



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



**“EVALUACIÓN DEL TAMAÑO DE PARTÍCULA Y  
FLOTACIÓN PARA MEJORAR EL PORCENTAJE DE  
RECUPERACIÓN EN EL CONCENTRADO DE ORO EN  
LA CIA CORI PUNO S.A.C.”**

**TESIS**

**PRESENTADA POR:**

**JUAN JOSÉ MAMANI BENITO**

**PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:**

**INGENIERO METALURGISTA**

**PUNO – PERÚ**

**2020**



## DEDICATORIA

*A mis padres; por todo el apoyo incondicional, económico y moral que me dieron lo cual me dio fuerzas para salir adelante en mis estudios y desarrollo profesional.*

*A mis hermanos por todo el apoyo moral que siempre me dan para continuar mis estudios y desarrollo profesional*

*A Dios por ser el guía en mi camino y permitir que lo que un día anhele, sea hoy un sueño hecho realidad. A mi cuadro espiritual por protegerme y guiarme.*

**Juan José Mamani Benito**



## AGRADECIMIENTO

*Doy gracias a Dios y a mi alma mater Universidad Nacional Del Altiplano por darme educación, fortaleza, dedicación, para llevar este proceso a la meta, demostrando que los sueños se cumplen cuando se quiere lo que se hace, y queda la satisfacción de la enseñanza dada por la experiencia de los docentes que estuvieron en mi paso por la universidad.*

*Agradecer a los miembros de jurado de tesis Dr. Antonio Walter Sarmiento Sarmiento, M.Sc. Julio Alberto Maquera Gil, M.Sc. Sergio Tito Arohuanca Mamani, por el apoyo incondicional que me dieron.*

**Juan José Mamani Benito**



# ÍNDICE GENERAL

**DEDICATORIA**

**AGRADECIMIENTO**

**ÍNDICE GENERAL**

**ÍNDICE DE FIGURAS**

**ÍNDICE DE TABLAS**

**ÍNDICE DE ACRÓNIMOS**

**RESUMEN ..... 10**

**ABSTRACT..... 11**

## **CAPITULO I**

### **INTRODUCCIÓN**

**1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA ..... 13**

**1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA ..... 13**

1.2.1. Problema general 13

1.2.2. Problemas específicos 14

**1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN ..... 14**

1.3.1. Hipótesis general 14

1.3.2. Hipótesis específico 14

**1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACION..... 15**

**1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN..... 15**

1.5.1. Objetivo general 15

1.5.2. Objetivos específicos 16

## **CAPITULO II**

### **REVISIÓN DE LITERATURA**

**2.1. MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL ..... 17**

2.1.1. Flotabilidad del oro 17

2.1.2. Oro libre 17

2.1.3. Minerales de oro 17

2.1.4. Minerales asociados al oro 18

2.1.5. Granulometría: 18

2.1.6. Densidad de pulpa: 18

2.1.7. Reactivo AP-4037 19

2.1.8. Efectos de la granulometría en la flotación 19



2.1.9.	Molienda y clasificación	20
2.1.10.	Variables operativas de los molinos	22
2.1.11.	Flotación	27
2.1.12.	Termodinámica de la flotación	28
2.1.13.	Variables del proceso de flotación	32
2.1.14.	Flotación por espumas	34
2.1.15.	Reactivos de flotación	36
2.1.16.	Cinética de flotación	37
2.1.17.	Revisión metodológica	38
<b>2.2.</b>	<b>ANTECEDENTES.....</b>	<b>39</b>
<b>CAPITULO III</b>		
<b>MATERIALES Y MÉTODOS</b>		
<b>3.1.</b>	<b>UBICACIÓN GEOGRAFICA.....</b>	<b>45</b>
<b>3.2.</b>	<b>MATERIALES.....</b>	<b>46</b>
3.2.1.	Reactivos	46
<b>3.3.</b>	<b>METODOLOGÍA.....</b>	<b>46</b>
3.3.1.	Tipo y diseño de la investigación	46
3.3.2.	Método de la investigación	47
<b>3.4.</b>	<b>POBLACIÓN Y MUESTRA .....</b>	<b>47</b>
3.4.1.	Población	47
3.4.2.	Muestra	47
<b>3.5.</b>	<b>DISEÑO ESTADÍSTICO.....</b>	<b>48</b>
3.5.1.	Tratamiento de los datos	48
3.5.2.	Formulación del diseño experimental y análisis estadístico	48
3.5.3.	Diseño factorial (2k)	48
<b>3.6.</b>	<b>OPERACIÓN DE VARIABLES .....</b>	<b>49</b>
3.6.1.	Variable dependiente:	49
3.6.2.	Variable independiente:	49
<b>3.7.</b>	<b>MÉTODOS Y PROCEDIMIENTOS DE LA INVESTIGACIÓN.....</b>	<b>49</b>
3.7.1.	Procedimiento de investigación	50
3.7.2.	Caracterización del mineral	51
3.7.3.	Pruebas de moliendabilidad	52
3.7.4.	Prueba de gravimetría	54
3.7.5.	Pruebas de flotación	55



3.7.6.	Pruebas de cinética de flotación	56
3.7.7.	Pruebas de flotación rougher - scavenger	56
3.7.8.	Pruebas de flotación cíclicas	57
3.7.9.	Técnicas de recolección y procesamiento de datos	57
3.7.10.	Pruebas experimentales	63

## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

<b>4.1.</b>	<b>CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.....</b>	<b>66</b>
	<b>PRUEBAS DE GRAVIMETRÍA .....</b>	<b>66</b>
<b>4.2.</b>	<b>PRUEBAS DE FLOTACIÓN .....</b>	<b>68</b>
4.2.1.	Pruebas 1 y 2 de cinética de flotación	69
4.2.2.	Prueba de flotación Rougher – Scavenger	70
4.2.3.	Pruebas de flotación.	72
<b>4.3.</b>	<b>SELECCIÓN DE VARIABLES PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO ..</b>	<b>74</b>
<b>4.4.</b>	<b>ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE FLOTACIÓN MEDIANTE DISEÑO FACTORIAL .....</b>	<b>75</b>
4.4.1.	Evaluación del proceso	77
4.4.2.	Prueba Tukey para el análisis de varianza	77
4.4.3.	Prueba Tukey de granulometría	78
4.4.4.	Prueba Tukey para densidad de pulpa	80
4.4.5.	Prueba Tukey para AP 4037%	82
<b>4.5.</b>	<b>INTERPOLACIÓN DE VARIABLES PARA HALLAR VALORES ÓPTIMOS.....</b>	<b>84</b>
<b>V.</b>	<b>CONCLUSIONES .....</b>	<b>85</b>
<b>VI.</b>	<b>RECOMENDACIONES .....</b>	<b>86</b>
<b>VII.</b>	<b>REFERENCIAS .....</b>	<b>87</b>
<b>ANEXOS</b>	<b>.....</b>	<b>89</b>

**Área** : Metalurgia extractiva

**Tema** : Flotación y Concentración de Minerales

**FECHA DE SUSTENTACIÓN** 26 noviembre del 2020



## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>Figura N° 1:</b> Molino de bolas Cori Puno.....	22
<b>Figura N° 2:</b> Partícula hidrofóbica. ....	30
<b>Figura N° 3:</b> Partícula gaseosa. ....	31
<b>Figura N° 4:</b> Superficie hidrófila e hidrófoba.....	31
<b>Figura N° 5:</b> Variables de flotación.....	33
<b>Figura N° 6:</b> Celda scavenger Cori Puno. ....	34
<b>Figura N° 7:</b> Diagrama de proceso .....	36
<b>Figura N° 8:</b> Cinética de flotación.....	37
<b>Figura N° 9:</b> Ubicación del lugar de Estudio.....	45
<b>Figura N° 10:</b> Esquema general de pruebas. ....	51
<b>Figura N° 11:</b> Esquema de prueba de moliendabilidad.....	53
<b>Figura N° 12:</b> Curva de moliendabilidad.....	53
<b>Figura N° 13:</b> Esquema de prueba de gravimetría.....	55
<b>Figura N° 14:</b> Diseño de Tolva de Gruesos de la minera Cori Puno.....	59
<b>Figura N° 15:</b> Esquema Experimental.....	65
<b>Figura N° 16:</b> Esquema de Gravimetría. ....	67
<b>Figura N° 17:</b> Esquema de prueba de Cinética de Flotación.....	69
<b>Figura N° 18:</b> Prueba 1 de Cinética de Flotación.....	70
<b>Figura N° 19:</b> Prueba 2 de cinética de Flotación.....	70
<b>Figura N° 20:</b> Esquema de pruebas Rougher – Scavenger abiertas. ....	71
<b>Figura N° 21:</b> Grafica de Intervalos de %Recuperación en base al factor Granulometr. .....	79
<b>Figura N° 22:</b> Diferencias de medias de % Recuperación del factor Granulometría... ..	79
<b>Figura N° 23:</b> Grafica de Intervalos de %Recuperación en base al factor Densidad ... ..	81
<b>Figura N° 24:</b> Diferencias de medias de % Recuperación del factor Densidad .....	81
<b>Figura N° 25:</b> Grafica de Intervalos de %Recuperación en base al factor AP 4037%.. ..	83
<b>Figura N° 26:</b> Diferencias de medias de % Recuperación del factor AP 4037%.....	83
<b>Figura N° 27:</b> Interpolación de variable AP4037 y Granulometría.....	84



## ÍNDICE DE TABLAS

<b>Tabla N° 1:</b> Variables del proceso investigativo. ....	49
<b>Tabla N° 2:</b> Caracterización del mineral. ....	51
<b>Tabla N° 3:</b> Tiempos de moliendabilidad. ....	53
<b>Tabla N° 4:</b> Resumen de Recuperaciones de cada prueba de flotación. ....	56
<b>Tabla N° 5:</b> Se presenta los resultados de los análisis químicos y pesos de las pruebas cíclicas: .....	57
<b>Tabla N° 6:</b> Variables de operación de chancado primario. ....	60
<b>Tabla N° 7:</b> Variables de operación de chancado secundario. ....	61
<b>Tabla N° 8:</b> Variables de operación de chancado terciario. ....	61
<b>Tabla N° 9:</b> Análisis químico del mineral. ....	66
<b>Tabla N° 10:</b> Balance de Gravimetría. ....	68
<b>Tabla N° 11:</b> Balance metalúrgico de flotación. ....	71
<b>Tabla N° 12:</b> Balance Metalúrgico de la Prueba 01. ....	72
<b>Tabla N° 13:</b> Balance Metalúrgico de la Prueba 2. ....	73
<b>Tabla N° 14:</b> Balance Metalúrgico de la Prueba 3. ....	73
<b>Tabla N° 15:</b> Resumen de Balance Metalúrgico. ....	74
<b>Tabla N° 16:</b> Selección de Variables para la Recuperación de Au. ....	74
<b>Tabla N° 17:</b> Matriz de Diseño Factorial de 3 variables. ....	77
<b>Tabla N° 18:</b> Método de Tukey sobre Granulometría a una confianza de 95%. ....	78
<b>Tabla N° 19:</b> Método de Tukey sobre Densidad de Pulpa a una confianza de 95%. ....	80
<b>Tabla N° 20:</b> Método de Tukey sobre AP 4037% a una confianza de 95%. ....	82



## ÍNDICE DE ACRÓNIMOS

<b>TMS</b>	: Toneladas métricas secas
<b>U/F</b>	: Underflow (flujo por debajo)
<b>TMSD</b>	: Toneladas métricas secas día
<b>G/TM</b>	: Gramos por toneladas métrica
<b>TM</b>	: Toneladas métricas
<b>O/F</b>	: Overflow (flujo por encima)
<b>GPM</b>	: Galones por minuto
<b>PSI</b>	: Pounds-force per square
<b>Ft<sup>3</sup></b>	: Pies al cubo
<b>In</b>	: Pulgada
<b>TMH/h</b>	: Toneladas métricas húmeda por hora
<b>Oversize</b>	: Sobre tamaño
<b>Undersize</b>	: Bajo tamaño
<b>PASSG</b>	: Porcentaje pasante
<b>μm</b>	: Micrómetro
<b>W<sub>i</sub></b>	: Work index (índice de trabajo)
<b>Kw-h/TM</b>	: Kilowatts por tonelada métrica
<b>%H</b>	: Porcentaje de humedad
<b>TM</b>	: Tonelada métrica
<b>G.E.</b>	: Gravedad específica
<b>RPM</b>	: Revoluciones por minuto
<b>Dp</b>	: Densidad de la pulpa
<b>Cm/min</b>	: Centímetros por minuto



## RESUMEN

Actualmente en la unidad minera CORI PUNO S.A.C se procesa 1785 TMS/D de mineral de oro y frente a la necesidad de mejorar los procesos de gravimetría y flotación y por ende aumentar el porcentaje de recuperación en las operaciones de la planta concentradora, se presenta la alternativa de evaluar los parámetros en el tratamiento de minerales haciendo uso de pruebas a nivel de laboratorio. El objetivo es evaluar el tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori-Puno. La metodología está enmarcada en el tipo de investigación experimental; en donde se aplicó el diseño factorial tipo  $2^k$  en la etapa Rougher y Scavenger, evaluándose las variables de granulometría a un % de malla -200 (X1), densidad de pulpa (X2) y el reactivo AP-4037(X3) cuyos resultados obtenidos fueron procesados mediante el Software Minitab 18 llegándose a las siguientes conclusiones: Que en las pruebas a nivel de laboratorio se determinó que la granulometría óptima es de 72% malla -200, la densidad de pulpa óptima en el circuito de flotación es de 1250 kg/Lt y la dosificación del reactivo AP-4037(colector y espumante) óptimo en la evaluación del circuito de flotación es de 40 ml/min. demostrándose el incremento en la calidad del concentrado procesado de 71.2 % de Au a un 72.7% de Au y mejorándose el porcentaje de recuperación en 1.5 % que es significativamente aceptable en el proceso de gravimetría y flotación de la planta concentradora CIA. CORI - PUNO. SAC.

**Palabras Clave:** Evaluación, Granulometría, flotación, densidad de pulpa, reactivos



## ABSTRACT

Currently, in the CORI PUNO SAC mining unit, 1785 TMS / D of gold ore is processed and in view of the need to improve the gravimetry and flotation processes and therefore increase the recovery percentage in the operations of the concentrator plant, the following is presented alternative of evaluating the parameters in the mineral treatment making use of tests at the laboratory level. The objective is to evaluate the particle size and flotation to improve the recovery percentage in the concentrate in the CIA. Cori-Puno. The methodology is framed in the type of experimental research; where the 2k factorial design was applied in the Rougher and Scavenger stage, evaluating the granulometry variables at a% mesh -200 (X1), pulp density (X2) and the AP-4037 reagent (X3) whose results obtained were processed using the Minitab 18 Software, reaching the following conclusions: That in the laboratory tests it was determined that the optimal granulometry is 72% -200 mesh, the optimal pulp density in the flotation circuit is 1250 kg / Lt and the optimal dosage of reagent AP-4037 (collector and foaming agent) in the evaluation of the flotation circuit is 40 ml / min. demonstrating the increase in the quality of the processed concentrate from 71.2% Au to 72.7% Au and improving the recovery percentage by 1.5%, which is significantly acceptable in the gravimetry and flotation process of the CIA concentrator plant. CORI - PUNO. SAC.

**Keywords:** Evaluation, particle size, flotation, pulp density, reagents



# CAPITULO I

## INTRODUCCIÓN

En la actualidad la explotación de los yacimientos minerales, es una actividad de alto riesgo económico, ya que supone una inversión a largo plazo que muchas veces sustentan en precios del producto minero sujetos a altas oscilaciones, a su vez, la exploración supone también un elevado riesgo económico, derivado éste del hecho de que supone unos gastos que solamente se recuperan en caso de que la exploración de minerales tenga éxito y suponga una explotación minera aurífera fructífera; para capturar el valor de los minerales finamente diseminados en yacimientos, estos deben ser sometidos a un tratamiento en el cual se busca concentrarlos hasta obtener productos comercialmente valiosos, para posteriormente refinarlos hasta obtener un material de utilidad comercial o ingenieril.

La evaluación en los diferentes procesos en la Metalurgia extractiva basada en el diseño experimental el cual no es más que la planificación racional de las experiencias a realizarse de manera que se pueda obtener la máxima información con el mínimo posible de pruebas de evaluación.

En Metalurgia Extractiva estudiamos el comportamiento de un mineral frente a procesos tales como la flotación u otros procesos, nuestro propósito es determinar las condiciones de operación que hacen posible un alto grado de extracción y una óptima recuperación.

En razón al tratamiento de material, su composición o en la forma en la cual sus componentes son sometidos a un tratamiento con adición de reactivos y por ende el gran número de variables que es necesario considerar.



## **1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA**

En el tratamiento de los minerales preciosos, para obtener recuperaciones con resultados satisfactorios, es necesaria la manipulación de parámetros, dentro de ellos determinar las condiciones óptimas de evaluación para el control del proceso de flotación de mineral de oro.

Frente a la necesidad de mejorar los procesos de gravimetría y flotación para aumentar el porcentaje de recuperación en las operaciones de la planta concentradora, se presenta la alternativa de evaluar los parámetros, en el tratamiento de minerales en donde haciendo uso de las pruebas a nivel de laboratorio obtenemos parámetros óptimos en donde se verán reflejados los resultados en la planta concentradora.

En el proceso por gravimetría y flotación de oro, es necesaria la conjugación de variables, que nos permita determinar los parámetros o condiciones óptimas para el control de los procesos mencionados, de tal manera que nos permita obtener una buena calidad de concentrados

La flotación de minerales, está sujeta a constantes variaciones manipulando estas variables como son: densidad de pulpa, granulometría y el reactivo AP-4037 nos permitirá minimizar los costos y/o maximizar los beneficios; en el presente trabajo el problema es obtener un concentrado final de oro que tenga una recuperación optima.

## **1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA**

### **1.2.1. Problema general**

- ¿Evaluando el tamaño de partícula y la flotación será posible mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA Cori-Puno?



### **1.2.2. Problemas específicos**

- ¿Cuál será la granulometría adecuada para la evaluación del tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA Cori-Puno?
- ¿Qué porcentaje de sólidos será adecuada para la evaluación del tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA Cori-Puno?
- ¿Cuál será la dosis del reactivo AP-4037 adecuada para la evaluación del tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA Cori-Puno?

### **1.3. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN**

#### **1.3.1. Hipótesis general**

- Al Evaluar el tamaño de partícula y flotación mejora el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori - Puno.

#### **1.3.2. Hipótesis específico**

- Al determinar la granulometría adecuada en la evaluación del tamaño de partícula y flotación mejora el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori - Puno.
- Al determinar la densidad de pulpa adecuada en la evaluación del tamaño de partícula y flotación se mejora el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori - Puno.



- Al determinar la dosificación de reactivo AP-4037 adecuada en la evaluación de tamaño de partícula y flotación se mejora el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori-Puno.

#### **1.4. JUSTIFICACIÓN DE LA INVESTIGACION**

En la presente investigación se justifica en la medida que va a generar mayor beneficio económico a la empresa minera CIA Cori Puno, mediante la evaluación de los procesos de extracción de oro, en la gravimetría y flotación, se debe tener una estrategia adecuada para obtener las condiciones óptimas de una manera rápida, eficiente y confiable.

El desarrollo del presente trabajo de tesis está orientado a solucionar un problema tecnológico, ya que en la mayoría de las empresas que procesan minerales por el proceso de flotación y gravimetría, tienen problemas operacionales que dificultan la recuperación de un metal en forma de concentrado en nuestro caso es la evaluación de los principales factores de la flotación en la recuperación de oro.

En los últimos años, el precio del oro ha incrementado significativamente, según estudios de entidades especializadas este ascenso permanecerá en los próximos años por lo que la investigación se considera muy viable y de mucho interés para la Empresa

#### **1.5. OBJETIVOS DE LA INVESTIGACIÓN**

##### **1.5.1. Objetivo general**

- Evaluar el tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori-Puno.



### 1.5.2. Objetivos específicos

- Determinar la granulometría adecuada en la evaluación de tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori-Puno.
- Determinar la densidad de pulpa adecuada en la evaluación de tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori-Puno.
- Determinar la dosificación del reactivo AP-4037(colector y espumante) adecuada en la evaluación de tamaño de partícula y flotación para mejorar el porcentaje de recuperación en el concentrado en la CIA. Cori-Puno.



## CAPITULO II

### REVISIÓN DE LITERATURA

#### 2.1. MARCO TEÓRICO Y CONCEPTUAL

##### 2.1.1. Flotabilidad del oro

La flotación como medio para recuperar el oro, es establecida y también documentada ampliamente en la literatura. El oro se puede agrupar típicamente en tres categorías principales, a saber: como oro libre, mineral de oro y minerales asociados al oro.(Azareño, 2015)

##### 2.1.2. Oro libre

Mular & Bappu (1985), bajo este grupo de oro libre, se puede agrupar típicamente al oro aluvial (tipo placer), oro nativo, aleaciones con el metal:

El oro visible pertenece a este grupo, típicamente mayores a 0.1micrones, también es caracterizado por el concepto de GRG (oro recuperable por gravedad) según lo definido por A.R. Laplante. El término GRG debido a su implicancia será utilizado con frecuencia en este trabajo para la clasificación del grupo libre y ' visible ' del oro. El oro libre es naturalmente hidrofóbico, y exhibe un carácter no polar y flota por lo tanto bien. (Wills, 1994).

##### 2.1.3. Minerales de oro

Entre los minerales de oro, típicamente son los teluros, con contenidos importantes de oro como cociente fijo (Evol y Spottiswood 1990).



#### **2.1.4. Minerales asociados al oro**

Este grupo corresponde a los minerales sulfurados y oxidados que llevan al oro como componente de trazas, en solución sólida con los minerales o en forma coloidal encapsulada en el mineral. Este oro también a menudo se le refiere como oro invisible (Conejeros, 2003).

#### **2.1.5. Granulometría:**

Según Taggart (1985), a mayor liberación de la especie valiosa nos da como resultado una mayor recuperación metalúrgica para cada tipo de mineral, en muchos minerales las partículas valiosas están íntimamente asociadas unas a otras así como a la ganga siendo el tamaño de partícula óptimo aquel donde la partícula representa a una sola especie mineralógica, facilitando la adhesión partícula/burbuja, esta se estima mediante el examen de varias fracciones de tamaño del tamiz del mineral molido usando un microscopio, también se puede realizar una curva de recuperación de flotación versus granulometría, de esta manera, el tamaño de partícula es la variable sobre la cual se debe poner más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final, así como, por la alta incidencia que tiene sobre los costos de operación

Es de gran importancia para el proceso de flotación y se requiere que el tamaño del mineral tenga un grado de liberación adecuado para su concentración (Wills, 1994).

#### **2.1.6. Densidad de pulpa:**

Mular & Bappu (1985), la densidad de una sustancia es un valor absoluto que se refiere a la cantidad de masa de dicha sustancia que hay en una unidad de volumen de la



misma. La unidad de volumen utilizada es el centímetro cúbico, y la masa viene dada en gramos. Por tanto, la densidad es una característica de la materia que se mide en  $\text{g/cm}^3$

$$\rho = \frac{m(g)}{V_{m(\text{cm}^3)}}$$

### **2.1.7. Reactivo AP-4037**

El control del reactivo AP-4037 es un factor vital en los procesos de flotación, los cuales esta variable operacional es significativamente influyente, donde el proceso depende de una dosificación adecuada (Conejeros, 2003).

