



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



**“DESARROLLO DE UN SIMULADOR EN MICROSOFT EXCEL
(VISUAL BASIC) PARA EL CONTROL DE PARÁMETROS
METALÚRGICOS EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE
TIQUILLACA DE LA UNA- PUNO”**

TESIS

PRESENTADA POR:

JOSE LUIS MORALES ACERO

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO METALURGISTA

PUNO – PERÚ

2024



Reporte de similitud

NOMBRE DEL TRABAJO

DESARROLLO DE UN SIMULADOR EN MICROSOFT EXCEL (VISUAL BASIC) PARA EL CONTROL DE PARÁMETROS METALÚRGICOS

AUTOR

Jose Luis Morales Acero

RECUENTO DE PALABRAS

14551 Words

RECUENTO DE CARACTERES

73558 Characters

RECUENTO DE PÁGINAS

112 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

3.6MB

FECHA DE ENTREGA

May 16, 2024 8:15 PM GMT-5

FECHA DEL INFORME

May 16, 2024 8:16 PM GMT-5

● 8% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 8% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 3% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 20 palabras)


Dr. Dante A. Salas Avila
Asesor.




Dr. Hipólito Córdova Gutiérrez
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN DE LA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA Y METALÚRGICA

Resumen



DEDICATORIA

A Dios, por permitirme llegar a este momento tan especial en mi vida. Por los triunfos y los momentos difíciles que me han enseñado a valorarlo cada día más, A mi madre por ser la persona que me ha acompañado durante todo mi trayecto estudiantil y de vida, a mi compañera quien ha velado por mí durante este arduo camino para convertirme en un profesional. A mi padre quien con sus consejos ha sabido guiarme para culminar mi carrera profesional. A mis profesores, gracias por su tiempo, por su apoyo, así como por la sabiduría que me transmitieron en el desarrollo de mi formación profesional.

Jose Luis Morales Acero.



AGRADECIMIENTOS

Agradezco en primer lugar a mi amado Dios por su grande y eterno amor, al otorgarme salud física y espiritual necesaria para la realización del presente trabajo de investigación. Así mismo, especial agradecimiento a mis amados padres, quienes con su amor y disciplina me inculcaron desde niño valores y principios morales que me han ayudado a desarrollarme como persona. A mi familia, quienes con sus consejos y apoyo supieron guiarme a lo largo de mi carrera y de quienes aprendí que con perseverancia y esfuerzo se logra el éxito. A mis diversos profesores y maestros, quienes me brindaron, con su especial y particular enseñanza, los conocimientos básicos y fundamentales para afrontar las dificultades de esta vida. Y a mis amigos que constantemente están pendientes de mi salud física y espiritual, quienes son un soporte esencial en los momentos de dificultad y alegría.

Jose Luis Morales Acero.



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ÍNDICE DE ANEXOS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	14
ABSTRACT.....	15
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA.....	16
1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA	17
1.2.1. Problema general.....	17
1.2.2. Problemas específicos	17
1.3. JUSTIFICACIÓN	18
1.4. OBJETIVOS.....	18
1.4.1. Objetivo general.....	18
1.4.2. Objetivos específicos.....	18
1.5. HIPÓTESIS	19
1.5.1. Hipótesis general.....	19
1.5.2. Hipótesis específica.....	19



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES	20
2.2.	MARCO TEORICO	22
2.2.1.	Selección de fórmulas matemáticas	22
2.2.2.	Diagrama de flujo de la planta concentradora de Tiquillaca.....	23
2.2.3.	Recepción de mineral y tolva de gruesos	23
2.2.4.	F80 En alimentación (GRIZZLY) a la chancadora.....	26
2.2.5.	Chancado del mineral.....	28
2.2.6.	P80 En la descarga de chancado	30
2.2.7.	Cálculos matemáticos.....	31
2.2.8.	Transporte de mineral.....	33
2.2.9.	Almacenamiento de mineral en tolva de finos	34
2.2.10.	Faja de alimentación a molienda.....	36
2.2.11.	F80 En faja de alimentación a molienda	37
2.2.12.	Dosificación de reactivos en molienda.....	39
2.2.13.	Consumo de agua en molienda	40
2.2.14.	Molienda de minerales	41
2.2.15.	P80 En la descarga del molino.....	48
2.2.16.	Clasificación de minerales	51
2.2.17.	Acondicionadores de la pulpa	59
2.2.18.	Dosificación de reactivos a flotación	59
2.2.19.	Flotación de minerales	61



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN.....	74
3.2. TÉCNICA PARA LA SELECCIÓN DE FORMULAS Y RECOLECCION DE DATOS	74
3.3. LENGUAJE DE PROGRAMACION EN VISUAL BASIC	74
3.4. SIMULADOR DESARROLADO EN MICROSOFT EXCEL.....	76
3.5. TRABAJO DE CAMPO.....	76
3.5.1. Localización	76
3.6. PROCEDIMIENTO.....	78
3.7. MATERIALES.....	79

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS OBTENIDOS.....	81
4.1.1. Ventana principal del simulador	81
4.1.2. Formulario para la capacidad de la tolva de gruesos	82
4.1.3. Formulario en la alimentación a la chancadora	82
4.1.4. Formulario en chancado	83
4.1.5. Formulario en la descarga de la chancadora	83
4.1.6. Formulario en la faja transportadora	84
4.1.7. Formulario en tolva de finos	84
4.1.8. Formulario en la faja de alimentación al molino.....	85
4.1.9. Formulario en la dosificación de reactivos al molino	85
4.1.10. Formulario en el ingreso de agua al molino y reservorio.....	86
4.1.11. Formulario en molienda	86



4.1.12. Formulario en la descarga del molino	88
4.1.13. Formulario en el clasificador helicoidal.....	88
4.1.14. Formulario en la descarga del clasificador.....	89
4.1.15. Formulario en el acondicionador de pulpa.....	89
4.1.16. Formulario en la dosificación de reactivos a flotación	90
4.1.17. Formulario en el banco de celdas de flotación.....	90
4.1.18. Formulario en la dosificación de reactivos y acondicionador en la flotación zinc	91
4.1.19. Formulario en el concentrado bulk	91
4.1.20. Formulario en el concentrado de zinc	92
4.1.21. Formulario en balance de materiales.....	92
4.1.22. Formulario en el jefe de área.....	93
V. CONCLUSIONES.....	97
VI. RECOMENDACIONES.....	98
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	99
ANEXOS.....	101

Área : METALÚRGIA EXTRACTIVA

Tema : PROGRAMACION Y SIMULACION

Fecha de sustentación: 21 de mayo del 2024



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Caracterización de la Tolva de gruesos	24
Tabla 2. Datos del análisis granulométrico.....	26
Tabla 3. Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)	27
Tabla 4. Caracterización de la chancadora de quijada (8"x10").	29
Tabla 5. Datos del análisis granulométrico.....	31
Tabla 6. Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)	31
Tabla 7. Caracterización de la tolva de finos.....	35
Tabla 8. Datos del análisis granulométrico.....	37
Tabla 9. Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)	37
Tabla 10. Reactivos en molienda.....	39
Tabla 11. Caracterización de la piscina de agua.....	40
Tabla 12. Distribución de bolas (Método Bond)	43
Tabla 13. Distribución de bolas para la recarga diaria (Método Bond).....	44
Tabla 14. Datos recuperados de la planta concentradora	45
Tabla 15. Datos recopilados de la planta concentradora	45
Tabla 16. Datos del análisis granulométrico.....	48
Tabla 17. Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)	49
Tabla 18. Datos para carga circulante.....	51
Tabla 19. Cálculo de la carga circulante.....	52
Tabla 20. Datos para carga circulante (Corregido por Lagrange)	53
Tabla 21. Cálculo de la carga circulante (Corregido por Lagrange)	54
Tabla 22. Datos para carga circulante (Corregido por Lagrange)	55
Tabla 23. Cálculo de la carga circulante (Corregido por Lagrange)	55



Tabla 24.	Cálculo del D50.....	57
Tabla 25.	Reactivos en acondicionador.....	59
Tabla 26.	Balance Metalúrgico.....	61
Tabla 27.	Datos para el Balance de Materiales.....	64
Tabla 28.	Leyenda Área Molienda-Clasificación.....	64
Tabla 29.	Leyenda del Área de Flotación.....	69
Tabla 30.	Ruta de acceso a la planta concentradora de Tiquillaca	77



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Diagrama de Flujo de la planta concentradora de Tiquillaca	23
Figura 2. Tolva de gruesos de la planta concentradora.....	24
Figura 3. Balance de materiales	63
Figura 4. Simulador desarrollado en Microsoft excel.....	76
Figura 5. Mapa del departamento de Puno	77
Figura 6. Ruta a la zona de estudio, imagen satelital.....	78
Figura 7. Diagrama de un simulador de la planta Concentradora de Tiquillaca de la UNA-Puno	79
Figura 8. Balance de materiales en Área de molienda y Flotación.....	93
Figura 9. Reporte General.....	93
Figura 10. Materiales Críticos.....	94
Figura 11. Tratamiento de Mineral	94
Figura 12. Consumo de Reactivos Químico mensual	95
Figura 13. Reporte de consumo de combustible mensual.....	95
Figura 14. Centro de costos y costo unitario de producción.....	96



ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
ANEXO 1. Evidencias fotográficas.....	102
ANEXO 2. Simulador planta concentradora tiquillaca	112
ANEXO 3. Declaración jurada de autenticidad de tesis.....	113
ANEXO 4. Autorización para el depósito de tesis en el Repositorio Institucional....	114



ACRÓNIMOS

%:	Porcentaje
μm :	Micrones
Da:	Densidad aparente
Di:	Diámetro
GE:	Gravedad específica
kg:	Kilogramo
Li:	Longitud
log:	Logaritmo
ppm:	Partes por millón
Rcc:	Carga circulante calculado
To:	Tiempo de operación
V:	Voltio
Vol:	Volumen
W:	Muestra
ρ :	Densidad



RESUMEN

El trabajo de investigación titulado “DESARROLLO DE UN SIMULADOR EN MICROSOFT EXCEL PARA EL CONTROL DE LOS PARAMETROS METALURGICOS DE LA PLANTA CONCENTRADORA DE TIQUILLACA DE LA UNA – PUNO”. El enfoque utilizado es cualitativo con diseño correlacional. Actualmente la planta concentradora carece de herramientas informáticas como softwares y/o simuladores que faciliten el control de los parámetros metalúrgicos cuando este inicie sus operaciones. Por tal razón se trazó el objetivo de desarrollar un simulador integral usando el lenguaje de programación de visual Basic, formularios, macros y hoja de cálculo de Excel. Previamente se realizó la selección de ecuaciones y fórmulas matemáticas de acuerdo al Flow sheet de la planta concentradora que comprende de tolva de gruesos, chancado, transporte de mineral chancado, tolva de finos, molienda, clasificación, dosificación de reactivos, acondicionamiento, flotación, área de concentrado, depósitos de agua y relaves. Logrando una ventana principal en en una hoja de Excel donde al introducir datos se tendrá de manera inmediata los resultados tales como capacidad de las tolvas, eficiencias de chancado, tiempo residencia en molienda, distribución de la carga de molturantes, eficiencia de clasificación, balances de energía, tiempo de flotación, balances metalúrgicos, balance de materiales, etc. De esta manera el personal a cargo de la planta podrá conocer de los parámetros en menor tiempo y tomar decisiones convenientes durante la operación.

Palabras Clave: Microsoft Excel, Macros, Parámetros metalúrgicos, Simulador.



ABSTRACT

The research work entitled “DEVELOPMENT OF A SIMULATOR IN MICROSOFT EXCEL FOR THE CONTROL OF THE METALLURGICAL PARAMETERS OF THE TIQUILLACA CONCENTRATOR PLANT OF LA UNA – PUNO”. The approach used is qualitative with a correlational design. Currently, the concentrator plant lacks computer tools such as software and/or simulators that facilitate the control of metallurgical parameters when it begins operations. For this reason, the objective was set to develop a comprehensive simulator using the Visual Basic programming language, forms, macros and Excel spreadsheet. Previously, the selection of mathematical equations and formulas was carried out according to the Flow sheet of the concentrator plant that includes a coarse hopper, crushing, transport of crushed ore, fines hopper, grinding, classification, reagent dosage, conditioning, flotation, area of concentrate, water tanks and tailings. Achieving a main window in Excel where when entering data, you will immediately have the results such as hopper capacity, crushing efficiencies, residence time in grinding, distribution of the grinding load, classification efficiency, energy balances, processing time. Flotation, metallurgical balances, materials balance, etc. In this way, the personnel in charge of the plant will be able to know the parameters in less time and make appropriate decisions during operation.

Keywords: Microsoft excel, Macros, Metallurgical parameters, Simulator.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

En el presente trabajo de investigación trata sobre el diseño y desarrollo de un simulador para la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA –PUNO. Carece de herramientas informáticas, softwares para la optimización y control de los parámetros operacionales. Para solucionar las variables de estudio se va desarrollar el simulador con formularios en Microsoft Excel haciendo uso del lenguaje de programación visual Basic, hoja de cálculo, solver y macros de acuerdo al Flow Sheet de la planta concentradora y de esta manera se podrá ingresar datos para obtener resultados.

La computadora permite procesar datos para generar información, este proceso es en forma automática, para lo cual realiza muchas operaciones. Según Trembay (2011). Un lenguaje de programación es un lenguaje formal, que se alimenta datos al programador como la capacidad de escribir, programar una serie de instrucciones de ordenes en forma de algoritmos con el fin de controlar el comportamiento lógico, así poder introducir una serie de datos de manera rápida y eficiente.

La comunidad de los estudiantes y docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional del Altiplano, serán beneficiados por el simulador en Microsoft Excel en el control y manejo de los parámetros obtenidos en la planta concentradora de Tiquillaca y poder simularlo.

1.2. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

En el distrito de Tiquillaca se encuentra la planta concentradora de la Universidad Nacional del Altiplano UNA-PUNO. En la actualidad se encuentra paralizada sus operaciones por razones legales, en la cual la escuela profesional de Ingeniería



Metalúrgica y la universidad mencionada vienen trabajando con la documentación correspondiente. Sin embargo, en esta planta concentradora carece de la implementación de herramientas informáticas (software y simuladores), para evaluar, optimizar y controlar los parámetros metalúrgicos porque en el mundo y el país, la gran minería, mediana minería y en algunos de la pequeña minería vienen usando tales herramientas ya que son utilizados para ser más eficientes y productivos en sus operaciones y procesos.

La finalidad del presente trabajo es diseñar formularios en Microsoft Excel utilizando el lenguaje de programación visual Basic, hoja de cálculo, solver y macros de acuerdo al Flow Sheet de la planta concentradora que permitirá ingresar datos y obtener resultados en un menor tiempo. Además, esta herramienta servirá a los estudiantes y docentes en la enseñanza en los cursos de programación y simulación.

1.2. FORMULACION DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general

- ¿Será posible desarrollar un simulador en Microsoft Excel para controlar los parámetros metalúrgicos en la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA- PUNO?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿Cómo se seleccionarán las fórmulas matemáticas en el desarrollo del simulador?
- ¿Cómo se realizará el lenguaje de programación en visual Basic de Excel para el simulador?
- ¿Cómo se creará el simulador para evaluaciones metalúrgicas en la planta concentradora?



1.3. JUSTIFICACIÓN

El trabajo de investigación se justifica porque se desarrolló un simulador en Microsoft Excel para el control de los parámetros metalúrgicos de la planta concentradora de Tiquillaca de la Universidad Nacional del Altiplano- Puno. En la actualidad no se cuenta con ningún software, programa o aplicaciones que facilite el manejo eficiente y el control exacta de los parámetros metalúrgicos, evaluación y posibles optimizaciones. Así como para el uso de fines académicos. En la planta concentradora de Tiquillaca, se procesaba minerales sulfurados de Cu, Pb y Zn. Denominados también polimetálicos que se concentra por flotación, para ello se necesita buen control en operaciones y procesos por parte de los operadores y del jefe de guardia a cargo en el turno para lograr una eficiente producción. Se debe mantener parámetros óptimos para lo cual se tiene que realizar una serie de cálculos matemáticos que demanda mucho tiempo, que impide al jefe guardia tomar decisiones convenientes durante la operación. El simulador beneficiará directamente a los trabajadores, docentes y estudiantes de la Universidad, donde les permitirá alimentar datos al formulario de manera más rápida y eficiente, haciendo uso del programa Visual Basic.

1.4. OBJETIVOS

1.4.1. Objetivo general

- Desarrollar un simulador en Microsoft Excel para el control de los parámetros metalúrgicos de la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA –PUNO.

1.4.2. Objetivos específicos

- Seleccionar las fórmulas matemáticas para el desarrollo del simulador



- Realizar el lenguaje de programación en visual Basic de Excel para el simulador
- Crear el simulador para evaluar la planta concentradora.

1.5. HIPÓTESIS

1.5.1. Hipótesis general

- Al desarrollar el simulador en Microsoft Excel permitirá el control de los parámetros metalúrgicos en la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA-PUNO.

1.5.2. Hipótesis específica

- Seleccionando las fórmulas matemáticas correctas se logrará desarrollar el simulador
- Realizando el lenguaje de programación en visual Basic de Excel se conseguirá el simulador
- Con la creación del simulador será posible realizar evaluación integral de la planta concentradora.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES

Medina y Uracahua (2016), implementó un simulador en Microsoft Excel aplicado a las operaciones metalúrgicas del laboratorio de procesamiento de minerales de la Universidad Nacional de Trujillo, donde realizó un simulador para el Laboratorio de Procesamiento de Minerales de la Universidad Nacional de Trujillo; permitiendo de esta manera obtener resultados con un menor tiempo mediante este simulador, optimizo las operaciones realizadas en el laboratorio y a la vez sirve para la enseñanza a los estudiantes de ingeniería metalúrgica y carreras afines, logrando la implementación de este simulador en los cursos correspondientes. Los simuladores son uno de los métodos más útiles y potentes para evaluar la unidad y las operaciones integradas en una Planta Metalúrgica.

Se utiliza para calcular las recuperaciones y distribuciones valiosas de un determinado componente o varios componentes al final de un periodo mensual o contable. Las hojas de cálculos son ideales para el desarrollo del simulador partiendo desde balances básicos hasta sistemas más complejos en contraste con el método tradicional que resulta de las formulaciones largas o por el método matricial que termina siendo similar al anterior. Para la determinación de las variables del simulador se usaron diferentes fórmulas matemáticas y modelos matemáticos como el de Smith e Ichiyen y de Lagrange, obteniendo así resultados con mayor rapidez. Las herramientas Macros, Visual Basic y Solver de Microsoft Excel, resultaron una buena alternativa estableciendo el planteamiento necesario para hacer un simulador Metalúrgico realizándolo todo en una única plantilla sin la necesidad de hacer cálculos secundarios como habitualmente se



realiza. Palabras Claves: Solver, Macros, Visual Basic, Modelo matemático de Smith e Ichiyen y modelo matemático de Lagrange.

Andrew L. Mular, Roshan B. Bhapu. DISEÑO DE PLANTAS DE PROCESO DE MINERALES (Andrew y Roshan, 1982) define: que el Simulador Matemático, con el objeto de simular un proceso se requiere el disponer de un modelo con el que se experimente, modelo que puede ser matemático. Estará conformado por un conjunto de ecuaciones y restricciones con las cuales se estarán representando cada uno de los fenómenos y sus interacciones el resolver las ecuaciones equivalentes a la reproducción del fenómeno.

Tello (2007), estudio y simulo el proceso de secado de la quinua (*Chenopodium quinoa willd*) en un secador de lecho fluidizado continuo, se ha desarrollado un simulador en lenguaje Visual Basic de presentación numérica y gráfica, con la opción de exportación de resultados a hoja electrónica Excel. Mediante la simulación del proceso de secado se ha determinado la capacidad del secador como una función de las humedades inicial y final del grano, el tamaño de grano, porcentaje de recirculación de aire, humedad del aire y velocidad del aire. Se ha llegado a determinar que la velocidad mínima de fluidificación, velocidad de arrastre, velocidad de operación, caída de presión, temperatura del grano a lo largo del lecho, tiempo de residencia promedio.

Mogollon y Eduardo (2015), diseño de gasoductos ²¹rizzli²¹ el uso de herramientas computacionales de propósito general, tiene como objetivo la implementación de un programa con la capacidad de brindar un diseño preliminar, rápido y simple, para gasoductos enterrados mediante la plataforma ofimática Excel. Para ello, este programa se desarrolló siguiente una metodología, la cual tiene por base formulaciones obtenidas a través de la recopilación bibliográfica. Para la programación



se eligió el lenguaje de programación Visual Basic for Applications (VBA) sobre la plataforma de Excel. Finalmente, el programa está pensado para ser una herramienta que ayude en la rápida toma de decisiones respecto al gasoducto a implementar.

