

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA**

FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y METALURGIA

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA QUÍMICA



“Determinación de la relación óptima de longitud - diámetro (L/D) en base a la evaluación paramétrica operativa en una columna de flotación, para minerales de Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.”

PRESENTADO POR:

Bach. Carlos Enrique GARCIA SANTIAGO

Tesis para optar el título profesional de:

INGENIERO QUÍMICO

ASESOR:

Mg. Aníbal Pablo GARCÍA BENDEZÚ

AYACUCHO - PERÚ

2023

DEDICATORIA

A mis padres César y Ana, que son mi inspiración y motivación para continuar esforzándome cada día.

A mis hermanos, familiares y amigos, por su apoyo incondicional en todo momento.

A mi novia, por motivarme y ayudarme, ha alcanzar mis sueños de superación.

EN MEMORIA

Al Ing. Bernardo Enciso López, por su destacada labor como investigador y docente universitario, mi maestro y amigo. Gracias por todo.

AGRADECIMIENTO

Mi agradecimiento infinito a mi alma mater Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, a la plana de docentes de las diferentes especialidades, quienes me acompañaron durante mi crecimiento y formación personal y profesional.

Mi agradecimiento sincero a la Escuela Profesional de Ingeniería Química, y más aún, a los docentes quienes me brindaron sus conocimientos y consejos; que fortalecieron mis capacidades como futuro Ingeniero Químico.

Mi gratitud a mi asesor del trabajo de investigación y mentor, Mg. Aníbal Pablo García Bendezú, por su compromiso, guía, orientación y su atención en el desarrollo del presente trabajo.

Al Ing. Dinner Rolando Licapa Redolfo y al Ing. Luis Alberto Cossio Herrera; por su contribución para el desarrollo de la tesis, brindando valiosas sugerencias, consejos y apoyo incondicional.

Al Taller Electromecánico “HOLGER K. HANSEN”, de la Facultad de Ingeniería Química y Metalurgia – UNSCH, por brindarme el espacio necesario para la ejecución del trabajo de investigación, en especial al Ing. Aquiles López la Serna, técnico del taller electromecánico “HOLGER K. HANSEN” y al Ing. Alejandro Tineo Morote; quienes contribuyeron con su conocimiento y experiencia en la construcción de equipos.

A mis amigos Eleazar Límaco Carpio y Rubel Rodríguez López, por brindarme su ayuda para el desarrollo de este trabajo de investigación.

Muchas gracias a todos.

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tiene como objetivo principal determinar una relación óptima entre la longitud y diámetro para una columna de flotación a nivel de laboratorio, en función de sus parámetros operacionales y teniendo como respuesta el porcentaje de recuperación de zinc, utilizando minerales de la U. M. Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C., cuya ley general de cabeza para la Planta de Beneficio “San Jerónimo” es de 0,90% Pb, 7,39% Zn, 0,06% Cu y 1,12 Oz/TM de Ag.

Para determinar la relación longitud – diámetro de una columna de flotación, se realizaron diversas pruebas metalúrgicas en molienda, acondicionamiento y pruebas experimentales de flotación, a nivel del laboratorio.

De la cinética de molienda, se obtuvo una regresión lineal cuyo modelo matemático es $Y = 19,35 \ln X - 42,041$; que permite determinar la abertura de malla con respecto al porcentaje del acumulado pasante, al modelo resultante se realizó un ajuste a la curva con el *Método de Función de Gates-Gaudin-Schumann* (G-G-S), obteniendo una nueva regresión lineal cuya ecuación es $Y = 20,542 \ln(X) - 48,305$; que nos permitió determinar al 70 % pasante, una abertura de malla de 317 micras.

Para la curva de moliendabilidad se realizaron varios ensayos variando el tiempo de molienda, obteniéndose la ecuación de la curva de moliendabilidad que es el porcentaje de acumulado pasante en malla -230 versus el tiempo de molienda, cuya regresión lineal es $\%Ac (-230) = 5,7728 (tiempo) + 20,967$; que nos permitió calcular el tiempo de molienda que es de 8,5 minutos.

En la celda flotación en columna, se realizaron ensayos para cada relación de longitud – diámetro ($R_{L/D}$ 9,84, 14,76 y 19,69); obteniendo de cada relación L/D un modelo matemático, utilizando el software estadístico MiniTab19, relacionando las variables seleccionadas con porcentaje de recuperación de Zn, como respuesta, mediante una regresión múltiple, cuya ecuación es:

$$\% \text{ Recuperación Zn} = 60,52 + 0,0574 * \% \text{ Sólidos} + 0,0418 * \text{Caudal Aire Inyectado}$$

Como resultado tenemos que la relación L/D óptima es 14,76 y una recuperación máxima de 93,14 % de Zn.

Palabras Clave: Columna de Flotación, recuperación de Zn, análisis estadístico.

ABSTRACT

The main objective of this research work is to determine an optimum ratio between length and diameter for a flotation column at laboratory level, according to its operational parameters and taking as an answer the percentage of zinc recovery, using ores from U. M. Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C., whose general head grade for the "San Jeronimo" Beneficiation Plant is 0.90% Pb, 7.39% Zn, 0.06% Cu and 1.12 Oz/TM of Ag.

To determine the length-diameter ratio of a flotation column, various metallurgical tests were carried out in grinding, conditioning and experimental flotation tests at laboratory level.

From the grinding kinetics, a linear regression was obtained whose mathematical model is $Y = 19.35 \ln X - 42.041$; which allows us to determine the mesh opening with respect to the percentage of the accumulated throughput, the resulting model was fitted to the curve with the Gates-Gaudin-Schumann (G-G-S) Function Method, obtaining a new linear regression whose equation is $Y = 20.542 \ln(X) - 48.305$; which allowed us to determine at 70 % throughput, a mesh opening of 317 microns.

For the grindability curve, several tests were carried out, varying the grinding time, obtaining the equation of the grindability curve, which is the percentage of the accumulated material passing through the -230 mesh versus the grinding time, whose linear regression is $\%Ac (-230) = 5.7728 (time) + 20.967$; which allowed us to calculate the grinding time, which is 8.5 minutes.

In the column flotation cell, tests were carried out for each length-diameter ratio (R L/D 9.84, 14.76 and 19.69); obtaining a mathematical model for each L/D ratio, using the statistical software MiniTab19, relating the selected variables with the percentage of Zn recovery, as a response, by means of a multiple regression, whose equation is as follows:

$$\% Zn Recovery = 60.52 + 0.0574 * \% Solids + 0.0418 * Flow Rate_{Injected Air}$$

As a result, the optimum L/D ratio is 14.76 and a maximum recovery of 93.14 % Zn.

Keywords: Flotation column, Zn recovery, statistical analysis.

ÍNDICE

	Página
DEDICATORIA	i
EN MEMORIA	ii
AGRADECIMIENTO	iii
RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
ÍNDICE	vi
LISTAS DE TABLAS	xii
LISTAS DE FIGURAS	xvi
INTRODUCCIÓN	xvii
CAPÍTULO I. ASPECTOS GENERALES	1
1.1. Antecedentes de la Investigación	1
1.1.1. Antecedentes a nivel Internacional	1
1.1.2. Antecedentes a nivel Nacional	2
1.1.3. Antecedentes a nivel Local	3
1.2. Planteamiento de problema	4
1.3. Formulación del problema	4
1.3.1. Problema principal	4
1.3.2. Problema específico	4
1.4. Objetivos	5
1.4.1. Objetivo principal	5
1.4.2. Objetivo específico	5
1.5. Hipótesis	5
1.5.1. Hipótesis principal	5
1.5.2. Hipótesis específicas	5
1.6. Justificación, Importancia y Limitaciones	6

1.6.1. Justificación Tecnológica y Económica	6
1.6.2. Justificación Social	6
1.6.3. Importancia de la Investigación	7
1.6.4. Limitación de la Investigación	7
1.7. Delimitación y Alcances	8
1.7.1. Delimitación Espacial	8
1.7.2. Temporal	8
1.7.3. Contenido	8
1.7.4. Alcances de la Investigación	8
1.8. Generalidades de la Empresa Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.	9
1.8.1. Ubicación geográfica	9
1.8.2. Accesibilidad	10
1.8.3. Clima, vegetación y fisiografía	11
1.8.4. Recursos hídricos	11
1.8.5. Mineralogía	11
1.8.6. Explotación y métodos aplicados	12
1.8.7. Planta Concentradora “San Jerónimo”	12
1.8.7.1. Sección de Chancado	13
1.8.7.2. Sección de molienda y clasificación	13
1.8.7.3. Sección de flotación	13
1.8.7.4. Sección de espesamiento y filtrado de concentrado	14
1.8.7.5. Sección de espesamiento y filtrado de relave	14
1.8.8. Diagrama de Flujo de la Planta Concentradora	14
1.8.9. Flowsheet de la Planta Concentradora “San Jerónimo”	15
CAPITULO II. MARCO TEÓRICO	16
2.1. Procesos de Flotación de Minerales	16
2.1.1. Historia del Proceso de Flotación	16

2.1.2. Flotación de minerales por espumas	20
2.1.2.1. Minerales hidrofílicos	20
2.1.2.2. Minerales hidrofóbicos	21
2.1.2.3. Proceso de flotación por espumas	21
2.1.3. Elementos de la Flotación	21
2.1.3.1. Fase sólida	21
2.1.3.2. Fase líquida	22
2.1.3.3. Fase gaseosa	22
2.1.4. Flotación de minerales sulfurados: teorías de flotación	23
2.1.4.1. Teoría química de la oxidación superficial	23
2.1.4.2. Teoría de semiconductores	23
2.1.4.3. Teorías electroquímicas	24
2.1.5. Reactivos utilizados en Flotación	25
2.1.6. Flotación Industrial	27
2.1.7. Variables Operacionales relevantes en Flotación	30
2.1.8. Equipos de Flotación	31
2.1.8.1. Equipos Mecánicos	31
2.1.8.2. Equipos Neumáticos	33
2.2. Flotación en Columna	35
2.2.1. Antecedentes Generales	35
2.2.2. Descripción de la Columna de Flotación	37
2.2.3. Forma de la Columna de Flotación	40
2.2.4. Aireación de la Columna de Flotación	40
2.2.5. Agua de Lavado	41
2.2.6. Diseño de la Columna de Flotación	41
2.2.7. Comparación entre Columnas y Celdas Convencionales	42
2.2.8. Ventajas y Desventajas de una Columna de Flotación	43

2.3. Marco Legal	44
2.3.1. Normatividad General	45
2.3.2. Legislación Aplicable a las Actividades Minero Metalúrgicas	45
2.3.3. Estándares de Calidad Ambiental y Límites Máximos Permisibles	46
CAPITULO III. METODOLOGÍA DE ESTUDIO	47
3.1. Delimitación del Estudio	47
3.2. Nivel y tipo de Investigación	47
3.3. Población y Muestra	48
3.3.1. Población	48
3.3.2. Muestra	48
3.4. Técnicas e Instrumentación de Recolección de Datos	48
3.4.1. Técnicas de recolección de datos	48
3.4.2. Técnicas de procesamiento de datos	48
3.4.3. Técnicas de análisis de datos	48
3.4.4. Instrumentos de recolección de datos	49
3.5. Materiales de Laboratorio, Equipos y Reactivos	49
3.5.1. Muestreo de materiales de estudio	49
3.5.2. Cuarteo del mineral	49
3.5.3. Análisis granulométrico	49
3.5.4. Determinación de % Sólidos, densidad y gravedad específica del mineral ..	50
3.5.5. Molienda de mineral y cinética de molienda	50
3.5.6. Proceso de flotación	50
3.5.7. Reactivos Químicos	51
3.6. Variables del Proceso	51
3.6.1. Selección de Variables	51
3.6.2. Operatividad de Variables	52
3.7. Estudio de la materia prima	54

3.7.1. Mineral de Estudio	54
3.7.2. Características Químicas del Mineral	54
3.8. Metodología Experimental	54
3.8.1. Muestreo	54
3.8.2. Preparación de Muestras	55
3.8.3. Determinación de Cinética de Molienda	56
3.8.4. Determinación de la gravedad específica (G.E.), densidad de pulpa y el porcentaje de sólidos en la pulpa	59
3.8.5. Pruebas Experimentales de Flotación de Laboratorio	60
3.8.6. Pruebas Experimentales en la Columna de Flotación	62
3.8.7. Balance Metalúrgico	63
3.9. Descripción de las etapas de cada proceso	63
CAPITULO IV. DESCRIPCIÓN Y CONSTRUCCIÓN DEL PROTOTIPO	66
4.1. Descripción del Prototipo Experimental	66
4.2. Dimensiones y Construcción de la Celda Columna de Flotación	69
4.3. Selección de Materiales	71
4.4. Variables y Evaluación de la Columna de Flotación	74
4.4.1. Variables de la Celda Columna	74
4.4.2. Evaluación de datos	75
4.5. Cálculos en la Columna de Flotación	75
4.5.1. Área transversal de la Celda Columna	75
4.5.2. Velocidad superficial de aire	76
4.5.3. Velocidad superficial de colas o relaves	76
4.5.4. Holdup Fraccional	76
4.5.5. Velocidad intersticial del líquido	77
4.5.6. Tiempo de residencia del líquido (pulpa)	77
4.5.7. Cálculo del Número de Reynolds	78

4.6. Desarrollo de cálculos en la Columna de Flotación	78
4.7. Pruebas Hidráulicas y Preliminares	82
CAPITULO V. RESULTADOS Y DISCUSIÓN	85
5.1. Cinética de Molienda	86
5.1.1. Determinación de Curvas de Cinética de Molienda	86
5.1.2. Análisis Granulométrico del Mineral de Cabeza	87
5.1.3. Curva de Moliendabilidad	90
5.2. Determinación de gravedad específica (G.E.), densidad de pulpa y el porcentaje de sólidos en la pulpa	94
5.2.1. Gravedad Específica – Método de la Fiola	94
5.2.2. Densidad del Mineral	96
5.2.3. Porcentaje de Sólidos, % Sólidos	96
5.3. Pruebas Experimentales de Flotación	97
5.3.1. Pruebas Experimentales en la Celda Convencional	97
5.3.2. Pruebas Experimentales en la Celda Columna	101
CONCLUSIONES	124
RECOMENDACIONES	126
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	127
LISTA DE ABREVIATURAS.....	129
GLOSARIO	130
ANEXOS	132

LISTA DE TABLAS

<i>Tabla 1. Mineralogía de la U.M. Catalina Huanca</i>	12
<i>Tabla 2. Operacionalización de Variables</i>	53
<i>Tabla 3. Composición Química del Mineral – Ley de Cabeza</i>	54
<i>Tabla 4. Distribución de bolas de carga del molino según tamaño</i>	56
<i>Tabla 5. Control de Caudales en la Columna de Flotación</i>	79
<i>Tabla 6. Pruebas de Molienda: Tiempo de Molienda vs %Acumulado Pasante</i>	86
<i>Tabla 7. Distribución granulométrica de productos de la molienda</i>	88
<i>Tabla 8. Distribución granulométrica: % Acumulado retenido y pasante de la molienda</i>	88
<i>Tabla 9. Análisis granulométrico a diferentes tiempos</i>	91
<i>Tabla 10. Resultados ajustados de la moliendabilidad</i>	93
<i>Tabla 11. Determinación de gravedad específica del mineral – Método de la fiola</i>	95
<i>Tabla 12. Determinación de densidad del mineral – Método de la fiola</i>	96
<i>Tabla 13. Cantidad de mineral de acuerdo al porcentaje de sólidos requerido en la celda Denver</i>	96
<i>Tabla 14. Cantidad de mineral de acuerdo al porcentaje de sólidos requerido en la celda Columna</i>	97
<i>Tabla 15. Condiciones de operación y dosificación de reactivos para flotación de sulfuros</i>	99
<i>Tabla 16. Balance metalúrgico de la celda convencional Denver</i>	101
<i>Tabla 17. Condiciones de operación y dosificación de reactivos en la Celda Columna</i>	103
<i>Tabla 18. Variables de operación para un $R_{LD} = 9,84$</i>	104
<i>Tabla 19. Variables de operación para un $R_{LD} = 14,76$</i>	105
<i>Tabla 20. Variables de operación para un $R_{LD} = 19,69$</i>	105
<i>Tabla 21. Resultados de las pruebas preliminares para una $R_{LD} = 9,84$</i>	106
<i>Tabla 22. Resultados de las pruebas preliminares para una $R_{LD} = 14,76$</i>	106
<i>Tabla 23. Resultados de las pruebas preliminares para una $R_{LD} = 19,69$</i>	106

<i>Tabla 24. Grupo de pruebas y resultados para una $R_{LD} = 9,84$ de columna</i>	107
<i>Tabla 25. Grupo de pruebas y resultados para una $R_{LD} = 14,76$ de columna</i>	108
<i>Tabla 26. Grupo de pruebas y resultados para una $R_{LD} = 19,69$ de columna</i>	108
<i>Tabla 27. Resumen de datos: Variables vs. % Recuperación de Zn para $R_{LD} = 9,84$</i>	112
<i>Tabla 28. Análisis de varianza (ANOVA) para $R_{LD} = 9,84$</i>	112
<i>Tabla 29. Estadística de la regresión múltiple para $R_{LD} = 9,84$</i>	113
<i>Tabla 30. Coeficientes del modelo matemático para $R_{LD} = 9,84$</i>	113
<i>Tabla 31. Resumen de datos: Variables vs. % Recuperación de Zn para $R_{LD} = 14,76$</i>	115
<i>Tabla 32. Análisis de Varianza (ANOVA) para $R_{LD} = 14,76$</i>	116
<i>Tabla 33. Estadística de la regresión múltiple para $R_{LD} = 14,76$</i>	116
<i>Tabla 34. Coeficientes del modelo matemático para $R_{LD} = 14,76$</i>	117
<i>Tabla 35. Resumen de datos: Variables vs. % Recuperación de Zn para $R_{LD} = 19,69$</i>	119
<i>Tabla 36. Análisis de Varianza (ANOVA) para $R_{LD} = 19,69$</i>	120
<i>Tabla 37. Estadística de la regresión múltiple para $R_{LD} = 19,69$</i>	120
<i>Tabla 38. Coeficientes del modelo matemático para $R_{LD} = 19,69$</i>	121

LISTA DE FIGURAS

<i>Figura 1. Ubicación de la Unidad Minera Catalina Huanca</i>	10
<i>Figura 2. Principales vías de acceso a la U.M. Catalina Huanca</i>	10
<i>Figura 3. Diagrama de bloques de la Planta Concentradora “San Jerónimo”</i>	15
<i>Figura 4. Columna de Flotación de P. Boutain y R. Tremblay</i>	17
<i>Figura 5. Fases del proceso de flotación por espumas</i>	22
<i>Figura 6. Etapas de Flotación</i>	28
<i>Figura 7. Columna de Flotación</i>	29
<i>Figura 8. Ejemplos de celdas de flotación mecánica</i>	32
<i>Figura 9. Variaciones del diseño básico de la columna de flotación</i>	34
<i>Figura 10. Celda de Flotación Denver empleada en laboratorios metalúrgicos</i>	35
<i>Figura 11. Representación esquemática de la columna de flotación con algunos de sus accesorios</i>	38
<i>Figura 12. Flujos en contracorriente en las secciones de limpieza y recuperación</i>	39
<i>Figura 13. Medida de la presión del gas y dirección de flujo en celda columna</i>	41
<i>Figura 14. Clasificación de muestra usando malla Tyler N° 10</i>	56
<i>Figura 15. Distribución de bolas en el molino</i>	57
<i>Figura 16. Molino de bolas tipo Bond – Modelo MBB12</i>	57
<i>Figura 17. Equipo RO-TAP con la serie de malla Tyler</i>	58
<i>Figura 18. Diagrama de Flujo – Secuencia del trabajo de investigación</i>	64
<i>Figura 19. Diagrama del proceso de flotación con celda columna</i>	65
<i>Figura 20. Air Sparger empleado en el equipo</i>	68
<i>Figura 21. Modelo de Air Sparger escala industrial</i>	69
<i>Figura 22. Celda Columna – Zona de Lavado, Recolección y cuerpo</i>	69
<i>Figura 23. Brida base de la Celda Columna y puntos de instalación de los Air Sparger</i>	70
<i>Figura 24. Dimensionamiento de Brida de unión de cada segmento de columna</i>	70
<i>Figura 25. Dimensionamiento del cabezal o zona de lavado de la celda columna</i>	71
<i>Figura 26. Cuerpo segmentado de la Celda Columna</i>	72

<i>Figura 27. Pintado de la estructura de soporte para la celda columna</i>	72
<i>Figura 28. Medidores de Flujo: Rotámetros</i>	73
<i>Figura 29. Regulador de presión de aire</i>	73
<i>Figura 30. Etapas de Construcción, Montaje y Ensamblado de la Celda Columna</i>	74
<i>Figura 31. Métodos para medir el Holdup Fraccionado en la Celda Columna</i>	76
<i>Figura 32. Ensamblado y Montaje de la Celda Columna</i>	83
<i>Figura 33. Pruebas hidráulicas en la Columna de Flotación</i>	84
<i>Figura 34. Pruebas Preliminares – Pruebas de Flotación</i>	84
<i>Figura 35. Pruebas de Molienda: Curvas de Cinética de Molienda</i>	87
<i>Figura 36. Curva de Molienda Experimental</i>	89
<i>Figura 37. Modelo Función de Distribución de Gates-Gaudin-Schumann (G-G-S)</i>	89
<i>Figura 38. Curva de Moliendabilidad: %Ac. Pasante en malla-230 vs tiempo de molienda</i>	92
<i>Figura 39. Curva Ajustada de Moliendabilidad</i>	93
<i>Figura 40. Determinación de gravedad específica del mineral – Método de la fiola</i>	95
<i>Figura 41. Pruebas Experimentales de Flotación en celda Denver</i>	98
<i>Figura 42. Secuencia para pruebas de flotación convencional</i>	98
<i>Figura 43. Plateado de concentrados de Plomo y Zinc</i>	100
<i>Figura 44. Secuencia para las pruebas en la celda columna</i>	102
<i>Figura 45. Diagrama de las pruebas experimentales en la celda columna</i>	102
<i>Figura 46. Efecto de la variación del porcentaje de sólidos sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 9,84$</i>	109
<i>Figura 47. Efecto de la variación del caudal de aire inyectado sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 9,84$</i>	109
<i>Figura 48. Efecto de la variación del porcentaje de sólidos sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 14,76$</i>	110
<i>Figura 49. Efecto de la variación del caudal de aire inyectado sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 14,76$</i>	110
<i>Figura 50. Efecto de la variación del porcentaje de sólidos sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 19,69$</i>	111

<i>Figura 51. Efecto de la variación del caudal de aire inyectado sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 19,69$</i>	111
<i>Figura 52. Análisis de Contorno % Recuperación Zn vs. Caudal de aire inyectado y porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 9,84$</i>	114
<i>Figura 53. Superficie de respuesta de % Recuperación de Zn vs Caudal de aire inyectado, porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 9,84$</i>	115
<i>Figura 54. Análisis de Contorno % Recuperación Zn vs. Caudal de aire inyectado y porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 14,76$</i>	118
<i>Figura 55. Superficie de respuesta de % Recuperación de Zn vs Caudal de aire inyectado, porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 14,76$</i>	119
<i>Figura 56. Análisis de Contorno % Recuperación Zn vs. Caudal de aire inyectado y porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 19,69$</i>	122
<i>Figura 57. Superficie de respuesta de % Recuperación de Zn vs Caudal de aire inyectado porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 19,69$</i>	123

INTRODUCCIÓN

Esta tesis tiene como objetivo principal determinar la relación óptima entre la longitud y el diámetro en una columna de flotación a escala de laboratorio, la cual se determinará en función de sus variables de operación teniendo como respuesta el porcentaje de recuperación de Zn, elemento de estudio que se encuentra en la composición mineralógica de la U. M. Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

Conociendo previamente las etapas del proceso en una planta de concentración, y mediante la recopilación de información, podemos afirmar que la recuperación de un material valioso puede mejorar empleando celdas de flotación tipo columna.

Primeramente, para implementar una columna de flotación en la planta concentradora “San Jerónimo” de la U.M. Catalina Huanca, es necesario hacer pruebas experimentales a nivel de laboratorio, con el mineral de la zona.

Para determinar la relación longitud – diámetro de una columna de flotación, se realizó pruebas metalúrgicas en molienda, acondicionamiento y pruebas experimentales de flotación, para la evaluación y análisis de resultados.

Para la selección de variables, se realizó una recopilación de información reforzadas con pruebas de T – Student, de las cuales se seleccionó, el porcentaje de sólidos y el caudal de aire inyectado, son las que más influyen en la recuperación de Zn.

De acuerdo a la altura de la columna, se obtuvo 3 relación de longitud – diámetro (altura de columna de 1,0 m, 1,5 m y 2,0 m, dato variable y el diámetro de tubería de 0,10 m dato constante), cuyos valores de $R_{L/D}$ son 9,84, 14,76 y 19,69 respectivamente; en las cuales se evaluó las variables seleccionadas.

El modelo matemático de cada relación L/D , se obtiene utilizando el software estadístico MiniTab19, relacionando las variables con el porcentaje de recuperación de Zn, como respuesta, mediante una regresión múltiple.

De los resultados obtenidos, se llegó a la conclusión que la relación L/D óptima en una columna de flotación es de 14,76 (altura de columna 1,50 m), consiguiendo una recuperación máxima de 93,14 % de Zn, en comparación a las otras evaluadas.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1. Antecedentes de la Investigación

La flotación es un proceso industrial más empleado en concentración de minerales en el mundo. Y de la necesidad de mejorar la calidad de concentrados, se desarrollaron tecnologías diversas para este fin, entre las cuales encontramos equipos como las celdas de flotación; las cuales se clasifican en mecánicas y neumáticas.

La columna de flotación o celda columna, es considerada una celda neumática de flujo contracorriente, se desarrolló en Canadá en la década de los años 1960, se emplearon principalmente para la recuperación de carbón y hierro.

En la actualidad, podemos encontrar diversos estudios de investigación, enfocados a mejorar los procesos metalúrgicos; y para ello es necesario optimizar el proceso o etapas del mismo, para obtener resultados deseables que contribuyan a la mejora del proceso.

1.1.1. Antecedentes a Nivel Internacional

Jairo A. Ortiz Zamora (2012), egresado de la Universidad Del Valle – Colombia, en su trabajo de investigación titulado “**COLUMNA DE FLOTACIÓN ESPUMANTE A ESCALA PILOTO PARA BENEFICIO DE CARBONES**”, para este trabajo de

investigación se evaluaron tres factores para determinar las mejores condiciones de operación y maximizar el rendimiento de carbón fijo.

La combinación de los niveles de los factores con respecto al rendimiento de carbón fijo resultó al operar la columna de flotación al nivel más alto de velocidad de alimentación del “slurry” y al nivel más bajo de flujo de aire, es decir, 3,41 L/min y 1,82 L/min respectivamente.

Además, se determinó que si es posible concentrar materia orgánica (carbón fijo + materia volátil), con el método de la columna de flotación espumante para carbones con tamaño de partícula entre 250 a 147 μm .

En el análisis de varianza ANOVA, revela que el modelo es significativo en las variables de: velocidad de alimentación, flujo de aire y la interacción entre las mismas por el bajo valor de significancia asociada a los efectos de los regresores ($< 0,0001$); descartando la variable “concentración espumante”.

1.1.2. Antecedentes a nivel Nacional

José M. Torres Ayma (2016), egresado de la Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, en su trabajo de tesis **“IMPLEMENTACIÓN DE CELDAS COLUMNAS EN LA FLOTACIÓN DE MINERALES DE ESTAÑO”**, desarrolló e implementó celdas de flotación tipo columna para minerales de estaño, y de los cuales obtuvo los resultados en base a las pruebas experimentales de flotación, que definieron el tiempo de colector y las condiciones de operación de la planta, confirmándose el hecho de lograr un recuperación del 70% con ley de 22% Sn, en un medio ácido de pH 2,5 constante, empleando como colector el Aerosol 22 o Aeropromoter 845, como espumante MIBC (metil isobutil carbonil), dispersante silicato de sodio, modificador de pH ácido sulfúrico.

La ley del concentrado de estaño producido, estará en función de una adecuada eliminación de elementos contaminantes (impurezas); de aquí la necesidad de efectuar una buena limpieza en la etapa previa a la flotación de casiterita.

1.1.3. Antecedentes a nivel Local

Abdías Ascarza Moisés (1994), egresado de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, en su tesis titulada “**ESTUDIO TÉCNICO – ECONÓMICO COMPARATIVO ENTRE LAS CELDAS CONVENCIONALES Y LAS CELDAS TIPO COLUMNA**”, mediante pruebas experimentales determinó lo siguiente:

- La celda columna da mejores leyes y porcentajes de recuperación, Cu = 4,12 y 73,37%, el Pb = 23,48 con 85,70%, y de la Ag = 28,25 Oz/TM con 78,61% de recuperación.
- Las consideraciones adecuadas sobre el grado de molienda del mineral, el tamaño de burbuja de aire (0,02 cm), el tiempo de flotación de la celda columna (3 min), hacen posible el tratamiento de minerales sulfurados y con muy buenos resultados.
- El diseño de la columna de flotación no solo funciona, sino que da mejores resultados que el de las celdas convencionales.
- En la celda de flotación tipo columna, como las partículas que mantienen en suspensión, prácticamente no hay zonas muertas, que si existen en las celdas de flotación convencionales.
- Por el diseño de contracorriente pulpa – burbuja, el aire finamente dispersado, significa grande ahorro en reactivos, como es el caso del espumante hasta en una tercera parte del total del consumo y del bisulfito de sodio.
- El tiempo de retención es menor en la celda tipo columna solo se usa 3 minutos y en la celda convencional 4 minutos.
- La columna puede ser automatizable, en ello no se requiere medios humanos, salvo para la puesta en marcha, en el que antes de pasar a automático en la sala de control, se regula manualmente agua, y aire y se comprueba el nivel de espumas. Claro está, que ya se debe tener el estudio previo sistemático de las variables fundamentales.
- La mayor profundidad de la celda de columna de flotación permite menor turbulencia y una dispersión uniforme de la pulpa en toda la sección que evita cortocircuito. La relación zona tranquila a zona turbulenta es mucho más alta y, la cama de espumas controlada por la alimentación de aire es muy superior.

1.2. Planteamiento del Problema

En la actualidad para obtener concentrados de minerales, se emplea mayormente procesos de flotación por espuma para minerales sulfurados, tal como el plomo, zinc, cobre entre otros; lo que implica una necesidad de conocimiento de la característica y comportamiento de las distintas especies de mineral (parte valiosa y no valiosa), donde los componentes de la parte no valiosa alteran en su mayoría los procesos de concentración.

Los procesos de flotación que se llevan a cabo en plantas concentradoras o también conocidas plantas de beneficio, se han observado muchas veces que no consideran las características del mineral, procedimientos u operaciones inadecuadas de los equipos (falta de evaluación de parámetros, por lo general en la sección de flotación y limpieza del concentrado), por lo tanto, tienen valores de recuperación muy fluctuantes.

De acuerdo a este problema, se plantea en esta investigación determinar la relación óptima (L/D) en una columna de flotación (sección cleaner o limpieza), en función de los parámetros de operación, teniendo como respuesta el porcentaje de recuperación; a su vez que incluyen un adecuado estudio y tratamiento de la materia prima, y ser evaluados mediante métodos experimentales y estadísticos.

1.3. Formulación del Problema

1.3.1. Problema principal

¿Cómo influirá la determinación de la relación longitud – diámetro L/D, en el diseño de una columna de flotación con respecto a sus parámetros de operación, y que se relacione con el porcentaje de recuperación de un mineral?

1.3.2. Problemas específicos

- ¿Cuáles serán los parámetros operativos que tengan mayor influencia en el funcionamiento de una columna de flotación?

- ¿Cuál será la variación del grado de recuperación y el porcentaje de recuperación con respecto a la variable de diseño longitud – diámetro (L/D)?

1.4. Objetivos

1.4.1. Objetivo general

Determinar una relación óptima de la longitud – diámetro (L/D) en base a la evaluación paramétrica operativa en una columna de flotación, para minerales de Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

1.4.2. Objetivos específicos

- Identificar y establecer los parámetros de operación en una columna de flotación.
- Determinar y calcular la variación del grado y porcentaje de recuperación con respecto a cada relación longitud – diámetro (L/D), de la columna de flotación.