Una desviación de este reactivo fuera del valor óptimo establecido, puede inducir a una menor recuperación metalúrgica,

Para ello se hace un control de dosificación o medición cada 30 min. Con ello estabilizaremos el proceso de flotación para obtener una mejor recuperación.

### **2.1.8. Efectos de la granulometría en la flotación**

Uno de los factores más importantes después de la química de flotación es la granulometría del mineral las partículas gruesas tienen menos grado de liberación entre la ganga y metales preciosos (Conejeros, 2003).

La baja liberación reduce el área de contacto entre los minerales preciosos y el agua, lo cual implica la disminución en la recuperación del proceso. También en caso de que la partícula esté recuperada, la ganga asociada va a diluir la ley del concentrado. Un exceso de partículas no liberadas puede formar cargas circulantes entre las etapas de scavenger y Limpieza, disminuyendo el tiempo de retención de las celdas para la buena flotación de partículas liberadas, bajando la recuperación a un más. En el caso de un exceso de molienda, las partículas finas también pueden causar problemas en la flotación.



Un exceso de lamas en general puede resultar un aumento de la viscosidad de la pulpa, lo cual aumenta la interacción de la ganga al concentrado con el agua de la espuma, y también reduce la dispersión de los reactivos y las burbujas. Un exceso de lamas de las partículas de metales preciosos no afecta la viscosidad, pero las partículas serán difíciles de separar de la ganga (Concha, 1971).

La probabilidad de colisión y adhesión de una partícula con una burbuja varia con:

- Su Área Superficial, Las partículas pequeñas tienen áreas específicas menores.
- Inercia, Una partícula tiene que tener inercia suficiente para cruzar el flujo de agua desplazado por la burbuja
- La posibilidad de despegarse de la burbuja con turbulencia (favorezca a partículas pequeñas).

#### **2.1.9. Molienda y clasificación**

La molienda es una operación que permite la reducción del tamaño del mineral hasta tener una granulometría final deseada, mediante los diversos aparatos que trabajan por choques, aplastamiento o desgaste (Taggart 1985).

En esta operación de molienda, es donde se realiza la verdadera liberación de los minerales valiosos y se encuentra en condiciones de ser separados de sus acompañantes.

Por lo general, la molienda está precedida de una sección de trituración y por lo tanto, la granulometría de los minerales que entran a la sección molienda es casi uniforme.

Los tamaños pueden variar de un F80 de 20mm. (20000micrones) a unos 5mm. (5000micrones), hasta obtener un producto de P80, variando normalmente entre unas 200 mallas por pulgada lineal (74micrones) hasta 100mallas (147micrones) (Errol, G. K & Spottis, W. 2000).



### **2.1.9.1. Eficiencia del proceso**

La eficiencia de la molienda depende en gran medida de una serie de parámetros como:

- Distribución de tamaños del mineral en la alimentación
- Velocidad y tamaño del molino
- Tamaño del cuerpo moledor
- Diseño de los revestimientos del molino
- Cambios en las características del mineral
- Distribución de tamaños del producto del molino
- Volumen de carga moledora y su distribución de tamaño
- Eficiencia de la clasificación, etc.

Las interrelaciones entre estos factores son complejas y para poder estudiar su influencia es imprescindible fijar algunas variables. La sección molienda está considerada como una de las secciones de mayor importancia y responsabilidad en la planta, ya que de ella depende el tonelaje y la liberación para los fines de la flotación (Concha, 1971).

### **2.1.9.2. Influencia que tiene la molienda sobre la flotación**

En la sección molienda se realiza la liberación de los sulfuros

- Si el mineral es muy grueso o muy fino, la flotación es deficiente. Se incrementa la pérdida del mineral valioso en el relave (baja recuperación)

- Cuando el mineral es muy grueso falta liberación y los sulfuros valiosos no flotan perdiéndose en el relave final.
- Si la molienda es demasiado fina, se producen excesiva cantidad de lamas, y el mineral valioso también se pierde en el relave final (Lynch 1980).



**Figura N° 1:** Molino de bolas.

Fuente: Cori Puno S.A.C.

## **2.1.10. Variables operativas de los molinos**

### **2.1.10.1. Carga de mineral**

Según Taggart (1985), teniendo presente que una de las bases de la productividad en la concentradora, es el tonelaje que se trata por esta razón, es necesario controlar en forma cuidadosa y continua el tonelaje de la molienda; es decir, controlar a menudo la lectura de la balanza a fin de que no exista ningún desperfecto; esto traería como consecuencia la variación del tonelaje, error en el control del mismo y en los cálculos metalúrgicos. Esta carga de mineral debe reunir ciertos requisitos, tales como:



(tonelaje) Cantidad y Peso constante. Se debe controlar continuamente procurando que la carga sea lo máximo posible y uniforme. Si se alimenta poca carga se pierde capacidad de molienda y se gasta inútilmente bolas y chaquetas. Si se alimenta demasiada carga se sobrecarga el molino y al descargarlo se pierde tiempo y capacidad de molienda (Wills, 1994).

La cantidad de carga alimentada se controla directamente por medio de las balanzas automáticas, o indirectamente por medio del sonido que produce el molino, densidad de pulpa o por medio del amperaje del motor del molino

Si las bolas hacen un ruido muy sordo en el interior del molino, es porque esta sobrecargado, por exceso de carga o poca agua, si el ruido es excesivo es porque el molino está descargando por falta de carga o porque se está alimentando mucha agua

Si la densidad de la descarga del molino es elevada se debe a un exceso de carga o poca agua. Si la densidad está por debajo de lo normal, se debe a la deficiencia de carga o exceso de agua (Concha, 1971).

Sepúlveda y Gutiérrez (1986), el amperímetro que está conectado al motor eléctrico del molino tiene la función de determinar y medir el consumo de la intensidad de la corriente en amperios que realiza el motor eléctrico y las agujas deben marcar entre valores preestablecidos. Una disminución del amperaje se debe a la falta de carga, mientras que un incremento indica lo contrario. Debe tener un tamaño apropiado y debe ser tan uniforme en calidad como sea posible; esto es, del tamaño ideal para maximizar el tonelaje. Una tolva de finos de diseño apropiado es de gran ayuda e importancia para reducir las variaciones en el tamaño de alimentación al molino. Esta tolva bien diseñada reduce la segregación de partículas finas y gruesas y siempre ayuda a fluir el mineral de las tolvas.



La carga debe ser en lo posible limpia, vale decir exenta de trapos, maderas, piezas metálicas, etc. Que pueden causar obstrucciones a la entrada del molino. Lynch (1980).

#### **2.1.10.2. Suministro de agua**

Mular & Bappu (1985), la alimentación de agua a los molinos se controla mediante la densidad de pulpa en la descarga del mismo.

Cuando el mineral y el agua ingresan al molino, en su interior, forman un barro liviano que tiene tendencia de pegarse a las bolas, por otro lado, el agua ayuda a avanzar a la carga en el interior del molino, para su posterior salida (Sepúlveda y Gutiérrez 1986)

Cuando la cantidad de agua suministrada es excesiva, lava la superficie de las bolas haciendo que estas se golpeen entre sí y no muelen al mineral, ya que la molienda se produce cuando el barro adherido a su superficie es atrapado entre las bolas

El exceso de agua disminuye el tiempo de permanencia del mineral en el interior del molino, haciendo que la carga salga rápidamente y con granulometría gruesa

Cuando la cantidad de agua es deficiente, la carga avanza lentamente y el barro se vuelve muy espeso, amortigua el golpe entre las bolas y no produce buena molienda, la forma de solucionar este problema, es agregando agua a la entrada del molino y controlando la densidad hasta que se regularice; porque si no se hace esto daría lugar a una sobrecarga y una carga circulante anormal. Por tanto, se recomienda a los señores molineros a que tengan mayor dedicación a su trabajo, hay que regular el agua de acuerdo a la humedad del mineral, siempre midiendo las densidades de descarga de los molinos además, deben tener presente, que en la siguiente etapa de flotación por espumas es muy importante, que todo el mineral a ser flotado tiene que ser reducido en su tamaño hasta



tal punto que cada partícula represente una sola especie mineralógica (liberado); además su tamaño tiene que ser apropiado para que las burbujas de aire los puedan llevar hasta la superficie de las celdas de flotación. En otras palabras, existe un tamaño máximo de las partículas que se pueden flotar. Este tamaño naturalmente depende de la naturaleza del mineral mismo y de su peso específico (Concha, 1971).

### **2.1.10.3. Carga de medios de molienda**

Taggart (1985), los medios de molienda usados son las barras y las bolas. Las barras son generalmente de acero forjado, aunque en algunos casos se usa fierro fundido; las bolas se fabrican de acero forjado o fundido. La carga del medio de molienda, depende del volumen que ocupara en el molino (30 – 45%), principalmente depende del tamaño y diseño del molino

Mular & Bappu (1985), Es necesario que el molino siempre tenga su carga normal de medios moledores. El consumo de bolas se debe a la dureza del mineral, índice de abrasión, tamaño del mineral alimentado y la finura que se desea obtener en la molienda. Diariamente se debe reponer el peso de acero consumido del día anterior. Cuando el molino tiene exceso de bolas se disminuye la capacidad del molino, ya que estas ocupan el espacio para la carga. Cuando la carga de bolas está por debajo de lo normal, se pierde capacidad moledora porque habrá dificultad para llevar el mineral a la granulometría deseada

El consumo de bolas o ejes depende de los siguientes factores:

- Tonelaje tratado, pH del mineral que se está tratando
- Índice de abrasión del mineral (en algunos casos de la dureza del mineral)



- Tamaño de la carga en la entrada del molino
- Finura de la molienda, producto del molino o del circuito de molienda

#### **2.1.10.4. Carga circulante**

Errol & Spottis (2000), muchos de los procesos de concentración de minerales requieren un rango adecuado de tamaño de partículas. Del producto de un molino, generalmente solo un porcentaje bajo es de tamaño adecuado para los procesos tales como la flotación, por lo que este producto deberá ser clasificado para que el material grueso retorne al molino. El tonelaje de material grueso que retorna al molino es definido como carga circulante, mientras que la relación de carga circulante, tonelaje de alimentación original al molino, se define como el porcentaje de carga circulante

Errol & Spottis (2000), la determinación de la carga circulante de un circuito cerrado de molienda y el porcentaje de carga circulante se efectúa por varios métodos: En función de las densidades de pulpa, en función de porcentajes de sólidos y en función de análisis granulométrico de los principales productos del circuito; puesto que la gravedad específica de los sólidos se determina previamente y se considera fija o constante. Los principales productos de un circuito cerrado de molienda están constituidos por: descarga del molino o alimentación al hidrociclón (F), las arenas o carga circulante (U) y el rebose del clasificador (O)

#### **2.1.10.5. Clasificación de hidrociclones**

Son aparatos estáticos que separan por tamaños los sólidos de una pulpa utilizando fuerzas centrífugas a una determinada presión ya sea bombeada o por gravedad. Las principales ventajas que ofrece son su fácil fabricación, su gran capacidad respecto al espacio que ocupa y su bajo costo de fabricación y mantenimiento comparados con los



clasificadores mecánicos. Un hidrociclón se especifica por el diámetro de la cámara cilíndrica de alimentación  $D_c$ , siendo las dimensiones restantes funciones de esta magnitud (Wills, 1994).

### **2.1.11. Flotación**

Evol y Spottiswood (1990) La flotación de minerales es un proceso fisicoquímico en la concentración de minerales, la cual emplea pulpas acuosas del mineral finamente molido; y se basa en la adhesión selectiva de una fase gaseosa a las partículas del mineral de interés o al mineral de ganga (interacciones de moléculas polares y apolares) para poder obtener un mineral concentrado.

#### **2.1.11.1. Importancia de la flotación**

La flotación es hoy el método más importante de concentración mecánica puesto que desde que fue patentado en 1906, ha permitido la explotación de yacimientos complejos y de bajo contenido en minerales de interés, el cual, su explotación no hubiera sido viable sino gracias a la flotación. El proceso de flotación aparte que ha permitido explotar muchos depósitos minerales de baja concentración, incluso permite la concentración de minerales a partir de los residuos de plantas de procesado que utilizan técnicas menos eficientes. (Wills, 1994).

La flotación es uno de los métodos de concentración de minerales que representa menor costo, puede adaptarse a diferentes tamaños de escala, y puede incorporarse y adecuarse a diferentes maquinarias.



### **2.1.11.2. Antecedentes históricos de la flotación:**

Heródoto (considerado como padre de la historia) en 484 - 425 A.C afirma en una de sus obras que usaban plumas grasosas de ganso y otras aves para hacerlas pasar a través de arenas auríferas y en una corriente de agua recuperar las partículas de oro adheridas a la grasa de las plumas (Conejeros, 2003).

En el siglo XV Gaudin informa que los persas utilizaban un método de concentración de minerales que se basaba en la mojabilidad selectiva de ciertos minerales al agua y aceite, este método se practicó hasta el siglo XIX.

La patente más antigua que se puede considerar está relacionada con el proceso de flotación es aquella del inglés Haynes en 1860. Él reconoció las diferencias en la capacidad de absorción de diversos minerales por el agua y los aceites siendo la base para numerosos procesos de flotación en “aceite”.

Los antecedentes anteriormente nombrados, indican que aquellas épocas no tenían idea clara sobre el fenómeno de flotación y solo lo usaban como un fenómeno curioso.

### **2.1.12. Termodinámica de la flotación**

La flotación de minerales se basa en el contacto íntimo entre tres fases, una sólida, una líquida y una gaseosa. Las dos últimas están representadas casi siempre por el agua y por el aire respectivamente. El sólido está constituido por minerales, sin embargo, existen experiencias recientes en las que se han utilizado SO<sub>2</sub>, o inclusive esferas de poliestireno, como medios para el transporte de las partículas de mineral que se desea separar, en reemplazo del aire.(Azareño, 2015)



### **2.1.12.1. Fases (elementos de la flotación)**

Independientemente del tipo de flotación empleado éste tiene 3 fases: sólido, líquido, gaseoso.

Siempre se debe tener en cuenta la polaridad de cada fase presente en la flotación, las moléculas o átomos polares tendrán afinidad con otras moléculas u átomos polares, mientras que las moléculas u átomos apolares tendrán afinidad con otras apolares.

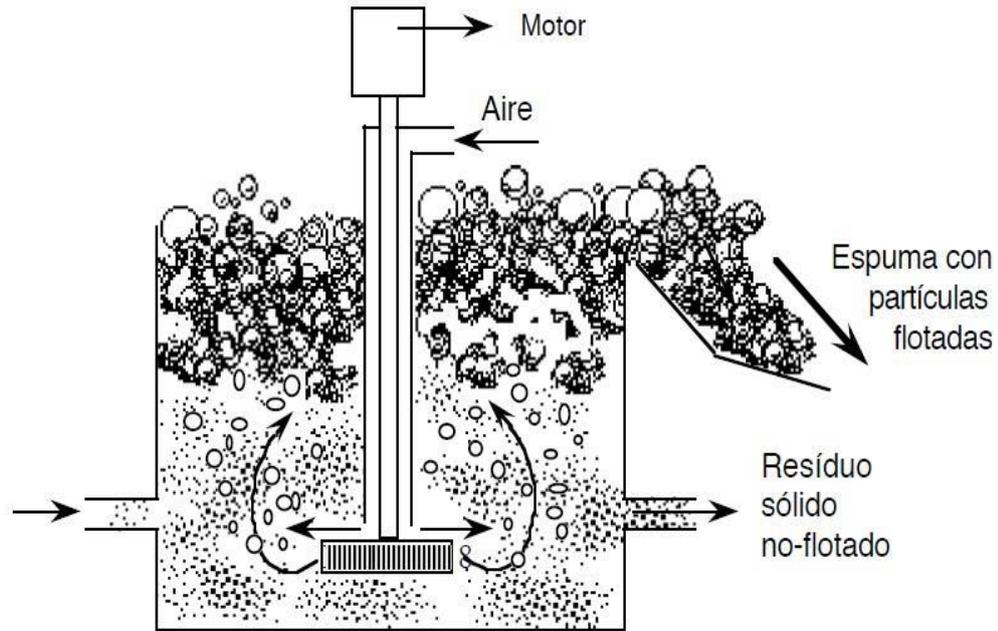
### **2.1.12.2. Fase sólida**

Constituida por partículas de mineral finamente molidas, las propiedades fisicoquímicas del mineral dependen de la composición y estructura del mineral.

Entre las características de más interés están: Impurezas en la partícula del mineral de interés, tipo de superficie de la partícula, imperfecciones en la red cristalina.

**Hidrofílicos (polares).** En estos casos los minerales tienen una estructura molecular asimétrica y poseen cargas parciales (haciendo que estos minerales se queden en suspensión y se hundan lentamente). Generalmente estos minerales son activos químicamente, tendrán afinidad con el agua por lo que preferirán quedarse en el agua antes que ascender con una burbuja de aire. Ejemplos: Óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos. (Errol & Spottis 2000).

**Hidrofóbicos(apolares).** En estos casos los minerales tienen una estructura molecular simétrica y no poseen cargas parciales. Generalmente estos minerales son inactivos, no tendrán afinidad con el agua por lo que se adherirán a las burbujas de aire y ascenderán. Ejemplos: Sulfuros de metales, metales nativos, grafito, carbón bituminoso.



**Figura N° 2:** Partícula hidrofóbica.

Fuente: Azareño 2015.

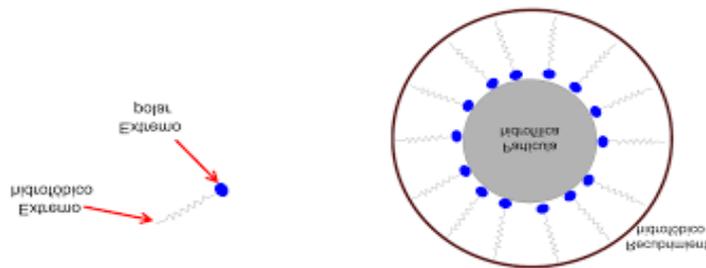
### 2.1.12.3. Fase líquida.

Constituida generalmente por una solución de agua (aunque rara vez se emplean otros líquidos), reactivos, iones, impurezas. El agua se usa por su abundancia y bajo costo, a molécula de agua es polar, por lo tanto, tendrá mejor afinidad con los compuestos polares. Se debe tener en cuenta la dureza del agua alimentada pues puede formarse sales insolubles que influirán en el rendimiento de la flotación pues éstas formarán sales con los reactivos, consumiendo un exceso de reactivo y disminuyendo la eficiencia del proceso (Conejeros, 2003).

Consecuentemente el mayor uso del agua en la minería es en la flotación, puesto que la concentración de sólidos puede alcanzar hasta un 40% en la solución; obteniéndose un concentrado que generalmente puede contener desde el 20% hasta el 50% del mineral de interés (Wills, 1994).

#### 2.1.12.4. Fase gaseosa.

Generalmente se usa aire, aunque algunas veces se usan otros gases. Se emplea aire (compuesto en su mayoría por moléculas apolares) con el fin de que los minerales hidrofóbicos “prefieran” adherirse a la interfase con este gas a quedarse en solución con el agua. Según sea el método de flotación puede requerir o no inyección de aire.

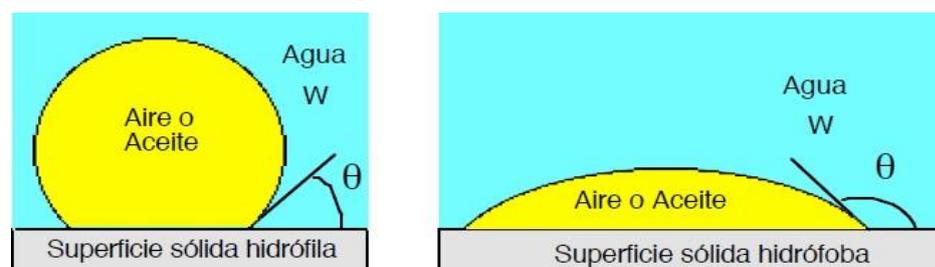


**Figura N° 3:** Partícula gaseosa.

Fuente: Concha, 1971.

En resumen, es necesario hidrofobizar las partículas minerales en la pulpa para hacerlas flotables, esto se efectúa con reactivos llamados colectores que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte del compuesto es apolar (hidrocarburo) y la otra es polar con propiedades iónicas.

Cuando 2 fluidos están en contacto con un sólido, se puede definir la afinidad del sólido a cada uno de los fluidos por el ángulo de contacto que forman, lo cual resulta de un equilibrio de fuerzas.



**Figura N° 4:** Superficie hidrófila e hidrófoba.

Fuente: Concha, 1971.



Si el ángulo de contacto con el agua es menor a  $90^\circ$  (izquierda-Fig.) la superficie es considerada como hidrofílica, mientras que si es superior a los  $90^\circ$  (derecha-Fig.) es considerada como hidrófoba.

### **2.1.13. Variables del proceso de flotación**

#### **2.1.13.1. Mineral:**

Es de primordial importancia la naturaleza del mineral de interés y de sus acompañantes, es decir la mena misma. Influirán diversas características de este como la composición, dureza y fenómenos como oxidación. Con las características ya analizadas del mineral se diseñará el proceso de flotación, el método que se empleará así como los reactivos que se usaran (Concha, 1971).

#### **2.1.13.2. Granulometría:**

Todo mineral que será flotado debe tener un tamaño mínimo en donde toda partícula de mineral represente una sola especie mineralógica, además de ello debe tener un tamaño adecuado para que las burbujas los puedan arrastrar. Generalmente se considera tamaños de malla de 0.3 mm. (Evol y Spottiswood 1990).

#### **2.1.13.3. Lamas:**

Las lamas son lodos de mineral molido que se deposita en los canales por donde corren las aguas procedentes de los aparatos trituradores.

El daño del material lamoso es de carácter doble:

- las partículas de diámetro pequeño flotan mal
- las lamas perjudican la flotación de partículas de tamaño adecuado.

#### 2.1.13.4. *Densidad de la pulpa:*

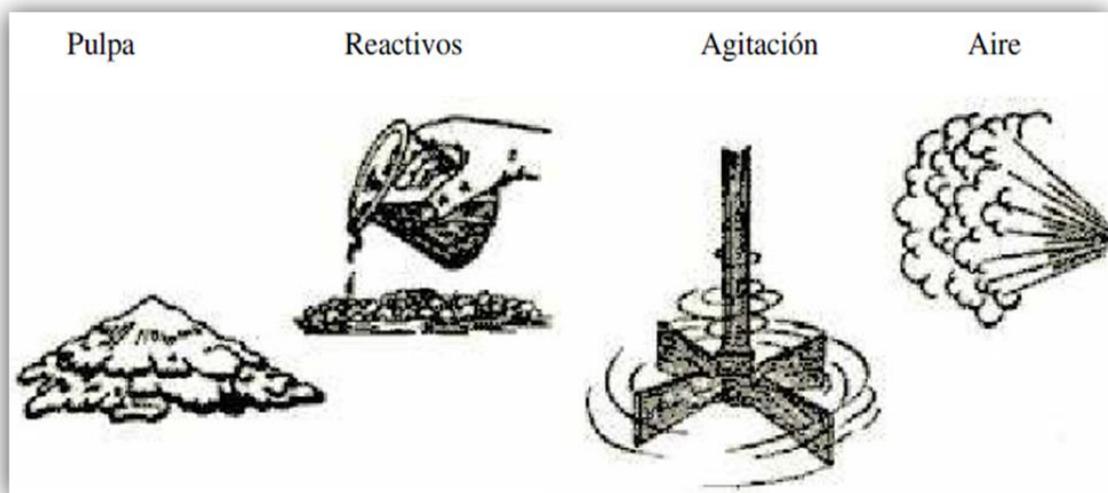
La pulpa debe contener aproximadamente entre 25% y 35% de sólidos, la densidad de la pulpa depende de varios factores, pero principalmente se tiene a la densidad de rebalse del clasificador para la flotación. (Concha, 1971).