Valdivia (2016), analizo y mejoro el proceso en la planta de producción de una empresa minera de concentrado de cobre, se evalúa la factibilidad económica de la implementación de las propuestas de mejora, así también como el beneficio que dicha mejora brindará a la empresa. En el caso del área de Balanza se determinó que con una inversión de \$ 2,396.58, en optimizar la supervisión y la seguridad, se conseguirán ingresos promedios mensuales adicionales de \$ 8,500. En el caso del área de Almacén de minerales se determinó que con la optimización y reingeniería de las operaciones del proceso, se logrará aumentar la capacidad del almacén hasta en 32%, incrementando así, en la misma proporción, el ingreso por procesamiento de mineral. En el caso del circuito de chancado se determinó que invirtiendo \$ 2,044.94 en la automatización propuesta, se logra aumentar la eficiencia del circuito en 17 %, incrementando así el ingreso estimado mensual por procesamiento de mineral hasta en \$ 36,534.00.

El Software v. 2.0 Moly-Cop Tools (SMT) fue aportado por: Jaime Sepúlveda, Ph. D., ExAlumno Pontificia Universidad Católica de Chile (PUC) vicepresidente Moly-Cop Chile/Latinoamérica 2009. El Software SIMULA fue semi-validado con Datos Industriales y complementado con 12 Fotografías Equipos Industriales en Operación para una mayor y mejor concepción estudiante.

2.2. MARCO TEORICO

2.2.1. Selección de fórmulas matemáticas

La selección de fórmulas matemáticas es el proceso de elegir entre diversas expresiones matemáticas aquellas que mejor se ajustan a las condiciones y

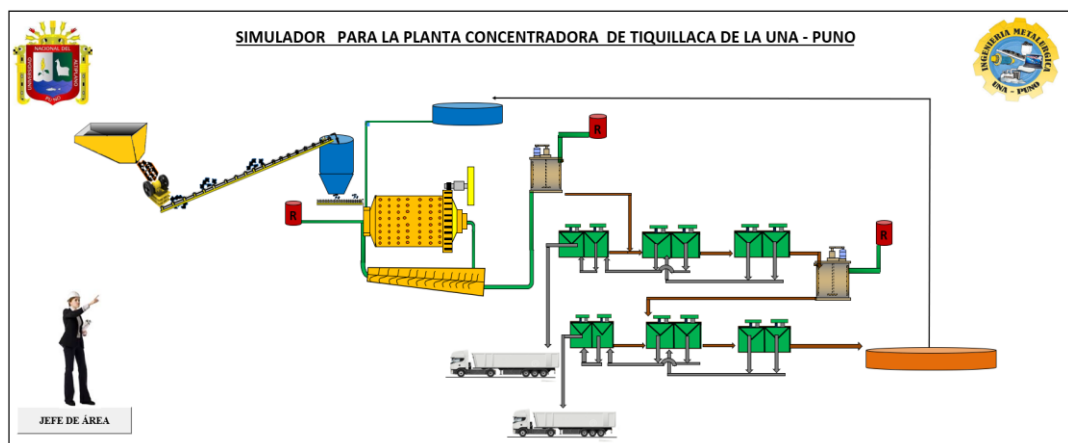
variables de un problema específico, con el fin de resolverlo de manera precisa y eficiente. Este proceso implica evaluar la naturaleza del problema, identificar las relaciones matemáticas relevantes y aplicar las fórmulas adecuadas para obtener la solución deseada.

2.2.2. Diagrama de flujo de la planta concentradora de Tiquillaca

Diagrama de flujo o Flow sheet, consiste en la representación gráfica de las operaciones y procesos que se realizan dentro de la planta concentradora. Para el presente trabajo se realizará un 23riz sheet del tipo pictórico. Presentando a continuación.

Figura 1.

Diagrama de Flujo de la planta concentradora de Tiquillaca



Nota: Elaboración propia

2.2.3. Recepción de mineral y tolva de gruesos

El mineral sulfurado proveniente de mina se almacena por lotes en la cancha de gruesos que tiene de área (m^2) aprox. En este punto se toma muestras para determinar su ley por lote y realizar un cabeceo (blending) cuando el mineral tiene un alto contenido metálico para que este no influya en el proceso de

flotación, el mineral es alimentado a la tolva de gruesos por un mini cargador bobcat. La tolva de gruesos almacena el mineral grueso para facilitar una descarga controlable del mineral por la parte inferior que alimenta a la etapa de chancado.

Características y cálculo en la tolva de gruesos

En este punto se caracteriza y detalla los respectivos cálculos metalúrgicos de la tolva de gruesos de la planta concentradora de Tiquillaca.

Figura 2.

Tolva de gruesos de la planta concentradora



Nota: Elaboración propia

Tabla 1.

Caracterización de la Tolva de gruesos

DESCRIPCION	UNIDAD	DATO
Altura de la parte posterior	Metros.	1.8
Ancho de la tolva	Metros	3.0
Largo de la tolva	Metros	3.2
Altura total	Metros	4.6

Nota: Elaboración propia



Cálculo de la capacidad de la tolva de gruesos

Datos adicionales

$$\text{Humedad (\%)} (\%H) = \frac{Wh}{Ws} = \frac{2000}{1930} = 4\%$$

Dónde:

W_m = Peso húmedo de la muestra (g)

W_s = muestra seca (g)

$$\text{Densidad aparente (Da)} = \frac{Pm}{Vr} = \frac{700}{295} = 2.37 \text{ g/cm}^3$$

Dónde:

P_m = Peso de la muestra (g)

V_r = Volumen del recipiente (cm^3)

$$\text{Gravedad específica (Ge)} = \frac{Ms}{\text{Agua} + (Ms - \text{Agua}Ms)} = \frac{2.660}{51.569 + (2.660 - 53.265)} =$$

2.76

Dónde:

M_s = Peso de la muestra seca (g)

Agua = Peso de agua dentro de la fiola (50ml) (g)

AguaMs = Peso de agua con muestra seca dentro de la fiola (50ml) (g)

$$\text{Espacios vacíos (Ev) (\%)} = \left(\frac{Ge - Da}{Ge} \right) \times 100 = \left(\frac{2.76 - 2.37}{2.76} \right) \times 100 =$$

14%

Dónde:

Ge = Gravedad específica

Da = Densidad Aparente (g/cm^3)

$$\text{Volumen de la tolva (Vt) (m}^3) = (a \times b \times c) + \left(\frac{h \times a \times b}{2} \right) = (3.2 \times 3 \times 1.8) +$$

$$\left(\frac{2.8 \times 3.2 \times 3}{2} \right) = 30.72 \text{ m}^3$$



$$\begin{aligned} \text{Capacidad de la Tolva} &= Vt \times \left(\frac{100 - Ev}{100} \right) \times Da \times \left(\frac{100 - H}{100} \right) \\ &= 30.72 \times \left(\frac{100 - 14}{100} \right) \times 2.37 \times \left(\frac{100 - 4}{100} \right) = \mathbf{60.1 \text{ TMS}} \end{aligned}$$

2.2.4. F80 En alimentación (GRIZZLY) a la chancadora

En este punto se toma la muestra de la parrilla grizzli para determinar el F80 (tamaño de tamiz que deja pasar 80% de las partículas de la alimentación a la chancadora) en el laboratorio metalúrgico para lo cual se ha empleado 7 tamices y un **ro – tap**. A continuación, detallaremos los cálculos matemáticos para hallar el F80.

Tabla 2.

Datos del análisis granulométrico

Malla N°	Abertura(μm)	Peso Reten (g)
3"	76200	60
2"	50800	97.45
1"	25400	118.76
¾"	19050	73.45
½"	12700	38.67
¼"	6350	20.89
4	4699	5.23
-4	-	7.21
Total		421.66

Nota: Elaboración propia



Tabla 3.

Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)

A	B	C	D	E	F	G	H
% Reten	%Reten (Ac+)	%Pasant e (Ac-)	log(x) X	log(Ac-) Y	X*Y	(X)^2	(Y)^2
14.23	14.23	85.77	4.88	1.93	9.42	23.81	3.72
23.11	37.34	62.66	4.71	1.8	8.48	22.18	3.24
28.16	65.51	34.49	4.4	1.54	6.78	19.36	2.37
17.42	82.92	17.08	4.28	1.23	5.26	18.32	1.51
9.17	92.10	7.90	4.1	0.9	3.69	16.81	0.81
4.95	97.05	2.95	3.8	0.47	1.79	14.44	0.22
1.24	98.29	1.71	3.67	0.23	0.84	13.47	0.05
1.71	Σ100		Σ=29.8 4	Σ=8.1	Σ= 36.26	Σ= 128.4	Σ= 11.93

Nota: Elaboración propia

Columna A

$$\% \text{ retenido} = \frac{Pr}{Ptr} \times 100 = \frac{60}{421.66} \times 100 = 14.23$$

Dónde:

Pr = Peso retenido (g)

Ptr = Peso retenido total (g)

COLUMNA B

% retenido (Ac+)= es la suma acumulada de los porcentajes retenidos en cada tamiz

COLUMNA C

$$\% \text{ Pasante (Ac-)} = 100 - \%(Ac+) = 100 - 14.23 = 85.77$$

Dónde:

Ac+ = porcentaje pasante acumulado (%)

COLUMNA D

$$\text{Log}(x) = \log(76200) = 4.88$$



Dónde:

$x =$ Abertura del tamiz (μm)

COLUMNA E

$$\text{Log (Ac-)} = \log(85.77) = \mathbf{1.93}$$

COLUMNA F

$$\mathbf{X*Y} = 4.88 \times 1.93 = \mathbf{9.42}$$

COLUMNA G

$$\mathbf{X^2} = 4.88 \times 4.88 = \mathbf{23.81}$$

COLUMNA H

$$\mathbf{Y^2} = 1.93 \times 1.93 = \mathbf{3.72}$$

CALCULO DEL F80

$$\text{ALFA } (\alpha) = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{7 \times 36.26 - 29.84 \times 8.1}{7 \times 128.40 - (8.1)^2} = \mathbf{1.449}$$

Dónde:

$N =$ Numero de tamices usados en la prueba

$$\text{BETA } (\beta) = \frac{\sum X^2 \sum Y - \sum X \sum XY}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{128.40 \times 8.1 - 29.84 \times 36.26}{7 \times 128.40 - (8.1)^2} = \mathbf{-5.021}$$

$$\mathbf{F(X)} = \left(\frac{100}{10^\beta} \right)^{\frac{1}{\alpha}} = \left(\frac{100}{10^{-5.021}} \right)^{\frac{1}{1.449}} = \mathbf{69891.43}$$

$$\mathbf{F80} = \mathbf{F(x)} \times \mathbf{(0.8)^{\frac{1}{\alpha}}} = 69891.43 \times (0.8)^{\frac{1}{1.449}} = \mathbf{59918 \mu\text{m}}$$

2.2.5. Chancado del mineral

En esta etapa se reduce el tamaño del mineral alimentado por la parrilla 28rizzli (2" x 4") con abertura de ½" para la clasificación, en donde el mineral fino menores a ½" pasa directamente a la faja transportadora, de esta manera evita afectar en la capacidad de la chancadora quijada de la marca COMESA (8"x10") con set de descarga de ½". Es accionado con una potencia de 12HP para su operación.



Tabla 4.

Caracterización de la chancadora de quijada (8"x10").

Descripción	Unidad	Dato
Ancho de la boca de alimentación(a)	Pulg.	8
Longitud de la boca de alimentación(L)	Pulg.	10
Set de descarga (S)	Pulg.	¾
Recorrido de la mandíbula móvil(t)	Pulg.	1
Potencia del motor instalado	Hp	12
Revolución de la chancadora	rpm	320
Amperaje del motor	Ampere	14
Voltaje	Voltios	380
Factor cosΦ	-	0.8
Diámetro de la polea del o volante (contrapeso)	Pulg.	28
Diámetro de la polea del motor	Pulg.	6.5
Diámetro de la faja o correa	Pulg.	

Nota: Elaboración propia

Capacidad de la chancadora (metodo de taggar)

$$\text{Cap.} = 0.6 \times L \times S = 0.6 \times 8 \times 0.75 = 4.5 \text{ TC/hr}$$

Capacidad de la chancadora (método de Hearsom)

$$\text{Cap.} = \frac{108 \times 10^{-5} \times 1 \times (2s+t) \times L \times a \times n \times Da \times K}{a-s} =$$

$$\frac{108 \times 10^{-5} \times 1 \times (2 \times 0.75 + 1) \times 10 \times 8 \times 320 \times 2.37 \times 0.75}{8 - 0.75} = 16.95 \text{ TC/hr}$$

Dónde:

k = Factor de operación (0.75)

n = Revolución de la chancadora

Da = Densidad aparente del mineral

POTENCIA ACTUAL

$$P = \frac{A \times V \times \cos\phi \times 3^{0.5}}{1000} = \frac{14 \times 380 \times 0.8 \times 3^{0.5}}{1000} = 7 \text{ Kw} = \frac{7 \text{ Kw} \times 1.341 \text{ HP}}{\text{Kw}} = 9.4 \text{ HP}$$

Energía requerida

$$W = \frac{\text{Potencia actual Kw}}{\text{tenelaje triturado(tc/h)}} = \frac{7}{16.95} = 0.413 \text{ Kw-h /TC}$$



Índice de trabajo

$$W_i = \frac{W}{\left(\frac{10}{(P80)^{0.5}} - \frac{10}{(F80)^{0.5}} \right)} = \frac{0.413}{\left(\frac{10}{(6435)^{0.5}} - \frac{10}{(59918)^{0.5}} \right)} = 4.9 \text{ Kw} - \text{h} / \text{TC}$$

Dónde:

W = Energía requerida (KW-h/TC)

F80 = Dato obtenido en la alimentación (59918 μ)

P80 = Dato obtenido en la descarga (6435 μ)

Rendimiento de la chancadora

$$\% \text{REND} = \frac{\text{Potencia actual (HP)}}{\text{Potencia instalada(HP)}} \times 100 = \frac{9.4\text{HP}}{12\text{HP}} \times 100 = 78 \%$$

Capacidad máxima de trituración

$$\% \text{rend.} = \frac{\text{tonelaje tratado/hora}}{\text{Potencia actual(HP)}} \times \text{potencia instalada(HP)} = \frac{16. \frac{95\text{TC}}{\text{hr}}}{12\text{HP}} \times 9.4 = 22$$

TC/h

2.2.6. P80 En la descarga de chancado

La muestra se toma en la faja transportadora para determinar el P80 (tamaño de tamiz que deja pasar 80% de las partículas en la descarga de la chancadora). La prueba se realiza en el laboratorio metalúrgico para lo cual se ha empleado 7 tamices y un **ro - tap**. A continuación, detallaremos los cálculos matemáticos para hallar el P80.



2.2.7. Cálculos matemáticos

Tabla 5.

Datos del análisis granulométrico

Malla N°	Abertura(um)	Peso Reten (g)
1 ½"	38100	26.73
1"	25400	78.45
¾"	19050	95.6
½"	12700	224.1
¼"	6350	213.71
m 4	4699	81.18
m 8	2362	19.67
-m 8	-	40.34
Total		779.78

Nota: Elaboración propia

Tabla 6.

Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)

A	B	C	D	E	F	G	H
% Reten	%Reten (Ac+)	%Pasant e (Ac-)	log(x) X	log (Ac-) Y	X*Y	(X)^2	(Y)^2
3.43	3.43	96.57	4.58	1.98	9.07	20.98	3.92
10.06	13.49	86.51	4.4	1.94	8.54	19.36	3.76
12.26	25.75	74.25	4.28	1.87	8.00	18.32	3.50
28.74	54.49	45.51	4.1	1.66	6.81	16.81	2.76
27.41	81.89	18.11	3.8	1.26	4.79	14.44	1.59
10.41	92.30	7.70	3.67	0.89	3.27	13.47	0.79
2.52	94.83	5.17	3.37	0.71	2.39	11.36	0.50
5.17	100.00	0.00	$\Sigma=28.2$	$\Sigma=10.3$ 1	$\Sigma=42.8$ 6	$\Sigma=114.73$	$\Sigma=16.82$

Nota: Elaboración propia

COLUMNA A

$$\% \text{ retenido} = \frac{Pr}{Ptr} \times 100 = \frac{26.73}{779.78} \times 100 = 3.43$$

Dónde:

Pr = Peso retenido (g)



P_{tr} = Peso retenido total (g)

COLUMNA B

% retenido (Ac+) = Es la suma acumulada de los porcentajes retenidos en cada tamiz.

COLUMNA C

% Pasante (Ac-) = $100 - \%(Ac+) = 100 - 3.43 = 96.57$

Dónde:

$Ac+$ = Porcentaje pasante acumulado (%)

COLUMNA D

Log(x) = $\log(38100) = 4.58$

Dónde:

x = Abertura del tamiz (um)

COLUMNA E

Log (Ac-) = $\log(96.57) = 1.98$

COLUMNA F

X*Y = $4.58 \times 1.98 = 9.07$

COLUMNA G

X^2 = $4.58 \times 4.58 = 20.98$

COLUMNA H

Y^2 = $1.98 \times 1.98 = 3.92$

CALCULO DEL F80

$$\text{ALFA } (\alpha) = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{7 \times 42.86 - 28.2 \times 10.31}{7 \times 114.73 - (28.2)^2} = 1.179$$

Dónde:

N = Numero de tamices usados en la prueba

$$\text{BETA } (\beta) = \frac{\sum X^2 \sum Y - \sum X \sum XY}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{114.73 \times 10.31 - 28.2 \times 42.86}{7 \times 114.73 - (28.2)^2} = -3.278$$



$$F(X) = \left(\frac{100}{10^{\beta}} \right)^{\frac{1}{\alpha}} = \left(\frac{100}{10^{-3.278}} \right)^{\frac{1}{1.179}} = 29896$$

$$F80 = F(x)x (0.8)^{\frac{1}{\alpha}} = 29896x (0.8)^{\frac{1}{0.713}} = 24742 \mu\text{m}$$

2.2.8. Transporte de mineral

El transporte del mineral triturado se realiza mediante la faja o banda transportadora para su almacenamiento en la tolva de finos y también se realiza toma de muestra (corte de faja) para calcular la capacidad de la faja por hora. La faja inclinada con un ángulo de 21°, 16'' de ancho y 25.7 m. de largo, de material caucho, resistente de tres pliegues y descansa en su recorrido sobre unos polines de carga, avance y retorno. Está accionado con un motor de 3 HP con reductor de velocidad.

Capacidad de la faja transportadora

$$T = P_c \times 0.06 \times V_f \times \%H = 2 \times 30 \times 0.06 \times 0.96 = 3.46 \text{TMS/Hr.}$$

Dónde:

P_c = Peso de corte (Kg/pie)

V_f = Velocidad de faja (Pie/min)

$\%H$ = Porcentaje de humedad

$$\text{Humedad } (\%H) = \frac{W_h}{W_s} = \frac{2000}{1930} = 4\%$$

Dónde:

W_m = Peso húmedo de la muestra (g)

W_s = Muestra seca (g)

$$\text{Densidad aparente } (D_a) = \frac{P_m}{V_r} = \frac{700}{295} = 2.37 \text{ g/cm}^3$$

Dónde:

P_m = Peso de la muestra (g)



V_r = Volumen del recipiente (cm³)

$$\text{Gravedad específica (Ge)} = \frac{M_s}{\text{Agua} + (M_s - \text{Agua} M_s)} = \frac{2.660}{51.569 + (2.660 - 53.265)} = 2.76$$

Dónde:

M_s = Peso de la muestra seca (g)

Agua = Peso de agua dentro de la fiola (50ml) (g)

Agua M_s = Peso de agua con muestra seca dentro de la fiola (50ml) (g)

$$\text{Espacios vacíos (Ev) (\%)} = \left(\frac{Ge - Da}{Ge} \right) \times 100 = \left(\frac{2.76 - 2.37}{2.76} \right) \times 100 = 14\%$$

Dónde:

Ge = Gravedad específica

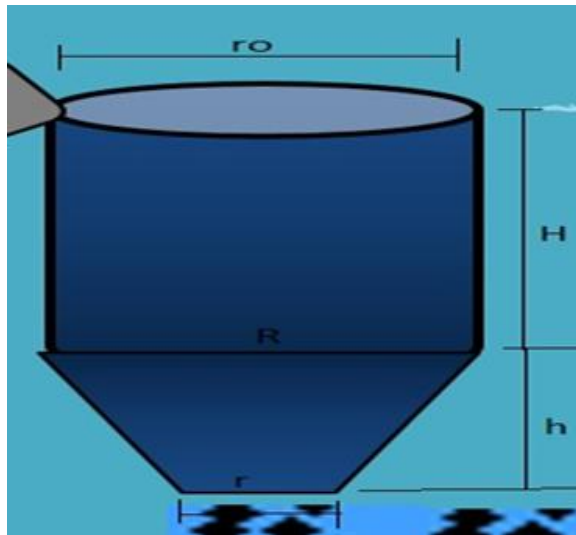
Da = Densidad aparente (g/cm³)

2.2.9. Almacenamiento de mineral en tolva de finos

El mineral triturado se almacena en la tolva de finos que tiene la forma cilíndrica en la parte superior y en la parte inferior con forma de un tronco de cono que permite la descarga y regular el ingreso de la cantidad de mineral a la etapa de molienda, está diseñado para almacenar el doble de tratamiento diario de la planta concentradora de esta manera mantener en operación ante cualquier avería en la etapa de chancado.

Figura 3.

Tolva de finos de la planta concentradora



Nota: Elaboración propia

Tabla 7.

