA CONICA	29
2.12.5.3 TOLVA DE FINOS	29
2.12.5.4 CÁLCULO DEL VOLUMEN DE LA TOLVA DE FINOS	31
2.12.5.5 CAPACIDAD DE LA TOLVA	32
2.12.6 CIRCUITO DE MOLIENDA.	32
2.12.6.1 FACTORES QUE AFECTAN LA EFICIENCIA DE MOLIENDA	34
2.12.6.2 CÁLCULO DE VELOCIDADES DEL MOLINO 5’ X 10’.....	35
2.12.6.3 CÁLCULO DE VELOCIDADES DEL MOLINO 4’ X 4’.....	36
2.13 PROCEDIMIENTO PARA EL CONTROL GRANULOMETRICO.....	37
2.13.1 OBJETIVO.	37
2.14 AREA DE CIANURACIÓN	39
2.14.1 DESCRIPCIÓN DEL ÁREA DE CIANURACIÓN	39
2.14.2 DETERMINACIÓN DEL FLUJO Y VOLUMEN DE LOS TANQUES	40
2.15 CIRCUITO EN DESORCIÓN	42
2.16 FUNDICIÓN.....	42
2.17 DEPÓSITO DE RELAVE	42
2.18 BALANCE METALÚRGICO ACTUAL	43
CAPITULO III.....	45
3.1 MATERIALES Y MÉTODOS	45

3.1.1	ÁMBITO DE ESTUDIO	45
3.2	ACCESO	46
3.3	DESCRIPCIÓN DE LA METODOLOGÍA.....	46
3.4	MATERIALES	47
3.4.1	EQUIPOS E INSTRUMENTOS	47
3.4.2	REACTIVOS.....	47
3.4.3	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS.....	47
3.5	MÉTODO.....	48
3.5.1	TOMA DE MUESTRAS.....	48
3.6	EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE CHANCADO	48
3.6.1	CHANCADORA DE QUIJADA 10 X 16	48
3.6.2	CHANCADORA CONICA	50
3.6.3	ZARANDA VIBRATORIA N° 01 4" X 8"	51
3.6.4	FAJAS TRANSPORTADORAS	53
3.7	EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA	54
3.7.1	MOLIENDA	54
3.7.2	PRINCIPALES PARÁMETROS DE EVALUACIÓN	55
3.7.3	EVALUACIÓN EN LOS MOLINOS	55
3.7.4	GRANULOMETRÍA DE ALIMENTACIÓN A LOS MOLINOS.....	59
3.8	DETERMINACIÓN LA FUERZA DEL CIANURO	60
3.9	PRUEBAS METALÚRGICAS.....	62
3.9.1	INTRODUCCIÓN	62
3.10	EVALUACIÓN EN LOS CICLONES.....	62
3.11	EVALUACIÓN ECONÓMICA	63
3.11.1	ESTIMACIÓN DE LOS OPERATIVOS	63
3.11.2	TOTAL COSTOS DE LA AMPLIACIÓN DE PLANTA DE BENEFICIO	64
3.12	AMPLIACIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE 30 A 60 TMD	66
3.12.1	BALANCE METALÚRGICO PROYECTADO.....	66
3.12.2	ANTECEDENTES:	67
3.12.3	SECCIÓN DE CHANCADO.....	67
3.12.4	SECCIÓN MOLIENDA.....	70
3.12.5	CIRCUITO DE CIANURACIÓN.....	70
3.12.6	AMPLIACIÓN DE CAPACIDAD DEL ALMACENAMIENTO DE AGUA	70
CAPITULO IV	72
4.1.	RESULTADOS Y DISCUSIÓN	72
4.1.1	RESULTADOS.....	72

4.2 CIRCUITO DE CHANCADO	72
4.2.1 GENERALIDADES.....	72
4.2.2 BASES DE EVALUACIÓN	72
4.3 MOLIENDA	74
4.4 ECONOMÍA.....	80
4.4.1 LOS INGRESOS QUE ASCIENDEN DE LA PLANTA DE BENEFICIO: 81	
4.4.2 LOS COSTOS DE 30 Y 60 TM/DIA POR TONELADA PROCESADA....	81
4.5 INVERSIÓN.....	81
V. CONCLUSIONES	82
VI. RECOMENDACIONES	83
VII. REFERENCIAS	84
ANEXOS.....	85

ÍNDICE DE FIGURAS

FIGURA N° 1: Diagrama de Pourbaix para el Sistema Au-CN-H ₂ O a 25°C	12
FIGURA N° 2: Diagrama Potencial vs. pH para el sistema CN-H ₂ O a 25°C.....	13
FIGURA N° 3: Formas de Fracturamiento del Mineral.....	15
FIGURA N° 4: Curvas Granulométricas	16
FIGURA N° 5: Hidrociclón y sus partes	18
FIGURA N° 6: Entrada a la Balanza de Pesaje de Mineral	19
FIGURA N° 7: Fotografía de cancha de minerales.....	20
FIGURA N° 8: Foto de la tolva de gruesos parte superior, Planta Geza Minerales Asis.....	21
FIGURA N° 9: tolva de gruesos con dimensiones.....	21
FIGURA N° 10: Foto de la chancadora de quijadas 10x16	27
FIGURA N° 11: Fotografía de la Chancadora Cónica.....	27
FIGURA N° 12: Fotografía Actual de la Tolva de finos.....	30
FIGURA N° 13: Dimensiones de la Tolva de Finos de la Planta de Beneficio.....	31
FIGURA N° 14: Fotografía de Molino de Bolas 5 x10	33
FIGURA N° 15: Fotografía del Molino Denver 4' X 4'.....	34
FIGURA N° 16: Fotografía del Tanque de Lixiviación actual 20ft x 20ft.....	40
FIGURA N° 17: Fotografía de la poza relavera de la Planta Actual.....	43
FIGURA N° 18: Ubicación de la Planta de Beneficio Geza Minerales Asis	45
FIGURA N° 19: Fotografía de la Zaranda Vibratoria	53
FIGURA N° 20: Fotografía de la Faja Transportadora Actual de la Planta	53
FIGURA N° 21: FLOW SHEET del circuito de molienda y cianuración.....	56
FIGURA N° 22: Fotografía de la mesa de Rodillos y mesa de Agitación.....	62
FIGURA N° 23: Reservorio de 80 m ³	71
FIGURA N° 24: FlowSheet de Circuito de Chancado 60 Toneladas Métricas.....	74
FIGURA N° 25: Dimensionamiento de tolva de finos para 120 TM	85
FIGURA N° 26: Dimensionamiento de tanque de reactivos	87
FIGURA N° 27: Vista panorámica de la planta	89
FIGURA N° 28: Observando el tamaño del mineral en la tolva de gruesos.....	89
FIGURA N° 29: Sacando muestra pulverizada para su respectivo análisis.....	90
FIGURA N° 30: Foto tomada en el área de Lixiviación	90
FIGURA N° 31: Fotografía frente al molino 4X4.....	91
FIGURA N° 32: Fotografía al frente del molino de Bolas 5X10.....	91
FIGURA N° 33: Fotografía en el área de Chancado	92
FIGURA N° 34: FlowSheet de 60 TMD	92
FIGURA N° 35: Mineral llegado de mina para ser sacado su ley cada lote.....	93
FIGURA N° 36: Grupo Electrónico	94

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA N° 1: Datos de la pulpa	41
TABLA N° 2: Balance Metalúrgico del Mes febrero actual.....	44
TABLA N° 3: Distancia del proyecto.....	46
TABLA N° 4: Variable	48
TABLA N° 5: Análisis granulométrico de Alimentación mineral fresco	49
TABLA N° 6: Descarga de la chancadora quijadas	50
TABLA N° 7: Alimento chancadora cónica	51
TABLA N° 8: Especificaciones de los Equipos del Circuito de Chancado.....	54
TABLA N° 9: Análisis granulométrico.....	57
TABLA N° 10: Distribución de bolas para el molino 5'x 10'.....	58
TABLA N° 11: Granulometría de la alimentación al molino de una muestra 2 Kg.....	60
TABLA N° 12: Especificaciones de los Equipos de Molienda.....	61
TABLA N° 13: Costo de los equipos a adquirir para la ampliación de la planta en 2018	63
TABLA N° 14: Elaboración de los equipos para la ampliación	64
TABLA N° 15: Costos de producción para 900 Tn/mes	64
TABLA N° 16: Ingresos de la Planta Geza minerales Asis 5500 gr de Au	65
TABLA N° 17: Costos de producción proyectada para 1800 Tn/mes	65
TABLA N° 18: Cuadro de depreciación para 10 años	66
TABLA N° 19: Ingresos de la Planta 14 kg de Au. Ver TABLA N° 15.....	66
TABLA N° 20: Balance metalúrgico proyectado por semana a 24 horas por día	67
TABLA N° 21: Especificaciones de la Chancadora Cónica Traylor 2"X36"	69
TABLA N° 22: Capacidad de Chancadoras en operación nuevo Circuito	74
TABLA N° 23: Resultados de la Evaluación del Circuito de molienda.....	75
TABLA N° 24: Parámetros de la muestra de la faja N° 5	75
TABLA N° 25: Condiciones Principales de Operación	76
TABLA N° 26: Resultados Finales de la Prueba	76
TABLA N° 27: Cinética de Lixiviación	77
TABLA N° 28: Parámetros de la muestras	77
TABLA N° 29: Condiciones Principales de Operación	78
TABLA N° 30: Resultados Finales de la Prueba	78
TABLA N° 31: Cinética de Lixiviación	79
TABLA N° 32: Resultados de las 4 pruebas metalúrgicas.....	79
TABLA N° 33: Consumo de Reactivos.....	80
TABLA N° 34: Costos e ingresos para 1800 TM/mes	81
TABLA N° 35: Especificaciones del motor siemens de 98 HP	86
TABLA N° 36: Especificaciones de la Faja N° 06	88
TABLA N° 37: Técnicas e Instrucciones de Recolección de datos	88
TABLA N° 38: Balance del agua de la Planta	93

ÍNDICE DE ACRONIMOS

• CN	Cianuro
• HCN	Cianuro de Hidrogeno
• NaOH	Hidróxido de Sodio
• NaCN	Cianuro de Sodio
• Au	Oro
• Ag	Plata
• NaH ₂ O	Peróxido de Sodio
• CIP	Carbón en Pulpa
• CIC	Carbón en Columna
• Pulg	Pulgadas
• E.I.R.L.	Empresa Individual de Responsabilidad Limitada
• TMD	Toneladas Métricas por Día
• gr/TM	Gramos por tonelada Métrica
• S.A.	Sociedad Anónima
• TMS	Toneladas Métricas secas
• SENAMHI	Servicio Nacional de meteorología e hidrología
• M.S.N.M.	Metros sobre el Nivel del Mar
• PH	Variación de Hidrogeno
• H ₂ O	Agua
• KM	Kilómetros
• H	Altura
• PE	Peso Especifico
• %	Porcentaje
• ft ³	Pies Cúbicos
• rpm	Revoluciones por Minuto
• gr/lit	Gramos por Litros
• ft ³	Pies Cúbicos por Minuto
• m ³ /hr	Metros cúbicos por Hora
• °C	Grados Celsius
• Min	Minutos
• Kg	kilogramos
• Amp	Amperios
• TMS/día	Toneladas Métricas Secas por Día
• KNO ₃	Nitrato de Potasio
• kW	Kilo Watt
• Tn	Toneladas
• m ³	Metros Cúbicos
• ANA	Autoridad Nacional del Agua
• O/F	OverFlow
• PHDD	Polietileno
• AgNO ₃	Nitrato de Plata
• KI	Yoduro de Potasio
• AgI	yoduro de Plata
• TM/Hr	Toneladas Métricas por Hora
• g/L	Gramos por Litro
• Kg/tn	Kilogramos por Tonelada

RESUMEN

Debido a la situación actual por la que atraviesa la Minería Nacional, es de imperiosa necesidad de ampliar las operaciones mineras como alternativa de mejorar la productividad buscando optimizar las operaciones unitarias. Para la satisfacción de los que laboran en la empresa GEZA MINERALES ASIS E.I.R.L., también se le considera líder en acopio y procesamiento de minerales auríferos, vienen desarrollando una serie de mejoramiento en las instalaciones, tales mejoras están direccionadas en el incremento de producción mensual y en la rentabilidad que esta tiene que generar a partir de las mejoras metalúrgicas implementadas por el equipo de trabajo en la planta.

El presente proyecto tiene por objetivo principal. Determinar cuánto mejora la recuperación de oro y cuanto bajan los costos de producción, hacer el estudio económico e incrementar la producción de la Planta de Beneficio Geza Minerales Asis E.I.R.L. en la región de Puno, para así ampliar la producción del oro. Con la ampliación de la planta se busca nuevas alternativas para una mayor producción de oro es por ello que se plantea realizar el presente proyecto de ampliación de 30 a 60 TMD en planta de beneficio Geza Minerales Asis, por lo tanto se realizó el cálculo de capacidades de los equipos de la planta para así poder observar las limitantes de producción y poder realizar la modificación e implementación de equipos nuevos y la optimización de los mismos como consecuencia obtener resultados satisfactorios y superar la recuperación actual. Se utiliza la técnica de cianuración y el proceso de carbón en pulpa (CIP), en la Empresa Geza Minerales Asis E.I.R.L. Se realizó la evaluación en los circuitos de chancado y molienda donde la granulometría tiene que llegar $-1/2$ pulg. Para tener buena molienda, la granulometría en la molienda es 68% a 72% a malla 200, la molienda en el Overflow es 91% a malla 200, la recuperación que se pretende obtener es 90%. En conclusión, se requiere un motor para el molino de bolas 5x10 y una chancadora cónica Traylor 2"x46" para poder realizar la ampliación de dicha planta de beneficios. El consumo de reactivos es la siguiente; 3.33 Kg/tn NaCN y 2.5 Kg/tn NaOH y el costo de 1 TM es 80 U\$S en la ampliación de 60TMD.

Palabras claves: Ampliación, Recuperación, Planta, Proyecto, Mineral.

ABSTRACT

Due to the current situation of the National Mining, it is imperative to expand mining operations as an alternative to improve productivity seeking to optimize unit operations. For the satisfaction of those who work in the company GEZA MINERALES ASIS EIRL, is also considered a leader in gold ore collection and processing, they have been developing a series of improvements in the facilities, such improvements are aimed at increasing monthly production and the profitability that this has to generate from the metallurgical improvements implemented by the work team in the plant.

The main objective of this project is Determine how much gold recovery improves and how much production costs go down, do the economic study and increase the production of the Geza Minerals Asis E.I.R.L. in the Puno region, in order to expand the production of gold.

With the expansion of the plant is looking for new alternatives for a greater production of gold that is why it is proposed to carry out the present expansion project of 30 to 60 TMD in Geza Minerales Asis beneficiation plant, therefore the calculation will be carried out of capacities of the equipment of the plant so as to be able to observe the production limitations and be able to carry out the modification and implementation of new equipment and the optimization thereof as a result of obtaining satisfactory results and overcoming the current recovery.

The technique of cyanidation and the process of carbon in pulp (CIP) is used in the company Geza Minerals Asis E.I.R.L. The evaluation was made in the crushing and grinding circuits where the granulometry has to reach -1/2 in. To have good grinding, the granulometry in the grinding is 68% to 72% to 200 mesh, the grinding in the Overflow is 91% to 200 mesh, the recovery that is intended to obtain is 90%. In conclusion, an engine is required for the 5x10 ball mill and a Traylor 2 "x46" conical crusher to be able to expand this benefit plant. The consumption of reagents is as follows; 3.33 Kg / tn NaCN and 2.5 Kg / tn NaOH and the cost of 1 MT is US \$ 80 in the expansion of 60TMD.

Keywords: Enlargement, Recovery, Plant, Project, Mineral.

CAPÍTULO I

1.1 INTRODUCCIÓN

La presente investigación tiene como finalidad dar a conocer el desarrollo, alcances de la ampliación de la Planta de beneficios Geza Minerales Asis E.I.R.L. en su capacidad instalada de 30 TMD a 60 TMD y así poder satisfacer los requerimientos de procesamiento de una mayor cantidad de mineral con mayores contenidos en oro del orden de 4.5 a 10 g/tn.

La minería en el Perú es la actividad económica más importante, porque es una gran fuente de ingresos para el estado, promueve desarrollo en los lugares donde se realiza la actividad, se crean carreteras que unifican pueblos y sobre todo es una gran fuente de trabajo, por medio de la cual los trabajadores pueden brindar comodidad y estabilidad a sus hogares. En este último tiempo se ha dado una recuperación masiva de la inversión minera a nivel mundial, y también América latina ha sido una de las más beneficiadas por su riqueza en recursos mineros. También en el Perú se da cada vez más las inversiones para la extracción de estos recursos. **(Santos, 2012)**

Además, desarrollar y proporcionar una presentación clara y minuciosa acerca de las operaciones que se realiza en la **Empresa Geza Minerales Asis E.I.R.L.** Por lo cual se realizó diferentes pruebas para su mayor entendimiento y estudio, así mismo, contribuir en nuestra formación y la de nuestros compañeros en el estudio del Procesamiento de Minerales que es parte importante en nuestra formación como Ingeniero Metalurgista.

Minera Asis S.A. es una empresa de minería subterránea de capital íntegramente peruano. El yacimiento conocido como "Asis S.A.", que viene explorando y

explotando sostenidamente hace 15 años se encuentra ubicado en el "Centro poblado la Rinconada", que forma parte del lunar de oro, rico en concentraciones de oro y plata este mineral es transportado a empresa Geza Minerales Asis E.I.R.L. Fundada en 2002 por don Aníbal, está ubicada a 5000 metros sobre el nivel del mar en el Centro Poblado la Rinconada distrito de Ananea, provincia de San Antonio de Putina, departamento de Puno.

Para el conocimiento, en sus inicios, la empresa fue inaugurada con una planta de tratamiento de 8 - 12 TMSD, con pocos recursos y como consecuencia de un arduo trabajo minero sostenido, de la inquebrantable fe minera de su fundador y de su equipo de colaboradores y conocimientos de los ingenieros metalurgistas instalan una planta de 25 – 30 TMSD que hoy en día actualmente está en actividad.

GEZA es hoy en día una empresa ya implementada, eficiente, respetuosa de su entorno, que da trabajo a más de 50 personas y que tiene un alto compromiso de responsabilidad social y ambiental.

1.2 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

Debido a la situación actual por la que atraviesa la Minería Nacional, es de imperiosa necesidad de ampliar las operaciones mineras como alternativa de mejorar la productividad buscando optimizar las operaciones unitarias.

En el año 2013 fue la gran expectativa para dar cumplimiento a un programa de tratamiento y producción bastante agresivo. Para la satisfacción de los que laboran en GEZA MINERALES ASIS E.I.R.L.

Considerando estas mejoras y anteriores ampliaciones, para el año 2018 se prepara un programa de ampliación, tratamiento y producción más agresiva en cuanto se refiere a la recuperación de valores, para esto es necesario contar con un estudio técnico y de ingeniería para dar cumplimiento a este objetivo.

Cabe resaltar que la optimización de la planta se continúa con los equipos existentes, con tendencias a superar la recuperación y mejorar la calidad del producto.

Es de mucho interés confirmar que la ampliación es indispensable para poder asumir los costos de producción, después de la repentina subida de los precios de los metales en el mercado internacional.

1.3 FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.3.1 PROBLEMA GENERAL

- ¿Cuánto mejorará la recuperación de oro y cuanto bajarán los costos de producción al incrementar de 30 a 60 TMD en la planta de Beneficio Geza Minerales Asis?

1.3.2 PROBLEMAS ESPECÍFICOS

- ¿Cuál es la capacidad y eficiencia de los equipos del circuito de chancado y molienda?
- ¿Cuál es la nueva capacidad instalada de los equipos en la planta de beneficio?
- ¿Cuál es el estudio económico del proyecto de ampliación a fin de justificar la inversión?

1.4 JUSTIFICACIÓN DEL PROYECTO

En la actualidad toda empresa busca nuevas estrategias para una mayor productividad. Es por ello que se realizara una ampliación que se efectuara para el tratamiento de 60 TMD, en donde la ingeniería contemplara los trabajos de infraestructura a realizarse la implementación de los equipos nuevos y la optimización de los mismos y como consecuencia obtener resultados satisfactorios como: competitividad del producto y superar la recuperación actual del Au.

La empresa Geza Minerales Asis actualmente tiene reservas de 500 000 TM con una ley promedio 4 a 10 gr/tn de Au, esto ha permitido que actualmente se esté tratando 25 – 30 TMD y el proceso de ampliación de la planta concentradora de 60 TMD se tratara 1800 TM/mes y 21600 TM/año lo que nos dará que nuestras reservas lleguen a cubrir más 15 años de trabajo continuo, la meta es llegar a 100 TM.

1.5 OBJETIVOS

1.5.1 OBJETIVO PRINCIPAL

- Determinar cuánto mejora la recuperación de oro y cuanto bajan los costos de producción al incrementar de 30 a 60 TMD en la planta de Beneficio Geza Minerales Asis E.I.R.L.

1.5.2 OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Evaluar el circuito de chancado y molienda para alcanzar los parámetros necesarios.
- Determinar la nueva capacidad instalada de los equipos en la Planta de Beneficio
- Determinar el estudio económico del Proyecto de Ampliación a fin de justificar la inversión.