#### 2.1.13.5. *Agua:*

Cada tonelada de mineral consume entre 2.5 y 3.5 toneladas de agua. Éste enorme consumo hace que las minerías deban utilizar aguas superficiales, estas aguas pueden presentar dureza, iones que consumen una enorme cantidad de reactivos principalmente haciendo precipitar sales. El agua debe ser acondicionada y hasta reutilizada en algunos casos. Lynch (1980).

#### 2.1.13.6. *Tiempo:*

El tiempo de residencia en la flotación influirá directamente en el % de recuperación.



**Figura N° 5:** Variables de flotación.

Fuente: Lynch 1980.

### 2.1.14. Flotación por espumas

Este tipo de flotación es la técnica más empleada en la concentración de minerales. Los minerales hidrofílicos e hidrofóbicos de una pulpa acuosa se pueden separar entre sí, después de ser finamente molidos y acondicionado con los reactivos químicos que hacen más pronunciadas las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas, haciendo pasar burbujas de aire a través de la pulpa. Las partículas hidrofílicas se van a mojar y caer al fondo de la celda de flotación. De esta forma se puede separar un mineral que contiene en los casos más simples dos componentes, un útil y otra estéril, en dos productos: un concentrado de la parte valiosa y un relave que contiene la parte estéril. (Azareño, 2015)



**Figura N° 6:** Celda scavenger.

Fuente: Cori Puno S.A.C.

#### 2.1.14.1. *Tratamiento del mineral crudo para la flotación por espumas y obtención del concentrado.*

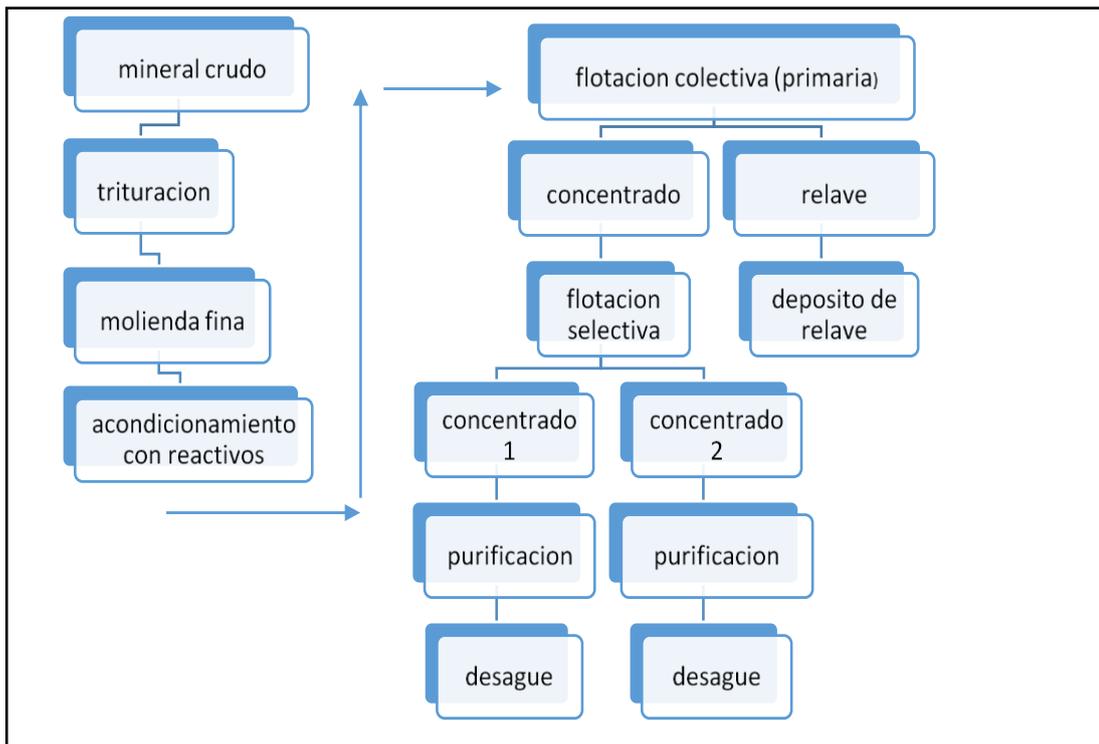
En un esquema general el tratamiento por el proceso de flotación por espumas consta de los siguientes pasos: El mineral crudo proveniente de la mina, entra a una planta



de trituración donde se tritura en seco en 2 a 3 etapas hasta obtener trozos de más o menos 10 mm. Estos trozos, en seguida se entregarán a una planta de molienda, donde en 2 circuitos húmedos de molienda fina el mineral se reduce de tamaño hasta 50-100 micrones en donde el mineral queda “liberado”, o sea, que cada partícula mineral representa una sola especie mineralógica (Wills, 1994).

El mineral preparado de este modo se acondiciona con distintos reactivos: Unos que tienen como objetivo preparar la superficie de los minerales para la adsorción de los reactivos (modificadores), otros que aumentan las propiedades hidrofóbicas de los minerales (colectores), y otros que facilitan la formación de una espuma pareja y estable (espumante). Las pulpas acondicionadas se introducen en seguida en las máquinas de flotación, en donde generalmente la espuma arrastra el concentrado y la parte estéril queda como relave.

Posteriormente los productos de concentración pasan por las etapas del desagüe (tales como espesado, filtración, y en algunos casos el secado). Además, para su tratamiento metalúrgico posterior puede necesitarse la aglomeración o nodulación de los finos, los relaves se llevan a un depósito donde se desaguan generalmente por decantación.



**Figura N° 7:** Diagrama de proceso

Fuente: Elaboración propia.

### 2.1.15. Reactivos de flotación

#### 2.1.15.1. Colectores

Son colectores aniónicos de uso generalizado, están disponibles comercialmente como soluciones, polvo o pellets. Estos últimos son los más deseados debido a que hay menos problemas de polvos y más estabilidad en el almacenamiento. Todos los xantatos se descomponen con la humedad, produciendo disulfuro de carbono que es muy inflamable. Existe un considerable rango de pureza en los xantatos disponibles comercialmente. (Wills, 1994)

- Xantato Z-11
- Xantato Z-14
- Ditiofosfato 404
- Ditiofosfato 208

Estos tipos de reactivos de flotación son xantatos colectores, y espumantes, pero no se utilizan en el proceso porque no tiene afinidad con el mineral que trata la CIA MINERA CORI PUNO S.A.C

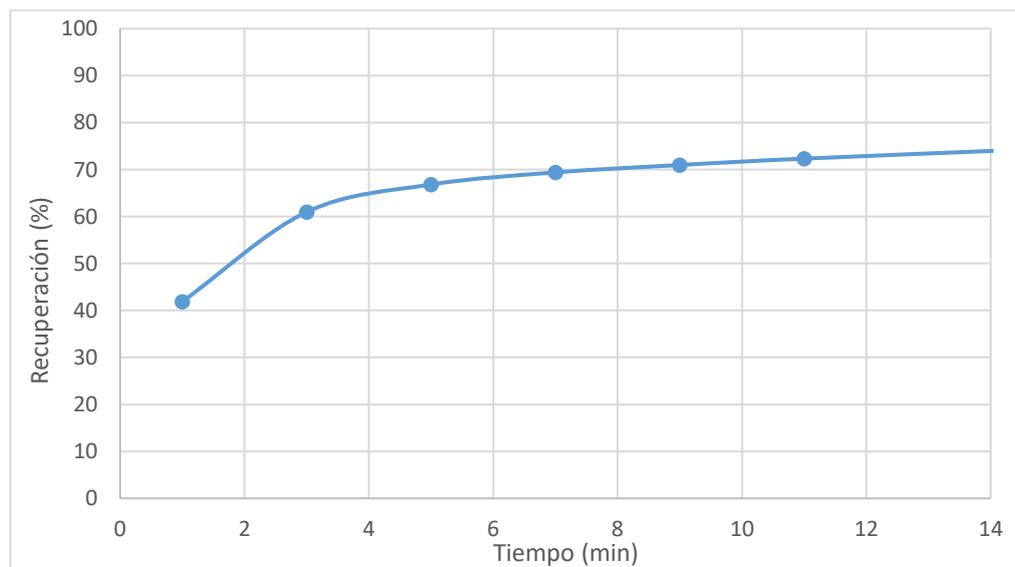
Los xantatos disponibles en el mercado y que corresponden a los principales productores como American Cyanamid, Dow Chemical, Minerec y en el caso peruano Reactivos Nacionales S.A. RENASA, son los siguientes:

#### 2.1.15.2. *Espumantes*

- Methyl isobutyl carbinol-MIBC
- Dowfroth:D-250, D-1012
- Aceite de pino

#### 2.1.16. Cinética de flotación

La cinética de flotación estudia la velocidad de flotación, es decir la variación del contenido metálico fino recuperado en el concentrado en función del tiempo. (Azareño, 2015)



**Figura N° 8:** Cinética de flotación

Fuente: Elaboración propia.



### 2.1.17. Revisión metodológica

Los concentrados metálicos pasaran por una etapa de recuperación lo cual implica que se evaluará los procesos de gravimetría y flotación con el objetivo de poder competir comercialmente, usando los mismos reactivos y el cambio mínimo de equipos para mejorar la recuperación en los concentrados. Por ello el estudio y programas de pruebas de flotación que se realizarán serán de gran importancia.

El número de variables que inciden sobre los resultados metalúrgicos de un proceso de gravimetría y flotación son: granulometría, densidad de pulpa y AP-4037.

Bernal (2010) “este método de razonamiento consiste en tomar conclusiones generales para obtener explicaciones particulares. El método se inicia con el análisis de los postulados, teoremas, leyes, principios, etc., de aplicación universal y de comprobada validez, para aplicarlos a soluciones o hechos particulares”. Entonces a partir de este método, se recuperará el oro a través de un proceso de flotación utilizando reactivos.

Según el metodólogo Arias (2012) “la investigación se encarga de buscar el porqué de los hechos mediante el establecimiento de relaciones causa-efecto. En este sentido, los estudios pueden ocuparse tanto de la determinación de las causas (investigación post tacto), como de los efectos (investigación experimental), mediante la prueba de hipótesis. Sus resultados y conclusiones constituyen el nivel más profundo de conocimientos”.

#### **Diseño de investigación**

El diseño que se utilizará es *experimental*. El diseño experimental se realiza con la manipulación deliberada de variables y en los que sólo se observan los fenómenos en su ambiente natural para analizarlos (Hernández, Fernandez, y Baptista, 2014).



## 2.2. ANTECEDENTES.

Vargas (2017) en su investigación titulada “*Evaluación de la Granulometría y Flotación en la CIA CORI-PUNO*” Evaluó los diferentes procesos en la Metalurgia Extractiva basada en el Diseño Experimental el cual hizo que la planificación racional de las experiencias para realizar de manera que se pueda obtener la máxima información con el mínimo posible de pruebas en la prueba de evaluación. En los métodos de evaluación usó modelos estadísticos que reducen en forma eficaz y apreciable sobre todo en los costos en los temas de investigación industrial. En Metalurgia Extractiva estudió el comportamiento de un mineral frente a procesos tales como la flotación u otros procesos, su propósito fue determinar las condiciones de operación que hacen posible un alto grado de extracción y una óptima recuperación. En razón al tratamiento de material, su composición o en la forma en la cual sus componentes fueron sometidos a un tratamiento con adición de reactivos y por ende el gran número de variables que es necesario considerar. Concluyó que el proceso de flotación tiene una mejora en la recuperación cuando la granulometría en la celda flash que trabajó de 50 y 55%, malla -200. Ya que la celda flash lo ayudo en la gravimetría para una mejor distribución de tamaño de partícula y a la vez generando una rentabilidad alta en el costo del concentrado gravimétrico.

Diaz (2015) en su investigación “*evaluación del tamaño de partícula en el proceso de flotación para la recuperación de oro grueso*” mencionó que las recuperaciones de oro y plata no siempre reflejan, los niveles de recuperación logrados en las pruebas metalúrgicas del estudio de factibilidad del proyecto. Las Auditorias del circuito de Flotación confirman al tesista que la mayoría de las pérdidas están en las mallas finas. También observó una concentración de oro y plata en el circuito de molienda secundaria. Las pruebas de mineralogía, flotación flash y gravimetría coincidieron en la conclusión de que existe una porción del oro y la plata en el mineral que se comporta



como GRG (oro recuperable por gravimetría). La implementación de un proceso que recupere este oro que recircula; incrementaría la recuperación de oro que se obtiene actualmente. Para ello existen 2 procesos probados: la Gravimetría mediante un concentrador centrífugo (Falcón) y la Flotación Flash. El tesista tomó la flotación Flash para probar a nivel de laboratorio, obteniendo recuperaciones de 88.4% de este oro que recircula, el cual es un resultado muy superior a la gravimetría de 27.57% del oro recirculante, la siguiente etapa que hizo es mediante una prueba piloto de la Flotación Flash para confirmar el resultado obtenido a nivel de laboratorio. Por varios motivos detallados en este presente trabajo, concluyó que la recuperación de oro y plata puede ser incrementada con la instalación de un equipo Skim Air de Outokumpu de acuerdo con los resultados y la experiencia obtenidos en varias plantas de flotación.

Fora (2015) en su tesis de investigación titulada “*evaluación metalúrgica a nivel laboratorio del yacimiento tipo pórfido cobre-oro, procedente de la región pasco*” Con el presente trabajo buscó evaluar la recuperación de cobre, mediante el proceso de concentración por flotación de las muestras procedentes de la cordillera central de los andes peruanos. En la caracterización del mineral pudo apreciar su mineralogía y el porcentaje de cada elemento presente en la muestra. Para poder evaluar la docilidad del mineral a la flotación aplicó un diseño factorial de tipo 2k, las variables que evaluó son pH (X1), colector A-208 (X2) y el %m200Ty (X3); obteniendo el modelo matemático empírico decodificado que representa el proceso de flotación: Donde la recuperación de cobre (Y estimado) está en función de las variables más influyentes, no siendo significativo la interacción entre dichas variables. Luego obtuvo las condiciones más favorables para la flotación del mineral de cobre que procedió a realizar un esquema de flotación batch, en el cual incluyó 3 etapas de limpieza para obtener un concentrado final de cobre.



Espinoza (2013), el presente trabajo manifiesta que el circuito de chancado consta con dos tolvas gruesas con capacidades de 192.64 TMH así mismo cuenta con zaranda de doble LHDD 7'x16' y una simple LHD 7'x16' (con 8 mallas auto limpiantes), el chancado primario es de Quijadas 15"x24" como secundarios están las chancadoras cónicas 48 FC (TELSMITH) y 36 FC, con un producto de - 3/8" de este y la de la zaranda simple es -1/2", son depositado a la tolva de finos N° 01 y N°2 con capacidades de 846.32 TMH, 732.47 TMH. El tesista evaluó la eficiencia de las bombas de descarga de los molinos 9'Øx8', 6'Øx6' con un motor de 60 HP, su eficiencia sin sobrecarga llegó a 97%, Por lo tanto este dato indicó que el motor escogido para la bomba debe de ser 60 HP, esta potencia incluye el 3.93 % de seguridad, el motor instalado actual fue de 45 HP, este dato indicó que está operando sobredimensionadamente y sobre pasa su eficiencia en 20.08 %, por lo tanto la bomba SRL-C 8''x6''x18'', debe operar con un motor de 60 HP, con 1 800 R.P.M., cuya tubería de descarga es de 6'', para un caudal máximo de 850 GPM. Luego realizó los respectivos cálculos, el Molino trabaja con una eficiencia de 96.37%, como también la potencia nominal del motor es de 450HP incluye el 25% de seguridad de eficiencia, con una capacidad máxima de 39.94TMS. En el circuito de Flotación se realizaron pruebas con diferentes reactivos como son: MIBC Lemerex, MT-342, ER-350, con agua del subdrenaje al 100% agua del subdrenaje al 50% y agua fresca, agua del subdrenaje y peróxido de Hidrogeno, la recuperación máxima fue de 97.87% y mínima 85.84% tonelajes 39.94 hasta 54.24. las Celdas convencionales de paletas DENVER se cambiaron por un banco de celdas WEMCO.

Palomino y Ramos (2008) nos ilustra su tesis que el mineral estudiado corresponde a la Mina Koricolqui S.A.C. ubicada en la provincia de Otuzco, departamento de La Libertad. La caracterización de la muestra se realizó en el microscopio óptico polarizado de la Escuela Académico - Profesional de Ingeniería



Geológica de la UNMSM. Observamos la presencia de esfalerita, calcopirita, piritita, electrum, marcasita, arsenopirita, goetita, calcosita, tetraedrita y gangas, siendo las leyes de la muestra de cabeza de 6.63 gr. de Au /TM y 11.22 oz. de Ag /TM .La primera prueba de flotación convencional de la muestra se realizó a una granulometría de 55% -200 mallas, cuyo balance metalúrgico global nos indica una recuperación de Au = 56.85% y Ag = 44.71%. En vista de que los resultados obtenidos no fueron muy satisfactorios y teniendo en cuenta el estudio microscópico de las especies mineralizadas, se realizó una etapa de preconcentración al mineral utilizando el concentrador centrífugo Falcon previo a la etapa de flotación a una granulometría de 55% -200 mallas, y se obtuvo una recuperación de Au = 42.68% y Ag = 30.08%. En la etapa de Flotación del relave del concentrador centrífugo Falcon, los resultados nos muestran una recuperación de Au = 24.57% y Ag = 28.19%. Finalmente, la recuperación total del proceso concentrador centrífugo Falcon más Flotación del relave Falcon es de Au = 67.25% y Ag= 58.27%. Es aquí donde se observó que con la etapa de preconcentración las recuperaciones en Au y Ag se incrementaron en 10.40% y 13.56% respectivamente. En la segunda prueba de flotación convencional del mineral inicial, realizado con una granulometría de 66% -200 mallas, los resultados nos indican una recuperación de Au = 62.63% y Ag = 49.36%. La segunda prueba de preconcentración con el concentrador centrífugo Falcon previo a la etapa de Flotación, los resultados nos indican una recuperación de Au = 64.87% y Ag = 16.42%. En la segunda prueba de Flotación del relave del concentrador centrífugo Falcon, nos muestran una recuperación de Au = 27.82% y Ag = 38.60%. Entonces se obtuvo una recuperación total del proceso concentrador centrífugo Falcon más Flotación del relave Falcon de Au = 92.69% y Ag = 55.02%. En esta segunda etapa las recuperaciones mejoran sustancialmente incrementándose en 30.06% y 5.66% para el Au y Ag respectivamente, por lo que se toma estos valores como resultado óptimo del proceso. Paralelamente se



realizaron pruebas de cianuración del mineral de cabeza dichas pruebas fueron hechas en diferentes tiempos de agitación. Obteniéndose a 36 horas de cianuración una recuperación de Au = 81.21% y Ag de 52.20%

Gorvenia (2006), nos muestra en su investigación las recuperaciones de oro y plata, nos indican que no siempre reflejan, los niveles de recuperación logrados en las pruebas metalúrgicas del estudio de factibilidad del proyecto. Las auditorias del circuito de flotación confirmaron al autor que la mayoría de pérdidas están en las mallas finas. También se observa una concentración de oro y plata en el circuito de molienda secundaria. Pruebas de mineralogía, flotación flash y gravimetría coinciden en la conclusión de que existe una porción del oro y la plata en el mineral que se comporta como GRG (oro recuperable por gravimetría). También puede apreciar que en su investigación el autor puede aplicar un proceso que recupere este oro que recircula; incrementaría la recuperación de oro que se está obteniendo actualmente. Para ello existen 2 procesos probados: la Gravimetría mediante un concentrador centrífugo (Falcón) y la Flotación Flash. La flotación Flash solo ha sido probado a nivel de laboratorio, obteniendo recuperaciones de 88.4% de este oro que recircula, el cual es un resultado muy superior a la gravimetría de 27.57% del oro recirculante, la siguiente etapa es mediante una prueba piloto de la Flotación Flash para confirmar el resultado obtenido a nivel de laboratorio. Debido a que no se cuenta con la celda de pilotaje; para estimar este incremento se realizó un programa de simulación matemática con el método de recuperaciones parcial para predecir su efecto. El costo total de instalación de un circuito de flotación flash, sería de 54 611 US\$, lo cual se paga con tan solo el 1% de mejora en la recuperación de oro durante 3.5 meses. Se espera una mejora mayor al 2% de recuperación de oro. La simulación determinó un incremento de hasta 92% en plata y a 95.1% en oro, dependiendo de la carga circulante del oro. Por varios motivos detallados



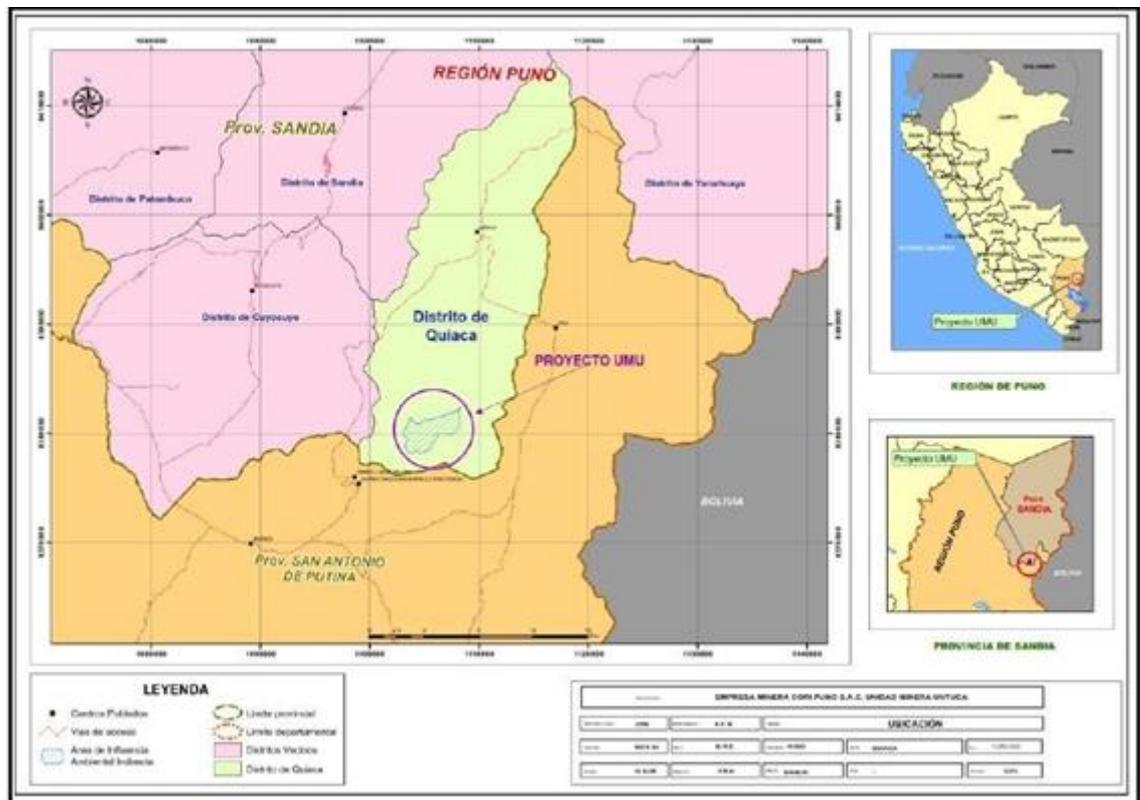
en este presente trabajo, el investigador concluyó que la recuperación de oro y plata puede ser incrementada con la instalación de un equipo Skim Air de Outokumpu. La mejora mínima del 1%, en la recuperación de oro significa un ingreso de 16295 dólares mensuales, los resultados de la Flotación Flash a nivel laboratorio indican una mejora mayor al 2 y 3% En esta investigación.