Caracterización de la tolva de finos

Descripción	Unidad	Dato
Altura del cilindro(H)	Metros.	2.38
Radio del cilindro (ro)	metros	1.85
Altura del tronco de cono (h)	metros	2.08
Radio superior del tronco de cono = radio del cilindro(R)	metros	1.85
Radio inferior del tronco de cono(r)	Metros	0.15
datos adicionales		
Densidad aparente (Da)	g/cm^3	2.37
Porcentaje de humedad(%H)	%	4
Espacios vacíos(%Ev)	%	14
Gravedad específica(Ge)	-	2.76

Nota: Elaboración propia



CALCULO DE LA CAPACIDAD DE LA TOLVA DE FINOS

$$\text{Volumen del cilindro (Vcil)} (m^3) = (\pi \times R^2 \times H) = (3.1415 \times 1.85^2 \times 2.38) = 25.58 m^3$$

$$\begin{aligned} \text{Volumen de tronco de cono (Vtc)} (m^3) &= \frac{1}{3} \times \pi \times h (R^2 + R \times r + r^2) \\ &= \frac{1}{3} \times 3.1415 \times 2.08 (1.85^2 + 1.85 \times 0.15 + 0.15^2) = 8.10 m^3 \end{aligned}$$

$$\text{Volumen de la tolva (Vt)} (m^3) = V_{cil} + V_{tc} = 25.58 + 8.10 = 33.6 m^3$$

$$\begin{aligned} \text{Capacidad de la Tolva} &= Vt \times \left(\frac{100 - Ev}{100} \right) \times Da \times \left(\frac{100 - H}{100} \right) \\ &= 33.6 \times \left(\frac{100 - 13}{100} \right) \times 2.41 \times \left(\frac{100 - 4}{100} \right) = 67.63 \text{ TMS} \end{aligned}$$

2.2.10. Faja de alimentación a molienda

En esta etapa el mineral chancado es extraído por la parte inferior de la tolva de finos mediante una faja transportadora con posición horizontal que alimenta a molino. En este punto se realiza la toma de muestras principalmente para determinar la cantidad de mineral procesado por día y otras pruebas en el laboratorio químico y metalúrgico.

- Cálculo del tratamiento diario de la planta concentradora

$$\text{Humedad (\%H)} = \frac{W_h}{W_s} = \frac{1000}{970} = 3\%$$

Dónde:

W_m = Peso húmedo de la muestra (g)

W_s = Muestra seca (g)

$$\text{Tratamiento (TMH/hr.)} = \frac{Pc}{V_{pf}} \times \frac{3600}{1000} = \frac{2}{4.17} \times \frac{3600}{1000} = 1.73 \text{ TMH/hr.}$$

$$\text{Tratamiento (TMS/día)} = \left(\frac{TMH}{hr.} \right) \times \%H \times T_o = 1.73 \times 0.97 \times 24 = 40.27$$

TMS/día

Dónde:



P_c = Peso de corte (Kg/pie)

V_{pf} = Velocidad (pie de faja) (seg/pie)

T_o = Tiempo de operación (horas)

%H = Porcentaje de humedad (%)

2.2.11. F80 En faja de alimentación a molienda

Es muy importante conocer el F80 en la alimentación a molienda, para ello en este punto de la planta concentradora se toma muestras en la faja horizontal para determinar el F80. A continuación se determinará el F80.

Tabla 8.

Datos del análisis granulométrico

Malla N°	Abertura(um)	Peso Reten (g)
1 ½"	38100	26.73
1"	25400	78.45
¾"	19050	95.6
½"	12700	224.1
¼"	6350	213.71
m 4	4699	81.18
m 8	2362	19.67
-m 8	-	40.34
Total		779.78

Nota: Elaboración propia

Tabla 9.

Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)

A	B	C	D	E	F	G	H
% Reten	%Reten (Ac+)	%Pasante (Ac-)	log(x) X	log(Ac-) Y	X*Y	(X)^2	(Y)^2
14.23	14.23	85.77	4.88	1.93	9.42	23.81	3.72
23.11	37.34	62.66	4.71	1.8	8.48	22.18	3.24
28.16	65.51	34.49	4.4	1.54	6.78	19.36	2.37
17.42	82.92	17.08	4.28	1.23	5.26	18.32	1.51
9.17	92.10	7.90	4.1	0.9	3.69	16.81	0.81
4.95	97.05	2.95	3.8	0.47	1.79	14.44	0.22
1.24	98.29	1.71	3.67	0.23	0.84	13.47	0.05
1.71	$\Sigma 100$		$\Sigma = 29.8$ 4	$\Sigma = 8.1$	$\Sigma =$ 36.26	$\Sigma =$ 128.40	$\Sigma =$ 11.93

Nota: Elaboración propia



COLUMNA A

$$\% \text{ retenido} = \frac{Pr}{Ptr} \times 100 = \frac{26.73}{779.78} \times 100 = 3.43$$

Dónde:

Pr = Peso retenido (g)

Ptr = Peso retenido total (g)

COLUMNA B

% retenido (Ac+) = Es la suma acumulada de los porcentajes retenidos en cada tamiz

COLUMNA C

$$\% \text{ Pasante (Ac-)} = 100 - \%(Ac+) = 100 - 3.43 = 96.57$$

Dónde:

Ac+ = Porcentaje pasante acumulado (%)

COLUMNA D

$$\text{Log}(x) = \log(38100) = 4.58$$

Dónde:

x = Abertura del tamiz (um)

COLUMNA E

$$\text{Log (Ac-)} = \log(96.57) = 1.98$$

COLUMNA F

$$X*Y = 4.58 \times 1.98 = 9.07$$

COLUMNA G

$$X^2 = 4.58 \times 4.58 = 20.98$$

COLUMNA H

$$Y^2 = 1.98 \times 1.98 = 3.92$$

CALCULO DEL F80

$$\text{ALFA } (\alpha) = \frac{N \times \sum XY - \sum X \times \sum Y}{N \times \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{7 \times 42.86 - 28.2 \times 10.31}{7 \times 114.73 - (28.2)^2} = 1.179$$



Dónde:

N = Numero de tamices usados en la prueba

$$\text{BETA } (\beta) = \frac{\sum X^2 x \sum Y - \sum X x \sum XY}{N x \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{114.73 x 10.31 - 28.2 x 42.86}{7 x 114.73 - (28.2)^2} = -3.278$$

$$F(X) = \left(\frac{100}{10^\beta} \right)^{\frac{1}{\alpha}} = \left(\frac{100}{10^{-3.278}} \right)^{\frac{1}{1.179}} = 29896$$

$$F80 = F(x)x (0.8)^{\frac{1}{\alpha}} = 29896x (0.8)^{\frac{1}{0.713}} = 24742 \mu\text{m}$$

2.2.12. Dosificación de reactivos en molienda

Se realiza la adición de varios tipos de reactivos tales como dispersantes para dispersar la pulpa en las celdas de flotación, colectores reactivos que cubren y/o reaccionan con la superficie de los minerales, haciéndolas hidrofóbicas y que puedan adherirse a las burbujas de aire. En este punto se realiza un estricto control en la dosificación de reactivos, para que no se realice gastos innecesarios de reactivos. Para ello se realizará cálculos metalúrgicos con los datos de la dosificación de reactivos con el fin de conocer el consumo por hora, guardia y día.

Tabla 10.

Reactivos en molienda

Descripción	Aerophine (a-3418) (100%)	Murik(m1700) (100%)	Silicato Na (10%)	Sulfato Zn (10%)
indicador(gotas/min)	9	15	25	22
dato en probeta(ml/gotas)	35	15	25	22

Nota: Elaboración propia

Para aerophine (A-3418) (100%)

$$\text{Dosificación (ml/min)} = \left(\frac{1}{\text{dato probeta}} \right) x \text{ indicador} = \left(\frac{1}{35} \right) x 9 = 0.26 \text{ ml/min}$$

$$\text{Dosificación (ml/hr)} = \text{dosificacion(ml/min)} x 60 = 0.26 x 60 = 15.6 \text{ ml/hr}$$



$$\text{Dosificación (ml/guardia)} = \text{dosificacion (ml/hr)} \times 12 = 15.6 \times 12 = \mathbf{187.2}$$

ml/guardia

$$\text{Dosificación (ml/día)} = \text{dosificacion (ml/guardia)} \times 24 = 187.2 \times 24 = \mathbf{374 \text{ ml/día}}$$

2.2.13. Consumo de agua en molienda

El agua almacenada en piscinas de 200 m³, es llevado mediante tuberías al Scoop Feeder del molino, donde se adiciona la cantidad necesaria que es controlada por una válvula. Esta adición de agua por hora, guardia y día es muy importante conocer para estimar consumos y balance de agua. Al molino ingresa una cantidad de mineral y agua para formar una mezcla que a este se le llama pulpa.

Tabla 11.

Caracterización de la piscina de agua

Descripción	unidad	dato
Longitud	metro	12
Ancho	metro	7
Profundidad	metro	2.20
Caudal de salida	L/seg	1.23

Nota: Elaboración propia

Adición de agua

$$\text{Caudal (Lt/hr.)} = \frac{\text{Lt}}{\text{seg}} \times 3600 \text{ seg.} = (1.23) \times 3600 = \mathbf{4428 \text{ Lt/hr.}}$$

$$\text{Caudal (m}^3\text{/hr.)} = \frac{\text{Lt/hr}}{1000} = \frac{4428}{1000} = \mathbf{4.4 \text{ m}^3\text{/hr.}}$$

$$\text{Caudal (m}^3\text{/guardia)} = \frac{\text{m}^3}{\text{hr}} \times 12 = 4.4 \times 12 = \mathbf{52.8 \text{ m}^3\text{/guardia}}$$

$$\text{Consumo (m}^3\text{/día)} = \frac{\text{m}^3}{\text{hr}} \times 24 = 4.4 \times 24 = \mathbf{105.6 \text{ m}^3\text{/día}}$$

Capacidad de la piscina (m³)

$$\text{Cap.} = (\text{longitud}) \times (\text{ancho}) \times (\text{profundidad}) = 12 \times 7 \times 2.20 = \mathbf{184.8 \text{ m}^3}$$



2.2.14. Molienda de minerales

Es la operación donde se realiza la liberación de las partículas, donde el mineral chancado proveniente de la tolva de finos ingresa por una faja con peso regulada (Corte de faja), a la vez ingresa un flujo constante de agua para obtener una pulpa dentro del molino de bolas (5" x 5"). Para obtener una buena molienda se lleva un buen control de parámetros metalúrgicos. Así como una buena distribución de bolas, tiempo de residencia, densidad de pulpa, velocidad de operación, F80 en la alimentación, etc.

Volumen interno del molino (pie³)

$$V_{int} = \frac{\pi \times Di^2}{4} \times Li = \frac{\pi \times 5^2}{4} \times 5 = 98.18 \text{ pies}^3 = 0.02831684 \times 98.7 = 2.79 \text{ m}^3$$

Dónde:

V_{int} = Volumen interno del molino (pies³) (m³)

Di = Diámetro interno del molino (pies)

Li = Longitud interno del molino (pies)

Volumen útil del molino (V. útil) (m³)

$$V. \text{ útil} = V_{int} \times \%Llenado = 2.79 \times 45\% = 1.25 \text{ m}^3$$

Dónde:

% Llenado = Porcentaje de llenado del molino (m³)

Tamaño máximo (B) de bolas (pulg)

$$B = \sqrt{\frac{f}{k}} \times \sqrt[3]{\frac{dens \times Wi}{\%Vo \times \sqrt{Di}}} = \sqrt{\frac{9000}{350}} \times \sqrt[3]{\frac{4.56 \times 9}{75 \times \sqrt{5}}} = 3.2 \text{ pulg.}$$

Dónde:

f = F80 porcentaje pasante por una determina malla (μ).

k = Factor (molienda húmeda) (350)

Dens. = Densidad aparente de las bolas (g/cm³)



W_i = Work index (Kw-h/TM)

%Vop = porcentaje velocidad de operación (%)

D_i = Diámetro interno del molino (pies)

Velocidad crítica (rpm)

$$V_c = \frac{76.6}{\sqrt{D_i}} = \frac{76.6}{\sqrt{5}} = 34 \text{ rpm}$$

Velocidad de operación o trabajo del molino (rpm)

$$V_{op} = \%V_{op} \times V_c = 0.75 \times 34 = 25.5 \text{ rpm}$$

Dónde:

%Vop = Porcentaje de velocidad de operación (%)

Peso del collarín (B) (kg)

$$\text{Total de bolas} = (\#Bolas / m^3) \times BVUM = 2472 \times 1.25 = 3090 \text{ Bolas}$$

$$\text{Collarín (kg)} = \text{total de bolas} \times \text{peso}_{\frac{c}{u}} \text{ bolas} = 3090 \times 1.8171 = 5615 \text{ kg}$$

Dónde:

BVUM = Volumen para Bolas en Volumen Útil del molino (m^3)

Peso de bolas de recarga total (kg)

$$\text{Collarín (kg)} = F \times T = 0.75 \times 46.80 = 35 \text{ kg}$$

Dónde:

F = Factor de desgaste de bolas (Kg/TM)

T = Tratamiento diario de mineral en planta (TMS/Día)

Distribución de bolas (Método de Bond)

Se muestra en siguiente tabla



Tabla 12.

Distribución de bolas (Método Bond)

A	B	C	D	E	F
Diámetro(pulg)	F(d)	% peso	Peso (kg)	Peso (TM)	# Bolas
3	100	50.3	2824	2.824	1553
2 1/2	49.7	42.7	2398	2.398	4453
1 1/2	7.0	7	393	0.393	1730
Total		100	5615		

Nota: Elaboración propia

COLUMNA A

Tamaño de bolas en pulgadas

COLUMNA B

$$F(d) = \left(\frac{D}{B}\right)^{3.84} \times 100 = \left(\frac{2.5}{3}\right)^{3.84} \times 100 = 49.7$$

Dónde:

D = Diámetro de bola (pulg)

B = Tamaño máximo de bola (pulg)

COLUMNA C

$$\% \text{ Peso} = Fd1 - Fd2 = 100 - 49.7 = 50.3\%$$

COLUMNA D

$$\text{Peso (kg)} = \frac{\% \text{ peso} \times \text{peso collarin}}{100} = \frac{50.3 \times 5615}{100} = 2824 \text{ kg}$$

COLUMNA E

$$\text{Peso (TM)} = \frac{\text{peso Kg}}{1000} = \frac{2824}{1000} = 2.824 \text{ TM}$$

COLUMNA F

$$\# \text{ De bolas} = \frac{\text{peso TM} \times \# \text{ de bolas de 3"} }{TM} = 2.824 \times 550 = 1553 \text{ bolas}$$

Recarga diaria de bolas

Se muestra en siguiente cuadro:



Tabla 13.

Distribución de bolas para la recarga diaria (Método Bond)

A	B	C	D	E	F
Diámetro(pulg)	F(d)	% peso	Peso (kg)	Peso (TM)	# Bolas
3	100	50.3	15	0.015	8
2 1/2	49.7	42.7	13	0.013	24
1 1/2	7.0	7	2	0.002	9
Total		100	30.2		

Nota: Elaboración propia

COLUMNA A

Tamaño de bolas en pulgadas

COLUMNA B

$$F(d) = \left(\frac{D}{B}\right)^{3.84} \times 100 = \left(\frac{2.5}{3}\right)^{3.84} \times 100 = 49.7$$

Dónde:

D = Diámetro de bola (pulg)

B = Tamaño máximo de bola (pulg)

COLUMNA C

$$\% \text{ Peso} = Fd1 - Fd2 = 100 - 49.7 = 50.3\%$$

COLUMNA D

$$\text{Peso (kg)} = \frac{\% \text{ peso} \times \text{peso collarin}}{100} = \frac{50.3 \times 30.2}{100} = 15 \text{ kg}$$

COLUMNA E

$$\text{Peso (TM)} = \frac{\text{peso Kg}}{1000} = \frac{15}{1000} = 0.015\text{TM}$$

COLUMNA F

$$\# \text{ De bolas} = \frac{\text{peso TM} \times \# \text{ de bolas de } 3''}{\text{TM}} = 0.015 \times 550 = 8 \text{ bolas}$$

Cálculo del movimiento de molino de bolas



Tabla 14.

Datos recuperados de la planta concentradora

Descripción	Dato
Rpm del motor	1150(rpm)
Polea del motor	12(pulg)
Polea del eje	58(pulg)
# de dientes del piñón	21
# de dientes de la catalina	189

Nota: Elaboración propia

Calculo de la velocidad del eje

$$\text{Vel. Eje} = \frac{\text{rpm del motor} \times \text{diametro de la polea del motor}}{\text{Diametro del volante}} = \frac{1150 \times 12}{58} = 237.93$$

rpm

Calculo de la revolución del molino

$$\text{Rev. Del molino} = \frac{\text{velocidad del eje} \times \# \text{dientes del piñon}}{\# \text{de dientes de la catalina}} = \frac{237.93 \times 21}{189} = 26$$

rpm

Tiempo de residencia

Tabla 15.

Datos recopilados de la planta concentradora

Descripción	Dato
Volumen total del molino (m ³)	2.78
Tonelaje (alimento al molino) TMS/hr.	1.73
Densidad de pulpa (TM/m ³)	1.8
Volumen útil = % llenado (pulpa + bolas) rebose	47
Densidad aparente del acero (TM/m ³)	4.56
Densidad del acero (TM/m ³)	7.77
% de llenado de bolas en el molino	43

Nota: Elaboración propia

Cálculo de %S y densidad de pulpa

$$\text{Densidad de pulpa calculado} = \frac{g.e}{g.e - \left(\frac{\%S}{100}\right) \times (g.e - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - \left(\frac{70}{100}\right) \times (2.76 - 1)} = 1.80$$

m³



$$\% \text{ de solidos} = \frac{(\text{densidad de pulpa dato} - 1)}{\text{densidad de pulpa dato} \times \left(1 - \left(\frac{1}{g.e}\right)\right)} \times 100 = \frac{(1.8 - 1)}{1.8 \times \left(1 - \left(\frac{1}{2.76}\right)\right)} \times 100 =$$

69.697

Calculando volumen útil (pulpa + bolas) m³

$$\text{Vol. Útil} = \text{vol. total del mol.} \times \% \text{ llenado (pulpa + bolas)} = 2.78 \times 47\% = 1.307 \text{ m}^3$$

Calculando el volumen que ocupa las bolas en el molino

$$\text{Vol. del acero} = \% \text{ llenado de bolas} \times \text{vol. total del molino} = 43\% \times 2.78 = 1.195 \text{ m}^3$$

Calculando el TM de acero

TM de acero = densidad aparente del acero \times vol. del acero en el cilindro

$$\text{TM de acero} = 4.56 \times 1.195 = 5.45 \text{ TM}$$

Calculando el volumen de bolas (m³)

$$\text{vol. de bolas en el mol.} = \frac{\text{TM de acero}}{\text{densidad del acero}} = \frac{5.45}{7.77} = 0.7 \text{ m}^3$$

Hallando el TM de mineral que va entrar en el molino

Calculando el % de pulpa en el molino

$$\% \text{ de pulpa en el molino} = \% \text{ llenado (pulpa + bolas)} - \% \text{ llenado (bolas)}$$

$$\% \text{ de pulpa en el molino} = 47\% - 43\% = 4\%$$

Calculando volumen de pulpa (m³)

$$\text{vol. de pulpa} = \text{vol. total de molino} \times \% \text{ pulpa} = 2.78 \times 4\% = 0.11 \text{ m}^3$$

Calculando el peso del mineral TM en volumen pulpa

$$\text{TM en vol. de pulpa} = \text{vol. de pulpa} \times \text{dens. pulpa} \times \% \text{ solidos} = 0.11 \times 1.8 \times$$

$$\frac{69.7}{100} = 0.14 \text{ TM}$$

Calculando volumen de pulpa en los espacios vacíos (m³)

$$\text{Vol. pulpa en espacios vacios} = \text{Vol. acero en el cilindro} - \text{Vol. bolas} =$$

$$1.195 - 0.70 = 0.49 \text{ m}^3$$



Calculando el peso del mineral en espacios vacíos (TM)

TM en Vol. pulpa en espacios vacios

= Vol. en espacio vacio x densidad de pulpa x % de solidos

$$TM \text{ en Vol. pulpa en espacios vacios} = 0.49 \times 1.8 \times \frac{69.7}{100} = 0.61 \text{ TM}$$

Calculando el peso total del mineral

TM del mineral en el mol.

= peso del mineral encima + peso mineral en el E.V

$$TM \text{ del mineral en el mol.} = 0.14 + 0.61 = 0.75 \text{ TM}$$

Tiempo de residencia

$$tiempo \text{ de residencia} = \frac{\text{peso del mineral en el molino}}{\text{tonelaje} \left(\frac{TM}{Hr} \right)} = \frac{0.75}{1.73} \times 60 = 26.01 \text{ min}$$

Balance energético

Cálculo de la potencia actual (kw) (HP)

$$Potencia = \frac{A \times V \times \text{Cos}\varphi \times \sqrt{3}}{1000} = \frac{90 \times 380 \times 0.83 \times \sqrt{3}}{1000} = 49 \text{ kw} = \frac{1.341HP}{kw} \times 49kw =$$

66 HP

Dónde:

A = amperaje (practico) (ampere)

V = voltaje (voltio)

Cosφ = Factor de potencia (0.83)

Cálculo de la energía requerida

$$Energía \text{ requerida (w)} = \frac{\text{potencia (kw)}}{\text{tonelaje} \left(\frac{TC}{hr} \right)} = \frac{49}{1.91} = 25.69 \text{ kw-hr/ TC}$$

Cálculo del Índice de trabajo

$$Wi = \frac{w}{\left(\frac{10}{\sqrt{P80}} - \frac{10}{\sqrt{F80}} \right)} = \frac{25.69}{\left(\frac{10}{\sqrt{442}} - \frac{10}{\sqrt{24742}} \right)} = 62.34 \text{ kw-hr/ TC}$$

Dónde:

P80 = 80% pasante de una determinada malla en micrones



F80 = 80% pasante de una determinada malla en micrones

w = Energía requerida (kw-h/TC).