1.6 HIPÓTESIS DEL PROYECTO

1.6.1 HIPÓTESIS GENERAL

- Mediante la ampliación de la planta de beneficios, se logrará mejorar la recuperación del Au y bajar los costos de procesamiento de los minerales de la Empresa Geza Minerales Asis E.I.R.L.

CAPÍTULO II

2.1 REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.1 ANTECEDENTES DEL PROYECTO

La Empresa minera CORIPUNO S.A.C, dentro de sus planes de desarrollo estratégico está el incremento del tratamiento de mineral de 350 TPD a una capacidad media anual de 1700 TPD en su Planta de Beneficio de la unidad de Producción UNTUCA, para aumentar la producción de sus concentrados de oro; por lo que ha desarrollado el “proyecto de expansión de la capacidad instalada de la planta UNTUCA a una capacidad media anual de 1700 TPD”.

Se proyecta la trituración de 1700 TMPD en un tiempo máximo de 16 horas por día. El mineral es alimentado a este circuito deberá tener un promedio de tamaño 6” a 10”.

Con fecha 16 de diciembre del año 2008 Cori Puno S.A.C. inicia las operaciones de explotación en el tajo abierto de la torre, y en vía de regularización se logra la última autorización para la “Unidad de Producción Untuca”, considerando si sistema de explotación superficial a tajo abierto de 350 TMS/D Y PAD piloto de lixiviación en pilas de minerales de naturaleza aurífera, que ha merecido la aprobación por la autoridad sectorial mediante resolución directoral N°079-2010 GRP/DREM-PUNO/D. (*Moreno, 2014*)

La empresa fundamentalmente hace la combinación de recursos económicos, físicos y humanos. En el presente trabajo se tratará de medir constantemente la eficiencia de la utilización de dichos recursos, mediante modelos de excelencia o medida de eficiencia distinta para las distintas etapas del proceso productivo.

La ampliación de la Sección de Chancado comprende: el cambio del grizzly vibratorio Symons de 3 'x5 ' ; adquisición de un electroimán para su instalación en la faja transportadora; cambio de la faja transportadora de 24" por una de 30" e incremento de su velocidad debido al incremento del tonelaje; reubicación. De la chancadora secundaria Pergson y de la zaranda 4'x10' de su ubicación actual en el circuito antiguo a su nueva posición en el circuito nuevo de la descarga; modificación de la descarga 23 de finos ampliando su sección transversal; por último, la construcción de una nueva tolva de finos para aumentar el volumen de mineral chancado cuya capacidad deberá ser de 1000 toneladas. Esta redistribución de los equipos incrementará la efectividad de la sección de chancado para así lograr los requerimientos solicitados de 3000 TMD.

Es recomendable tener un sistema para poder evaluar los indicadores de Gestión de la Empresa el cual nos permita un mejor control, planeamiento y conducción.

Hacer cumplir estrictamente los estándares y procedimientos de trabajo seguro para lograr mayor efectividad. **(Muñoz, 2016)**

Actualmente la planta concentradora de crucero cuenta con una capacidad instalada de 40 TMSPD y una capacidad operativa de 30 TMSPD, cuyo método de tratamiento es concentración por flotación y el producto final es el concentrado de cobre.

La falta de una planta concentradora de mayor capacidad de tratamiento y procesamiento de minerales, motivo por el cual elegí por presentar el presente informe técnico, con un propósito definido de brindar a la Universidad Nacional del Altiplano y a la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica, un diseño sistemático sobre la ampliación de la planta concentradora actual, en beneficio de la misma.

El presente trabajo está orientado a solucionar el problema tecnológico ya es necesario la ampliación de la empresa que procesan minerales y tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación de un metal en forma de concentrado. Tener especial cuidado en los factores de seguridad para los trabajadores de la planta concentradora. (*Mendoza, 2012*)

2.2 AMPLIACIÓN

Los proyectos de ampliación son aquellos que generan mayor capacidad de producción o atención, tanto la expansión de un servicio existente como por la integración de otro nuevo.

La evaluación del proyecto de ampliación es relativamente similar a la evaluación de un proyecto de reemplazo con cambios en el nivel de operación. La diferencia fundamental radica en que en una ampliación no necesariamente se debe considerar la liberación de un activo en uso, ya que en general solo involucra un aumento de inversión.

Cuando una empresa evalúa un proyecto para aumentar la capacidad de elaborar un producto en particular enfrenta a veces momentos críticos si es así, se deberán comparar las rentabilidades de adquisición con la opción de construir o de comprar la planta y los equipos necesarios para ello.

2.3 EL CIANURO

En general se aplica a un grupo de sustancias químicas que contienen carbono y nitrógeno (NC^-). El cianuro ha sido producido por el hombre para usos industriales como la Minería, también se encuentra en la naturaleza. Los componentes del cianuro contienen sustancias químicas (antropogénicas) que se encuentran presentes en la naturaleza o que han sido producidos por el hombre. Existen más de 2.000 fuentes naturales de cianuro, entre ellos, distintas especies de artrópodos, insectos, bacterias, algas, hongos y plantas superiores.

Actualmente el cianuro se produce industrialmente mediante la combinación de gas natural y amoníaco a altas temperaturas y presiones para producir cianuro de hidrógeno (HCN) gaseoso, posteriormente es combinado con hidróxido de sodio ($NaOH$) para producir cianuro de sodio ($NaCN$) en forma de briquetas

blanca y solidas cuya producción anual alcanza 1.4 millones de toneladas.
(*Tapara, 2018*)

2.3.1 USOS DEL CIANURO

Se usa en la industria Química orgánica como el nitrilo, el nylon, los plásticos acrílicos, otras operaciones como la Galvanoplastia, para el endurecimiento del acero, aplicaciones fotográficas, producciones de goma sintética, en medicina en insecticidas y pesticidas. Más se usa en la industria minera como, en la cianuración del oro, zinc y la plata.

2.3.2 EL CIANURO EN LA INDUSTRIA MINERA

Las operaciones mediante el uso del cianuro alcalinos se vienen aplicando desde casi un siglo, y de echo la mayor parte de plantas de tratamiento que obtienen el oro mediante esta tecnología, aunque en el pasado se decía que las operaciones de cianuración estáticas no tenían altas recuperaciones los hechos demuestran que cuando el oro es liberado recuperaciones metalúrgicas aceptables son obtenidas. Así, aunque en operaciones de cianuración por agitación se alcanzan recuperaciones al más de 90%, también se alcanzan cotidianamente en plantas de cianuración Vat leaching recuperaciones similares, aunque los tiempos de tratamiento deben ser más prolongados. (*Muñoz, 2006*)

2.3.3 MANIPULACIÓN Y DESTRUCCIÓN DEL CIANURO

El uso del cianuro es la implementación de solidas prácticas de manipuleo del cianuro. Las briquetas del cianuro producidas se mantienen a temperatura y humedad controladas las que son colocadas en contenedores rotuladas y selladas.

Todos los embarques de cianuro de sodio se acompañan con hojas de seguridad (DSDS) donde figuran los datos químicos y de toxicidad del cianuro de sodio y las instrucciones de su manipuleo con las medidas de seguridad adecuadas.

En los procesos continuos de cianuración en la que se desechan soluciones cianuradas con porcentajes permisibles de cianuro libre, se dispone de

tecnologías de destrucción de cianuro de los residuos de cianuración como también los métodos de recirculación y recuperación del cianuro.

Los métodos más comunes son adición de hipoclorito de sodio en solución, el peróxido de sodio en solución, la biodegradación usando microorganismos y la degradación natural volatilizando en forma de HCN. **(Moreno, 2014)**

2.4 SODA CAÚSTICA (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)**

2.4.1 CARACTERÍSTICAS Y VENTAJAS

La soda caustica minimiza la solubilidad de contaminantes de calcio magnesio en los fluidos de perforación. Soda caustica activa y solubiliza productos comunes tales como los lignosulfonatos en los lodos de perforación. Controla las propiedades de pH y la alcalinidad de los lodos base agua.

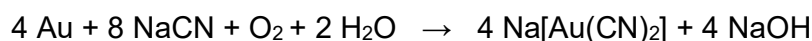
2.4.2 APLICACIÓN

La soda caustica es el químico más ampliamente usado para controlar el pH y la alcalinidad de lodos base agua. Es siempre adicionada para solubilizar y activar los lignosulfonatos.

2.5 EL PROCESO DE CIANURACIÓN

La Cianuración es un proceso que se aplica al tratamiento de menas de oro y plata, desde hace muchos años.

Se basa en que el oro y nativo, plata o distintas aleaciones entre estos, son solubles en soluciones cianuradas alcalinas diluidas, rígiditas por la siguiente ecuación.



Esta fórmula es conocida como la ecuación de ELSENER. Las principales variantes de lixiviación son:

1. la lixiviación por agitación.
2. la lixiviación por percolación

2.6 MÉTODOS DE CIANURACIÓN

La decisión de aplicar tal o cual método de cianuración a los minerales para recuperar el oro, es eminentemente económica, previa evaluación metalúrgica para cada uno de los casos tenemos los siguientes métodos.

- Método de cianuración tipo VAT LEACHING.
- Método de cianuración tipo AGITACION CARBON EN PULPA (CIP).

En todos los métodos de cianuración del oro se va obtener una solución cargada de oro, la recuperación o captación del oro en solución se logra en dos formas una es la del carbón en CIC (Carbón en columna) o en CIP (Carbón en pulpa).

La otra de recuperar el oro en solución es la de Merrill Crowe, que es la precipitación del oro con polvos de Zinc. (*Cahuana, 2017*)

2.7 LIXIVIACIÓN POR AGITACIÓN

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.

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

Finalmente, hay que usar algunas técnicas como la desorción del carbón activado, el electro deposición del oro y la fundición y refinación del oro para obtener el oro de alta pureza.

La recuperación de oro de las soluciones “ricas” se realiza en dos formas. Una es la del Carbón activado (CIP) y la técnica es la de precipitación con polvos de zinc (Merril Crowe).

El PH debe ser alto, entre 10 a 11, para evitar la pérdida de cianuro por hidrólisis (generación de gas cianhídrico, CNH, altamente venenoso) y para neutralizar los componentes ácidos de la mena.

Para evitarlo anteriormente se usa NaOH (hidróxido de sodio), para mantener el PH alcalino.

La velocidad de disolución del oro nativo depende entre otros factores, del tamaño de la partícula, grado de liberación, contenido de plata.

Es de suma importancia, aparte de determinar la naturaleza de los minerales de oro, poder identificar la mineralogía de la ganga, ya que esta puede determinar la efectividad o no de la cianuración. Esto porque algunos minerales de la ganga pueden reaccionar con el cianuro o con el oxígeno, restando de esa manera la presencia de reactivos necesarios para llevar adelante la solubilización del oro.

Se realizan ensayos a escala laboratorio, con el objetivo de determinar las condiciones óptimas para el tratamiento económico y eficiente de la mena.

Las variables a determinar son la siguiente:

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

2.8 REACCIONES DE CIANURACIÓN

2.8.1 DIAGRAMA AU-CN-H₂O

El oro es un metal noble y estable en soluciones acuosas comunes. Sin embargo, la adición de cianuro conduce a un área de predominancia relativamente grande en el rango amplio de PH, del sistema Au-CN-H₂O. Esta región de estabilidad del aurocianuro hace posible la disolución de minerales auríferos con soluciones

de cianuro. En el mismo, se ha determinado que el PH más favorable para la solución de oro es 9.5. Sin embargo, para reducir las pérdidas de HCN, usualmente se prefiere en la práctica un exceso en el valor de PH 10.5 para su respectivo proceso.

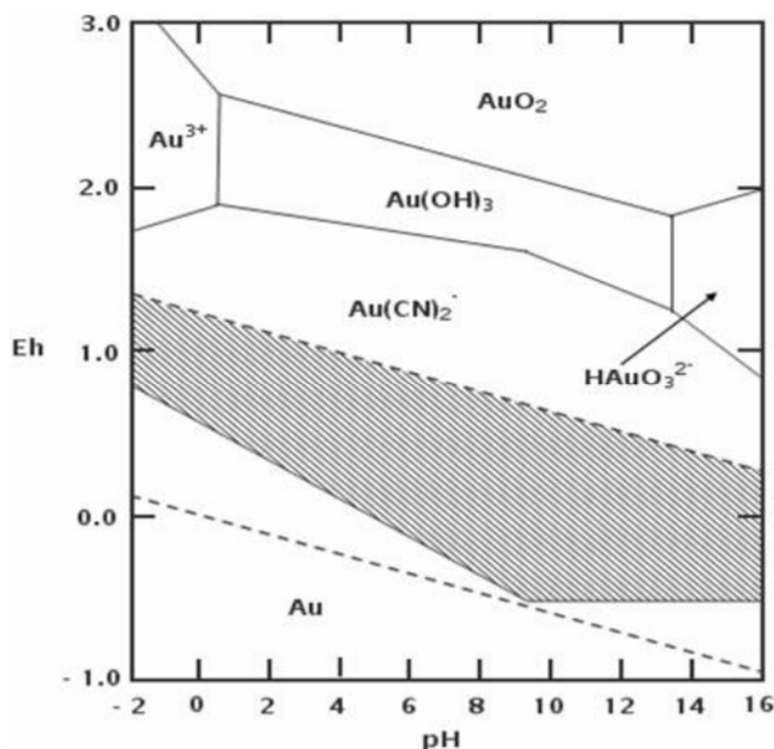


FIGURA N° 1: Diagrama de Pourbaix para el Sistema Au-CN-H₂O a 25°C

Siendo las reacciones más importantes las que mostramos a continuación:

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

2.8.2 DIAGRAMA CN-H₂O

El diagrama Eh-pH del sistema CN-H₂O a 25°C con $[\text{CN}^-] = 10^{-3} \text{ Kmol/m}^3$. Las especies consideradas son HCN, CN⁻, HCNO Y CON⁻. Sin embargo, las especies estables se indican en la Fig. N° 6, como cianuro [CN⁻], cianato [CON⁻] y cianógeno [HCN]. A bajos potenciales predominan el HCN y CN⁻ y el pH mayor 9.21 solo predominan las especies CN⁻. A altos potenciales la única especie

estable en el CNO^- . En la práctica la formación del cianato se inhibe por la baja cinética de oxidación del cianuro en soluciones aireadas. (Tapara, 2018)

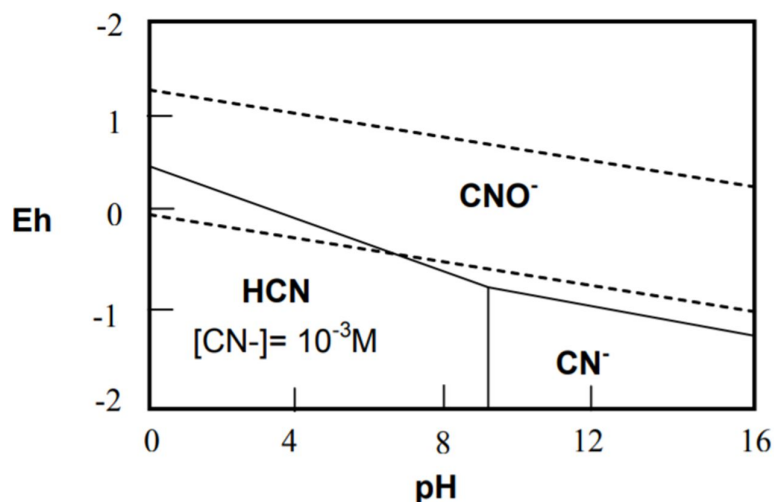
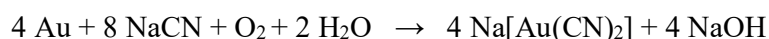


FIGURA N° 2: Diagrama Potencial vs. pH para el sistema CN-H₂O a 25°C

FUENTE: (Pérez, 2008)

2.8.3 ASPECTOS TERMODINÁMICOS

La reacción de disolución del oro por el cianuro, conocida como la ecuación del ELSENER (1850), es:

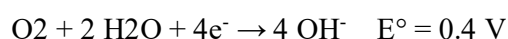


Es la resultante de dos reacciones electroquímicas que se producen simultáneamente.

- a. La reacción de oxidación del oro en medio cianuro, que se produce en un sitio anódico, de polaridad negativa:



- b. la reacción de reducción del oxígeno disuelto en la solución, que se produce en un sitio catódico, cuya polaridad es positiva:



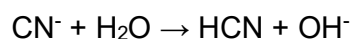
De lo anterior, se deduce que las mejoras condiciones termodinámicas para disolver el oro son:

- a. Presión parcial de oxígeno elevada
- b. Concentración de cianuro elevado
- c. Concentración de iones OH^- baja (pH modernamente alcalino) sin embargo.

Las condiciones industriales de cianuro son:

- a. Presión parcial de oxígeno constante (0.21 atm.)
- b. Concentración de cianuro es media
- c. pH elevado

Estas dos últimas condiciones son para evitar el hidrolisis del cianuro y su posterior volatilización, según la reacción:



2.9 TRITURACIÓN O CHANCADO

El chancado es una operación o grupo de operaciones unitarias en el procesamiento de minerales, cuya función es la reducción de grandes trozos de rocas a fragmentos pequeños. La trituración se debe a cuatro modos de fractura.

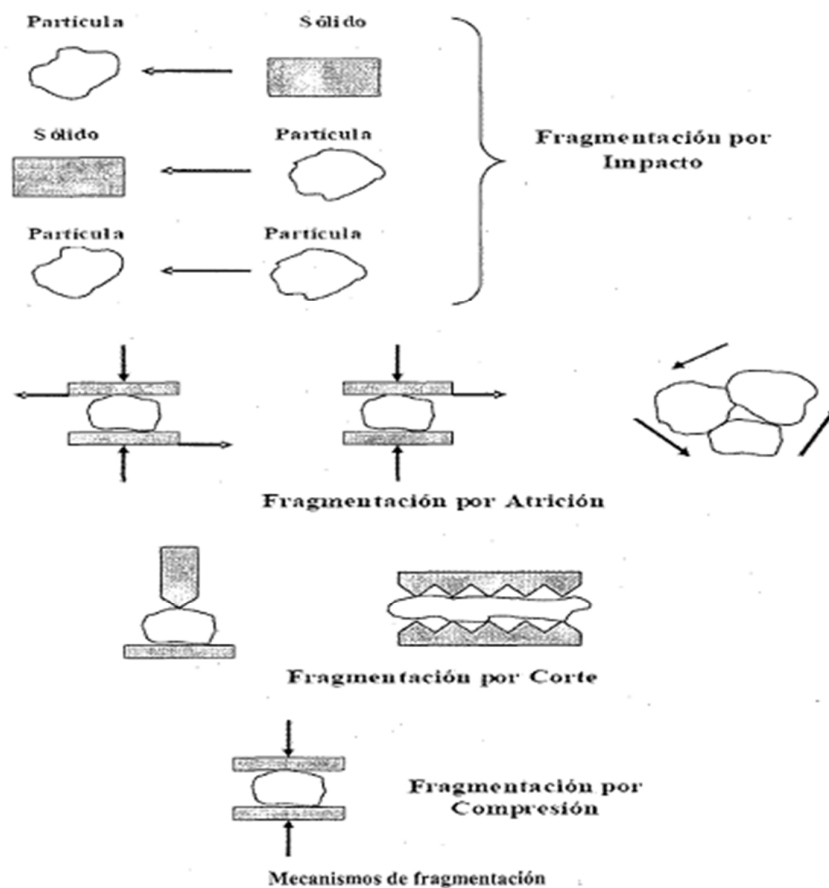


FIGURA N° 3: Formas de Fracturamiento del Mineral

FUENTE: (Refulio, 2009)

La chancadora es la primera etapa de la reducción de tamaños, generalmente trabaja en seco y se realiza en dos o tres etapas que son: chancadora primaria, secundaria y ocasionalmente terciaria.

La trituración no es únicamente un proceso mecánico, es también un proceso cinético en el cual los efectos moleculares ordinarios y químicos influyen de forma importante. Con esto se pone de manifiesto la variedad de procesos que intervienen en la fragmentación.

A raíz de esto, las teorías basadas únicamente en los procesos mecánicos, como son las de Rittinger y Kick, ya han sido superadas, sin embargo, hasta hoy día no ha aparecido una teoría general satisfactoria y susceptible de una total explicación; por lo tanto, las teorías anteriores continúan conservando todo su valor y ayudan al entendimiento de los fenómenos observados en la práctica. (Refulio, 2009)

2.9.1 LEYES DE DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICO

Es imposible obtener, a través de los procesos de trituración, granos que en su totalidad sean de volumen igual y uniforme. La trituración que realiza de forma que ninguno de los fragmentos obtenidos sobrepase una dimensión previamente definida, conduce a la obtención de toda una gama de tamaños comprendidos entre dicha dimensión y la infinitamente pequeña. Estos fragmentos reducidos a una dimensión muy inferior al límite impuesto que denominan súper triturados.

Los resultados del análisis granulométrico permiten determinar la dimensión media geométrica, la reducción de los módulos geométricos similares del mineral, el coeficiente de reducción y la desviación estándar. **(Vicente, 2012)**

2.9.2 CURVAS GRANULOMÉTRICAS

El porcentaje de los granos de cada dimensión generados en los procesos de trituración se representan en curvas bien definidas que indican el % de paso o rechazo acumulado en la ordenada y las aberturas en las abscisas (curvas granulométricas) una de las empleadas es la logarítmica que permite la representación de granos y gruesos.