1.5. Hipótesis

1.5.1. Hipótesis principal

Es posible determinar la relación óptima longitud – diámetro (L/D) en una columna de flotación mediante la evaluación de parámetros operacionales por el grado de significancia, vinculada al porcentaje de recuperación de Zn, empleando como materia prima minerales de la empresa Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

1.5.2. Hipótesis específicas

- Es posible reconocer y establecer los parámetros principales de operación en una columna de flotación.

- Es posible determinar y calcular la variación del grado y porcentaje de recuperación con respecto a cada relación longitud – diámetro (L/D), de la columna de flotación.

1.6. Justificación, Importancia y Limitación

1.6.1. Justificación tecnológica – económica

En la recopilación de información sobre los procesos metalúrgicos de concentrados de minerales se ha encontrado amplia y basta información, en tal sentido se decidió por estudiar e investigar las celdas de flotación, y especialmente las celdas tipo columna, para brindar información acerca de las etapas de limpieza de concentrados, y su influencia en la recuperación del mineral valioso, que requiere la industria metalúrgica, para aumentar su rentabilidad y productividad.

Para el trabajo de investigación se construyó un equipo experimental prototipo de celda columna en los ambientes del Taller Electromecánico “HOLGER K. HANSEN”, de la FIQM – UNSCH y el cual se encuentra instalado en ambientes del Laboratorio de Transferencia de Masa, el costo de construcción varía de acuerdo a las dimensiones que se requiera.

1.6.2. Justificación Social

Este trabajo brindará información experimental en el manejo de equipos de columna de flotación y como antecedente a futuros trabajos de investigación dedicados a procesos metalúrgicos con el fin de comparar o mejorar los mismos, además, se cuenta con un equipo experimental disponible en el Laboratorio de Transferencia de Masa de la E.P. Ingeniería Química - UNSCH, que brindará soporte a las prácticas de laboratorio o trabajos con fines académicos.

1.6.3. Importancia de la Investigación

Las columnas de flotación o celdas de flotación columnar son importantes porque tienen mayor eficiencia operacional en la recuperación del mineral valioso, además de ocupar menor área superficial de construcción.

Si se emplea una columna de flotación con un diseño y dimensionamiento adecuado para un mineral determinado, conseguiríamos aumentar la eficiencia y rendimiento de operación de dicho proceso. Para conseguir una respuesta aceptable para el diseño o selección de una celda columna, debemos conocer los parámetros de operación de la misma con la finalidad de determinar un diseño ajustado a la materia de trabajo, y conseguir resultados aceptables para su empleabilidad.

1.6.4. Limitación de la Investigación

La presente investigación inicia cuantificando y conociendo aspectos generales de los concentrados de minerales obtenido del proceso de flotación de minerales, los cuales se siguen un procedimiento o mecanismos físico – químicos para obtener el concentrado, la cual requiere de diversas operaciones como el chancado, molienda, flotación, sedimentación, filtración, secado, almacenamiento y disposición final.

De lo antes mencionado, la limitación se encuentra en proponer un sistema para obtener concentrados de mejor calidad (incrementar el porcentaje de recuperación, y otros factores que intervengan) se requiere más pruebas para un desarrollo óptimo y conveniente en el concentrado de minerales para la planta de Beneficio “San Jerónimo” de la empresa Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

Por lo tanto, se propone un sistema inicial para el tratamiento de minerales de Zn, para determinar e identificar parámetros o variables de proceso correspondiente a la flotación en columna, y así conseguir un incremento en el porcentaje de recuperación, para generar efectos positivos en los ámbitos de producción y financieros.

1.7. Delimitaciones y Alcances

1.7.1. Delimitación Espacial

Este trabajo de investigación se desarrolló en los siguientes espacios:

En el Taller Electromecánico “HOLGER K. HANSEN” perteneciente a la FIQM – UNSCH, que cuenta con maquinaria, herramientas y equipos, donde se desarrolló el diseño, construcción y pruebas preliminares de la celda columna.

En el Laboratorio de Transferencia de Masa y el Laboratorio de Procesos Metalúrgicos de la FIQM – UNSCH, donde se realizaron parte de los ensayos y pruebas metalúrgicas.

1.7.2. Temporal

La duración del trabajo de investigación fue aproximadamente de 12 meses, a partir de su aprobación.

1.7.3. Contenido

El presente trabajo de investigación cuenta con 5 capítulos, y en cada apartado se detalla la linealidad y secuencia del trabajo, que empieza del desarrollo experimental, el análisis de resultados y la culminación en discusión resultados.

1.7.4. Alcances de la Investigación

El estudio de investigación se abocará en determinar la relación óptima de longitud – diámetro (L/D), en función de sus parámetros operacionales teniendo como respuesta al porcentaje de recuperación de concentrado de zinc.

Para la obtención de resultados, realizaremos varias pruebas experimentales relacionando los parámetros de operación en una celda de flotación tipo columna, construido en el Taller Electromecánico “HOLGER K. HANSEN” – UNSCH.

1.8. Generalidades de la Empresa Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.; es una empresa minera de tipo subterránea polimetálica que pertenece al grupo TRAFIGURA, la cual se dedica a la explotación y tratamiento de minerales de Pb, Zn, Cu, Ag; con una producción anual de avances y explotación de 2100 TMSD en estos últimos años.

El proyecto de Mina para el año 2016, contempla obtener una producción anual de 593,030 TMS con una ley de 1,55 % Pb, 6,89 % Zn, 1,37 Ag Oz/TM, 0,17 % Cu y 0,48 Au g/TM. Esta producción se obtendrá con 556,273 TMS de tajos y 36,757 TMS de avances en desarrollo y preparaciones.

Los tajos en producción están clasificados por tipo de estructura, siendo el mayor aporte el proveniente de mantos, luego los tajos en cuerpos y finalmente los tajos de vetas. La explotación minera se realiza sobre un yacimiento hidrotermal y los minerales de mena están constituidos por esfalerita, galena, calcopirita, tetraedrita, bornita y enargita; mientras que los minerales de ganga lo integran la hematita, pirita, cuarzo y limonita.

Dentro del ciclo de minado, las operaciones unitarias son muy importantes, por eso es necesario llevar el control de cada operación (ya que todo lo que es medible es gerencial) y obtener una serie de datos que nos permitan calcular tiempos efectivos, consumos, factores, eficiencias y rendimientos con el fin de mejorar cada una de ellas y establecer así estándares y procedimientos en la operación. Después de reunir una cierta cantidad de datos se hizo el respectivo cálculo obteniendo de esta manera indicadores de trabajo diario durante la operación. *(Quispe, L. A.2018)*

1.8.1. Ubicación geográfica

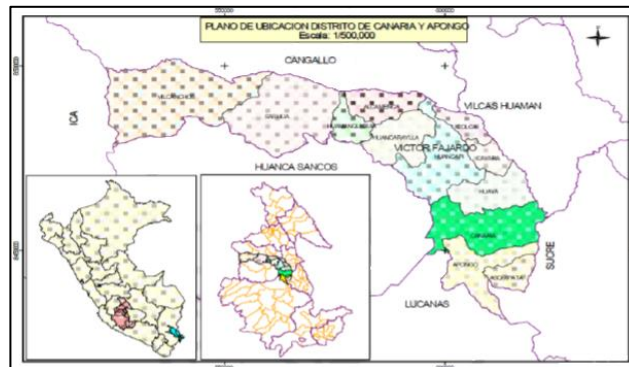
Las instalaciones de la Unidad Minera Catalina Huanca, conjuntamente con una serie de concesiones y petitorios mineros, se ubican en la Cordillera Occidental de los Andes del Centro del Perú, bajo la jurisdicción de los distritos de Canaria y Apongo, provincia de Víctor Fajardo, departamento de Ayacucho, ubicada sobre una altitud de 3500 msnm.

Sus coordenadas geográficas son las siguientes:

- 73° 56' 15" longitud Oeste
- 13° 58' 45" latitud Sur

Figura 1

Ubicación de la Unidad Minera Catalina Huanca



Nota: Ministerio de Transportes y Comunicaciones – dirección de información de Gestión.

1.8.2. Accesibilidad

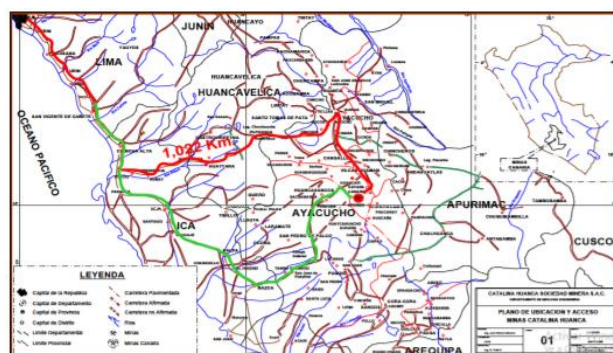
La mina Catalina Huanca es accesible por sus dos vías principales:

La primera vía Lima – Nazca – Pampas Galeras (Ayacucho) – UM Catalina Huanca, Panamericana Sur - Carretera Nazca, 715 km, cerca de 16 horas de viaje.

La segunda es vía Lima – Pisco – Ayacucho (distrito de Canaria), Panamericana Sur – vía Los Libertadores Wari, 1022 km, cerca de 14 horas de viaje.

Figura 2

Principales vías de acceso a la U.M. Catalina Huanca



Nota: Memoria Técnica de U.M. Catalina Huanca

1.8.3. Clima, vegetación y fisiografía

En esta parte de los andes, el clima es seco y frío. Con dos estaciones bien marcadas: invierno entre diciembre y marzo, con fuertes precipitaciones de lluvia que según datos registrados alcanzan hasta 700 mm, donde la temperatura durante el día alcanza 20 °C, descendiendo en la noche a 10 °C; y verano: de abril a noviembre donde la temperatura en el día alcanza 16 °C y en las noches baja hasta los 0 °C.

La vegetación en la parte alta está constituida por ichu y pastos naturales, en la parte baja comprende arbustos nativos y sembríos de maíz, trigo, cebada y habas que son consumidos por los habitantes del lugar. (CHSMSAC, 2014)

En el área de la mina se observa un relieve accidentado, cuyo relieve está formado por superficies onduladas y valles pronunciados, anticlinales y sinclinales; observándose en el área de la mina pendientes de hasta 60°. Al lado este los ríos Mishka y Sondongo que han erosionado el valle dando la forma de un cañón, cuya cota de fondo es aproximadamente 2,600 m.s.n.m. y la cota de la cumbre pasa los 4,200 m.s.n.m., además está surcado por pequeñas quebradas por donde circulan pequeños riachuelos y otras están secos. (CHSMSAC, 2014)

1.8.4. Recursos hídricos

La Planta Concentradora de “San Jerónimo” consume 5356,4 m³/día de agua de los cuales el 14,75 % es agua fresca (caudal de 864,18 m³ /día o 9,31 L/s). El 85 % a 25 % del agua restante es utilizada en la planta concentradora y recirculada.

El agua fresca es captada del Río Rajaure y conducida hacia la zona industrial y almacenada en dos tanques de una capacidad de 100 m³.

1.8.5. Mineralogía

La mineralogía de la U.M. Catalina Huanca está constituido por minerales como la galena, esfalerita, calcopirita, cobre gris, enargita y ocasional marmatita entre otros minerales mena, fluorita, calcita, rodocrosita, pirita, baritina, hematita y cuarzo como minerales de ganga.

Donde las leyes promedio deben alcanzar anualmente son: ley de cabeza de plomo 1,67 %, ley de cabeza de zinc 7,7 % y ley de cabeza de cobre 0,07 %.

Tabla 1

Mineralogía de la U.M. Catalina Huanca

Mineral	Fórmula	Mineral	Fórmula
Mena			
Galena	PbS	Enargita	Cu ₃ AsS ₄
Esfalerita	ZnS	Marmatita (*)	(FeZn)S
Calcopirita	CuFeS ₂	Bornita	Cu ₅ FeS ₄
Ganga			
Fluorita	CaF ₂	Baritina	BaSO ₄
Siderita	FeCO ₃	Hematita	Fe ₂ O ₃
Calcita	CaCO ₃	Cuarzo	SiO ₂
Rodocrosita	MnCO ₃	Goethita	FeO.OH
Pirita	FeS ₂	Arsenopirita	FeAsS

(*) de presencia ocasional

Nota: Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C., 2014

1.8.6. Explotación y métodos aplicados

Las vetas en general presentan características similares. Son tabulares de contactos bien definidos, subverticales y de potencia media. Mineralógicamente las vetas presentan un zoneamiento característico definido con ensambles “Pb – Ag – Zn” en los niveles superiores y en los niveles inferiores aparecen además de los ya mencionados minerales de “Cu – Au” en pequeñas concentraciones.

Las vetas en esta Mina se extraen mediante los métodos de “Corte & relleno ascendente y Tajos abiertos”.

1.8.7. Planta Concentradora “San Jerónimo”

La planta metalúrgica de beneficio “San Jerónimo”, perteneciente a la U.M. Catalina Huanca, realiza diversas operaciones para tratar minerales polimetálicos de sulfuros como, Pb, Zn, Cu y Ag; así mismo cuenta con una infraestructura

compuesta por depósitos de relaves, laboratorios, oficinas administrativas, vías de acceso entre otras instalaciones y campamentos.

La planta para su procesamiento de minerales, cuenta con una capacidad de producción nominal actual (2017) de 1950 TMD, con una tasa promedio de concentrado de 15 %, y una producción de relaves filtrados de 1650 TMD.

La planta cuenta con:

1.8.7.1. Sección de chancado

En la sección de chancado se reduce el tamaño del mineral de 8" a 2" con el chancado primario y a 1/2" con el chancado secundario. Luego este es clasificado con dos zarandas vibratorias de 4'x8' y 5'x10' respectivamente para tener un producto final de 90 % - 1/2".

1.8.7.2. Sección de molienda y clasificación

En esta sección se reduce el tamaño del mineral de 90 % - 1/2" a malla – 200, en una relación sólido líquido de 1 a 3. Para ello se tiene una etapa de molienda primaria y otra de molienda secundaria. La clasificación se hace por medio de bombeo e hidrociclones.

1.8.7.3. Sección de Flotación

La planta metalúrgica tiene dos circuitos:

Circuito Bulk: Es la primera flotación por espumas con un pH de 7,5 en la que se flotan los sulfuros de Cu, Pb y Ag, pasando por las etapas de flotación Rougher, Scavenger y Cleaner hasta tener un producto final con un grado de recuperación de 58,11 % Pb.

Circuito Zinc: El relave de la flotación Bulk constituye la cabeza de la segunda flotación en la que se modifica el pH a 9,5 medio en el que flotan los sulfuros de zinc pasando por una de las etapas de flotación Rougher, Scavenger y Cleaner hasta agotar los valores y obtener un producto de grado de recuperación del 52,25 % de Zn.

1.8.7.4. Sección de espesamiento y filtrado de concentrado

En esta sección es donde se elimina el agua de las espumas con valores de plomo y zinc para obtener un producto final con una humedad de 8,50 %. La primera etapa de espesado eleva la densidad de 1350 g/L a 1650 g/L. La segunda etapa es la de eliminar el agua de esta pulpa densificada con una humedad de 8,50 %.

1.8.7.5. Sección de espesamiento y filtrado de relave

El relave de la flotación de zinc es el relave general del proceso y es conducido por gravedad a la planta de bombeo para ser impulsado y cicloneado, separando los gruesos de los finos, siendo estos últimos conducidos por gravedad al Espesador, el underflow de éste es el alimento de los filtros prensa que dan un producto con 14 % de humedad y el overflow con 5 % de sólidos va hacia la cancha de relaves para decantar el agua y por bombeo devolverla al proceso.

La composición química mineralógica de la zona está constituida por galena, marmita, calcopirita, blenda; como componente de la MENA y tiene calcita, rodocrosita, piritita, baritina, cuarzo como componente de la GANGA.

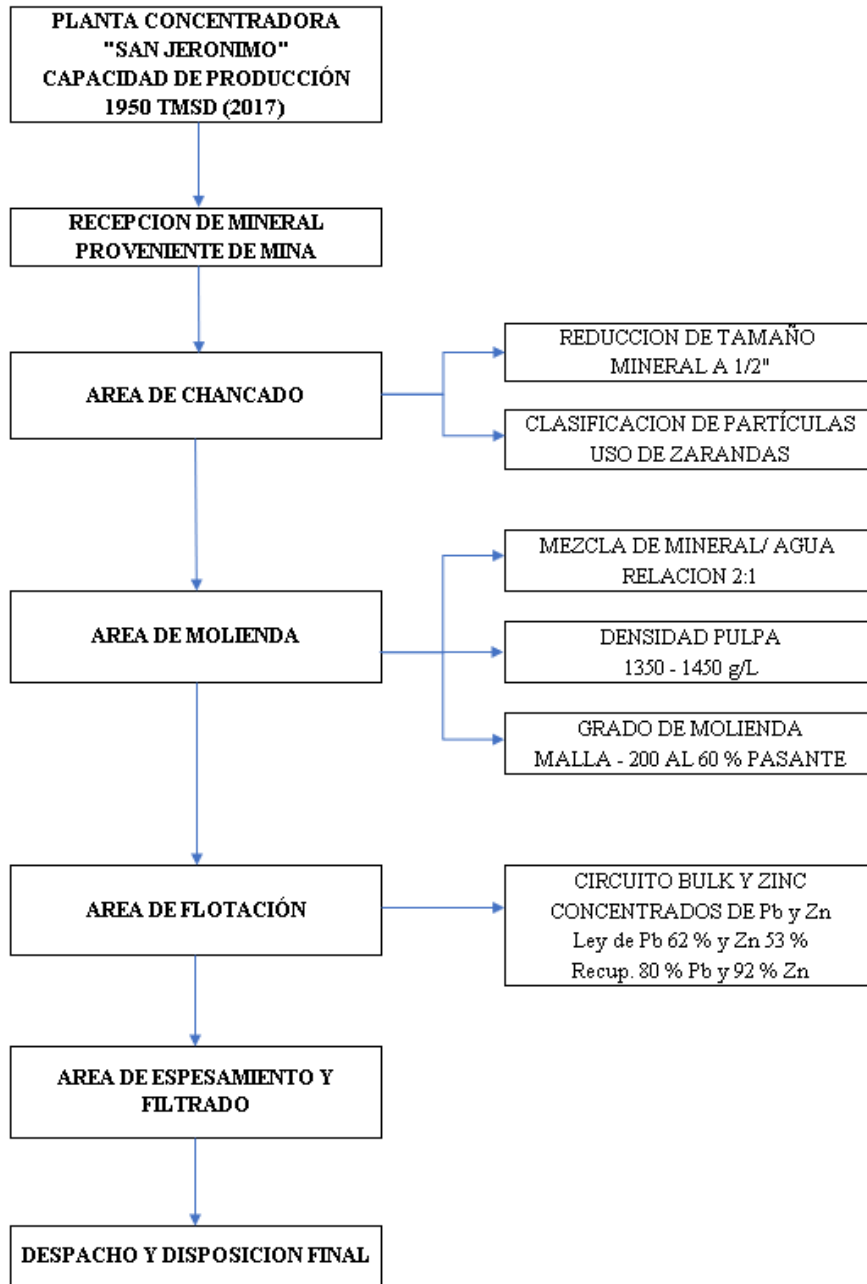
La planta Catalina Huanca está proyectada para procesar 7.170.000 toneladas/año de mineral, con un tenor en la alimentación del 1,0 % de cobre y 1 g/TM de oro. Dicha planta está programada para operar al 91,3 % de su capacidad.

1.8.8. Diagrama de Flujo de la Planta Concentradora

La Planta Concentradora "San Jerónimo" de la U.M. Catalina Huanca, contempla las siguientes áreas, la cual detallaremos en la siguiente figura:

Figura 3

Diagrama de bloques de la Planta Concentradora "San Jerónimo"



Nota: Elaborado a partir de la memoria técnica de la U.M. Catalina Huanca

1.8.9. Flowsheet de la Planta Concentradora "San Jerónimo"

La Planta Concentradora "San Jerónimo" de la U.M. Catalina Huanca, cuenta con un diagrama detallado de su capacidad de producción, que detallaremos en el **Anexo I.**

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Procesos de Flotación de Minerales

2.1.1. Historia del Proceso de Flotación

El proceso de “Flotación” fue creado entre los años 1900 y 1910 en Australia. Como en todo inicio, la prueba y error estuvieron presentes en el desarrollo de esta nueva técnica, la cual consistía en generar burbujas en el seno de un líquido que contenía partículas minerales, algunas de las cuales se adherían a la superficie de las burbujas. Estas flotaban y formaban una capa en la parte superior del reactor, de donde eran retiradas.

El primer problema que enfrentó el proceso fue la generación de burbujas; se hacía una especie de emulsión a base de aceite o bien se empleaba ácido sulfúrico, el cual forma CO_2 al entrar en contacto con los carbonatos procedentes del mineral. En 1916 se descartó por completo la generación química de burbujas, abriendo paso a las burbujas de aire. Las primeras operaciones de flotación en Australia incluían la flotación de un concentrado de partículas finas provenientes de plantas de concentración gravimétrica.

Con el inicio de la aplicación de la técnica de flotación se abrieron varios campos de investigación con el objetivo en común de optimizar el proceso. El desarrollado de reactivos para la flotación, el diseño de equipos y la diversificación de aplicación

de la técnica de flotación han sido algunos de las líneas de investigación que siguen vigentes hasta la actualidad.

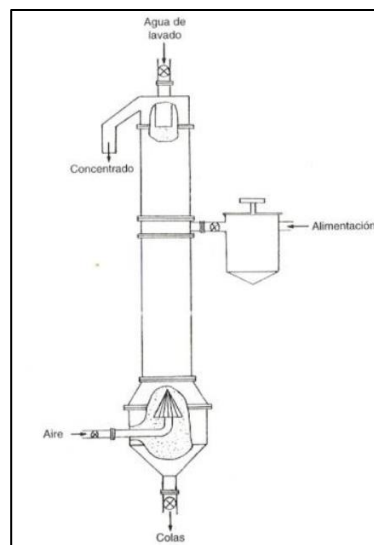
A mediados de los años 60, los investigadores canadienses P. Boutain y R. Tremblay, comenzaron la investigación de los procesos de flotación en una columna a contracorriente.

Los estudios se basaron en la similitud de la flotación con los procesos de separación de masas que se dan en la tecnología química. Como ya se sabe, la separación puede realizarse eficientemente con una mínima mezcla, y con patrones de flujos a contracorrientes de pulpa y aire. Este principio subyace en las columnas de flotación. El diseño de las mismas es similar al de las columnas de burbujas, que fueron ampliamente utilizadas en la tecnología química de procesos de intercambio de masas (sistema líquido – gas).

La columna desarrollada por P. Boutain y R. Tremblay (Figura 4), fue la primera de una nueva generación de aparatos basados en el flujo a contracorriente de aire y pulpa. El principio del sistema es el siguiente: después de acondicionada la pulpa con reactivos, la alimentación es en medio de la altura total de la columna, donde se mezcla con una corriente de agua procedente de la parte superior de la columna, y la corriente ascendente de burbujas de aire procedente de la parte inferior.

Figura 4

Columna de Flotación de P. Boutain y R. Tremblay



Nota: Rubinstein, 1997.

Las primeras pruebas de laboratorio se realizaron con una mena de hierro, en una columna de 50 mm de diámetro. Posteriormente se repitieron en una columna de 0,30 m de diámetro y 8,8 m de alto, en la planta Shefferwill (Canadá). Se realizó un demuestre espacial para calcular las variaciones de la ley de hierro a lo largo del aparato. Así se estableció que los mayores cambios en la ley en hierro del metal en la celda, sucedieron en la zona de limpieza y en la capa de espuma. Posteriormente fue probada una columna de sección cuadrada (0,457 m de lado y 0,82 m de alto) con la compañía Opemisca (Canadá). Las pruebas de flotación se realizaron con concentrados de desbaste, barrido y relaves de sulfuro. Las pruebas realizadas con los concentrados de desbaste demostraron la posibilidad de producir en columna concentrados de alta ley. De una alimentación con un 10,7 % de cobre, se obtuvieron concentrados y colas con un 27,5 % y 4,3 % de ley en cobre respectivamente. En un aparato convencional, las leyes de los concentrados respectivos son 22 % y 4,1 %.

El desarrollo de la columna de flotación canadiense se considera como el comienzo de la nueva tendencia en la flotación, con el uso de una contracorriente de pulpa y burbujas de aire.

El tipo de movimiento relativo de partículas y burbujas es el factor de mayor peso que gobierna la probabilidad de la unión burbuja/partícula, de la carga de las burbujas, del índice de flotación y del requerimiento de energía del proceso. El flujo contracorriente de burbujas y partículas permite mejores condiciones de unión burbuja-partícula y añade estabilidad al proceso. La probabilidad de la colisión burbuja-partícula está determinada, especialmente, por el valor del componente normal de la velocidad relativa, el tiempo de contacto y la magnitud de las fuerzas de inercia. La velocidad relativa de partículas y burbujas en la contracorriente es de alrededor de 10-12 cm/seg para un índice de flotación de la pulpa de 2 cm/seg, y supone un tamaño de burbuja de 1,5 a 2,5 mm. Esta velocidad relativa proporciona las mejores condiciones para la colisión, de acuerdo con los resultados obtenidos por F. Dedek. La contracorriente de pulpa y aire produce una reducción en el crecimiento de la velocidad de ascensión de la multitud de burbujas, lo que incrementa el tiempo de retención de la pulpa, reduce la necesidad de aire comprimido, e incrementa la capacidad específica del aparato. Sin remolinos y una menor turbulencia del flujo de pulpa en la columna, las fuerzas de inercia que producen la separación son insignificantes. Más aún, en una contracorriente, la probabilidad de colisión burbuja- partícula es mayor debido al gran volumen de

aireación de la celda, y al largo camino que las burbujas y las partículas deben realizar a lo largo de la columna. Y, por último, la intensidad de la mezcla longitudinal de la pulpa es menor en una columna. Todo esto nos muestra que el índice de flotación en la contracorriente es mayor que en otras direcciones de los flujos de pulpa y aire.

Otras ventajas de la columna de flotación incluyen un menor consumo de energía (al no haber elementos rotatorios), un menor coste, 3 o 4 veces menor espacio que el requerido para aparatos convencionales, un menor volumen de aireación, y la posibilidad de controlar el flujo de aire y la distribución de las burbujas según su tamaño.

Conviene recordar que la selectividad en el proceso de flotación en la columna es mayor que en aparatos convencionales, debido a un segundo enriquecimiento en la capa de espuma. Esto permite la producción de concentrados de alta ley, una reducción de depresores y la simplificación de los diagramas de flujo. Las columnas de flotación son sencillas y compactas en su diseño, no tienen partes que se muevan en un medio abrasivo, y utilizan eficientemente el espacio operativo y su volumen.

Todas estas ventajas estimularon los trabajos de investigación para el desarrollo y la introducción de estos aparatos. Column Flotation Co. de Canadá Ltd, Deister Concentrator Co. Inc, Cominco Engineering Service Ltd, y Dorfner Flotation Technique estuvieron dedicadas al desarrollo e introducción de los aparatos de flotación en columna. En la C.E.I. los trabajos de investigación y desarrollo de los aparatos de flotación en columna se realizaron en IOTT, Mekhanobr, Gintsvetmet y en otra serie de institutos.

Los buenos resultados en ensayos con columnas, incrementaron su desarrollo y motivaron los intentos de nuevos diseños de aparatos a contracorriente neumáticos en muchos países: Eslovaquia, Francia, Polonia, Gran Bretaña, India, Australia, etc.

Las Conferencias Internacionales sobre Columna de Flotación se realizaron en Arizona (EEUU) en 1988 y en Vancouver (Canadá) en 1991. Al mismo tiempo se han presentado numerosos documentos acerca de columnas de flotación en los últimos Congresos Internacionales de Procesamiento de Minerales.

El área principal de investigación en los aparatos de columna es la flotación de partículas finas. La ausencia de una mezcla intensiva de pulpa, la limpieza de los

productos situados en la zona superior al punto de alimentación, y una gran fase de espuma, permiten la producción de concentrados de grano fino de mayor ley, comparados con los aparatos convencionales.

En muchos trabajos se mencionaba que la flotación de partículas gruesas en una columna es peor que la de los aparatos de tipo impulsor, como resultado de un menor tiempo de retención de las partículas en la celda, comparado con el término medio de retención de la pulpa. Pero en un aparato neumático, en condiciones de baja turbulencia, la posibilidad de la unión burbuja- partícula y la estabilidad de la unión es mayor que en los aparatos de tipo impulsor.

En algunos casos, los aparatos en columna pueden usarse eficientemente para la flotación de partículas gruesas. Esto se verifica por los resultados de un estudio de la distribución de las partículas según su tamaño en los productos de flotación del aparato Flotaire y las columnas desarrolladas por J. Rubinstein y colaboradores con corrientes paralelas y a contracorriente de partículas y burbujas. (Pinto, 2011)

2.1.2. Flotación de minerales por espumas

La flotación por espumas es un proceso físico – químico de la concentración de minerales finamente molidos. El proceso comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas de minerales a las burbujas de aire. Tiene por objeto la separación de especies minerales, divididos a partir de una pulpa acuosa, aprovechando sus propiedades de afinidad (hidrofílico) o repulsión (hidrofóbico) por el agua. Las especies valiosas o útiles constituyen una fracción menor del mineral mientras que las especies no valiosas o estériles constituyen la mayor parte, el carácter hidrofílico o de afinidad hace que estas partículas se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa, para finalmente hundirse. El carácter hidrofóbico o de repulsión evita el mojado de las partículas minerales que pueden adherirse a las burbujas y ascender. Estas propiedades de algunos minerales tienen en forma natural, pero pueden darse o asentarse mediante reactivos de flotación. (Quiroz, 1998)

2.1.2.1. Minerales hidrofílicos

Los minerales mojables por el agua, están constituidos por: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos entre otros, que generalmente representan la mayoría de

los minerales estériles o ganga. Haciendo que se mojen y permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse. (Quiroz, 1998)

2.1.2.2. Minerales hidrofóbicos

Son aquellos minerales que no son mojables o son poco mojables por el agua, dentro de ellos tenemos: Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como: grafito, carbón bituminoso, talco y otros, haciendo de que evite el mojado de las partículas minerales, que pueden adherirse a las burbujas de aire y ascender Además se puede observar, que los minerales hidrofóbicos son aerofílicos. (Quiroz, 1998)

2.1.2.3. Proceso de flotación por espumas

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. (Quiroz, 1998)

2.1.3. Elementos de la flotación

2.1.3.1. Fase sólida

Está representada por los sólidos a separar (minerales) que tienen generalmente una estructura cristalina. Esta estructura es una consecuencia de la comparación química de las moléculas, iones y átomos componentes que son cada uno, un cuerpo completo. Los factores de importancia son los siguientes:

- a. Carácter de la superficie aireada en la ruptura del sólido (Tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces)
- b. Imperfecciones en la red cristalina
- c. Contaminantes provenientes de los sólidos, líquidos y gases. (Astucuri, 1999)

2.1.3.2. Fase líquida

El agua es el elemento en el cual se efectúa la flotación, por su abundancia y por su bajo precio.

Hay que subrayar la importancia que tienen la impureza y contaminación de las aguas naturales e industriales. La dureza del agua por ejemplo causada por sales de calcio, magnesio y sodio. Estas sales pueden cambiar la naturaleza de la flotabilidad y son casi siempre causa de consumo considerable de reactivos, formando sales insolubles.

Aparece que aproximadamente el 46 % de los enlaces es covalente y 54 % es iónico Finalmente hay que subrayar la importancia de las impurezas y contaminaciones que tiene toda agua natural o industrial. (Astucuri, 1999)

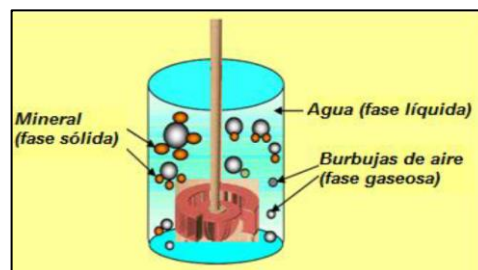
2.1.3.3. Fase gaseosa

Es el aire que se inyecta en la pulpa neumática o mecánicamente para poder formar las burbujas que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas, la función del aire en la flotación tiene distintos aspectos de los cuales los principales son:

- El aire influye químicamente en el proceso de flotación.
- Es el medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa.
- El aire es una mezcla de nitrógeno (78,10 %) y oxígeno (20,96 %) con pequeñas cantidades de dióxido de carbono (0,04 %) y gases inertes como argón y otros. (Astucuri, 1999)

Figura 5

Fases del proceso de flotación por espumas



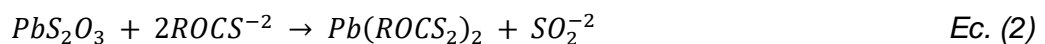
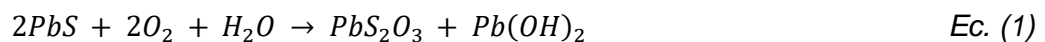
Nota: Karina Arburo-Xtrata Ccopper, 2007.