Cálculo del tonelaje máximo

$$\text{Tonelaje máximo} = \frac{\text{potencia instalada}(kw)}{\text{potencia actual consumido}(kw-h/TC)} = \frac{51}{25.69} = 2.0 \text{ TC/hr.}$$

Cálculo del rendimiento o eficiencia del molino

$$\text{Rendimiento (\%)} = \frac{\text{potencia actual consumido}(HP)}{\text{potencia instalada}(HP)} \times 100 = \frac{66}{69} \times 100 = 96\%$$

2.2.15. P80 En la descarga del molino

Es el 80% pasante de una determina malla en la descarga del molino, para lo cual se hace la toma de muestra representativa de pulpa, doce muestras por guardia y seguir todo el procedimiento correspondiente para obtener datos.

Cálculo del F80 en la descarga del molino

Tabla 16.

Datos del análisis granulométrico

Malla N°	Abertura(um)	Peso Reten (g)
4	4699	21.16
10	1651	16.44
20	833	19.67
32	495	26.73
48	295	21.45
100	147	81.18
170	88	213.71
-170	-	224.1
Total		624.44

Nota: Elaboración propia

Tabla 17.

Desarrollo del análisis granulométrico (Método G-G-S)

A	B	C	D	E	F	G	H
% Reten	%Reten n (Ac+)	%Pasante (Ac-)	log(x) X	log(Ac-) Y	X*Y	(X)^2	(Y)^2
3.39	3.39	96.61	3.67	1.99	7.30	13.47	3.96
2.63	6.02	93.98	3.22	1.97	6.34	10.37	3.88
3.15	9.17	90.83	2.92	1.96	5.72	8.53	3.84
4.28	13.45	86.55	2.69	1.94	5.22	7.24	3.76
3.44	16.89	83.11	2.47	1.92	4.74	6.10	3.69
13.00	29.89	70.11	2.17	1.85	4.01	4.71	3.42
34.22	64.11	35.89	1.94	1.55	3.01	3.76	2.40
35.89	100.00	0.00	$\Sigma=19.0$ 8	$\Sigma=13.1$ 8	$\Sigma=36.3$ 5	$\Sigma=54.1$ 7	$\Sigma=24.96$

Nota: Elaboración propia

COLUMNA A

$$\% \text{ retenido} = \frac{Pr}{Ptr} \times 100 = \frac{21.16}{624.44} \times 100 = 3.39$$

Dónde:

Pr = Peso retenido (g)

Ptr = Peso retenido total (g)

COLUMNA B

% retenido (Ac+) = Es la suma acumulada de los porcentajes retenidos en cada tamiz

COLUMNA C

$$\% \text{ Pasante (Ac-)} = 100 - \%(Ac+) = 100 - 3.39 = 96.61$$

Dónde:

Ac+ = Porcentaje pasante acumulado (%)

COLUMNA D

$$\text{Log}(x) = \log(4699) = 3.67$$

Dónde:

x = Abertura del tamiz (um)



COLUMNA E

$$\text{Log (Ac-)} = \log(96.61) = \mathbf{1.99}$$

COLUMNA F

$$\mathbf{X*Y} = 3.67 \times 1.99 = \mathbf{7.30}$$

COLUMNA G

$$\mathbf{X^2} = 3.67 \times 3.67 = \mathbf{13.47}$$

COLUMNA H

$$\mathbf{Y^2} = 1.99 \times 1.99 = \mathbf{3.96}$$

CALCULO DEL F80

$$\text{ALFA } (\alpha) = \frac{N \sum XY - \sum X \sum Y}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{7 \times 36.35 - 19.08 \times 13.18}{7 \times 54.17 - (19.08)^2} = \mathbf{0.197}$$

Dónde:

N = Número de tamices usados en la prueba

$$\text{BETA } (\beta) = \frac{\sum X^2 \sum Y - \sum X \sum XY}{N \sum X^2 - (\sum X)^2} = \frac{54.17 \times 13.18 - 19.08 \times 36.35}{7 \times 54.17 - (19.08)^2} = \mathbf{1.345}$$

$$\text{F(X)} = \left(\frac{100}{10\beta} \right)^{\frac{1}{\alpha}} = \left(\frac{100}{10^{1.345}} \right)^{\frac{1}{0.197}} = \mathbf{2086}$$

$$\text{F80} = F(x) \times (0.8)^{\frac{1}{\alpha}} = 2086 \times (0.8)^{\frac{1}{0.197}} = \mathbf{673 \mu m}$$

Cálculo del porcentaje de malla (#200) en la descarga del molino

$$\% \text{-m200} = \frac{\rho_{\text{muestra}} - \rho_{\text{deslamado}}}{\rho_{\text{muestra}} - \rho_{\text{agua}}} \times 100\% = \frac{1350 - 1100}{1350 - 1000} \times 100 = \mathbf{71.4 \% \text{-m200}}$$

Donde:

ρ_{muestra} = Densidad de pulpa muestreada (g/cm^3).

$\rho_{\text{deslamada}}$ = Densidad de pulpa deslamada en tamiz #m200 (g/cm^3).

ρ_{agua} = Densidad del agua (g/cm^3).

Cálculo del porcentaje de sólidos en la descarga del molino (%S).

$$\% \text{S} = \frac{\rho - 1}{\rho \left(1 - \frac{1}{G.E.}\right)} \times 100\% = \frac{\rho - 1}{\rho \left(1 - \frac{1}{G.E.}\right)} \times 100\% = \mathbf{40.7}$$

Donde:



ρ = Densidad de pulpa (Kg/L).

GE = Gravedad específica del mineral.

2.2.16. Clasificación de minerales

En esta etapa se efectúa la clasificación mecánica de las partículas mediante un equipo llamado clasificador helicoidal. Para determinar los parámetros óptimos se realiza los siguientes cálculos matemáticos:

Cálculo de la carga circulante.

Tabla 18.

Datos para carga circulante

N° de Malla	Abertura (μm)	Peso Retenido(g)			
		Alim. Fresco	alimento	rebose	arenas
48	295	80	138.38	58	182.03
65	208	45.96	55.06	34	64.98
100	147	31.52	53.57	34	58.03
150	103	9.36	43.65	43	46.13
200	74	7.18	26.78	40	22.32
270	53	4.72	17.36	35	11.41
-270	-	80	161.2	253	111.1
Total		258.74	496	497	496

Nota: Elaboración propia.

Tabla 19.

Cálculo de la carga circulante

A	B	C	D	E	F	G	H
N° de Malla	Abertura (µm)	Alimento Fresco	Producto Molino	Rebose Ciclón	Descarga ciclón	Rcc	CC
		F _A (x)	F _P (X)	F _R (X)	F _D (X)		
48	295	30.919	27.899	11.670	36.700	1.844	
65	208	17.763	11.101	6.841	13.101	2.130	
100	147	12.182	10.800	6.841	11.700	4.403	
150	103	3.618	8.800	8.652	9.300	0.297	
200	74	2.775	5.399	8.048	4.500	2.946	2.34
270	53	1.824	3.500	7.042	2.300	2.953	
-270	-	30.919	32.500	50.905	22.399	1.822	
Total		100.000	100.000	100.000	100.000		

Nota: Elaboración propia

COLUMNA A

Numero de mallas usadas en la prueba

COLUMNA B

Abertura de cada malla en micrones.

COLUMNA C

Carga fresca que ingresa al molino. (**F_A(x)**)

$$(F_A(x)) = \frac{\text{peso en alimento fresco en la malla } x \text{ (g)}}{\text{peso total de aliemnto fresco(g)}} \times 100 = \frac{80}{258.74} \times 100 = 30.919\%$$

COLUMNA D

Producto en la descarga del molino. (**F_P(x)**)

$$(F_P(x)) = \frac{\text{producto del molino en la malla } x \text{ (g)}}{\text{peso total de aliemnto fresco(g)}} \times 100 = \frac{138.38}{496} \times 100 = 27.899\%$$

COLUMNA E

Rebose del clasificador. (**F_R(x)**)

$$(F_R(x)) = \frac{\text{rebose del clasificador en la malla } x \text{ (g)}}{\text{peso total de aliemnto fresco(g)}} \times 100 = \frac{58}{497} \times 100 = 11.670\%$$

COLUMNA F

Descarga del clasificador. (**F_D(x)**)



$$(F_D(x)) = \frac{\text{descarga del clasificador en la malla } x \text{ (g)}}{\text{peso total de alimento fresco (g)}} \times 100 = \frac{182.03}{496} \times 100 =$$

36.700%

COLUMNA G

Carga circulante en una determinada malla x (cc)

$$(cc) = \frac{F_R(x) - F_P(x)}{F_P(x) - F_D(x)} = \frac{1.670 - 27.889}{27.889 - 36.700} = \mathbf{1.844}$$

COLUMNA H

Carga circulante sin corrección (cc)

CC. = Promedio de los Rcc = **2.34**

Cálculo de la carga circulante corregido (Rcc)

Tabla 20.

Datos para carga circulante (Corregido por Lagrange)

N° de Malla	Abertura (µm)	Alimento Fresco	Producto Molino	Rebose clasificador	Descarga clasificador
		F _A (x)	F _P (X)	F _R (X)	F _D (X)
48	295	30.919	27.899	11.670	36.700
65	208	17.763	11.101	6.841	13.101
100	147	12.182	10.800	6.841	11.700
150	103	3.618	8.800	8.652	9.300
200	74	2.775	5.399	8.048	4.500
270	53	1.824	3.500	7.042	2.300
-270	-	30.919	32.500	50.905	22.399
Total		100.000	100.000	100.000	100.000

Nota: Elaboración propia

Tabla 21.

Cálculo de la carga circulante (Corregido por Lagrange)

A	B	C	D
Alimento Mixto			
F_{M(x)}(fmixto)	m	n	z
34.969	-10.0043	-220.270	80.442
14.497	-6.5078	-12.520	5.948
11.844	-0.0697	-4.369	0.829
7.599	-9.6692	-0.324	3.145
3.984	-0.8909	-3.191	1.075
2.158	-0.0679	-5.688	1.459
24.9501	-21.73302	-287.936	108.533
0.000	0.0000	0.000	0.000
100.000	0.0000	0.000	0.000
	-38.939	-314.027	120.991

Nota: Elaboración propia.

COLUMNA A

Alimento mixto que ingresa al molino. (**F_{M(x)}**)

$$(\mathbf{F}_M(\mathbf{x})) = \frac{F_A(\mathbf{x}) + CC.prom. \times F_D(\mathbf{x})}{CC.prom. + 1} = \frac{30.919 + 2.34 \times 36.7}{2.34 + 1} = \mathbf{34.969}$$

COLUMNA B

Variable (m)

$$\mathbf{m} = (\mathbf{F}_A(\mathbf{x}) - \mathbf{F}_D(\mathbf{x})) * (\mathbf{F}_D(\mathbf{x}) - \mathbf{F}_M(\mathbf{x})) = (30.919 - 36.700) * (36.700 - 34.969) = \mathbf{-10.00}$$

COLUMNA C

Variable (n)

$$\mathbf{n} = (\mathbf{F}_R(\mathbf{x}) - \mathbf{F}_D(\mathbf{x})) * (\mathbf{F}_D(\mathbf{x}) - \mathbf{F}_P(\mathbf{x})) = (11.670 - 36.700) * (36.700 - 27.899) = \mathbf{-200.270}$$

COLUMNA D

Variable (z)



$$z = (F_D(x) - F_M(x)) * (F_D(x) - F_P(x)) = (36.7 - 34.969) * (36.700 - 27.899) =$$

80.442

Tabla 22.

Datos para carga circulante (Corregido por Lagrange)

N° de Malla	Abertura (um)	E1	E2	λ_1	λ_2
48	295	-0.73157	0.643834	-0.074909938	0.069707161
65	208	0.59003	-0.425162	0.058260289	-0.048482928
100	147	0.06107	-2.235334	0.056258273	-0.185197692
150	103	-0.71921	0.810158	-0.077706132	0.083099701
200	74	-0.21831	0.925073	-0.039154589	0.081067209
270	53	-0.06026	1.242267	-0.033429749	0.103525469
-270	-	1.0782507	-0.960837	0.110681846	-0.10371892

Nota: Elaboración propia.

Tabla 23.

Cálculo de la carga circulante (Corregido por Lagrange)

A	B	C	D	E	F	G	H
N° de Malla	Abertura (um)	Alim. fresco	Alim. Mixto	Prod. Molino	Reb. Ciclón	Desc. ciclón	Rcc (Corregida)
		$F_A(x)_c$	$F_M(x)_c$	$F_P(X)_c$	$F_R(X)_c$	$F_D(X)_c$	
48	295	30.994	35.187	27.696	11.600	36.710	1.7857
65	208	17.705	14.327	11.242	6.890	13.082	2.3658
100	147	12.126	11.680	11.341	7.026	11.947	7.1180
150	103	3.695	7.826	8.558	8.569	9.290	-0.0148
200	74	2.814	4.098	5.163	7.967	4.420	3.7743
270	53	1.858	2.255	3.198	6.939	2.166	3.6248
-270	-	30.808	24.627	32.803	51.009	22.386	1.7478
Total		100.00	100.000	100.0	100.00	100.00	2.91

Nota: Elaboración propia.

COLUMNA A

Numero de mallas usadas en la prueba.

COLUMNA B



Abertura de cada malla en micrones.

COLUMNA C

Alimento fresco corregido ($F_A(x)$) c.

$$(F_A(x))c. = F_A(x) - \lambda 1 = 30.919 - (-0.074909938) = 30.994$$

COLUMNA D

Alimento mixto corregido ($F_M(x)$) c.

$$(F_M(x))c. = F_M(x) - \lambda 1 \times \alpha = 35.187 - (-0.074909938 \times 2.9) = 35.187$$

COLUMNA E

Producto del molino corregido ($F_P(x)$) c.

$$(F_P(x)) c. = F_P(x) - \lambda 2 \times \alpha = 27.899 - (0.069707161 \times 2.917) = 27.696$$

COLUMNA F

Rebose u overflow del ciclón corregido ($F_R(x)$) c.

$$(F_R(x)) c. = F_R(x) - \lambda 2 = 11.670 - (0.069707161) = 11.600$$

COLUMNA G

Descarga o underflow del ciclón corregido ($F_D(x)$) c.

$$(F_D(x)) c. = F_D(x) - (\alpha - 1) x (\lambda 1 + \lambda 2) = 36.7 - (1.917) x (-0.074909938 + 0.069707161) = 36.710$$

COLUMNA H

Carga circulante calculado (**Rcc**)

$$Rcc = \frac{F_R(x) - F_P(x)}{F_P(x) - F_D(x)} = \frac{11.600 - 27.696}{27.696 - 36.710} = 1.7887$$

El promedio de todas las Rcc en el resultado final = **2.91**

Cálculo del porcentaje de carga circulante.

$$\%cc = Rcc \times 100\% = 2.91 \times 100 = 291\%.$$

Cálculo del D50.

Tabla 24.

Cálculo del D50

A	B	C	D	E	F	G	H	I
N° de Malla	Tamaño prom. (um)(a)	%Eo (rebose)	%Eu (arenas) (b)	log(a)(X)	Logln (100/100-b)(Y)	XY	X^2	%Eu
+48	350.8	12.5	92.2	2.545	0.406	1.033	6.5	98.3
-48	247.7	18.5	82.7	2.394	0.244	0.584	5.7	98.6
+65	174.9	19.0	75.9	2.243	0.153	0.343	5.0	98.9
-100	123.0	29.4	74.0	2.090	0.130	0.271	4.4	99.2
+150	87.3	44.6	58.4	1.941	-0.057	-	3.8	99.3
-200	62.6	60.2	46.0	1.797	-0.210	-	3.2	99.5
+270	45.4	46.9	48.3	1.657	-0.181	-	2.7	99.6
			Suma Total	14.667	0.485	1.444	31.348	

Nota: Elaboración propia.

COLUMNA A

Numero de mallas usadas en la prueba.

COLUMNA B

Nueva abertura calculada (μm).

Para la primera malla (+m48)

$$+m48 \text{ (anterior)} = \# \text{ de malla en } (\mu\text{m}) \times \sqrt{2} = 295 \times \sqrt{2} = 417 \mu\text{m}$$

$$+m48 = \sqrt{+m48 \text{ anterior} \times (+m48)} = \sqrt{417 \times 295} = 350.8 \mu\text{m}$$

Para la segunda malla (-m48 +m65)

$$-m48 +m65 = \sqrt{-m48(\mu\text{m}) \times +m65(\mu\text{m})} = \sqrt{295 \times 208} = 247.7 \mu\text{m}$$

COLUMNA C

Porcentaje de partición calculado (%Eo)

$$\%Eo = \frac{\%o \text{ m48}}{(1+R) \times (\%f \text{ m48})} \times 100 = \frac{11.67}{(1+2.34) \times (27.89)} \times 100 = 12.5$$



COLUMNA D

Porcentaje de partición calculado (%Eu)

$$\%Eu = \frac{R \times \%o\ m48}{(1+R) \times (\%f\ m48)} \times 100 = \frac{2.34 \times 36.7}{(1+2.34) \times (27.899)} \times 100 = \mathbf{92.2}$$

COLUMNA E

Es el logaritmo de la abertura (a)

$$\mathbf{Log(a)} = \log (\text{abertura}) = \log (350.8) = \mathbf{2.545}$$

COLUMNA F

Es el logaritmo del logaritmo natural del porcentaje de partición de arenas (**log**

(ln (b)))

$$\mathbf{log (ln (b))} = \log \left(\ln \left(\frac{100}{100 - \%Eu} \right) \right) = \log \left(\ln \left(\frac{100}{100 - 92.2} \right) \right) = \mathbf{0.406}$$

COLUMNA G

$$XY = \log(a) \times \log \left(\ln \left(\frac{100}{100 - \%Eu} \right) \right) = 2.545 \times 0.406 = 1.033$$

COLUMNA H

Es el cuadrante al resultado de log (abertura)

$$x^2 = (\log (\text{abertura}))^2 = (2.545)^2 = \mathbf{6.5}$$

COLUMNA I

Primero calcular el D50.

$$\mathbf{a} = \frac{\sum x^2 \times \sum Y - \sum X \times \sum XY}{N \times \sum x^2 - (\sum Y)^2} = \frac{31.348 \times 0.485 - 14.667 \times 1.444}{7 \times 31.348 - (14.667)^2} = \mathbf{-1.3810}$$

$$\mathbf{b} = \frac{N \times \sum XY - \sum X \times \sum Y}{N \times \sum x^2 - (\sum X)^2} = \frac{7 \times 1.444 - 14.667 \times 0.485}{7 \times 31.348 - (14.667)^2} = \mathbf{0.6922}$$

$$\mathbf{D50} = 10^{\frac{\log(c)-a}{m}} = 10^{\frac{\log(0.6931) - (-1.3810)}{0.692}} = \mathbf{58.22}$$

Donde m = b

$$\%Eu (\text{m48}) = \mathbf{100 - e^{-0.6931 \left(\frac{um}{d50} \right)^m}} = 100 - (2.7182818289)^{-0.6931 \left(\frac{350.8}{58.22} \right)^{0.6922}} = \mathbf{98.3}$$



2.2.17. Acondicionadores de la pulpa

En esta etapa de la planta concentradora la pulpa que rebosa del clasificador se somete aun acondicionamiento (homogenizar) con los diferentes reactivos que se añaden para el proceso flotación. Para lo cual se calcula la velocidad de agitación.

Cálculo de la velocidad de agitación (VEL.).

$$VEL. = \frac{\text{diametro polea motor} \times \text{rpm del motor}}{\text{diametro del volante}} = \frac{4 \times 1760}{20} = 352 \text{ rpm}$$

2.2.18. Dosificación de reactivos a flotación

La dosificación de reactivos es de mucha importancia para la etapa de flotación porque sin los reactivos la flotación es pobre. Para lo cual se añaden reactivos de tipos orgánicos e inorgánicos como son: espumantes, colectores, depresores, activadores. Etc. Para una dosificación adecuada se realiza algunos cálculos matemáticos.

Tabla 25.