En función de la estructura de la roca, se generan en la trituración más o menos trozos planos, en los cuales una de sus dimensiones es muy superior a la dimensión media del producto. Estos fragmentos denominados de rechazo son separados y sometidos a un segundo proceso de trituración. **(Reyes, 2015)**

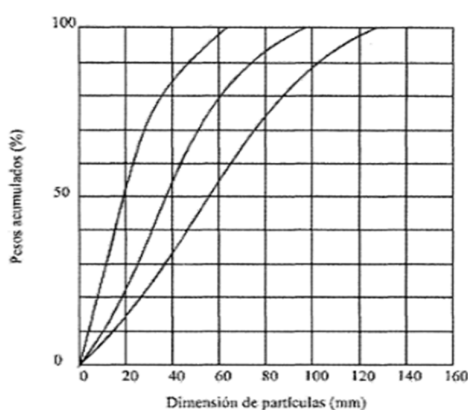


FIGURA N° 4: Curvas Granulométricas

FUENTE: (Reyes, 2015)

2.10 MOLIENDA

El objetivo principal de la molienda es la reducción mecánica del tamaño de los materiales suministrados por la etapa de trituración. Se emplean habitualmente para reducir los minerales a una finura tal que se obtenga una liberación de los constituyentes, basada sobre sus propiedades específicas. Es el área de máxima utilización de potencia y de materiales resistentes al desgaste de una planta.

La más conocida es la molienda el uso de molinos en los cuales se introducen materiales moledores con el objeto de reducir el material. La fragmentación se produce gracias a la presión, los impactos y la erosión.

En la molienda se puede obtener una mayor razón de reducción que en el proceso de trituración, especialmente si se trabaja en medio húmedo, no obstante, la forma de aplicación de la carga sobre las partículas y los factores que controlan este proceso limitan su uso a partículas con tamaño inferior al que se puede triturar. *(Refulio, 2009)*

2.10.1 MOLINO DE BOLAS

Se define cilindro metálico cuyas paredes están reforzadas con material fabricado en aleaciones de acero al manganeso. Estas molduras van apernadas al casco del molino y se constituyen cuando se gastan. El molino gira y la molienda se realiza por efecto de las bolas de acero al cromo o manganeso que, al girar con el molino, son retenidas por las ondulaciones de la moldura a una altura determinada, desde donde caen pulverizando por efecto del impacto el material mineralizado mezclado con agua. *(Refulio, 2009)*

2.11 HIDROCICLONES

Es un clasificador centrífugo, en los hidrociclones son las fuerzas centrífugas las causantes de esta clasificación empleando son menos voluminosos.

Es un estanque cilíndrico-cónico, en la parte superior cilíndrica denominada Vortex y en el extremo inferior del cono denominada ápex.

La pulpa de alimentación una vez introducida empieza a rotar alrededor del eje longitudinal del ciclón, formándose un torbellino primario que se descende hasta el vértice de la parte cónica, las partículas de mayor tamaño, debido a la fuerza centrífuga, se pegan a la pared y son evacuados por este vértice que recibe el nombre a ápex. (Refulio, 2009)

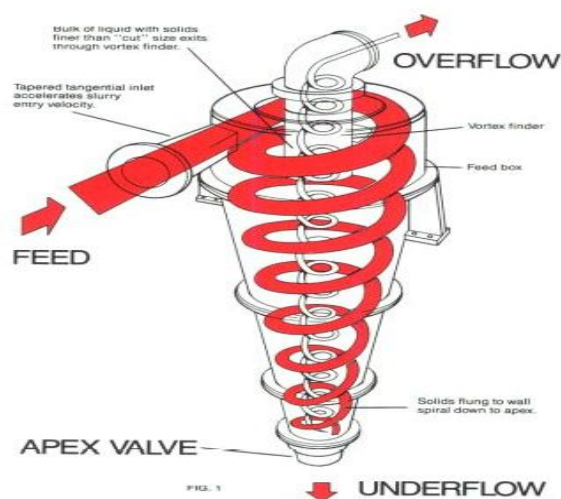


FIGURA N° 5: Hidrociclón y sus partes

FUENTE: (Refulio, 2009)

2.12 DESCRIPCIÓN DE PLANTA CONCENTRADORA ACTUAL

2.12.1 CAPACIDAD DE LA PLANTA CONCENTRADORA

Actualmente la planta de beneficio Geza Minerales Asis, tiene la capacidad de procesar 30 TMD de mineral con leyes de 4.5 a 10 g/tn. Con una humedad promedio entre 5% a 10% con una gravedad específica de 2.8. La producción de oro es de 5 a 9 kg/mes a un porcentaje de recuperación de 85% a 88%, se muestra en balance metalúrgico actual.

El mineral predominante de oro es la calaverita (Te_2Au), el de zinc es la esfalerita y de la plata es la argentita, también existen otros metales en menor proporción.

2.12.2 TRANSPORTE DEL MINERAL

El mineral bruto que es extraído de las labores subterráneas de la mina. Ubicado del Cerro Lunar de Oro de centro Poblado La Rinconada, es transportado en volquetes, camiones y fuso con un recorrido de 5 Km, hasta la planta de beneficio, el mineral es pesado con el vehículo proveniente de la mina. La balanza es de tipo plataforma (basculada) tiene una capacidad de 40 TM.



FIGURA N° 6: Entrada a la Balanza de Pesaje de Mineral

FUENTE: Propia

2.12.3 CANCHA DE MINERALES

Llamado también como cancha de grueso con una capacidad de almacenamiento 4000 TM de mineral provenientes de la mina y el acopio de distintos lugares de los yacimientos mineros. La cancha de minerales servirá como depósito de minerales, formándose con este pequeño stock pile para luego ser trasladado a la tolva de gruesos.



FIGURA N° 7: Fotografía de cancha de minerales

FUENTE: Propia

2.12.4 TOLVA DE GRUESOS

Esta tolva de gruesos tiene la forma de paralelepípedo con un plano inclinado en el fondo para facilitar la descarga del mineral y son de concreto.

La tolva de gruesos tiene la parte superior en forma de un cuadrilátero y con un plano inclinado en el interior que permite la descarga del mineral en varios tamaños, la función de la tolva es proporcionar una capacidad grande de regulación y permite la alimentación de los sólidos a las etapas subsiguientes del procedimiento a un régimen de alimentación controlada.

La tolva es alimentada con mineral mediante un Bopcat pequeño 0.8m^3 de capacidad, en la parte superior está dividido con rieles una distancia de 7 pulgadas de riel a riel, la capacidad de la tolva es de 30 TM.



FIGURA N° 8: Foto de la tolva de gruesos parte superior, Planta Geza Minerales Asis.

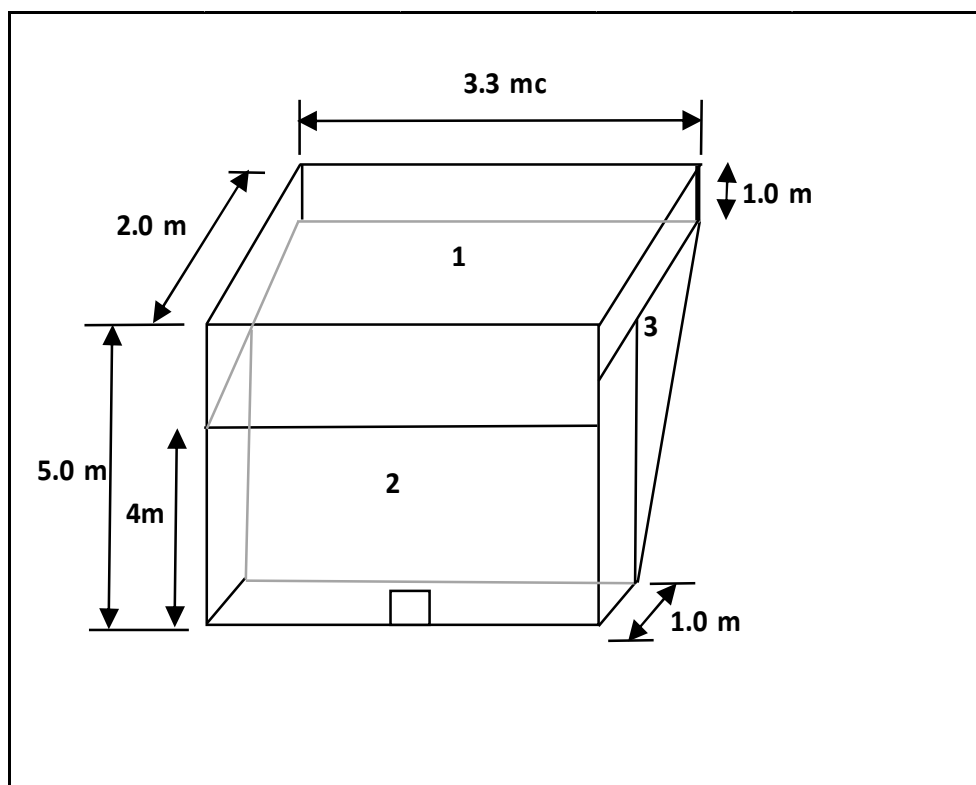


FIGURA N° 9: tolva de gruesos con dimensiones

FUENTE: Diseño propio

2.12.4.1 CÁLCULO DEL VOLUMEN DE LA TOLVA DE GRUESO

$$V \text{ tolva} = V \text{ paralelepípedo} + V \text{ paralelepípedo inf.} / 2$$

$$V \text{ tolva} = (2 \times 3.3 \times 1) \text{ m}^3 + 1/2 (2 \times 3.3 \times 3) \text{ m}^3 = 16.5 \text{ m}^3$$

$$V \text{ útil tolva} = 16.5 \times 0.7 = 11.55 \text{ m}^3$$

$$\text{Capacidad tolva} = 11.55 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ TMH} / \text{m}^3 = 32.34 \text{ TMH}$$

$$\text{Capacidad tolva} = 32.34 \text{ TMH} \times 0.93 = 30 \text{ TMS}$$

$$\text{Capacidad de la tolva} = 30 \text{ TMS}$$

2.12.5 CIRCUITO DE CHANCADO

Es la primera etapa mecánica para el beneficio de los minerales; y consiste en aplicación de fuerza mecánica para romper los trozos grandes del mineral hasta reducirlos a un tamaño menor.

Mediante la faja N° 01 se alimenta a la chancadora de quijadas 10"x16" la cual tiene un set de 1 pulg. el producto es descargado en la faja N° 02 la cual se alimenta a la zaranda vibratoria 4" x 8" que tiene una capacidad de 120 TM / H, donde se obtienen el undersize-3/4" y oversize +3/4", el undersize se va la faja numero N° 04 esto es transportada a la tolva de finos, el oversize es transportado por la faja N° 03 la cual alimenta a la chancadora secundario cónica, descargando en la faja N° 02 la misma es transportado a la zaranda vibratoria 4" x 8", es trasportado a la tolva de finos N° 01, completándose así el chancado primario y secundario, obteniéndose un circuito cerrado en la operación de chancado.

También para evitar paradas intempestivas en las chancadoras y por seguridad de los equipos se tienen instalados; dos electroimanes en la faja N° 02 y un electroimán auto limpiante en la faja N° 03, así se evita parcialmente el ingreso de materiales metálicos a las chancadoras.

CÁLCULO DE LAS VELOCIDADES DE LAS FAJAS**FAJA N° 01:****DATOS:**

Polea de cabeza = 18 pulg. = 0.46 m

Polea de cola = 18 pulg. = 0.46 m

Tiempo que tarda una faja en dar una vuelta = 15 seg.

Longitud de la faja punto medio de las poleas = 3 m

DONDE:

V = Velocidad de la faja

t = tiempo

l = longitud

$V = 2 \cdot l + \frac{1}{2} \cdot \pi \cdot (\text{polea de cabeza} + \text{polea de cola}) / t$

$V = 2 \cdot 3 + \frac{1}{2} \cdot 3.1416 \cdot (0.46 + 0.46) / 15$

V = 0.57 m / s

CAPACIDAD DE LA FAJA**DONDE:**

Peso de corte (Pc) = 12 kg.

Longitud de corte = 1m

Capacidad = C

$C = Pc \cdot V \cdot 60 / Lc \cdot 1000$

$C = 12 \cdot 143.5 \cdot 60 / 3.28 \cdot 1000$

C = 31.5 TM / H

FAJA N° 02:**DATOS:**

Polea de cabeza = 16 pulg. = 0.41 m

Polea de cola = 16 pulg. = 0.41 m

Tiempo que tarda una faja en dar una vuelta = 34 seg

Longitud de la faja punto medio de las poleas = 8 m

$$V = 2 \cdot l + \frac{1}{2} \cdot \pi (\text{polea de cabeza} + \text{polea de cola}) / t$$

$$V = 2 \cdot 8 + \frac{1}{2} \cdot 3.1416 (0.41 + 0.41) / 34$$

$$\mathbf{V = 1.7 \text{ m / s}}$$

CAPACIDAD DE LA FAJA

Peso de corte = 6 kg

Longitud de corte = 1m

$$C = P_c \cdot V \cdot 60 / L_c \cdot 1000$$

$$C = 6 \cdot 143.5 \cdot 60 / 3.28 \cdot 1000$$

$$\mathbf{C = 15.75 \text{ TM / H}}$$

FAJA N° 03:**DATOS:**

Polea de cabeza = 16 pulg. = 0.41 m

Polea de cola = 16 pulg. = 0.41 m

Tiempo que tarda una faja en dar una vuelta = 40 seg

Longitud de la faja punto medio de las poleas = 12 m

$$V = 2 \cdot l + \frac{1}{2} \cdot \pi (\text{polea de cabeza} + \text{polea de cola}) / t$$

$$V = 2 \cdot 12 + \frac{1}{2} \cdot 3.1416 (0.41 + 0.41) / 40$$

$$\mathbf{V = 0.6 \text{ m / s}}$$

CAPACIDAD DE LA FAJA

Peso de corte = 5 kg.

Longitud de corte = 1m

$$C = P_c * V * 60 / L_c * 1000$$

$$C = 5 * 143.5 * 60 / 3.28 * 1000$$

$$C = 13.1 \text{ TM / H}$$

FAJA N° 04:**DATOS:**

Polea de cabeza = 16 pulg. = 0.41 m

Polea de cola = 16 pulg. = 0.41 m

Tiempo que tarda una faja en dar una vuelta = 120 seg

Longitud de la faja punto medio de las poleas = 15 m

$$V = 2 * l + \frac{1}{2} * \pi (\text{polea de cabeza} + \text{polea de cola}) / 120$$

$$V = 2 * 15 + \frac{1}{2} * 3.1416 (0.41 + 0.41) / 120$$

$$V = 0.26 \text{ m / s}$$

CAPACIDAD DE LA FAJA

Peso de corte = 5 kg.

Longitud de corte = 1m

$$C = P_c * V * 60 / L_c * 1000$$

$$C = 5 * 143.5 * 60 / 3.28 * 1000$$

$$C = 13.1 \text{ TM / H}$$

FAJA N° 05:**DATOS:**

Polea de cabeza = 16 pulg. = 0.41 m

Polea de cola = 16 pulg. = 0.41 m

Tiempo que tarda una faja en dar una vuelta = 40 seg

Longitud de la faja punto medio de las poleas = 5 m

$V = 2 \cdot l + \frac{1}{2} \cdot \pi$ (polea de cabeza + polea de cola) / 40 seg

$V = 2 \cdot 5 + \frac{1}{2} \cdot 3.1416 (0.41 + 0.41) / 40$

V = 0.28 m / s

CAPACIDAD DE LA FAJA

Peso de corte = 3.5 kg.

Longitud de corte = 1 m

$C = P_c \cdot V \cdot 60 / L_c \cdot 1000$

$C = 3.5 \cdot 143.5 \cdot 60 / 3.28 \cdot 1000$

C = 9.19 TM / H

CAPACIDAD DE LA ZARANDA

DONDE:

$$C = (T.K) \cdot A \cdot a$$

C = capacidad en ton / hr

T = constante SYMONDS = 5 tn / ft³ (abertura $\frac{3}{4}$ " o 0.750)

A = área de tamizaje en ft² (largo * ancho)

a = abertura en pulgadas

DATOS:

Longitud = 8 ft

Ancho = 4 ft

Abertura = $\frac{3}{4}$ " = 0.75"

$C = (5) (8 \cdot 4) \cdot 0.750$

C = 120 tn / hr



FIGURA N° 10: Foto de la chancadora de quijadas 10x16

FUENTE: Propia



FIGURA N° 11: Fotografía de la Chancadora Cónica

FUENTE: Propia

2.12.5.1 CAPACIDAD DE LA CHANCADORA DE QUIJADAS 10"X16" SEGÚN LA FORMULA DE TAGGART

➤ **DONDE:**

T = toneladas / Hr.

Lr = Longitud de la abertura de recepción en pulgadas 12 pulg.

So = Posición abierta de la abertura de descarga en pulgada 1 pulg.

$$T = 0.6 * l_r * S_o$$

$$T = 0.6 * 12 * 1 = 7.2$$

$$T = 7.2 \text{ TM}$$

CONSUMO DE ENERGÍA

DONDE:

P = energía suministrada

W = consumo de energía

T = tonelaje de mineral

$$P = (\text{Voltaje} * \text{amperaje} * \sqrt{3} * \cos\alpha) / 1000$$

$$P = 440 * 27.30 * \sqrt{3} * 0.8 / 1000$$

$$P = 16.62 \text{ KW}$$

$$W = P / T$$

$$W = 16.62 / 12$$

$$W = 1.39 \text{ KW} - \text{H} / \text{TM}$$

➤ TONELAJE MÁXIMO DE CHANCADORA DE QUIJADAS:

$$T_m = 0.746 * \text{HP (instalado)} / W$$

$$T_m = 0.746 * 20 / 1.39$$

$$T_m = 10.74 \text{ TM} / \text{H}$$

➤ CAPACIDAD PRÁCTICO DE LA CHANCADORA

$$E = \text{TM practico} * 100 / T \text{ máximo} \longrightarrow \text{despejando tenemos}$$

$$\text{TM practico} = E * T \text{ máximo} / 100$$

$$\text{TM práctico} = 0.75 * 10.74 / 100$$

$$\text{TM práctico} = 8.1 \text{ TM} / \text{H}$$

➤ EFICIENCIA DE LA CHANCADORA:

$$E = \text{TM practico} * 100 / T \text{ máximo}$$

$$E = 8.1 * 100 / 10.74$$

$$E = 75\%$$

2.12.5.2 CAPACIDAD DE LA CHANCADORA CONICA

DATOS:

$$a = 2.0 \text{ pulg.}$$

$$L = 36.0 \text{ pulg.}$$

$$S = 1/2''$$

Determinar el grado de reducción:

$$R = a/S$$

$$R = 2 / 0.5 = 4$$

Longitud de la circunferencia es: $L = 2\pi r$

$$r_2 = L / 2 * 3.1416 = 36 / 6.2832 = 5.73 \text{ pulg.}$$

$$r_1 = r_2 - a = 5.73 - 2.0 = 3.73 \text{ pulg.}$$

$$A_1 = 3.1416 * r_1^2 = 3.1416 * (3.73)^2 = 43.71 \text{ pulg.}^2$$

$$A_2 = 3.1416 * r_2^2 = 3.1416 * (5.73)^2 = 103.15 \text{ pulg.}^2$$

$$A = A_2 - A_1 = 103.15 - 43.71 = 59.44 \text{ pulg.}^2$$

$$T = 0.6 A / R$$

$$T = 0.6 * 59.44 / 4 = 8.9 \text{ TM / hr}$$

2.12.5.3 TOLVA DE FINOS

Es cilíndrica con parte inferior cónica para evitar obstrucciones del mineral y está ubicado entre el molino y la chancadora, cuenta con un acceso de emergencia por una escalera con la debida protección de seguridad.

El mineral es transportado por la faja N ° 4 es alimentado a la tolva de finos que sirve como depósito para minerales de tamaños homogéneos de 1 pulgada a menos con una capacidad de 65 TM tiene por la parte superior una forma cilíndrica, por la parte inferior cónica para evitar obstrucciones de mineral

controladas con un tope de salida de 1.25 TM/H promedio de mineral la tolva de finos está fabricado por planchas de acero de A – 36 de 1/4 de espesor de secciones desarmables la descarga de mineral pasa a una faja transportadora pequeña N° 5 de 16 pulgadas / 19 metros, esta faja alimenta al molino en forma constante y uniforme de acuerdo al tope de salida de la tolva de finos.



FIGURA N° 12: Fotografía Actual de la Tolva de finos.