## CAPITULO III

### MATERIALES Y MÉTODOS

#### 3.1. UBICACIÓN GEOGRAFICA

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



Fuente: Unidad minera Cori Puno.



### 3.2. MATERIALES

- Medidor de pH
- Tamices Malla # 10, 400
- Rotap
- Estufa
- Densímetro
- Chancadora de quijadas de laboratorio
- Balanza de precisión
- Molino de bolas de laboratorio.
- Celda de flotación Denver
- Bandejas

#### 3.2.1. Reactivos

- Espumante Y Colector : Ap-4037
- Colector : Z-6
- Activador : CuSO<sub>4</sub>

### 3.3. METODOLOGÍA

#### 3.3.1. Tipo y diseño de la investigación

##### 3.3.1.1. *Diseño de la investigación*

La investigación es experimental, bajo el modelo caso control donde se trabajará con las variables independientes.

##### 3.3.1.2. *Tipo de investigación*

La investigación es de tipo aplicativo, cuantitativo, experimental.



### **3.3.1.3. Nivel de investigación**

El nivel de investigación es explicativo comparativo, para ello se seleccionó un modelo de nivel experimental, donde se buscó determinar la influencia del tamaño de partícula y reactivos de flotación con la finalidad de mejorar el porcentaje de recuperación.

### **3.3.2. Método de la investigación**

Método deductivo, analítico sintético

Los concentrados metálicos pasaran por una etapa de recuperación lo cual implica que se evaluará los procesos de gravimetría y flotación con el objetivo de poder competir comercialmente, usando los mismos reactivos y el cambio mínimo de equipos para mejorar la recuperación en los concentrados. Por ello el estudio y programas de pruebas de flotación que se realizarán serán de gran importancia.

El número de variables que inciden sobre los resultados metalúrgicos de un proceso de gravimetría y flotación son: granulometría, densidad de pulpa y AP-4037.

## **3.4. POBLACIÓN Y MUESTRA**

### **3.4.1. Población**

La población de estudio está constituida por minerales en los cuales se permite demostrar la reducción de tamaño y condiciones óptimas de flotación.

### **3.4.2. Muestra**

La muestra que se consideró en los diferentes tipos de pruebas fue del mineral fresco proveniente de la cancha de gruesos. La muestra tiene un tamaño equivalente al de la capacidad actual de la planta.



### **3.5. DISEÑO ESTADÍSTICO**

#### **3.5.1. Tratamiento de los datos**

Aplicaremos el método de diseño experimental para lograr determinar los parámetros óptimos de operación en los minerales de oro.

#### **3.5.2. Formulación del diseño experimental y análisis estadístico**

El objetivo principal de las pruebas metalúrgicas realizadas es determinar la granulometría del mineral, dosificación de reactivos, el porcentaje de recuperación del oro mediante el proceso de flotación en celdas TC-20 Rougher, celdas TC-20 Scavenger y celdas Cleaner 1 y 2 (sub a 30-1 y sub a 30-2) lo cual se realizará en el programa Minitab 18.0.

El programa Minitab 18.0 está especialmente enfocado para el análisis estadístico de un conjunto de datos. Permite realizar el estudio descriptivo de una o más variables mediante medidas características y gráficos específicos. (Douglas y Montgomery 1989).

#### **3.5.3. Diseño factorial (2k)**

Gorvenia (2006) Por el que se entiende, que donde se investigan todas las posibles combinaciones de los niveles de los factores en cada ensayo o replica, son modelos de primer orden entendiéndose por niveles a los diferentes valores que puedan tomar los factores o variables, para lo respectivo se trabajará con 3 variables.

Tenemos =  $2^3$

N = 8 pruebas

Son formas ordenadas en las cuales se distribuyen las pruebas, las variables se mueven a través de un rango.



Para tres variables, granulometría, densidad de pulpa y AP-4037.

### 3.6. OPERACIÓN DE VARIABLES

#### 3.6.1. Variable dependiente:

Evaluación del tamaño de partícula y flotación en el proceso metalúrgico en la planta concentradora.

#### 3.6.2. Variable independiente:

Optimización del porcentaje de recuperación del concentrado de oro tomando en cuenta estos tres parámetros (granulometría, porcentaje de sólidos y reactivo AP-403).

Debido que son los más influyentes en el proceso de gravimetría y flotación.

**Tabla N° 1:** Variables del proceso investigativo.

Parámetros	Indicadores y Dimensiones	Instrumento
Granulometría	Malla %m200Ty	Tamizador
Densidad de pulpa	G/Cm <sup>3</sup>	Densímetro
AP-4037	ml/min	Probeta

Fuente: Elaboración propia.

#### 3.6.2.1. Descripción de variable independiente y sus parámetros

### 3.7. MÉTODOS Y PROCEDIMIENTOS DE LA INVESTIGACIÓN

Con el fin de saber la repuesta metalúrgica de un frente de mina, es necesario realizar un estudio metalúrgico del mineral, ya que esto permite anticiparnos a predecir qué pasará antes de que ingrese el mineral a la Planta Concentradora, bajo esta premisa se realizó un conjunto de pruebas con el mineral muestreado de la cancha de gruesos.

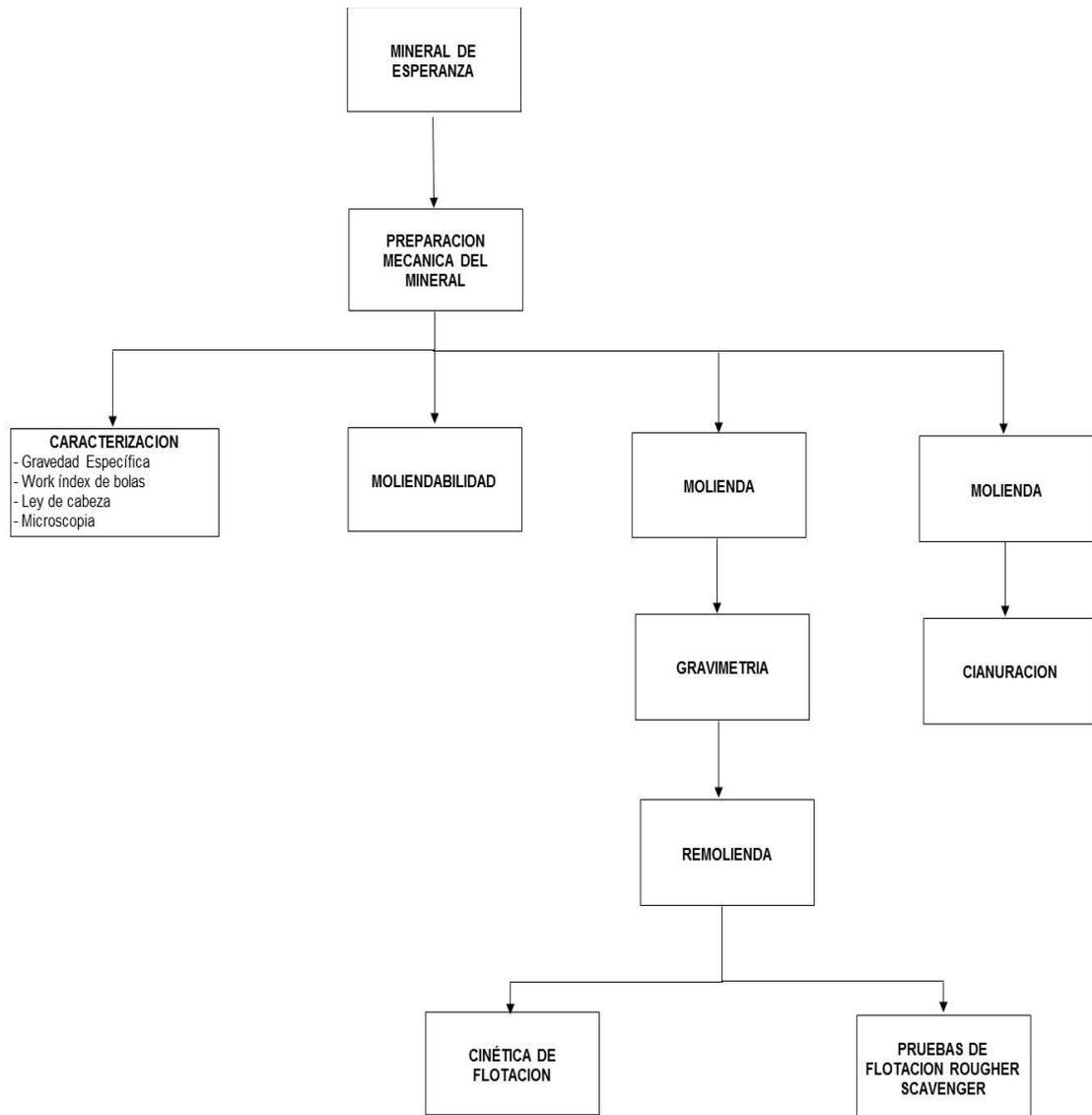


El estudio metalúrgico se centra principalmente en la recuperación de oro en las operaciones unitarias de gravimetría, flotación.

Debemos tener en cuenta que los resultados obtenidos en el laboratorio reproducen recuperaciones superiores a las de Planta por los cuidados y facilidades propios del laboratorio que se trabaja en condiciones ideales.

### **3.7.1. Procedimiento de investigación**

El plan de investigación consistió en realizar primero la preparación mecánica del mineral, caracterización del mineral, pruebas de moliendabilidad, pruebas de gravimetría, pruebas de flotación como se aprecia en la figura N° 10



**Figura N° 10:** Esquema general de pruebas.

Fuente: Elaboración propia.

### 3.7.2. Caracterización del mineral

Los resultados de la caracterización física y química del mineral.

**Tabla N° 2:** Caracterización del mineral.

Detalle	Valor
Ley g/tn	2.43
Gravedad especifica g/Cm <sup>3</sup>	2.81
Work Índice kwh/tc	15.91

Fuente: Elaboración propia.



El Work Índice determina el consumo de energía por tonelada de mineral, la cual se encuentra expresada en kwh/tc ó kwh/tm. El método utilizado para el presente estudio fue el Método comparativo de Bond.

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

$$GE = \frac{P2 - P1}{P2 + P4 - P1 - P3}$$

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

$$GE = \frac{121.7 - 87.4}{121.7 + 337.0 - 87.4 - 359.2}$$

$$GE = 2.83$$

$$GE = \frac{126.2 - 89.3}{126.2 + 339.0 - 89.3 - 362.7}$$

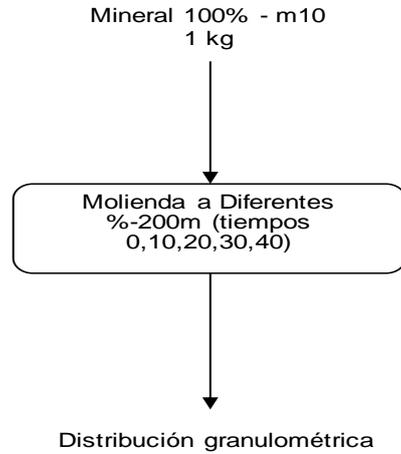
$$GE = 2.80$$

$$GE = 2.81$$

### 3.7.3. Pruebas de moliendabilidad

La prueba de moliendabilidad nos permite obtener el tiempo requerido de molienda para obtener la granulometría deseada en laboratorio. Para nuestro estudio la granulometría requerida es de 50% malla -200 para las pruebas de gravimetría. Las colas de gravimetría pasan a una remolienda hasta obtener 80% malla -200, con este producto

se realizan las pruebas de flotación. El esquema de la prueba de moliendabilidad se presenta en la Figura 11:



**Figura N° 11:** Esquema de prueba de moliendabilidad.

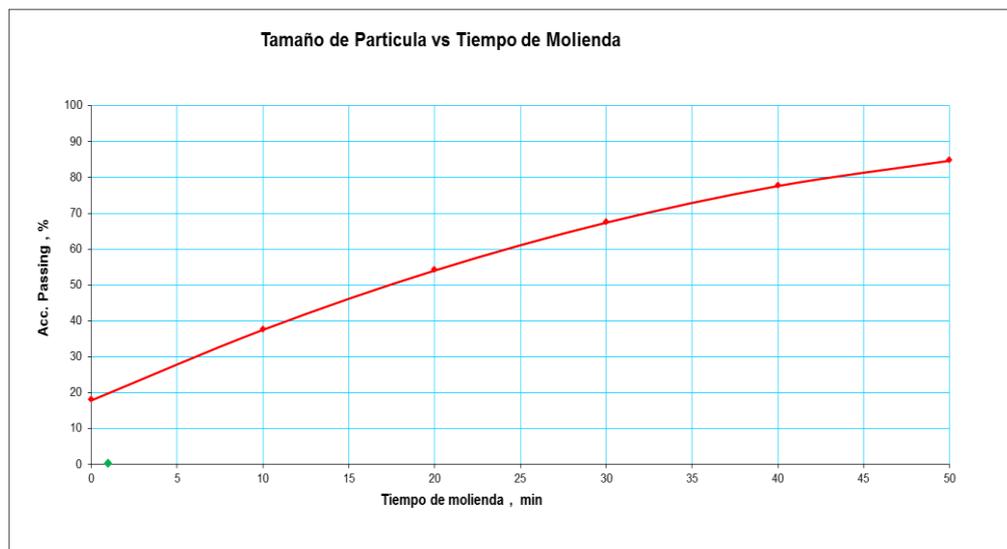
Fuente: Elaboración propia.

Los resultados de la molienda progresiva

**Tabla N° 3:** Tiempos de moliendabilidad.

Malla	% -200m	Tiempo
50 % -200	50	17 min. 20 seg.
80 % -200	80	42 min. 47 seg.

Fuente: Elaboración propia.



**Figura N° 12:** Curva de moliendabilidad.

Fuente: Elaboración propia.

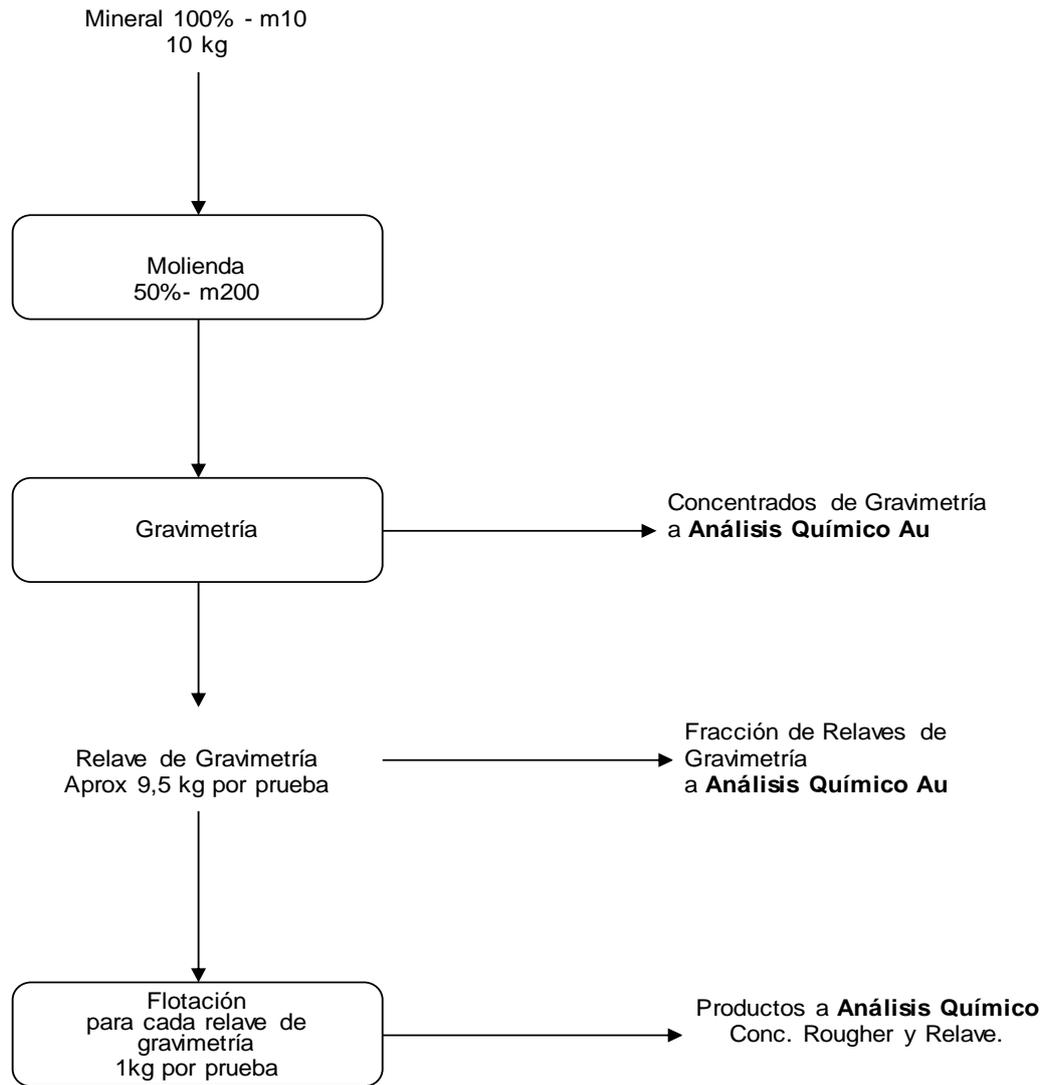


En las pruebas de moliendabilidad a nivel de laboratorio se hizo un cuarteo de la muestra de mineral y para cada molienda se utilizó 1 kg de muestra en etapas de tiempos de 0,10,20,30,40 seg. luego se procedió al deslame de cada muestra y posteriormente a tamizar cada muestra para así con esos datos hallar la curva de molienda y saber los tiempos tanto para gravimetría y flotación.

#### **3.7.4. Prueba de gravimetría**

Las pruebas de gravimetría a nivel de laboratorio tratan de concentrar las partículas gruesas del mineral se realizan con un concentrador centrífugo marca FALCON modelo ICON SB40 con muestra fresca aproximadamente a 40 Hz de revoluciones y 5 PSI de presión de agua.

La prueba de gravimetría se realizó bajo el esquema de trabajo que se presenta en la Figura N°13.



**Figura N° 13:** Esquema de prueba de gravimetría.

Fuente: Elaboración propia.

Para las pruebas de gravimetría se tamizo la muestra de mineral a una malla 100% -10 luego se procede a cuartear y darle una molienda a 50% malla -200 luego de darle la molienda se pasa por el concentrador centrifugo falcón SB 40 de tal manera que concentra las partículas gruesas y con el relave se hace las pruebas de flotación.

### 3.7.5. Pruebas de flotación

En Las pruebas de flotación en laboratorio metalúrgico se realizaron en celdas de flotación, con un % de sólidos de 32%. Se realizaron pruebas de cinética de flotación para



hallar el tiempo óptimo en las etapas Rougher - Scavenger. Los reactivos utilizados para las pruebas fueron AP – 4037; Sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ), y el colector Xantato Z-6.

### 3.7.6. Pruebas de cinética de flotación

Las pruebas de cinética de flotación se realizaron con el fin de determinar el tiempo de flotación óptimo a nivel de laboratorio, el cual es escalado con un factor que oscila entre 2 a 4 a nivel industrial.

El tiempo óptimo de flotación a nivel de laboratorio para el mineral es de 12 minutos aproximadamente.:

### 3.7.7. Pruebas de flotación rougher - scavenger

Posteriormente se realizaron pruebas de flotación con etapas Rougher – Scavenger en circuito abierto a nivel de laboratorio.

De las 03 pruebas de flotación realizadas, la que produce mejores resultados es la prueba N°1, con una recuperación con respecto a la cabeza de flotación de 73.8%.

**Tabla N° 4:** Resumen de Recuperaciones de cada prueba de flotación.

N° Prueba	Recup.(%) Ro + Scv
P1	73.8
P2	71.9
P3	72.3

Fuente: Elaboración propia

### 3.7.8. Pruebas de flotación cíclicas

Adicionalmente a las pruebas abiertas, se realizó pruebas de flotación cíclicas (Cerradas) con el fin de simular a nivel laboratorio un circuito continuo con un esquema parecido al de Planta, en el cual los flujos son recirculados en el circuito. Esto genera que los resultados sean de mayor semejanza a los resultados que se puedan obtener en Planta.

**Tabla N° 5:** se presenta los resultados de los análisis químicos y pesos de las pruebas cíclicas:

Productos	Au g/ton	Peso g
Cabeza	1.15	
Conc Au-Ag 1 PFCC A	55.91	1.8
Conc Au-Ag 2 PFCC A	172.08	2.9
Conc Au-Ag 3 PFCC A	140.13	4.1
Conc Au-Ag 4 PFCC A	84.08	6.5
Conc Au-Ag 5 PFCC A	62.30	12.3
Medio 1-5	0.81	79.2
Medio 2-5	5.04	252.8
Scavenger 5	4.36	25.8
Relave 1	0.67	884.1
Relave 2	0.37	966.3
Relave 3	0.38	987.1
Relave 4	0.66	990.2
Relave 5	0.54	986.2

Fuente: Elaboración propia.

### 3.7.9. Técnicas de recolección y procesamiento de datos

#### 3.7.9.1. Descripción del proceso metalúrgico

La planta concentradora Untuca actualmente procesa 1785 TMH de mineral con una humedad de 4 % es decir 1700 TMSD con una ley de cabeza aproximada de 2.5 gr. Au /t en la alimentación.

Se obtendrán Concentrados gravimétricos y de Flotación en una primera fase para luego de su concentración Cleaner, luego se pasa al filtro Cidelco 800X800X40.



### **3.7.9.2. Fuente de abastecimiento y consumo de agua utilizada en el proceso metalúrgico**

El Proyecto, cuenta con un buen potencial hídrico, por estar ubicados sobre un área de nieve perpetua; El proyecto se ubica entre las cuencas hidrográficas: Azoguine – Ananea - Choquechambi, estos tributarios mayores y varios tributarios menores confluyen su caudal a un solo río denominado “Río Untuca”. Estimando un volumen de 1 a 5 m<sup>3</sup> /s de caudal, esto en los meses de Junio – Julio.