2.1.4. Flotación de minerales sulfurados: teorías de flotación

Se presentaron diversas teorías y sus posibles hipótesis, que fueron presentadas en el pasado tratando de explicar el mecanismo de acción de los xantatos en la coacción de sulfuros y tres mecanismos han sido aceptados para la explicación de la interacción mineral sulfurado/xantato y son:

2.1.4.1. Teoría química de la oxidación superficial

En medio acuoso alcalino, la mayoría de los minerales sulfurados sufren oxidación superficial. Para el caso particular de la galena, existen numerosos estudios que demuestran que la superficie estaría recubierta por especies oxidadas, especialmente tiosulfato básico de plomo. La reacción con un xantato ocurriría por mediación de esta capa oxidada, operando un mecanismo de intercambio iónico. El mecanismo propuesto puede resumirse en las siguientes reacciones: (Villachica, 1985)



2.1.4.2. Teoría de semiconductores

Esta teoría presenta una diferencia fundamental con la anterior, puesto que, la hidrofobización se atribuye a la formación de una especie oxidada del colector, un disulfuro orgánico conocido como dixantógeno, el que se formaría directamente sobre la superficie mineral.

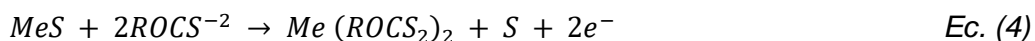
El rol del oxígeno, que es un fuerte aceptor de electrones, se interpreta en el sentido que su adsorción tomaría los electrones libres de las capas superficiales del retículo cristalino del sulfuro semiconductor, de tal forma quede semiconductor tipo -n pasaría a semiconductor tipo -p. Cuando las bandas de conducción de un sulfuro semiconductor son electrones en exceso, se habla de semiconductores tipo -n (negativos), mientras que, cuando las bandas están representadas por huecos, se tienen semiconductores tipo -p (positivos). Así,

la adsorción de especies aniónicas, como xantato, estaría favorecida sobre una especie semiconductor tipo- p.

La oxidación de xantato a dixantógeno se produciría por el paso de un electrón a la red cristalina, debido a la presencia de huecos (ausencia de electrones libres). El dixantógeno, por ser una molécula neutra, permanecería co-adsorbido físicamente en la película de colector, confiriéndole a la superficie una fuerte hidrofobización. (Villachica, 1985)

2.1.4.3. Teoría electroquímica

Según la literatura, el mecanismo más común de interacción entre xantato y sulfuros es de naturaleza electroquímica. Iones xantatos son oxidados a dixantógeno o xantato del metal, de acuerdo con una de las siguientes reacciones:



Independientemente de la trayectoria de oxidación del xantato, este proceso anódico precisa ser balanceado por una reacción catódica. Uno de los papeles importantes del oxígeno en sistemas xantato/mineral sulfurado es entregar la reacción catódica. El producto real de la Reducción de oxígeno en ambiente acuoso puede ser las reacciones de:



La primera de estas reacciones es más apropiada para describir el proceso en medio ácido (bajo acción catalítica de la superficie mineral). La segunda reacción es más realista en medio alcalino.

El mecanismo electroquímico es coherente con varias evidencias experimentales, tales como, la presencia de xantato de metal o dixantógeno, la adsorción no uniforme del colector en la superficie (debido a la diferencia de potencial entre varios puntos) y la necesidad de oxígeno para la flotación de sulfuros. (Villachica, 1985)

2.1.5. Reactivos Utilizados en Flotación

Existen tres tipos de reactivos que se emplean en el proceso de flotación: colectores, espumantes y modificadores.

Los reactivos corresponden a productos orgánicos e inorgánicos que promueven, intensifican y modifican las condiciones óptimas del mecanismo físico – químico del proceso. (Perry & Green, 1990).

- a. **Colectores:** Son agentes activadores de superficie que se adicionan en la pulpa de flotación, donde son adsorbidos selectivamente sobre la superficie de las partículas. Vuelven a la superficie hidrofóbica para que, en el equilibrio, haya adherencia entre la burbuja y partícula, y también para reducir el tiempo de inducción, así se aseguran de que ocurra la adherencia en la colisión entre las burbujas y partículas.
- b. **Espumantes:** Los espumantes son reactivos orgánicos solubles en agua que se adsorben en la interfase aire – agua. Son moléculas heteropares, con un grupo polar que da la solubilidad en agua, y un grupo hidrocarbonatado.

El espumante es necesario para formar una espuma arriba de la pulpa, que sea lo suficientemente estable para evitar la desintegración de la misma y el retorno subsecuente de las partículas a la pulpa antes de que ella sea removida. Es importante mencionar que la espuma se tiene que desintegrar rápidamente una vez que se remueve, ya que, de no ser así, se tienen problemas en el bombeo de la pulpa y en los subsecuentes pasos del procesamiento.

Otro requisito importante de un espumante es que no se adsorba sobre las partículas minerales, si un espumante actuara como colector, se reducirá la

selectividad del colector en uso. Algunos colectores como los ácidos grasos, exhiben ciertas propiedades espumantes. Sin embargo, para lograr un buen control de la planta debe minimizarse la interacción del agente espumante como colector.

Los alcoholes y compuestos afines, tales como los éteres de glicol, tienen gran utilidad como espumantes, debido en gran parte a su incapacidad para adsorberse sobre las partículas minerales, por lo que no actúan como colectores. Los alcoholes aromáticos procedentes de fuentes naturales, como el aceite de pino o el ácido cresílico, se han utilizado extensamente. Los espumantes sintéticos se emplean mucho en la actualidad, tienen la ventaja de poseer una composición estrechamente controlada, lo cual ayuda a mantener la estabilidad de la operación de la planta. El metil isobutil carbonil (MIBC) y los ésteres de polipropileno glicol están en esta categoría de espumantes.

Cualquier compuesto que se adsorba en la interfase aire – agua tiene propiedades espumantes como resultado del agotamiento de iones que ocurre en la interfase.

Los espumantes se adicionan con el objetivo de:

- Estabilizar la espuma.
- Disminuir la tensión superficial del agua.
- Mejorar la cinética de interacción partícula – burbuja.
- Disminuir el fenómeno de unión de dos o más burbujas (coalescencia).

Además, el espumante debe reunir las siguientes condiciones:

- Formar espuma de duración y persistencia para soportar la carga del mineral.
- Producir espuma agregando la cantidad más pequeña posible.
- Dispersarse en la pulpa completa y fácilmente.
- La espuma formada deberá deshacerse fácilmente una vez retirada de la máquina de flotación, favoreciendo de este modo un fácil transporte de la misma.

c. Modificadores: Existen algunos componentes químicos que actúan como modificadores en el proceso de flotación.

- Activadores: Éstos se emplean para hacer que la superficie del mineral acepte fácilmente una capa de colector.
- Reguladores de pH: Reactivos químicos como la cal, la sosa cáustica, el ácido sulfúrico y sosa ceniza, se emplean para controlar o ajustar el pH, el cual es un factor crítico en muchos procesos de flotación.
- Depresores: Son los reactivos que auxilian a la selectividad del proceso, ya que pueden fácilmente desactivar el efecto hidrofóbico de ciertas partículas en un punto específico dentro del proceso.
- Dispersantes o Floculantes: Son de gran importancia en el control de partículas finas o ultrafinas (lodos), debido a que estos pueden interferir en el proceso de flotación o bien elevar el consumo de reactivos.

2.1.6. Flotación Industrial

La flotación de minerales se realiza con el fin de separar la especie valiosa de otras que la acompañan. La especie valiosa llega alcanzar su máxima ley posible, disminuyendo las pérdidas en los desechos del circuito.

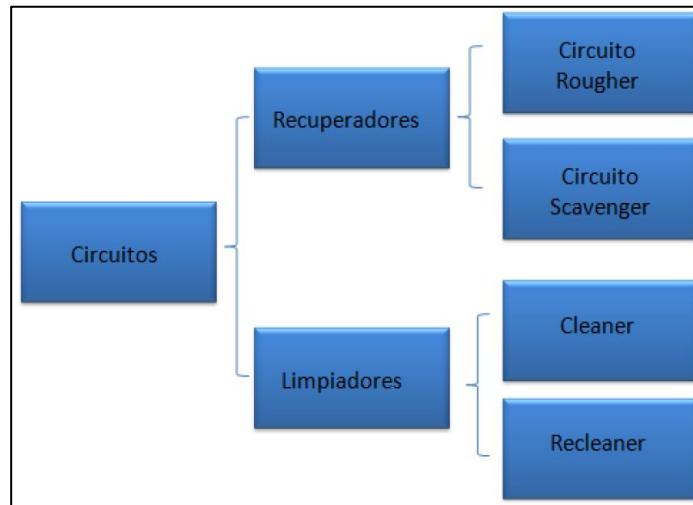
Ley es el contenido de la especie de interés en un determinado producto del circuito (relave o concentrado), después del proceso de concentración.

Etapas de la Flotación de Minerales

Las etapas de flotación son las siguientes:

Figura 6

Etapas de Flotación

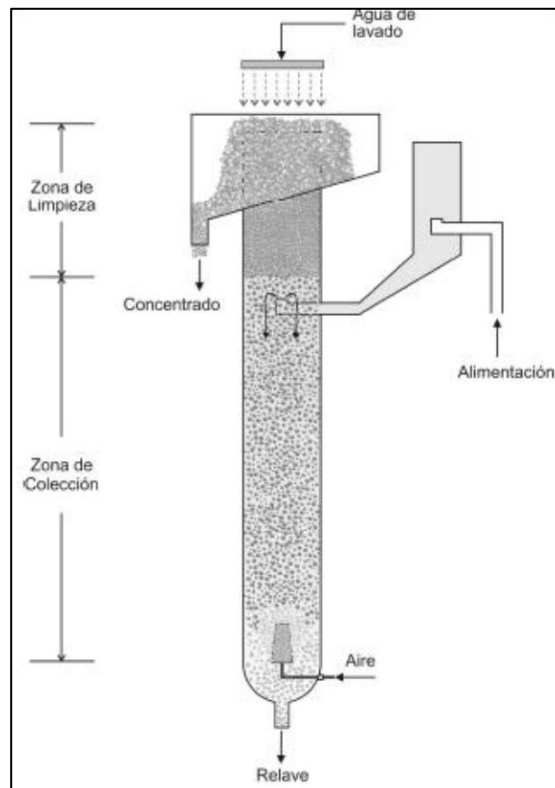


Nota: Allendes, A. M. (2009)

- a. **Etapa Rougher:** Es la primera de las etapas en un circuito de flotación y sirve para realizar la primera concentración de la especie valiosa, privilegiando recuperación sobre selectividad. Dado que esta es la primera etapa en un circuito, es allí donde se obtiene la recuperación que más influye sobre el circuito global. En esta etapa, debido al gran volumen de flujo que tratan, normalmente se usan equipos (celdas) de gran volumen.
- b. **Etapa Scavenger (Barrido):** Como la etapa Rougher, esta etapa es eminentemente recuperadora ya que busca capturar las partículas del mineral valioso que no han sido posibles de concentrar en las etapas finales del circuito. Debido a que sólo tratan una parte del flujo, en este circuito normalmente se usan equipos (celdas) más pequeños que en el circuito Rougher. También, a menudo, los concentrados de esta etapa tienen que ser molidos antes de pasar a la concentración final.
- c. **Etapa Cleaner (Limpieza):** El objetivo de este circuito es de concentración de la especie valiosa más que recuperador de la misma. Si no hay una etapa posterior de limpieza, en este circuito se obtiene el concentrado final de la flotación. Para realizar esta tarea de limpieza, normalmente se utilizan columnas de flotación (Figura 7).

Figura 7

Columna de Flotación



Nota: Pinto, D.A. (2011)

La tecnología de flotación columnar ha logrado una amplia aceptación en la industria de procesamiento de minerales por las ventajas que ofrece sobre los equipos de flotación convencional en las etapas Cleaner y Recleaner.

- d. Etapa Recleaner:** Como en la etapa anterior, en esta etapa se busca realizar una concentración de la especie valiosa, por lo que es necesario contar con re-limpieza cuando la etapa anterior no es capaz de concentrar por sí misma la especie valiosa ya sea por capacidad o por espacio. Si existe, en esta etapa se consigue el concentrado final del circuito. Al igual que en la etapa de limpieza, normalmente los equipos que componen esta etapa son celdas de tipo columnar.

2.1.7. Variables Operacionales en Flotación

Algunas de las variables más importantes en el proceso de flotación son:

- a. **Granulometría.** Adquiere gran importancia debido a que la flotación requiere que las especies minerales útiles tengan un grado de liberación adecuado para su concentración. El rango de molienda a ser evaluado estará fuertemente influenciado por el análisis microscópico de las diferentes fracciones granulométricas.
- b. **Tipo de reactivo.** Los reactivos se clasifican en colectores, espumantes y modificadores. La eficiencia del proceso dependerá de la selección de la mejor fórmula de cada uno de los reactivos.
- c. **Dosis de reactivo.** La cantidad de reactivos requerida dependerá de las pruebas metalúrgicas preliminares y del balance económico desprendido de la evaluación de los consumos. Además, los puntos de adición dependerán de la asociación de minerales, calidad del agua y tipos de colectores que sean evaluados. Los puntos óptimos de adición se hacen más evidentes después de hacer algunas pruebas y evaluar los resultados metalúrgicos.
- d. **Densidad de pulpa.** Existe un porcentaje de sólidos óptimo para el proceso que tiene influencia en el tiempo de residencia del mineral en los circuitos. La alta viscosidad de la pulpa inhibe la dispersión del aire y una buena formación de la burbuja, lo que afecta adversamente las recuperaciones.
- e. **Aireación.** La aireación permitirá aumentar o retardar la flotación en beneficio de la recuperación o de la ley, respectivamente.
- f. **Regulación de pH.** La flotación es sumamente sensible al pH. El carácter ácido o básico de la pulpa tiene gran importancia pues de él depende el rendimiento de la flotación. La flotación se realiza generalmente en medios ligeramente ácidos o alcalinos, con pH que varía entre 4 y 10.
- g. **Tiempo de residencia.** El tiempo de residencia dependerá de la cinética de flotación del mineral, de la cinética de los reactivos, del volumen de las celdas, del porcentaje de sólidos en la pulpa en las celdas y de las cargas circulante.

h. Calidad de agua. En las plantas la disponibilidad de agua es un problema. Normalmente se utiliza el agua de recirculación de espesadores que contienen cantidades residuales de reactivos y sólidos en suspensión, con las consecuencias respectivas derivadas de este flujo de recirculación.

2.1.8. Equipos de Flotación

Los equipos que se han desarrollado a lo largo de 100 años desde el inicio de la flotación han sido muchos y variados. Los equipos deben de cumplir con los siguientes puntos:

- Deben de mantener las partículas en suspensión.
- Asegurar que todas las partículas que entren al aparato tengan la misma oportunidad de ser flotadas.
- Dispersar burbujas finas de aire en el seno de la pulpa.
- Promover el contacto burbuja – partícula.
- Proporcionar una región de quietud inmediatamente debajo de la espuma.
- Proporcionar un espesor suficiente de espuma para permitir el drenaje de las partículas atrapadas.

Básicamente los aparatos de flotación se dividen en dos grupos, los mecánicos y los neumáticos.

2.1.8.1. Equipos Mecánicos.

Las máquinas de flotación mecánicas del tipo celda son las de uso más común en la flotación de minerales. Cada máquina (una celda de flotación individual) tiene un impulsor que gira dentro de mamparas. Se introduce aire a través del impulsor para proporcionar buena dispersión y suficiente mezclado para dar origen a las colisiones entre partículas y burbujas que son el pre – requisito esencial para la adherencia de partículas a las burbujas. El aire puede admitirse a través de la flecha del impulsor o de un tubo vertical situado en torno a la flecha por la succión creada en el impulsor, en cuyo caso el régimen de aireación está limitado por el diseño y la velocidad del impulsor, o bien puede introducirse a presión. Este último procedimiento se ha usado durante muchos años en las máquinas de flotación Agitair (Figura 5-a) para separaciones por flotación en las que se requiere un espumado más intenso. También se ha

visto favorecido más recientemente porque permite utilizar el régimen de aireación como una variable en el control automático de las operaciones de flotación.

El diseño del impulsor y de las mamparas de dispersión varía considerablemente de una máquina a otra. En cada máquina se requiere una región de gran turbulencia para favorecer el contacto entre partícula y burbuja, pero también una zona de quietud adyacente a la capa de espuma en la cual puedan elevarse las burbujas cargadas de mineral sin separación turbulenta de las partículas que van adheridas a la superficie de la burbuja. Las diferencias de diseño que se usan para crear estas regiones pueden verse en la Figura 8.

Figura 8

Ejemplos de celdas de flotación mecánica



Nota: a) Celda Agitair, b) Celda de flotación Denver, c) Celda de Outokumpu y d) Celda de flotación Wemco. Gallegos, P. M.(s.a.)

La descarga del producto espumoso en las máquinas de flotación mecánicas del tipo celdas puede efectuarse ya sea por derrame directo o con la ayuda mecánica de paletas desespumadoras. El flujo de pulpa tiene lugar de una celda a la siguiente, con un vertedero de derrame entre celdas, una mampara

parcial o sin mampara alguna entre celdas. El primer arreglo de mezclado es cercano a la perfección, mientras que en los dos últimos, pueden ocurrir desvíos en corto circuito y aun retro mezclado entre celdas.

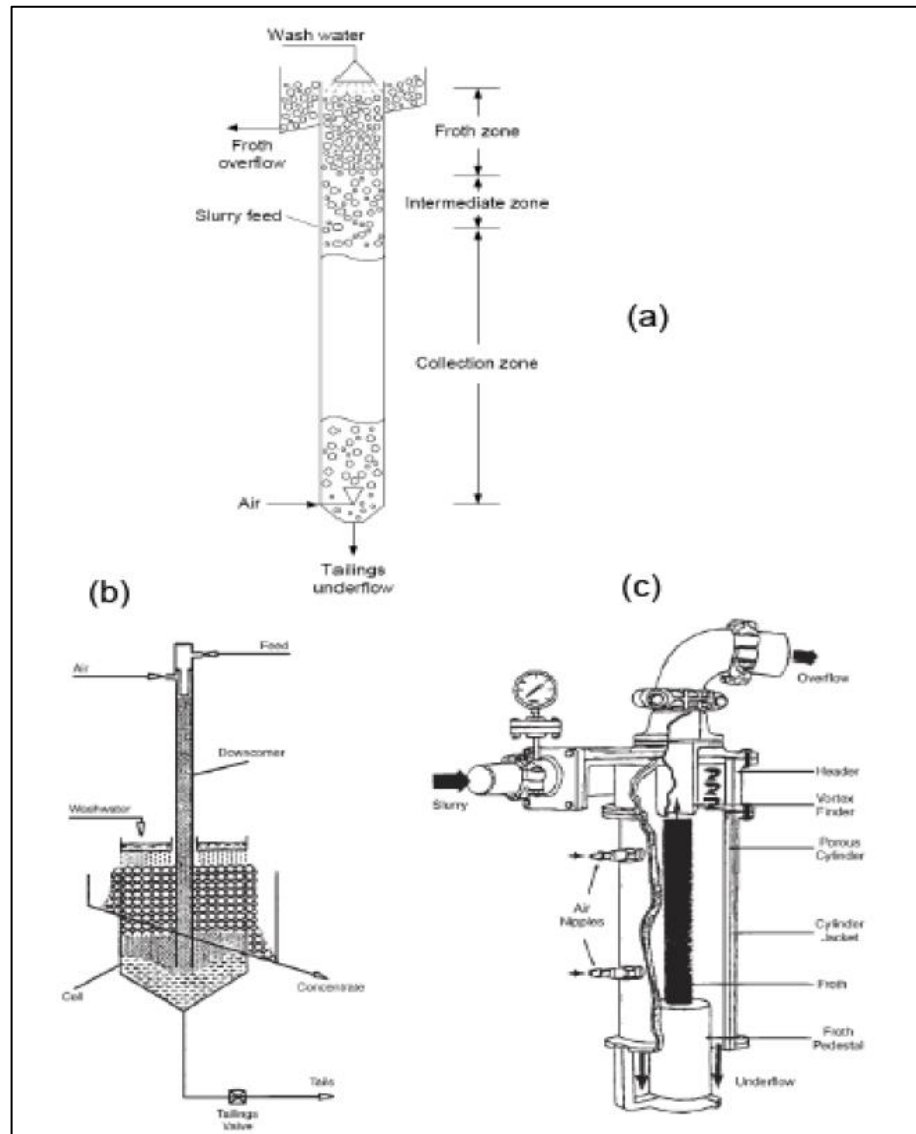
2.1.8.2. Equipos Neumáticos.

En las máquinas de flotación neumáticas, tanto del tipo celda como de tanque, el mezclado de aire y la pulpa se efectúa en boquillas de inyección (Figura 9). En las columnas de flotación, las partículas se introducen en forma de pulpa y se introducen al reactor a 1/3 del rebose. Las partículas descienden en contracorriente con un enjambre de burbujas que se generan en el fondo de la columna de flotación. Adicionalmente se emplean rociadores en la parte superior de la columna para “limpiar” la espuma de partículas hidrofílicas atrapadas en la espuma. Es importante mencionar que este tipo de aparatos se emplean en las etapas de limpia de los circuitos de beneficio de minerales, ya que la calidad de los concentrados es superior a los obtenidos con celdas mecánicas.

También se emplean otros métodos para introducir aire a la pulpa, aunque están restringidos en general a aplicaciones externas al área tradicional del procesamiento de minerales, como por ejemplo el tratamiento de los efluentes industriales. La flotación por aire disuelto implica la disolución de aire (u otro gas) en el líquido estando bajo presión, seguida de la precipitación de burbujas sobre las partículas finas al regresar a la presión atmosférica. En la flotación a vacío, se satura el líquido con aire a la presión atmosférica, y luego se aplica vacío para lograr el mismo resultado descrito anteriormente. Un tercer método es la electroflotación, en la cual se generan burbujas de gas por electrólisis.

Figura 9

Variaciones del diseño básico de la columna de flotación

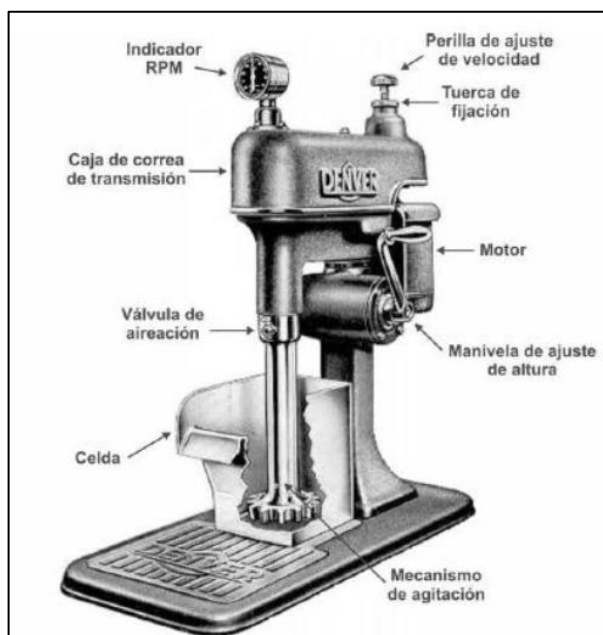


Nota: a) Columna de Flotación, b) Celda Jameson, c) Hidrociclón con difusor de aire. Gallegos, P. M. (s.a.)

En el diseño inicial de un proceso se requieren pruebas de flotación en laboratorio, así como también para mejorar el proceso durante la vida de la planta y para optimizar continuamente el proceso al ocurrir cambios en la ley o la mineralogía del mineral. La mayoría de las pruebas se efectúan en celdas de flotación aislada, las cuales aceptan entre 500 y 2000 g de mineral. En la Figura 10, se muestra una de las celdas más empleadas en los laboratorios.

Figura 10

Celda de Flotación Denver empleada en laboratorios metalúrgicos



Nota: Gallegos, P. M. (s.a.)

2.2. Flotación en Columna

2.2.1. Antecedentes Generales

Esta técnica fue patentada a principios de 1960 por Boutin y Tremblay. Las primeras descripciones de la columna y las primeras pruebas de aplicación industrial fueron hechas por Wheeler (1996) y Boutin y Wheeler (1967). Considerando el número de variaciones algunas veces este diseño es llamado columna "canadiense", ahora puede llamarse columna "convencional" (*Finch y Dobby, 1990*).

Se han realizado investigaciones para la flotación de minerales de cobre y molibdeno; en Chile, en la década de los noventa, se incorporaron columnas para la flotación de estos minerales (Castro, 2002). Recientemente, en Estados Unidos, Australia y algunos países de Sudamérica se han realizado investigaciones y aplicaciones comerciales sobre este nuevo proceso, principalmente para procesar sulfuros de cobre – molibdeno, óxidos de hierro, carbón y grafito.

En las investigaciones que usan dispositivos en columna en particular, se ha desarrollado una estrategia que puede ser implementada en la recuperación de minerales de intervalo de tamaño fino (Kremena y Metodi, 2002: 85-88) y ultrafino,

combinando elementos de fisicoquímica de superficies tradicionales con elementos de la mecánica de fluidos, relacionados principalmente con la disminución de la turbulencia en las celdas de flotación. Esta es una nueva técnica que emplea el principio del flujo a contracorriente entre burbujas de aire y la pulpa; allí las partículas que descienden de la parte superior (alimentación) colisionan con las burbujas que ascienden de la parte inferior (distribuidores de burbujas). Muchos investigadores reconocen la importancia de usar burbujas de aire pequeñas para incrementar la recuperación de partículas finas. Para producir burbujas de aire pequeñas, con frecuencia es necesario usar espumantes más fuertes, que a su vez hacen difícil controlar la espuma que desciende.

Es importante señalar que, además de la geometría (relación altura/diámetro), existe dos características adicionales que distinguen la columna de otros dispositivos usados en flotación; el sistema de generación de burbujas; y el uso de una ducha (*wash wáter*) (Cruz, 1997; Finch y Dobby, 1990). En la flotación convencional se usa agitación mecánica con un gasto de energía; además, las burbujas se desplazan en la misma dirección y velocidad que las partículas, por lo que estas no se unen con facilidad (Gaceta UNAM, 1996). Los mismos principios de fisicoquímica de superficie que se aplican a la flotación en celdas convencionales son válidos para la flotación en columna.

La efectividad del trabajo con máquinas de flotación depende de las condiciones en la dispersión de aire (Kremena y Metodi, 2002: 85-88). El método de generación de burbujas es una de las principales diferencias entre las columnas de flotación y las celdas convencionales, dado que las primeras no utilizan agitación mecánica para suspender las partículas y dispersar el aire, haciéndolas más eficientes en energía y menos costosas de mantener

Existen otras ventajas de la flotación en columna frente a las celdas mecánicas y neumáticas, entre las cuales se destacan (Cruz, 1999; Pitta, 2002):

- Instalación rentable.
- Menor costo de instalación y operación.
- Menor consumo de energía para la generación de burbujas (no requiere de *impellers*).
- Menor ocupación de espacio.

El movimiento de partículas y burbujas es un factor importante que determina la velocidad de la flotación y el consumo de energía del proceso. Las fuerzas inerciales

que destruyen el complejo partícula – burbuja en la columna son insignificantes; esto se encuentra asociado con la ausencia de un dispositivo de agitación y flujo de pulpa baja turbulencia (*Kremena y Metodi, 2002: 85-88*).

El incremento de la actividad de la flotación por burbujas de aire está asociado al aumento de su tiempo de acondicionamiento, es decir, al intervalo entre el momento de flotación y mineralización de la burbuja.

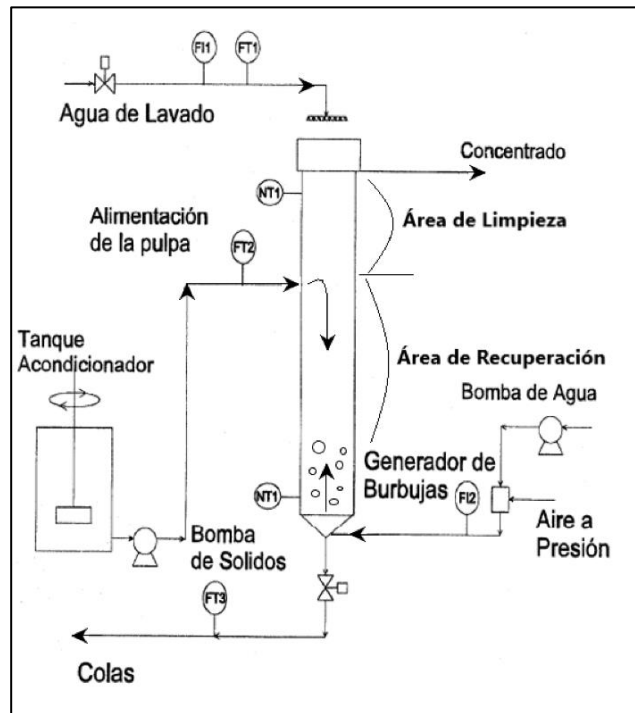
2.2.2. Descripción de la Columna de Flotación

La flotación en columna, contrariamente a la flotación convencional, opera en un sistema a contracorriente con las burbujas de aire elevándose a través de un corriente descendente de pulpa y agua de lavado. La altura de las columnas de flotación industrial mide alrededor de 13 metros y su sección transversal varía entre 0,3 y 2,0 metros (cuadrada o circular). El tamaño estará determinado principalmente por las necesidades de operación, así como las características del mineral a beneficiar. En las columnas la ausencia de agitación permite que los sólidos fluyan uniformemente y el contacto sólido – gas se realice a contracorriente a través de toda la sección de flotación. en todo el trayecto, cada partícula y burbuja aprovechan productivamente su tiempo de residencia. Esta puede ser una explicación de porque las celdas convencionales requieren alrededor de ocho veces más aire por pie cubico que el necesario en columnas.

La figura 11, muestra la ubicación física de los instrumentos de control en la columna donde FT1 es el transmisor de flujo de agua de lavado, FT2 es el transmisor de flujo de alimentación. FT3 es el transmisor de flujo de colas, FI 1 es el indicador de flujo de agua de lavado, FI 2 es el indicador de flujo de aire, NT1 es el transmisor de nivel superior, y por último NT 2 que es el transmisor de nivel inferior.

Figura 11

Representación esquemática de la columna de flotación con algunos de sus accesorios.



Nota: Rubinstein, 1997.

La columna de flotación, de acuerdo a su funcionamiento se divide en dos zonas; zona de recuperación o flotación y zona de limpieza.

Zona de Recuperación. También conocida como zona de colección. Esta zona está limitada en la parte superior por el punto de alimentación de la pulpa y en la parte inferior por el punto de descarga de las colas. Aquí se tiene un flujo a contracorriente entre la pulpa alimentada que desciende, las burbujas de aire que ascienden como se muestra.

En la figura 9-b, las partículas del mineral se ponen en contacto con estas burbujas de aire producidas por un generador de burbujas en la base de la columna. Las partículas con carácter hidrofóbico (flotables) chocan con las burbujas adhiriéndose a ellas, para después ser transportadas hasta la parte superior en dirección a la zona de limpieza. El material hidrofílico (no flotante) desciende en régimen cercano al flujo tipo pistón a lo largo de la columna y son retirados como colas por la base de la columna.