FUENTE: Propia

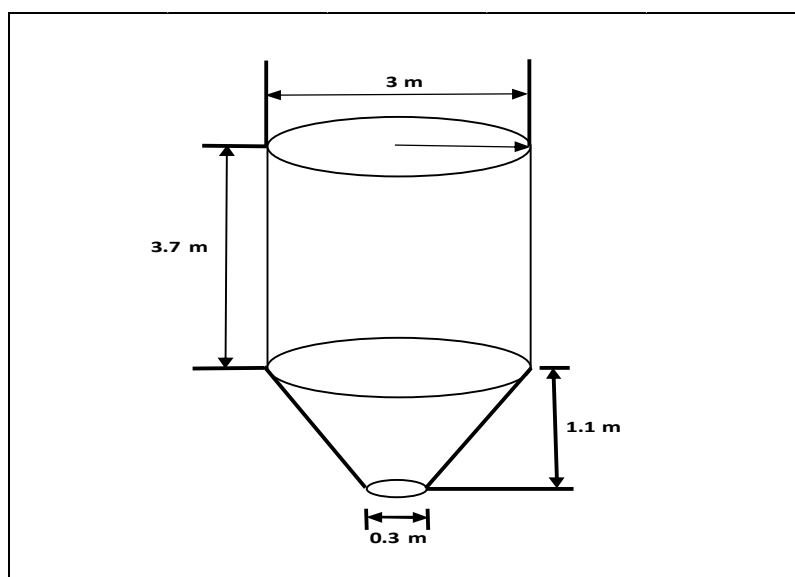


FIGURA N° 13: Dimensiones de la Tolva de Finos de la Planta de Beneficio

FUENTE: diseño propio

2.12.5.4 CÁLCULO DEL VOLUMEN DE LA TOLVA DE FINOS

$$V_T = \text{VOL. CILINDRO } (V_C) + \text{VOL. TRONCO DE CONO } (V_{TC})$$

• **VOLUMEN DEL CILINDRO**

DONDE:

D = Diámetro

H = Altura

VT = Volumen total de la tolva

DATOS:

D = 3 m

H = 3.7 m

$$V_C = \pi * D^2 * H / 4$$

$$V_C = 3.1416 * 3^2 * 3.7 / 4$$

$$V_C = 26.15 \text{ m}^3$$

• **VOLUMEN DEL TRONCO DE CONO**

DATOS:

$$d = 0.3 \text{ m}$$

$$h = 1.1 \text{ m}$$

$$V_{TC} = \pi * h (D^2 + D * d + d^2) / 12$$

$$V_{TC} = 3.1416 * 1.1 (9 + 0.9 + 0.09) / 12$$

$$V_{TC} = 2.87 \text{ m}^3$$

- **VOLUMEN TOTAL DE TOLVA DE FINOS**

$$V_T = V_C + V_{TC}$$

$$V_T = 26.15 \text{ m}^3 + 2.87 \text{ m}^3$$

$$V_T = 29.02 \text{ m}^3$$

2.12.5.5 CAPACIDAD DE LA TOLVA

$$C = V_T * P.E. * \% \text{ espacio neto}$$

$$C = 29.02 * 2.8 * 0.8$$

$$C = 65 \text{ TM.}$$

2.12.6 CIRCUITO DE MOLIENDA.

Este circuito se realiza en dos etapas:

- Molienda primaria
- Molienda secundaria o remolienda

La molienda primaria se efectúa en un Molino de Bolas de 5'x10', que es alimentado desde la tolva de finos de 65 TM a través de una compuerta manual hacia la faja transportadora N° 05, el mineral es alimentado al molino primario, el cianuro (CN), la soda caustica (NaOH) ingresan juntamente con el mineral y la descarga del molino cae a un cajón de pulpa, cuya pulpa es bombeada por una bomba de eje horizontal, Denver de 2 ½"x2", en esta área de molienda contamos con dos bombas GIW 1 y GIW 2, la bomba GIW 2 siempre está en operación y la GIW 1 en stand byt, la pulpa es transportado al ciclón D-20" obteniendo 2 productos; el OverFlow y el UnderFlow.

El OverFlow pasa al circuito de lixiviación a un tanque 20"x20" donde el tiempo de residencia es de 89 horas la finalidad es de disolver el oro, luego pasa a los tanques lixivadores de 10' X 15' donde el oro se disuelve en su totalidad para luego pasar a los tanques de carbón de 10' X 15', para el proceso de adsorción.

El UnderFlow retorna al molino secundario 4' X 4', también el molino primario 5' X 10' la descarga del molino secundario alimenta al cajón de la descarga de pulpa y este es bombeado al ciclón D-20 en paralelo, haciendo así un circuito de molienda cerrada. La calidad de la molienda se controla en el análisis de mallas que se hacen en esta concentradora tomando la malla 200.

El molino de bolas primario N° 01 trabaja con un motor cuya potencia es de 98 HP.

Los reactivos que se utilizan en el proceso de 30 TMD en la planta de beneficio son los siguientes:

- CIANURO: 6.67 Kg./tn
- SODA CAUSTICAS: 4.17 Kg./tn



FIGURA N° 14: Fotografía de Molino de Bolas 5 x10

FUENTE: Propia

Molienda secundaria o remolienda trabaja con un motor de 60 HP. El tamaño de corte D20 en el hidrociclón Gmax 20 es de 95-110 μm , con una carga circulante de 73.319 de arenas. Un porcentaje del Under flow (20% aprox.)

retorna a los molinos de bolas primario y secundario, con la finalidad de disminuir el tamaño de alimentación.

En el caso de la Tolva de finos estas no cuentan con medidores de nivel. Las fajas extractoras de finos cuentan con un solo variador de velocidad que controla todas las fajas extractoras y se utiliza para controlar el mineral que va al molino primario.



FIGURA N° 15: Fotografía del Molino Denver 4' X 4'

FUENTE: Propia

2.12.6.1 FACTORES QUE AFECTAN LA EFICIENCIA DE MOLIENDA

Afectan varios factores la eficiencia del molino. La densidad de la pulpa de alimentación debería ser lo más alta posible, pero garantizando un flujo fácil a través del molino. Es esencial que las bolas estén cubiertas con una capa de mena; una pulpa demasiado diluida aumenta el contacto metal-metal, aumentando el consumo de acero y disminuyendo la eficiencia. El rango de operación normal de los molinos de bolas es entre 65 a 80 % de sólidos en peso, dependiendo de la mena. La viscosidad de la pulpa aumenta con fineza de las partículas, por lo tanto, los circuitos de molienda fina pueden necesitar densidad de pulpa menor.

La eficiencia de la molienda depende del área superficial del medio de molienda. Luego las bolas deberían ser lo más pequeñas posible y la carga debería ser distribuida de modo tal que las bolas más grandes sean justo lo suficientemente pesada para moler la partícula más grande y más dura de la alimentación. Una carga balanceada consistirá en un amplio rango de tamaños de bolas y las bolas

nuevas agregadas al molino generalmente son de tamaño más grande requerido.

2.12.6.2 CÁLCULO DE VELOCIDADES DEL MOLINO 5' X 10'

- **CÁLCULO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA**

DONDE:

D = Diámetro

L = Longitud

V_c = Velocidad Crítica

DATOS:

D = 5 ft

L = 10 ft

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

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

$$V_c = 34.21 \text{ rpm.}$$

PORCENTAJE DE LA VELOCIDAD CRÍTICA

Calcularemos mediante la siguiente formula:

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

DONDE:

V_c = Velocidad crítica 34.21 RPM

V_o = Velocidad actual de operación del molino 27 RPM

%V_c = % de la velocidad crítica

$$\%V_c = \frac{27 * 100}{34.21} = 78.9 \%$$

$$\text{RELACIÓN DE CARGA CIRCULANTE (R)} = R = \frac{f - o}{s - f}$$

$$R_{100} = \frac{(58.55 - 24.39)}{(58.55 - 71.88)} = 2.563$$

$$R_{200} = \frac{(16.54 - 23.91)}{(16.54 - 16.29)} = 29.48$$

$$R_{270} = \frac{(4.810 - 79.90)}{(4.810 - 6.310)} = 3.758$$

$$R_{325} = \frac{(1.640 - 4.480)}{(1.640 - 0.780)} = 2.563$$

$$R = 9.776 / 4 = 2.444$$

CÁLCULO DEL PORCENTAJE DE CARGA CIRCULANTE

$$\%CC = 100 \times F$$

$$\%CC = 100 \times 2.44$$

$$\%CC = 244\%$$

CAPACIDAD DEL MOLINO 5' X 10'

$$C = K * D^{2.6}$$

$$C = 1.8 * 5^{2.6}$$

$$C = 118.19 \text{ TM / DIA}$$

2.12.6.3 CÁLCULO DE VELOCIDADES DEL MOLINO 4' X 4'

➤ CÁLCULO DE LA VELOCIDAD CRÍTICA

DATOS:

$$D = 4 \text{ ft}$$

$$L = 4 \text{ ft}$$

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

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

$$V_c = 38.32 \text{ rpm.}$$

PORCENTAJE DE LA VELOCIDAD CRÍTICA

Calcularemos mediante la siguiente formula:

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

DONDE:

V_c = Velocidad crítica 38.32 RPM

V_o = Velocidad actual de operación del molino 29 RPM

%V_c = % de la velocidad crítica

$$\%V_c = \frac{29 * 100}{38.32} = 75.68 \%$$

CAPACIDAD DEL MOLINO 4' X 4'

$$C = K * D^{2.6}$$

$$C = 1.8 * 4^{2.6}$$

$$C = 66.17 \text{ TM / DIA}$$

2.13 PROCEDIMIENTO PARA EL CONTROL GRANULOMÉTRICO**2.13.1 OBJETIVO.**

Registrar la información de lo que viene ocurriendo con nuestra GRANULOMETRIA operacional (molienda y remolienda), cada una hora. Para el presente "Procedimiento", se ha tomado como referencia a un supuesto muestreo en la pulpa que va al Circuito de Lixiviación.

Paso 1: Determinación del Peso del Sólido en un Punto de Control Mediante la Balanza Marcy Calibrada al Densímetro de acuerdo a su Procedimiento de Calibración y trabajar con la "Escala" correspondiente a la gravedad específica del material.

Anotar la Densidad y el % de sólidos correspondiente a la Gravedad Específica del mineral que indica el Densímetro o Balanza Marcy. Para encontrar el peso del sólido, basta con multiplicar el "porcentaje de sólidos" (que marca la Balanza para esa gravedad específica) por la Densidad de Pulpa que indica para el litro de pulpa.

Ejemplo: En la muestra tomada de pulpa que va al Circuito de lixiviación, el Densímetro Marcy da la siguiente información: Densidad de Pulpa = 1340, para la Gravedad Específica de 2.8 le corresponde 39.5% de sólidos.

Entonces el cálculo será:

Peso del sólido:

$$P.S. = \text{Dens. Pulpa} \times \% \text{ Sól}/100 = 1340 \times 39.5/100 = 529 \text{ g}$$

Balanza tipo Marcy:



Paso 2: Tamizado en Húmedo

Si se estableció como Mallas de Control Operacional a la 65 (ó 70) y 200, montar el tamiz grueso sobre el fino, agregar sobre el tamiz superior el litro de pulpa obtenido en el Paso 1. Cuidar los productos retenidos en las mallas y desechar al fino del último tamiz. Hacer el tamizado en húmedo.

Paso 3: Determinación del Peso del Sólido Retenido en cada Tamiz

Echar el sólido retenido del primer tamiz en el recipiente del densímetro Marcy y completar con agua al volumen del recipiente (1 litro). Proceder según el Paso1 para calcular el peso del sólido. Proceder de igual forma con el producto de la segunda malla.

Fracción gruesa (+70M)



Sólido

Fracción intermedia (+200M)



Sólido

Así, por ejemplo, para esos sólidos retenidos en la malla gruesa, la balanza Marcy nos indica una Densidad de 1030 g/l y 4.5% de sólidos (2.8 de G. Esp.), entonces para encontrar el peso del sólido:

$$\text{Peso} = 1030 \times 4.5/100 = 47 \text{ g de sólidos}$$

Del mismo modo, para los sólidos retenidos en la segunda malla (fracción intermedia), por ejemplo, la balanza Marcy nos indica una Densidad de 1180 g/l y 23.7% de sólidos (2.8 de G. Esp.), entonces para encontrar el peso del sólido:

$$\text{Peso} = 1180 \times 23.7/100 = 280 \text{ g de sólidos}$$

Paso 4: Cálculos Finales para Cuantificar el Control Granulométrico Operacional

Para encontrar el % en peso del retenido en la malla gruesa:

$$\% (+70) = 47/529 \times 100 = 8.8\%$$

Para encontrar el % en peso del retenido en la segunda malla:

$$\% (+200) = 280/529 \times 100 = 52.9\%$$

a. Tiempo Estimado para este Control.

Un operario (molinero, lixiviador, etc.) bien entrenado requiere entre 20 a 30 minutos para realizar este trabajo, hasta los cálculos son muy sencillos.

b. Requerimientos.

La voluntad férrea de cuantificar correctamente lo medible (Variables y Parámetros de Operación), una balanza Marcy y los tamices.

Preferible hacer un “resumen claro” de cada procedimiento en no más de una hoja.

2.14 ÁREA DE CIANURACIÓN

2.14.1 DESCRIPCIÓN DEL ÁREA DE CIANURACIÓN

El proceso de cianuración empieza desde el momento en que ingresa el mineral al molino y se adiciona en cianuro diluido (al 4%) y la soda diluida (al 5%) al ingreso del molino lo cual nos indica que el 60% de la cianuración se efectúa durante la molienda y el 40% en los tanques de agitación continuos en forma continua el flujo de pulpa fluye hasta el tanque N° 7.

El proceso de producción de planta de beneficio, se realiza en el proceso de cianuración de acuerdo al flowSheet de la planta, se utiliza un tanque 20ft*20ft,

dos tanques 10ft*15ft lixivadores y tres tanques de carbón 10ft*15ft para el proceso de lixiviación.

2.14.2 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 tanques 1, 2 y 4 de la siguiente manera:

CAPACIDAD DE TANQUE N° 01 DE LIXIVACIÓN CIP



FIGURA N° 16: Fotografía del Tanque de Lixiviación actual 20ft x 20ft

FUENTE: Propia

FÓRMULAS :

$$V = (\pi * d^2 / 4) * h$$

DONDE:

Dimensiones: 20ftx20ft; D = 6.096 m; H = 6.096 m

Volumen total: = $(3.1416 * 6.096^2 * 6.096 / 4) * 6.096 = 178.0 \text{ m}^3$

Volumen efectivo = $178.0 \text{ m}^3 * 0.9 = 160.2 \text{ m}^3$

V. efectivo TQ = $(160.2 \text{ m}^3 * 1000 \text{ m}^3) / 28.32 = 5657 \text{ ft}^3$

CAPACIDAD DE TANQUE N° 02 DE LIXIVACIÓN CIP (c/u)

$$\text{Volumen c/u} = V = (\pi * d^2 / 4) * hp$$

$$\text{Volumen c/u} = (3.1416 * (10^2 * 15) / 4) = 1178.1 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen efectivo c/u} = 1178.1 \text{ m}^3 * 0.9 = 1060.4 \text{ ft}^3$$

$$\text{Volumen total efectivo del circuito} = 5657 \text{ ft}^3 \text{ para lixiviar}$$

PULPA MINERAL

TABLA N° 1: Datos de la pulpa

Densidad pulpa	1400	gr/lt
Peso sólidos secos	633	gr/lt
Peso del agua	744	gr/lt o cc
Volumen de solidos	226	cc.
Gravedad especifica (P.E)	2.8	Gr/lt
Constante	0.643	
% Solidos secos	45.00	

FUENTE: Elaboración propia

$$A = \text{Alimentación de mineral seco} = 30 \text{ ton/día}$$

$$f = \text{flujo de pulpa en ft}^3/\text{min en la alimentación a cianuración}$$

$$f = ((A/P.E) + (((100-\% \text{ sol.}) * A) / \% \text{ sol.})) * 0.022257$$

$$f = ((30/2.8) + (((100-45) * 30) / 45)) * 0.022257$$

$$f = 0.105 * 10 = 1.05 \text{ ft}^3/\text{min} \quad 7.9 \text{ GPM}$$

$$f = 1.05 * 60 = 63.28 \text{ ft}^3 / \text{hora} * 28.32 = 2.34 \text{ m}^3/\text{hr}$$

TIEMPO DE RESIDENCIA PARA ABSORCIÓN

$$\text{Agitador } 20\text{ft} \times 20\text{ft} = (5657 / 1.05) / 60 = 89 \text{ horas}$$

TIEMPO DE RESIDENCIA PARA ABSORCIÓN

TANQUE N° 2 $10\text{ft} * 15\text{ft} = (1060.4/1.05) / 60 = 17$ horas

TANQUE N° 4; $10\text{ft} * 15\text{ft} = 17 * 3 = 51$ horas

2.15 CIRCUITO EN DESORCIÓN

El carbón es retirado de los 3 tanques 5, 6 y 7, es almacenado en sacos por tanques, el tanque 7 es retornado al tanque N° 5, el carbón de los dos tanques es llevado al área de desorción a un reactor de material inoxidable, de capacidad de 1000 Kg de carbón. La cual trabaja en circuito cerrado con una celda electrolítica marca Denver que dispone 12 cátodos y 13 ánodos y un caldero programable.

Los principales parámetros en la desorción y electrodeposición son: se alcaliza la solución con una concentración de soda caustica al 1.8 % y cianuro 0.3 % con una temperatura de 80°C con una corriente continua de 200 Amp. El proceso tiene una duración 72 y 96 horas por campaña.

El material electro depositado en los cátodos es retirado de la celda y diluido, lavar sus impurezas para ser atacado con agua regia en proporción 3 a 1 con ácido clorhídrico y ácido nítrico respectivamente, para obtener el precipitado de oro.

2.16 FUNDICIÓN

Los precipitados de electrodeposición son secados en una cocina con gas industrial y posteriormente son alimentados a un horno crisol para su fundición así obteniendo las barras bullón de oro como producto final. Este se da como control de calidad en el laboratorio Químico se obtiene 99 % a 99.99 % de pureza para luego ser comercializado en distintos mercados.

2.17 DEPÓSITO DE RELAVE

Con la finalidad de mantener el medio ambiente se construyen pozas relaveras para almacenar el relave final de la planta, el objetivo principal es destruir el ion cianuro presente en la pulpa del último tanque tiene una densidad de 1390 y pH 10, estas descargas son bombeados por medio de una bomba horizontal de 2" $\frac{1}{2}$ x 2" a la poza relavera para ser depositado, la planta de beneficio tiene una

poza relavera. La solución clara que se obtiene de esta poza es bombeada a la poza de agua de solución barren para ser reutilizado en la planta en los diferentes procesos.



FIGURA N° 17: Fotografía de la poza relavera de la Planta Actual

FUENTE: Propia

2.18 BALANCE METALÚRGICO ACTUAL

En la planta de beneficio, con los parámetros y leyes actuales se tiene el balance metalúrgico:

TABLA N° 2: Balance Metalúrgico del Mes febrero actual

BALANCE METALURGICO													
CABEZA GENERAL			OVER GENERAL					RELAVE				RECUP. %	gr. de Au
TMS	Ley Au gr/TM	Fino Au (gr)	DENSIDAD (g/L)	SOLIDOS		LIQUIDOS		SOLIDOS		LIQUIDOS			
				gr Au/TM	Finos gr. Au	gr. Au/m3	Finos gr. Au	gr Au/TM	Finos gr. Au	gr. Au/m3	Finos gr. Au		
30.612	6.75	206.6	1394.7	2.85	87.24	1.24	48.08	0.75	22.96	0.14	5.49	86.23%	168.02
30.480	5.50	167.7	1388.3	2.13	64.77	0.91	36.01	0.87	26.64	0.13	5.14	81.05%	156.80
31.826	8.56	272.4	1388.5	2.28	72.40	1.21	49.76	0.68	21.67	0.13	5.29	85.10%	168.21
29.449	7.50	220.9	1394.2	2.20	64.79	0.82	30.57	0.76	22.26	0.13	4.95	87.68%	145.82
30.802	6.01	185.1	1390.0	2.00	61.60	0.46	18.34	0.75	23.23	0.14	5.61	84.42%	172.73
30.746	9.56	294.1	1378.8	1.90	58.42	0.72	29.50	0.85	26.26	0.15	6.10	89.00%	187.49
30.071	10.39	312.5	1384.6	2.55	76.68	1.17	46.25	0.65	19.55	0.14	5.69	88.92%	171.16
30.629	9.53	292.0	1392.1	2.90	88.82	0.14	5.38	0.88	26.80	0.14	5.38	88.98%	164.83
30.629	6.82	208.8	1383.5	2.45	75.04	0.90	36.52	0.85	26.04	0.15	6.06	85.63%	185.61
28.358	6.57	186.3	1399.0	2.73	77.28	1.06	37.59	0.88	24.81	0.14	5.05	83.97%	143.19
30.025	7.56	227.0	1385.8	2.75	82.57	1.35	53.14	0.62	18.53	0.14	5.66	88.35%	169.93
30.547	8.26	252.2	1385.0	3.25	99.28	1.49	59.70	0.68	20.89	0.17	6.62	88.09%	202.10
30.939	10.88	336.6	1391.7	2.38	73.48	1.83	72.67	0.76	23.39	0.16	6.52	87.11%	201.60
30.801	6.76	208.3	1392.1	2.83	87.01	1.47	57.95	0.75	23.22	0.16	6.40	85.78%	197.10
30.503	9.85	300.5	1389.6	1.83	55.67	2.18	85.94	0.87	26.45	0.16	6.35	88.09%	193.68
31.341	8.56	268.4	1385.4	1.15	36.04	1.75	71.73	0.93	29.24	0.14	5.79	86.95%	181.54
31.768	9.56	303.8	1377.1	2.13	67.51	2.29	98.17	0.92	29.13	0.17	7.15	88.06%	227.13
31.916	11.82	377.2	1384.6	3.03	96.55	1.54	64.52	0.87	27.67	0.16	6.50	88.94%	207.53
31.408	6.21	194.9	1377.5	3.03	95.01	2.62	110.58	0.97	30.37	0.20	8.24	80.19%	258.88
31.646	8.45	267.5	1382.5	1.45	45.89	1.49	62.28	0.79	24.84	0.15	6.16	88.41%	194.85
31.136	8.69	270.6	1383.8	1.65	51.38	1.57	64.51	0.85	26.59	0.14	5.91	87.99%	184.01
31.134	5.24	163.0	1388.8	1.53	47.48	1.62	65.43	0.75	23.41	0.19	7.83	80.83%	243.80
29.621	9.33	276.3	1387.9	2.08	61.46	1.68	64.85	0.98	29.12	0.15	5.82	87.36%	172.24
15.971	5.89	94.1	1370.9	2.38	37.93	2.35	51.54	0.72	11.52	0.15	3.30	84.26%	52.650
28.664	5.65	161.9	1380.9	0.92	26.29	0.17	6.52	0.75	21.50	0.17	6.52	82.69%	186.96
31.861	6.44	205.2	1385.0	2.23	70.89	2.61	109.24	0.82	26.03	0.15	6.19	84.30%	197.20
32.771	8.45	277.0	1385.4	1.80	58.99	1.60	68.52	0.87	28.41	0.13	5.58	87.73%	183.00
32.070	16.71	535.9	1389.6	2.23	71.36	1.79	74.02	0.88	28.32	0.17	6.93	88.42%	222.08
24.818	16.41	407.2	1383.5	2.78	68.87	3.08	100.71	0.83	20.67	0.15	4.98	87.70%	123.50
904.65	8.568	7767.04	1384.77	2.23	2009.66	1.47	1728.79	0.81	737.87	0.152	181.24	87.23%	5522.23

FUENTE: Geza Minerales Asis

CAPÍTULO III

3.1 MATERIALES Y MÉTODOS

3.1.1 ÁMBITO DE ESTUDIO

El presente proyecto de ampliación se desarrolló en la planta de beneficio Geza Minerales Asis E.I.R.L. se ubica en el paraje Antahuila, Distrito de Ananea, Provincia de San Antonio de Putina, Departamento de Puno, Región Puno. Al margen izquierdo se ubica el centro Poblado Cerro Lunar y al margen derecho se ubica el Centro poblado la Rinconada.