El consumo de agua del proceso metalúrgico es de 183 m<sup>3</sup> /Hr para el ritmo de producción de 1700 TMSD, donde el 90 % del agua se recirculada desde la relavera, se pierde un 10 % por evaporación y humedad del relave filtrado

### **3.7.9.3. Fuente de abastecimiento y cantidad de energía eléctrica utilizada en la planta concentradora**

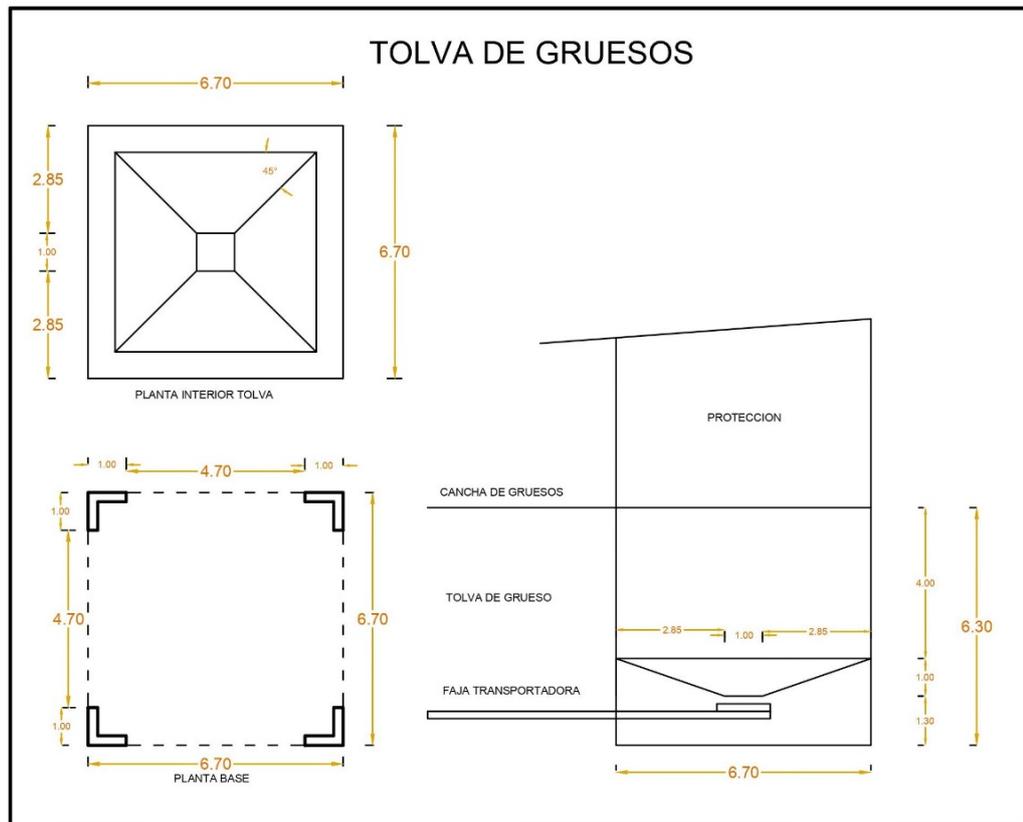
La planta requiere alrededor de 2 Mw. de energía en total para su puesta en marcha a las 1700 TMSD.

La fuente de abastecimiento es de nuestra casa fuerza que tiene 4 grupos electrógenos 3516B.

#### **3.7.9.3.1. Chancado**

El mineral proveniente de mina se descarga a una cancha de gruesos donde se hace un blending de mineral para uniformizar la ley de cabeza, se alimenta a una tolva de gruesos de 155 Ton con un cargador frontal, para luego este mineral pasar por las distintas etapas de chancado.

El mineral almacenado en las tolvas de gruesos alimenta la faja N° 1 con un alimentador reciprocantes de 12.5 Hp. La faja Transportadora N° 1 ingresa su carga a una zaranda vibratoria



**Figura N° 14:** Diseño de Tolva de Gruesos de la minera Cori Puno.

Fuente: Elaboración propia.

### 3.7.9.3.2. Zaranda primaria

Esta zaranda tamiza el mineral, consta de dos pisos en las cuales el piso superior tiene una malla auto limpiante de 1 ½ pulg. de abertura, el piso inferior es de 3/8 pulg. Para elegir la zaranda se calcula el área de tamizaje y con esta la zaranda a elegir.



### 3.7.9.3.3. *Chancado primario*

El rechazo de la zaranda 6 x 14 DD se descarga a una chancadora de quijadas el cual la abertura del set es la misma que el de la malla superior de la zaranda. Para dimensionar la chancadora se debe de conocer el tonelaje alimentado (se consideran el porcentaje de rechazo actual de la zaranda primaria).

**Tabla N° 6:** Variables de operación de chancado primario.

<b>Variables de Operación</b>	<b>Valores</b>
Humedad de mineral	4.0
Horas de chancado	12.0
Tonelaje por horas	147.6
Factor de derrateo	0.12
Tonelaje considerando derrateo	170.2
Porcentaje pasante de la zaranda	50.0
Tonelaje alimentado	85.0
F80	4.0
P80	1.1
Wi operario	13.0
Consumo específico de energía	0.4
Potencia en HP	59.7

Fuente: Cori Puno S.A.C.

En la tabla N° 6, se observa las variables operacionales del circuito de chancado primario donde las horas de chancado es de 12 horas por cada hora se chanca 147.6 toneladas con un % de passing de 50 toneladas y con un consumo de energía operativo de 13 kwh/tc.

### 3.7.9.3.4. *Zaranda secundaria*

El mineral es tamizado, se obtendrá 2 productos un mineral grueso y un mineral fino que sucesivamente pasa a la otra etapa.

### 3.7.9.3.5. *Chancado secundario*

El rechazo de la zaranda 6 x 16 DD ingresa a una chancadora de cono, el cual se tendrá en la descarga de la chancadora un producto que sigue a la siguiente etapa.



**Tabla N° 7:** Variables de operación de chancado secundario.

<b>Variables de Operación</b>	<b>Valores</b>
Horas de chancado	15.0
Porcentaje de humedad	4.0
Tonelaje por horas	75.6
Factor de derrateo	0.12
Tonelaje alimentado de derrateo	87.2
F80	1.3
P80	0.4
Wi operario	13.0
Consumo específico de energía	0.6
Potencia en HP	94.6

Fuente: Variables de planta Cori Puno S.A.C.

En la tabla N° 7. Se observa que las variables operacionales del circuito de chancado secundario donde las horas de chancado es de 15 horas por cada hora se chanca 75.6 toneladas y con un consumo de energía operativo de 13 kwh/tc

#### 3.7.9.3.6. *Zaranda terciaria*

El producto de la chancadora HP200 secundaria se transporta mediante la faja N° 5 de esta a la faja N° 6 y la faja N° 7 hacia la zaranda terciaria, en esta etapa también recibe la carga circulante del producto del chancado terciario.

#### 3.7.9.3.7. *Chancado terciario*

Los rechazos de la zaranda 7 x 20 DD descarga en la chancadora de cono.

**Tabla N° 8:** Variables de operación de chancado terciario.

<b>Variables de Operación</b>	<b>Valores</b>
Horas de chancado	18.0
Porcentaje de humedad	4.0
Tonelaje por horas	78.7
Factor de derrateo	0.12
Tonelaje alimentado de derrateo	90.8
F80	1.3
P80	0.6
Wi operario	13.0
Consumo específico de energía	0.3
Potencia en HP	59.6

Fuente: Elaboración propia



La capacidad estaría dentro del rango requerido. Los pasantes de las zarandas 6 x 14 y 7 x 20 (malla inferior 100 % -3/8) ingresan a la faja N° 10, el pasante de zaranda 6 x 16 descarga en la faja N° 9, ambas fajas descargan en la faja N° 11 y N° 12.

En la tabla N° 8. Se observa que las variables operacionales del circuito de chancado terciario donde las horas de chancado es de 18 horas por cada hora se chanca 78 toneladas y con un consumo de energía operativo de 13 kwh/tc.

#### 3.7.9.3.8. *Fajas transportadoras*

Las fajas transportadoras han sido contempladas de acuerdo al diseño y ubicación de los equipos de planta concentradora.

#### 3.7.9.3.9. *Molienda*

En las dos tolvas de finos de 155 TM se tiene una faja de descarga en cada tolva, las cuales envían la carga hacia la faja N° 15.

Para procesar 1700 TMSD con una alimentación de 7692 micrones y un producto de 112 micrones se necesitan 03 Molinos de bolas 8 x 10.

La carga de la Faja N° 15 proveniente de la Tolva de Finos ingresa hacia los molino 8 x 10 N° 1 y N° 2, sus descargas ingresan a las zarandas 5 x 8 de alta frecuencia sus rechazo ingresan al cajón de las bombas 8 x 6 Kreebs N° 1-2 , los pasantes de la zaranda ingresan a gravimetría donde el relave de este se junta en el cajón de la bomba N° 1-2, esta bomba bombea hacia los hidrociclones donde el U/F ingresa a los molinos 8 x 10 N° 3 y 6 x 6 N 1, N° 2 y molino 6 x 7 N° 1 y el O/F va a flotación , la descarga del molino secundario 8 x 10 N° 3 ingresan a las zarandas 5 x 8 N° 3, trabajando en circuito cerrado y también, descargas de molino 6 x 6 N°1 y N° 2.



### **3.7.10. Pruebas experimentales**

Para el desarrollo del estudio metalúrgico del mineral, se hizo un muestreo de 12 horas y se obtuvo un lote de 70 kg de mineral aproximadamente

Es por ello que se plantea evaluar el proceso de gravimetría y flotación mediante pruebas experimentales a nivel laboratorio y compararlos con los de nivel industrial de tal manera que permita acondicionar la planta concentradora en la mejora de la recuperación del oro y los metales de interés si fuese el caso.

La determinación del número de pruebas necesarias para optimizar una operación se tomó las variables más influyentes como son: granulometría, Densidad de Pulpa y el reactivo AP 4037, teniendo como variable respuesta el % de recuperación de oro en el proceso de flotación.

#### ***3.7.10.1. Esquema experimental del proceso de flotación***

Las pruebas de flotación experimental nos permiten obtener información relevante referente a las bondades metalúrgicas y económicas que el mineral de oro posee en su recuperación. Esta información radica en realizar en forma metódica la aplicación de conocimientos, habilidades, capacidades, ingenio e imaginación basada en la experiencia obtenida en la planta concentradora. De tal manera que nos permita solucionar los problemas con respecto al comportamiento del mineral con sus respectivas variables y complejidades propias de su constitución mineralógica. Para simplificar su desarrollo es necesario seguir una secuencia progresiva de información y experimentación, detallando y anotando las observaciones e interés para nuestro caso vamos a evaluar las variables antes mencionadas.

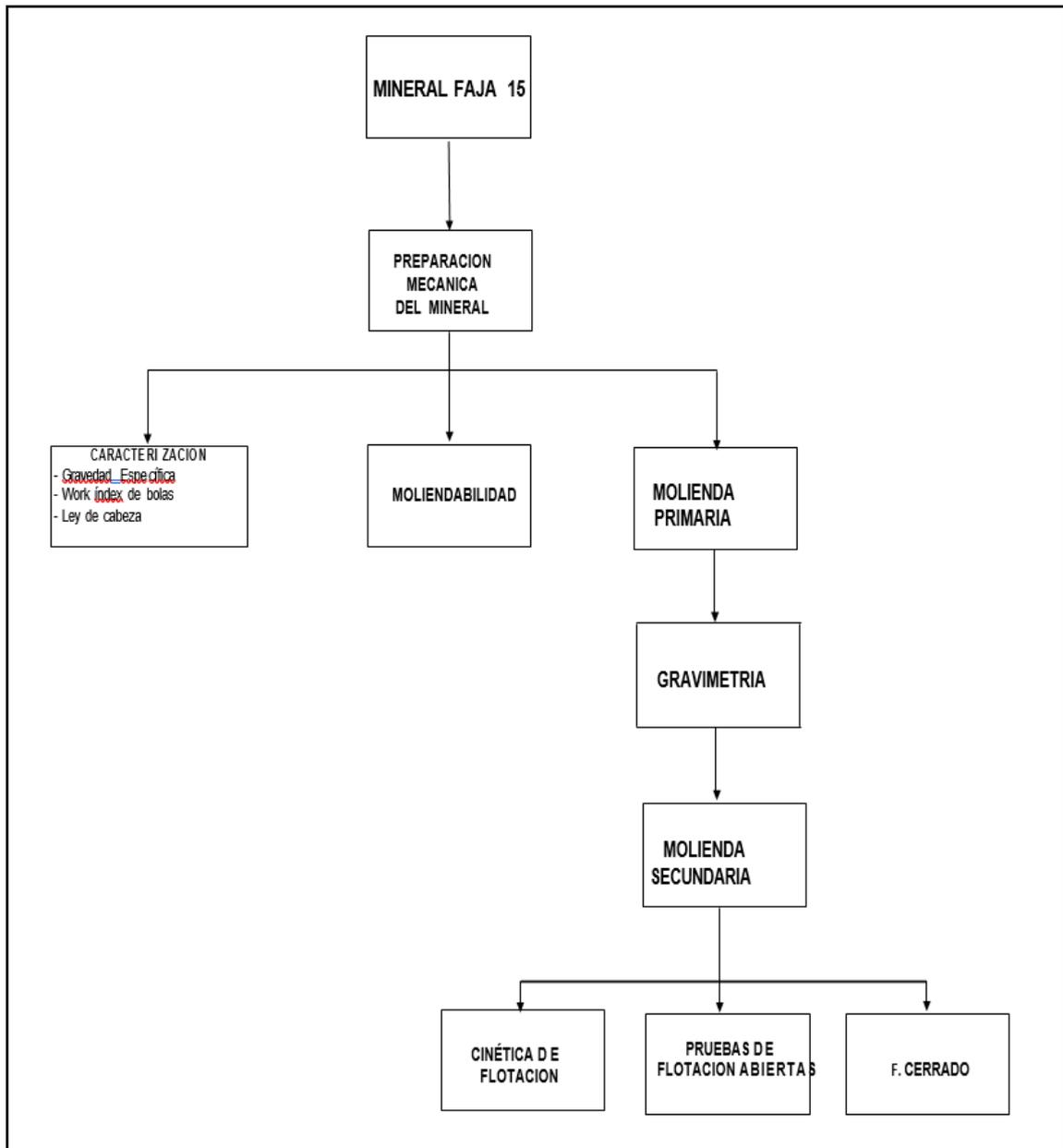
#### ***3.7.10.2. Muestreo experimental***



El objetivo principal para la evaluación de cualquier operación y/o proceso es necesario obtener muestras representativas que nos permita adquirir información que ayude a determinar las variables que influyen en dicha evaluación. Según Pierre Gy, creador de la teoría moderna del muestreo de minerales, cuando una condición de equiprobabilidad no se cumple, se tiene más bien un espécimen (un ejemplar) en vez de una muestra.

En nuestra evaluación se obtuvo una muestra durante un periodo de 12 horas, obteniendo una muestra de aproximadamente 70 kilos de mineral los cuales se llevó al laboratorio metalúrgico para su evaluación e identificación de sus principales variables.

El proceso experimental en laboratorio se trabajó de la siguiente manera, primero la preparación mecánica del mineral, caracterización del mineral, pruebas de moliendabilidad, pruebas de gravimetría, pruebas de flotación abiertas y pruebas de flotación cíclica, tal como se aprecia en la siguiente figura:



**Figura N° 15:** Esquema Experimental.

Fuente: Elaboración propia.



## CAPITULO IV

### RESULTADOS Y DISCUSIÓN

#### 4.1. CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

Los resultados de la caracterización física y química del mineral se presentan en la Tabla N° 9.

**Tabla N° 9:** Análisis químico del mineral.

Descripción	Valor
Ley g/ton	2.43
Gravedad Especifica	2.81
Work Index kwh/tc	15.91

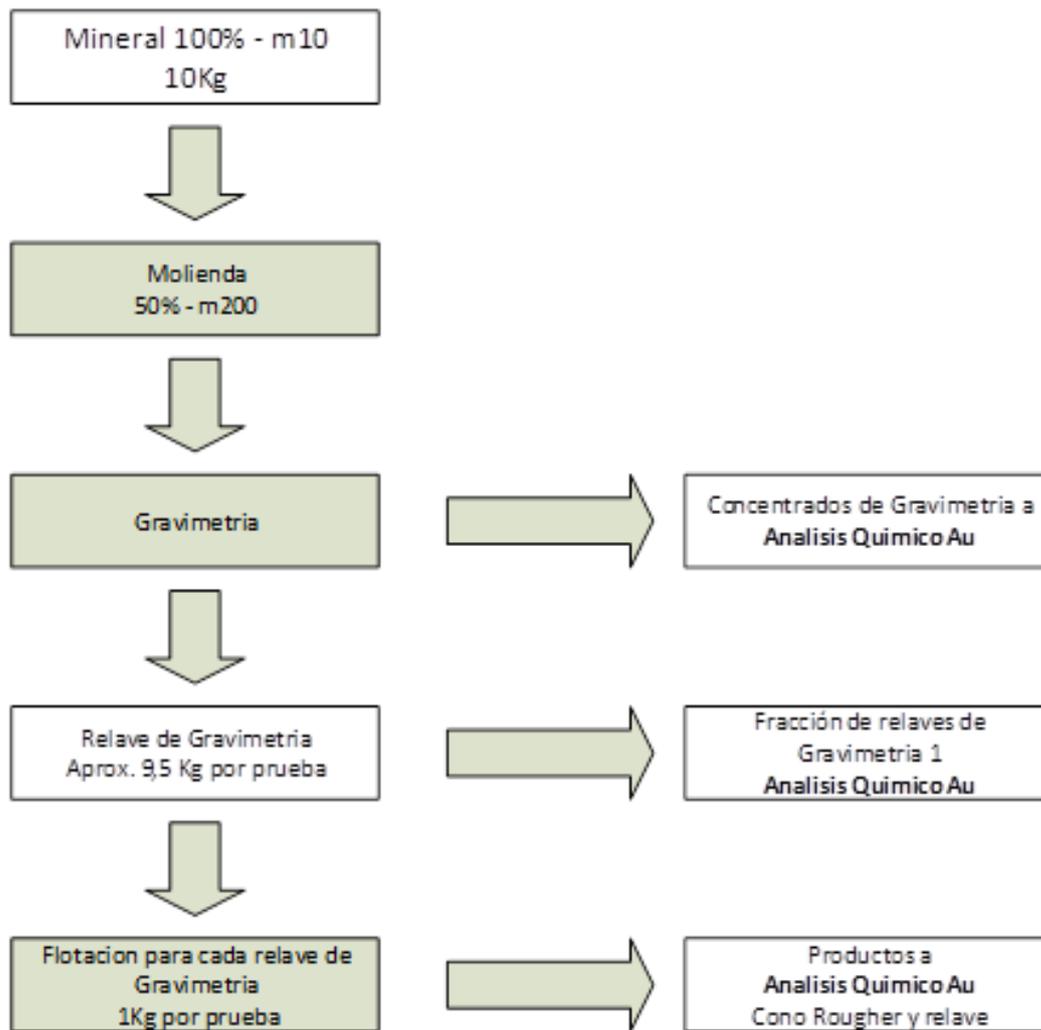
Fuente: Laboratorio Químico

El Work Índice determina el consumo de energía por tonelada de mineral, la cual se encuentra expresada en kwh/tc ó kwh/tm. El método utilizado para el presente estudio fue el Método comparativo de Bond.

La tabla N° 9, indica que la ley de cabeza de mineral fresco es de 2.43 con una gravedad específica de 2.81 y con un consumo de energía de 15.91

#### PRUEBAS DE GRAVIMETRÍA

Las pruebas de gravimetría a nivel de laboratorio se realizaron con un concentrador centrífuga marca FALCON modelo ICON SB40 con 40 kg de muestra aproximadamente a 40 HZ de revolución y 5 PSI de presión de agua



**Figura N° 16:** Esquema de Gravimetría.

Fuente: Elaboración propia.

En la figura 16 se muestra que se tiene un mineral 100% en la malla 10 una cantidad de 10 Kg, pasando al proceso de molienda que permite obtener el tiempo requerido de molienda para obtener la granulometría deseada en laboratorio. Para nuestro estudio la granulometría requerida es de 50% malla -200 para las pruebas de gravimetría. Las colas de gravimetría pasan a una remolienda hasta obtener 80% malla - 200, con este producto se realizan las pruebas de flotación. Los resultados de las pruebas de gravimetría se presentan en la tabla N° 10.



**Tabla N° 10:** Balance de Gravimetría.

<b>Producto</b>	<b>Peso (g)</b>	<b>Peso (%)</b>	<b>Ley Au (g/t)</b>	<b>Finos g-Au</b>	<b>Distribución (%)</b>
Cabeza ens.	100.00		2.43		
Conc. Gravimétrico	1711.5	4.5	17.21	0.023	29.5
Rve Final	35 928.9	95.5	1.96	0.070	70.5
Cabeza Calc.	37.640	100.0	2.65	0.100	100.0

Fuente: Laboratorio Químico Cori Puno

La recuperación alcanzada con el mineral la cual estamos haciendo las pruebas a nivel de laboratorio llego a un 29.5 %, mediante la aplicación de las operaciones unitarias de gravimetría mientras que la recuperación mediante el proceso con una ley de cabeza de 2.43 y un relave final de 1.96 en esta etapa de pruebas de gravimetría en el laboratorio metalúrgico se utilizó, 37. 640.4 kg de muestra fresca lo cual una vez terminada la prueba de gravimetría el concentrado gravimétrico es de 1711.5 kg. y el relave final 35. 938.9 kg. con un resultado de cabeza calc. De 37. 640 kg.