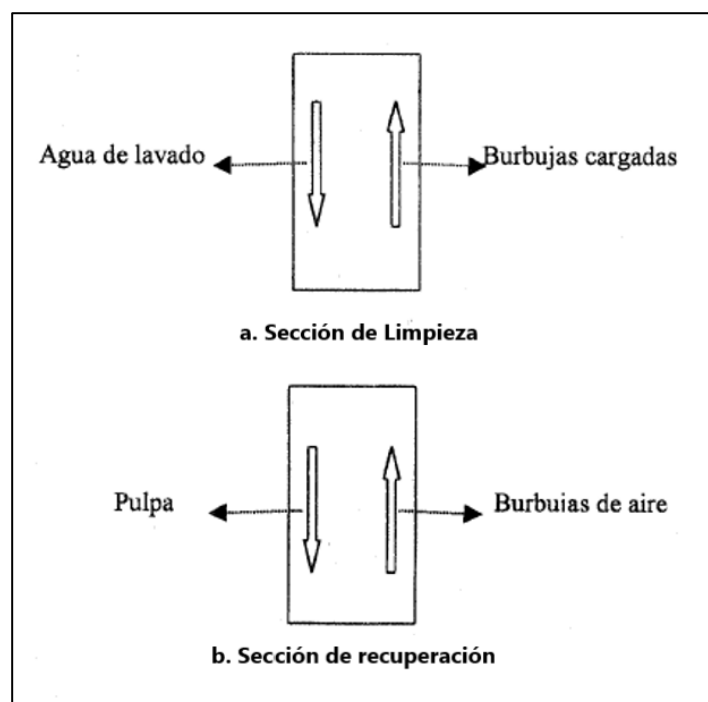
Zona de limpieza. Como se aprecia en la figura 9-a, el flujo a contracorriente en la zona de limpieza está constituido por burbujas ascendentes cargadas de mineral proveniente de la zona de recuperación y agua de lavado en forma de lluvia suave proveniente del distribuir de agua de lavado situado en la parte superior de la columna. La zona de limpieza se caracteriza por el flujo de agua de lavado que desciende, bañando completamente a las burbujas de aire que ascienden, eliminando a las partículas que no está adheridas a ellas.

Esta es una razón por lo cual es necesaria el agua de lavado, otra razón es para mantener un balance de agua en la columna, ya que el concentrado que se descarga lleva consigo agua la cual se compensa mediante la adición de agua de lavado. A este balance de agua se le llamada sesgo (bias).

La velocidad de descenso del agua es mayor que la velocidad del ascenso de la burbuja por lo que las partículas de ganga descienden por el movimiento impartido por el flujo de agua.

Figura 12

Flujos a contracorriente en las secciones de limpieza y recuperación.



Nota: Rubinstein, 1997.

2.2.3. Forma de la Columna de Flotación

La celda columna se caracteriza por su forma rectangular, cuadrada o redonda con poco diámetro y una gran altura. Prevalece la forma redonda; las formas cuadradas y rectangulares requieren fierro material extra, lo que representa un gasto adicional.

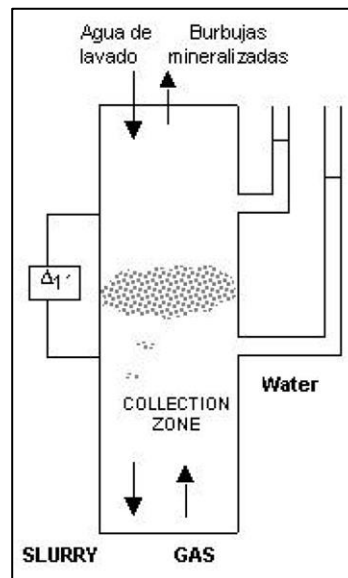
2.2.4. Aireación de la Columna de Flotación

El sistema de inyección de aire es la parte fundamental de la celda y se realiza mediante inyectoros internos o externos que buscan mejorar la producción del enjambre de burbujas y el tamaño de las mismas; así, por ejemplo, se han usado inyectoros cerámicos, tubos perforados, cubiertos con lonas de filtro y últimamente el generador de burbujas desarrollado por el Bureau de Minas de Estados Unidos. El sistema consiste en la disolución de aire en agua alimentados convenientemente a una cámara pequeña que contiene gravas, de preferencia de canto rodado, a presiones que fluctúan entre 60 a 70 PSI. También es importante del burbujeador microcel de Process Engineering Resources, Inc., que en un mezclador estático para disponerse fuera de la columna formando microburbujas que van desde 100 a 600 micras. Finalmente, podemos mencionar los *slam jet sparger* de Canadian Process Technologies de regulación automática de gas, que trabajan fuera de la columna y son diseñadas para fácil instalación y mantenimiento en línea.

El control de aire en la celda se hace midiendo el tiempo de este en el interior de la misma, lo que en ingles se llama *holpup*, que se define como la fracción de aire presente en la pulpa de cualquier celda de flotación expresada en porcentaje y se determina fácilmente implementando dos visores; uno de la parte inferior y otro en la parte superior de la columna (Figura 10), deduciendo que la diferencia de niveles a través de dichos visores debe ser proporcional al aire contenido dentro de la celda.

Figura 13

Medida de la presión del gas y dirección de flujo en celda columna.



Nota: Azareño, A. & at. s/a.

2.2.5. Agua de Lavado

En la celda – columna el agua de lavado tiene funciones muy importantes:

- Formar el bias.
- Mantener el nivel de pulpa y espuma.
- Limpiar el concentrado.
- Lubricante de las partículas minerales,

El bias es la relación que hay entre el flujo del relave y el flujo de alimentación; este valor es igual o mayor que la unidad por adición de agua de lavado.

2.2.6. Diseño de Columna de Flotación

Las ventajas tanto en el proceso como en el diseño promovieron el desarrollo de un gran número de tipos de aparatos de columna. Hay distintas aproximaciones para la clasificación de los diseños existentes, la primera de ellas es en función de la dirección de la pulpa y de la corriente de aire.

Una gran mayoría de columnas de flotación operan en un régimen de contracorriente: la alimentación se realiza en la zona superior (normalmente a una profundidad de 1/3 a 1/5 de la altura total de la columna), y las colas de descarga (partículas hidrófilas que se hunden) se evacúan por la parte inferior de la columna. Se desarrollan aparatos que combinan corrientes paralelas y contracorrientes de pulpa y aire. También hay columnas que introducen el aire y la pulpa en la parte inferior de la celda, y cuyas colas también se descargan en la parte inferior de la celda. Este tipo puede ser considerado como de corriente paralela; aunque el flujo ascendente se debe únicamente al líquido atrapado entre las burbujas y a los procesos de circulación.

Existen tanto aparatos monoceldas como multiseccionales; los últimos se subdividen en dos grupos: columnas con corrientes paralelas de pulpa y flujo de aire y aquellas que combinan secciones de corriente paralela y contracorrientes. Las columnas que poseen diferentes tipos de inyectores pueden ser consideradas en un grupo aparte.

Exceptuando lo dicho anteriormente, otras diferencias incluyen opciones de diseño para los elementos principales de los aparatos como son los difusores de aire, distribuidores de la alimentación y en el interior de la celda, boquillas de lavado, incluyendo también sistemas de procesamiento de datos, monitorización y control.

2.2.7. Comparación entre Columnas y Celdas Convencionales

- a) **Efecto de filtro.** En celdas convencionales parte del proceso de limpieza, se realiza la interfase pulpa – espuma mediante el drenado de la ganga por gravedad. Cuando la espuma es muy consistente o la proporción de material flotable es alta gran parte de las impurezas quedan atrapadas en la cama de espuma por efecto del filtro que se presenta. En las columnas, la acción del agua de lavado permite obtener una cama de espuma en la cual las burbujas están separadas, evitando la acción de filtro y a su vez aumenta la acción limpiadora desplazando la ganga hacia abajo.

- b) **Efecto de sólidos coloidales.** En celdas convencionales el agua presente en concentrados normalmente contiene ganga en suspensión que no sedimenta durante la acción de drenado. En columnas, toda el agua que

flota con el concentrado es reemplazada por agua fresca con la cual el concentrado final no contiene ganga coloidal.

- c) **Efecto del porcentaje de sólidos.** En la práctica se observa que para obtener concentrados de alta ley en celdas convencionales la limpieza debe efectuarse a bajo porcentaje de sólidos o en su efecto aumentar el número de etapas. A mayor número de limpiezas el volumen requerido aumenta. En columnas la limpieza puede realizarse con alto porcentaje de sólidos sin que se deteriore la ley del concentrado final en virtud del mecanismo de acción de la sección de limpieza.

2.2.8. Ventajas y Desventajas de una Columna de Flotación

Las ventajas son las siguientes:

- a. **Control.** Las columnas deben de estar automatizadas con lo cual la operación es constante y permite tener un estricto desempeño mediante la interfase computadora – proceso. Las celdas convencionales también pueden automatizarse, pero por requerir varias etapas, el costo es mayor. Por ejemplo, una columna de limpieza puede reemplazar de 3 a 8 etapas de limpieza de celdas convencionales.
- b. **Metalurgia.** El control automático y el principio de operación generan leyes altas en concentrados y mayor recuperación de finos.
- c. **Capacidad.** En las columnas los minerales flotan más rápido y a mayor porcentaje de sólidos, requiriendo menor volumen con relación a celdas convencionales.
- d. **Consumo de energía.** En las columnas no hay partes móviles y el único consumo de energía es el aire comprimido, el cual varía entre 10 y 15% de lo usado en celdas convencionales.
- e. **Espacio.** Por su construcción vertical las columnas requieren poco espacio y hasta es posible colocarlas sin edificio. Por ejemplo, una columna de 1,83 m de diámetro por 13,8 m de altura con capacidad para tratar 2000 TPD (Toneladas

por día), ocupa un área de aproximadamente 12 m². Con celdas normales el área sería alrededor de 100 m².

- f. **Mantenimiento.** Por la ausencia de partes móviles el mantenimiento es mínimo y solo se concreta a la instrumentación y al sistema de aireación.
- g. **Costos de operación.** Por efecto del control automático y la factibilidad de operar con altos porcentaje de sólidos, las columnas pueden ahorrar reactivos.
- h. **Costos de adquisición.** En términos muy generales, el costo de un pie cubico de una columna de flotación representa aproximadamente un 70% del costo de un pie cubico en una celda mecánica.

Las desventajas son:

- a. **Flexibilidad.** La poca flexibilidad para modificar el circuito.
- b. **Repercusiones en operación.** Los problemas que se pudieran presentar cuando hay fallas para la operación.
- c. **Control.** La necesidad de control automático para tener una operación estable.

2.3. Marco Legal

En el Perú se rige con diversas normas minero metalúrgicas y ambientales; para los diferentes sectores del estado; para desarrollar toda actividad que pudiera contaminar al medio ambiente; específicamente el sector minero metalúrgico cuenta con normas legales generales, específicas y otras que están de alguna forma relacionadas; con el único objetivo de cuidar la calidad ambiental del área de un proyecto y sus alrededores; generalmente las empresas mineras en todas sus dimensiones y actividades; forman un comité de medio ambiente integrados por las poblaciones involucradas en forma directa e indirecta, junto a sus autoridades y los representantes de la empresa minera; cuya función principal es monitorear, los principales componentes del medio ambiente (agua, aire, suelos y social).

Presentamos de manera resumida la normativa legal:

2.3.1. Normatividad General

- Constitución Política del Perú de 1993.
- Ley Marco para el Crecimiento de la Inversión Privada – Decreto Legislativo N° 757.
- Ley General del Ambiente – Ley N° 28611.
- Ley General de Salud – Ley N° 26842.
- Ley General de Residuos Sólidos – Ley N° 27314.
- Ley Forestal y de Fauna silvestre – Ley N° 27308.
- Ley General del Patrimonio Cultural de la Nación – Ley N° 28296.
- Decreto Legislativo N° 1065 que modifica la Ley N° 27314 Ley General de Residuos Sólidos.
- Reglamento de Ley General de Residuos Sólidos – Decreto Supremo N° 057-2004-PCM y que Regula de Transporte Terrestre de Materiales y Residuos Peligrosos – Ley N° 28256.
- Reglamento Nacional de Transporte de Materiales y Residuos Peligrosos – Decreto Supremo N° 021-2008-MTC.

2.3.2. Legislación Aplicable a las Actividades Minero – Metalúrgicas

- Texto Único Ordenado de la Ley General de Minería (TUO), D.S. N° 014- 92-EM y sus modificatorias.
- Reglamento de Protección Ambiental en las Actividades Minero Metalúrgicas – Decreto Supremo N° 016-93-EM.
- Ley N° 27651: Para la Formalización y Promoción de la Pequeña Minería y la Minería Artesanal.
- D.S. N° 013-2002-EM: Reglamento de la Ley de Formalización y Promoción de la Pequeña Minería y la Minería Artesanal.
- Ley N° 28090. Que Regula el Cierre de Minas y su Reglamento Para el Cierre de Minas D.S. N° 033-2005-EM, Modificado Por El D.S. N° 045- 2006-EM.
- Lineamientos para la elaboración de planes de contingencia a emplearse en actividades minero metalúrgicas relacionadas con la manipulación de cianuro y otras sustancias tóxicas o peligrosas – Resolución Directoral N° 134-2000-EM/DGM.
- Reglamento de Participación Ciudadana en el Subsector Minero Decreto Supremo N° 028-2008-EM–Decreto Supremo N° 028-2008-EM.

- Resolución Ministerial N° 304-2008-MEM-DM que Regula el Proceso de Participación Ciudadana en el Sub Sector Minero.

2.3.3. Estándares de Calidad Ambiental y Límites Máximos Permisibles

- Reglamento de Estándares Nacionales de Calidad Ambiental del Aire– Decreto Supremo N° 074-2001-PCM.
- R.M. N° 315-96-EM/VMM. NMP De Elementos y Compuestos Presentes en Emisiones Gaseosas Provenientes de Las Unidades Minero – Metalúrgicas.
- Límites Máximos Permisibles de Emisión de Efluentes Líquidos– Decreto Supremo N° 010-2010-MINAM. del 20 agosto de 2010.
- Estándares de Calidad Ambiental para el Ruido – Decreto Supremo N° 085-2003-PCM.
- Estándares Nacionales de Calidad de Agua – Decreto Supremo N° 002-2008-MINAM.
- Estándares de Calidad Ambiental para Aire – Decreto Supremo N° 003-2008-MINAM.

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE ESTUDIO

3.1. Delimitación del Estudio

El diseño de la columna de flotación, se obtiene mediante los antecedentes bibliográficos y empresas dedicadas a la consultoría metalúrgica.

La construcción de la columna de flotación, se realizó en el Taller Electromecánico “HOLGER K. HANSEN”, además se realizaron las pruebas hidráulicas de funcionamiento, para las correcciones oportunas.

La caracterización, evaluación y recolección de datos se realizaron en los ambientes del Laboratorio de Procesos Metalúrgicos y del Laboratorio de Transferencia de Masa de la FIQM – UNSCH.

3.2. Nivel y tipo de Investigación

El trabajo de investigación desarrollado es **descriptivo** y de tipo **experimental – cuantitativo**, que nos permitirá determinar una relación óptima entre la longitud – diámetro de una columna de flotación; para esto se debe conocer las variables que intervienen en el proceso, y mediante el análisis de datos obtenidos de la

experimentación, construir un modelo matemático experimental acorde a la etapa del proceso en estudio.

3.3. Población y Muestra

3.3.1. Población

La población referida para las pruebas experimentales son muestras de minerales sulfurados, que están compuestos esencialmente por galena, esfalerita, calcopirita, cobre gris, enargita, pirita, calcita, fluorita y cuarzo estos cuatro últimos considerados minerales de ganga; proveniente del yacimiento Catalina Huanca - veta principal, que abastece a la Planta de Beneficio "San Jerónimo".

3.3.2. Muestra

La muestra recolectada proviene de la tolva de alimentación de la planta de beneficio, obteniendo un total de 100 kg, y llevadas al Laboratorio de Procesos Metalúrgicos de la UNSCH para su preparación.

3.4. Técnicas e Instrumentos de Recolección de Datos

3.4.1. Técnicas de recolección de datos

Se emplearon técnicas de muestreo, con la finalidad de obtener un compósito que será la muestra representativa, llegar a evaluar las variables que influyan en la etapa de flotación y en el diseño experimental.

3.4.2. Técnicas de procesamiento de datos

Los datos obtenidos de la parte experimental se procesaron en una hoja de MS Excel para obtener tablas que corresponden a la interacción de las variables del proceso; al interpretar y verificar lo obtenido, se buscan correlaciones y líneas de tendencia para descartar resultados innecesarios.

3.4.3. Técnicas de análisis de datos

Usando los softwares como el MS Excel y Minitab19 como herramienta de soporte estadístico en el análisis de datos, con la finalidad de correlacionar los datos obtenidos de la parte experimental, el grado de significancia entre las variables

seleccionadas del proceso; que finalmente darán correlaciones para ser expresadas en un modelo matemático.

3.4.4. Instrumentos de recolección de datos

Los instrumentos que se emplearon para el desarrollo del trabajo de investigación son las siguientes:

- Recipientes para recolección de muestra, como vasos de precipitados, probetas, y otros.
- Medidores de flujo, rotámetros y otros instrumentos.

3.5. Materiales de Laboratorio, Equipos y Reactivos

Se detallará los diversos materiales, equipos y reactivos para los diferentes procedimientos del trabajo de tesis:

3.5.1. Muestreo de material de estudio

- Balanza de plataforma en kg.
- Muestra de mineral sulfurado.
- Sacos y bolsas de plástico de 10 kg.
- EPP adecuados para el trabajo.

3.5.2. Cuarteo del mineral

- Espátula de cuarteo.
- Manta de cuarteo.
- Bolsas de plástico de 1 kg.
- Balanza de precisión de 1 kg.
- Molino helicoidal.
- Malla Tyler N° 10 (abertura de 2 mm)

3.5.3. Análisis granulométrico

- Mineral sulfurado pasante 100 %, malla -10 (1000 g)
- Serie de mallas Tyler (Mallas N° 28, 32, 48, 60, 170, 230, 325).
- Equipo RO – TAP.
- Balanza de precisión de 200 g.
- Bolsas de plástico.

- Plumón de tinta indeleble.

3.5.4. Determinación de % sólidos, densidad y gravedad específica del mineral.

- Probeta de 1000 mL
- Fiola de 500 mL
- Muestra de mineral en pulpa
- Piseta con agua destilada.
- Balanza de precisión de 2.0 kg.
- Horno de secado.

3.5.5. Molienda de mineral y cinética de molienda

- 01 kg de mineral, pasante 100 % Malla -10.
- Molino de bolas tipo Bond de 12 "x 12" (motor monofásico de 60 Hz, 220V).
- Balanza electrónica de 6000 g.
- Cronómetro
- Bolas de acero de diferentes diámetros (1 ½", 1 ¼", 1", 7/8", 3/4").
- Baldes de plástico de 5 kg.

3.5.6. Proceso de flotación

- Celda de flotación marca DEVCO color plomo.
- Columna de flotación de LxD – 2.5 m x 0.1 m.
- Agitador mecánico.
- pH – metro.
- Balanza analítica de 200 g.
- 03 bandejas metálicas.
- Jeringas hipodérmicas de 1, 5, 10 mL.
- Espátula para retirar concentrado.
- Plato metálico para platear.
- Horno de secado
- Bolsas herméticas de 500 g.

3.5.7. Reactivos Químicos

- Cal o lechada de cal, $\text{Ca}(\text{OH})_2$ al 5 %
- Solución de ZnSO_4 al 5 %
- Espumante Dow froth D-200
- Solución de Xantato Z – 11 al 1 %
- Solución de CuSO_4 al 5 %
- Solución de Cianuro de Sodio (NaCN) al 5 %

3.6. Variables del Proceso

3.6.1. Selección de Variables

Las variables se seleccionaron de acuerdo a los antecedentes (revisión bibliográfica) y pruebas experimentales realizadas con anterioridad:

- **Variables Independientes**

Variable de diseño: Relación Longitud/Diámetro de la Columna (R_{LD})

$X1 = \text{Porcentaje de sólidos (\% S)}$

$X2 = \text{Flujo o Caudal de inyección de Aire (LPH)}$

Nota: La variable de diseño es un número adimensional resultado de la longitud entre diámetro de la celda columna; el rango de trabajo está en función de la altura de la columna, para el estudio tomamos 1,0, 1,5 y 2,0 metros de longitud de columna y un diámetro constante de 0,1016 metros, consiguiendo un R_{LD} de 9,84, 14,76 y 19,69 con respecto a la altura de columna.

- **Variables Dependientes**

La variable dependiente o respuesta en el proceso es:

$Y = \text{Porcentaje de Recuperación de Zinc, \% Recuperación Zn.}$

- **Variables intervinientes controladas**

En la Molienda:

- Tiempo óptimo de molienda: (*dato de cinética de molienda*).
- Análisis granulométrico del mineral.

En la Flotación Convencional:

- Tiempo de acondicionamiento, minutos.
- Tiempo de flotación: minutos.
- Xantato Z-11, 25 a 100 g/TM
- Espumante Dow Froth D-200: 10 a 100 g/TM
- Porcentaje Solidos: 30 – 33 %

En la Flotación en Columna:

- Flujo de alimentación de pulpa LPM
- Relación de Flujo de Agua de Lavado/ Flujo de Colas
- Nivel de Interfase, Hold-up
- pH de la pulpa
- Dosificación de Reactivos

- **Variables de perturbación**

Las variables de perturbación son factores que intervienen en el proceso o sistema, que no pueden ser controlados; como, por ejemplo, la mineralogía de la materia prima, composición química del agua, fineza de cristalización, entre otros.

3.6.2. Operatividad de Variables

En la tabla 2, se detallan las variables por grupos y rango de trabajo de cada una.

Tabla 2

Operacionalización de Variables

VARIABLES	DIMENSIONES	INDICADORES - RANGO	TIPO	UNIDADES
VARIABLES INDEPENDIENTES				
Relación L/D	Diseño	9.84 - 19.68	-	-
Porcentaje de Sólidos	Cantidad de material	10% - 40%	numérica	%
Flujo de Aire	Proceso de Flotación	600 - 800	numérica	LPH
VARIABLES DEPENDIENTES				
Porcentaje de recuperación de Zn	Calidad del producto	Ley de Zn en la Muestra inicial	numérica	%
		Ley de Zn en el concentrado	numérica	%
		Ley de Zn en el relave	numérica	%
VARIABLES INTERVENIENTES CONTROLADAS				
Relación Agua Lavado / Relave	Control de nivel	≥ 1.0	-	-
pH de la pulpa	potencial H ⁺	10.5 – 11.0	-	-
Nivel de interfase	Hold Up	10 a 16	numérica	%
Flujo de Pulpa	Control de alimentación	2.0 – 3.0	numérica	LPM
Reactivo CuSO₄	Activante	1.20	numérica	g/kg mineral
Gravedad Específica, G.E.	-	2.99	numérica	kg/L
Granulometría malla-230	Grado de liberación	50 a 70	numérica	%

Nota: Esta tabla fue elaborada de acuerdo a los antecedentes e información recopilada

3.7. Estudio de la Materia Prima

3.7.1. Mineral de Estudio

La muestra obtenida fue de la Planta de Beneficio “San Jerónimo”, de la tolva que alimenta a la chancadora primaria, secundaria y zaranda, cuya composición mineralógica se basa en minerales sulfurados de zinc y plomo, de la cual se tomó una muestra total de 100 kg de mineral para realizar el trabajo de investigación.

3.7.2. Características Químicas del Mineral

El mineral empleado para las pruebas de flotación presenta una composición química según la tabla 3.

Tabla 3

Composición Química del Mineral – Ley de Cabeza

Descripción	Pb %	Zn %	Cu %	Ag, Oz/TM
Composición	0,90	7,385	0,06	1,12

Nota: Laboratorio Químico de U.M. Catalina Huanca Sociedad Minera, leyes promedio de enero – diciembre 2019.

3.8. Metodología Experimental

Las pruebas de laboratorio se realizaron con procedimientos adecuados para obtener resultados aceptables:

3.8.1. Muestreo

Para el presente trabajo de investigación, se realizó un **muestreo probabilístico o aleatorio**, de tipo **sistemático**, que es un muestreo que se utiliza en la mayoría de investigación. A continuación, se detallará el procedimiento que se realizó para el trabajo de tesis.

La frecuencia del muestreo fue de 4 horas de una guardia de 12 horas, una cantidad aproximada de 1,0 kg durante un mes. Del acumulado final se obtuvo una muestra representativa de 100 kg aproximados, la cual se homogenizó para el cuarteo

respectivo, donde se obtuvo 4 partes, que pesaba alrededor de 25 kg cada parte, posteriormente se preparan estas muestras para las siguientes etapas del proceso como chancado, molienda y flotación.

3.8.2. Preparación de Muestras

Las muestras obtenidas se trasladaron al Laboratorio de Procesos Metalúrgicos de la UNSCH, para realizar las operaciones necesarias para su preparación.

En la preparación de las muestras, se realizaron los siguientes pasos:

Primero: clasificamos el mineral, usando una malla Tyler N° 10 (abertura de 2 mm), para conseguir el 100 % pasante, la porción retenida en la malla pasa al molino helicoidal.

Segundo: la porción retenida en la malla, pasa a un molino helicoidal para su reducción de tamaño, y así conseguir el 100 % pasante en esta malla.

Tercero: reducidas las muestras (tamaño de partícula < 2 mm), usando una manta de plástico de 2 m x 2 m, homogenizamos la muestra usando una pequeña pala (movimiento de abajo hacia arriba), para conseguir una distribución uniforme y homogénea.

Cuarto: obtenida la muestra homogénea, se forma un cono para formar una torta circular plana (cono truncado), se divide en 4 partes iguales (importante respetar la simetría), con la ayuda de una regla de cuarteo o espátula grande, dibujar dos líneas perpendiculares entre sí. Usando una espátula apropiada tomar porciones de cada una de las partes divididas hasta conseguir una muestra representativa de 1 kg, repetir el procedimiento en la muestra restante; finalmente se embolsan y rotulan; se prepara una muestra y se envía para el análisis químico respectivo, y con lo demás empezamos la molienda.

Figura 14

Clasificación de muestra usando malla Tyler N° 10



Nota: Se pasa todo el material para conseguir un 100 % pasante.

3.8.3. Determinación de Cinética de Molienda

Esta es la segunda parte de la preparación física del mineral, a la cual conocemos como molienda, el objetivo principal es la liberación completa o parcialmente completa del mineral o metal de interés en la muestra, para nuestro caso es asegurar la liberación de Zn; para este caso usaremos un molino de tipo bolas con una dilución 2:1 (1 kg mineral: 0,5 kg de agua), con un porcentaje sólidos del 66,67 %. Se continua para determinar de la cinética de molienda.

La cinética de molienda permite estimar el tiempo al que debe someterse las partículas de mineral dentro de un molino para alcanzar una granulometría deseada para el estudio.

Se utilizó un molino de bolas tipo Bond de 12"x12" (LxD), que tiene una distribución de carga de bolas según tamaño, que se observa en la siguiente tabla.

Tabla 4

Distribución de bolas de carga del molino según tamaño

Ø nominal	% Diámetro Bolas	Nivel Carga de Molino		Peso Unitario Bolas, kg	Cantidad Bolas
		Parámetro	Valor		
1 1/2"	27,91	Di, ft	0,9480	0,24	78
1 1/4"	23,26	Li, ft	0,9480	0,13	146
1"	18,60	H, m	0,2119	0,07	281
7/8"	16,28	Vp	0,2060	0,04	424
3/4"	13,95	Tb, TC	0,0210	0,03	645
5 3/8"	100	Tb, kg	18,88		

Donde:

D_i, es el diámetro interno del molino en ft.

L_i, es la longitud interna del molino en ft.

H, es la altura del nivel de la carga a la parte superior del molino en metros.

V_p, es la fracción del volumen interno del molino cargado con bolas.

T_b, es la carga o tonelaje de bolas en toneladas cortas.

La ecuación para determinar la fracción del volumen interno (*V_p*) usada en la tabla 4, es:

$$V_p = 1,13 - 1,26 \left(\frac{H}{D_i} \right) \quad \text{Ec. (8)}$$

Para determinar la carga o tonelaje de bolas en el molino, se empleó la siguiente ecuación:

$$T_b = V_p * \left(L_i / D_i \right) * \frac{D_i^3}{8,4} \quad \text{Ec. (9)}$$

Figura 15

Distribución de bolas en el molino



Nota: El volumen de las bolas representa el 10 % de la capacidad del molino.

Las condiciones para la cinética de molienda:

- Tiempo de molienda: 0, 3, 5, 8 y 11 minutos.
- Carga de bolas: 18,88 kg (tamaño de bolas, según tabla 4)

- Mineral alimentado: 1000 g (100 % pasante en Malla Tyler N° 10)
- Velocidad de operación: 50 RPM
- Volumen de agua: 500 mL
- Porcentaje de sólidos (% S): 66,67 % (en el molino).

Figura 16

Molino de bolas tipo Bond – Modelo MBB12



Las pruebas de molienda en el laboratorio, conducen a establecer la relación entre la granulometría y el tiempo de molienda del mineral.

- a. Los ensayos de molienda se realizan en un molino de bolas tipo BOND, de 22,3 L de capacidad, con una carga de 1.0 kg de mineral (pasante 100 % malla -10), más 500 mL de agua y 18,88 kg de bolas. La molienda se realizó por espacios de 3, 5, 8 y 11 minutos.
- b. La muestra fue retirada con mucho cuidado, (lavando las paredes del molino) sobre una bandeja de aluminio.
- c. La pulpa molida debe ser tamizada en húmedo, con una malla N° 325, separar el material de mayor tamaño (retenida malla +325) y las lamas (pasante malla - 325), luego fueron filtradas y secadas por separado.
- d. Secas ambas muestras, el material de mayor tamaño, es tamizado, en una serie de mallas Tyler por espacios de 15 minutos en el equipo RO-TAP.
- e. Luego se pesaron las muestras retenidas de cada malla utilizada y el material que pasa a través de la malla 325, se añade a las lamas de las operaciones de tamizado en húmedo.
- f. Los resultados obtenidos se registran en una hoja de Excel para realizar los cálculos correspondientes y graficar la cinética de molienda.

Figura 17

Equipo RO-TAP con la serie de mallas Tyler



3.8.4. Determinación de la gravedad específica (G.E.), densidad de pulpa y el porcentaje de sólidos en la pulpa.

Gravedad Específica – por Método de la Fiola

Se realizó los siguientes pasos:

- Peso de la fiola, de 500 mL (limpia y seca): A en gramos
- Peso de fiola + Agua destilada (enrasada hasta menisco): (A + B) en gramos
- Peso de Agua destilada: B – A = C en gramos
- Peso del mineral (seco o húmedo según sea el caso, malla - 100): M en gramos (200 g)
- Peso de la fiola + mineral: (A+M) en gramos
- Peso de la fiola + mineral + agua (hasta enrasado): ((A+M) + X) en gramos
- Volumen o peso del agua destilada: X = ((A+M) + X) - (A+M) en gramos o cm³ sea la conveniencia del caso.
- Volumen del mineral: (C – X) mililitros
- Peso específico del agua: 1 g/cm³ a 4 °C y 1 atm.

Entonces, Gravedad Específica (G.E.) será:

$$G.E. = \frac{\text{Peso del Mineral (M)}}{\text{Volumen del mineral (C - X)}} \quad \text{Ec. (10)}$$

Se realiza este ensayo por triplicado para obtener un promedio.

Densidad de mineral

Para el cálculo experimental emplear un recipiente de un litro de capacidad, para tener menor error; en caso no contar con un recipiente de esta característica usar cualquier otro recipiente de volumen y peso conocido. Llenar el recipiente con pulpa, pesar y determinar la densidad de mineral mediante la siguiente ecuación.

- Peso de una probeta vacía (limpia y seca): X en gramos
- Volumen de la pulpa: 500 mL (capacidad de la probeta, u otra la cantidad de pulpa que desea).
- Peso de probeta + pulpa: Y en gramos
- Peso de pulpa: (Y-X) en gramos

Entonces, densidad del mineral será:

$$\rho_{\text{mineral}} = \frac{(Y - X)}{500} [=] \text{gramos/mililitros} \quad \text{Ec. (11)}$$

Porcentaje de Sólidos (% Sólidos)

Se toma un volumen determinado de pulpa (aproximadamente 1,0 L), previamente se determina su densidad, se filtra, seca y se pesan los sólidos secos.

- Peso de un volumen determinado de pulpa: Z en gramos
- Peso de los sólidos secos: W en gramos

El porcentaje de sólidos (% Sólidos) será:

$$\% \text{ Sólidos} = \frac{W}{Z} \times 100 \quad \text{Ec. (12)}$$

3.8.5. Pruebas Experimentales de Flotación en Laboratorio

Flotación Estándar para Minerales Sulfurados

- Determinar la capacidad o volumen útil de la celda (4,5 L).
- Revisar el buen funcionamiento de la celda.
- Agregar la cantidad de agua industrial adecuada a la celda (3940 mL)
- Poner en funcionamiento la celda de flotación.
- Agregar lentamente y con una agitación constante, la cantidad aproximada de 1000 g de mineral.