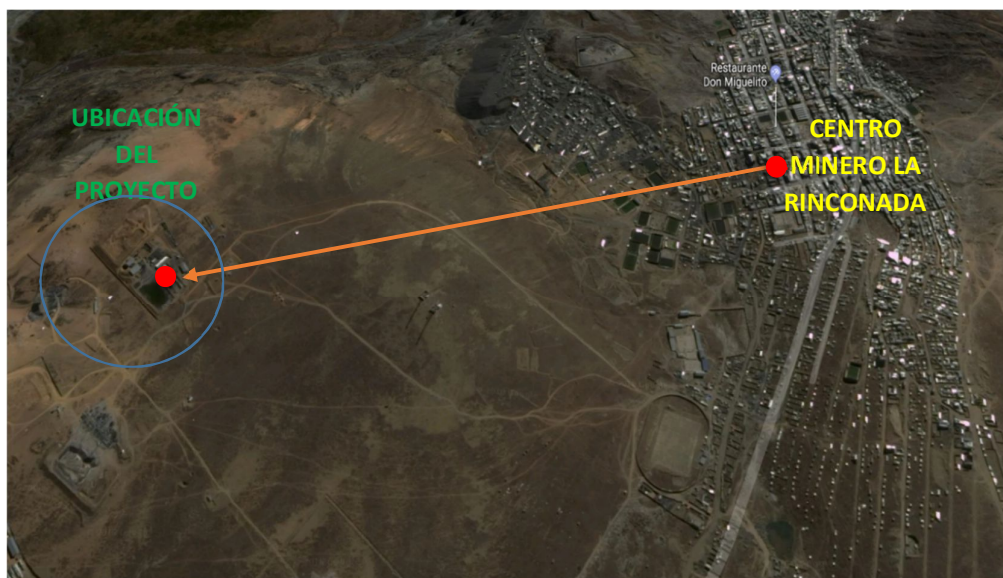


FIGURA N° 18: Ubicación de la Planta de Beneficio Geza Minerales Asis

FUENTE: Foto Satelital (Google Maps)

Coordenadas del proyecto WGS84

Grados, Minutos y Segundos (GMS)

14°37'52.5" S

69°26'47" O

3.2 ACCESO

Las vías de acceso terrestre desde Puno Juliaca por vía asfaltada. Con dirección al noroeste, desde la ciudad de Juliaca, se inicia por vía asfaltada de primer orden hasta la provincia de San Antonio de Putina, se continua por vía asfaltada de segundo orden hasta el desvío de Sandía, luego se continua por carretera afirmada hasta el desvío de pampa Blanca, se continua por trocha Carrosable hasta el Centro Poblado la Rinconada y hasta el lugar del proyecto.

Las distancias y los tiempos aproximados desde la ciudad de Puno hasta la zona de estudio se aprecian en el siguiente cuadro:

TABLA N° 3: Distancia del proyecto

ACCESIBILIDAD A LA ZONA DEL PROYECTO			
TRAMO	TIPO DE VIA	DIST.	TIEMPO
Puno – Juliaca	Asfaltada 1er orden	45 Km.	45 min.
Juliaca – Putina	Asfaltada 1er orden	91 Km.	1 h. 20 min.
Putina – Desvío Sandía	Asfaltada 2do orden	50 Km.	1 h.
Desvío Sandía – Desvío Pampablanca	Carretera afirmada	10 Km.	15 min.
Desvío Pampablanca - Rinconada	Trocha Carrosable	10 Km.	15 min.
Rinconada - proyecto Antahuila	Trocha Carrosable	2 Km.	20 min
TOTAL		208 Km.	3h. 55 min

FUENTE: Elaboración propia

3.3 DESCRIPCIÓN DE LA METODOLOGÍA

En esta etapa el mineral y la pulpa serán muestreados directamente en cada circuito de la planta. La investigación es de tipo cuantitativa primeramente se caracterizó los parámetros físico-Químicos del mineral, luego se realiza las pruebas metalúrgicas para obtener distintos datos y análisis químico para obtener los resultados.

La finalidad de este trabajo experimental, es para lograr el objetivo general determinar cuánto mejora la recuperación y cuanto bajan los costos de producción en la planta de beneficio. Para alcanzar el primer objetivo específico realizare una serie de evaluaciones en los circuitos de chancado y molienda.

3.4 MATERIALES

Para el estudio de este proyecto, se necesita una cantidad regular de instrumentos e equipos para los análisis de sección de chancado, molienda y costos de la ampliación.

3.4.1 EQUIPOS E INSTRUMENTOS

- Chancadoras
- Fajas transportadoras
- Muestreadores
- Molino de bolas
- Balanza
- Potenciómetro (pH meter)
- Materiales de vidrio
- Tamices

3.4.2 REACTIVOS

- Cianuro de sodio
- Hidróxido de sodio
- Nitrato de plata
- Yoduro de potasio

3.4.3 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

El instrumento utilizado fue una ficha de recolección de datos, la misma fue elaborada y estructurada por el investigador en función a las necesidades del estudio. **Ver (ANEXO E).**

Una vez que se aprobó el proyecto de investigación, se procedió a la revisión de datos estadísticas de la planta de beneficio Geza Minerales Asis, previa autorización del jefe de planta. Seguidamente se revisó los archivos del circuito de molienda para hacer la comparación con los datos actuales obtenidos.

3.5 MÉTODO

3.5.1 TOMA DE MUESTRAS

Según **ANA (2016)**, se define la muestra como parte representativa del material a estudiar, en lo cual se analizan los parámetros de interés.

El presente proyecto se ha evaluado el circuito de chancado y molienda para llegar a los parámetros requeridos en la planta de beneficio.

TABLA N° 4: Variable

VARIABLE	INDICADOR	ESCALA
VARIABLE INDEPENDIENTE <ul style="list-style-type: none"> • Ampliación 	Capacidad	Toneladas

FUENTE: Elaboración propia

3.6 EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE CHANCADO

Para evaluar este circuito primero se observa todo el proceso de chancado para ver las condiciones en que se operan estos equipos y su funcionamiento.

3.6.1 CHANCADORA DE QUIJADA 10 X 16

Se evalúa esta chancadora para ver el tamaño de chancado del mineral procedente de la tolva de grueso, se hace el control granulométrico para eso se toma muestras cada 20 minutos de la faja N° 2 durante 8 horas, esta muestra es homogenizado y cuarteado y se toma una muestra representativa para hace el control granulométrico, donde la granulometría varia de 2, 1.5, 1, $\frac{1}{2}$ y $\frac{3}{4}$ en esta chancadora, la eficiencia de la chancadora y la capacidad.

TABLA N° 5: Análisis granulométrico de Alimentación mineral fresco

Malla	Abertura	Peso (gr.)	% Parcial	% Acumulado	
				% Retenido	% Pasante
3	76200	2156	5.64	5.64	94.36
2	50800	5930	15.50	21.14	78.86
1 1/2	38100	2120	5.54	26.68	73.32
1	25400	5998	15.68	42.36	57.64
¾	19050	4194	10.96	53.33	46.67
1/2	12700	4245	11.10	64.43	35.57
¼	6350	6246	16.33	80.76	19.24
8	2380	1505	3.93	84.69	15.31
18	1000	4126	10.79	95.48	4.52
50	300	423	1.11	96.58	3.42
70	212	356	0.93	97.51	2.49
100	150	251	0.66	98.17	1.83
140	105	201	1.53	98.70	1.30
200	74	98	1.26	98.95	1.05
270	52	85	0.22	99.17	0.83
325	37	73	0.19	99.36	0.64
-325	37	243	0.64	100.00	0.00
Total		38250			

FUENTE: Elaboración propia

TABLA N° 6: Descarga de la chancadora quiijadas

Malla	Abertura	Peso (gr.)	% Parcial	% Acumulado	
				% Retenido	% Pasante
2	50800	3930	10.60	10.60	89.40
1 1/2	38100	2756	7.40	18.00	82.00
1	25400	5105	13.70	31.71	68.29
¾	19050	3090	8.30	40.00	60.00
1/2	12700	4325	11.61	51.61	48.39
¼	6350	6985	18.75	70.37	29.63
8	2380	2541	6.82	77.19	22.81
18	1000	7005	18.81	95.99	4.01
50	300	544	1.46	97.45	2.55
70	212	306	0.82	98.27	1.73
100	150	205	0.55	98.82	1.18
140	105	131	0.35	99.18	0.82
200	74	99	0.27	99.44	0.56
270	52	83	0.22	99.66	0.34
325	37	56	0.15	99.81	0.19
-325	37	69	0.19	100.00	0.00
Total		38250			

FUENTE: Elaboración propia

3.6.2 CHANCADORA CÓNICA

Se evalúa esta chancadora para ver el tamaño de chancado que realiza durante la operación, donde se ve esta chancadora no trabaja con eficiencia, por que sufre constantemente fallas mecánicas, por lo cual se optó cambiar por otra chancadora cónica Traylor de 2"X36".

TABLA N° 7: Alimento chancadora cónica

Malla	Abertura	Peso	%Parcial	%Acumulado	
				% Retenido	% Pasante
3	76200	413.8	5.71	5.71	94.29
2	50800	1298.	17.92	23.63	76.37
"1 1/2"	38100	724.3	10.00	33.63	66.37
1"	25400	1858.	25.64	59.27	40.73
"3/4"	19050	1397.	19.29	78.56	21.44
"1/2"	12700	1248.	17.23	95.80	4.20
"1/4"	6350	230.0	3.17	98.97	1.03
8	2380	10.5	0.14	99.12	0.88
18	1000	8.9	0.12	99.24	0.76
50	300	12.5	0.17	99.41	0.59
70	212	7.8	0.11	99.52	0.48
100	150	7.1	0.10	99.62	0.38
140	105	7.9	0.11	99.72	0.28
200	74	8.3	0.11	99.84	0.16
270	52	5.5	0.08	99.91	0.09
325	37	2.6	0.04	99.95	0.05
-325	1.77	3.6	0.05	100.00	0.00
Total		7246			

FUENTE: Elaboración propia

3.6.3 ZARANDA VIBRATORIA N° 01 4" X 8"

Se evalúa esta zaranda vibratoria para ver la clasificación de la granulometría, para ver algunos reajustes de este equipo, para su mejor rendimiento.

CAPACIDAD DE LA ZARANDA

DONDE:

$$C = (T.K)*A*a$$

C = capacidad en ton / hr

T = constante SYMONDS = 5 tn / ft³ (abertura ¾" o 0.750

A = área de tamizaje en ft² (largo * ancho)

a = abertura en pulgadas

DATOS:

Longitud = 8 ft

Ancho = 4 ft

Abertura = $\frac{3}{4}$ " = 0.75"

C = (5) (8 * 4) * 0.750

C = 120 tn / hr**EFICIENCIA DE LA ZARANDA**

Se calcula mediante la fórmula de W.S Tyler, que es la siguiente:

$$E = \frac{(10000 * (c - a))}{(b - c)}$$

Los datos se toman del análisis granulométrico efectuado

DONDE:

a = % de gruesos en la alimentación 40.50

b = % de finos en la alimentación 59.50

c = % de gruesos en el sobre tamaño de tamiz (65.30)

d = % de finos en el tamaño del tamiz (34.7)

$$E = \frac{(10000 * (c - a))}{(b - c)}$$

$$E = \frac{(10000 * (65.30 - 40.50))}{(59.50 * 65.30)} = 63.83 \%$$

E = 63.83 %



FIGURA N° 19: Fotografía de la Zaranda Vibratoria

FUENTE: Propia

3.6.4 FAJAS TRANSPORTADORAS

Se evaluó las 4 fajas en este circuito y tomamos la faja N° 4 el punto de muestreo. La toma de muestras representativas se efectuó en la faja N° 4 establecidos como puntos de muestreo cada una hora durante 8 horas, las mismas fueron cuarteados para obtener una muestra compuesta representativa de toda el área de chancado, estas muestras se toman con el fin de ver la granulometría en la sección de chancado. La granulometría que pasa por la faja N° 4 es de 1 pulg. Para ser depositado en la tolva de finos.

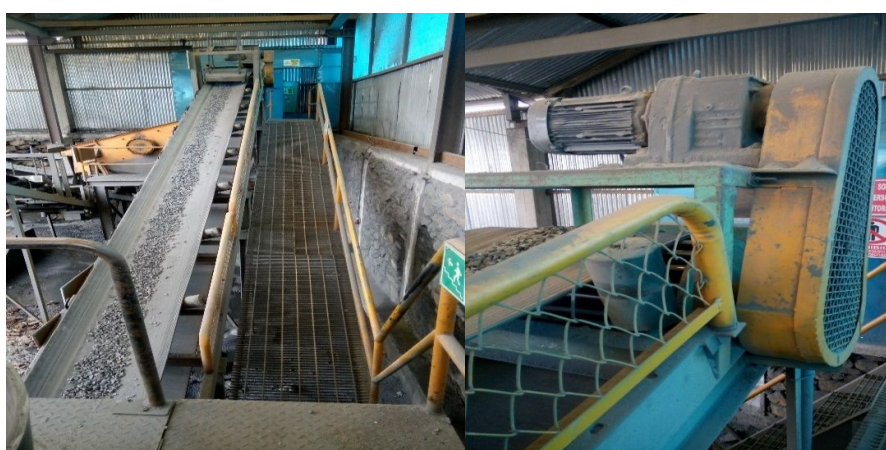


FIGURA N° 20: Fotografía de la Faja Transportadora Actual de la Planta

FUENTE: Propia

TABLA N° 8: Especificaciones de los Equipos del Circuito de Chancado

CIRCUITO DE CHANCADO	HP	KW	AMP.	RPM	MARCA MOTOR
TOLVA DE GRUESOS					ELB. PROPIA
FAJA TRANSPORTADORA N° 01 24" X 7.5 m	2	1.5	2.8	1750	VOGES
CHANCADORA DE QUIJADAS 10" X16"	20	15	27.30	1164	BEIDE
FAJA TRANSPORTADORA N° 02 18"X12 m	7.5	5.5	10.30	1740	VOGES
ZARANDA VIBRATORIA 4"X8" ½	4	3	5.33	1720	WEQ
CHANCADORA CONICA 2"	40	30	54.80	874	LAXF
FAJA TRANSPORTADORA N° 03 18"X7.5 m	5	3.7	7.00	1730	VOGES
FAJA TRANSPORTADORA N° 04 18"X10 m	5	3.7	7.00	1730	VOGES
GRUPO ELECTROGENO	70	100	330	1500	VOLVO/PENTA 10
SUB TOTAL		166.6	444.53		

FUENTE: Elaboración propia

3.7 EVALUACIÓN DEL CIRCUITO DE MOLIENDA

La empresa **GEZA MINERALES ASIS E.I.R.L.** a lo largo de estos últimos 4 años ha experimentado variaciones de su diseño original de su circuito de molienda hasta llegar a una capacidad de procesamiento de 100 TMS/día.

3.7.1 MOLIENDA

El molino es la parte principal en esta área, junto con la bomba y el hidrociclón estos deben trabajar juntos para tener un rendimiento óptimo.

Para evaluar de cualquier circuito de molienda se debe tener claro que los molinos son tambores cilíndricos rotatorios forrados interiormente con material resistente, cargados en una fracción de su volumen con material y bolas de acero que al girar el molino ejercerán fuerzas de desgaste i/o impacto sobre el mineral reduciendo su tamaño.

El objetivo principal es liberar los metales preciosos del resto del mineral que lo contiene. Los molinos de bolas generalmente trabajan en circuito cerrado.

3.7.2 PRINCIPALES PARÁMETROS DE EVALUACIÓN

Para la evaluación de un circuito de molienda y clasificación, se procede de la siguiente manera:

- a) Determinar el circuito a evaluar, luego graficar el flowSheet, indicar todos los equipos que conforman dicho circuito, como molinos, hidrociclones, bombas y equipos auxiliares, en dicho grafico indicar el sentido de los diferentes flujos y adición de agua.
- b) Determinar y fijar previamente los puntos de muestreo, alimento y descargas de los molinos, entradas y salidas de los hidrociclones (OverFlow y UnderFlow).
- c) Durante la realización del muestreo tomar los amperajes de los molinos y bombas en operación, también es necesario conocer las características del motor eléctrico.
- d) Es necesario obtener las características de los molinos; diámetro, longitud, y RPM nominal. Medir la altura de bolas para determinar el % de bolas ocupadas en el interior del molino.
- e) Una vez obtenidos estos datos proceder a realizar los cálculos respectivos utilizando los modelos matemáticos más conocidos.

3.7.3 EVALUACIÓN EN LOS MOLINOS

- **Molino 5 x 10**

Se evalúa el molino de bolas para ver su rendimiento y la eficiencia, se verifico detalladamente a este molino donde se observa el motor esta rebobinado y en cualquier momento puede haber fallas mecánicas y perjudicaría el proceso trayendo grandes pérdidas en la producción en la planta de beneficio.

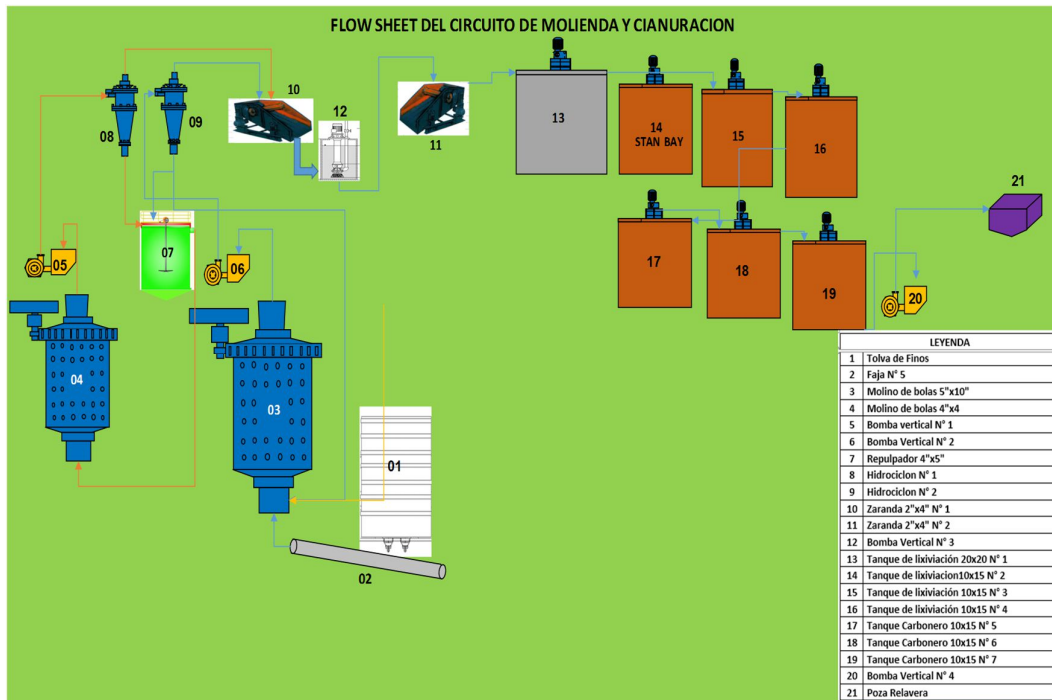


FIGURA N° 21: FLOW SHEET del circuito de molienda y cianuración

FUENTE: Elaboración propia

Muestreo

La extracción de muestras se efectúa en tres lugares distintos para la evaluación y análisis de ellos.