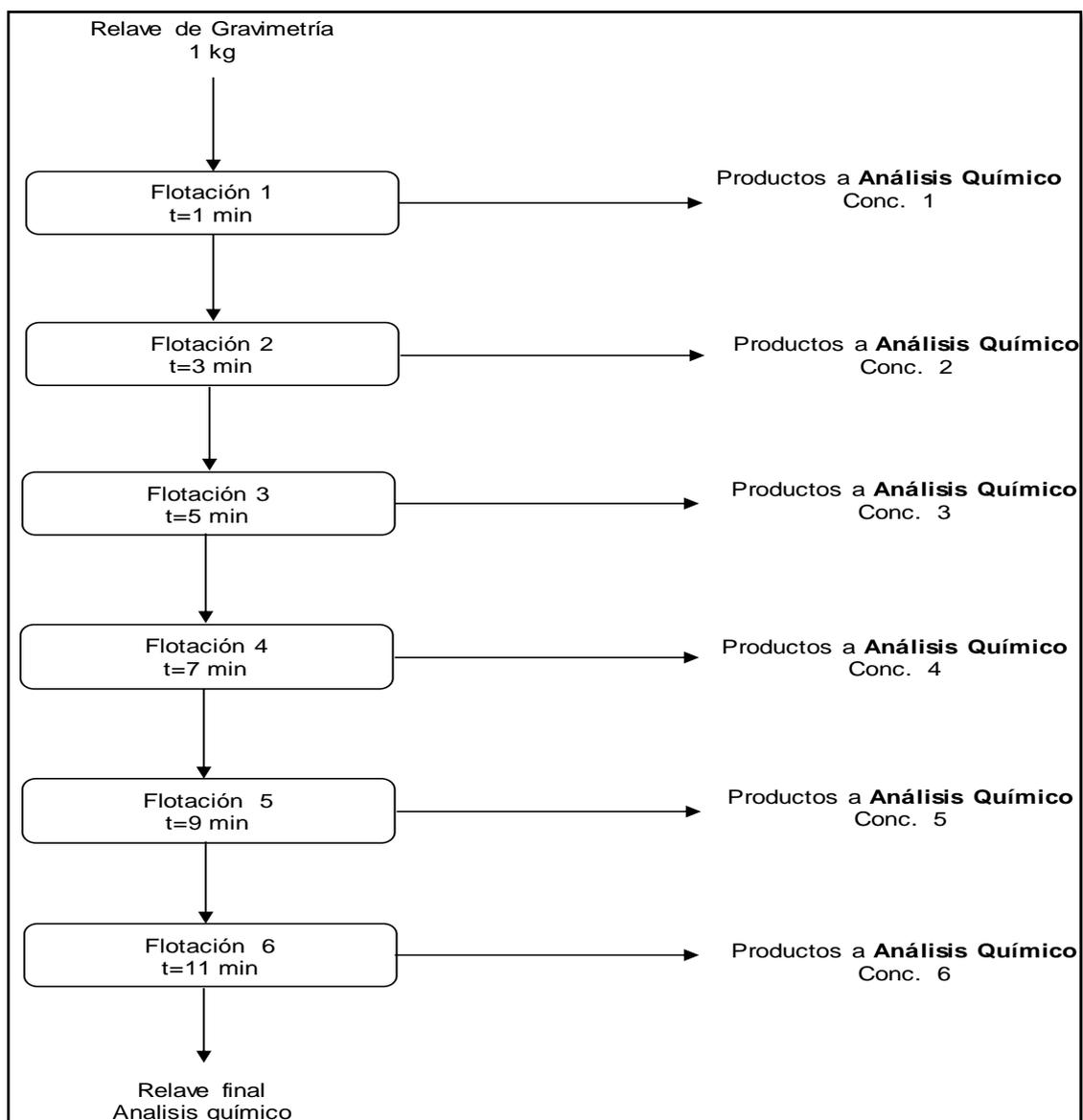
#### **4.2. PRUEBAS DE FLOTACIÓN**

Las pruebas flotación a nivel de laboratorio se realizaron en celdas de flotación Denver, con un % de sólidos alrededor de 32%. Se realizaron pruebas de cinética de flotación, pruebas abiertas (etapas Rougher - Scavenger) y pruebas cíclicas de flotación. Los reactivos utilizados para las pruebas fueron AP – 4037; Sulfato de cobre y Xantato Z-6.

#### 4.2.1. Pruebas 1 y 2 de cinética de flotación

Las pruebas de cinética de flotación se realizaron con el fin de determinar el tiempo de flotación óptimo a nivel de laboratorio, el cual es escalado con un factor que oscila entre 2 a 4 a nivel industrial.

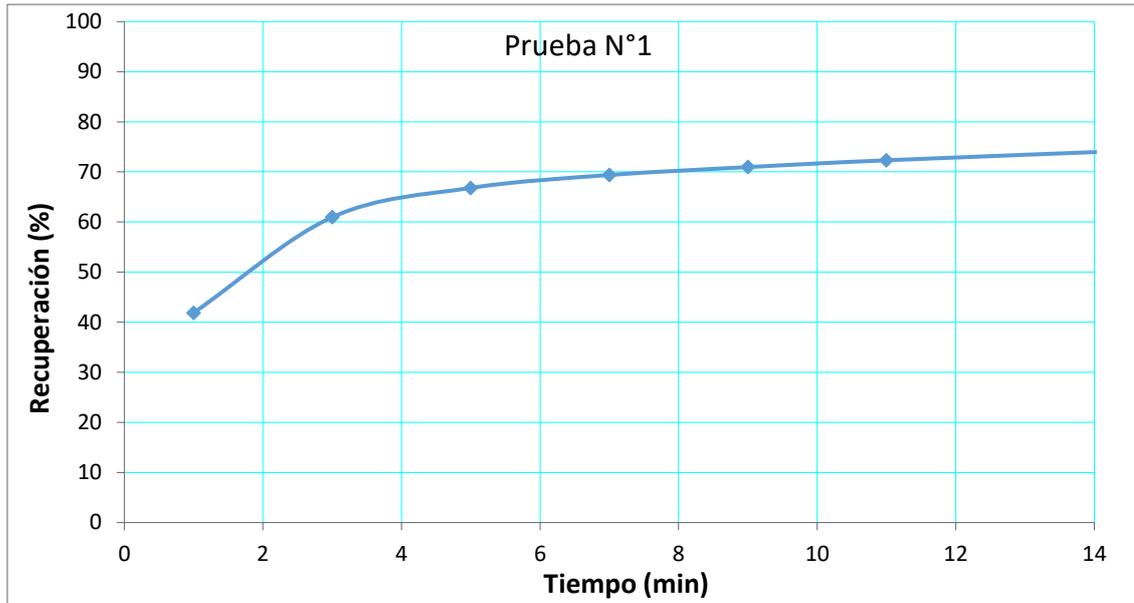
El tiempo óptimo de flotación a nivel de laboratorio para el mineral fue de 11 minutos aproximadamente.



**Figura N° 17:** Esquema de prueba de Cinética de Flotación.

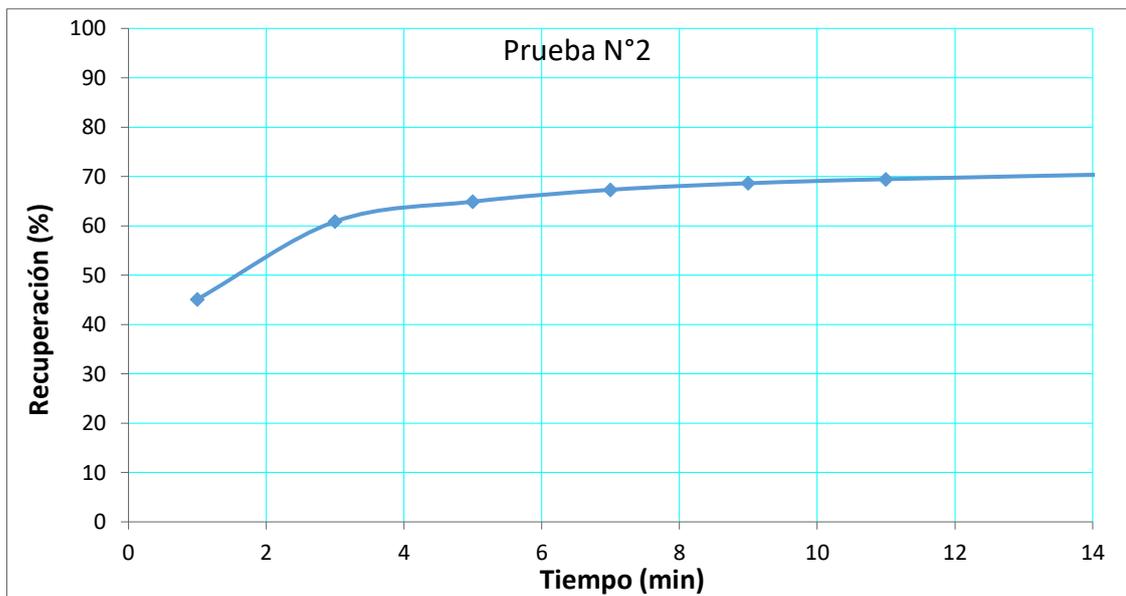
Fuente: Elaboración propia.

Fuente: Elaboración propia.



**Figura N° 18:** Prueba 1 de Cinética de Flotación.

Fuente: Elaboración propia.

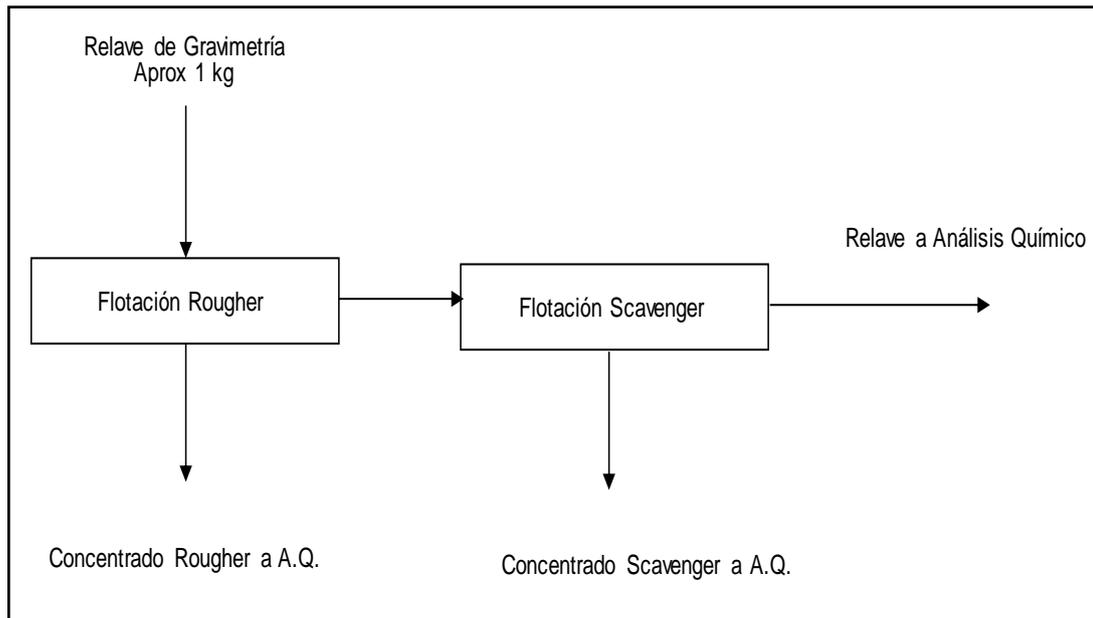


**Figura N° 19:** Prueba 2 de cinética de Flotación.

Fuente: Elaboración propia.

#### 4.2.2. Prueba de flotación Rougher – Scavenger

Posteriormente se realizaron pruebas de flotación con etapas Rougher – Scavenger en circuito abierto a nivel de laboratorio.



**Figura N° 20:** Esquema de pruebas Rougher – Scavenger abiertas.

Fuente: Elaboración propia.

De las pruebas de flotación realizadas, la que produce mejores resultados es la prueba 01, con una recuperación con respecto a la cabeza de flotación de 73.8%.

En la tabla N° 11 se muestra el balance metalúrgico de Flotación de las 3 pruebas realizadas.

**Tabla N° 11:** Balance metalúrgico de flotación.

N°	Densidad Pulpa	Xantato	AP-4037	Ley	Ley	Ley	Recup. (%)
		Z-6/g/t)	(g/t)	Rougher	Scavenger	Relave	
		Ro+Scv	Ro+Scv	Au g/t	Au g/tn	Au g/tn	Ro+Scv
P1	1250	21.80	73.88	26.59	9.51	0.54	73.80
P2	1250	21.80	73.88	26.31	3.90	0.56	71.90
P3	1250	21.80	73.88	24.51	4.85	0.50	72.30

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla N° 11. Se aprecia los resultados de las pruebas de flotación a nivel de laboratorio se realizaron en celdas de flotación, con un % de sólidos alrededor de 32%.



Se realizaron pruebas de cinética de flotación y pruebas con etapas Rougher - Scavenger. Los reactivos utilizados para las pruebas fueron AP – 4037; Sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ), y Xantato Z-6. En las pruebas no se hizo uso de cal. con un % de recuperación en la P1 de 73.80 en la P2 de 71.90 y en la P3 de 72.30.

#### 4.2.3. Pruebas de flotación.

Las pruebas de flotación, se realizaron con el fin de simular a nivel laboratorio un circuito continuo con un esquema parecido al de Planta, en el cual los flujos son recirculados en el circuito. Esto genera que los resultados sean de mayor semejanza a los resultados que se puedan obtener en Planta.

En tal sentido se procedió a realizar 3 pruebas de circuito abierto y a si obtener 3 porcentajes de recuperación diferentes.

En total se realizaron 03 pruebas de flotación.

**Tabla N° 12:** Balance Metalúrgico de la Prueba 01.

Productos	Peso (%)	Ley Au (g/t)	Recuperación (%)
Cabeza Calculada	100	1.98	100
Concentración de Flotación	0.73	187.74	73.80
Relave de Flotación	99.27	0.62	30.87
Cabeza ensayada		1.96	

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla N° 12. Podemos apreciar que se llegó a una recuperación de 73.80% con un relave final de 0.62.



**Tabla N° 13:** Balance Metalúrgico de la Prueba 2.

<b>Productos</b>	<b>Peso (%)</b>	<b>Ley Au (g/t)</b>	<b>Recuperación (%)</b>
Cabeza Calculada	100	1.98	100
Concentración de Flotación	0.69	218.25	71.90
Relave de Flotación	99.31	0.69	32.96
Cabeza ensayada		1.96	

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla N° 13, se muestra una recuperación de 71.90% con un relave final de 0.69.

**Tabla N° 14:** Balance Metalúrgico de la Prueba 3.

<b>Productos</b>	<b>Peso (%)</b>	<b>Ley Au (g/t)</b>	<b>Recuperación (%)</b>
Cabeza Calculada	100	1.98	100
Concentración de Flotación	1.41	96.80	72.30
Relave de Flotación	98.59	0.62	30.94
Cabeza ensayada		1.96	

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla N°14 muestra un 72.30% de recuperación, con un relave final de 0.62.



**Tabla N° 15:** Resumen de Balance Metalúrgico.

<b>Etapas</b>	<b>Peso (g)</b>	<b>Peso (%)</b>	<b>Ley Au g/t</b>	<b>% Rec/Etapa</b>
<b>Gravimetría</b>				
Concentración Gravimétrica	95.3	4.55	17.2	29.3
Relave Gravimétrico	2 000	95.45	1.98	70.7
Cabeza Calculada	2 095	100.0	2.67	100.0
<b>Flotación</b>				
Concentración de Flotación	14.6	0.73	187.7	43.4
Relave de Flotación	1 985	99.27	0.62	21.8
Cabeza Calculada	2 000	100.0	1.98	70.7
<b>Flotación + Gravimetría</b>				
Recuperación Global	110	5.2		72.7%.

Fuente: Laboratorio químico metalúrgico Cori Puno S.A.C.

Nuestra recuperación global vendría a ser la suma de flotación y gravimetría indicando que nuestra recuperación está en 72.7 %.

#### **4.3. SELECCIÓN DE VARIABLES PARA LA RECUPERACIÓN DE ORO**

Las variables Controladas son: Granulometría, Densidad de Pulpa y el reactivo AP 4037 y como variable respuesta el % de Recuperación de Au.

En la tabla 16. Se puede ver que en cada una de las variables se trabaja con un nivel mínimo y un nivel máximo las cuales se corrió las pruebas.

**Tabla N° 16:** Selección de Variables para la Recuperación de Au.

<b>Variables</b>	<b>Nivel Mínimo</b>	<b>Nivel Máximo</b>
X1: Granulometría (-200malla)	70	75
X2: Densidad de Pulpa (g/Lt)	1200	1280
X3: AP 4037 (ml/minutos)	35	45

Fuente: Elaboración propia.



#### 4.4. ANÁLISIS ESTADÍSTICO DE FLOTACIÓN MEDIANTE DISEÑO FACTORIAL

Un diseño factorial es utilizado en ingeniería para comprender el efecto de dos o más variables independientes respecto de una única variable dependiente.

Como ya se puede deducir por tipo de variables, se usará un diseño experimental de primer orden, del tipo  $N = 2^K$ , teniendo que trabajar con dos niveles y “K” factores o variables (consideramos 3 variables), lo que da  $N = 8$  pruebas.

Para establecer el nivel de influencia de las variables del diseño factorial experimentada sobre el criterio de optimización de un proceso se tiene que calcular los efectos. El efecto de una variable experimental se define como la variación de la respuesta producida por un cambio en el nivel de la variable. El cambio en el nivel de las variables se puede calcular por diversos métodos.

Uno de los métodos que calcula la diferencia entre los valores promedio de las respuestas cuando las variables se encuentra en el nivel superior y después restando de esta cantidad el promedio de las respuestas cuando la variable se encuentra en su nivel inferior, definido por:

$$E_{X1} = \frac{\sum Y_+ - \sum Y_-}{r^{2^{k-1}}}$$

Donde:

$\sum Y_+$  = Sumatoria de las respuestas correspondientes al nivel superior de la variable entrada



$\sum Y_-$  = Sumatoria de las respuestas correspondientes al nivel inferior de la variable evaluada.

r = Numero de réplicas del diseño

El cálculo matricial es el segundo método para la estimación de los efectos de acuerdo a la siguiente expresión:

$$E_j = \frac{\sum_{i=1}^N X_{ij} Y_i}{r^{2^{k-1}}} \quad j = 1, 2, \dots, N$$

Donde

$E_j$  = Calculo de los efectos de las variables experimentales.

$E_j$  = Numero de réplicas en el Diseño.

$X_{ij}$  = Matriz de las variables independientes.

$Y_i$  = Vector columna de las respuestas

En la última ecuación, puede usar una hoja de cálculo o un lenguaje de programación para el cálculo matricial de los efectos. Es recomendable calcular el numerador de esta ecuación en forma independiente porque facilita la determinación de los efectos y el análisis de la varianza. Por lo tanto, para la investigación se usará este método. El diseño  $2^k$  es un método que se puede utilizar para el cálculo de los efectos y de la suma de los cuadrados. Para usar este algoritmo en primer lugar se construye una tabla de combinaciones de las variables de cada prueba experimental y las correspondientes respuestas o el total de las respuestas, en orden estándar. Por orden estándar se entiende que cada factor se introduce uno a la vez combinándolo con todos los niveles de los factores que están por encima de él. Es así como el orden estándar de

un diseño  $2^3$  que es de la siguiente manera teniendo en cuenta todas las variables y sus respectivas combinaciones, así como: a, b, c, ab, ac, bc y abc.

#### 4.4.1. Evaluación del proceso

La evaluación de las principales variables seleccionadas en la recuperación de oro, serán reflejadas en el control de los reactivos de flotación como son la granulometría, densidad de Pulpa y AP 4037, lo que indica una mejora en la recuperación de oro, según la matriz del diseño con sus respectivos resultados de la Experimentación.

**Tabla N° 17:** Matriz de Diseño Factorial de 3 variables.

N°	Granulometría	Densidad de Pulpa	AP 4037	Recuperación (%)
1	70	1200	35	65.78
2	70	1200	35	66.19
3	71	1225	37	66.73
4	71	1225	37	67.49
5	72	1250	40	72.90
6	72	1250	40	72.59
7	73	1275	43	72.55
8	73	1275	43	71.32
9	74	1280	45	69.32
10	74	1280	45	68.32
11	75	1200	38	64.25
12	75	1280	39	64.20

Fuente: Elaboración propia

#### 4.4.2. Prueba Tukey para el análisis de varianza

Es una herramienta sobre la inferencia estadística, para probar las significancias de los efectos indica que la suma total de cuadrados es igual a la suma de todas las respuestas, cada una de ellas elevadas al cuadrado menos la suma de todas las respuestas (y) simples elevadas al final al cuadrado y divididas entre el producto del número total de experimentos por el número de réplicas efectuadas.



#### 4.4.3. Prueba Tukey de granulometría

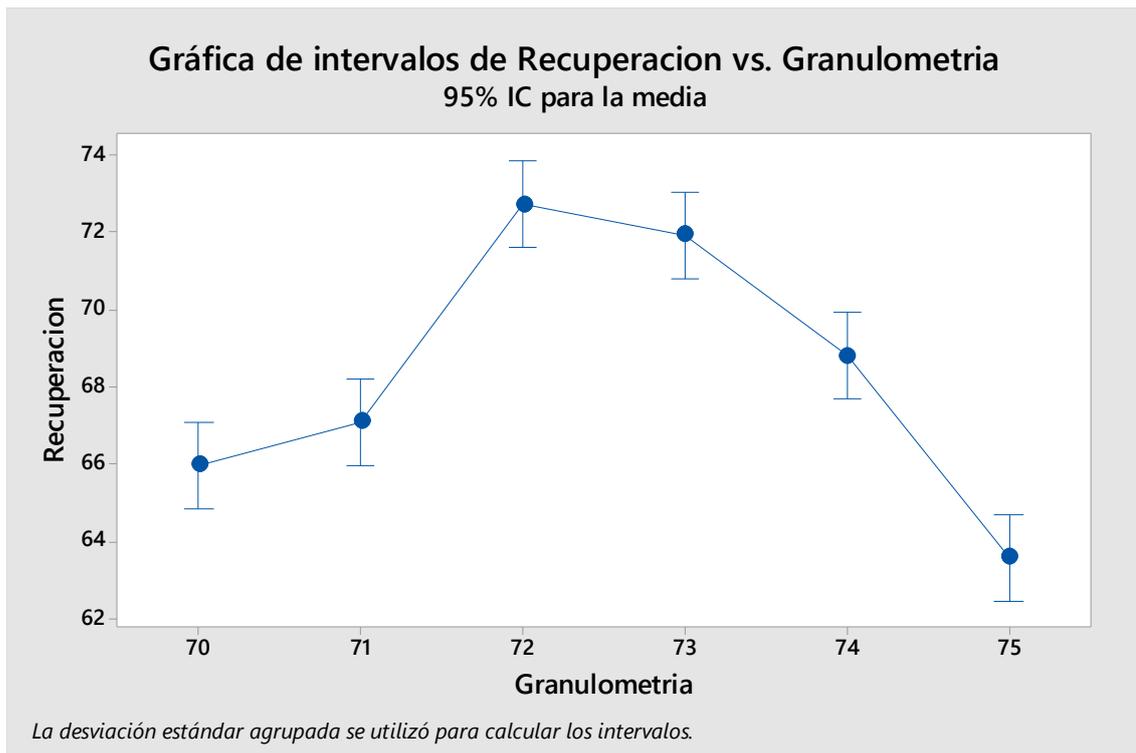
El análisis de varianza mediante la Prueba Tukey donde el dato más óptimo de Granulometría es de 72 donde se tiene un factor de recuperación de 72.7% a una confiabilidad de 95%. La agrupación de las medias en granulometría se muestra en cuatro grupos donde el primer Grupo (A) se muestra las granulometrías 72 y 73 luego se tiene a trabajar las del grupo (B) donde estas las otras granulometrías como 74 y 71 como parte aproximado del más óptimo luego se tiene la cantidad del grupo (C) que está lejos de lo óptimo que también forma parte del grupo (B) y las peores pruebas realizadas es del 70 y 75 como datos extremos tomados en las pruebas experimentales.