- Una vez que esté bien agitado mida el pH que debe coincidir con el pH de las pruebas experimentales.
- Agregar los reactivos (D - 200, Z-11, H₂SO₄, CuSO₄, ZnSO₄ y NaCN) para iniciar el proceso de acondicionamiento al final se agregará el espumante (la adición de reactivos depende del mineral seleccionado para flotar).
- Previamente a la prueba de flotación medir el pH de la pulpa, que se encuentre en el rango requerido, ajustar si se requiere con cal o ácido sulfúrico diluido (1 % en p/p).
- Terminado el tiempo de acondicionamiento se abre lentamente la válvula del aire. En esta etapa empieza a flotar el mineral, por lo tanto, contar con una bandeja para recibir la espuma (espuma – concentrado).
- Desde el momento que se abre la válvula del aire corre el tiempo de flotación. Con la bandeja recibimos el concentrado mientras dura la prueba de flotación (el paletado es aproximadamente cada 20 segundos).
- Utilizando la piseta, que debe contener el agua industrial se debe agregar para mantener el nivel de pulpa.
- Culminada la prueba de flotación, lavamos cuidadosamente las paredes y el agitador de la celda y retiramos el relave del fondo de la celda.
- Las muestras de concentrados y relave de las pruebas de flotación fueron filtradas y secadas a 105 °C, pesadas en seco, homogenizadas, preparadas para análisis químico por los principales elementos de interés (% Zn)
- Las muestras listas para su correspondiente análisis químico, deben colocarse en bolsas de plástico con su respectiva rotulación.

Preparación de Reactivos

1. Colectores:

Generalmente se emplea como colector principal el Xantato Z – 11, consumo: 25 a 100 g/TM. Se utilizan reactivos frescos, preparados el día que se efectúa la prueba. Se preparan al 0,5 % disolviendo 0,5 gramos de reactivo por cada 100 mL de solución.

Como colector secundario si el mineral contiene plata, se utiliza el *Aerofloat* 10 a 50 g/TM. Se utiliza puro, se adiciona al molino de 1 a 3 gotas. Tiene propiedades espumantes.

2. Modificadores:

Modificadores de pH; el consumo es según la acidez o basicidad de la pulpa. Se adiciona lechada de Cal al 5 %; el carbonato de sodio se adiciona en solución al 1 %, también H_2SO_4 diluido para bajar el pH de la pulpa.

Depresores y activadores; los principales son: NaCN, $ZnSO_4$, $CuSO_4$. Se preparan soluciones al 5 %. Dosis promedio g/TM para el NaCN: 25 a 100, $ZnSO_4$: 250 a 750, $CuSO_4$: 500 a 1000.

3. Espumantes:

Usualmente se utilizan reactivos puros adicionados por gotas. Consumo en promedio de 10 a 100 g/TM de mineral. Los reactivos más empleados son: aceite de pino, ácido cresílico, Dowfroth 250, Aerofroth 70.

3.8.6. Pruebas Experimentales en la Columna de Flotación

Para operar adecuadamente la columna de flotación se debe seguir los siguientes pasos:

- Preparar la pulpa de alimentación (pulpa proveniente de la celda convencional), en un tanque, de acuerdo al porcentaje de sólidos que se necesita para la prueba.
- Con la ayuda de un agitador mecánico, agitar la pulpa preparada, para tener una mezcla homogénea y evitar que el concentrado se sedimente en la base del tanque.
- Abrimos la válvula de agua de lavado (ducha), medimos el caudal de ingreso de agua a la columna mediante un rotámetro; y a su vez llenamos la columna hasta cubrir por completo los difusores de aire que están localizados en la parte inferior de la columna.
- Ponemos en funcionamiento el compresor de aire, para que se llene de aire y abrimos la válvula de salida del aire que alimentara al regulador de aire de la columna,
- Con la ayuda de un rotámetro de aire, regulamos el ingreso de aire a los difusores de la columna, quienes cumplen la función de formar microburbujas en la columna.

- Se adiciona reactivos como modificadores de pH (Cal), colectores (Z-11) y espumantes (D-200), al tanque de preparación de pulpa, para su acondicionamiento.
- Abrimos la válvula del tanque de alimentación, regulamos el caudal de alimentación de la pulpa a la columna de flotación.
- Se va alimentando a la columna de flotación con pulpa, hasta el nivel deseado (observando en la manguera de nivel), teniendo en cuenta un nivel que permita la descarga de espuma por la parte superior de la columna.
- Abrimos la válvula de descarga de las gangas, y se regula los caudales agua de lavado y descarga; para obtener una interfase pulpa – espuma constante.
- Estabilizado el nivel de interfase pulpa – espuma, se empieza a recolectar el concentrado, considerando un tiempo adecuado de residencia y flotación.
- Al finalizar la flotación, recolectar las gangas del fondo de la columna, limpiar bien la columna para evitar posibles taponamientos en los difusores, además evitar la sedimentación de inertes.

3.8.7. Balance Metalúrgico

Para realizar el balance metalúrgico de cada prueba, enviamos las muestras previamente codificadas y rotuladas, para el respectivo análisis, de tal modo que los resultados obtenidos sirven para realizar los cálculos aritméticos necesarios, registrados en una hoja de cálculo de MS Excel para predecir las cantidades del producto de la flotación, contenido metálico del material valioso y su distribución porcentual en la muestra.

3.9. Descripción de las etapas de cada proceso

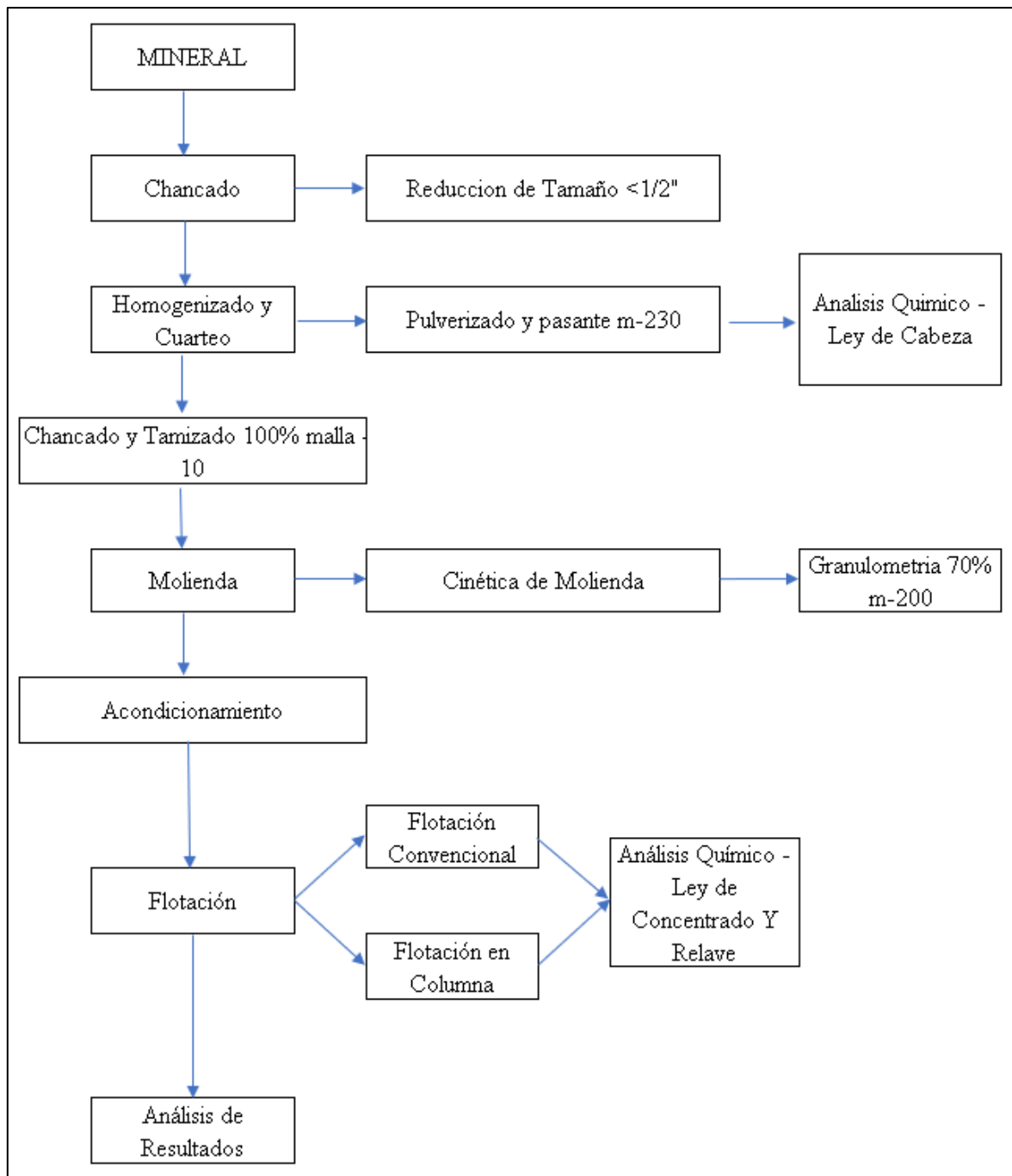
Por medio de diagramas ilustraremos como se lleva a cabo cada etapa del trabajo de investigación y el proceso de flotación.

En la **Figura 18**, se describe la secuencia para el trabajo de investigación, que va desde la recolección de la mineral, preparación mecánica (reducción de tamaño), molienda del material, pruebas de flotación (convencional y columna), análisis químico de las muestras; obteniendo un conjunto de datos y respuestas de cada etapa, para el correspondiente análisis de resultados.

En la **Figura 19**, mostramos un diagrama de bloques general de las etapas de operación que se siguen en una planta metalúrgica, con respecto a la flotación de minerales, que cuenta con una celda columna en la etapa de limpieza del concentrado.

Figura 18

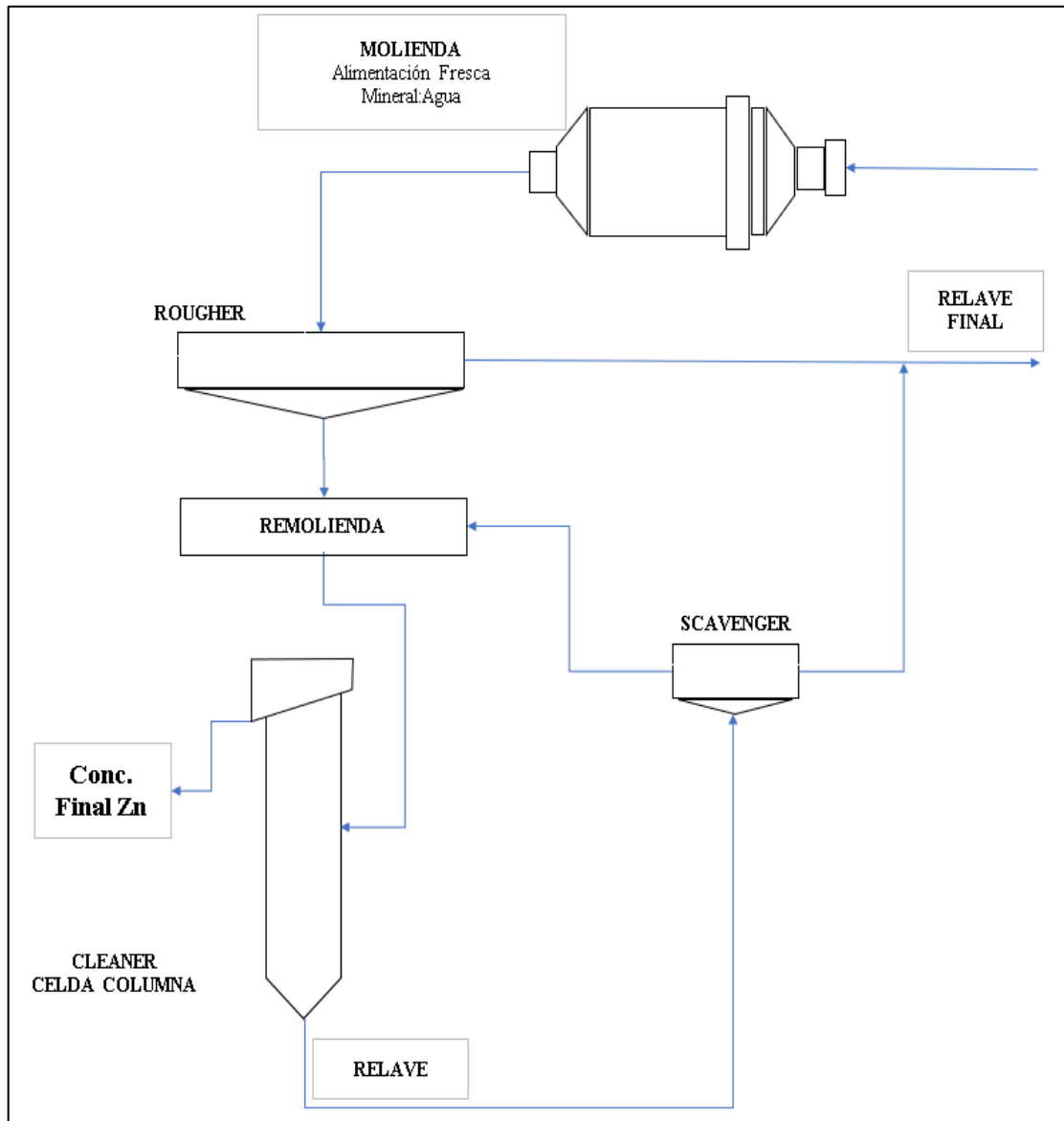
Diagrama de Flujo – Secuencia del trabajo de investigación.



Nota: Diagrama general de la metodología para el trabajo de investigación

Figura 19

Diagrama del proceso de flotación con celda columna



Nota: Diagrama de flujo adaptado (prueba de celda columna), A. Magin, 2002.

CAPÍTULO IV

DESCRIPCIÓN Y CONSTRUCCIÓN DEL PROTOTIPO

4.1. Descripción del Prototipo Experimental

Para la construcción de la celda columna, se estableció una base informativa detallada previamente del equipo en mención, no encontramos ninguna restricción con respecto al diseño y la selección de materiales que debe contar una celda de flotación tipo columna.

Con respecto a las ventajas del equipo, es de fácil ensamblado y montaje, requiere poco espacio, accesibilidad de materiales para su construcción.

El prototipo de celda columna, construido para esta investigación, está ubicado en el Laboratorio de Transferencia de Masa de la Escuela Profesional de Ingeniería Química de la Facultad de Ingeniería Química y Metalurgia de la UNSCH.

Brindaremos detalles de las partes que debe contar una columna de flotación, estos son:

a. Sistema de Alimentación

Se requiere de un tanque cilíndrico de acero con capacidad de 35 L, sus dimensiones 0,30 m de diámetro y de altura 0,60 m, que servirá para la preparación y acondicionamiento de pulpa (mineral + agua); en la base del cilindro tenemos una válvula que permite regular el flujo de alimentación, que se unen a la celda columna por una manguera de 16 mm de diámetro.

El tanque debe contar con un agitador mecánico, que permite el constante movimiento de la pulpa, para una mejor homogenización.

b. Cuerpo de la Columna

El cuerpo de la celda columna su construcción está proyectada con un tubo de PVC de dimensiones de 0,10 m de diámetro (4" Ø) y 0,50 m de longitud; segmentado en 5 partes, y unidas mediante bridas de 0,18 m de diámetro aproximadamente.

Para el fácil ensamblado de los segmentos, la celda columna debe contar con diferentes puntos de alimentación, localizados a 2/3 de la parte inferior de la celda columna; por ejemplo, si la columna mide 2,0 m, el punto de alimentación debe estar ubicado a 1,3 m por encima de la base.

c. Parte Superior y Zona de Lavado

Parte Superior: La construcción se hará de PVC, por su accesibilidad, al igual que el cuerpo de la columna, esta sección debe tener forma trapezoidal cuyas dimensiones serán: 0,25 m de diámetro (10" Ø) y de su forma trapezoidal, altura menor de 0,725 m, altura mayor de 0,1185 m; en la parte inferior debe contar con una tubería de ½" para la recolección de la espuma. Esta sección deberá unirse con un segmento del cuerpo de la columna, esta zona es conocido como la corona o sombrero de la celda columna, encargada de la recolección de la espuma flotante.

Zona de Lavado: En la parte superior de la columna, se debe instalar una ducha tipo "spray".

La función de la zona de lavado es ayudar en la recolección y limpieza de las espumas que contienen el material flotante valioso y mantener el nivel de agua en la columna.

d. Parte Inferior o Fondo

La parte inferior o fondo de la celda columna, debe ser una plataforma de PVC de 0,006 m de espesor y 0,18 m de diámetro; en la cual se acoplarán los difusores de aire o generadores de microburbujas; además, se instalará una tubería de ½" de diámetro y una válvula para regular el flujo del relave.

A un lado del cuerpo de la columna se instalará un visor de nivel.

e. Sistema de Aireación

Para el sistema de aireación emplearemos una compresora, el aire comprimido será transportado por una manguera de $\frac{1}{4}$ ", hacia un regulador que alimenta a un rotámetro de aire, para determinar el flujo de aire que ingresa a la columna.

Previamente al ingreso del aire a la celda se instalará un distribuidor, del cual se dividirá en 3 líneas, que estarán conectadas mediante mangueras a los difusores de aire, localizados a unos 2,0 cm aproximadamente de la base de la celda.

f. Sistema de Espumas - Burbujeadores

Los burbujeadores o difusores de aire son materiales cerámicos porosos de forma cilíndrica de dimensiones 0,38 m de longitud total, 0,25 m de longitud del cuerpo cerámico y 0,13 m de diámetro. Contamos con otros dispositivos como mangueras de goma de 0,20 m de largo, también difusores de tipo cartucho, cuerpo cilíndrico hueco de paredes finas.

A escala industrial tenemos los modelos *Air Sparger*, como se observa en la figura 21.

Figura 20

Air Sparger empleado en el equipo



Figura 21

Modelo de Air Sparger escala industrial

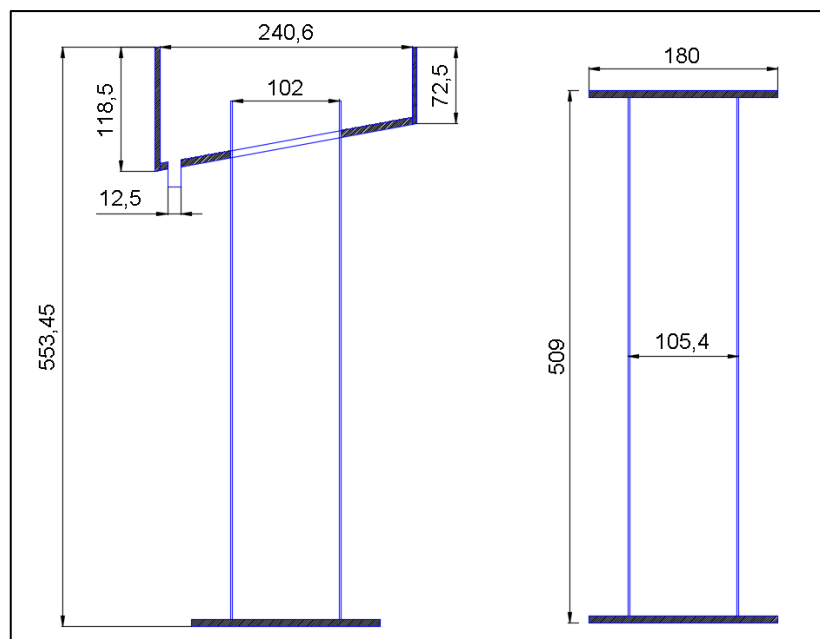


4.2. Dimensiones y Construcción de la celda columna de flotación

Las figuras del 22 al 25, muestran las partes de la celda columna, de acuerdo a las dimensiones mostradas se ensambló la celda columna; las dimensiones están en milímetros.

Figura 22

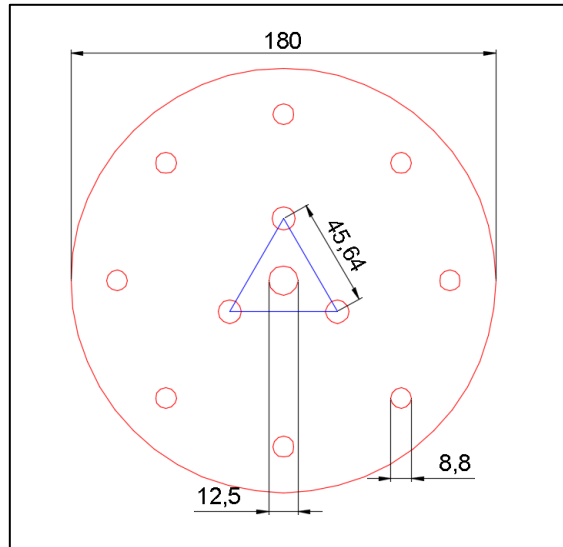
Celda Columna – Zona de Lavado, Recolección y Cuerpo.



Nota: Estas estructuras fueron construidas con materiales de PVC.

Figura 23

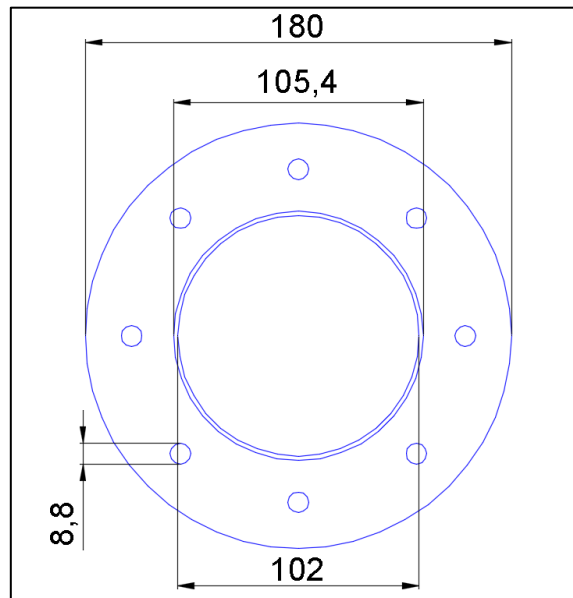
Brida base de la Celda Columna y puntos de instalación de los Air Sparger



Nota: Los "Air Sparger" son los difusores de microburbujas, tienen una configuración triangular para mayor área de contacto con la pulpa.

Figura 24

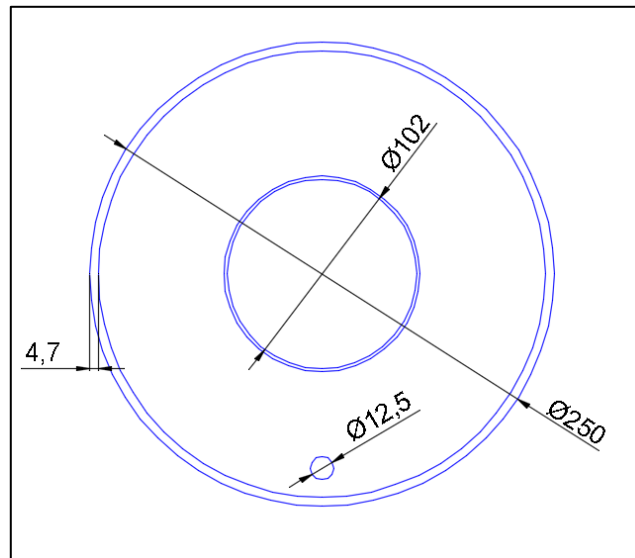
Dimensionamiento de Bridas de unión de cada segmento de columna.



Nota: El espesor de la brida es 6.0 mm.

Figura 25

Dimensionamiento del cabezal o zona de lavado de la Celda Columna



Nota: La base del cabezal tiene un ángulo de inclinación de 10° , para mejorar la recolección de espumas.

4.3. Selección de Materiales

Para la construcción de la celda columna, se emplearon materiales comerciales.

Para el cuerpo de la celda columna:

En el cuerpo se utilizó un tubo de 4" de PVC.

En las bridas; planchas de PVC pesado de 6 mm de espesor.

Figura 26

Cuerpo segmentado de la Celda Columna



Para la estructura de soporte:

Se utilizo tubo cuadrado de 1"x1", de espesor de 1,2 mm.

Figura 27

Pintado de la estructura de soporte para la celda columna



Accesorios y medidores de flujo:

Los accesorios empleados son niples, adaptadores, teé, codo de 90°, válvulas tipo bola, unión universal, mangueras; aspersor de agua modelo cuadrado.

Los medidores de flujo, son un rotámetro de acrílico para el agua de lavado, un rotámetro de aire de vidrio para la alimentación de aire comprimido, además de un regulador de presión de aire.

Figura 28

Medidores de Flujo: Rotámetros



a



b

Nota: (a) Rotámetro de agua, mide en GPM y LPM. (b) Rotámetro de aire mide en LPH

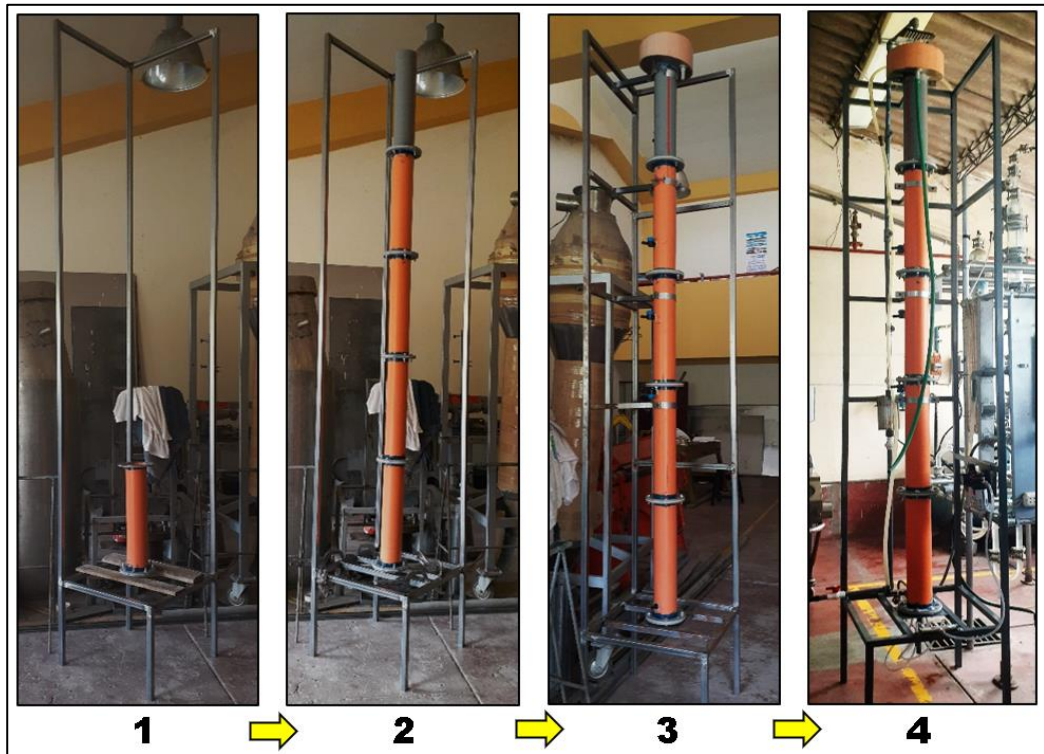
Figura 29

Regulador de presión de aire



Figura 30

Etapas de Construcción, Montaje y Ensamblado de la Celda Columna



Nota: (1) Construcción del soporte y ubicación del soporte de la base, (2) colocamos las otras partes de la columna, para la ubicación de brazos. (3) Unión de los brazos para sujetar la columna y ensamblado de la zona de colección de la columna. (4) instalación de accesorios, ducha de lavado, medidores de flujo y otros.

4.4. Variables y Evaluación de la Columna de Flotación

4.4.1. Variables de la Celda Columna

La selección de variables para el equipo se obtuvo de la revisión bibliográfica y otras fuentes de información recabada para la investigación, además se corroboró la influencia de las variables que afectan al proceso mediante unas pruebas preliminares.

Para las primeras pruebas se consideraron las siguientes variables, de las cuales pasaron a evaluación por su nivel de importancia:

- Porcentaje de sólidos, %
- Altura de la cama de espumas, m.
- Flujo volumétrico de inyección de aire, LPH
- Flujo volumétrico de alimentación, LPM
- Relación Longitud – diámetro, R_{LD}

Nota: Para las pruebas preliminares y experimentales, la operatividad en la columna es **BATCH**, pero el régimen operativo de la columna es **CONTINUO**.

4.4.2. Evaluación de Datos

De acuerdo con la información obtenida en las pruebas experimentales preliminares con el prototipo, los parámetros o variables de mayor influencia en el equipo son:

- Relación longitud – diámetro, R_{LD}
- Porcentaje de sólidos, %
- Flujo volumétrico de inyección de aire, LPH

4.5. Cálculos en la Columna de Flotación

4.5.1. Área transversal de la celda columna, A_t

En la descripción del prototipo se plantea la construcción de la celda con un diámetro de 4 pulgadas, equivalente a 0,1016 metros de diámetro interior.

Determinaremos el área transversal de la celda columna, mediante la siguiente ecuación:

$$A_{transversal} = \frac{\pi}{4} \cdot D_{in}^2 \quad Ec. (13)$$

$$A_{transversal} = \frac{\pi}{4} \cdot (0,1016 \text{ m})^2$$

$$A_{transversal} = 0,0081 \text{ m}^2$$

El área transversal no variará, ya que este depende del diámetro de tubería, y en esta ocasión se trabajará con un diámetro constante.

4.5.2. Velocidad superficial de aire, J_g

$$J_g = \frac{Q_g}{A_t} \quad \text{Ec. (14)}$$

Donde:

J_g = Velocidad superficial del aire en la columna, cm/s

Q_g = Flujo volumétrico del aire, cm^3/s

A_t = Área de la sección transversal de la columna, cm^2

4.5.3. Velocidad superficial del líquido, J_L

$$J_L = \frac{Q_{rlv}}{A_t} \quad \text{Ec. (15)}$$

Donde:

J_L = Velocidad superficial del líquido en la columna, cm/s

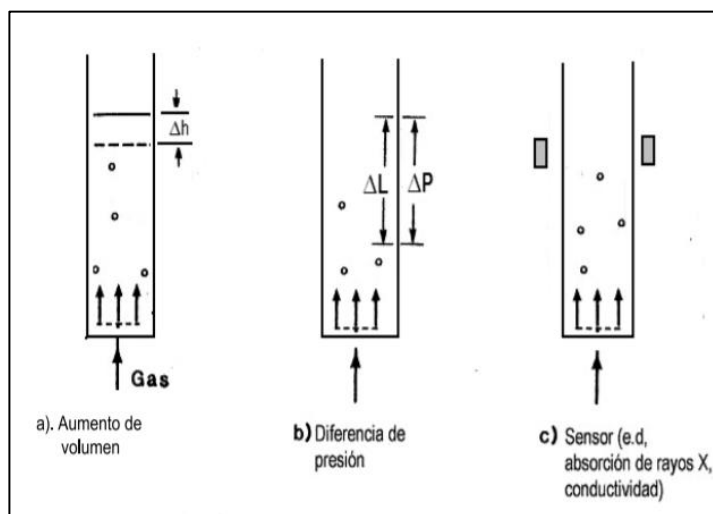
Q_{rlv} = Flujo volumétrico del relave, cm^3/s

A_t = Área de la sección transversal de la columna, cm^2

4.5.4. Holdup Fraccional, ϵ_g

Figura 31

Métodos para medir el Holdup Fraccionado en la celda columna ϵ_g



Nota: Modificado de Finch, J. A, and Dobby, G.S. (1990, 9)

Método: Aumento de Volumen

Midiendo el total de altura alcanzado por efecto del desplazamiento de aire. Un valor típico del ε_g , es de 0,15 (ó 15%), pero puede variar entre 0,05 y 0,25 (5% a 25%). (Finch y Salas, 1990)

$$\varepsilon_g = \frac{1}{\rho_{pulpa}} \cdot \left(\frac{H_2 - H_1}{L} - 1 \right) + 1 \quad \text{Ec. (16)}$$

Donde:

ε_g = Holdup fraccional, adimensional

ρ_{pulpa} = Densidad de pulpa en la columna, kg/L

L = Longitud de la zona de recuperación, m

H_1 = Nivel inferior, m

H_2 = Nivel superior, m

4.5.5. Velocidad intersticial del líquido, U_L

$$U_L = \frac{J_L}{1 - \varepsilon_g} \quad \text{Ec. (17)}$$

Donde:

U_L = Velocidad intersticial del líquido en la columna, cm/s

J_L = Velocidad superficial del líquido en la columna, cm/s

ε_g = Holdup fraccional, adimensional

4.5.6. Tiempo de residencia del líquido (pulpa)

$$t_{rl} = \frac{A_t \cdot L \cdot (1 - \varepsilon_g)}{Q_{rlv}} \quad \text{Ec. (18)}$$

Donde:

t_{rl} = tiempo de residencia del líquido, min

A_t = Área de la sección transversal de la columna, m²

ε_g = Holdup fraccional, adimensional

Q_{rlv} = Flujo volumétrico de relave, m³/min

L = Longitud de la zona de recuperación, m

4.5.7. Número de Reynolds

Para el cálculo del número de Reynolds a diferentes alturas de la columna, y para determinar el tipo de flujo en cada prueba, se empleó la siguiente ecuación:

$$Re = \frac{\rho_{rlv} \cdot d_{eq} \cdot U_L}{\mu_L} \quad Ec. (19)$$

Donde:

Re = Número de Reynolds, adimensional

ρ_{rlv} = densidad del flujo de relaves, g/cm^3

d_{eq} = diámetro equivalente de la columna, cm

U_L = Velocidad superficial del líquido en la columna, cm/s

μ_L = viscosidad dinámica del líquido a $15\text{ }^\circ C$, poise (considerar comportamiento del agua)

Todas estas fórmulas empleadas sirven para cuantificar y calificar el comportamiento entre los fluidos en interacción dentro de la celda columna.