La primera se realizará de la descarga del molino de bolas 5"X10", con una densidad de pulpa 1730 a una malla -200 a 70 %.

La segunda muestra se tomará de la descarga del molino 4"X4", la densidad de la pulpa es de 1500 a una malla -200 a 75 %.

La tercera muestra se tomará del OverFlow (O/F), la densidad es de 1400 a una malla -200 a 88 %.

Estas muestras se tomarán cada 1 hora en estos puntos durante 12 horas, la extracción de muestras fue 15 litros por cada punto, almacenándose en recipientes de polietileno (PHDD). Luego estas muestras son homogenizadas mediante cuarteos sucesivos obtener muestras de 500 a 700 gramos, para sacar 3 muestras de cada recipiente, la primera para laboratorio Metalúrgico,

laboratorio Químico y la otra para el testigo, para su respectivo análisis en cada área de la planta de beneficio.

Estas muestras fueron sacadas 4 veces por mes para validar los datos y así llegar a los parámetros necesarios en la planta de beneficio.

DETERMINACIÓN DE LA CARGA CIRCULANTE

TABLA N° 9: Análisis granulométrico

Malla	Alimento al Clasificador (f)			OverFlow (o)			UnderFlow (s)		
	p. gr.	% parcial	% acum.	peso gr.	% parcial	% acum.	p. gr.	% parcial	% acum.
100	292.00	58.55	58.55	121.90	24.39	24.39	358.20	71.88	71.88
200	82.50	16.54	75.09	119.50	23.91	48.30	81.20	16.29	88.17
270	24.00	4.81	79.9	46.50	9.32	57.62	18.00	3.61	91.78
325	8.20	1.64	81.54	22.40	4.48	62.10	3.90	0.78	92.56
-325	92.00	18.46	100.00	189.40	37.90	100.00	37.00	7.44	100.00
TOTAL	498.70			499.70			498.30		

FUENTE: Elaboración propia

DATOS:

TM = 60

RELACIÓN DE CARGA CIRCULANTE (R) = $R = \frac{f - o}{s - f}$

R100 = (58.55 - 24.39) / (58.55 - 71.88) = 2.563

R200 = (16.54 - 23.91) / (16.54 - 16.29) = 29.48

R270 = (4.810 - 79.90) / (4.810 - 3.610) = 3.758

R325 = (1.640 - 4.480) / (1.640 - 0.780) = 2.563

R = 9.776 / 4 = 2.444

Carga circulante (CC) = R X TM = 146.6

CÁLCULO DE CARGA DE BOLAS AL MOLINO 5' X 10'

➤ **DATOS:**

❖ Largo del molino: 10' descontando las chaquetas en las tapas = 9' con 4'

$L = (((9*12)+4)*2.54) / 100 = 2.845m$

❖ Diámetro interior: 5' descontando espesor de chaquetas = 4' con 4'

$D = (((4*12)+4)*2.54) / 100 = 1.321m$

❖ Volumen útil: $(3.1413*1.321^2*2.845) / 4 = 3.90 m^3$

- ❖ Volumen para carga de bolas: 45%
- ❖ 45 % volumen: $(45 \times 3.90) / 100 = 1.75 \text{ m}^3$; volumen ocupado por la carga de bolas + los espacios intersticiales.
- ❖ Gravedad específica de las bolas de acero: 6.3 TM/m^3
- ❖ Carga de bolas: $(6.3 \times 1.75) \times 1000 = 11050 \text{ Kg}$.

TABLA N° 10: Distribución de bolas para el molino 5'x 10'

Diámetro	Peso de bola en kg	Área de Bola en pulg ²				
Pulgadas	X	Y	X/Y	% X/Y	Peso KG	N° Bolas
4	4.31	50.27	0.085745	22.45	2480	575
3.5	2.89	38.48	0.074973	19.63	2169	752
3	1.82	28.26	0.064402	16.86	1863	1024
2 1/2	1.05	19.62	0.053517	14.01	1548	1474
2	0.56	17.56	0.031891	8.35	922	1647
1 1/2	0.28	7.06	0.03966	10.38	1147	4097
1	0.10	3.14	0.031831	8.33	921	9207
			0.382018	100.00	11050	18777

FUENTE: Elaboración propia

VOLUMEN OCUPADO POR EL MINERAL

DATOS:

- ❖ Volumen ocupado por la carga de bolas: 1.338
- ❖ Volumen de los espacios intersticiales: m^3 del 45 % del volumen del molino – volumen de la carga de bolas.
- ❖ Volumen de los espacios intersticiales: $(1.75 - 1.338) = 0.416 \text{ m}^3$
- ❖ Volumen de la carga en el molino es el 50 % del volumen útil: $(3.90 \times 50) / 100 = 1.949 \text{ m}^3$
- ❖ El volumen de la pulpa: vol. De la carga – vol. De la carga de bola = $(1.949 - 1.338) = 0.611 \text{ m}^3$ de pulpa.
- ❖ La pulpa tiene 65 % de sólidos, lo que significa que: $(0.611 \times 65) = 0.397 \text{ m}^3$ de mineral.
- ❖ Gravedad específica del mineral: 2.8 TM/m^3
- ❖ Peso del mineral del molino: $(0.397 \times 2.8) = 1.112 \text{ TM}$

Considerando la carga circulante:

El volumen de la pulpa final: $(1.949 - 1.250) = 0.760 \text{ m}^3$ de pulpa

Flujo: $(5.357 / 1.818) = 2.947 \text{ m}^3 / \text{Hr}$

Tiempo de residencia: $(0.760 / 2.47) * 60 = 15 \text{ minutos}$

- **CONTROL DEL TONELAJE**

En todas las plantas de molienda es fundamental controlar la carga tonelaje de alimentación al molino, para una operación correcta. El control de tonelaje en la planta se lleva en la faja alimentadora al molino, cada 1 hora, donde el molinero debe tomar la muestra por espacios de 5 segundos y pesarlo dicha muestra. La alimentación al molino se hace mediante una faja que tiene las siguientes características:

Longitud de la faja =

Ancho de la faja = 18 pulgadas

Velocidad = 0.28 m/s

Motor de:

P = 7.5 Hp

Vol. = 380 voltios

Amp. = 10.3 amps

La velocidad de la faja ha sido regulada para que pase una carga de 30 TMSD. El peso tomado anteriormente por espacios de 5 segundos varia de 1.600 Kg. A 1.740 Kg., de donde tenemos:

$$T = \frac{1.740 \text{Kgs.}}{5 \text{ seg.}} \times \frac{60 \text{ seg}}{1 \text{ min.}} \times \frac{60 \text{ min.}}{1 \text{ hora}}$$

T = 1.25 TMS/Hora

3.7.4 GRANULOMETRÍA DE ALIMENTACIÓN A LOS MOLINOS

Para el aumento de tonelaje del circuito de molienda se tuvo que realizar el control de granulometría, se realiza muestreo del mineral de alimentación al molino cada 1 hora por medio de un muestreador metálico, que la final de cada turno de operación (12 horas) este es homogenizado, cuarteado y pesado del cual obtenemos la distribución granulométrica utilizando para ello los siguientes

tamices ASTM de 5/8 pulg; 1/2 pulg; 3/8 pulg; 4mesh; 10mesh; 20mesh ; 45mesh 70mesh; 100mesh ; 200mesh ; y fondo.

TABLA N° 11: Granulometría de la alimentación al molino de una muestra 2 Kg

MALLA N°	Abertura micrones	Abertura media	Alimentación fresca			
			A	F(x)	F(x)	G(x)
5/8	15875	19050	0.0	0.00	100.00	0.00
1/2	12700	14199	0.0	0.00	100.00	0.00
3/8	9525	10999	606.0	25.37	74.63	25.37
4	4756	6731	712.1	29.81	44.83	55.17
10	2000	3084	467.5	19.57	25.26	74.74
20	841	1297	155.9	6.53	18.73	81.27
45	354	546	144.3	6.04	12.69	87.31
70	210	273	72.8	3.05	9.64	90.36
100	149	177	21.9	0.92	8.73	91.27
200	74	105	51.5	2.16	6.57	93.43
-200	0	37	157.0	6.57	0.00	100.00
	Peso total		2389.0	100.00		

FUENTE: Elaboración propia

3.8 DETERMINACIÓN LA FUERZA DEL CIANURO

Este procedimiento se basa en la lectura de cianuro total en soluciones cianuradas del área de lixiviación.

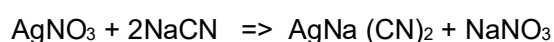
Reactivos

- Nitrato de plata $AgNO_3$ (0.040 M) para la titulación, estandarizada con solución de $NaCN$ a una concentración de 0.01% por litro.
- Solución de yoduro de potasio KI al 10%
- Agua destilada
- Vaso de precipitado
- Papel pH

Procedimiento

El procedimiento es como sigue primero se tiene que limpiar todos los instrumentos a utilizar (pipeta, vasos, bureta graduada y porta bureta).

- La solución cianurada es filtrada en vasos milimetrados 10 ml
- Se le adiciona 3 gotas de yoduro de potasio (KI)
- Al titular la solución de cianuro poco a poco hasta que aparezca un color amarillento
- $CN^- \text{ Libre} = \text{gasto de } AgNO_3 * Vi \text{ cianurada}$



El momento que el cianuro libre se haya consumido comenzara a reaccionar con el yoduro de potasio al cambiar estos dos compuestos esperamos obtener yoduro de plata (AgI) el cual está clasificado en la tabla de solubilidad en agua como insoluble, y también obtenemos Nitrato de Potasio (KNO_3) clasificando como soluble.

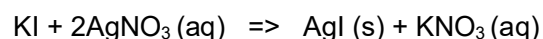


TABLA N° 12: Especificaciones de los Equipos de Molienda

CIRCUITO DE MOLIENDA	HP	KW	AMP	RPM	MARCA MOTOR
TOLVA DE FINOS					ELB. PROPIA
FAJA TRANSPORTADORA N° 05 18"X7.5m	7.5	5.5	4.15	1740	SEW
MOLINO DE BOLAS 5"X10" FUNCAL	98.7	75	135	888	SIEMENS
BOMBA DE HORIZONTAL N°01 2 ½ X 2"	10	7.5	13.6	1755	INGESH/WEQ
MOLINO DE BOLAS 4"X4" DENVER	60	35	40	955	DENVER
BOMBA HORIZONTAL N° 02 2 ½ X 2"	10	7.5	13.6	1755	SIEMENS
BOMBA VERTICAL 01	7.5	5.5	10.3	1740	SIEMENS
BOMBA VERTICAL 02	7.5	5.5	10.3	1740	SIEMENS
BOMBA HORIZONTAL N° 03	10	7.5	13.6	1755	SIEMENS
SUB TOTAL		147	240.55		

FUENTE: Elaboración propia

3.9 PRUEBAS METALÚRGICAS

3.9.1 INTRODUCCIÓN

El mineral es muestreado de la faja N° 5 durante 12 horas cada 1 hora, esta muestra es llevado al molino pulverizador, es homogenizado para luego poner 10 kg al molino para ser pulverizado durante 1 hora, esta muestra es cuarteado y se saca 4 muestras para laboratorio químico, metalúrgico, Diremencia y testigo.

El objetivo de esta prueba metalúrgica es de obtener porcentajes de recuperación y ratios de consumo de reactivos que nos brinden ajustar dichos parámetros de procesamiento y consumo, Estas pruebas se realizan en mesa de rodillos (en botellas) o mesa de agitación.



FIGURA N° 22: Fotografía de la mesa de Rodillos y mesa de Agitación

FUENTE: Propia

3.10 EVALUACIÓN EN LOS CICLONES

Consiste en determinar los valores de carga circulante, flujos de entrada y salida del ciclón D-20, eficiencia de finos, gruesos y total de la clasificación.

Con las densidades de pulpa del alimento, finos y gruesos del clasificador, se determina la carga circulante por densidades. Esta carga circulante por balance de líquido debe ser muy aproximada a la hallada por mallas, que es un balance de sólidos. Esta diferencia mínima debe ser ajustada por pequeños ajustes y variaciones en la densidad del alimento al ciclón (siempre este flujo es diluida en la bomba) hasta que ambas cargas circulantes coincidan y se aplique en el balance de flujos del circuito mínimo es un ajuste estadístico de datos para que

en todas las mallas se obtenga la misma carga circulante. Se debe dar prioridad a un buen muestreo y análisis granulométrico; no al ajuste de datos que cubre errores de muestreo y procedimiento.

3.11 EVALUACIÓN ECONÓMICA

3.11.1 ESTIMACIÓN DE LOS OPERATIVOS

Para el cálculo y estimación de costos de operación, se ha tenido que clasificar estos en costos fijos y costos variables, los mismos que se han sido afectados en diferentes áreas.

Costos de planta:

Siendo el tratamiento una operación más constante que la mina y por consiguiente los índices de costos se mueven y varían en función al tonelaje de tratamiento, se considera tomar los costos unitarios por cada proceso y escalarlos de acuerdo a los incrementos de producción por año, también se ha considerado como costos fijos los montos en obra supervisión y mantenimiento, los cuales deberán mantenerse constante en los años, Al igual que la Mina, se han distribuido los costos de energía y talleres en el proceso de tratamiento, afectando a cada etapa de acuerdo a la capacidad instalada de sus equipos.

TABLA N° 13: Costo de los equipos a adquirir para la ampliación de la planta en 2018

EQUIPOS	U\$S
Chancadora cónica Traylor 2"	80 000
Malla de Zaranda	200
Balanza Marcy	100
Motor Siemens de 98 HP	2 000
Faja Transportadora	3 000
Otros	5 000
Total	90 300

FUENTE: Elaboración propia

TABLA N° 14: Elaboración de los equipos para la ampliación

ELABORACIÓN DE EQUIPOS	UNIDAD	PRECIO UNITARIO	U\$S
TOLVA DE FINOS	1	70 000	70 000
TANQUE DE REACTIVOS	2	1 000	2 000
TOTAL	3		72 000

FUENTE: Elaboración propia

3.11.2 TOTAL COSTOS DE LA AMPLIACIÓN DE PLANTA DE BENEFICIO

- COMPRA DE EQUIPOS 90 300 +
- ELABORACION DE EQUIPOS 72 000

162 300 U\$S

TABLA N° 15: Costos de producción para 900 Tn/mes

EGRESOS	NUEVO SOLES	U\$S
CIANURO	96 000	29 532 96
SODA CAUSTICA	7 500	2 230 70
ENERGIA PLANTA	30 000	9 230 77
COSTO PERSONAL	98 000	30 153 8
ALMACEN	50 000	15 384 61
MANTENIMIENTO	15 000	4 615 38
LABORATORIO QUIMICO	25 000	7 692 31
ALIMENTACION	20 000	6 153 85
OTROS COSTOS	40 000	12 307 69
SUB TOTAL	381 500/mes	117 384 61/mes
TOTAL	4 578 000/año	1 408 615 4/año

FUENTE: Elaboración propia

Ingresos de la planta:

Los ingresos de la planta de beneficio se dan de dos formas. Planta y Laboratorio Químico, los ingresos procedentes de la planta es cada mes una producción de oro de 5 mínimo a 9 máximo Kg. De oro en barras. Los ingresos de Laboratorio se dan de la siguiente manera análisis muestra normal 50 nuevos soles, el análisis Neuman triplicada 150 nuevos soles y los análisis de solución es de 20 nuevos soles. Por semana ingresan 5 a 6 muestras entre relaves, minerales y en solución.

TABLA N° 16: Ingresos de la Planta Geza minerales Asis 5500 gr de Au

Ver tabla N° 2

INGRESOS	DIA U\$S	MES U\$S	AÑO U\$S
PLANTA	6 398 3	194 615 4	2 335 884 8
LABORATORIO QUIMICO	14 94	448 2	5 378 4
SUB TOTAL	6 412 24	195 063 6	2 340 763 2
		TOTAL	2 340 763 2

FUENTE: Elaboración propia**TABLA N° 17:** Costos de producción proyectada para 1800 Tn/mes

EQUIPOS	PRECIO EN NUEVO SOLES	PRECIO EN U\$S
MANO DE OBRA • COSTO PERSONAL	1 245 000	38 307 69
COSTOS INDERECTOS • ENERGIA • LABORATORIO • ALMACEN	35 000 25 000 30 000	10 769 23 7 692 30 9 230 77
GASTOS OPERATIVOS • REACTIVOS • OTROS COSTOS • DEPRECIACION	10 475 35 000 208 000	3 223 07 10 769 23 64 000 00
TOTAL	1 380 475 00	143 991 29

FUENTE: Elaboración propia

TABLA N° 18: Cuadro de depreciación para 10 años

EQUIPOS	PRECIO EN SOLES	PRECIO EN U\$S	DEPRECIACION
BALANZA DE PESAJE	25000	7692.31	1538.46
CHANCADORA DE QUIJADA	20000	6153.85	1230.77
CHANCACORA CONICA	22000	6769.23	1353.85
ZARANDA VIBRATORIA	10000	3076.92	615.38
FAJAS TRANSPORTADORAS	15000	4615.38	923.08
TOLVA DE FINOS	40000	12307.69	2461.54
MOLINO 5X10	50000	15384.62	3076.92
MOLINO 4X4	30000	9230.77	1846.15
BOMBAS	10000	3076.92	615.38
TANQUES DE LIXIVIACION	90000	27692.31	5538.46
TOTAL	312000	96000	19200.00
TOTAL DEPRECIACION			64000.00

FUENTE: Elaboración propia**TABLA N° 19:** Ingresos de la Planta 14 kg de Au. Ver TABLA N° 15

INGRESOS	DIA U\$S	MES U\$S	AÑO U\$S
PLANTA	16 512 8	495 384 6	5 944 615 2
LABORATORIO QUIMICO	14 94	448 2	5 378 4
SUB TOTAL	16 527 7	495 832 8	5 949 993 6
		TOTAL	5 949 993 6

FUENTE: Elaboración propia

3.12 AMPLIACIÓN DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE 30 A 60 TMD

3.12.1 BALANCE METALÚRGICO PROYECTADO

Haciendo una proyección para las 60 TM/DIA tratadas, la planta concentradora Geza Minerales Asis estaría tratando 1800 TM/mes, con una ley promedio 9.18 gr/tn y produciendo 10 a 15 kg de Au/mes y las recuperaciones se indican en la siguiente tabla de balance metalúrgico proyectado.

TABLA N° 20: Balance metalúrgico proyectado por semana a 24 horas por día

BALANCE METALURGICO													
CABEZA GENERAL			OVER GENERAL					RELAVE				RECUP. %	gr. de Au
TMS	Ley Au gr/TM	Fino Au (gr)	DENSIDAD (g/L)	SOLIDOS		LIQUIDOS		SOLIDOS		LIQUIDOS			
				gr Au/TM	Finos gr. Au	gr. Au/m ³	Finos gr. Au	gr Au/TM	Finos gr. Au	gr. Au/m ³	Finos gr.Au		
60.743	9.750	592.245	1300.833	2.850	173.118	1.235	133.515	0.752	45.679	0.141	15.243	89.71%	531.32277
60.505	8.503	514.471	1300.417	2.125	128.572	0.910	98.156	0.500	30.252	0.130	14.022	91.39%	470.195906
60.619	8.560	518.896	1301.250	2.275	137.908	1.205	129.789	0.681	41.281	0.128	13.787	89.39%	463.828375
60.717	8.500	516.096	1300.000	2.200	133.578	0.815	88.365	0.500	30.359	0.132	14.312	91.34%	471.425519
60.975	10.008	610.239	1300.417	2.000	121.950	0.461	50.112	0.754	45.975	0.141	15.327	89.95%	548.936546
60.151	9.564	575.280	1300.833	1.900	114.286	0.716	76.651	0.754	45.353	0.148	15.844	89.36%	514.082034
60.545	9.392	568.639	1299.583	2.550	154.390	1.170	126.707	0.650	39.354	0.144	15.595	90.34%	513.690082
424.254	9.182	3895.866	1300.476	2.271	963.802	0.930	703.296	0.656	278.254	0.138	104.130	90.21%	3513.48123

FUENTE: Elaboración propia

3.12.2 ANTECEDENTES:

La planta concentradora de Geza Minerales Asis es una planta productora de oro y plata. Para nuestro conocimiento, en sus inicios, la empresa fue inaugurada con una planta de tratamiento de 8 - 12 TMS/día, con pocos recursos y como consecuencia de un arduo trabajo minero sostenido, de la inquebrantable fe minera de su fundador y de su equipo de colaboradores y conocimientos de los ingenieros metalurgistas instalan una planta de 25 – 30 TMS/día que hoy en día actualmente está en actividad.

En el presente ítem se detalla sección por sección los trabajos a desarrollarse en la planta de beneficio con el objetivo de incrementar el tratamiento actual de mineral de 30 a 60 MTS/DIA. El flowSheet de la nueva disposición de la planta de beneficio se presenta en la siguiente ver **(ANEXO G)**.