**Tabla N° 18:** Método de Tukey sobre Granulometría a una confianza de 95%.

Granulometría	N	Media	Agrupación		
72	2	72.745	A		
73	2	71.935	A		
74	2	68.820	B		
71	2	67.110	B	C	
70	2	65.985		C	D
75	2	63.595			D

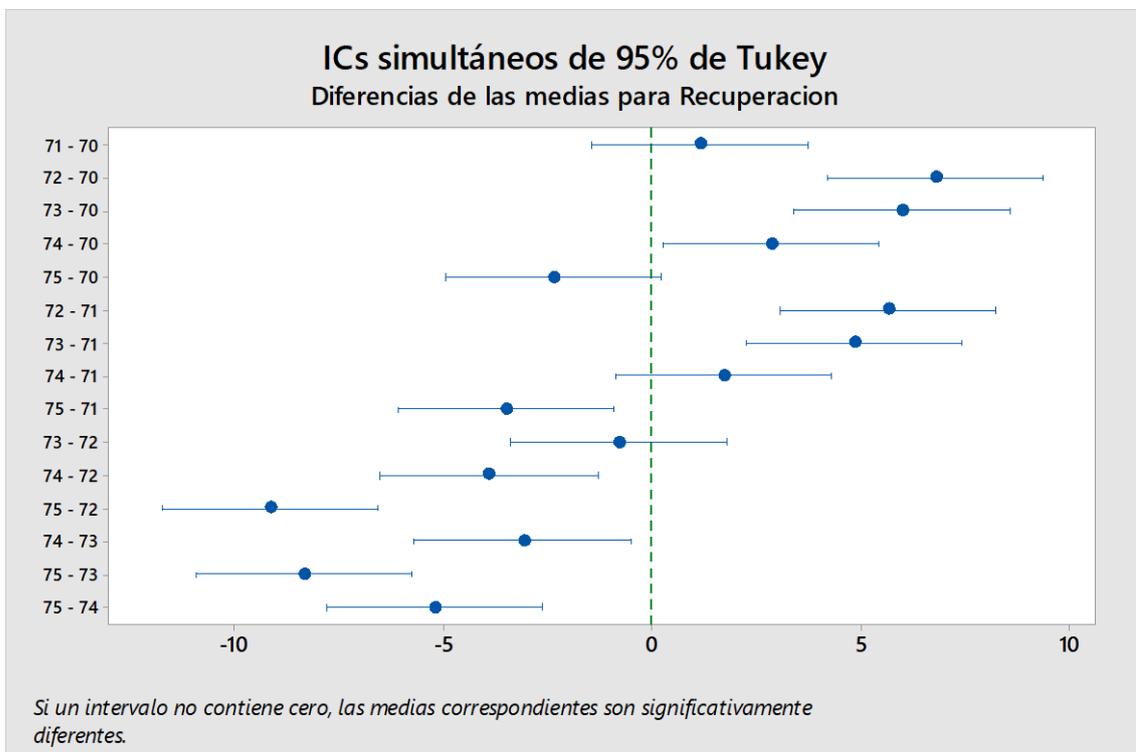
Fuente: Elaboración propia

\* *Las medias que no comparten una letra son significativamente diferentes.*



**Figura N° 21:** Grafica de Intervalos de %Recuperación en base al factor Granulometría.

Fuente: Grafica Minitab 18.



**Figura N° 22:** Diferencias de medias de % Recuperación del factor Granulometría.

Fuente: Grafica Minitab 18.

De igual forma en las figuras 21 y 22 se muestran los gráficos de la prueba de Tukey del porcentaje de recuperación, donde el dato más alto se tiene en 72% de granulometría llegando a mostrar una probabilidad de llegar hasta 74% de recuperación.

#### 4.4.4. Prueba Tukey para densidad de pulpa

Por el método de Tukey realizado el análisis de Varianza se define dos grupos de comparación de Medias donde los más eficientes y diferentes cuando la densidad de Pulpa es de 1275 y 1250 Kg/l donde este último tiene más porcentaje de recuperación cuyo valor es de 72.745 siendo como el más óptimo en la recuperación del Au.

El otro grupo conformado por (B) se tiene como 1225, 1280, 1200 Kg/l los cuales tienen un porcentaje de recuperación muy por debajo del óptimo

**Tabla N° 19:** Método de Tukey sobre Densidad de Pulpa a una confianza de 95%.

Densidad	N	Media	Agrupación	
1250	2	72.745	A	
1275	2	71.935	A	
1225	2	67.110	A	B
1280	3	66.86	A	B
1200	3	65.407	B	

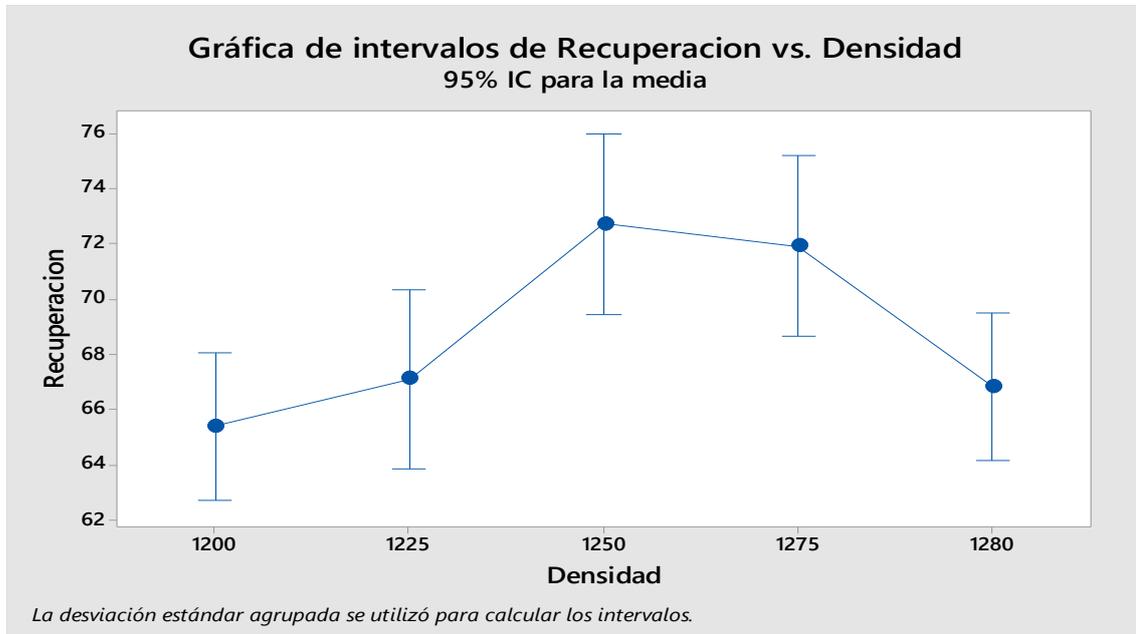
Fuente: Elaboración propia

*\*Las medias que no comparten una letra son significativamente diferentes.*

Además, en las figuras 23 y 24 se muestran los gráficos de la Prueba Tukey donde la gráfica de intervalos muestra un rango de porcentaje de recuperación de 72% y según estimación de la propuesta sobre densidad de Pulpa es posible llegar a una recuperación máxima de 76% con la densidad de Pulpa de 1250 Kg/l y es posible llegar también con la cantidad de 1275 Kg/l según la eficiencia de otros factores.

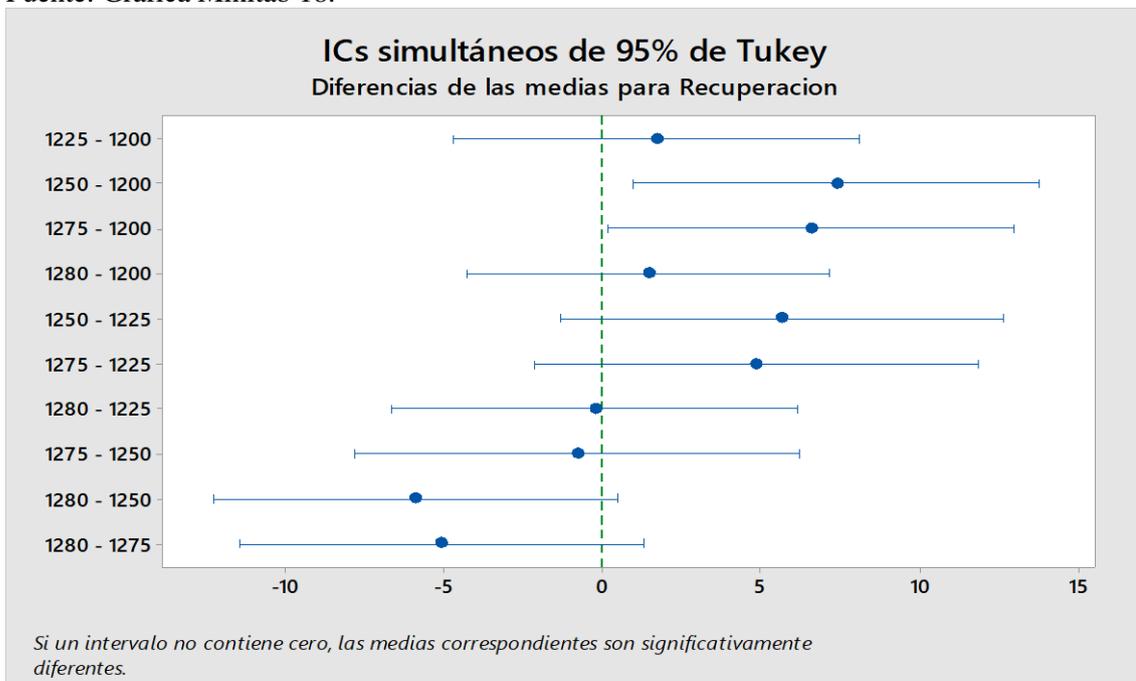
Además, se muestra otras densidades de Pulpa donde son menores los porcentajes de Recuperación como el de 1200 Kg/l donde tiene el efecto de recuperación de 66%,

1225 Kg/l de densidad de pulpa tiene un efecto de recuperación 67% y el ultimo considerado como los extremos de las pruebas a 1280 Kg/l de densidad de pulpa teniendo un efecto igual que el primero.



**Figura N° 23:** Gráfica de intervalos de % recuperación en base al factor densidad de pulpa

Fuente: Grafica Minitab 18.



**Figura N° 24:** Diferencias de medias de % recuperación del factor densidad de pulpa.

Fuente: Grafica Minitab 18.



#### 4.4.5. Prueba Tukey para AP 4037%

En el análisis de varianza mediante la prueba Tukey se muestra en la tabla 17 donde que conformado en cuatro grupos interpolados entre sí por el software estadístico Minitab 18 donde, la primera como grupo A, se tiene los reactivos AP 4037% de 40. 42, y 43 ml/min donde el más óptimo mostrado es de 40 ml/min teniendo una media de factor de recuperación al 72.7% seguido de 43 ml/min con un factor de recuperación al 71.9%, los otros grupos de sin menores conformados por (B, C, D) donde el menor obtenido es de 64% con una cantidad de AP 4037 de 38 ml/min.

**Tabla N° 20:** Método de Tukey sobre AP 4037% a una confianza de 95%.

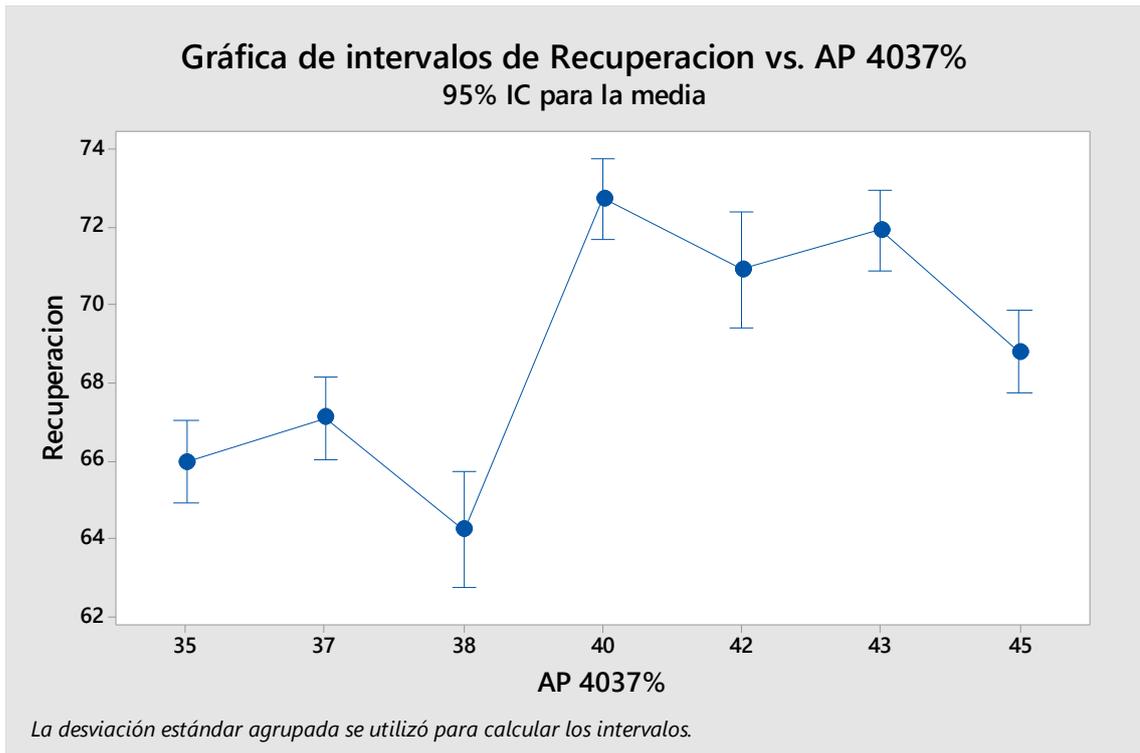
AP 4037%	N	Media	Agrupación		
40	2	72.745	A		
43	2	71.935	A		
42	1	70.94	A	B	
45	2	68.820	B		C
37	2	67.110			C D
35	2	65.985			D
38	1	64.25			D

Fuente: Elaboración propia

*\*Las medias que no comparten una letra son significativamente diferentes.*

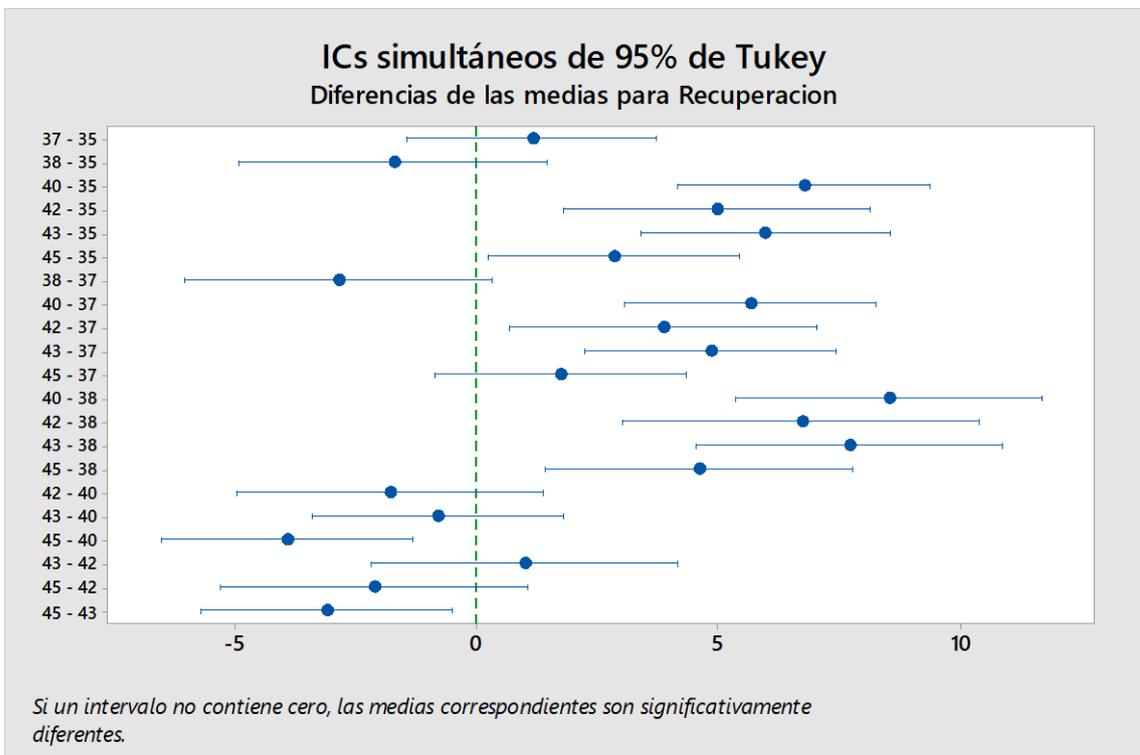
En las figuras 25 y 26 se muestran los gráficos de la prueba Tukey, donde la gráfica de intervalos de recuperación muestra una menor variación teniendo el reactivo AP 4037 de 40 ml/min como el más óptimo que muestra al 72.7% es tiene la estimación teórica de poder alcanzar a los 74% de recuperación seguido que 43 ml/min donde se tiene la estimación de 73% como ajuste de probabilidad máxima alcanzada.

Los menores resultados obtenidos son de 35 ml/min hasta 38 ml/min donde se tiene la respuesta de 66% y 64% de recuperación respectivamente siendo valores muy alejados del valor óptimo de 72.7% de recuperación del Au.



**Figura N° 25:** Gráfica de Intervalos de %Recuperación en base al factor AP 4037%.

Fuente: Grafica Minitab 18.

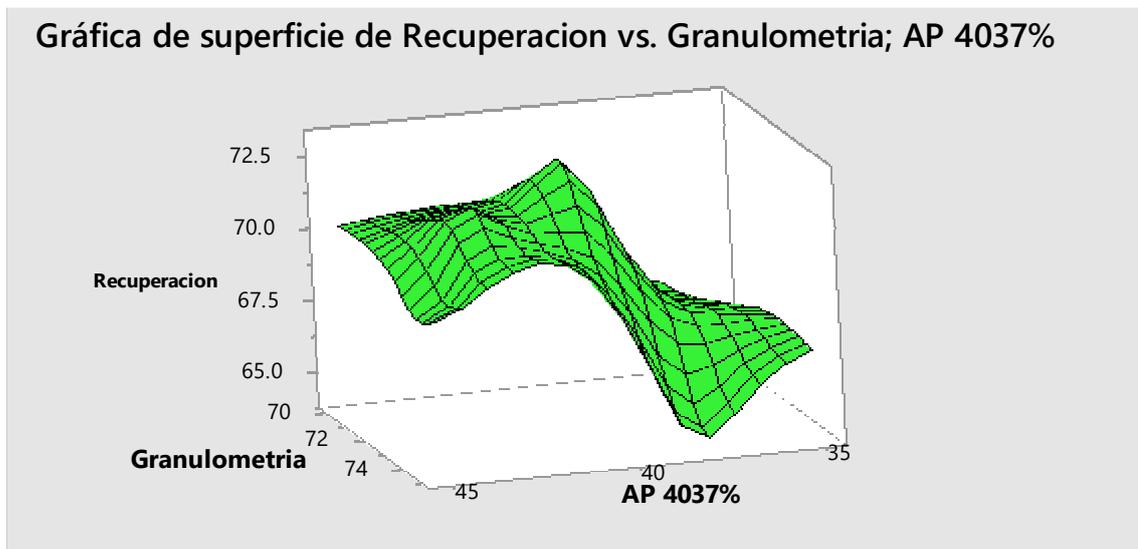


**Figura N° 26:** Diferencias de medias de % Recuperación del factor AP 4037%.

Fuente: Grafica Minitab 18.

#### 4.5. INTERPOLACIÓN DE VARIABLES PARA HALLAR VALORES ÓPTIMOS

Mediante el Software Minitab se realizó la interpolación de variables donde en la figura N° 27 se muestra la interpolación del reactivo AP-4037% y la granulometría donde el gráfico de superficies en malla muestra un factor de recuperación máxima de 72.7% y una dosificación de AP-4037 de 40 ml/minuto y una granulometría de 72% malla -200.



**Figura N° 27:** Interpolación de variable AP4037 y Granulometría.

Fuente: Grafica Minitab 18.



## V. CONCLUSIONES

1. El diseño experimental determinó los rangos óptimos de trabajo para las variables seleccionadas como son: Granulometría de 72% malla -200, densidad de pulpa 1250 y el reactivo AP-4037 de 40 ml/min. llegando a una recuperación de Au al 72.7%.
2. La granulometría optima en la evaluación de gravimetría y flotación es de 72% malla -200 donde se mejora el porcentaje de recuperación al 72.7% en el concentrado en la CIA. CORI - PUNO. SAC.
3. La densidad de pulpa optima en la evaluación de gravimetría y flotación es de 1250 Kg/l donde se mejora el porcentaje de recuperación al 72.7% en el concentrado en la CIA. CORI - PUNO. SAC
4. La dosificación del reactivo AP-4037(colector y espumante) optimo en la evaluación de gravimetría y flotación es de 40 ml/ min donde se alcanza mejorar al 72.7% el porcentaje de recuperación en el concentrado de oro en la CIA. CORI - PUNO. SAC.



## VI. RECOMENDACIONES

1. Realizar un blending adecuado para mantener una ley de cabeza constante de Au al ingreso a planta concentradora y así lograr una estabilidad en el proceso tanto en gravimetría y flotación de tal manera que no haya muchos cambios en los parámetros de trabajo y el proceso sea eficazmente estable y obtener un porcentaje de recuperación óptimo.
2. Se recomienda un control adecuado en los parámetros tanto en la granulometría densidad y dosificación de reactivos.
3. La influencia de las interacciones de las variables seleccionadas tiene mucha importancia debido a que tiene alta significancia estadísticamente como se muestra en el análisis de la varianza.
4. Se recomienda a los estudiantes de la escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica y ramas afines para que puedan estudiar e investigar más sobre flotación y concentración de minerales puesto que este tema es de suma importancia en la Metalúrgica Extractiva.



## VII. REFERENCIAS

- Arias, F. G. (2012). *El Proyecto de Investigación* (6a ed.). Caracas: Editorial Episteme, C.A.
- Azareño, A. (2015). *Flotación y concentracion de minerales* (1a ed.). Lima: Editorial colecciones Jóvic.
- Bernal, C. A. (2010). *Metodología de la investigación* (3a ed.). Bogotá: Perarson Educacion.
- Concha, F. (1971). *Fundamentos de las operaciones mecanicas*. (2a ed.). Concepcion Chile: Chinitas.
- Conejeros, V. (2003). *Procesamiento de minerales* (2a ed.). Antofagaste Chile: Universidad Catolica del Norte.
- Diaz, J. (2015). *Evaluación del tamaño de partícula en el proceso de flotación para la recuperación de oro grueso*. Univesidad Nacional de San Agustin.
- Douglas C. y Montgomery, (1989). *“Diseño y análisis de experimentos”*. Editorial. Iberoamericana.
- Espinoza, C. (2013). *Evaluación de la sección molienda y flotación para incrementar la capacidad de tratamiento de la planta de beneficios San Andres - Minera Aurífera Retamas S.A.* Universidad Nacional del Altiplano.
- Errol, G. K & Spottis, W. (2000). *Introducción al Procesamiento de Minerales*, (2a ed.). México D. F. Editorial LIMUSA.
- Evol G. K. y Spottiswood , D. J. (1990) *“Introducción al Procesamiento de Minerales”*. México D. F. *Editorial Limusa*.
- Fora, J. (2015). *Evaluacion metalurgica a nivel laboratorio del yacimiento Tipo Porfirio cobre - oro procedente de la region de Pasco*. Universidad Nacional de San Agustin.
- Gorvenia, H. (2006). *Proyecto del circuito de flotacion flash en mejora de la*



- recuperacion de oro grueso*. Universidad Nacional de Ingenieria.
- Hernandes, S., Fernandez, C., & Baptista, L. (2014). *Metodologia de la Invetigacion* (6a ed.). Mexico D.F.: McGRAUW-HILL.
- Lynch, A. J. (1980). " *Circuitos de Trituración y Molienda de Minerales* " Madrid España.  
*Editorial Rocas y Minerales*.
- Mular, T. & Bappu, Y. (1985). *Diseño de Plantas de Procesos de Minerales* (2a ed.).  
USA California. Editorial AIME.
- Palomino, A., & Ramos, O. (2008). *Evaluación en la recuperación del oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo Minera Koricolqui*. Universidad Nacional Mayor de San Marcos.
- Sepúlveda, J. E. y Gutierrez, L. (1986) " *Dimensionamiento de plantas concentradoras mediante modelación matemática* ", División Mineralurgia CIMN.
- Taggart, A. (1985). *Preparación Mecánica de Minerales*, (3<sup>a</sup> ed.). México. Editorial Reverte.
- Vargas, L. (2017). *Evaluacion de la granulometria y flotacion en la CIA Cori-Puno*.  
Universidad Nacionla de Ingenieria.
- Wills, B. (1994). *Tecnologia de Prosesamiento de Minerales* (2a ed.). Mexico D.F.:  
Editorial LIMUSA, S. A.