4.6. Desarrollo de cálculos en la Columna de Flotación

Considerando la relación L/D de la columna 9,84, para el cálculo de variables de diseño:

Cálculo de Bias en la Celda Columna, para cada relación L/D

De los datos obtenidos por medición:

- Caudal promedio de alimentación de pulpa: 2,20 L/min.
- Caudal promedio de agua de lavado: 1,42 L/min.
- Caudal promedio de relave: 1,50 L/min.

$$Bias_{columna} = \frac{Q_{Relave}}{Q_{Lavado}} = \frac{1,50 \text{ L/min}}{1,42 \text{ L/min}} = 1,05$$

Nota: El valor de Bias en la columna debe ser mayor o igual a 1, por adición de agua de lavado.

Tabla 5*Control de Caudales en la columna de flotación*

Parámetro	Unidades	$R_{L/D}$		
		9,84	14,76	19,69
Caudal de pulpa de alimentación, $Q_{Alimentación}$	L/min	2,20	2,40	2,90
Caudal de agua de Lavado, Q_{Lavado}	L/min	1,42	3,04	4,03
Caudal de relave, Q_{Relave}	L/min	1,50	3,05	4,03

Nota: De la tabla, muestra el consolidado de caudales para la relación L/D de la columna.

Cálculo de la Velocidad Superficial de aire, J_g

De la ecuación 12; podemos calcular la velocidad superficial para la relación L/D = 9.84:

$$J_g = \frac{Q_g [cm^3/s]}{A_t [cm^2]} = [cm/s]$$

- Caudal de Aire Inyectado: 188,89 cm³/s.
- Área transversal de la Columna: 81,07 cm².

$$J_g = \frac{188,89 [cm^3/s]}{81,07 [cm^2]} = 2,33 \text{ cm/s}$$

Nota: Dato constante; área transversal de la columna es igual a 81,07 cm²

La velocidad de superficie depende de la cantidad de caudal de aire inyectado.

Cálculo de la velocidad superficial del líquido en la columna, J_L .

De la ecuación 13; podemos calcular la velocidad superficial del líquido en la columna para la relación L/D = 9.84:

$$J_L = \frac{Q_{rlv} [cm^3/s]}{A_t [cm^2]} = [cm/s]$$

- Caudal promedio de relave: 1,50 L/min = 24,95 cm³/s
- Área transversal de la Columna: 81,07 cm².

$$J_L = \frac{24,95 \text{ [cm}^3/\text{s]}}{81,07 \text{ [cm}^2]} = 0,308 \text{ cm/s}$$

Cálculo del Holdup Fraccionado

Para el determinar el Holdup Fraccionado, se tiene la ecuación 14, y sus datos son:

$$\varepsilon_g = \frac{1}{\rho_{pulpa}} \cdot \left(\frac{H_2 - H_1}{L} - 1 \right) + 1$$

- Densidad de Pulpa para 10 % sólidos: 1,009 kg/L
- Longitud de la Zona de Recuperación: 0,85 m
- H1 nivel inferior: 0,01 m
- H2 nivel superior: 0,14 m

$$\varepsilon_g = \frac{1}{1,009 \text{ kg/L}} \cdot \left(\frac{0,14 \text{ m} - 0,01 \text{ m}}{0,85 \text{ m}} - 1 \right) + 1$$

$$\varepsilon_g = 0,15158$$

$$\% \varepsilon_g = 15,158 \%$$

Nota: La densidad de pulpa está en función del % Sólidos para las pruebas; para cada prueba se calculó el Holdup fraccionado, los valores resultantes están por encima de 15 %, y para cada relación de L/D sus valores son 15,064 %, 15,765 % y 15,808 %.

Calculo de la velocidad intersticial del Líquido, U_L

De la ecuación 15; podemos calcular la velocidad intersticial del líquido en la columna para la relación L/D = 9.84:

$$U_L = \frac{J_L \text{ [cm/s]}}{1 - \varepsilon_g} = \text{[cm/s]}$$

- Holdup Fraccionado promedio: 0,151
- Velocidad superficial del líquido promedio: 0,308 cm/s

$$U_L = \frac{0,308 \text{ [cm/s]}}{1 - 0,151} = 0,362 \text{ cm/s}$$

Cálculo del tiempo de residencia del líquido, T_{RL} .

Para el determinar el tiempo de residencia del líquido, se tiene la ecuación 16:

$$t_{rl} = \frac{A_t [m^2] \cdot L [m] \cdot (1 - \varepsilon_g)}{Q_{rlv} [m^3/min]} = [min]$$

- Holdup Fraccionado: 0,151
- Longitud de la Zona de Recuperación: 0,85 m
- Caudal promedio de relave: 1,50 L/min = 0,00150 m³/min
- Área transversal de la Columna: 0,008107 m².

$$t_{rl} = \frac{0,008107 [m^2] \cdot 0,85 [m] \cdot (1 - 0,151)}{0,00150 [m^3/min]} = 3,9105 \text{ min}$$

Cálculo del Número de Reynolds

Para el determinar el tiempo de residencia del líquido, se tiene la ecuación 17:

$$Re = \frac{\rho_{rlv} [g/cm^3] \cdot d_{eq} [cm] \cdot U_L [cm/s]}{\mu_L [g/cm \cdot s]} = Adimensional$$

- Densidad del flujo de relave: 1,3015 g/cm³ (obtenido de la parte experimental)
- Diámetro equivalente de la columna: 10,16 cm
- Viscosidad dinámica del líquido a 15 °C: 0,01139 poise (g/cm*s)
- Velocidad intersticial del líquido en la columna: 0,362 cm/s

$$Re = \frac{1,3015 [g/cm^3] \cdot 10,16 [cm] \cdot 0,362 [cm/s]}{0,01139 [g/cm \cdot s]} = 420,58$$

De acuerdo al tipo de régimen:

Re < 2300, Fluido de Régimen Laminar

Re > 4000, Fluido de Régimen Turbulento

En el equipo el fluido es de régimen LAMINAR, para las diferentes relaciones de L/D de la columna.

El resumen de cálculos de cada prueba se encuentra en el **ANEXO A**.

4.7. Pruebas Hidráulicas y Preliminares

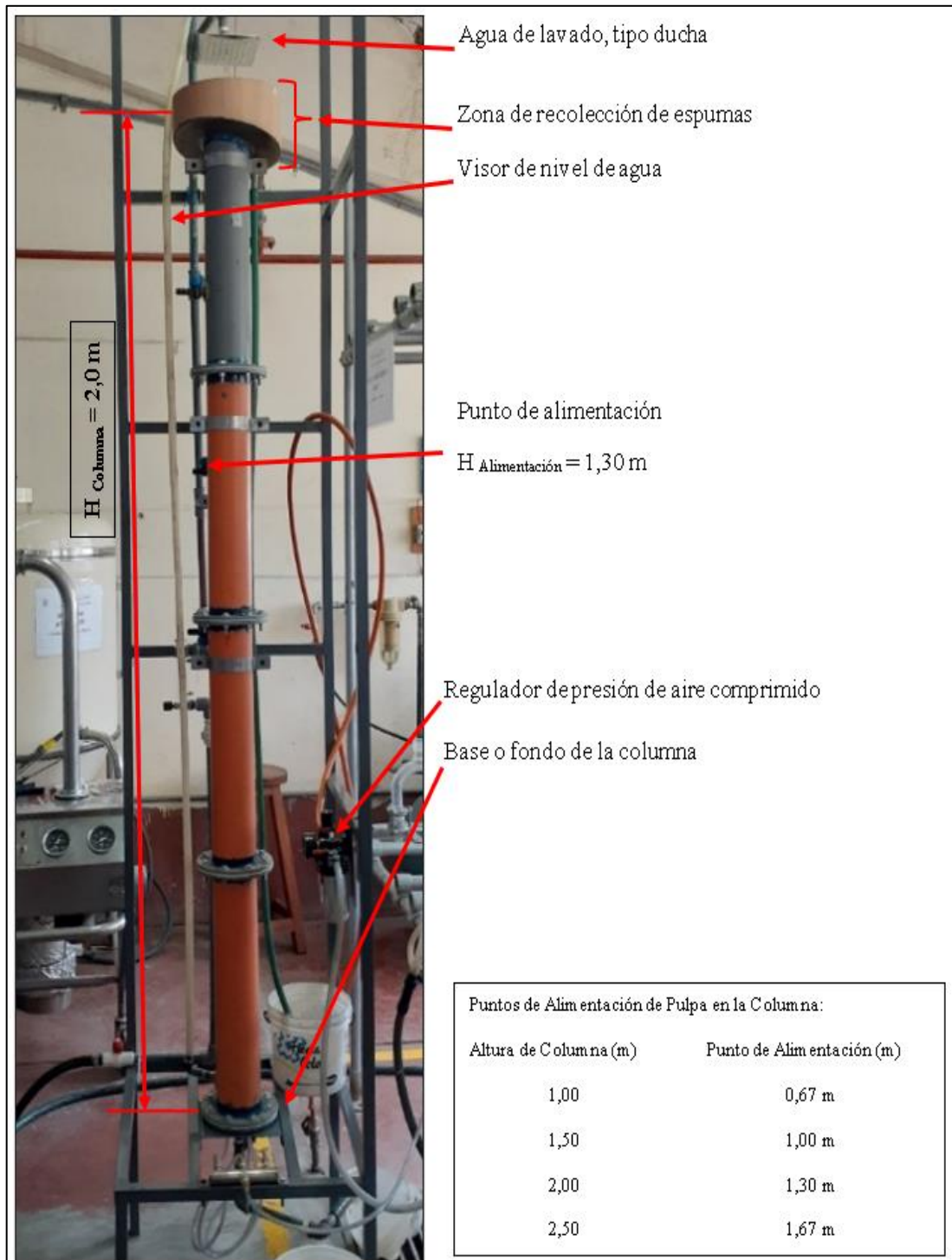
Una vez montado y ensamblado el equipo, se realizó las pruebas hidráulicas a todas las partes, esto con la finalidad de detectar posibles fugas en las uniones o empalmes, tuberías y conexiones.

Empezamos montando toda la parte de la columna, llenamos con agua todo el cuerpo de la columna, para observar si hay alguna fuga en las conexiones de alimentación de agua, en las empaquetaduras de las bridas, válvulas (puntos de alimentación) y fondo del equipo; seguidamente comprobamos el funcionamiento del alimentador de aire y sus componentes que son el regulador de aire, el rotámetro, puntos de distribución, y los air sparger.

Concluida las pruebas hidráulicas con toda satisfacción; se realizó las pruebas preliminares con una muestra previamente preparada para observar el funcionamiento y además realizar las mediciones correspondientes como caudal de alimentación de pulpa, caudal de relaves, caudal de agua de lavado, caudal de aire, que están sujetas a correcciones para las pruebas reales.

Figura 32

Ensamblado y montaje de la Celda Columna



Nota: Para medir el volumen y el nivel de agua en la columna se instaló un visor de manguera.

Figura 33

Pruebas hidráulicas en la Columna de Flotación



Nota: Se instaló 1.0 metro de columna de flotación, para las pruebas hidráulicas y el sistema de alimentación con agitación continua.

Figura 34

Pruebas Preliminares – Pruebas de Flotación



Nota: Flotación del material valioso por medio de espumas en la zona de Colección de la Celda Columna.

CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

La importancia de las pruebas experimentales realizadas, es que nos permitieron realizar el trabajo de manera metódica, contando con conocimientos previos, criterios y habilidades desarrolladas con la experiencia, con la finalidad de solucionar los problemas e inconvenientes que se presenten durante el desarrollo del trabajo de investigación.

De las pruebas preliminares realizadas tienen observaciones que deben detallarse y anotarse para el análisis y evaluación.

En resumen, este capítulo detallara los resultados experimentales, cálculos, análisis y evaluación de resultados.

5.1. Cinética de Molienda

5.1.1. Determinación de Curvas de Cinética de Molienda

Para determinar las curvas de cinética de molienda se realizaron diversas pruebas de molienda.

Las curvas obtenidas permiten establecer el tiempo a la cual debe ser sometida las partículas de muestra dentro del molino, para tener una granulometría de la muestra requerida.

En esta parte del análisis granulométrico, se ensayaron con mallas Tyler 28, 32, 48, 60, 170, 230, 325. Los productos de la molienda y la muestra inicial sirven de datos principales para determinar el porcentaje de pasante acumulado, que se observan en la Tabla 6, y las curvas de cinética de molienda en la Figura 35.

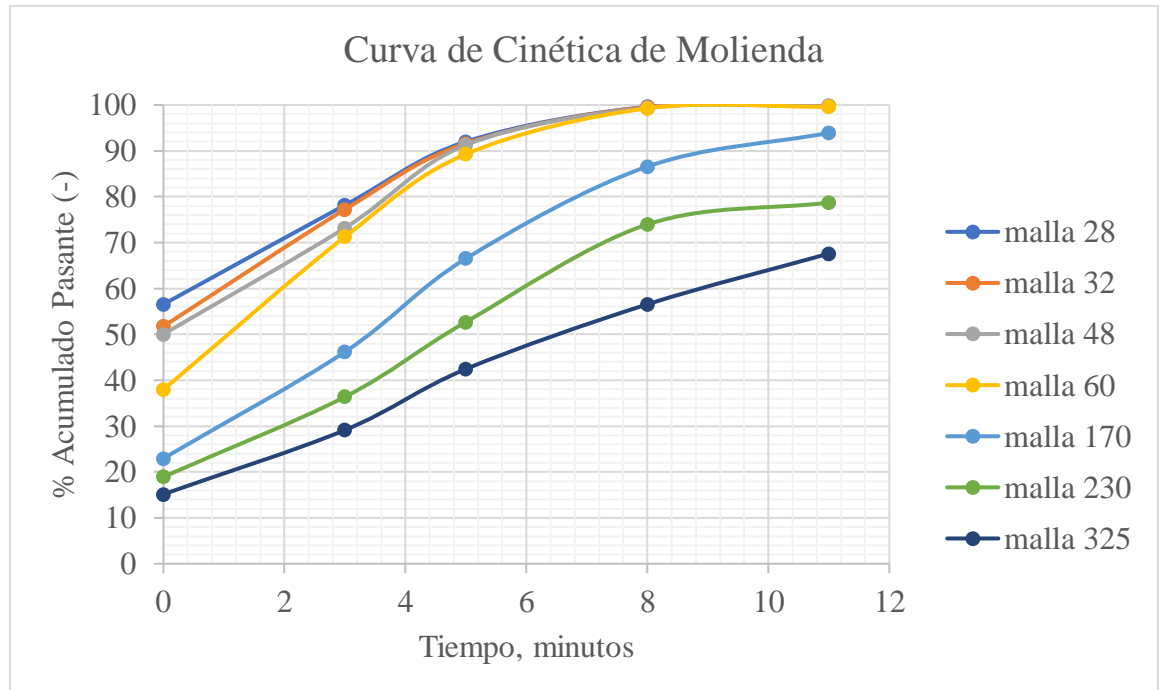
Tabla 6

Pruebas de Molienda: Tiempo de Molienda vs. % Acumulado Pasante

N° Malla	28	32	48	60	170	230	325
Tiempo, min	% Acumulado Pasante (-)						
0	56,56	51,74	50,03	37,98	22,96	18,93	15,14
3	78,17	77,23	73,21	71,27	46,18	36,38	29,14
5	92,01	91,64	91,30	89,30	66,52	52,70	42,44
8	99,61	99,58	99,41	99,28	86,59	73,97	56,56
11	99,88	99,86	99,75	99,61	93,92	78,72	67,60

Figura 35

Pruebas de Molienda: Curvas de Cinética de Molienda



Nota: Para la figura 35, se realizaron varias pruebas de molienda en función del tiempo, para conocer el grado de reducción de tamaño del material, podemos observar que, la distribución granulométrica en cada malla es diferente a medida que va aumentando el tiempo de residencia en el molino; a partir de la cinética de molienda nos permitirá obtener una ecuación en el análisis granulométrico. El análisis granulométrico depende de la característica mineralógica del material.

5.1.2. Análisis granulométrico del mineral de cabeza

Los resultados del análisis granulométrico del mineral de cabeza, se encuentran en la tabla 7, y su distribución porcentual de pasante y retenido, en la tabla 8, el resumen de la distribución porcentual, cuyos resultados se grafican en la figura 36, haciendo una regresión logarítmica con su modelo matemático, para determinar la abertura de malla al porcentaje de acumulado pasante (-).

Para mejorar la regresión lineal obtenida usaremos el Método Función de *Gates-Guadin-Schumann* (G-G-S), la cual se muestra en la figura 37, obteniendo una regresión lineal ajustada y una nueva expresión matemática para determinar la abertura de malla para el porcentaje de acumulado pasante deseado.

Tabla 7*Distribución granulométrica del mineral de cabeza en la molienda*

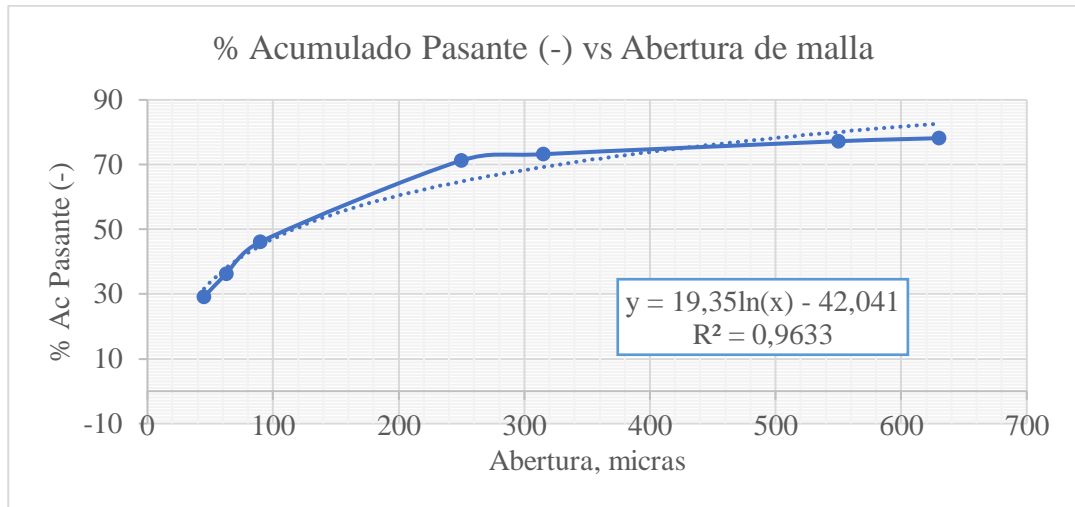
Malla Tyler	Abertura (µm)	Peso (g)	% Peso	% Acumulado retenido (+)	% Acumulado pasante (-)
28	630	217,90	21,83	21,83	78,17
32	550	9,40	0,94	22,77	77,23
48	315	40,10	4,02	26,79	73,21
60	250	19,40	1,94	28,73	71,27
170	90	250,50	25,09	53,82	46,18
230	63	97,80	9,80	63,62	36,38
325	45	72,30	7,24	70,86	29,14
-325	-	290,90	29,14	100,00	0,00
		998,30	100,00		

Tabla 8*Distribución granulométrica: % Acumulado retenido y pasante de la molienda*

Abertura (µm)	% Acumulado pasante (-)	% Acumulado retenido (+)
630	78,17	21,83
550	77,23	22,77
315	73,21	26,79
250	71,27	28,73
90	46,18	53,82
63	36,38	63,62
45	29,14	70,86
	0,00	100,00

Figura 36

Curva de Molienda Experimental

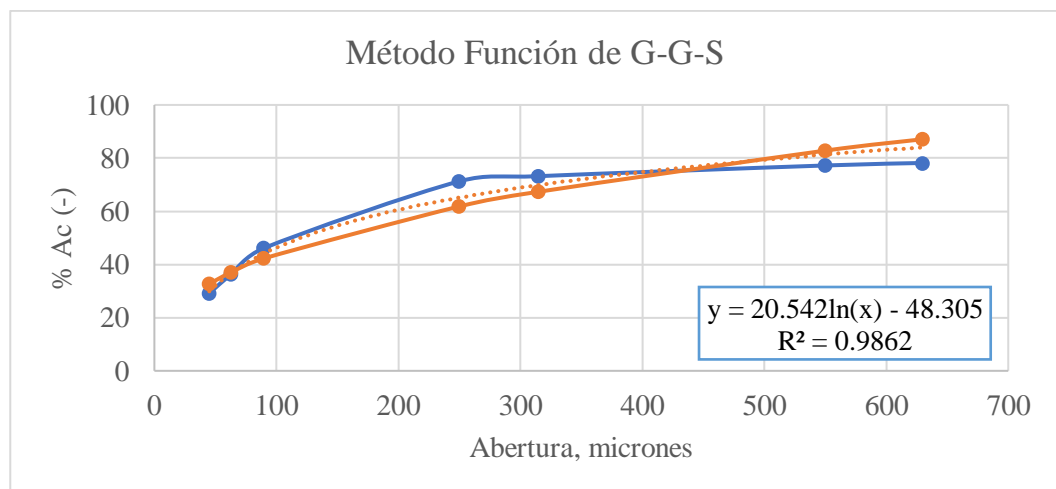


Nota: La curva obtenida de %Acumulado pasante (-) versus la abertura de mallas representan una expresión logarítmica, en consecuencia, el muestreo se efectuó correctamente.

Ajuste de la Curva – Método Función de GATES – GAUDIN – SCHUMANN (G-G-S)

Figura 37

Modelo Función de Distribución de Gates – Gaudin – Schumann (G-G-S)



Nota: La ecuación obtenida permite calcular el % Acumulado pasante (-) para cualquier abertura de malla.

Ecuación resultada:

$$Y = 20,542 \ln(X) - 48,305 \quad \text{Ec. (20)}$$

Donde:

$Y = \% \text{Acumulado pasante (-)}$

$X = \text{abertura de malla en micras}$

Según los parámetros de operación en una columna de flotación, se debe tener porcentaje pasante mayor del 70% pasante; determinaremos con el *Método de Ajuste de G-G-S*, la abertura de malla.

Reemplazando datos en la Ec. (20) tenemos:

$$Y = \% \text{Ac. pasante requerido es : } \mathbf{70 \%}$$

$$X_{\text{calculado}} = \mathbf{317,085 \text{ micras}}$$

Como resultado del cálculo, tenemos que necesitamos una malla Tyler 48, para asegurar un 70 % pasante.

5.1.3. Curva de moliendabilidad

Para la curva de moliendabilidad, se alistaron muestras de 1,0 kg en peso, que pasaron malla -10 al 100 %, para realizar el análisis granulométrico a diferentes tiempos que van desde 0, 3, 5, 8, 11 minutos.

Los resultados se observan en la tabla 9:

Tabla 9

Análisis granulométrico a diferentes tiempos.

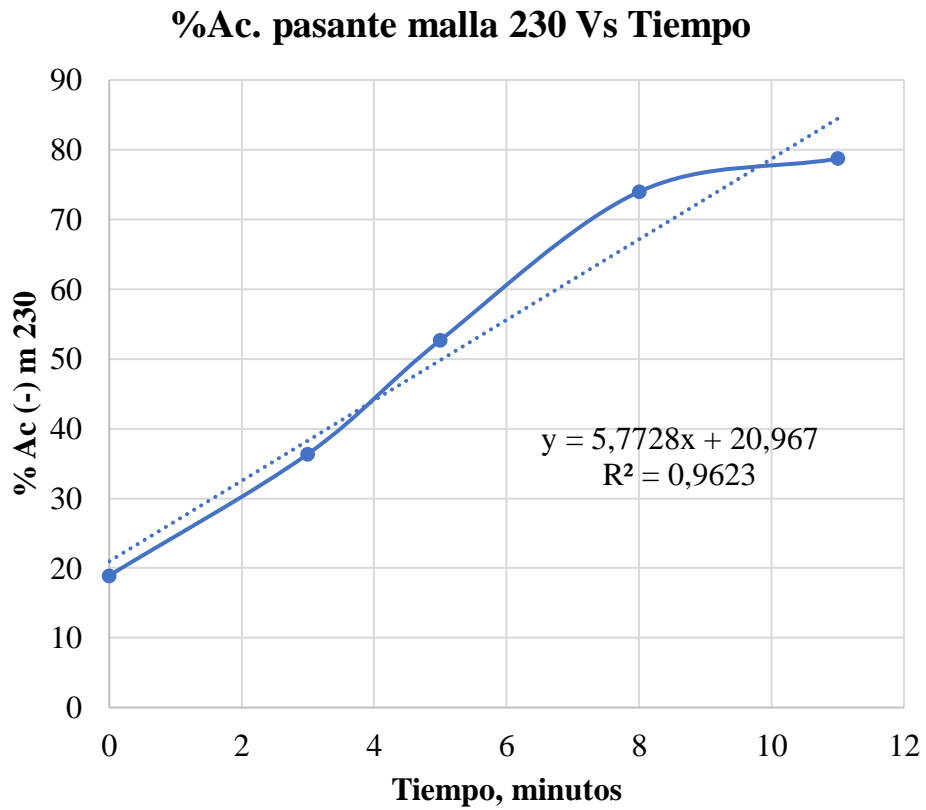
Malla Tyler	Abertura (μm)	tiempo = 0 min				tiempo = 3 min				tiempo = 5 min			
		W, g	% W	% Ac (+)	% Ac (-)	W, g	% W	% Ac (+)	% Ac (-)	W, g	% W	% Ac (+)	% Ac (-)
28	630	438,40	43,44	43,44	56,56	217,90	21,83	21,83	78,17	78,20	7,99	7,99	92,01
32	550	48,60	4,82	48,26	51,74	9,40	0,94	22,77	77,23	3,70	0,38	8,36	91,64
48	315	17,20	1,70	49,97	50,03	40,10	4,02	26,79	73,21	3,30	0,34	8,70	91,30
60	250	121,60	12,05	62,02	37,98	19,40	1,94	28,73	71,27	19,60	2,00	10,70	89,30
170	90	151,60	15,02	77,04	22,96	250,50	25,09	53,82	46,18	223,00	22,77	33,48	66,52
230	63	40,70	4,03	81,07	18,93	97,80	9,80	63,62	36,38	135,40	13,83	47,30	52,70
325	45	38,20	3,79	84,86	15,14	72,30	7,24	70,86	29,14	100,40	10,25	57,56	42,44
-325	-	152,80	15,14	100,00	0,00	290,90	29,14	100,00	0,00	415,60	42,44	100,00	0,00
		1009,1	100,00			998,30	100,00			979,20	100,00		

Continuación de la **Tabla 9**

Malla Tyler	Abertura (μm)	tiempo = 8 min				tiempo = 11 min			
		W, g	% W	% Ac (+)	% Ac (-)	W, g	% W	% Ac (+)	% Ac (-)
28	630	3,90	0,39	0,39	99,61	1,20	0,12	0,12	99,88
32	550	0,27	0,03	0,42	99,58	0,20	0,02	0,14	99,86
48	315	1,77	0,18	0,59	99,41	1,10	0,11	0,25	99,75
60	250	1,34	0,13	0,72	99,28	1,40	0,14	0,39	99,61
170	90	127,40	12,69	13,41	86,59	57,70	5,70	6,08	93,92
230	63	126,70	12,62	26,03	73,97	153,90	15,20	21,28	78,72
325	45	174,92	17,42	43,44	56,56	112,60	11,12	32,40	67,60
-325	-	568,00	56,56	100,00	0,00	684,70	67,60	100,00	0,00
		1004,30	100,00			1012,80	100,00		

Figura 38

Curva de Moliendabilidad: % Ac. pasante en m-230 vs el tiempo de molienda.



Nota: Hacemos un ajuste lineal a la curva resultante para obtener una ecuación y reemplazar los datos de tiempo, con el fin de obtener una nueva curva de moliendabilidad.

Ecuación obtenida:

$$Y = 5,7728 X + 20,9670 \qquad \text{Ec. (21)}$$

Donde:

$Y = \% \text{Acumulado pasante (-) malla 230}$

$X = \text{tiempo en minutos}$

Tabla 10

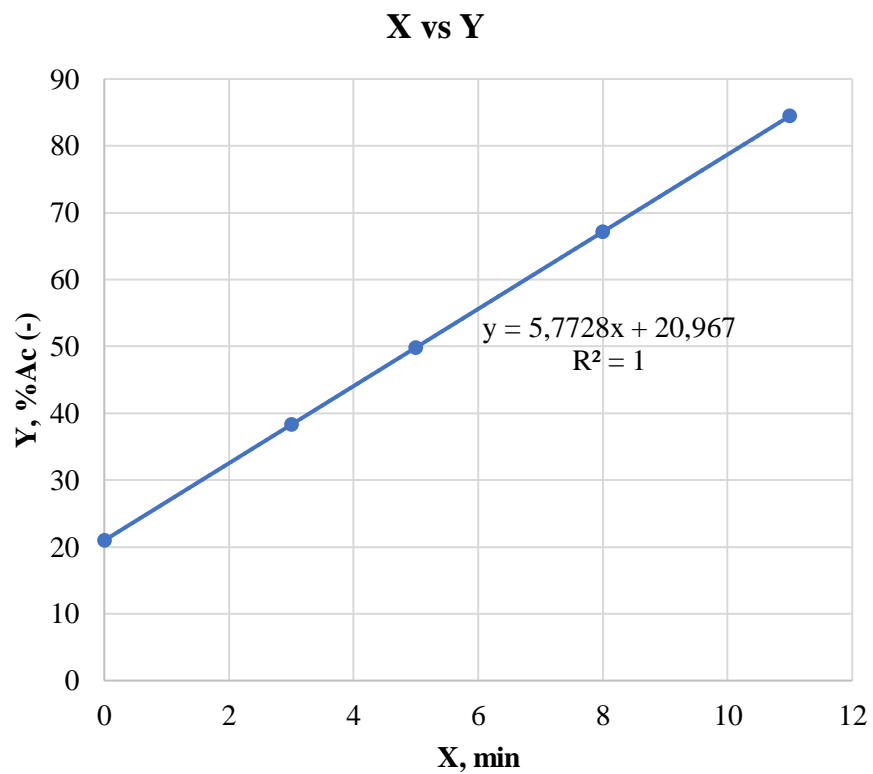
Resultados ajustados de la moliendabilidad

X	Y
0	20,9670
3	38,2854
5	49,8310
8	67,1494
11	84,4678

Nota: Reemplazando los datos de tiempo en la ecuación anterior, como resultado tenemos nuevos datos para graficar y obtendremos una nueva ecuación.