3.12.3 SECCIÓN DE CHANCADO

ADQUISICIÓN DE UNA CHANCADORA CONICA TRAYLOR DE 2" X 36"

Este equipo será instalado en la descarga de la faja N° 3 en reemplazo de la chancadora cónica actual. Porque constantemente tiene fallas mecánicas afectando la producción diaria de oro. **(Ver tabla N° 4.)**

CAPACIDAD DE LA CHANCADORA**DATOS:**

$$a = 2.0 \text{ pulg.}$$

$$L = 36.0 \text{ pulg.}$$

$$S = 1/2''$$

Determinar el grado de reducción:

$$R = a/S$$

$$R = 2 / 0.5 = 4$$

Longitud de la circunferencia es: $L = 2\pi r$

$$r_2 = L / 2 * 3.1416 = 36 / 6.2832 = 5.73 \text{ pulg.}$$

$$r_1 = r_2 - a = 5.73 - 2.0 = 3.73 \text{ pulg.}$$

$$A_1 = 3.1416 * r_1^2 = 3.1416 * (3.73)^2 = 43.71 \text{ pulg.}^2$$

$$A_2 = 3.1416 * r_2^2 = 3.1416 * (5.73)^2 = 103.15 \text{ pulg.}^2$$

$$A = A_2 - A_1 = 103.15 - 43.71 = 59.44 \text{ pulg.}^2$$

$$T = 0.6 A / R$$

$$T = 0.6 * 59.44 / 4 = \mathbf{8.92 \text{ TM/ hr}}$$

➤ CONSUMO DE ENERGÍA**DATOS:**

P = energía suministrada

W = consumo de energía

T = tonelaje de mineral

$$P = (\text{Voltaje} * \text{amperaje} * \sqrt{3} * \cos\alpha) / 1000$$

$$P = 440 * 54.80 * \sqrt{3} * 0.8 / 1000$$

$$P = 33.37 \text{ KW}$$

$$W = P / T$$

$$W = 33.37 / 12$$

$$W = 2.78 \text{ KW} - H / TM$$

➤ **EFICIENCIA DE LA CHANCADORA:**

$$E = TM \text{ practico} * 100 / T$$

$$E = 7 * 100 / 8.92$$

$$E = 78\%$$

TABLA N° 21: Especificaciones de la Chancadora Cónica Traylor 2”X36”

ESPECIFICACIONES DE LA CHANCADORA							
EQUIPO	HP	KW	AMP.	RPM	VOLTAJE	CAP.	MARCA (EQUIPO/MOTOR)
CHANCADOR A CONICA TRAYLOR 2”X36”	40	30	54.80	874	440	8.92	TRAYLOR

FUENTE: Delcrosa

El tiempo de trabajo en esta sección será 12 horas diarias para poder abastecer a la sección de molienda para su proceso continuo.

CONSTRUCCIÓN DE UNA NUEVA TOLVA DE FINOS.

Para aumentar el volumen del mineral chancado y poder procesar 60 TMS/día, se requiere una tolva de finos a la existente, esta nueva tolva deberá tener una capacidad de 120 Tn. **Ver (ANEXO A).**

3.12.4 SECCIÓN MOLIENDA

Para aumentar los volúmenes de tratamiento de mineral se requiere:

ADQUISICIÓN DE UN MOTOR SIEMENS DE 98 HP PARA EL MOLINO 5"X10"

Este motor trabajara, en reemplazo del motor que esta rebobinado del molino 5"X10. Los hidrociclones se encuentran en la planta de beneficio faltando su instalación. **Ver (ANEXO B).**

TANQUE DE PREPARACIÓN DE REACTIVOS

Se requiere sustituir al tanque actual por otra de mayor capacidad y eficiencia para poder cubrir el mayor volumen de mineral y deberá contar con un circuito cerrado de distribución de reactivos en toda la sección de cianuración, Este tanque será fabricado en la misma planta de Beneficio Área Maestranza. **Ver (ANEXO C).**

3.12.5 CIRCUITO DE CIANURACIÓN

Para incrementar los volúmenes de tratamiento de mineral y mejorar los resultados metalúrgicos del oro, en la sección de cianuración se requiere realizar las siguientes actividades.

INSTALACIÓN DE UNA FAJA TRANSPORTADORA N° 6

Esta faja se instalará en la sección de cosecha del carbón cargado de oro y plata para poder ser traslado al área de desorción para disminuir el esfuerzo físico de los trabajadores y el tiempo de trabajo y facilite el traslado. **Ver (ANEXO D).**

3.12.6 AMPLIACIÓN DE CAPACIDAD DEL ALMACENAMIENTO DE AGUA

Se requiere aumentar el volumen de almacenamiento de agua para satisfacer el mayor consumo, en la actualidad tenemos dos pozas de agua 90 m³ y 80 m³, debido al incremento del tonelaje de tratamiento, para esto se requiere una cantidad de 250 m³ de agua, para esto se construirá un reservorio de 80 m³ de capacidad en la parte superior de la planta adyacente al actual reservorio.

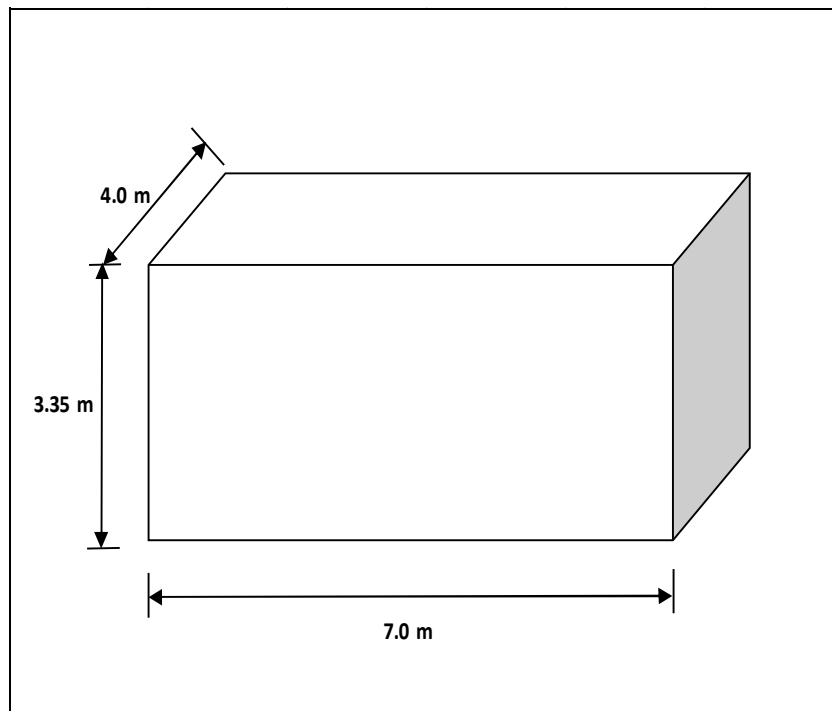


FIGURA N° 23: Reservorio de 80 m³

FUENTE: Elaboración propia

DONDE:

L = Largo

H = altura

A = ancho

DATOS:

L = 7 m

H = 3.35 m

A = 4 m

$V = L * H * A$

$V = 7 * 3.35 * 4$

$V = 80 \text{ m}^3$

CAPÍTULO IV

4.1. RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1.1 RESULTADOS

Los datos disponibles deben ser utilizados para mejorarla eficiencia del proceso y ampliación de planta de beneficio en:

El objetivo de la planta de procesamiento de minerales es corregir los niveles óptimos operacionales, principalmente en los circuitos de chancado, molienda y clasificación. Para hallar estos niveles se realizó una campaña experimental en la misma planta, sin embargo durante la campaña que duro un periodo corto, la producción de la planta sufrió algunos perdidas en las variaciones de los parámetros de planta, cuando la combinación de las condiciones seas malas. En este caso en la campaña experimental no sufrió muchos cambios y nos ayudó para nuestro trabajo los datos operacionales.

4.2 CIRCUITO DE CHANCADO

4.2.1 GENERALIDADES

Toda Empresa que desee obtener mayores ganancias debe focalizarse en restricciones. En una actividad que disminuye la velocidad del proceso, incrementa los tiempos de espera y reduce la productividad, trayendo como consecuencia final el aumento de costos.

Aquí presentamos la evaluación de circuito de Chancado y la determinación de cambio de equipos.

4.2.2 BASES DE EVALUACIÓN

El tiempo máximo de operación recomendado por los diseños de plantas es de 16 horas. Esta recomendación responde a que a un mayor tiempo de operación

repercute en la operatividad de los equipos, dado que no contarían con el mantenimiento adecuado, además el tiempo de vida de los componentes de las chancadoras, cedazos y fajas transportadoras se reduciría incrementando los costos y riesgos.

La granulometría final del mineral fue planteada en $-1/2''$, según las necesidades de operación y el tiempo a trabajar será 12 horas diarias para abastecer el proceso.

Al evaluar los equipos del circuito antiguo se decidió lo siguiente:

CHANCADORAS:

CHANCADORA DE QUIJADAS 10" X 16"

Este equipo seguirá siendo utilizado en el circuito ya que su capacidad de diseño satisface las necesidades planteadas para el proceso de chancado. Tiene una eficiencia de 75% y una capacidad de 10.79 TM/H

CHANCADORA CONICA

Esta chancadora quedara descartada para el circuito por que sufre fallas mecánicas constantemente será reemplazado con otra chancadora cónica Traylor 2"X36". De capacidad 8.9 TM/H y una eficiencia de 78 %.

CLASIFICADOR

ZARANDA 4" X 8": Este equipo seguirá siendo utilizada en el circuito ya que su capacidad de diseño satisface las necesidades planteadas, se cambiaran la malla de $1/2''$, para la selección de menor granulometría y una capacidad de 120 TM/H y una eficiencia de 63.83 %.

FAJAS TRANSPORTADORAS

FAJA N° 01, 02, 03, 04: estos equipos seguirán siendo utilizados en el circuito ya que su capacidad de diseño satisface las necesidades planteadas.

Los equipos para la ampliación de la planta, en el circuito de chancado se nombra en (3.12)

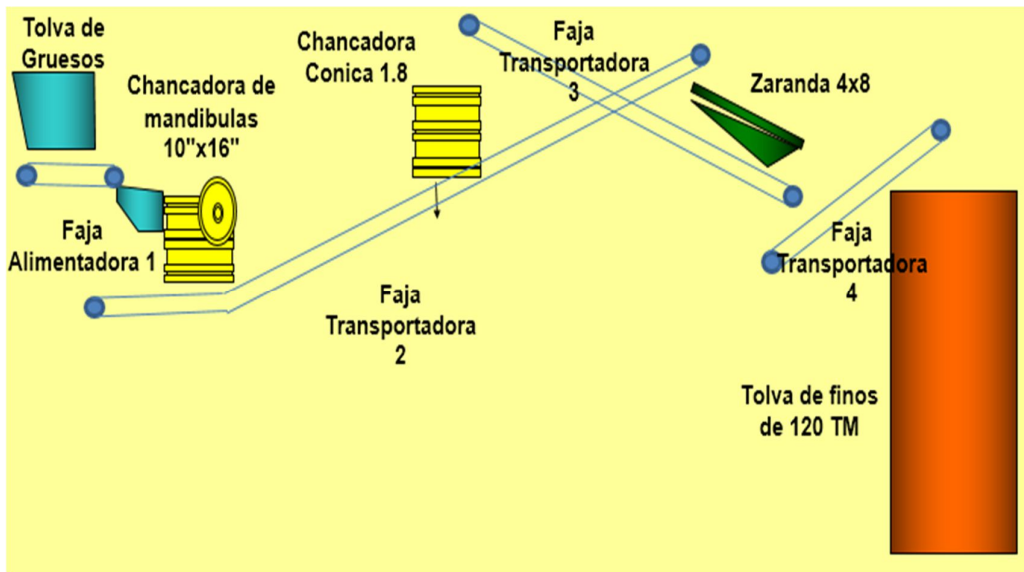


FIGURA N° 24: FlowSheet de Circuito de Chancado 60 Toneladas Métricas

FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 22: Capacidad de Chancadoras en operación nuevo Circuito

EQUIPO	TONELAJE DE ALIMENTACION TM/Hr	SET DE TRABAJO (pulg)
CHANCADORA DE QUIJADA 10 X 16	10	1
CHANCADORA CONICA TRAYLOR 2"X36"	7	1/2

Fuente: Elaboración propia

De la tabla anterior se corrobora que los equipos cumplen con las exigencias de operación para la ampliación de planta de beneficio.

4.3 MOLIENDA

Con la adquisición del motor para el molino de bolas 5x10 se lograra el incremento del tonelaje respecto al antiguo circuito, la granulometría será por encima de 90 % malla 200 en el proceso.

Las densidades de cada punto de muestreo se incrementaran progresivamente en función a la carga circulante generado dentro del circuito.

La clasificación en el circuito de molienda con el hidrociclón Gmax D-20 se obtiene una granulometría para la Cianuración por encima de 91 % malla 200, consecuencia de la capacidad de molienda incrementada, siendo esta nuestro objetivo determinar la malla óptima de cianuración con las variaciones de los diámetros de ápex y vortex del hidrociclón Gmax D-20.

TABLA N° 23: Resultados de la Evaluación del Circuito de molienda

VARIABLES	MOLINO 4X4	MOLINO 5X10	O/F	UNID.
Densidad pulpa	1600	1890	1300	gr/lt
Peso del agua	750	910	700	gr/lt
Volumen de solidos	206	305	180	cc.
Gravedad especifica (P.E)	2.8	2.8	2.8	Gr/lt
Constante	0.643	0.643	0.643	Cont.
% Solidos secos	40.00	60	30	%

FUENTE: Elaboración propia

Resultados de las pruebas metalúrgicas

Estas pruebas son de la entrada del molino 5"X10" 1 y 2 se detallan en el siguiente cuadro:

TABLA N° 24: Parámetros de la muestra de la faja N° 5

Prueba	Muestra		% NaCN	Modificador de Ph	Malla
	Mineral	Peso, Kg			
1	Faja molino N° 1	0.5	0.2	NaOH	79.5
2	Faja molino N° 2	0.5	0.2	NaOH	92.1

TABLA N° 25: Condiciones Principales de Operación

PRUEBA	UNID	P - 1	P - 2
MUESTRA		Faja molino N° 1	Faja molino N° 2
Sp. Gr. Sólidos	Sp Gr	2.8	2.8
pH Natural	pH	7.6	7.8
% - 200 Mallas	%	79.5	92.1
CIANURACIÓN- AGITACIÓN			
Tiempo	h	72	72
Densidad	g/L	1265.6	1265.6
% Sólidos	%	33.3	33.3
REACTIVOS			
Fuerza Inicial CN	%	0.22	0,20
Fuerza Final CN	%	0.216	0.168
pH inicial	pH	11.5	11.5
pH final	pH	11.5	11.5
Consumo de soda	Kg/tn	3.1	2.9
Consumo de Cianuro; NaCN	Kg/tn	5.528	5.904

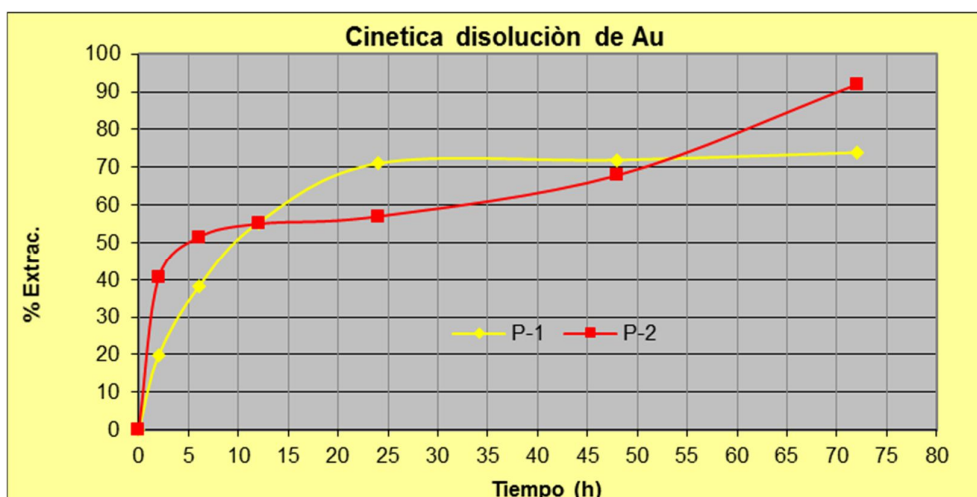
FUENTE: Elaboración Propia

TABLA N° 26: Resultados Finales de la Prueba

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1	P - 2
% - 200 Mallas	%	79.5	92.1
Ley de Au Sólido (analizada)	gr/tn	7.245	8.133
Ley de Au Sólido (calculado)	gr/tn	4.79	5.59
Ley de Au Sólido (relave final)	gr/tn	1.25	0.45
Ley de Au en Solución final	g/m3	1.71	2.51
RECUPERACIÓN	%	73.92	91.96

TABLA N° 27: Cinética de Lixiviación

Código	Prueba N° 1	Prueba N° 2
Tiempo horas	% Recuperación Acumulación	% Recuperación Acumulación.
0	0	0
2	19.85	40.55
6	38.07	51.41
12	55.30	55.03
24	71.05	57.00
48	71.94	67.90
72	73.92	91.96



FUENTE: Elaboración propia

Estas pruebas son de la entrada del molino 5"X10" 3 y 4 se detallan en los siguientes cuadros:

TABLA N° 28: Parámetros de la muestras

Prueba	Muestra		% NaCN	Modificador de Ph	Malla
	Mineral	Peso, Kg			
3	Faja molino N° 3	0.5	0.2	NaOH	83.55
4	Faja molino N° 4	0.5	0.2	NaOH	85.23

TABLA N° 29: Condiciones Principales de Operación

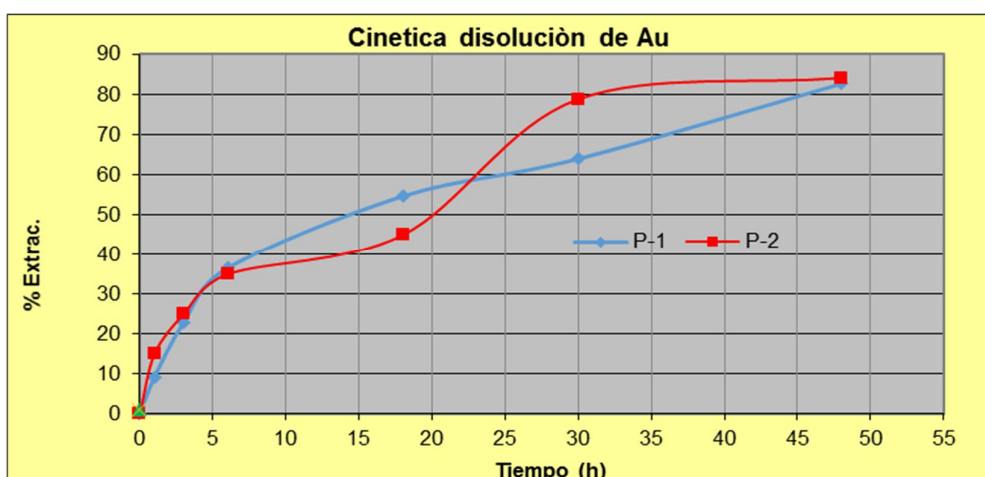
PRUEBA	UNID	P - 1	P - 2
MUESTRA		Faja molino N° 3	Faja molino N° 4
Sp.Gr. Sólidos	SpGr	2.7	2.7
pH Natural	pH	6.5	6.5
% - 200 Mallas	%	83.55	85.23
CIANURACIÓN- AGITACIÓN			
Tiempo	h	48	48
Densidad	g/L	1265.6	1265.6
% Sólidos	%	33.3	33.3
REACTIVOS			
Fuerza Inicial CN	%	0.20	0,20
Fuerza Final CN	%	0.136	0.136
pH inicial	pH	11.5	11.5
pH final	pH	11.5	11.5
Consumo de soda	Kg/t	2.8	3.2
Consumo de Cianuro; CNNa	Kg/t	5.418	5.258

TABLA N° 30: Resultados Finales de la Prueba

MUESTRA FINAL	UNID	P - 3	P - 4
Ley de Au Sólido (analizada)	g/t	5.224	7.002
Ley de Au Sólido (calculado)	g/t	4.37	4.02
Ley de Au Sólido (relave final)	g/t	1.2	1.15
Ley de Au en Solución final	g/m3	0.76	0.64
RECUPERACIÓN	%	82.62	84.08

TABLA N° 31: Cinética de Lixiviación

Código	Prueba N° 3	Prueba N° 4
Tiempo horas	% Recuperación Acumulación	% Recuperación Acumulación
0	0	0
1	9.15	14.92
3	22.82	24.92
6	36.49	34.92
18	54.60	44.92
30	63.93	78.80
48	82.62	84.08



FUENTE: Elaboración propia

TABLA N° 32: Resultados de las 4 pruebas metalúrgicas

MUESTRA FINAL	UNID	P - 1	P - 2	P - 3	P - 4
% - 200 Mallas	%	79.5	92.1	83.55	85.23
Ley de Au Sólido (analizada)	gr/tn	7.245	8.133	5.224	7.002
Ley de Au Sólido (calculado)	gr/tn	4.79	5.59	4.37	4.02
Ley de Au Sólido (relave final)	gr/tn	1.25	0.45	1.2	1.15
Ley de Au en Solución final	gr/tn	1.71	2.51	0.76	0.64
Consumo de soda	Kg/tn	3.1	2.9	2.8	3.2
Consumo de Cianuro; NaCN	Kg/tn	5.528	5.904	5.418	5.258
RECUPERACIÓN	%	73.92	91.96	82.62	84.08

TABLA N° 33: Consumo de Reactivos

REACTIVOS	30 TMD (gr./tn)	60 TMD (gr./tn)
CIANURO DE SODIO	6.67	3.33
HIDROXIDO DE SODIO	4.17	2.5

FUENTE: Elaboración propia

La recuperación por mes de 900 TM/mes es la siguiente:

- La recuperación promedio para 900 toneladas es 87% según la tabla N° 2 del balance metalúrgico actual y la ley de relave es 0.81 gr/TM.