Reactivos en acondicionador

Descripción	espumante (micb)(puro)	aerofloat (a-404) (puro)	aerofloat (a- 208)(puro)	xantato (z-11) (10%)
Indicador (gotas/min)	3	15	8	10
Dato en Probeta (ml/gotas)	20	20	20	10

Nota: Elaboración propia

Para espumante (MIBC) (100%)

$$\text{Dosificación (ml/min)} = \left(\frac{1}{\text{dato probeta}} \right) \times \text{indicador} = \left(\frac{1}{20} \right) \times 3 = 0.15 \text{ ml/min}$$



$$\text{Dosificación (ml/hr)} = \text{dosificacion (ml/min)} \times 60 = 9 \text{ ml/hr}$$

$$\text{Dosificación (ml/guardia)} = \text{dosificacion (ml/hr)} \times 12 = 108 \text{ ml/guardia}$$

$$\text{Dosificación (ml/día)} = \text{dosificacion (ml/guardia)} \times 2 = 216 \text{ ml/día}$$

$$\text{Peso de reactivo (Kg/día)} = \frac{\text{dosificacion}(\frac{\text{ml}}{\text{Día}})}{1000} \times \text{densidad(MIBC)} = \left(\frac{216}{1000}\right) \times 1 = 0.216 \text{ Kg/Día}$$

Para AEROFLOAT (A-404) (100%)

$$\text{Dosificación (ml/min)} = \left(\frac{1}{\text{dato probeta}}\right) \times \text{indicador} = \left(\frac{1}{20}\right) \times 15 = 0.75 \text{ ml/min}$$

$$\text{Dosificación (ml/hr)} = \text{dosificacion (ml/min)} \times 60 = 45 \text{ ml/hr}$$

$$\text{Dosificación (ml/guardia)} = \text{dosificacion (ml/hr)} \times 12 = 540 \text{ ml/guardia}$$

$$\text{Dosificación (ml/día)} = \text{dosificacion (ml/guardia)} \times 2 = 1080 \text{ ml/día}$$

$$\text{Peso de reactivo (Kg/día)} = \frac{\text{dosificacion}(\frac{\text{ml}}{\text{Día}})}{1000} \times \text{densidad(MIBC)} = \left(\frac{1080}{1000}\right) \times 1 = 1.08 \text{ Kg/Día}$$

Para AEROFLOAT (A-208) (100%)

$$\text{Dosificación (ml/min)} = \left(\frac{1}{\text{dato probeta}}\right) \times \text{indicador} = \left(\frac{1}{20}\right) \times 8 = 0.4 \text{ ml/min}$$

$$\text{Dosificación (ml/hr)} = \text{dosificacion (ml/min)} \times 60 = 24 \text{ ml/hr}$$

$$\text{Dosificación (ml/guardia)} = \text{dosificacion (ml/hr)} \times 12 = 288 \text{ ml/guardia}$$

$$\text{Dosificación (ml/día)} = \text{dosificacion (ml/guardia)} \times 2 = 576 \text{ ml/día}$$

$$\text{Peso de reactivo (Kg/día)} = \frac{\text{dosificacion}(\frac{\text{ml}}{\text{Día}})}{1000} \times \text{densidad(MIBC)} = \left(\frac{576}{1000}\right) \times 1 = 0.576 \text{ Kg/Día}$$

Para XANTATO (Z-11) (10%)

$$\text{Dosificación (ml/min)} = \text{indicador} = 10 = 10 \text{ ml/min}$$

$$\text{Dosificación (ml/hr)} = \text{dosificacion (ml/min)} \times 60 = 600 \text{ ml/hr}$$



$$\text{Dosificación (L/guardia)} = \frac{\text{dosificación} \left(\frac{\text{ml}}{\text{Hr.}} \right)}{1000} \times \text{guardia} = \left(\frac{600}{1000} \right) \times 12 = 7.2$$

L/guardia

$$\text{Dosificación (L/día)} = \frac{\text{dosificación} \left(\frac{\text{ml}}{\text{Hr.}} \right)}{1000} \times \text{dia}(\text{hr}) = \left(\frac{360}{1000} \right) \times 2 = 14.4 \text{ L/día}$$

$$\text{Peso de reactivo (10\%) (Kg/día)} = \frac{\text{dosificación} \left(\frac{\text{L}}{\text{Día}} \right) \times 10}{100} = \frac{14.4 \times 10}{100} = 1.44 \text{ Kg/Día.}$$

2.2.19. Flotación de minerales

Balance metalúrgico de dos productos.

Tabla 26.

Balance Metalúrgico

A	B	C	D	E	F	G
			leyes	contenido (tm)	distribución (%)	
componentes	peso (tms)	peso (%)	%Pb	Pb	Pb	ratio
F	46.80	100.00	3.20	1.498	100.00	
Conc.Pb (C)	3.60	7.70	40.50	1.459	97.33	13.0
R	43.20	92.31	0.09	0.039	2.67	
					100.00	

Nota: Elaboración propia

Cálculo del concentrado (TMS).

$$C = \frac{F(f-t)}{(c-t)} = \frac{46.8(3.2 - 0.09)}{(40.50 - 0.09)} = 3.6 \text{ TMS.}$$

Donde:

C = tonelaje del concentrado.

f = ley de metal en alimentación.

t = ley del metal en relave.

c = ley del metal en concentrado

Cálculo del relave (TMS).

$$R = F - C = 46.8 - 3.6 = 43.2 \text{ TMS.}$$



COLUMNA A

Componentes, alimentación, concentrado y relave.

COLUMNA B

Peso de los componentes en TMS, calculados y obtenidos de planta.

COLUMNA C

Porcentaje en peso de los componentes.

$$\%P = \frac{\text{peso}}{\text{peso total}(F)} \times 100 = \frac{46.8}{46.8} \times 100 = 100\%$$

COLUMNA D

Leyes metálicas, obtenidas del laboratorio químico en %.

COLUMNA E

Contenido metálico (TM).

$$\text{C.M.} = \text{peso (TM)} \times \text{ley} = 46.80 \times \frac{3.20}{100} = \mathbf{1.498TM}$$

COLUMNA F

Distribución del porcentaje de recuperación.

$$\%R = \frac{\text{contenido metálico en el concentrado}}{\text{contenido metálico en el alimento}} \times 100 = \frac{1.459}{1.498} \times 100 = \mathbf{97.4\%}$$

COLUMNA F

Ratio de concentración (k).

$$K = \frac{\text{tonelaje de alimentación (TMS)}}{\text{tonelaje del concentrado(TMS)}} = \frac{46.80}{3.60} = \mathbf{13.0}$$

Cálculo de tiempo de flotación en la primera bancada.

Cálculo de la densidad de pulpa.

$$Dp = \frac{Ge}{Ge - \%S(Ge - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - (\frac{29}{100})(2.76 - 1)} = \mathbf{1.22}$$

Donde:

Dp = densidad de pulpa (g/L).

%S = porcentaje de sólidos.

Ge = gravedad específica.

Cálculo del volumen de pulpa.

$$V_p = \frac{1}{\left(\frac{\%S}{100}\right) \times Dp} = \frac{1}{\left(\frac{29}{100}\right) \times 1.400} = 2.38 \text{ litros}$$

Cálculo del volumen de celda.

$$V_c = A \times B \times C = 0.86 \times 0.81 \times 0.94 = 0.65 \text{ m}^3$$

Donde:

V_c = volumen de la celda (m^3).

A = base de la celda (m).

B = ancho de la celda (m).

C = altura de la celda (m).

Cálculo del tiempo de flotación por bancada.

$$T = \frac{V_c \times 1440 \times N}{F \times V_p} = \frac{0.65 \times 1440 \times 12}{40.3 \times 2.38} = 176.3 \text{ min}$$

Donde:

T = tiempo de flotación (min).

N = número de celdas en la bancada

F = tonelaje seco de mineral por 24 horas.

Cálculo de la velocidad de agitación en las celdas de flotación.

$$V_{agit.} = \frac{\text{diametro polea motor} \times \text{rpm del motor}}{\text{diametro del volante}} = \frac{5 \times 1740}{18} = 483.3 \text{ rpm}$$

Figura 4.

Balace de materiales

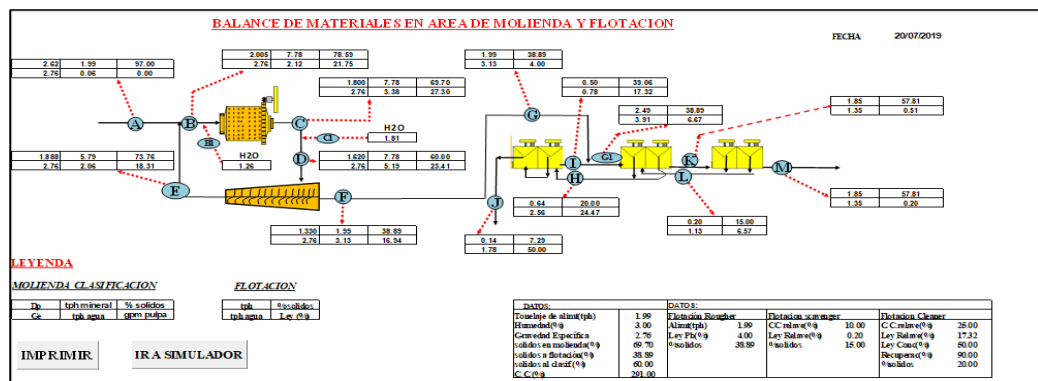


Tabla 27.

Datos para el Balance de Materiales

DATOS:		DATOS:					
Tonelaje de alimt(tph)	1.99	Flotación Rougher		Flotacion scavenger		Flotacion Cleaner	
Humedad(%)	3.00	Alimt(tph)	1.99	CC relave(%)	10.00	C.C.relave(%)	25.00
Gravedad Especifica	2.76	Ley Pb(%)	4.00	Ley Relave(%)	0.20	Ley Relave(%)	17.32
solidos en molienda(%)	69.70	%solidos	38.89	%solidos	15.00	Ley Conc(%)	50.00
solidos a flotación(%)	38.89					Recuperac(%)	90.00
solidos al clasif.(%)	60.00					%solidos	20.00
C.C.(%)	291.00						

Nota: Elaboración propia

Cálculos metalúrgicos de cada punto en molienda - clasificación.

Tabla 28.

Leyenda Área Molienda-Clasificación

Dp (P)	tph mineral (Q)	% solidos (R)
Ge (S)	tph agua (T)	gpm pulpa (U)

Nota: Elaboración propia

PUNTO A

Cuadro (P)

En este cuadro se determina la densidad de la pulpa.

$$Dp = \frac{Ge}{Ge - \left(\frac{\%S}{100}\right) \times (Ge - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - \left(\frac{97}{100}\right) \times (2.76 - 1)} = 2.62$$

Donde:

Dp: densidad de pulpa (g/L).

Ge: gravedad especifica.

%S: porcentaje de sólidos.

Cuadro (Q)

Tph de mineral = es el dato de la alimentación de mineral en toneladas por hora

(TMS/hr.)



Cuadro (R)

$$\%S = 100 - \%H = 100 - 3 = 97\%$$

Donde

%S: porcentaje de sólidos.

%H: porcentaje de humedad.

Cuadro (S)

Ge = gravedad específica, dato obtenido de la planta.

Cuadro (T)

$$\text{TPh de agua} = \left(\frac{\text{tph de mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)} \right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{1.99}{\left(\frac{97}{100}\right)} \right) - 1.99 = 0.06\text{tph de}$$

agua.

Donde

Tph: toneladas por hora de agua en la alimentación.

Cuadro (U)

En este punto no existe la formación de pulpa.

PUNTO B

Cuadro (P)

$$Dp = \frac{Ge}{Ge - \left(\frac{\%S}{100}\right) \times (Ge - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - \left(\frac{78.60}{100}\right) \times (2.76 - 1)} = 2.005$$

Cuadro (Q)

$$\text{Tph de mineral} = \text{tph mineral punto(A)} + \text{tph mineral punto (E)} = 1.73 +$$

$$5.03 = 6.76$$

Cuadro (R)

$$\%S = \frac{\text{tph(mineral)}}{\text{tph(mineral)} + \text{tph(agua)}} \times 100 = \frac{6.76}{6.76 + 1.84} \times 100 = 78.60$$

Cuadro (S)

Ge = gravedad específica, dato obtenido de la planta.



Cuadro (T)

$$\text{Tph agua} = \text{tph agua (punto A)} + \text{tph agua (punto E)} = 0.05 + 1.79 = \mathbf{1.84}$$

Cuadro (U)

$$\text{Gpm pulpa} = \frac{\left(\frac{\text{tph mineral}}{(\frac{\%S}{100})}\right)}{\left(\frac{100}{(\frac{\%S}{Ge}) + (100 - \%S)}\right)} \times \left(\frac{(\frac{1000}{60})}{3.785}\right) = \frac{\left(\frac{6.76}{(\frac{78.60}{100})}\right)}{\left(\frac{100}{(\frac{78.60}{2.76}) + (100 - 78.60)}\right)} \times \left(\frac{(\frac{1000}{60})}{3.785}\right) = \mathbf{18.89}$$

Donde

Gpm: flujo de pulpa en galones por minuto.

PUNTO B1

Cuadro (T)

$$\begin{aligned} \text{Tph agua} &= \left(\frac{\text{tph mineral (punto B)}}{\frac{\%S (\text{punto C})}{100}}\right) - \text{tph mineral (punto B)} - \text{tph agua (punto B)} \\ &= \left(\frac{6.76 (\text{punto B})}{\frac{69.70 (\text{punto C})}{100}}\right) - 6.76 - 1.84 = \mathbf{1.10} \end{aligned}$$

PUNTO C

Cuadro (P)

$$Dp = \frac{Ge}{Ge - \left(\frac{\%S}{100}\right) \times (Ge - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - \left(\frac{69.70}{100}\right) \times (2.76 - 1)} = \mathbf{1.800}$$

Cuadro (Q)

Tph mineral = al punto B.

Cuadro (R)

%S = Dato obtenido desde la planta, área molienda.

Cuadro (S)

Ge = Gravedad específica, dato obtenido de la planta.

Cuadro (T)

$$\begin{aligned} \text{TPh de agua} &= \left(\frac{\text{tph de mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)}\right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{6.76}{\left(\frac{69.70}{100}\right)}\right) - 6.76 = \mathbf{2.94 \text{tph de}} \\ &\text{agua.} \end{aligned}$$



Cuadro (U)

$$\text{Gpm pulpa} = \frac{\left(\frac{\text{tph mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{\%S}{Ge}\right) + (100 - \%S)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = \frac{\left(\frac{6.76}{\left(\frac{69.70}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{69.70}{2.76}\right) + (100 - 69.70)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = \mathbf{23.73}$$

Donde

Gpm: flujo de pulpa en galones por minuto.

PUNTO C1

Cuadro (T)

$$\text{Tph agua} = \left(\frac{\text{tph mineral (punto C)}}{\frac{\%S (\text{punto D})}{100}}\right) - \text{tph mineral (punto C)} - \text{tph agua (punto C)} =$$

$$\left(\frac{6.76}{\frac{60}{100}}\right) - 6.76 - 2.94 = \mathbf{1.57}$$

PUNTO D

Cuadro (P)

$$Dp = \frac{Ge}{Ge - \left(\frac{\%S}{100}\right) \times (Ge - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - \left(\frac{60}{100}\right) \times (2.76 - 1)} = \mathbf{1.620}$$

Cuadro (Q)

Tph mineral = al punto C.

Cuadro (R)

%S = Dato obtenido desde la planta, área clasificación.

Cuadro (S)

Ge = gravedad específica, dato obtenido de la planta.

Cuadro (T)

$$\text{TPh de agua} = \left(\frac{\text{tph de mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)}\right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{6.76}{\left(\frac{60}{100}\right)}\right) - 6.76 = \mathbf{4.51 \text{ tph de}}$$

agua.

Cuadro (U)



$$\text{Gpm pulpa} = \frac{\left(\frac{\text{tph mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{\%S}{Ge}\right) + (100 - \%S)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = \frac{\left(\frac{6.76}{\left(\frac{60}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{60}{2.76}\right) + (100 - 60)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = \mathbf{30.63}$$

Donde

Gpm: Flujo de pulpa en galones por minuto.

PUNTO E

Cuadro (P)

$$Dp = \frac{Ge}{Ge - \left(\frac{\%S}{100}\right) \times (Ge - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - \left(\frac{73.76}{100}\right) \times (2.76 - 1)} = \mathbf{1.888}$$

Cuadro (Q)

$$\text{Tph mineral} = \text{tph mineral (punto F)} \times \left(\frac{\%C.C.}{100}\right) = 1.73 \times \left(\frac{291}{100}\right) = \mathbf{5.03}$$

Cuadro (R)

$$\%S = \frac{100}{1 + \left(\frac{100 - \%S(D)}{\%S(D)}\right) - \left(\frac{\left(\frac{100 - \%S(F)}{\%S(F)} - \frac{100 - \%S(D)}{\%S(D)}\right)}{\frac{\%CC}{100}}\right)} = \frac{100}{1 + \left(\frac{100 - 60}{60}\right) - \left(\frac{\left(\frac{100 - 38.89}{38.89} - \frac{100 - 60}{60}\right)}{\frac{291}{100}}\right)} = \mathbf{73.76}$$

Donde:

%S (D): Porcentaje en el punto D.

CC%: Porcentaje de la carga circulante.

Cuadro (S)

Ge = Gravedad específica, dato obtenido de la planta.

Cuadro (T)

$$\text{TPh de agua} = \left(\frac{\text{tph de mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)}\right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{5.03}{\left(\frac{73.76}{100}\right)}\right) - 5.03 = \mathbf{1.79 \text{ tph de}}$$

agua.

Cuadro (U)

$$\text{Gpm pulpa} = \frac{\left(\frac{\text{tph mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{\%S}{Ge}\right) + (100 - \%S)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = \frac{\left(\frac{5.03}{\left(\frac{73.76}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{73.76}{2.76}\right) + (100 - 73.76)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = \mathbf{15.90}$$



Donde:

Gpm: Flujo de pulpa en galones por minuto.

PUNTO F

Cuadro (P)

$$Dp = \frac{Ge}{Ge - \left(\frac{\%S}{100}\right) \times (Ge - 1)} = \frac{2.76}{2.76 - \left(\frac{38.89}{100}\right) \times (2.76 - 1)} = 1.33$$

Cuadro (Q)

Tph mineral = Al punto A.

Cuadro (R)

%S = Dato obtenido desde la planta, área flotación.

Cuadro (S)

Ge = Gravedad específica, dato obtenido de la planta.

Cuadro (U)

$$Gpm \text{ pulpa} = \frac{\left(\frac{tph \text{ mineral}}{\left(\frac{\%S}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{\%S}{Ge}\right) + (100 - \%S)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = \frac{\left(\frac{1.73}{\left(\frac{38.89}{100}\right)}\right)}{\left(\frac{100}{\left(\frac{38.89}{2.76}\right) + (100 - 38.89)}\right)} \times \left(\frac{1000}{3.785}\right) = 14.73$$

Donde:

Gpm: Flujo de pulpa en galones por minuto.

Cálculos metalúrgicos de cada punto de flotación.

Tabla 29.

Leyenda del Área de Flotación

Tph	(P)	% solidos	(Q)
tph agua	(R)	Ley (%)	(S)

Nota: Elaboración propia

PUNTO G

Cuadro (P)

Tph mineral = Punto F.



Cuadro (Q)

%S = Punto F.

Cuadro (R)

$$\text{TPh de agua} = \left(\frac{\text{tph de mineral} \times 100}{\%S} \right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{1.73 \times 100}{38.89} \right) - 1.73 =$$

2.72tph de agua.

Cuadro (S)

Ley (%) = Dato obtenido de laboratorio químico.

PUNTO J

Cuadro (P)

$$\text{Tph concentrado} = \frac{\%R \times \text{tph mineral(planta)} \times \text{ley cabeza}}{\text{ley concentrado} \times 100} = \frac{90 \times 1.73 \times 4}{50 \times 100} = \mathbf{0.120}$$

Cuadro (Q)

$$\%S = \frac{\text{tph mineral} \times 100}{\text{tph mineral} + \text{tph agua}} = \frac{0.12 \times 100}{0.12 + 1.53} = \mathbf{7.27\%}$$

Cuadro (R)

Tph agua = tph agua (punto H) – tph agua (punto I) = 2.20 – 0.67 = **1.53 tph**
agua

Cuadro (S)

Ley (%) = Dato obtenido de laboratorio químico (ley de concentrado).

PUNTO I

Cuadro (P)

$$\text{Tph mineral} = \frac{\text{tph mineral (punto G)} \times \% \text{ CC de relave en celda cleaner}}{100} = \frac{1.73 \times 25}{100} = \mathbf{0.43}$$

Cuadro (Q)

$$\%S = \frac{\text{tph mineral} \times 100}{\text{tph mineral} + \text{tph agua}} = \frac{0.43 \times 100}{0.43 + 0.67} = \mathbf{39.09\%}$$



Cuadro (R)

$$\text{Tph agua} = \text{tph agua (punto G1)} - \text{tph agua (punto G)} = 3.39 - 2.72 = \mathbf{0.67 \text{ tph}}$$

agua

Cuadro (S)

Ley (%) = Dato de la ley de relave que retorna a celda rougher.

PUNTO G1

Cuadro (P)

$$\text{Tph mineral} = \text{tph mineral (punto G)} + \text{tph mineral (punto I)} = 1.73 + 0.43 =$$

2.16

Cuadro (Q)

%S = Dato obtenido en planta en la etapa de flotación rougher.

Cuadro (R)

$$\text{TPh de agua} = \left(\frac{\text{tph de mineral} \times 100}{\%S} \right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{2.16 \times 100}{38.89} \right) - 2.16 = \mathbf{3.39}$$

tph de agua.