Figura 39

Curva Ajustada de Moliendabilidad



Nota: En la Curva graficada se muestra Y, el % Ac. pasante calculado y X, el tiempo de molienda en minutos, de esta nueva gráfica tenemos la siguiente ecuación ajustada:

$$Y = 5,7728 X + 20,967 \quad \text{Ec. (22)}$$

Cálculo de tiempo de molienda:

De la ecuación anteriormente obtenida, reemplazaremos los datos que requerimos para calcular el tiempo de molienda para las pruebas de flotación en columna:

Según los parámetros de operación en una columna de flotación, se debe tener un tamaño de alimentación de pulpa de un mayor del 70% pasante en malla 200; en ninguna bibliografía consultada especifica o restringe este dato referencial; para nuestro caso usaremos 70% pasante en malla 230.

De la Ecuación: $Y = 5,7728 X + 20,967$

Donde: Y = % Ac. pasante en malla 230 requerido es : **70 %**

$$X_{\text{Calculado}} = \mathbf{8,5 \text{ minutos}}$$

Como resultado del cálculo, tenemos que necesitamos 8,5 minutos de molienda de nuestra muestra, para asegurar un 70 % pasante en la malla 230, y continuar con el trabajo de flotación.

5.2. Determinación de gravedad específica (G.E.), densidad de pulpa y el porcentaje de sólidos en la pulpa

5.2.1. Gravedad específica – Método de la Fiola

Siguiendo con la metodología, se realizaron 3 pruebas para obtener un resultado aceptable.

Los resultados se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 11

Determinación de gravedad específica del mineral – Método de la fiola

DETALLES	A	B	C
Peso de la fiola 0.5 L (g)	159,6	154,7	186,7
Peso de Fiola + Agua destilada (g)	657,5	652,9	684,7
Peso del agua destilada (g)	497,9	498,2	498,0
Peso seco del mineral (g)	200,2	200,2	200,1
Peso de fiola + mineral (g)	359,8	354,9	386,8
Peso fiola + Agua + mineral (g)	790,7	785,8	818,0
Volumen o peso de agua destilada	430,9	430,9	431,2
Volumen del mineral	67,0	67,3	66,8
Peso específico del mineral, g/mL	2,988	2,975	2,996
Peso específico del agua a 4°C y 1 atm g/mL	1,00	1,00	1,00
Gravedad Especifica del mineral	2,99	2,97	3,00

Nota: La gravedad específica, G.E. del mineral en base a la parte experimental es **2,99**; este valor es obtenido mediante la ecuación (10).

Figura 40

Determinación de gravedad específica del mineral – Método de la fiola



5.2.2. Densidad del mineral

Para calcular la densidad de un mineral se empleó la ecuación (11) y para esto se realizaron 3 pruebas, obtenido un resultado promedio, los datos obtenidos y cálculos se muestran en la Tabla 12.

Tabla 12

Determinación de densidad del mineral – Método de la Fiola

DETALLES	A	B	C
Peso de la fiola 0.5 L (g), X	159,6	154,7	186,7
Volumen de Pulpa (mL)	500,0	500,0	500,0
Peso fiola + Agua + mineral (g), Y	790,7	785,8	818,0
Peso de la pulpa (g), Y - X	631,1	631,1	631,3
Densidad de Mineral (kg/m ³)	1262,2	1262,2	1262,6

Nota: La densidad del mineral obtenido de la parte experimental es 1262,33 kg/m³.

5.2.3. Porcentaje de sólidos, % Sólidos

Para la determinación del porcentaje de sólidos, es necesario determinar la gravedad específica de mineral (G.E.), luego se calcula de acuerdo al rango de trabajo de cada muestra, para la flotación convencional rango de trabajo 30 a 33 por ciento de sólidos, para la flotación en columna rango de 10 a 40 por ciento de sólidos, en las siguientes tablas veremos el resumen de cantidades según el porcentaje de sólidos para cada prueba.

Tabla 13

Cantidad de mineral de acuerdo al porcentaje de sólidos requerido en la celda Denver.

Vol. Útil, L	Masa en kg al 30 %	Masa en kg al 33 %
4.50	1.70	1.90

Nota: Conociendo el tamaño de nuestra celda calculamos la cantidad de mineral de acuerdo al porcentaje de sólidos que se requiere.

Tabla 14

Cantidad de mineral de acuerdo al porcentaje de sólidos requerido en la Celda Columna

Altura Columna, m	Volumen Útil, L	Masa en kg al 10 %	Masa en kg al 20 %	Masa en kg al 30 %	Masa en kg al 40 %
1.00	7.00	0.75	1.62	2.62	3.81
1.50	11.00	1.18	2.54	4.12	6.00
2.00	15.00	1.61	3.46	5.62	8.17

Nota: *La cantidad de material a emplear en función del porcentaje de sólidos y al volumen de celda columna; considerando que el porcentaje de sólidos es una variable de estudio.*

5.3. Pruebas Experimentales de Flotación

Las pruebas experimentales en la etapa de flotación de minerales, nos permite obtener información referente a las propiedades físicas y químicas, del mineral que estamos empleando para el trabajo de investigación.

Las pruebas de flotación se desarrollaron en los equipos Celda Denver y Celda Columna, para obtener resultados comparativos y conocer el comportamiento del mineral, en la etapa de recuperación.

5.3.1. Pruebas Experimentales en la Celda Convencional

Para las pruebas experimentales que realizamos en celda convencional son para calcular y determinar el contenido metálico de Pb y Zn en la muestra de mineral proveniente de la U.M. Catalina Huanca.

Además, se determinó algunas condiciones de operación como el tiempo de flotación, dosificación de reactivos, entre otros; que se deben ajustar de acuerdo a nuestros materiales y equipos de laboratorio, y obtener un concentrado parecido o semejante a la Planta “San Jerónimo” de la UM Catalina Huanca.

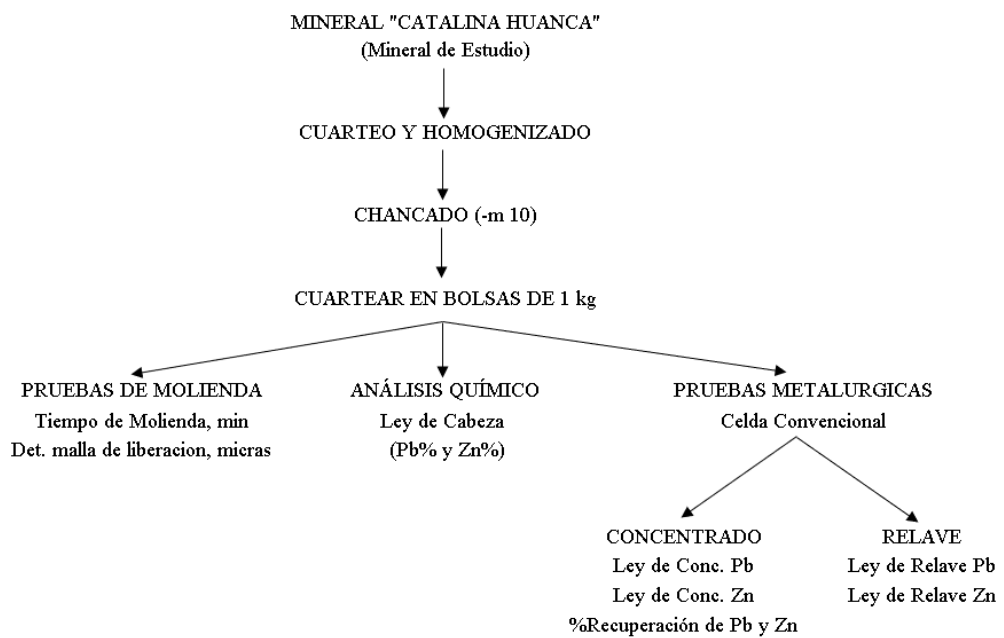
Figura 41

Pruebas Experimentales de Flotación en celda Denver



Figura 42

Secuencia para pruebas de flotación convencional



Preparación de la pulpa y dosificación de reactivos

Según la secuencia de la Figura 42, previamente realizadas las etapas anteriores que vienen desde el cuarteo hasta el análisis químico del mineral de cabeza. Lo que detallaremos a continuación es la preparación de la muestra obtenida de la molienda.

Se preparó una pulpa de 4,5 L (proveniente de la etapa de molienda), volumen útil de la celda Denver, se acondiciono por un tiempo aproximado de 3 a 4 minutos.

Según la Tabla 15, tenemos algunas condiciones y la dosificación de cada reactivo en cada etapa de la flotación.

Los productos de cada etapa y el resultado de los análisis se mostrarán en la Tabla 16, del análisis químico y balance metalúrgico.

Tabla 15

Condiciones de operación y dosificación de reactivos para flotación de sulfuros

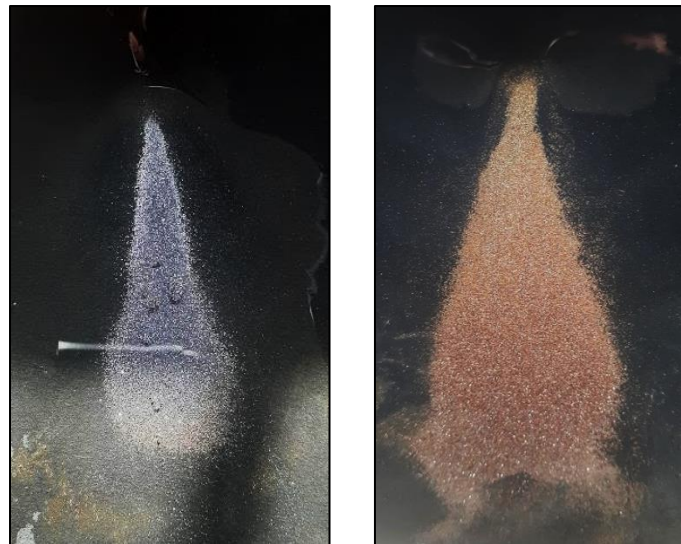
FLOTACIÓN DE MINERALES SULFURADOS					
1. MOLIENDA		2. FLOTACIÓN DE PLOMO		3. FLOTACIÓN DE ZINC	
Peso Mineral, kg:	1,90	Tiempo.: 5 min		Tiempo: 10 min	
% Sólidos:	33%	pH = 7,0		pH = 10,5	
Tiempo molienda	8,5 min.			Etapla Rougher	
pH inicial:	7	Etapla Rougher		Reactivos	Dosis, g/kg
Granulometría	m-230 al 70%	Reactivos	Dosis, g/kg	Cal	4,80
		Z-11	0,01	CuSO ₄	1,20
				Z-11	0,05
				DF-200 (*)	3 a 4 gotas
Reactivos	Dosis, g/kg	Etapla Scavenger		Etapla Scavenger	
Cal	1,00	Tiempo: 9 min		Tiempo: 3 min	
Na ₂ SiO ₃	0,50	Reactivos	Dosis, g/kg	Reactivos	Dosis, g/kg
ZnSO ₄	0,50	ZnSO ₄	0,60	CuSO ₄	1,20
NaCN	0,05	NaCN	0,06	Z-11	0,05
NaHSO ₃	0,05	NaHSO ₃	0,05	CuSO ₄	1,20
		Z-11	0,03	DF-200 (*)	1 gota

Nota: De la tabla podemos apreciar algunas condiciones de operación, además de la dosificación de reactivos ajustado de acuerdo a la masa en función del porcentaje de sólidos presente en la pulpa.

Para ver si la flotación de cada prueba este marchando adecuadamente, una de las formas es tomar una muestra de concentrado recolectado en una plato lunar cóncavo o puruña; este último es el nombre artesanal como se le conoce; empezamos a lavar el concentrado, bateando de forma concéntrica, hasta obtener un fino en la parte onda, inclinamos suavemente para obtener una forma triangular como se ve en la figura 43, para apreciar el material valioso recuperado; y otra manera es tomando una muestra, preparamos y se manda hacer su respectivo análisis químico.

Figura 43

Plateado de concentrados de Plomo y Zinc



Nota: *En el lado izquierdo se observa el plateado de una muestra de concentrado de plomo y al lado derecho una muestra de concentrado de zinc.*

Análisis Químico - Balance metalúrgico

Obtenido los productos de cada etapa de flotación convencional se mandaron al laboratorio químico para el respectivo análisis, y conocer el grado de recuperación y la calidad de los productos (concentrados).

Con los resultados de los análisis químicos, se hicieron los cálculos para el balance metalúrgico, para la cuantificación del material recuperado el cual se detalla en la siguiente tabla.

Tabla 16*Balance metalúrgico de la celda convencional Denver*

Detalle	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g.		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1900	0,94	9,05	17,86	171,95	100,00	100,00		
Conc. Pb	26,00	58,1	10,40	15,11	2,70	84,59	1,57	73,07	
Conc. Zn	314,22	0,28	50,14	0,88	157,55	4,93	91,62		6,05
Relave	1559,78	0,12	0,75	1,87	11,70	10,48	6,80		

Nota: El porcentaje de Ley para el zinc en esta prueba fue de 50,14 y su % recuperación fue de 91,62, valores aproximados de la Planta “San Jerónimo”.

5.3.2. Pruebas Experimentales en la Celda Columna

En base al estudio de antecedentes encontramos artículos e investigaciones que trabajaron con celdas de flotación tipo columna, la evaluación de parámetros de operación en función al grado de recuperación y su calidad de material metálico en minerales como; la galena, crisocola, azurita (otros minerales de cobre) y minerales no metálicos como la fluorita, y carbón.

En nuestro estudio nos abocaremos a determinar una relación óptima de longitud y diámetro R_{LD} , en función de los parámetros de operación seleccionados en la columna, como el porcentaje de sólidos (%) y flujo de inyección de aire (LPH), y como respuesta tenemos al grado de recuperación y la calidad de material recuperado (% Recuperación); para conseguirlo se detalló en el capítulo III – Metodología de Estudio.

Para las pruebas experimentales usaremos el relave proveniente de la flotación convencional (flotación de sulfuros de plomo), este relave para el estudio tiene el nombre de “relave intermedio”, que se convertirá en el mineral de cabeza para la flotación en la celda columna, su análisis químico de esta muestra tiene la siguiente composición: 9,74% de Zn, 0,13 % de Pb, 0,07 % de Cu y contaminante 0,07 % de As.

El resumen de la parte operacional y el diagrama de flujo de las pruebas experimentales se muestra en las siguientes figuras:

Figura 44

Secuencia para las pruebas en la celda columna

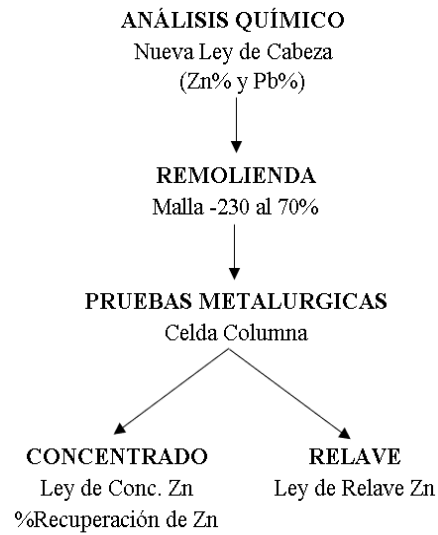
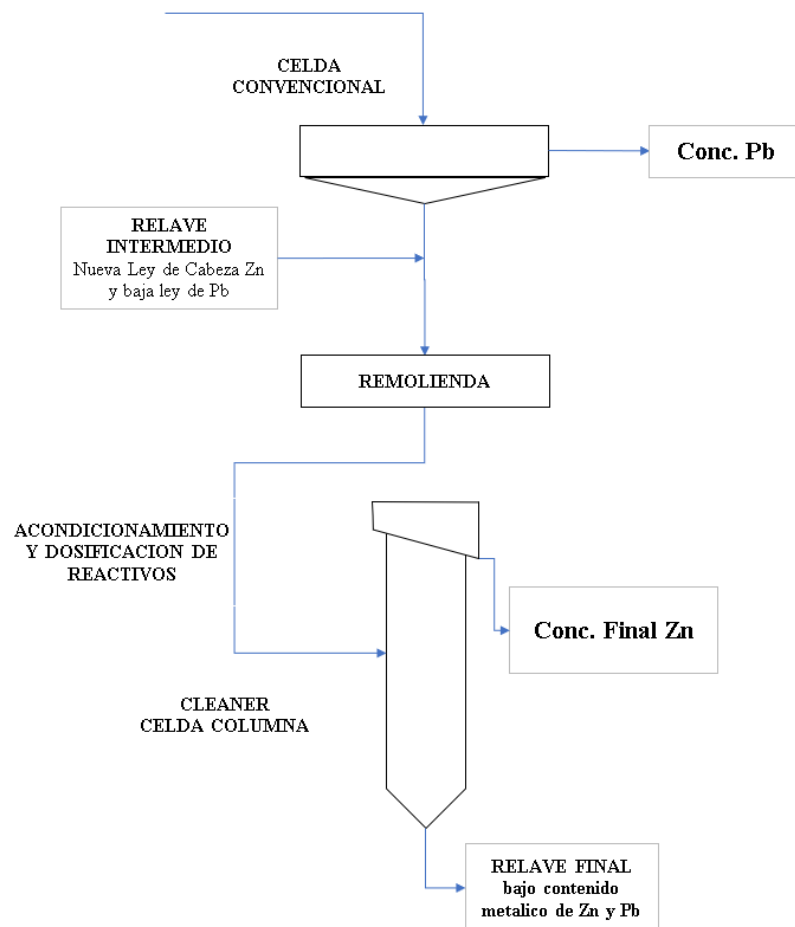


Figura 45

Diagrama de las pruebas experimentales en la celda columna



Condiciones de operación, preparación, acondicionamiento y dosificación de reactivos.

En esta parte de las pruebas experimentales, se siguen los pasos que se muestra en la figura anterior, figura 44.

De la figura 45, el material que se empleara proviene del underflow de la celda convencional, "relave intermedio", y para las pruebas en la columna se convertirá en el mineral de cabeza de nuestro proceso.

El relave intermedio, pasa por una remolienda para asegurar que tenga una granulometría del 70% pasante en #m-230, y mantener el grado de liberación en cada prueba, si es necesario.

Para la preparación y acondicionamiento de la pulpa, se tomó en cuenta el volumen útil de la celda columna, y para lograrlo se hizo el cálculo de dosificación de reactivos en función al peso del mineral.

La cantidad de mineral a emplear están en función al porcentaje de sólidos, y el tamaño de la celda columna, ya que esta varia en volumen a medida que aumenta la altura.

La dosificación de reactivos se detallará en la siguiente tabla.

Tabla 17

Condiciones de operación y dosificación de reactivos en la Celda Columna

FLOTACIÓN EN CELDA COLUMNA			
1. REMOLIENDA		3. FLOTACIÓN DE ZINC	
Peso Mineral, kg:	1,00	Tiempo Acond.: 5 min	
Granulometría	m-230 al 70%	pH = 10,5	
pH inicial:	7,0		
Etapa R-Scv-CI			
Reactivos	Dosis, g/kg	Reactivos	Dosis, g/kg
Cal	4,80	Z-11	0,05
CuSO ₄	1,20	DF-200 (*)	2 gota
NaCN	0,05		

Nota: Esta tabla se realizó en una hoja de cálculo MS Excel, programada para calcular la cantidad de reactivo a dosificar en base al peso de mineral que empleamos para cada prueba, está se encuentra en la tabla 14, en el apartado de Porcentaje de Sólidos (% Sólidos).

Etapa I: Pruebas preliminares

De acuerdo al capítulo III, se designaron las variables de proceso en la *Tabla 2* y sus respectivos rangos de trabajo, según la bibliografía consultada.

Se realizaron las pruebas con el siguiente detalle:

- Se define la relación longitud/ diámetro (R_{LD}) como variable de diseño de la columna, que es un número adimensional.
- En las tablas 18, 19 y 20; describen los valores de trabajo para cada relación L/D en la columna, el rango elegido está acorde con los instrumentos de medición. (Nota: El rango de trabajo no está definido por el marco teórico). Iniciamos tomando un punto máximo, de esta manera se conseguirá un rango más reducido y aceptable para continuar con las siguientes pruebas.
- De acuerdo con los resultados se ampliará o reducirá el rango de trabajo de cada variable.
- La parte operacional de cada prueba se seguirá de acuerdo al capítulo IV, pruebas experimentales en la columna de flotación.
- Los resultados se obtendrán de los análisis químicos de cada muestra y sus respectivos cálculos para el balance metalúrgico correspondiente.

Tabla 18

Variables de operación para un $R_{LD} = 9,84$

Variable	Rango	Valores puntuales	
		Mínimo	Máximo
Porcentaje de sólidos, %	10 - 40	10	40
Caudal de Aire Inyectado, LPH	600 - 800	600	800

Nota: El valor de R_{LD} para este caso, se da por la altura de la columna es de 1,0 metros.

Tabla 19*Variables de operación para un $R_{LD} = 14,76$*

Variable	Rango	Valores puntuales	
		Mínimo	Máximo
Porcentaje de sólidos, %	10 - 40	10	40
Caudal de Aire Inyectado, LPH	600 - 800	600	800

Nota: El valor de R_{LD} para este caso, se da por la altura de la columna es de 1,5 metros.

Tabla 20*Variables de operación para un $R_{LD} = 19,69$*

Variable	Rango	Valores puntuales	
		Mínimo	Máximo
Porcentaje de sólidos, %	10 - 40	10	40
Caudal de Aire Inyectado, LPH	600 - 800	600	800

Nota: El valor de R_{LD} para este caso, se da por la altura de la columna es de 2,0 metros.

En las tablas 21, 22 y 23; se detallará los resultados experimentales de los puntos seleccionados (mínimo y máximo), que se establecieron para las primeras pruebas preliminares en la columna en función de la R_{LD} .

Tabla 21*Resultados de las pruebas preliminares para un $R_{LD} = 9,84$*

Variable	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	Respuesta Y	
Unidad	%	LPH	Ley Concentrado de Zn (%)	% Recuperación Zn
Valor Mínimo	10	600	46,86	76,63
Valor Máximo	40	800	48,07	80,10

Tabla 22*Resultados de las pruebas preliminares para un $R_{LD} = 14,76$*

Variable	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	Respuesta Y	
Unidad	%	LPH	Ley Concentrado de Zn (%)	% Recuperación Zn
Valor Mínimo	10	600	48,89	85,68
Valor Máximo	40	800	48,77	85,62

Tabla 23*Resultados de las pruebas preliminares para un $R_{LD} = 19,69$*

Variable	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	Respuesta Y	
Unidad	%	LPH	Ley Concentrado de Zn (%)	% Recuperación Zn
Valor Mínimo	10	600	45,11	84,23
Valor Máximo	40	800	44,88	83,95

El análisis químico y balance metalúrgico correspondiente a estas pruebas preliminares se detallan en el **Anexo B**.

Con los resultados obtenidos, se continuó realizando más pruebas con la finalidad a ajustar el rango de trabajo de las variables.

Etapa II: Pruebas de Ajuste

En la etapa anterior se realizaron pruebas preliminares para cada relación L/D de la columna, con la finalidad de ajustar el rango de trabajo de las variables que son el porcentaje de sólidos y caudal de aire inyectado; para obtener una recuperación aceptable.

De los resultados obtenidos en la etapa I, ajustamos el rango de las variables de operación para cada relación L/D de la columna.

Continuando con las pruebas a cada relación L/D de la columna de flotación, en la tabla 24, 25 y 26; se detalla el rango de trabajo de cada variable y su respectiva respuesta en Ley Concentración de Zn (%) y el porcentaje de recuperación de Zn.

El análisis químico y balance metalúrgico correspondiente a estas pruebas se detallan en el **Anexo C**.

Tabla 24

Grupo de pruebas y resultados para una $R_{LD} = 9,84$ de columna

Pruebas	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	Respuesta Y	
	%	LPH	Ley Concentrado de Zn (%)	% Recuperación Zn
1	10	680	50,64	89,43
2	12	685	50,26	88,08
3	15	695	49,87	86,71
4	16	700	49,32	85,61
5	18	705	48,76	84,51
6	20	710	47,14	84,45
7	24	715	45,51	84,39

Nota: La variación simultánea de estas variables para este estudio, se ha evaluado previamente al definir las variables de manipulación por el grado de significancia mediante el método de *t* – student y el diagrama de Pareto; resultando éstas de mayor significancia para el estudio.

Tabla 25*Grupo de pruebas y resultados para una $R_{LD} = 14,76$ de columna*

Pruebas	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	Respuesta Y	
	%	LPH	Ley Concentrado de Zn (%)	% Recuperación Zn
1	15	705	50,85	90,84
2	20	710	50,93	91,32
3	24	715	51,01	91,79
4	25	720	51,13	92,07
5	28	725	51,24	92,35
6	30	730	51,50	92,75
7	33	735	51,76	93,14

Tabla 26*Grupo de pruebas y resultados para una $R_{LD} = 19,69$ de columna*

Pruebas	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	Respuesta Y	
	%	LPH	Ley Concentrado de Zn (%)	% Recuperación Zn
1	24	710	46,12	85,97
2	25	715	46,45	86,19
3	28	720	46,77	86,42
4	30	725	48,05	87,78
5	33	735	49,33	89,14
6	35	760	49,56	89,56
7	36	770	49,78	89,97

Para cada grupo de pruebas, se graficó los efectos que tiene las variables del porcentaje de sólidos y caudal de aire inyectado sobre los resultados de Ley concentrado de Zn y su recuperación.

Para una relación de columna $R_{L/D} = 9,84$

Figura 46

Efecto de la variación del porcentaje de sólidos sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{L/D} = 9,84$

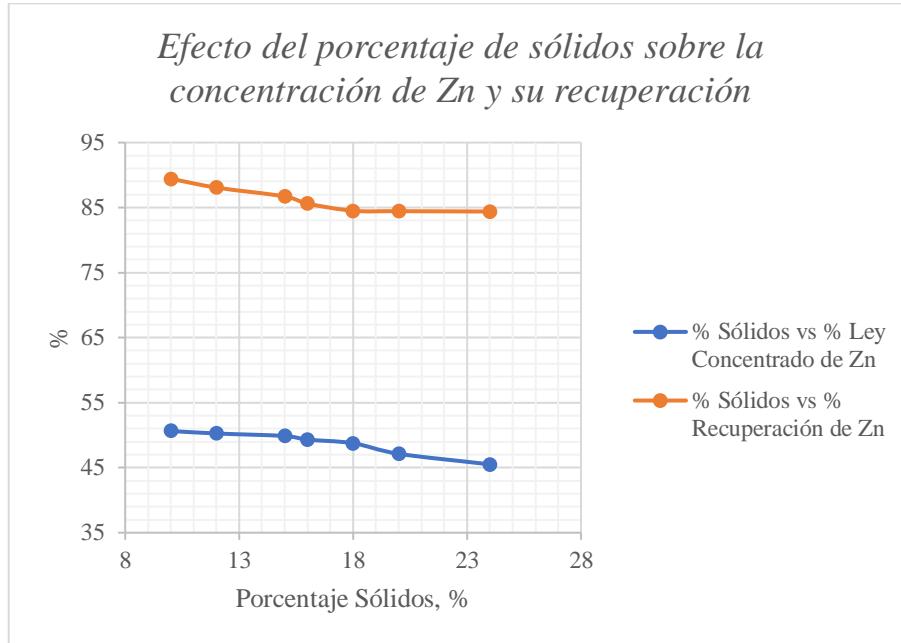
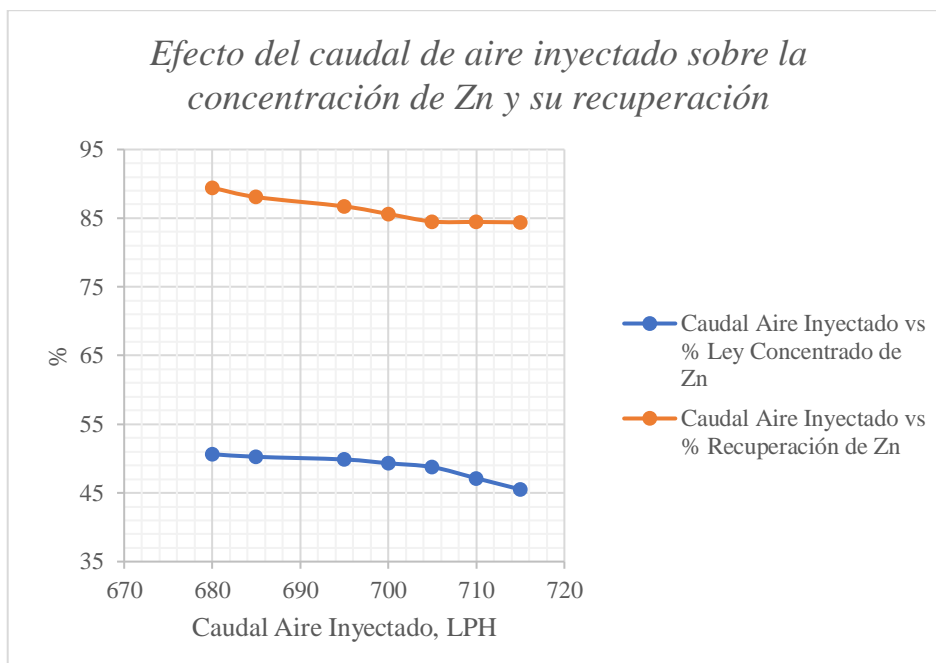


Figura 47

Efecto de la variación del caudal de aire inyectado sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{L/D} = 9,84$



Para una relación de columna $R_{LD} = 14,76$

Figura 48

Efecto de la variación del porcentaje de sólidos sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 14,76$

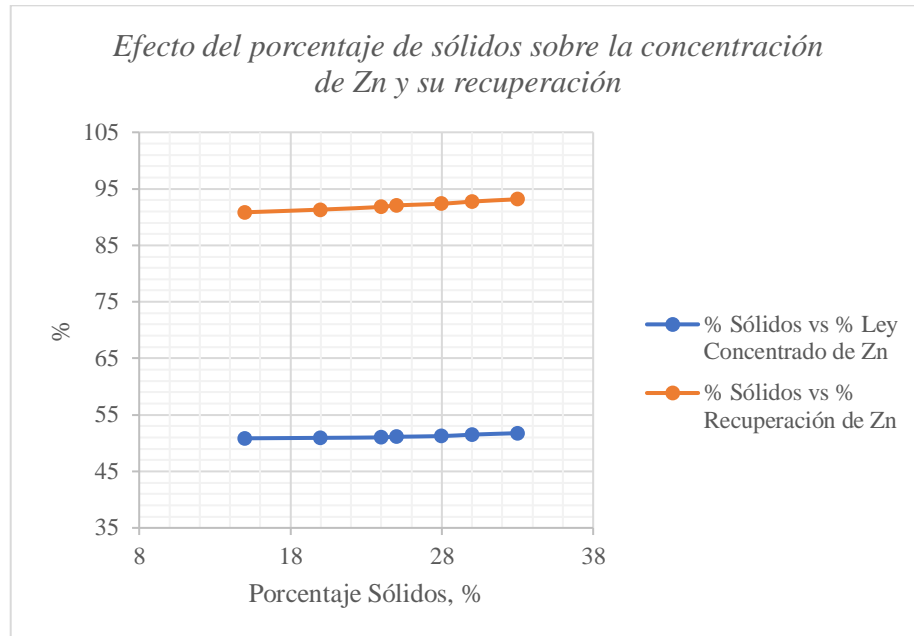
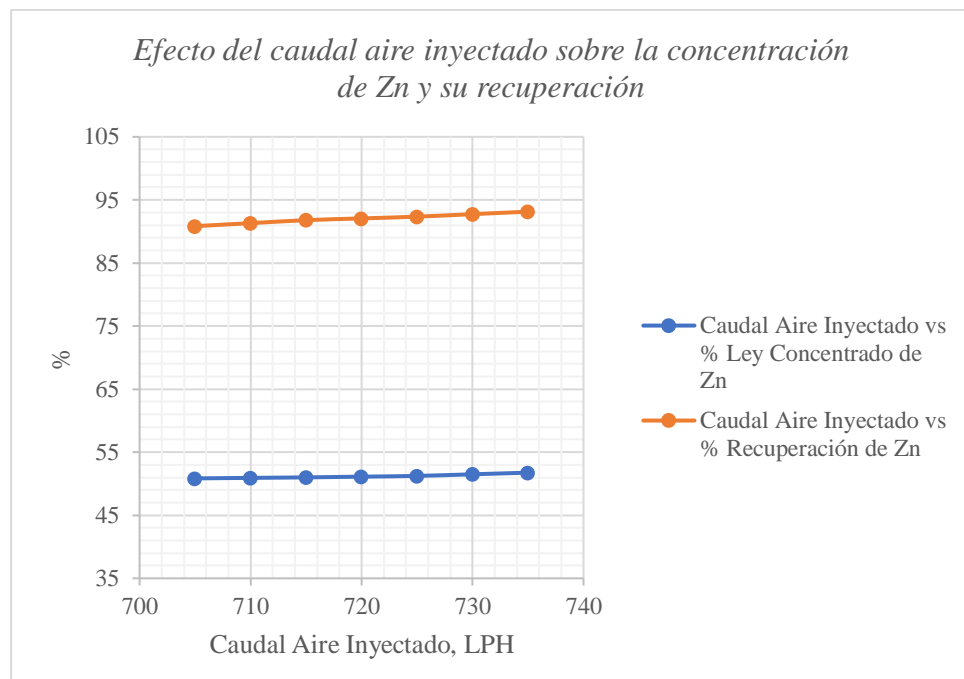