La recuperación proyectada es la siguiente:

- La recuperación promedio para 1800 toneladas es 90% según la tabla N° 20 del balance metalúrgico proyectada y la ley de relave es 0.68 gr/TM.

Para llegar a estos porcentajes de recuperación, la meta es bajar la ley de relave a 0.5 gr. Au/TM, para esto se debe controlar bien los parámetros de la planta así como: la granulometría del chancado, % de malla, la fuerza del cianuro, las densidades, el pH y hacer adecuadamente el muestreo para que no se contamine la muestra para su análisis.

4.4 ECONOMÍA

Los costos de la ampliación de la Planta alcanzaran un monto total de:

- | | |
|--------------------------|---------------------|
| • COMPRA DE EQUIPOS | 90 300 + |
| • ELABORACION DE EQUIPOS | <u>72 000</u> |
| TOTAL | 162 300 U\$S |

Gastos de la planta de beneficio por mes: 117 024 54 U\$S

Los ingresos de la planta de beneficios son como sigue:

- PLANTA DE BENEFICIO 19 4615 4 +
 - LABORATORIO QUIMICO 448 2
- TOTAL 195 063 6 U\$S**

4.4.1 LOS INGRESOS QUE ASCIENDEN DE LA PLANTA DE BENEFICIO:

Los ingresos de la planta de beneficios son como sigue: 195 063 6 U\$S -

Gastos de la planta de beneficio por mes: 117 384 61 U\$S

Ingreso de la planta mensual 77 678 99 U\$S/mes

TABLA N° 34: Costos e ingresos para 1800 TM/mes

Ingresos plata y laboratorio	495 832 8 U\$S/mes
Gastos para 60 TM	143 991 27 U\$S/mes
Ingresos de la planta para 60 TM	351 841 53 U\$S/mes

FUENTE: Elaboración propia

4.4.2 LOS COSTOS DE 30 Y 60 TM/DIA POR TONELADA PROCESADA

- **Para 30 toneladas el costo de procesamiento del mineral por 1 TM**

El costo de procesamiento de mineral para 1 TM es de 130 U\$S, para 900 TM/mes es de **117 384 64 U\$S**, Ver tabla N° 15.

- **Para 60 toneladas el costo de procesamiento del mineral por 1 TM**

El costo de procesamiento de mineral de 1 TM es de 80 U\$S, para 1800 TM el costo es **143 991 29 U\$S/mes**, por lo tanto la empresa tendrá mayores ingresos en su producción. Esto traerá mayores beneficios a todos los trabajadores de la empresa. Ver tabla N° 17.

4.5 INVERSIÓN

La inversión de la ampliación de la planta de beneficio Geza Minerales Asis financiara la planta ya mencionada por lo que cuenta con recursos aceptables hasta el momento de su producción mensual y anual, estos equipos serán adquiridos progresivamente para no afectar a la Empresa.

V. CONCLUSIONES

1. El porcentaje de recuperación para 1800 TM/mes será de 90.06 % esto se ve en la tabla N° 20. Para llegar a este % de recuperación se dará mayor control a todos los parámetros en la planta. El costo actual de procesamiento de mineral para 1 TM es de 130 U\$S y El costo proyectada de procesamiento de mineral de 1 TM es de 80 U\$S.
2. Se comprueba con los resultados obtenidos que, al evaluar el circuito de chancado, se disminuye la granulometría actual del proceso con el cambio de la malla en la Zaranda 4"X8". La granulometría final del mineral fue planteada en -1/2" para el tratamiento de 60 TM/día. Con la adquisición del motor de 98 HP para el molino de bolas 5X10 la ampliación se realizará con toda normalidad. Por lo tanto, las densidades del circuito de molienda se modificarán en todo el proceso, para alcanzar y procesar los 60 TM/día. Molino 4x4 (1600), Molino 5x10 (1890) y OverFlow (1300). Las tuberías serán modificadas en el circuito de molienda para la ampliación, los reactivos que se utilizarán 3.33 gr/tn de NaCN y 2.5 gr/tn de NaOH en el proceso de 60 TMD.
3. Con la adquisición de la chancadora Cónica Traylor 2", permite la ampliación de la planta y la capacidad de la chancadora es 8.96 TM/H. el dimensionamiento de la tolva de finos de 120 TMD contribuye al cumplimiento de los requerimientos de producción y obtenidos una tasa de producción de 10 ton/h. y un trabajo de 12 horas para llenar la tolva.
4. Los costos de producción ascienden a **117 384 615 U\$S** mensuales de 30 TM/DIA y de 60 TM/DIA ascenderán a **143 991 27 U\$S/mes.**

VI. RECOMENDACIONES

1. Actualmente no se cuenta con un sistema que mitigue la polución en el circuito de chancado, en la ampliación se debe instalar un sistema de colección de polvos vía seca. En la tolva de gruesos en la temporada de lluvia se acumula nevada, esto dificulta el trabajo normal de la faja N° 1, también hay una deficiencia de selección en la zaranda por que la humedad lo perjudica obstruyendo que pase el mineral a la faja N° 4, se recomienda hacer un techado este lugar de trabajo para no perjudicar el circuito.
2. Para mejorar la eficiencia de la zaranda se recomienda el uso de mallas de material más resistente a la abrasión, ya que, si se reduce el diámetro del hilo, se obtiene mayor área de clasificación, previo análisis de costos. Para disminuir la tensión en la faja transportadoras, se deben instalar elementos reflectores, poleas tensoras, elementos de limpieza, entre otros.
3. Constante verificación al molino de bolas 5x10 ya que el motor puede fallar en cualquier momento, para eso el motor de 100 HP se tiene que hacerse el pedido con cuanto antes para no tener paradas en la planta y perjudicar el proceso.
4. Dar mayor control a los parámetros en los circuitos de molienda (densidad % de malla), lixiviación (fuerza de cianuro y el pH).
5. Para un mejor trabajo en la preparación de reactivos, recomienda techar por completo esa zona.
6. Se recomienda para la construcción de una poza relavera de mayor volumen.

VII. REFERENCIAS

- Altamirano O. Ávalos J. (2011). *Estudio técnico económico para la ampliación de la planta concentradora de minerales Bertha*. Lima.
- Arrau J. (2006). *Manual General de Minería y Metalurgia; Minas, Concentradoras, Refinerías, LIX/SX/EW*, Primera Edición, Servicios Impresión Láser.
- Blazy P. (2001). *El Beneficio de los Minerales*. Editorial Rocas y Minerales. Madrid España.
- Cahuana, E. (2017). *Manejo Ambiental de Efluentes del proceso de Cianuración de oro en la planta de Beneficio de la Corporación Minera Ananea S.A.* Ananea, Puno, Peru.
- Fueyo Casado, Luis N. (1999). *Equipos de Trituración, Molienda y Clasificación*. Segunda Edición. Editorial Rocas y Minerales.
- Hinojosa Carrasco, Octavio (2005). *Beneficio de Minerales de Oro y Plata*. Diplomado. Universidad Nacional de Cajamarca – Perú.
- Mendoza J. (2012). *Proyecto de Ampliación de 40 a 100 TMD en la Planta Concentradora de Crucero*. Crucero, Puno, Perú.
- Moreno, E. (2014). *Proyecto de Expansión de la Capacidad Instalada de 350 TPD de la planta Untuca a una Capacidad media Anual de 1700 TPD*. Arequipa, Peru.
- Muñoz, M. (2006). *Ampliación de producción de la Unidad Minera Chungar de 2000 TMD a 3000 TMD*. Lima, Peru.
- Quiroz I. (1986). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Lima. Perú.
- Refulio, J. (2009). *Evaluación del Chancado, Molienda y Flotación para la Ampliación de Planta de 3600 a 4200 TMSD en la Unidad Minera Yauliyacu - Empresa Minera los Quenuales S.A.*. Huancayo, Peru.
- Reyes, C. (2015). *Evaluación del Circuito de Chancado, Molienda y Clasificación en la empresa Minera Aurefera Retama S.A.*. Huacho, Lima, Peru.
- Santos, P. D. (2012). *Proyecto de Ampliación de la Capacidad Instalada de 1450 a 1800 TM/día en la Planta de Beneficio San Andrés de la Minera Aurífera Retama S.A. Ubicada en la Provincia de Pataz Departamento de la Libertad*. Huacho, Lima, Peru.
- Tapara, R. (2018). *Evaluación Técnica Para la Evaluación del Tratamiento de relaves Mineros en Tanques de Agitación en el Proyecto Seis Diamantes, La Rinconada*. Puno, Puno, Peru.
- Vicente, M. (2012). *Ampliación de la Planta Concentradora de Crucero de 40 TMSPD a 100 TMSPD*. Crucero, Puno, Peru.

ANEXOS

ANEXO "A"

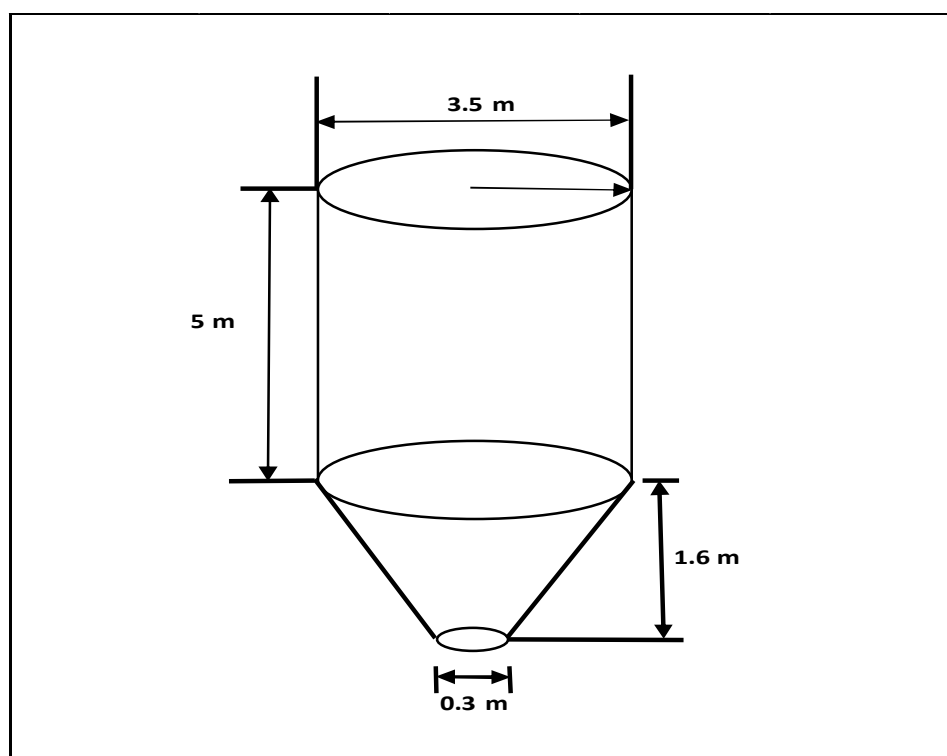


FIGURA N° 25: Dimensionamiento de tolva de finos para 120 TM

FUENTE: Elaboración propia

DATOS:

$$D = 3.5 \text{ m}$$

$$H = 4 \text{ m}$$

$$V_c = \pi * D^2 * H / 4$$

$$V_c = 3.1416 * 3.5^2 * 4 / 4$$

$$V_c = 48.10 \text{ m}^3$$

- **VOLUMEN DEL TRONCO DE CONO**

➤ **DATOS:**

$$d = 0.3 \text{ m}$$

$$h = 1.6 \text{ m}$$

$$V_{TC} = \pi * h (D^2 + D * d + d^2) / 12$$

$$V_{TC} = 3.1416 * 1.6 (12.25 + 1.05 + 0.09) / 12$$

$$V_{TC} = 5.61 \text{ m}^3$$

VOLUMEN TOTAL DE TOLVA DE FINOS

$$V_T = V_C + V_{TC}$$

$$V_T = 48.10 \text{ m}^3 + 5.61 \text{ m}^3$$

$$V_T = 53.71 \text{ m}^3$$

CAPACIDAD DE LA TOLVA

$$C = V_T * P.E. * \% \text{ espacio neto}$$

$$C = 53.71 * 2.8 * 0.8$$

$$C = 120 \text{ TM.}$$

ANEXO “B”

TABLA N° 35: Especificaciones del motor siemens de 98 HP

ESPECIFICACIONES						
AREA MOLINO	HP	KW	AMP. N.	RPM	MOTOR	VOLT.
MOLINO DE BOLAS 5"X10" FUNCAL	98	75	140	790	SIEMENS	440

FUENTE: Delcrosa

ANEXO: "C"

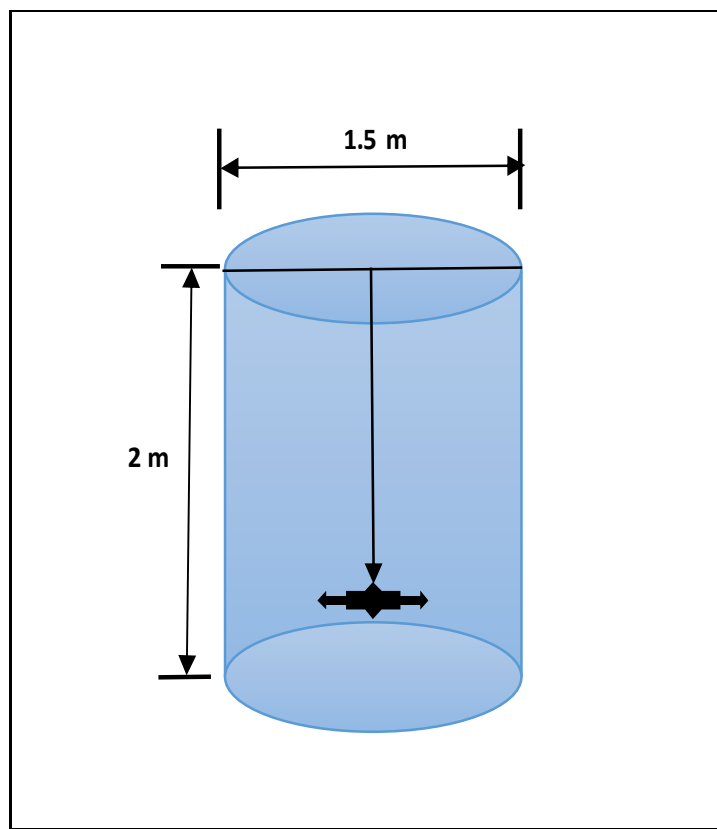


FIGURA N° 26: Dimensionamiento de tanque de reactivos

FUENTE: diseño propio

DATOS:

$$D = 1.5 \text{ m}$$

$$H = 2 \text{ m}$$

$$V_c = \pi * D^2 * H / 4$$

$$V_c = 3.1416 * 1.5^2 * 2 / 4$$

$$V_c = 3.56 \text{ m}^3$$

ANEXO “D”

TABLA N° 36: Especificaciones de la Faja N° 06

CIRCUITO DE COSECHA DE CARBON	HP	VOLT.	KW	AMP.	RPM	MARCA MOTOR
FAJA TRANSPORTADORA N° 06 24" X 7.5 m	3	440	1.5	2.8	1750	SIEMENS

FUENTE: Delcrosa

ANEXO “E”

TABLA N° 37: Técnicas e Instrucciones de Recolección de datos

CUADRO DE CONTROL PARA EL CIRCUITO DE MOLIENDA

FECHA: 20/02/18 TURNO DIA NOMBRE DEL OPERADOR: JUAN CARLOS LIMA PAUCAR

HORA	PESO	CICLON D4		M. 5X10	M. 4X4	ADICION DE BOLAS	
	FAJA(Kg.)	Dp (g/l)	M-200 m%	Dp (g/l)	Dp (g/l)	M-5X10	M-4X4
07:00 a.m.	1750	1380		1710	1520		
08:00 a.m.	1550	1380		1690	1530		
09:00 a.m.	1600	1390	89.50%	1730	1520		
10:00 a.m.	1700	1400		1720	1510		
11:00 a.m.	1650	1390		1710	1530		
12:00 p.m.	1700	1400		1730	1550		
01:00 p.m.	1650	1380	88.60%	1730	1500		
02:00 p.m.	1500	1390		1720	1510		
03:00 p.m.	1550	1380		1710	1520		
04:00 p.m.	1600	1400		1740	1530		
05:00 p.m.	1650	1400	87.70%	1740	1520		
06:00 p.m.	1550	1390		1730	1540		
07:00 p.m.	1600	1390		1720	1530		

FUENTE: Elaboración propia

ANEXO “F”



FIGURA N° 27: Vista panorámica de la planta

FUENTE: Propia



FIGURA N° 28: Observando el tamaño del mineral en la tolva de gruesos

FUENTE: Propia



FIGURA N° 29: Sacando muestra pulverizada para su respectivo análisis

FUENTE: Propia



FIGURA N° 30: Foto tomada en el área de Lixiviación

FUENTE: Propia



FIGURA N° 31: Fotografía frente al molino 4X4

FUENTE: Propia



FIGURA N° 32: Fotografía al frente del molino de Bolas 5X10

FUENTE: Propia



FIGURA N° 33: Fotografía en el área de Chancado

FUENTE: Propia

ANEXO “G”

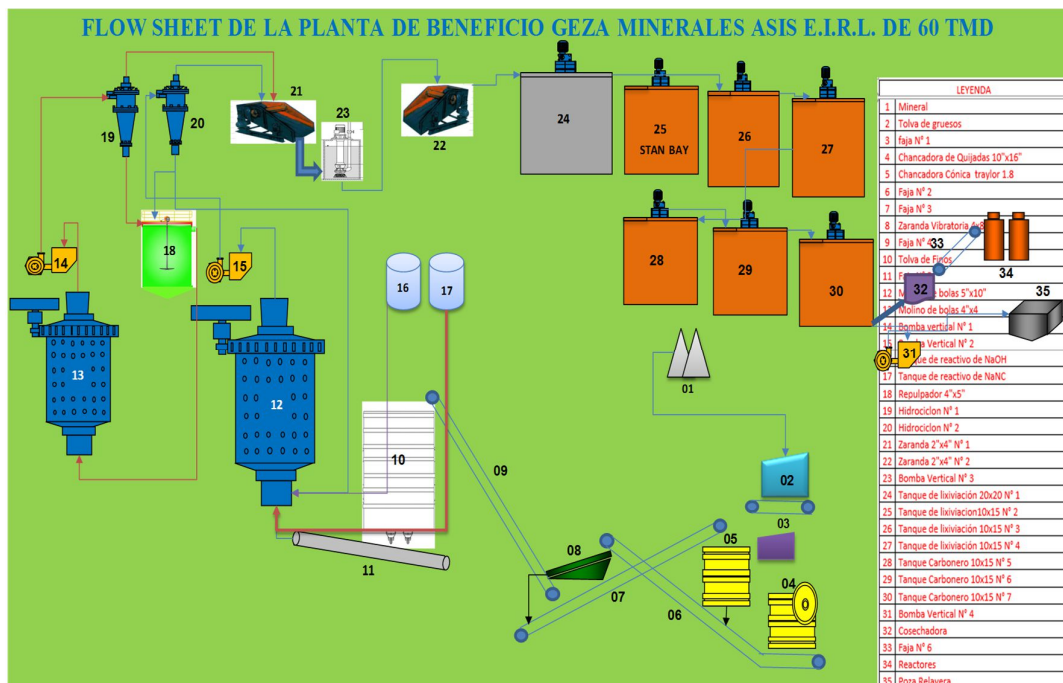


FIGURA N° 34: FlowSheet de 60 TMD

FUENTE: Elaboración propia



FIGURA N° 35: Mineral llegado de mina para ser sacado su ley cada lote

FUENTE: Propia

ANEXO “H”

TABLA N° 38: Balance del agua de la Planta

	M3/Hr	M3/DIA	M3/MES	M3/TMS
AREA DE MOLIENDA	2.189	52.55	1576.35	0.373
RECIRCULACION DE SOLUCION BARREN 90 %	1.970	47.290	1418.7	0.335
AGUA FRESCA	0.000	0.000	0000.0	0.000
AREA DE CIANURACION	2.189	52.55	1576.35	0.373
AGUA FRESCA	0.33	8	240	1.714
AREA DE COSECHA DE CARBON				
AGUA FRESCA	0.128	3.07	92.2	25.6
AREA LABORATORIO				
AGUA FRESCA	0.004	0.1	3	
AREA DE DESORCION				
AGUA FRESCA	.023	0.56	16.8	
USO DOMESTICO				
AGUA FRESCA	0.03	0.72	216	
TOTAL DE AGUA FRESCA			373.6 M3/mes	
INGRESO DE AGUA A GEZA			3164 M3/mes	
OTROS CONSUMOS			2790 M3/MES	

FUENTE: Elaboración propia



FIGURA N° 36: Grupo Electrónico

FUENTE: Propia