## ANEXOS



### Anexo 1: Matriz de Sistematización de Datos

N	Granulometría	Densidad	AP 4037%	%Rec	AJUSTES_G	AJUSTES_D	AJUSTES_A
1	70	1200	35	65.78	65.4067	65.985	65.985
2	70	1200	35	66.19	65.4067	65.985	65.985
3	71	1225	37	66.73	67.1100	67.110	67.110
4	71	1225	37	67.49	67.1100	67.110	67.110
5	72	1250	40	72.90	72.7450	72.745	72.745
6	72	1250	40	72.59	72.7450	72.745	72.745
7	73	1275	43	72.55	71.9350	71.935	71.935
8	73	1275	43	71.32	71.9350	71.935	71.935
9	74	1280	45	69.32	66.8600	68.820	68.820
10	74	1280	45	68.32	66.8600	68.820	68.820
11	75	1200	38	64.25	65.4067	64.250	64.250
12	75	1280	42	70.94	70.8600	70.940	70.940

Matriz de Sistematización de Datos

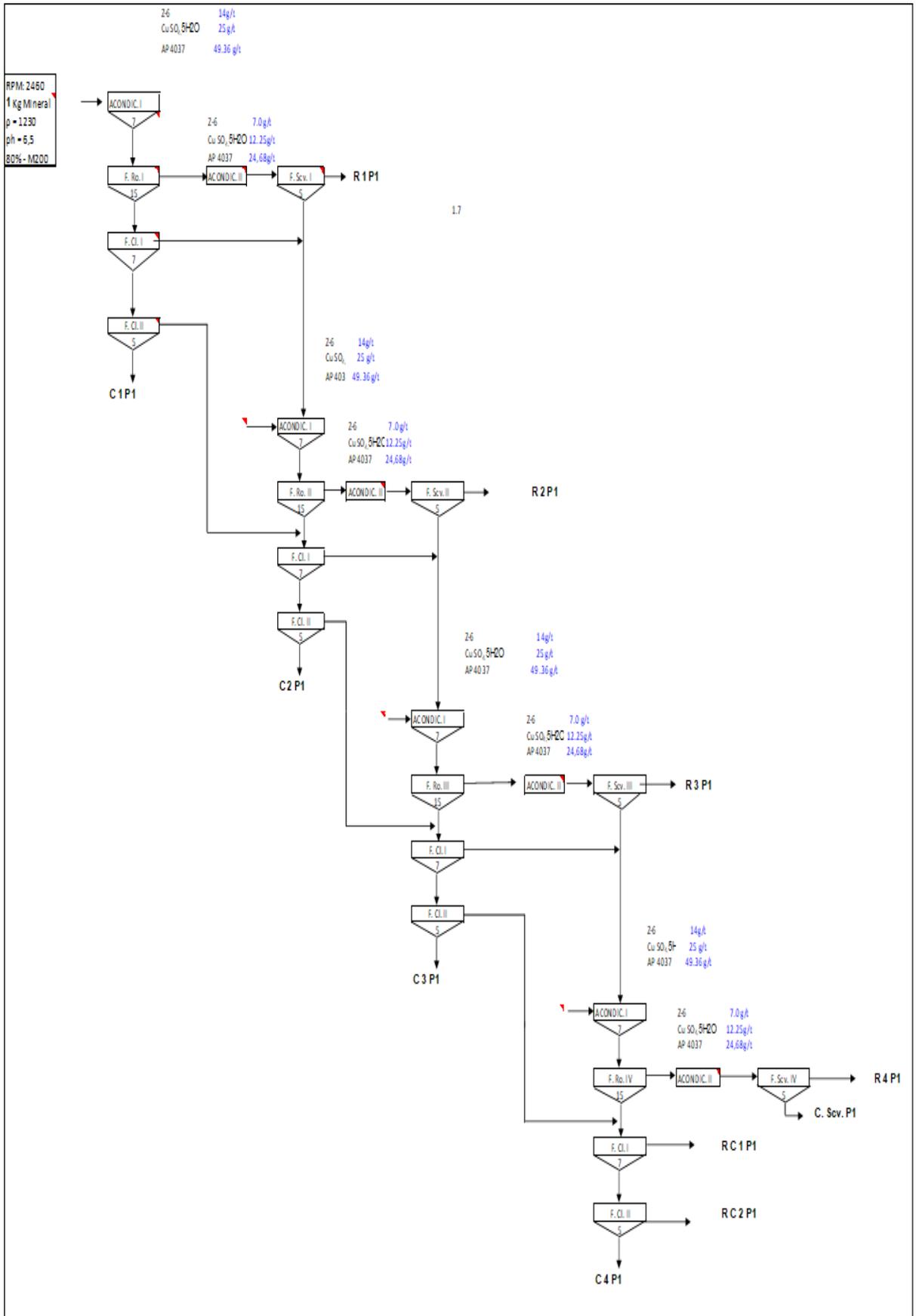
Fuente: Elaboración propia



**Anexo 2:** Flow shet planta concentradora



### Anexo 3: Diagrama de una flotación cerrada





#### Anexo 4 Gravedad específica del mineral.

 <b>LABORATORIO METALURGICO CORI PUNO</b> <b>GRAVEDAD ESPECIFICA</b>			
<b>Planta:</b>	Cori Puno S.A.C		
<b>Fecha:</b>	.....		
<b>Objetivo:</b>	Determinar la Gravedad específica del mineral		
<b>Descripción:</b>	Mineral de cabeza a 100% - m10		
<b>Ecuación de la Gravedad Especifica</b>			
$SpGr = \frac{P2 - P1}{P2 + P4 - P1 - P3}$			
<b>Prueba N°:</b>	1	<b>Muestra cabeza mineral</b>	
<b>Operador:</b>	milar		
<b>FIOLA</b>			
Volúmen de Fiola		250	cc
<b>RESULTADOS</b>			
P1. Peso de Fiola Seca y Vacía		87.4	g
P2. Peso de Fiola con Muestra pulverizada		121.7	g
P3. Peso de Fiola con Muestra y Agua		359.20	g
P4. Peso de Fiola con Agua Destilada		337.00	g
<b>GRAVEDAD ESPECIFICA</b>			
Calculada		2.83	
<b>Prueba N°:</b>	2	<b>Cabeza Mineral</b>	
<b>Operador:</b>	milar		
<b>FIOLA</b>			
Volúmen de Fiola		250	cc
<b>RESULTADOS</b>			
P1. Peso de Fiola Seca y Vacía		89.30	g
P2. Peso de Fiola con Muestra pulverizada		126.2	g
P3. Peso de Fiola con Muestra y Agua		362.70	g
P4. Peso de Fiola con Agua Destilada		339.00	g
<b>GRAVEDAD ESPECIFICA</b>			
Calculada		2.80	
Promedio		2.82	
<b>Prueba N°:</b>	1	<b>Relave gravimetrico mineral</b>	
<b>Operador:</b>	milar		
<b>FIOLA</b>			
Volúmen de Fiola		250	cc
<b>RESULTADOS</b>			
P1. Peso de Fiola Seca y Vacía		87.4	g
P2. Peso de Fiola con Muestra pulverizada		122.5	g
P3. Peso de Fiola con Muestra y Agua		359.60	g
P4. Peso de Fiola con Agua Destilada		337.00	g
<b>GRAVEDAD ESPECIFICA</b>			
Calculada		2.81	
<b>Prueba N°:</b>	2	<b>Relave gravimetrico mineral</b>	
<b>Operador:</b>	milar		
<b>FIOLA</b>			
Volúmen de Fiola		250	cc
<b>RESULTADOS</b>			
P1. Peso de Fiola Seca y Vacía		88.10	g
P2. Peso de Fiola con Muestra pulverizada		124.2	g
P3. Peso de Fiola con Muestra y Agua		360.90	g
P4. Peso de Fiola con Agua Destilada		337.90	g
<b>GRAVEDAD ESPECIFICA</b>			
Calculada		2.76	
Promedio		2.78	





## Anexo 6: Moliendabilidad.

Corí Puno...

### PRUEBAS DE MOLIENDABILIDAD

**OBJETIVO:**  
Determinar el tiempo de molienda para alcanzar un  $P_{80}$  de 75  $\mu$ .

**Operador:** enrique  
**Fecha:** 28/03/2018

**CONDICIONES DE OPERACIÓN**

**MUESTRA**  
Código de Muestra: mineral  
Granulometría (<100%): 2,000  $\mu$   
Peso de mineral: 1,000 g  
Humedad del mineral: 3.5 %  
% Sólidos: 66.7 %

**ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO**

Malla	Abertura ( $\mu$ )	TM. : 0 min				TM. : 10 min			
		Peso (g)	Peso (%)	Ac. Ret. (%)	Ac. Pass (%)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. Ret. (%)	Ac. Pass (%)
10	2000	4.80	0.48	0.48	99.52	2.30	0.23	0.23	99.77
16	1180	306.70	30.67	31.15	68.85	94.90	9.49	9.72	90.28
18	1000	73.20	7.32	38.47	61.53	30.80	3.06	12.78	87.22
20	850	57.20	5.72	44.19	55.81	27.20	2.72	15.50	84.50
30	600	97.00	9.70	53.89	48.11	57.50	5.75	21.25	78.75
40	425	89.80	8.98	62.87	37.13	76.90	7.69	28.94	71.06
50	300	59.80	5.98	68.83	31.17	71.80	7.18	36.12	63.88
70	212	50.10	5.01	73.94	28.16	76.50	7.65	43.77	56.23
100	150	37.20	3.72	77.56	22.44	67.30	6.73	60.50	49.50
140	106	27.40	2.74	80.30	19.70	55.20	5.52	66.02	43.98
200	75	21.90	2.19	82.49	17.51	47.00	4.70	60.72	39.28
270	53	22.00	2.20	84.69	15.31	49.70	4.97	65.69	34.31
325	45	12.60	1.26	85.95	14.05	29.20	2.92	66.61	31.39
400	37	7.40	0.74	86.69	13.31	20.70	2.07	70.68	29.32
-400	0	133.10	13.31	100.00	0.00	293.20	29.32	100.00	0.00
		1000.00	100.00			1000.00	100.00		

0

Malla	Abertura (u)	TM. : 20 min				TM. : 30 min			
		Peso (g)	Peso (%)	Ac. Ret. (%)	Ac. Pass (%)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. Ret. (%)	Ac. Pass (%)
10	2000	1.80	0.18	0.18	99.84	0.00	0.00	0.00	100.00
16	1180	28.30	2.83	2.99	97.01	2.10	0.21	0.21	99.79
18	1000	9.90	0.99	3.98	96.02	1.10	0.11	0.32	99.68
20	850	8.10	0.81	4.79	95.21	1.20	0.12	0.44	99.56
30	600	18.40	1.84	6.63	93.37	2.30	0.23	0.67	99.33
40	425	32.70	3.27	9.90	90.10	4.00	0.40	1.07	98.93
50	300	54.20	5.42	15.32	84.68	8.50	0.85	1.92	98.08
70	212	82.50	8.25	23.57	76.43	30.60	3.06	4.98	95.02
100	150	91.10	9.11	32.68	67.32	72.80	7.28	12.26	87.74
140	106	82.10	8.21	40.89	59.11	98.20	9.82	22.08	77.92
200	75	76.70	7.67	48.56	51.44	92.80	9.28	31.34	68.66
270	53	77.80	7.78	56.34	43.66	96.30	9.63	40.97	59.03
325	45	41.10	4.11	60.45	39.55	56.80	5.68	46.83	53.17
400	37	28.10	2.81	63.26	36.74	43.90	4.39	51.02	48.98
-400	0	387.40	38.74	100.00	0.00	489.80	48.98	100.00	0.00
		1000.00	100.00			1000.00	100.00		

Malla	Abertura ( $\mu$ )	TM. : 40 min				TM. : 50 min			
		Peso (g)	Peso (%)	Ac. Ret. (%)	Ac. Pass (%)	Peso (g)	Peso (%)	Ac. Ret. (%)	Ac. Pass (%)
10	2000	0.00	0.00	0.00	100.00	0.00	0.00	0.00	100.00
16	1180	0.10	0.01	0.01	99.99	0.00	0.00	0.00	100.00
18	1000	0.20	0.02	0.03	99.97	0.00	0.00	0.00	100.00
20	850	0.10	0.01	0.04	99.96	0.00	0.00	0.00	100.00
30	600	0.30	0.03	0.07	99.93	0.00	0.00	0.00	100.00
40	425	0.50	0.05	0.12	99.88	0.00	0.00	0.00	100.00
50	300	1.20	0.12	0.24	99.76	0.30	0.03	0.03	99.97
70	212	7.50	0.75	0.99	99.01	1.90	0.19	0.22	99.78
100	150	33.10	3.31	4.30	95.70	14.90	1.49	1.71	98.29
140	106	77.30	7.73	12.03	87.97	51.20	5.12	6.83	93.17
200	75	98.20	9.82	21.86	78.15	87.70	8.77	15.60	84.40
270	53	110.10	11.01	32.86	67.14	116.00	11.60	27.20	72.80
325	45	61.80	6.18	39.02	60.98	67.50	6.75	33.95	66.05
400	37	45.60	4.56	43.58	56.42	49.40	4.94	38.89	61.11
-400	0	584.20	58.42	100.00	0.00	611.10	61.11	100.00	0.00
		1000.00	100.00			1000.00	100.00		

**Anexo 7:** Fotos de la planta



celdas scavenger



tablero de control del concentrador falcon SB 2500



concentrador falcon SB 2500



Tablero de control del concentrador SB 2500



Carretera ingreso a planta



Sección de gravimetría y descarga de relave



Relavera



Almacén general



Cancha de gruesos



Sección de chancado



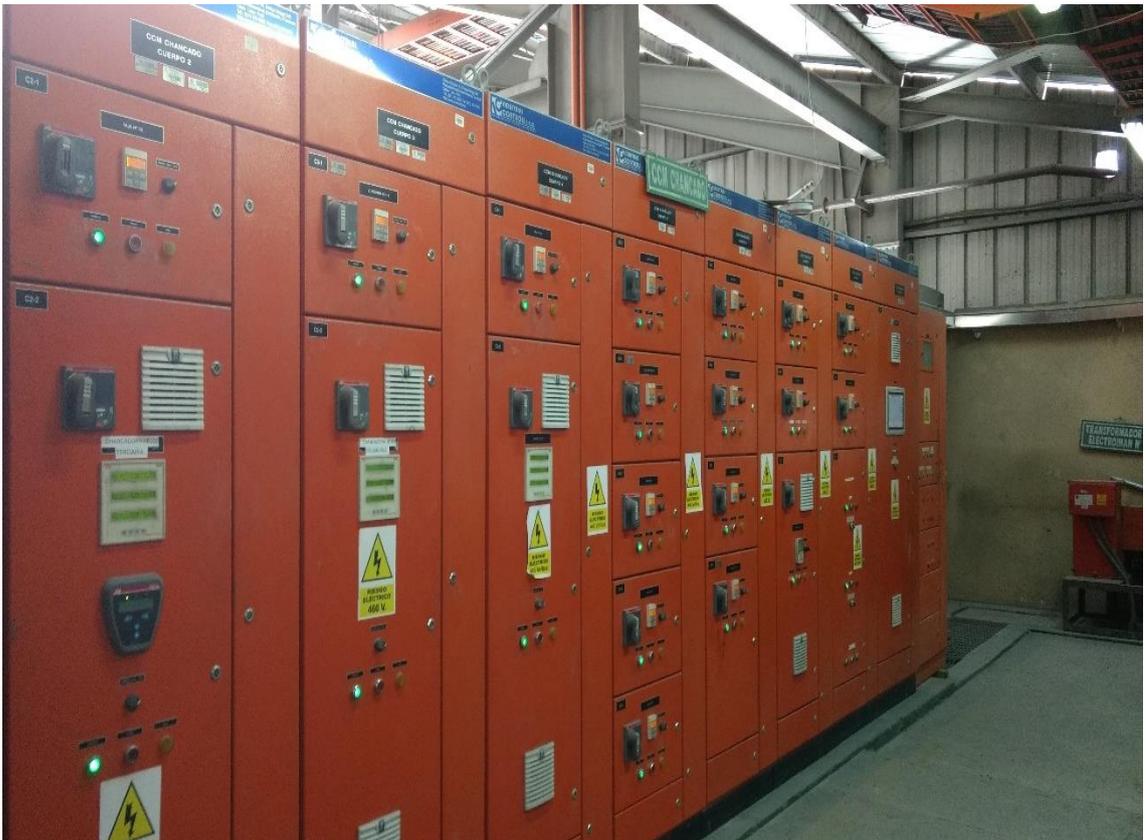
Almacén de reactivos



Tolva de gruesos



Sección de chancado primario secundario y terciario



Tablero de control de las celdas scavenger



Tablero de control de planta concentradora



Sección de flotación y filtrado



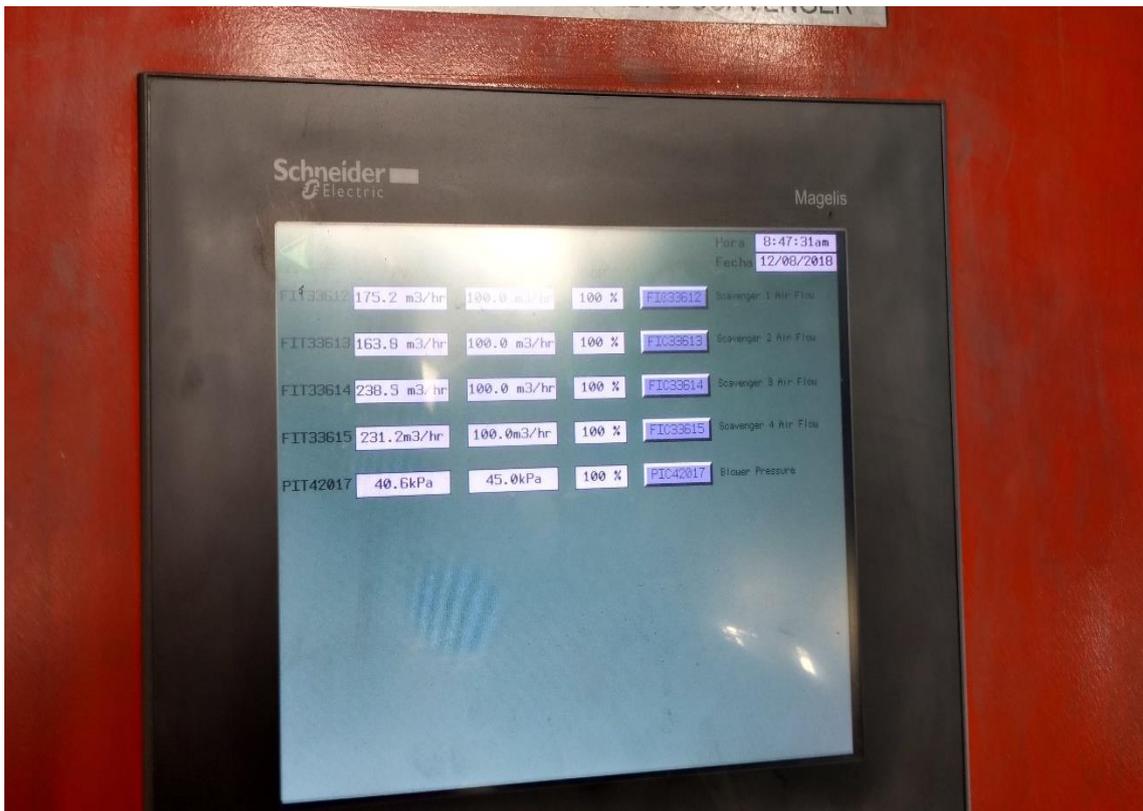
Sección molienda



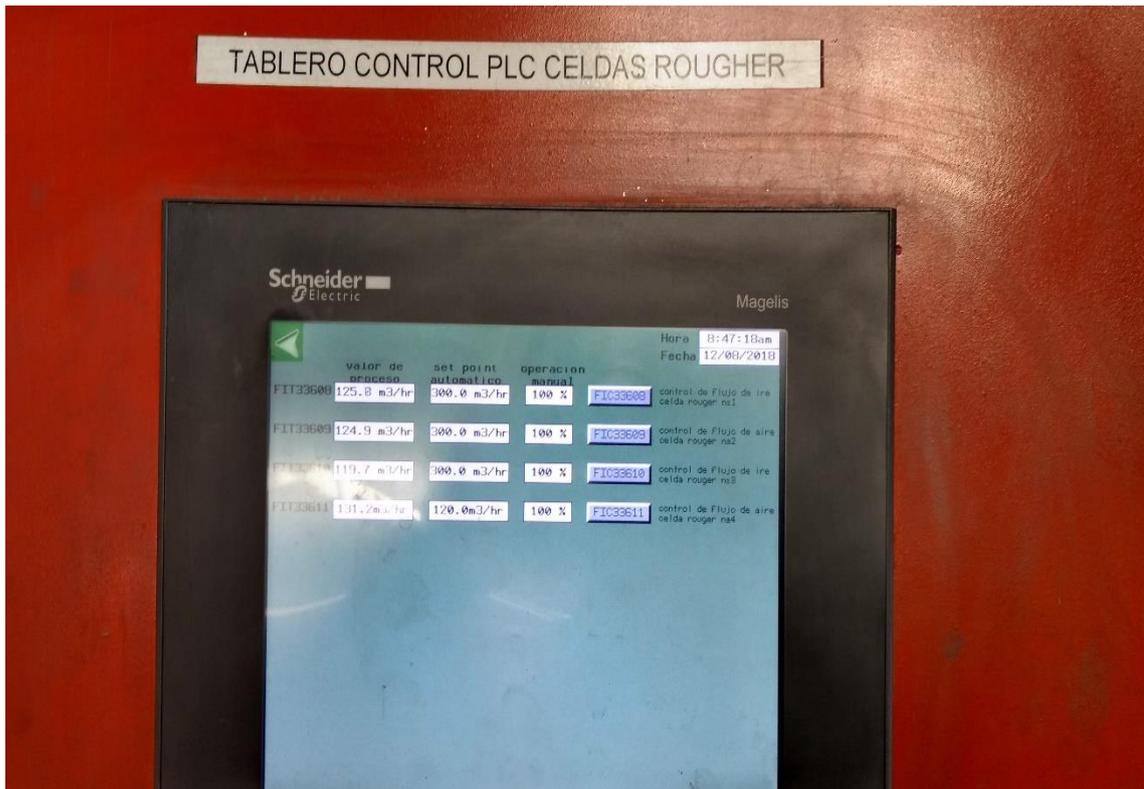
Celdas rougher



Acondicionador 1-2 y Celdas rougher



Tablero de control PLS de la celda scavenger



Tablero de control PLS de las celdas rougher