Cuadro (S)

$$\text{Ley (\%)} = \frac{(\text{ley}(G) \times \text{tph mineral}(G)) + ((\text{ley relave}(I) \times \text{tph mineral}(I))}{\text{tph mineral (punto G1)}} =$$

$$\frac{(4 \times 1.73) + (17.32 \times 0.43)}{2.16} = \mathbf{6.65\%}$$

PUNTO H

Cuadro (P)

$$\text{Tph mineral} = \text{tph mineral (punto I)} + \text{tph mineral (punto J)} = 0.46 + 0.12 = \mathbf{0.55}$$

Cuadro (Q)

%S = Dato obtenido en planta en la etapa de flotación cleaner.

Cuadro (R)

$$\text{TPh de agua} = \left(\frac{\text{tph de mineral} \times 100}{\%S} \right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{0.55 \times 100}{20} \right) - 0.55 = \mathbf{2.20}$$

tph de agua.



Cuadro (S)

$$\text{Ley (\%)} = \frac{(\text{ley}(J) \times \text{tph mineral}(J)) + ((\text{ley relave}(I) \times \text{tph mineral}(I))}{\text{tph mineral (punto H)}} =$$

$$\frac{(50 \times 0.12) + (17.32 \times 0.43)}{0.55} = \mathbf{24.45}$$

PUNTO K

Cuadro (P)

$$\text{Tph mineral} = \text{tph mineral (punto G1)} - \text{tph mineral (punto H)} = 2.16 - 0.55 =$$

1.61

Cuadro (Q)

$$\%S = \frac{\text{tph mineral} \times 100}{\text{tph mineral} + \text{tph agua}} = \frac{1.61 \times 100}{1.61 + 1.19} = \mathbf{57.50\%}$$

Cuadro (R)

$$\text{Tph agua} = \text{tph agua (punto G1)} - \text{tph agua (punto H)} = 3.39 - 2.20 = \mathbf{1.19}$$

Cuadro (S)

$$\text{Ley (\%)} = \frac{(\text{ley}(G1) \times \text{tph mineral}(G1)) - ((\text{ley relave}(H) \times \text{tph mineral}(H))}{\text{tph mineral (punto K)}} =$$

$$\frac{(6.65 \times 2.16) - (24.45 \times 0.55)}{1.61} = \mathbf{0.57}$$

PUNTO L

Cuadro (P)

$$\text{Tph mineral} = \text{tph mineral (G)} \times \frac{(\%cc \text{ en scavenger})}{100} = 1.73 \times \frac{(10)}{100} = \mathbf{0.17\%}$$

Cuadro (Q)

%S = Dato obtenido en planta en la etapa de flotación Scavenger.

Cuadro (R)

$$\text{TPh de agua} = \left(\frac{\text{tph de mineral} \times 100}{\%S} \right) - \text{tph de mineral} = \left(\frac{1.17 \times 100}{15} \right) - 1.17 = \mathbf{0.96}$$

tph de agua.



Cuadro (S)

$$\text{Ley (\%)} = \frac{(\text{ley}(M) \times \text{tph mineral}(M)) + ((\text{ley relave}(K) \times \text{tph mineral}(K))}{\text{tph mineral (punto L)}} =$$

$$\frac{(0.20 \times 1.61) + (0.57 \times 1.61)}{0.17} = \mathbf{7.29\%}$$

PUNTO M

Cuadro (P)

$$\text{Tph mineral} = \text{tph mineral (punto G)} - \text{tph mineral (punto J)}$$

Cuadro (Q)

$$\%S = \frac{\text{tph mineral} \times 100}{\text{tph mineral} + \text{tph agua}} = \frac{1.61 \times 100}{1.61 + 1.19} = \mathbf{57.50\%}$$

Cuadro (R)

$$\text{Tph agua} = \text{tph agua (punto G)} - \text{tph agua (punto J)} = 2.72 - 1.53 = \mathbf{1.19}$$

Cuadro (S)

Ley (%) = Ley de relave obtenido de laboratorio químico.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. METODOLOGÍA DE INVESTIGACIÓN

Dado que se busca comprobar la hipótesis previamente establecida, así como los objetivos trazados, el presente trabajo de investigación será elaborado bajo el planteamiento metodológico del enfoque cualitativo.

Para llevar a cabo los objetivos, será necesario realizar una descripción de los procedimientos escogidos, con el fin de cumplir la verificación de las hipótesis planteadas. Que se realizara con el software Microsoft Excel para su posterior análisis e interpretación.

3.2. TÉCNICA PARA LA SELECCIÓN DE FORMULAS Y RECOLECCION DE DATOS

La selección de fórmulas matemáticas se realiza previa revisión bibliográfica referente al proceso y operación metalúrgica. El recojo de los datos se realizará in-situ de la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA –PUNO, que está ubicado en el distrito de Tiquillaca, de equipos y operaciones la recolección de datos permitirá hacer los cálculos respectivos con el simulador de las diferentes etapas de la planta.

3.3. LENGUAJE DE PROGRAMACION EN VISUAL BASIC

En esta segunda etapa se realiza el lenguaje de programación en el visual Basic para aplicaciones de Microsoft de Excel. Se realiza la programación dentro de los formularios y módulos. Introduciendo las fórmulas matemáticas previamente seleccionadas, los propios códigos de visual Basic en userform, textbox, combobox,



listbox, frame, checkbox, spinbutton, commandbutton, image y optionbutton. La programación se realiza para cada etapa del proceso y operación de la planta concentradora de la siguiente manera.

```
Private Sub CommandButton14_Click ()  
Load UserFormmolinodos  
UserFormmolinodos.Show  
End Sub
```

```
Private Sub TextBox22_Change ()  
Range ("datos! E239") = Format (Val (TextBox22.Value), "0. ###")  
TextBox22 = Format (Val (Range ("datos! E239"). Value), "0. ###")  
End Sub
```

```
Private Sub TextBox23_Change ()  
Range ("datos! E243") = Format (Val (TextBox23.Value), "0. ###")  
TextBox23 = Format (Val (Range ("datos! E243"). Value), "0. ###")  
End Sub
```

```
Private Sub TextBox24_Change ()  
Range ("datos! E240") = Format (Val (TextBox24.Value), "0. ###")  
TextBox24 = Format (Val (Range ("datos! E240"). Value), "0. ###")  
End Sub
```

```
Private Sub TextBox25_Change ()  
Range ("datos! E251") = Format (Val (TextBox25.Value), "0. ###")  
TextBox25 = Format (Val (Range ("datos! E251"). Value), "0. ###")  
End Sub
```

```
Private Sub TextBox26_Change ()  
Range ("datos! E249") = Format (Val (TextBox26.Value), "0. ###")  
TextBox26 = Format (Val (Range ("datos! E249"). Value), "0. ###")
```

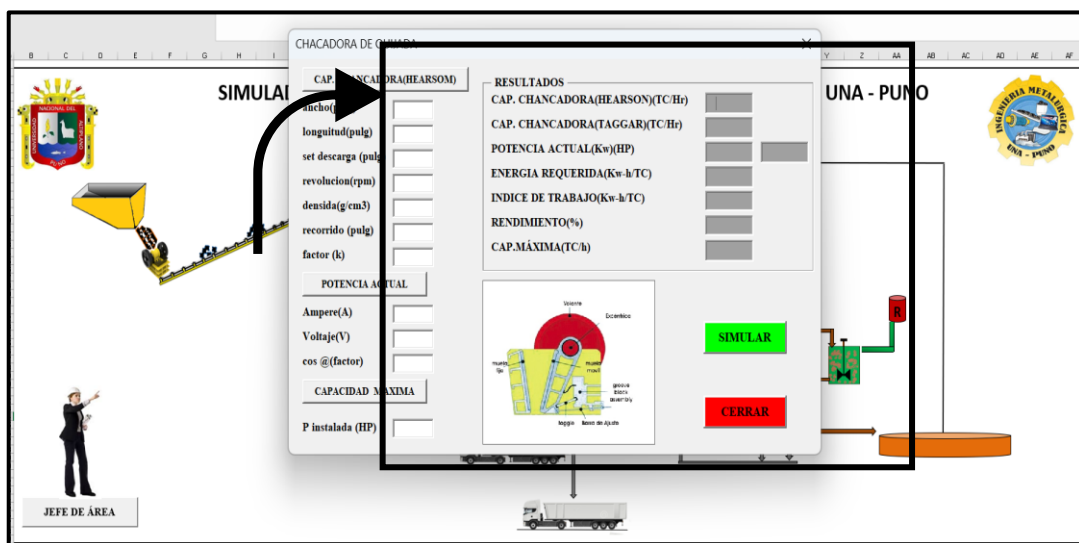
End Sub

3.4. SIMULADOR DESARROLLADO EN MICROSOFT EXCEL

Utilizando las hojas de cálculo en Microsoft Excel se diseña un diagrama de flujo del tipo pictórico, en visual Basic para aplicaciones se crea ventanas con las herramientas de objeto para dar forma según los cálculos a realizar en las áreas de la planta concentradora. Cada imagen que representa a los equipos se asigna los macros programados anteriormente para luego ejecutar.

Figura 5.

Simulador desarrollado en Microsoft Excel



3.5. TRABAJO DE CAMPO

3.5.1. Localización

Este trabajo se realizó en la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA – PUNO, localizada en la comunidad de “Paxa” del centro poblado de “Sonsori, distrito de Tiquillaca, provincia de puno del departamento de puno.

Figura 6.

Mapa del departamento de Puno



Nota: (MTC, 2017)

Para llegar a la zona de investigación (CIP Tiquillaca), usamos el sistema de geo posicionamiento de Google Earth, se sigue la siguiente ruta:

Tabla 30. .

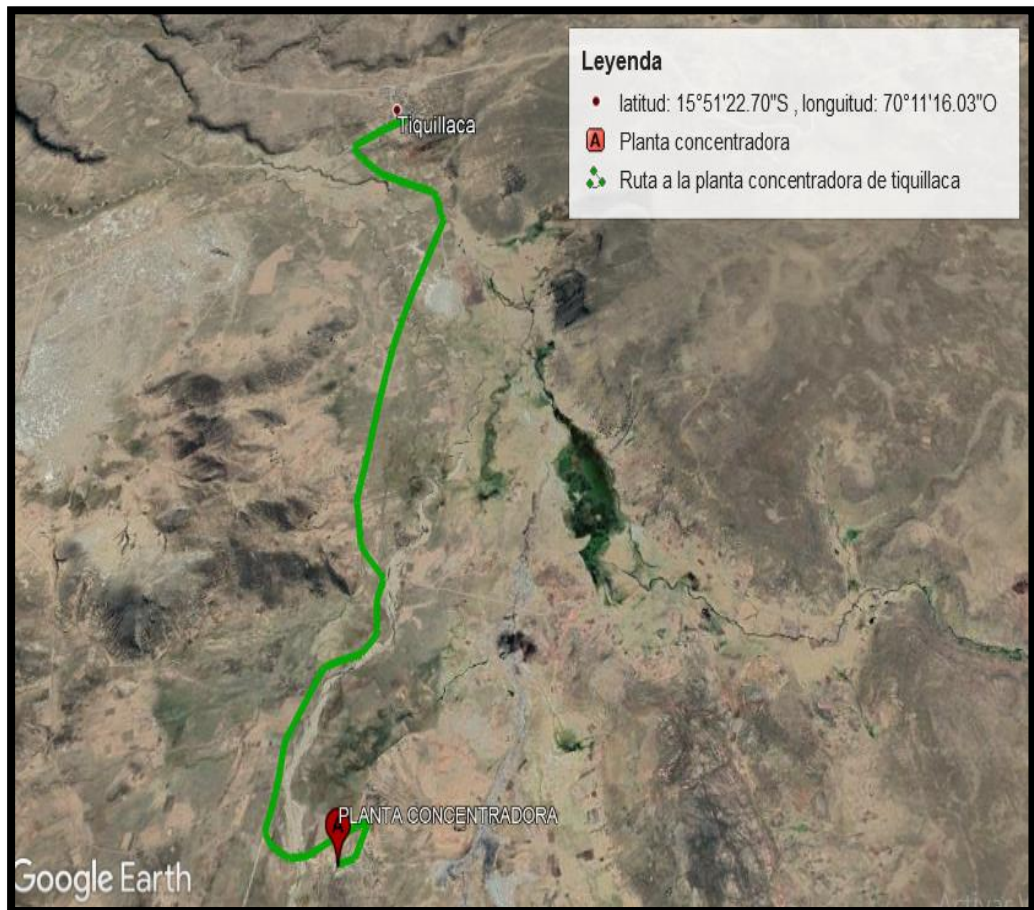
Ruta de acceso a la planta concentradora de Tiquillaca

Desde	Hasta	Distancia (Km)	Tiempo (min)
Ciudad de Puno	Distrito de Tiquillaca	25.3	41
Distrito de Tiquillaca	CIP Tiquillaca	7.5	11

Nota: Elaboración propia

Figura 7.

Ruta a la zona de estudio, imagen satelital.



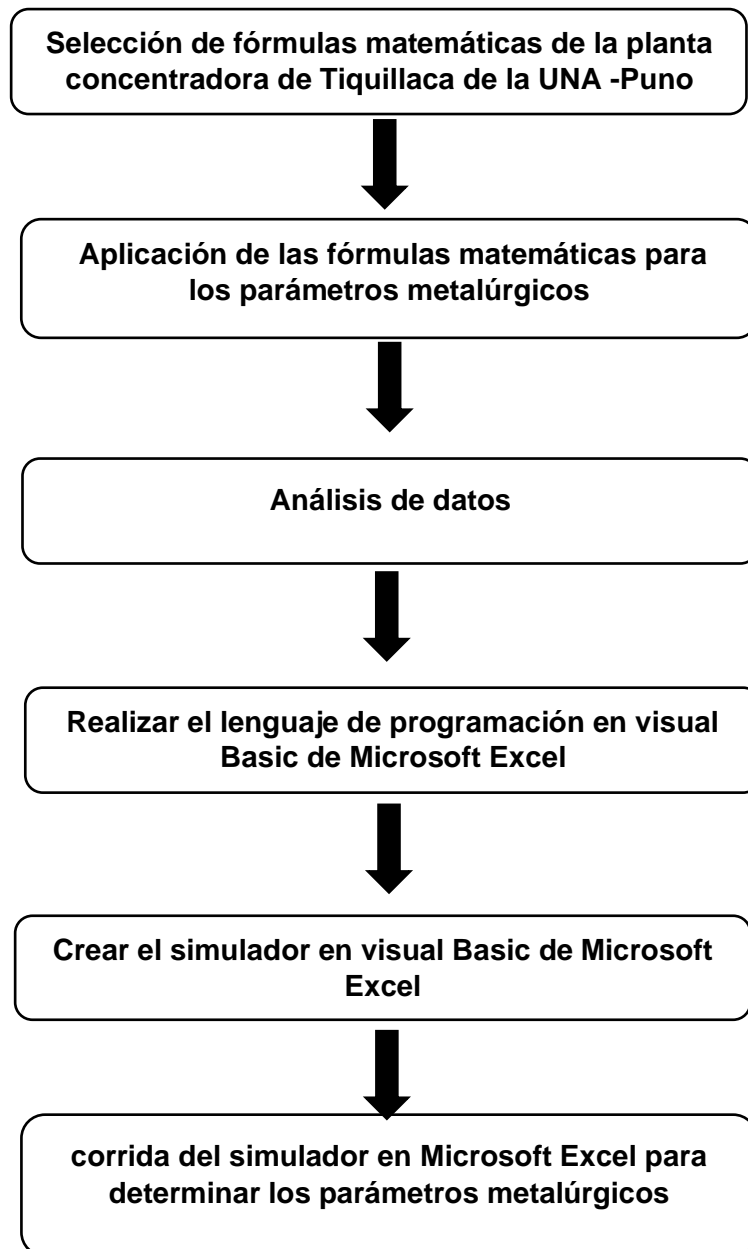
Nota: Google Earth

3.6. PROCEDIMIENTO

El procedimiento para realizar el simulador y de esta manera alcanzar los objetivos planteadas estará dado por un diagrama a se muestra a continuación.

Figura 8.

Diagrama de un simulador de la planta Concentradora de Tiquillaca de la UNA-Puno



Nota: Elaboración propia

3.7. MATERIALES

Para el presente trabajo de investigación se utilizó los materiales, equipos y herramientas:

- Equipos de protección personal (visita a planta concentradora).



- Cinta métrica
- Cuaderno de apuntes
- Tablero
- Plumones
- Lapicero y lápiz
- Laptop

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. RESULTADOS OBTENIDOS

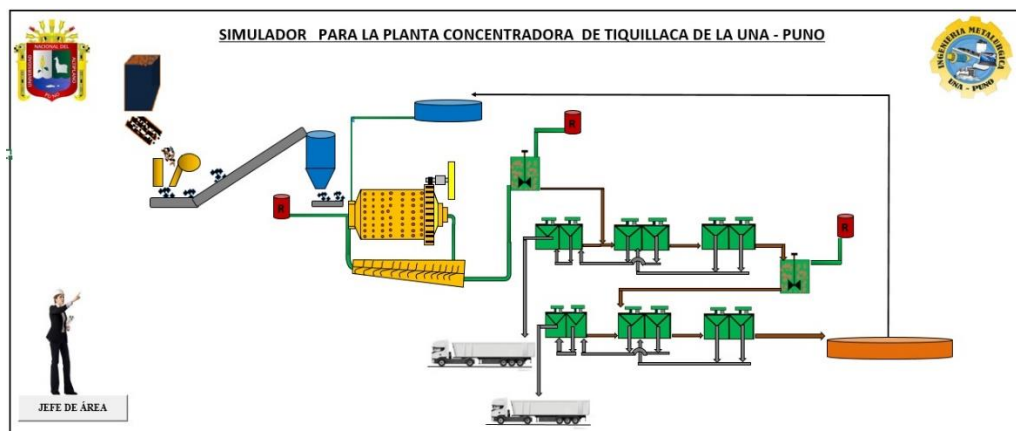
El simulador está constituido por formularios, datos e información. Los formularios elaborados presentaremos a través de figuras, los cuales tienen una entrada de datos (obtenidos de la planta concentradora de Tiquillaca de la Una – Puno), proceso de datos (cálculos) y salida de datos (resultados).

Al ingresar al simulador aparece una ventana para introducir el usuario y contraseña, luego una ventana principal con el diagrama de flujo (Flow Sheet) de la planta concentradora.

4.1.1. Ventana principal del simulador

Figura 9.

Simulador para la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA-Puno



Nota: Elaboración propia

4.1.2. Formulario para la capacidad de la tolva de gruesos

Figura 10.

Tolva de Gruesos

TOLVA DE GRUESOS

DIMENSIONES DE LA TOLVA

lado(a)(mts) 3.
lado(b)(mts) 3.2
lado(c)(mts) 1.8
altura(H)(mts) 4.6

DATOS ADICIONALES

Esp. vacios Ev(%) 14.
humedad(%) 4.
densidad(TM/m3) 2.37

RESULTADOS

CAP.TOLVA GRUESO (TMS) = 60.11

CERRAR SIMULAR

Nota: Elaboración propia

4.1.3. Formulario en la alimentación a la chancadora

Figura 11.

Análisis Granulometrico-F80

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO - F80

DATOS

MALLA	ABERTURA(um)	PESO(g)
3"	76200.	60.
2"	50800.	97.45
1"	25400.	118.76
3/4"	19050.	73.45
1/2"	12700.	38.67
1/4"	6350.	20.89
m4	4699.	5.23
-m4		7.21

RESULTADOS

F80(um) = 59918

CERRAR GRAFICA SIMULAR

M-TYLER

MALLA (um)	M-TYLER	M-TYLER
3"	76200	20 833
2"	50800	24 701
1 3/4"	44450	28 589
1 1/3"	38100	32 495
1"	25400	35 417
3/4"	19050	42 351
1/2"	12700	48 295
3/8"	9525	60 246
2.5	7925	65 208
3	6680	80 175
1/4"	6350	100 147
3.5"	5613	115 124
4	4699	150 104
5	3962	170 88
6	3327	200 74
7	2794	250 61
8	2362	270 53
9	1981	325 43
10	1651	400 37
12	1397	-400 0
14	1168	
16	991	

Nota: Elaboración propia

4.1.4. Formulario en chancado

Figura 12.

Chancadora de Quijada

Nota: Elaboración propia

4.1.5. Formulario en la descarga de la chancadora

Figura 13.

Análisis granulométrico (G-G. S) - P80

MALLA	ABERTURA(mm)	PESO(g)
1.12"	38100.	26.73
1"	25400.	78.45
3/4"	19050.	95.6
1/2"	12700.	224.1
1/4"	6350.	213.71
m4	4699.	81.18
m8	2362.	19.67
m8		40.34

Nota: Elaboración propia

4.1.6. Formulario en la faja transportadora

Figura 14.

Faja transportadora

% HUMEDAD	
peso humedo(g)	2000.
peso seco(g)	1930.

DENSIDAD APARENTE	
muestra seca(Kg)	38.5
vol. agua(Lt)	16.

GRAVEDAD ESPECÍFICA	
muestra seca(g)	2.66
peso agua(g)	51.569
muestra+agua(g)	53.265

CAPACIDAD DE FAJA	
peso corte(Kg/pie)	2.
veloc. faja(pie/min)	30.

RESULTADOS	
% DE HUMEDAD(%)	= 4
DENSIDAD APARENTE(Kg/Lt)	= 2.41
GRAVEDAD ESPECÍFICA	= 2.76
% DE ESPACIOS VACIOS(%)	= 13
CAPACIDAD FAJA(TMS/Hr.)	= 3.46

SIMULAR **CERRAR**

Nota: Elaboración propia

4.1.7. Formulario en tolva de finos

Figura 15.

Tolva de Finos

CAPACIDAD TOLVA DE FINO	
(ro)Radio del cilindro(m)	1.85
(H)Altura del cilindro(m)	2.38
(h)Altura del tronco de cono(m)	2.08
(R)Radio sup. del tronco de cono(m)	1.85
(r)Radio inferior del tronco de cono(m)	0.15

RESULTADOS	
CAPACIDAD DE TOLVA (TMS)	=67.63

CERRAR **SIMULAR**

Nota: Elaboración propia

4.1.8. Formulario en la faja de alimentación al molino

Figura 16.

Tratamiento diario en la Planta

HUMEDAD		DATOS EN FAJA		RESULTADOS	
peso humedo (g)	1000.	peso corte(Kg/pie)	2.	PORCENTAJE DE HUMEDAD(%)	=3
peso seco (g)	970.	vel. pie de faja(pie/seg)	4.17	CAPACIDAD POR HORA(TMS/Hr)	=1.73
		horas de operacion(h/dia)	24.	CAPACIDAD POR DIA (TMS/dia)	=40.27

Nota: Elaboración propia

4.1.9. Formulario en la dosificación de reactivos al molino

Figura 17.

Dosificación de reactivos

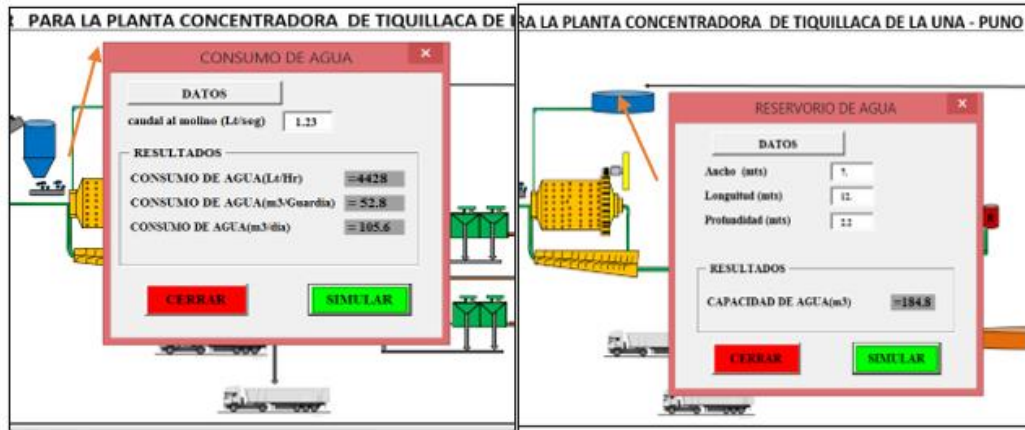
DATOS		RESULTADOS			
AEROPHINE (A-3418)(100%)		AEROPHINE(A-3418)(100%)			
Indicador (gotas/min)	9.	Caudal (ml/Hr)	=15.6	Caudal (ml/dia)	=374.4
dato probeta (ml/gotas)	35.	Caudal (ml/G)	=187.2	Peso (Kg/dia)	=0.37
MURIK (M-1700)(10%)		MURIK (M-1700)(10%)			
Indicador (ml/min)	15.	Caudal (ml/Hr)	=900	Caudal (Lt/dia)	=21.6
SILICATO DE SODIO(10%)		SILICATO DE SODIO(10%)			
Indicador (ml/min)	25.	Caudal (Lt/G)	=10.8	Peso (Kg/dia)	=2.16
SULFATO DE ZINC(10%)		SULFATO DE ZINC(10%)			
Indicador (ml/min)	22.	Caudal (ml/Hr)	=1320	Caudal (Lt/dia)	=31.68
CAL VIVA		CAL			
Indicador (Kg/hr)	0.5	Caudal (Lt/G)	=15.84	Peso (Kg/dia)	=3.168
		indicador de cal (Kg/TM mineral)	=12		
		consumo de cal (Kg/Dia)	=		

Nota: Elaboración propia

4.1.10. Formulario en el ingreso de agua al molino y reservorio

Figura 18.

Consumo de Agua y Reservorio de Agua

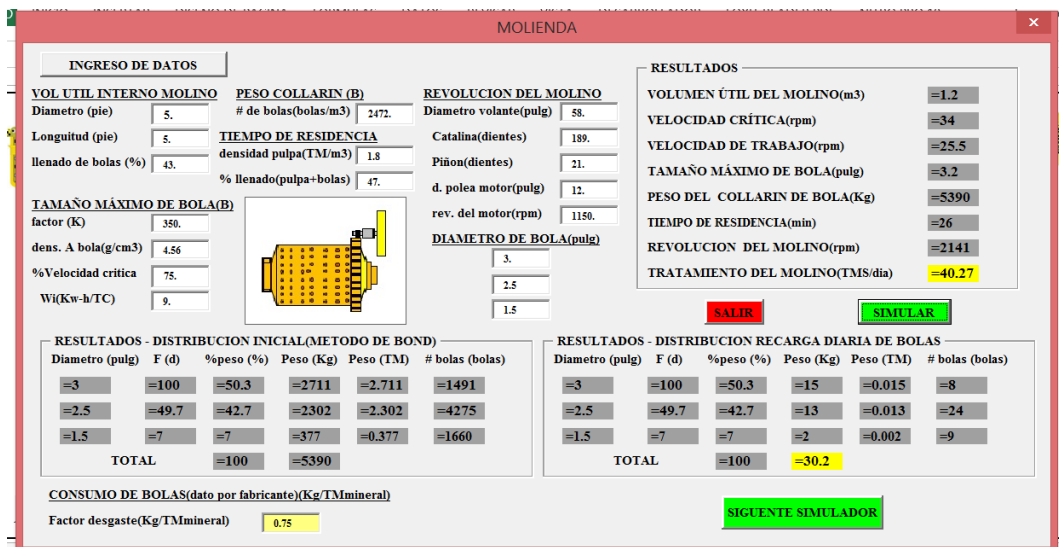


Nota: Elaboración propia

4.1.11. Formulario en molienda

Figura 19.

Datos de la Molienda



Nota: Elaboración propia

4.1.12. Formulario en la descarga del molino

Figura 22.

P80 - Descarga del Molino

MALLA	ABERTURA(um)	PESO(g)
m4	4699.	21.16
m10	1651.	16.44
m20	833.	19.67
m32	495.	26.73
m48	295.	21.45
m100	147.	81.18
m170	88.	213.71
-m170		224.1

M-TYLER	M-TYLER
MALLA (um)	MALLA (um)
3"	76200
2"	50800
1 3/4"	44450
1 1/2"	38100
1"	25400
3/4"	19050
1/2"	12700
3/8"	9525
2.5	7925
3	6680
1/4"	6350
3.5"	5613
4	4699
5	3962
6	327
7	2794
8	2362
9	1981
10	1651
12	1397
14	1168
16	991

RESULTADOS

P80 = 673
R. R. = 36.76

CERRAR SIMULAR

Nota: Elaboración propia

4.1.13. Formulario en el clasificador helicoidal

Figura 23.

Carga circulante (Corregido por método de Lagrange)

MALLA	ABERTURA(um)	PESOS RETENIDOS(g)			
		ALIM. FRESCO	PROD. MOLINO	REBOSE(OVER)	DESC.(UNDER)
m48	295.0	80.0	138.38	58.0	182.03
m65	208.0	45.96	55.06	34.0	64.98
m100	147.0	31.52	53.57	34.0	58.03
m150	103.0	9.36	43.65	43.0	46.13
m200	74.0	7.18	26.78	40.0	22.32
m270	53.0	4.72	17.36	35.0	11.41
-m270		80.0	161.2	253.0	111.1
TOTAL		=258.74	=496	=497	=496

RESULTADOS

CARGA CIRCULANTE (Cc) = 2.34
CARGA CIRCULANTE (Cc correg) = 2.91
CARGA CIRCULANTE(%) = 291
TAMAÑO DE CORTE(d50)(um) = 58.22

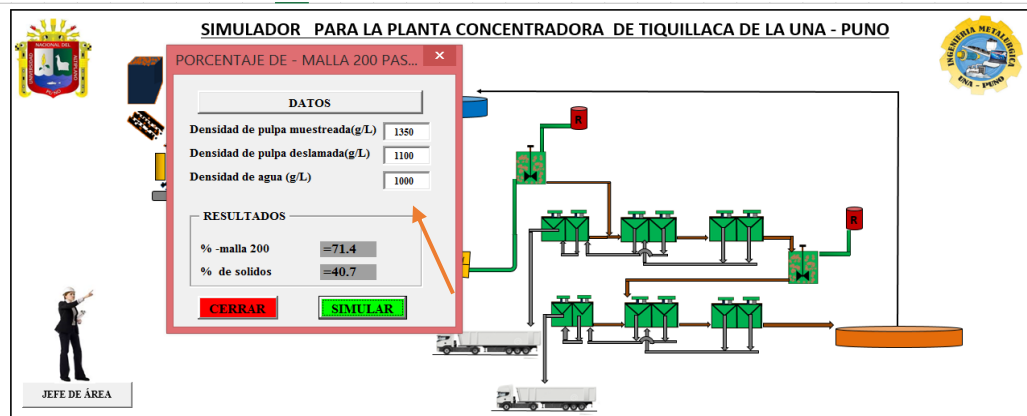
CERRAR SIMULAR

Nota: Elaboración propia

4.1.14. Formulario en la descarga del clasificador

Figura 24.

Porcentaje de malla 200 pasante

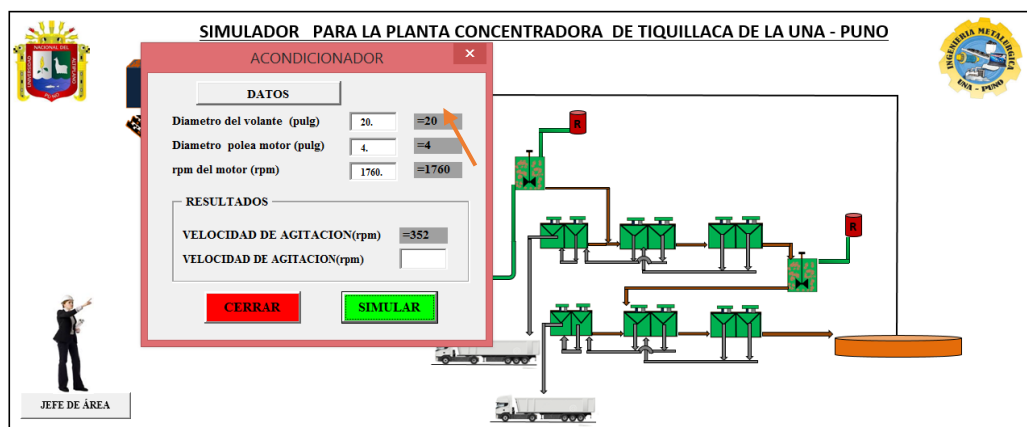


Nota: Elaboración propia

4.1.15. Formulario en el acondicionador de pulpa

Figura 25.

Datos del acondicionador



Nota: Elaboración propia

4.1.16. Formulario en la dosificación de reactivos a flotación

Figura 26.

Dosificación de Reactivos

DATOS			
ESPUMANTE (MICB)(100%)			
Indicador (gotas/min)	3.		
dato probeta (ml/gotas)	20.		
AEROFLOT (A-404)(100%)			
Indicador (gotas/min)	15.		
dato probeta (ml/gotas)	20.		
AEROFLOT (A-208)(100%)			
Indicador (gotas/min)	8.		
dato probeta (ml/gotas)	20.		
XANTATO (Z-11)(10%)			
Indicador (ml/min)	10.		

RESULTADOS			
ESPUMANTE(MICB)(100%)			
Caudal (ml/Hr)	=9	Caudal (ml/dia)	=216
Caudal (ml/G)	=108	Peso (Kg/dia)	=0.216
AEROFLOT (A-404)(100%)			
Caudal (ml/Hr)	=45	Caudal (ml/dia)	=1080
Caudal (ml/G)	=540	Peso (Kg/dia)	=1.08
AEROFLOT (A-208)(100%)			
Caudal (ml/Hr)	=24	Caudal (ml/dia)	=576
Caudal (ml/G)	=288	Peso (Kg/dia)	=0.576
XANTATO(Z-11)(10%)			
Caudal (ml/Hr)	=600	Caudal (Lt/dia)	=14.4
Caudal (Lt/G)	=7.2	Peso (Kg/dia)	=1.44

Nota: Elaboración propia

4.1.17. Formulario en el banco de celdas de flotación

Figura 27.

Celdas de Flotación

TIEMPO DE FLOTACION		VELOCIDAD DE AGITACION EN LA CELDA	
DATOS			
Base de la celda (mts)	0.86	Diametro del volante (pulg)	18.
Ancho de la celda (mts)	0.81	Diametro polea motor (pulg)	5.
Altura de la celda (mts)	0.94	rpm del motor (rpm)	1740.
# de celdas por banco (und.)	12.		
densidad pulpa(planta) (TM/m3)	1.4		

RESULTADOS	
TIEMPO DE FLOTACION(min)	=176.3
VELOCIDAD DE AGITACION(rpm)	=483.3

Nota: Elaboración propia

4.1.18. Formulario en la dosificación de reactivos y acondicionador en la flotación zinc

Figura 28.

Dosificación de Reactivo y Acondicionador

DOSIFICACION DE REACTIVO

DATOS

XANTATO(Z-6)(10%)
Indicador (ml/min) = 12.

SULFATO DE COBRE(10%)
Indicador (ml/min) = 10.

RESULTADOS

XANTATO(Z-6)(10%)
Caudal (ml/Hr) = 12 Caudal (Lt/día) = 17.28
Caudal (Lt/G) = 8.64 Peso (Kg/día) = 1.728

SULFATO DE COBRE(10%)
Caudal (ml/Hr) = 10 Caudal (Lt/día) = 14.4
Caudal (Lt/G) = 7.2 Peso (Kg/día) = 1.44

ACONDICIONADOR

DATOS

Diametro del volante (pulg) = 20. =20
Diametro polea motor (pulg) = 4. =4
rpm del motor (rpm) = 1760. =1760

RESULTADOS

VELOCIDAD DE AGITACION(rpm) = 352
VELOCIDAD DE AGITACION(rpm) =

Nota: Elaboración propia

4.1.19. Formulario en el concentrado bulk

Figura 29.

Balance Metalúrgico de dos productos

BALANCE METALURGICO

BALANCE METALURGICO DE DOS PRODUCTOS

DATOS

	PESO(TMS)	LEYES(%)
Alimento(F)	46.8	3.2
Concentrado Pb		40.5
Relave		0.09

RESULTADOS - BALANCE DE DOS PRODUCTOS

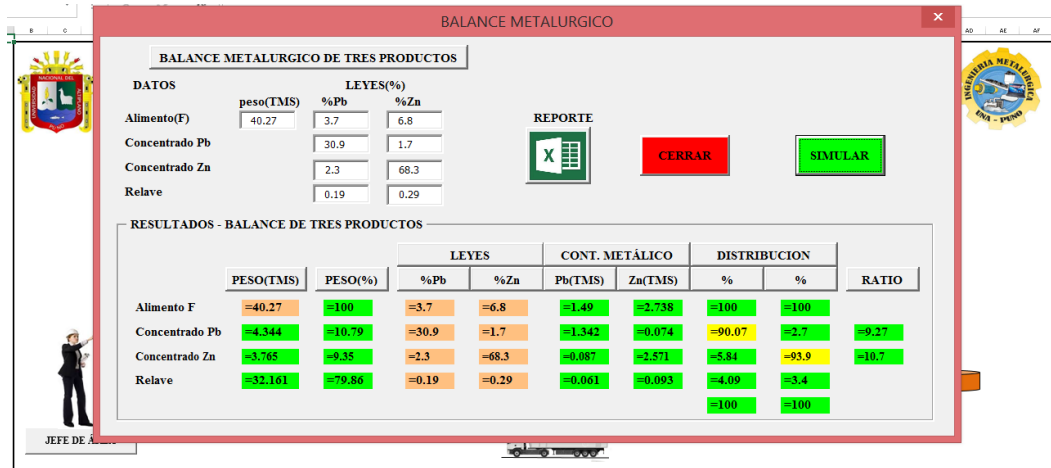
	PESO(TMS)	PESO(%)	LEYES Pb (%)	CONTENIDO MET. Pb (TMS)	DISTRIBUCION (%)	RATIO
Alimento F	46.8	100	3.2	1.498	100	
Concentrado Pb	3.602	7.7	40.5	1.459	97.4	13
Relave	43.2	92.31	0.09	0.039	2.6	
					100	

Nota: Elaboración propia

4.1.20. Formulario en el concentrado de zinc

Figura 30.

Balance Metalúrgico de tres productos

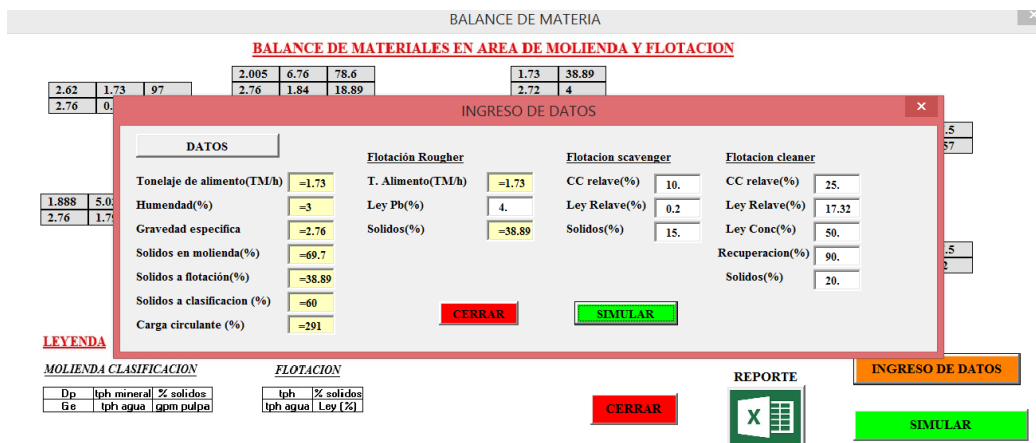


Nota: Elaboración propia

4.1.21. Formulario en balance de materiales

Figura 31.

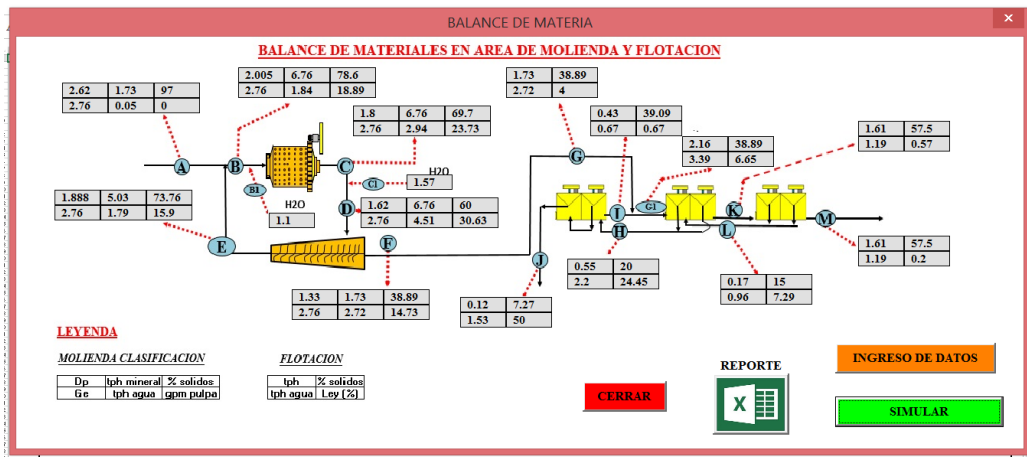
Ingreso de datos en el simulador (Balance de Materia)



Nota: Elaboración propia

Figura 32.

Balace de materiales en Área de molienda y Flotación

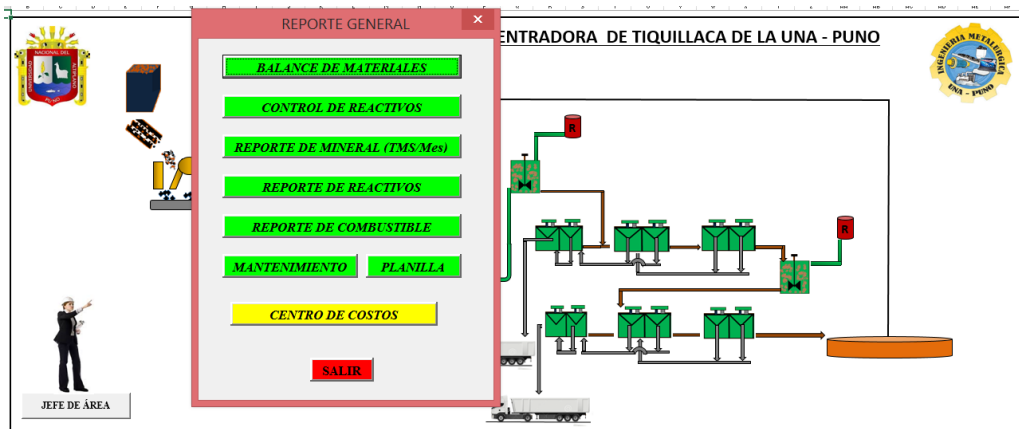


Nota: Elaboración propia

4.1.22. Formulario en el jefe de área

Figura 33.

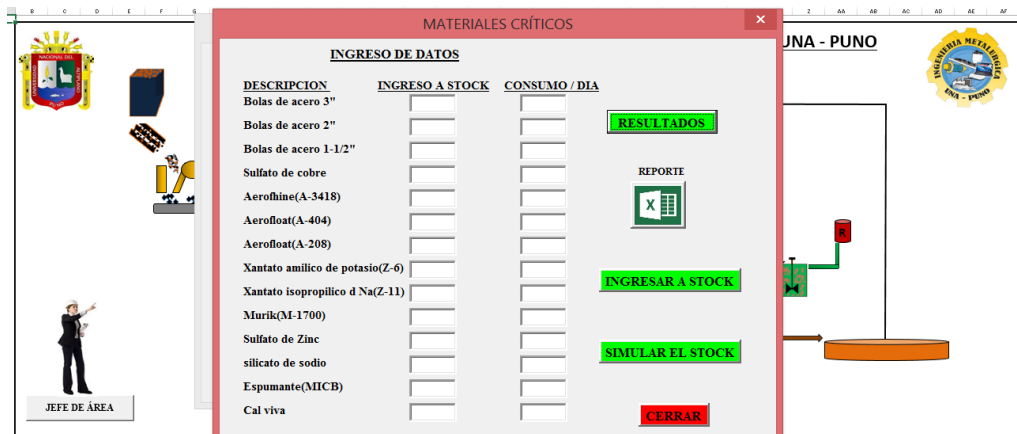
Reporte General



Nota: Elaboración propia

Figura 34.

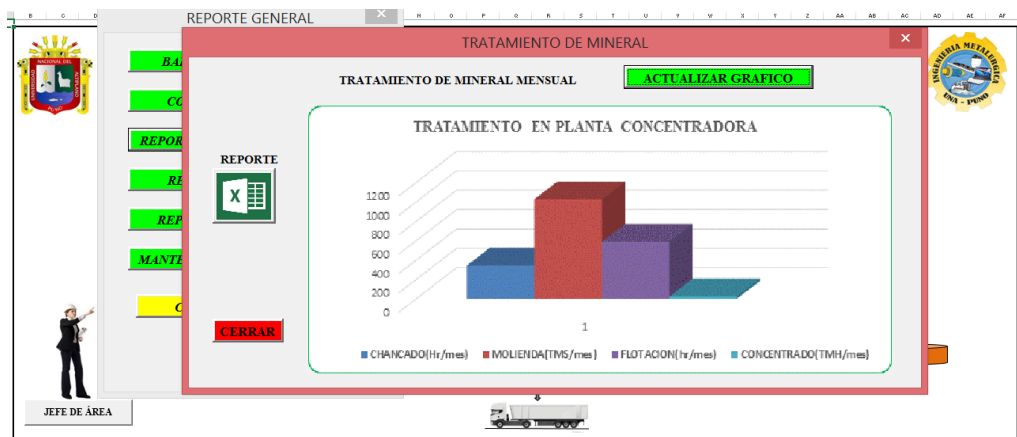
Materiales Críticos



Nota: Elaboración propia

Figura 35.

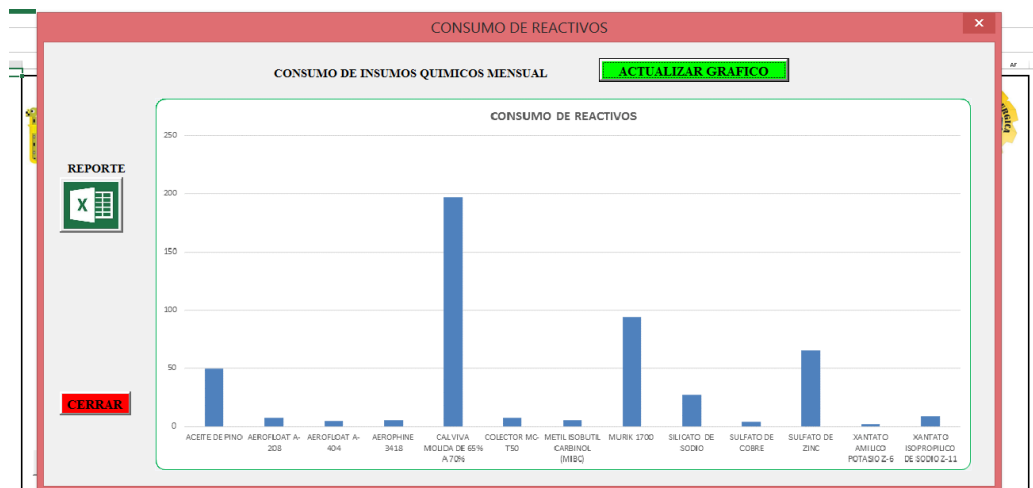
Tratamiento de Mineral



Nota: Elaboración propia

Figura 36.

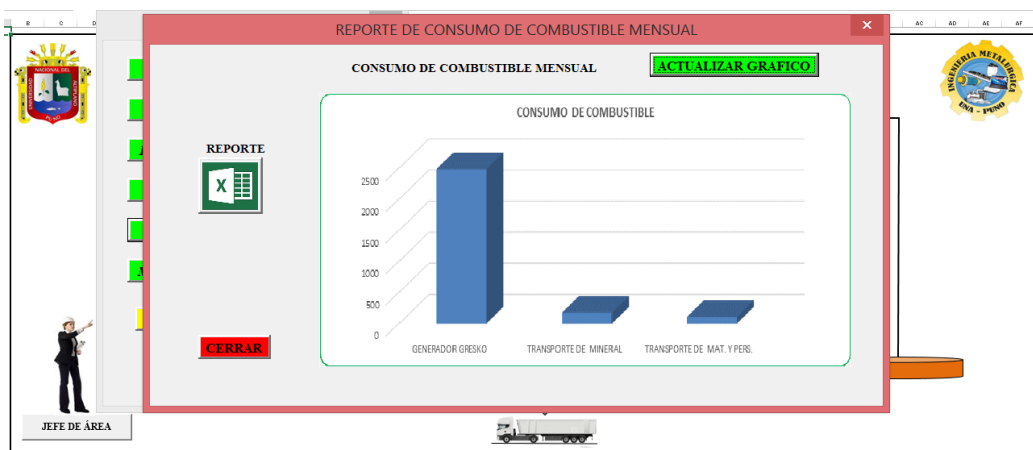
Consumo de Reactivos Químico mensual



Nota: Elaboración propia

Figura 37.

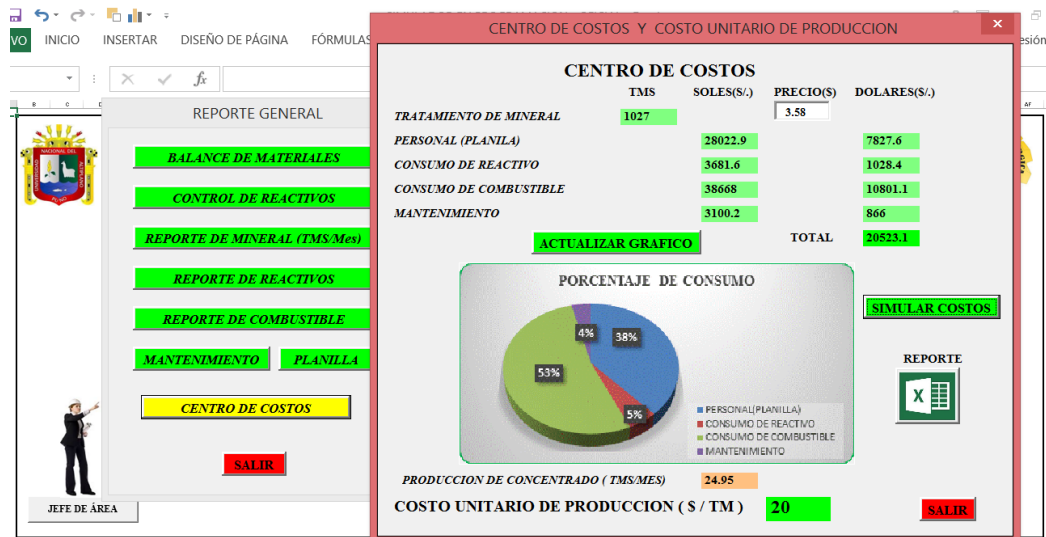
Reporte de consumo de combustible mensual



Nota: Elaboración propia

Figura 38.

Centro de costos y costo unitario de producción



Nota: Elaboración propia



V. CONCLUSIONES

- El desarrollo de un simulador en Microsoft Excel incidió positivamente en el control teórico de los parámetros metalúrgicos de la planta concentradora de Tiquillaca de la UNA – PUNO, porque está constituido por una gran cantidad de datos e información presentados a través de figuras de cada formulario, diseñado para obtener los resultados en base a las necesidades detectadas y/o requeridas en cada etapa de la operación y/o proceso para determinar los parámetros metalúrgicos.
- Se logró la correcta selección de fórmulas matemáticas en base a la orientación bibliográfica para el desarrollo del simulador.
- Se logró realizar el lenguaje de programación en Visual Basic de Microsoft Excel.
- La creación de un simulador en Microsoft Excel permitió realizar teóricamente las evaluaciones metalúrgicas en la planta concentradora.



VI. RECOMENDACIONES

- Se recomienda desarrollar e implementar un simulador con diferentes tipos de circuito.
- Se recomienda adecuar el simulador de Microsoft Excel en plantas concentradoras ubicados en la región y el país, con operaciones (chancado, molienda y clasificación) y procesos (flotación) similares al CIP Tiquillaca de la Universidad Nacional del Altiplano – Puno.
- Se recomienda agregar y/o modificar los formularios presentados según a la necesidad y requerimientos del operador.
- Se puede realizar otras investigaciones para perfeccionar el simulador desarrollado.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Aquiles, L. (2010). Optimización y simulación de procesos metalúrgicos. (Primera ed.). Lima., Perú: Colecciones Jovic. p. 86
- Austin, Leonard G. Fernando. Concha A, Fernando. (1994). Diseño y Simulación de Circuito de Molienda y Clasificación. PROGRAMA IBEROAMERICANO DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA PARA EL DESARROLLO. Concepción-Chile.
- Azañero, A. (2015). Flotación y Concentración de Minerales. Lima, Perú: Colecciones Jovic.pp. 254-255.
- Chambi Condori, D. (2013). Diseño de un Molino de Bolas para la Corporación Minera Ananea S.A.
Experimentales"; Editorial Cáceres. Lima- Perú.
- Flsmidth Minerals, "Reference table for Mineral Processing", pp. 46 – 61, 62 – 77
- García Mogollón, J. E. (2015). Diseño de gasoductos mediante el uso de herramientas computacionales de propósito general.
- Lynch, A. J. (1986). Circuitos de trituración y molienda de minerales (su Simulación, Optimización, Diseño y Control). Editorial Rocas y Minerales.
- Manzaneda, C. José 2004. "Procesamiento de Minerales y Diseños"
- Medina Febre, J. D., & Uracahua Llerena, A. Y. (2016). Implementación de un simulador en microsoft excel aplicado a las operaciones metalúrgicas del laboratorio de procesamiento de minerales de la Universidad Nacional de Trujillo.
- Ministerio de transportes y comunicaciones (MTC), (2017). Mapa vial del distrito de Tiquillaca. Sistema Nacional de Carreteras.
- Microsoft. Excel Solver. URL <https://exceltotal.com/activar-excel-solver/>.
- Microsoft (2013). VisualBasic.URL <https://msdn.microsoft.com/eses/library/2x7h1hfk.aspx>.



quiros núnnez, i. (1986). ingeniería metalúrgica (operaciones unitarias en procesamiento de minerales).

Recomendación: Citar tesis de su escuela profesional y/o del repositorio institucional. (www.repositorio.unap.pe).

Tello Palma, E. (2007). Estudio y simulación del proceso de secado de la quinua (*chenopodium quinoa willd*) en un secador de lecho fluidizado continuo.

Tecsup, "Trituración y molienda de minerales", Programa de capacitación continua, p. 03.

Taggart, F. A. (1962). "Hand Book of Mineral Dressing"; New York.

Tremblay, J., P. (2011). Introducción a las ciencias de las computadoras. Estados Unidos: McGraw-Hill.

Sepúlveda, Jaime. Gutiérrez R., Leonel. (1986). dimensionamiento y optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática. Centro de Investigaciones Minera y Metalúrgica. Chile.

Valdivia Rivera, F. R. (2016). Análisis y mejora de procesos en la planta de producción de una empresa minera de concentrado de cobre.



ANEXOS

ANEXO 1. Evidencias fotográficas



Figura A.1. Planta concentradora de Tiquillaca (UNA-PUNO)



Figura A.2. Descarga del mineral



Figura A.3. Tolva de gruesos de la planta concentradora de Tiquillaca



Figura A.4. Inspección de la planta concentradora de Tiquillaca



Figura A.5. Celdas de acondicionamiento de la planta concentradora de Tiquillaca



Figura A.6. Planta concentradora de Tiquillaca



Figura A.7. Celda de acondicionamiento



Figura A.8. Celdas de Flotación



Figura A.9. Evaluación de la flotación de las burbujas



Figura A.10. Faja transportadora de la planta concentradora de Tiquillaca



Figura A.11. Celdas de flotación



Figura A.12. Clasificador Helicoidal



Figura A.13. Celda de acondicionamiento (Reactivos)



Figura A.14. Área señalizada de la planta concentradora de Tiquillaca



Figura A.15. Tolva de finos



Figura A.16. Bolas del molino de diferentes diámetros



Figura A.17. Evaluación de la operación de la tolva de finos



Figura A. 18. Área de concentrados



Figura A.19. Relave de la planta concentradora de Tiquillaca



Figura A.20. Cancha relavera de la planta concentradora de Tiquillaca

ANEXO 2. Simulador planta concentradora Tiquillaca

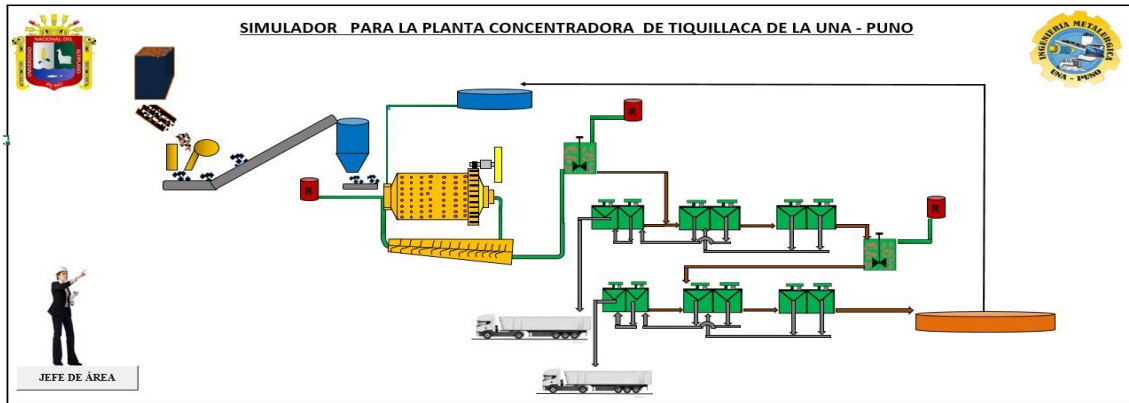


Figura B.1. Simulador para la planta concentradora de Tiquillaca

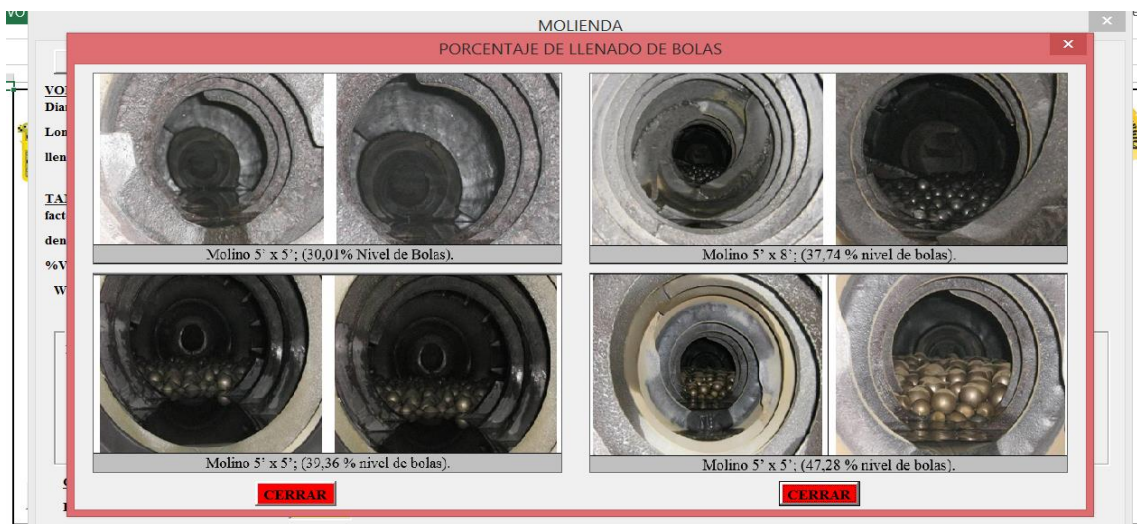


Figura B.2. Diámetro de bolas

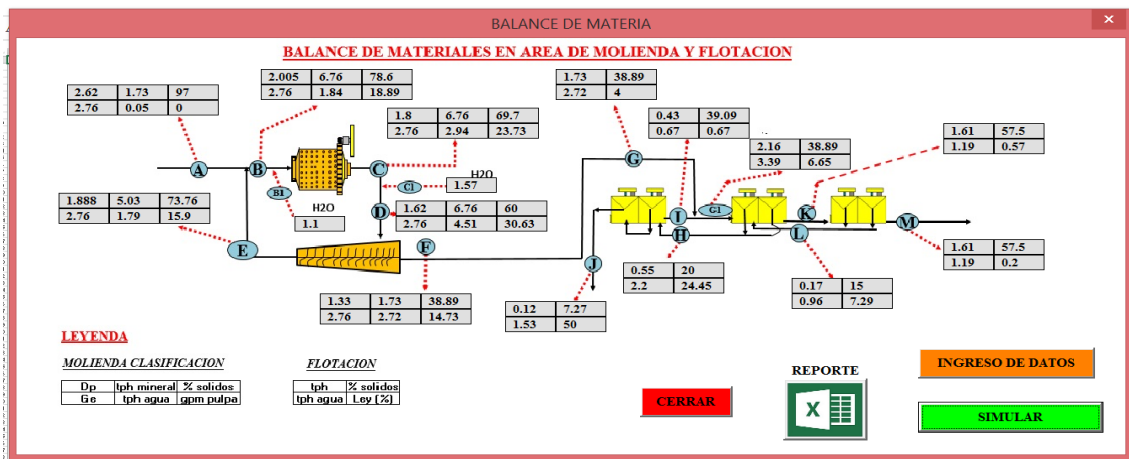



Figura B.3. Balance de materiales y agua en el área de Molienda y Flotación



ANEXO 3. Declaración jurada de autenticidad de tesis

 Universidad Nacional del Altiplano Puno  Vicerrectorado de Investigación  Repositorio Institucional

DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo JOSE LUIS MORALES ACERO
identificado con DNI 72270119 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

INGENIERÍA METALÚRGICA

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado
 Título Profesional denominado: DESARROLLO DE UN SIMULADOR EN MICROSOFT EXCEL
"(VISUAL BASIC) PARA EL CONTROL DE PARÁMETROS METALÚRGICOS EN LA
PLANTA CONCENTRADORA DE TIQUILLACA DE LA UNA - PUNO"

"Es un tema original.

Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.


Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso




Puno 16 de MAYO del 2024


FIRMA (obligatoria)


Huella



ANEXO 4. Autorización para el depósito de tesis en el Repositorio Institucional

 Universidad Nacional del Altiplano  Vicerrectorado de Investigación  Repositorio Institucional

AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo JOSE LUIS NORALES ACERO, identificado con DNI 77270119 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado
INGENIERIA METALURGICA

, informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación para la obtención de Grado Título Profesional denominado: DESARROLLO DE UN SIMULADOR EN MICROSOFT EXCEL (VISUAL BASIC) PARA EL CONTROL DE PARÁMETROS METALÚRGICOS EN LA PLANTA CONCENTRADORA DE TIQUILLACA DE LA UNA - PUNO

" Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.


En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:


Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 16 de MAYO del 20 24



FIRMA (obligatoria)



Huella