Figura 49

Efecto de la variación del caudal de aire inyectado sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{LD} = 14,76$



Para una relación de columna $R_{L/D} = 19,69$

Figura 50

Efecto de la variación del porcentaje de sólidos sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{L/D} = 19,69$

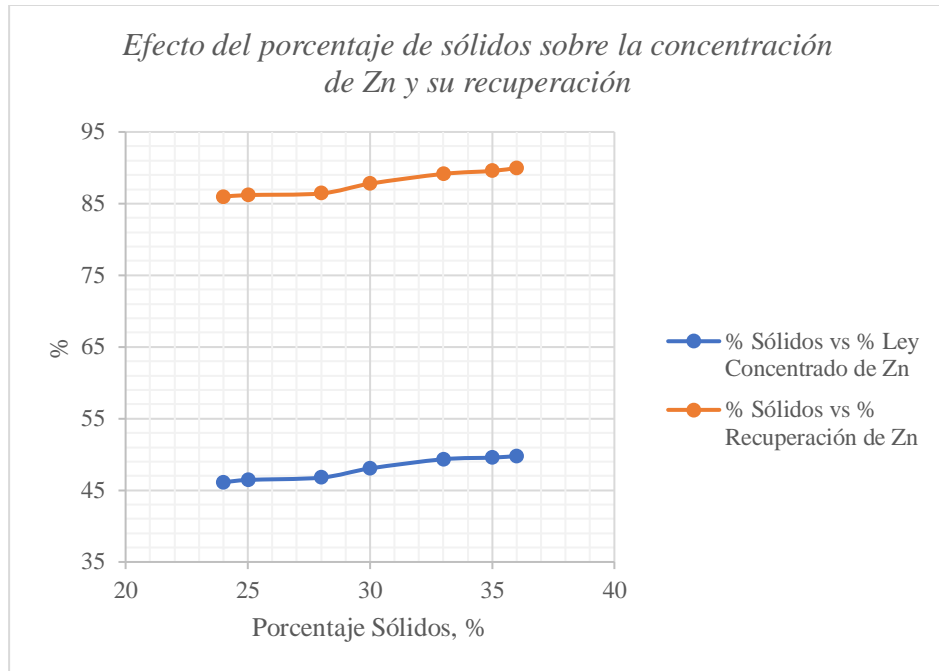
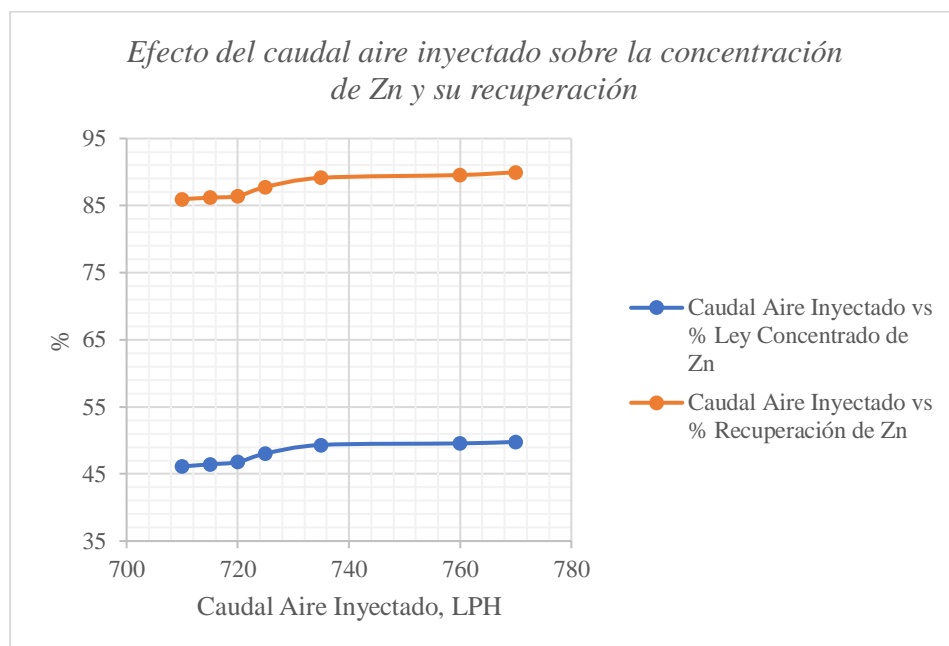


Figura 51

Efecto de la variación del caudal de aire inyectado sobre la concentración de Zn y su recuperación cuando $R_{L/D} = 19,69$



Etapa III: Análisis de resultados

En esta etapa realizaremos un ANOVA y una regresión múltiple con respecto de las variables de estudio en función a los resultados obtenidos de cada grupo de pruebas, usando el software de estadística MiniTab19.

Análisis de resultados para $R_{LD} = 9,84$

En la tabla 27, se detalla los puntos de las variables y el porcentaje de recuperación de Zn.

Tabla 27

Resumen de datos: Variables vs % Recuperación Zn para $R_{LD} = 9,84$

N°	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	% Recuperación Zn
	%	LPH	%
1	10	680	89,43
2	12	685	88,08
3	15	695	86,71
4	16	700	85,61
5	18	705	84,51
6	20	710	84,45
7	24	715	84,39

Análisis de varianza para $R_{LD} = 9,84$

Tabla 28

Análisis de Varianza (ANOVA) para $R_{LD} = 9,84$

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	2	23,3292	98,17%	23,3292	11,6646	107,14	0,000
Porcentaje sólidos (%)	1	20,0503	84,37%	0,8844	0,8844	8,12	0,046
Caudal Aire (LPH)	1	3,2789	13,80%	3,2789	3,2789	30,12	0,005
Error	4	0,4355	1,83%	0,4355	0,1089		
Total	6	23,7647	100,00%				

Nota: Elaborado en software Minitab19

En la tabla 28, del ANOVA para un R_{LD} igual a 9,84; observamos que la mayor significancia está en la variable de caudal de aire inyectado en comparación con el

porcentaje de sólidos, con un coeficiente de regresión R^2 de 98,17 %. Seguimos observando la tabla, el error total del cuadrado medio o MC Ajust., es igual a 0,1089, cuyo valor es el error de la varianza, valor que no es mayor a 1, lo que significa que la variabilidad de los datos es adecuada para el trabajo realizado.

Para el caso, los 2 efectos tienen Valor-p inferiores a 0,05; indicando que son significativamente diferentes a cero en un intervalo de confianza del 95 %.

Tabla 29

Estadística de la regresión múltiple para $R_{LD} = 9,84$

Estadísticas de la regresión	
<i>Coeficiente de correlación múltiple</i>	99,08%
<i>Coeficiente de determinación R^2</i>	98,17%
<i>R^2 ajustado</i>	97,25%
<i>Error típico</i>	0,329958
<i>Observaciones</i>	7

Nota: *Elaborado en software Minitab19*

De la Tabla 29 se tiene el siguiente detalle:

El coeficiente estadístico de R-cuadrado indica un ajuste al modelo es igual a 98,17 % de la variabilidad con respecto al %recuperación de Zn.

El estadístico R-cuadrado ajustado, es un valor más adecuado para la comparación de las variables independientes, cuyo valor es 97,25 %.

El error típico es 0,329958, es el promedio del valor de los residuos.

Modelo matemático

La tabla 30, muestra los coeficientes del modelo matemático para la expresión matemática:

Tabla 30

Coeficientes del modelo matemático para $R_{LD} = 9,84$

Término	Coeficientes	EE del coef.	IC de 95 %	Valor T	Valor p	FIV
Constante	294,3	36,8	(192,2; 396,4)	8,00	0,001	
Porcentaje sólidos	0,431	0,151	(0,011; 0,851)	2,85	0,046	28,53
Caudal aire inyectado	-0,3081	0,0561	(-0,4639; -0,1522)	-5,49	0,005	28,53

Nota: *Elaborado en software Minitab19*

La ecuación de regresión múltiple, que se ajusta a los datos, tiene la siguiente expresión:

Ecuación de modelo matemático:

$$\% \text{ Recuperación Zn} = 294,30 + 0,431 * \% \text{ Sólidos} - 0,308 * Q_{\text{aire inyectado}}$$

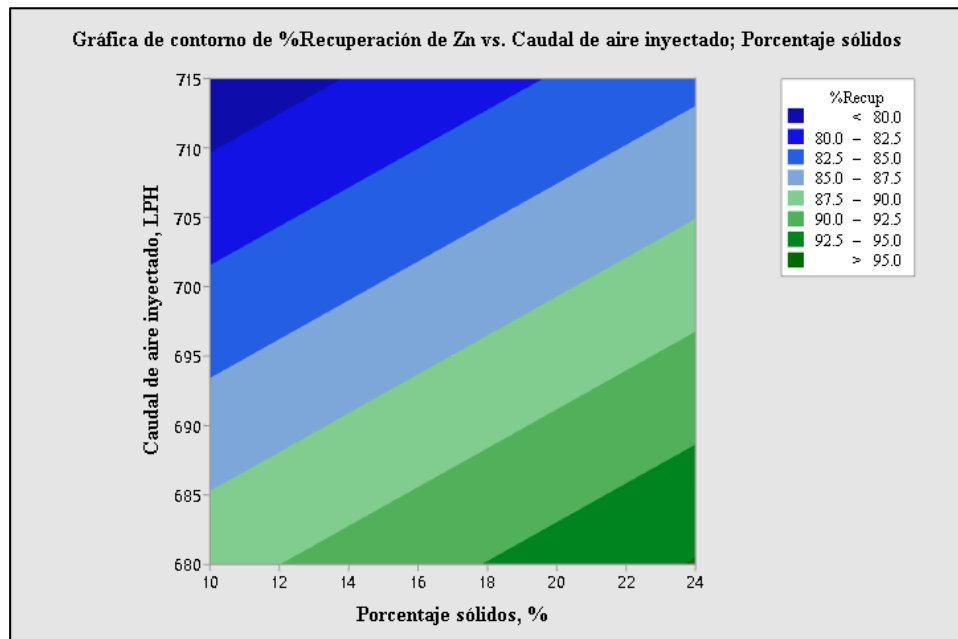
La constante de la ecuación matemática, viene a ser el promedio de los valores del vector respuesta.

Representación gráfica del modelo matemático

La representación gráfica del modelo matemático, está dada por las siguientes gráficas de contorno y de superficie, en las figuras 52 y 53, donde podemos apreciar cuáles son las variables que pueden ser optimizadas para el proceso de estudio.

Figura 52

Análisis de Contorno %Recuperación Zn vs Caudal de aire inyectado y porcentaje de sólidos para $R_{L/D} = 9,84$

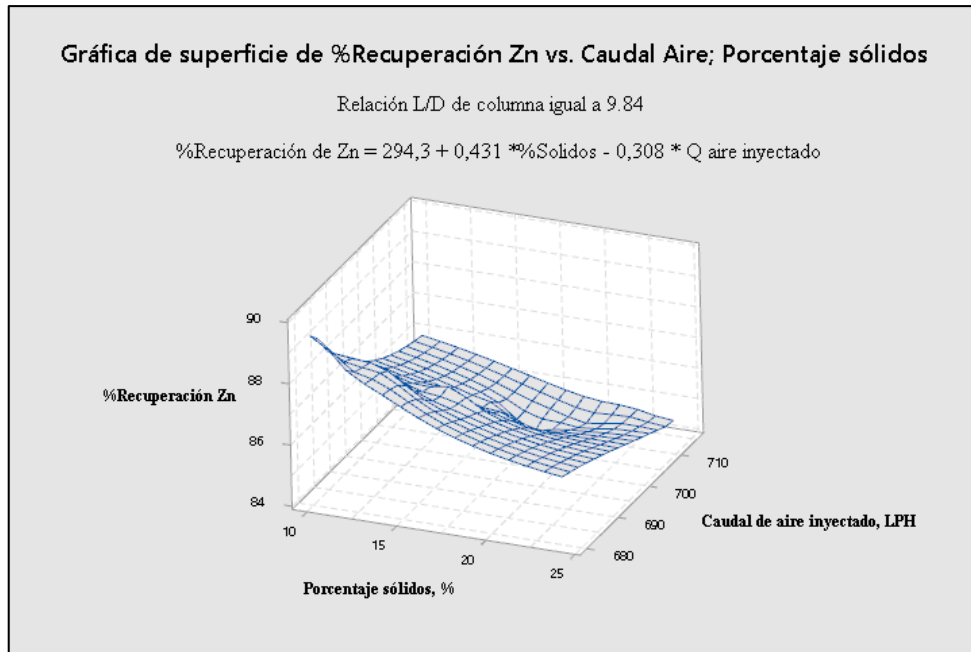


Nota: Elaborado en software Minitab19

En la figura 52 y 53, se observa que, al aumentar el caudal aire inyectado, tenemos un empobrecimiento en la recuperación de Zn, lo cual da como resultado cambiar el rango de trabajo para esta variable para un L/D igual a 9,84.

Figura 53

Superficie de respuesta de % Recuperación de Zn vs Caudal de aire inyectado, porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 9,84$



Nota: Elaborado en software Minitab19

Análisis de resultados para $R_{LD} = 14,76$

En la tabla 31, se detalla los puntos de las variables y el porcentaje de recuperación de Zn.

Tabla 31

Resumen de datos: Variables vs % Recuperación Zn para $R_{LD} = 14,76$

N°	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	% Recuperación Zn
	%	LPH	%
1	15	705	90,84
2	20	710	91,32
3	24	715	91,79
4	25	720	92,07
5	28	725	92,35
6	30	730	92,75
7	33	735	93,14

Análisis de varianza para $R_{LD} = 14,76$

Tabla 32

Análisis de Varianza (ANOVA) para $R_{LD} = 14,76$

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	2	3,83095	99,82 %	3,83095	1,91547	1088,23	0,000
Porcentaje sólidos (%)	1	3,79432	98,86 %	0,02212	0,02212	12,57	0,024
Caudal Aire (LPH)	1	0,03663	0,95 %	0,03663	0,03663	20,81	0,010
Error	4	0,00704	0,18 %	0,00704	0,00176		
Total	6	3,83799	100,00 %				

Nota: Elaborado en software Minitab19

En la tabla 32, del ANOVA para un R_{LD} igual a 14,76, observamos que la mayor significancia está en la variable de caudal de aire inyectado en comparación con el porcentaje de sólidos, con un coeficiente de regresión R^2 de 99,82 %. Seguimos observando la tabla, el error total del cuadrado medio o MC Ajust., es igual a 0,00176, cuyo valor es el error de la varianza, valor que no es mayor a 1, lo que significa que la variabilidad de los datos es adecuada para el trabajo realizado. Para el caso, los 2 efectos tienen Valor-p inferiores a 0,05, indicando que son significativamente diferentes a cero en un intervalo de confianza del 95 %.

Tabla 33

Estadística de la regresión múltiple para $R_{LD} = 14,76$

Estadísticas de la regresión	
Coeficiente de correlación múltiple	99,91 %
Coeficiente de determinación R^2	99,82 %
R^2 ajustado	99,72 %
Error típico	0,041954
Observaciones	7

Nota: Elaborado en software Minitab19

De la Tabla 33 se tiene el siguiente detalle:

El coeficiente estadístico de R-cuadrado indica un ajuste al modelo es igual a 99,82 % de la variabilidad con respecto al % recuperación de Zn.

El estadístico R-cuadrado ajustado, es un valor más adecuado para la comparación de las variables independientes, cuyo valor es 99,72 %.

El error típico es 0,041954, es el promedio del valor de los residuos.

Modelo matemático

La tabla 34, muestra los coeficientes del modelo matemático para la expresión matemática:

Tabla 34

Coeficientes del modelo matemático para $R_{LD} = 14,76$

Término	Coeficientes	EE del coef.	IC de 95 %	Valor T	Valor p	FIV
Constante	60,52	6,20	(43,31; 77,72)	9,77	0,001	
Porcentaje sólidos	0,0574	0,0162	(0,0124; 0,1024)	3,55	0,024	33,36
Caudal aire inyectado	0,04179	0,00916	(0,01636; 0,06721)	4,56	0,010	33,36

Nota: *Elaborado en software Minitab19*

La ecuación de regresión múltiple, que se ajusta a los datos, tiene la siguiente expresión:

Ecuación de modelo matemático:

$$\% \text{ Recuperación Zn} = 60,52 + 0,0574 * \% \text{ Sólidos} + 0,04179 * Q_{\text{aire inyectado}}$$

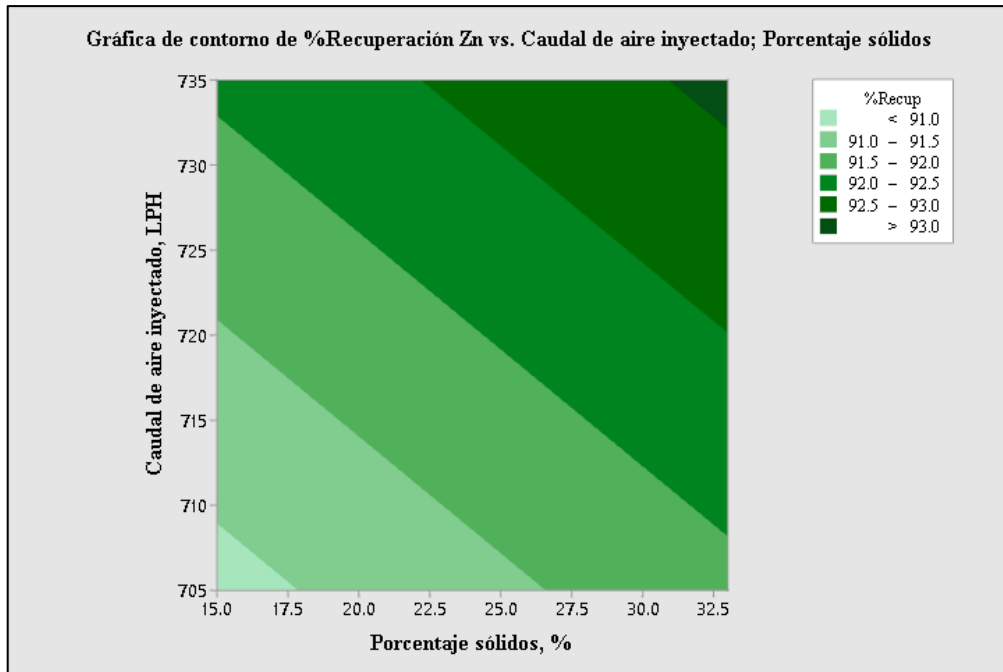
La constante de la ecuación matemática, viene a ser el promedio de los valores del vector respuesta.

Representación gráfica del modelo matemático

La representación gráfica del modelo matemático, está dada por las siguientes gráficas de contorno y de superficie, en las figuras 54 y 55, donde podemos apreciar cuales son las variables que pueden ser optimizadas para el proceso de estudio.

Figura 54

Análisis de contorno de respuesta % Recuperación Zn vs Caudal de aire inyectado y porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 14,76$

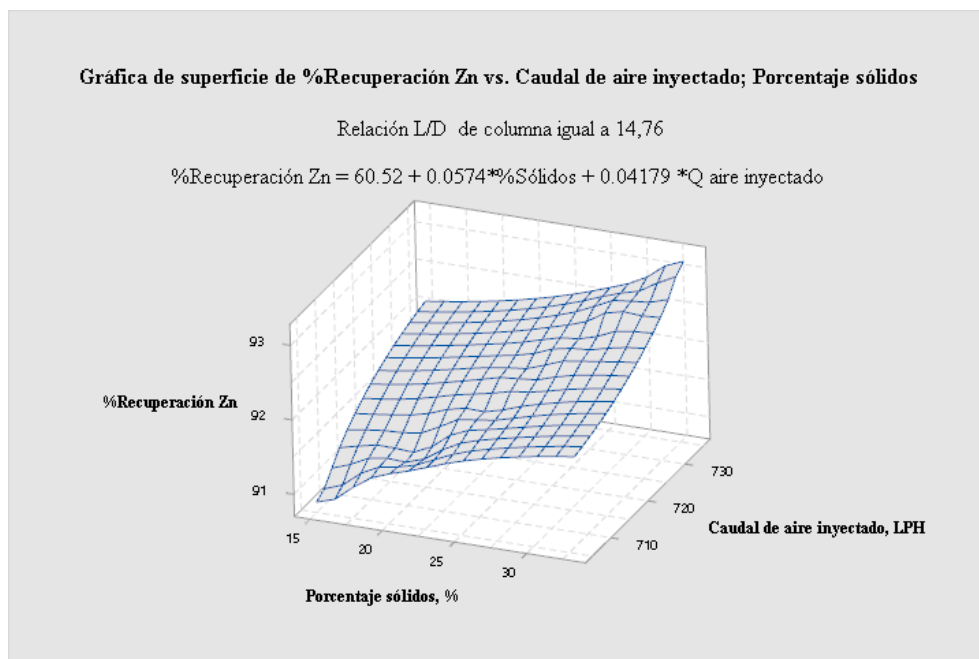


Nota: Elaborado en software Minitab19

En la figura 54 y 55, se observa que, en comparación con la anterior L/D, ahora si aumentamos los valores de cada variable podemos tener una recuperación de Zn favorable, pero la pregunta sería ¿hasta qué punto?, y cuáles serían las variables que influirían en una futura optimización a nivel industrial para esta relación de L/D de columna.

Figura 55

Superficie de respuesta % Recuperación de Zn vs Caudal de aire inyectado, porcentaje de sólidos para $R_{L/D} = 14,76$



Nota: Elaborado en software Minitab19

Análisis de resultados para $R_{L/D} = 19,69$

En la tabla 35, se detalla los puntos de las variables y el porcentaje de recuperación de Zn.

Tabla 35

Resumen de datos: Variables vs % Recuperación Zn para $R_{L/D} = 19,69$

N°	Porcentaje sólidos	Caudal de Aire Inyectado	% Recuperación Zn
	%	LPH	%
1	24	710	85,97
2	25	715	86,19
3	28	720	86,42
4	30	725	87,78
5	33	735	89,14
6	35	760	89,56
7	36	770	89,97

Análisis de varianza para $R_{LD} = 19,69$

Tabla 36

Análisis de Varianza (ANOVA) para $R_{LD} = 19.69$

Fuente	GL	SC Sec.	Contribución	SC Ajust.	MC Ajust.	Valor F	Valor p
Regresión	2	16,8063	96,39 %	16,8063	8,40314	53,45	0,001
Porcentaje sólidos (%)	1	16,7959	96,33 %	1,6825	1,68246	10,70	0,031
Caudal Aire (LPH)	1	0,0104	0,06 %	0,0104	0,01039	0,07	0,810
Error	4	0,6289	3,61 %	0,6289	0,15722		
Total	6	17,4352	100,00 %				

Nota: *Elaborado en software Minitab19*

En la tabla 36, del ANOVA para un R_{LD} igual a 19,69, observamos que ahora la mayor significancia está en la variable de porcentaje de sólidos en comparación al caudal de aire inyectado por tener el valor-p igual a 0,810, valor mayor a 0,05, además con un coeficiente de correlación R^2 de 96,39 %. Seguimos observando la tabla, el error total del cuadrado medio o MC Ajust., es igual a 0,15722, cuyo valor es el error de la varianza, valor que no es mayor a 1, lo que significa que la variabilidad de los datos es adecuada para el trabajo realizado.

Para el caso, solo el efecto de la variable porcentaje de sólidos tiene Valor-p inferior a 0,05, indicando que es significativamente diferentes a cero en un intervalo de confianza del 95 %: pero para el efecto caudal de aire inyectado el Valor-p es superior de 0,05, descartando esta variable por el valor de la significancia para el proceso.

Tabla 37

Estadística de la regresión múltiple para $R_{LD} = 19,69$

Estadísticas de la regresión	
Coeficiente de correlación múltiple	98,18 %
Coeficiente de determinación R^2	96,39 %
R^2 ajustado	94,59 %
Error típico	0,396511
Observaciones	7

Nota: *Elaborado en software Minitab19*

De la Tabla 37 se tiene el siguiente detalle:

El coeficiente estadístico de R-cuadrado indica un ajuste al modelo es igual a 96,39 % de la variabilidad con respecto al % recuperación de Zn.

El estadístico R-cuadrado ajustado, es un valor más adecuado para la comparación de las variables independientes, cuyo valor es 94,59 %.

El error típico es 0,396511, es el promedio del valor de los residuos.

Modelo matemático

La tabla 38, muestra los coeficientes del modelo matemático para la expresión matemática:

Tabla 38

Coefficientes del modelo matemático para $R_{LD} = 19,69$

Término	Coefficientes	EE del coef.	IC de 95 %	Valor T	Valor p	FIV
Constante	74,1	12,4	(39,7; 108,4)	5,99	0,004	
Porcentaje sólidos	0,329	0,100	(0,050; 0,608)	3,27	0,031	8,66
Caudal aire inyectado	0,0053	0,0207	(-0,0521; 0,0627)	0,26	0,810	8,66

Nota: *Elaborado en software Minitab19*

La ecuación de regresión múltiple, que se ajusta a los datos, tiene la siguiente expresión:

Ecuación de modelo matemático:

$$\% \text{ Recuperación Zn} = 74,10 + 0,329 * \% \text{ Sólidos} + 0,0053 * Q_{\text{aire inyectado}}$$

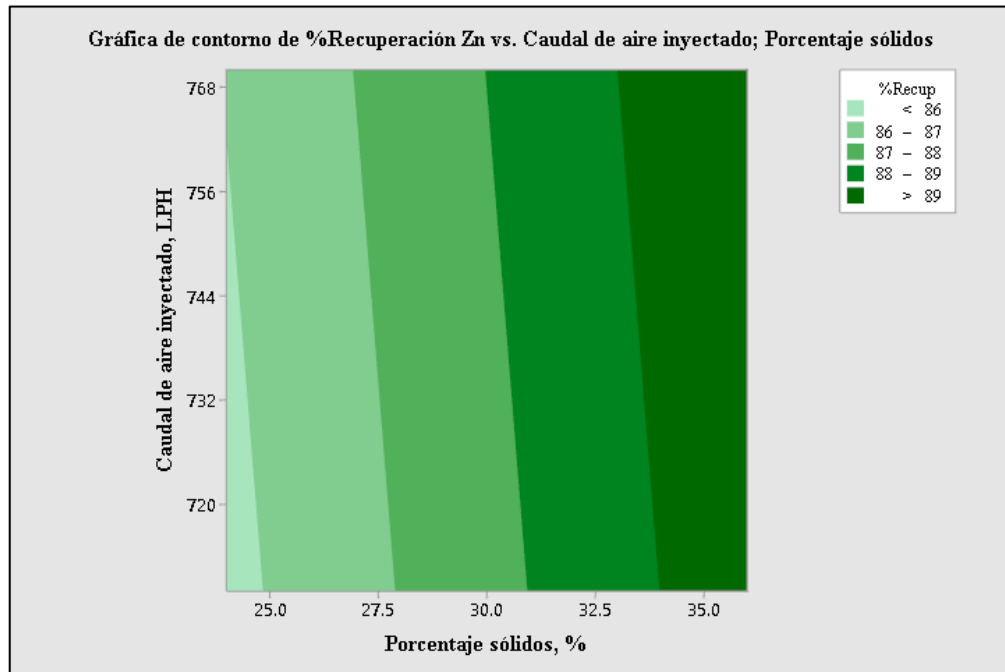
La constante de la ecuación matemática, viene a ser el promedio de los valores del vector respuesta.

Representación gráfica del modelo matemático

La representación gráfica del modelo matemático, está dada por las siguientes gráficas de contorno y de superficie, en las figuras 56 y 57.

Figura 56

Análisis de Contorno de respuesta % Recuperación Zn vs Caudal de aire inyectado y porcentaje de sólidos para $R_{LD} = 19,69$

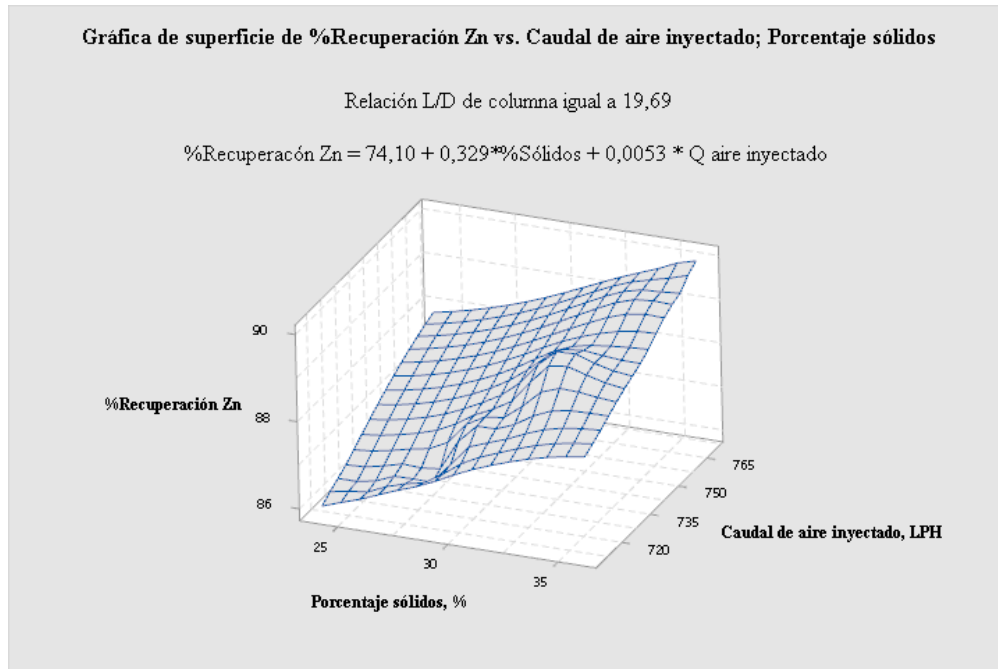


Nota: Elaborado en software Minitab19

En la figura 56 y 57, se observa que, en comparación con los primeros análisis de resultados, estos resultados tienen una leve tendencia de incremento en la recuperación de Zn, mientras que en el primer análisis tiende a disminuir en la recuperación de Zn, esto se debe en parte a la variable caudal de aire inyectado, no tiene una significancia aceptable como muestra la tabla ANOVA para este caso. Esto significaría que en estudios posteriores a este se podría cambiar esta variable o reducir el rango de trabajo de ésta, para seguir considerando como variable independiente, para una L/D de columna igual a 19,69.

Figura 57

Superficie de respuesta % Recuperación de Zn vs Caudal de aire inyectado, porcentaje de sólidos para $R_{L/D} = 19,69$



Nota: Elaborado en software Minitab19

En el **Anexo E**, mostraremos mediante el diagrama de Pareto, que indican cuales son los factores con mayor significancia en el proceso de flotación en columna, para un intervalo de confianza de 95 %, de cada relación de L/D de columna.

Discusión de resultados.

- La Planta Metalúrgica de “San Jerónimo” obtiene en su circuito de Zn, un concentrado con ley promedio de 52,25 % de Zn y 93,26 % de recuperación; en comparación a los resultados de las pruebas en la columna de flotación se tiene un concentrado de 51,76 % de Zn y de recuperación de 93,14 % de recuperación; valores aproximados a los de la planta.

CONCLUSIONES

- Con los resultados obtenidos de la parte experimental, se determinaron diferentes modelos matemáticos, expresado en las variables seleccionadas en función del porcentaje recuperación de Zn, para cada relación de L/D de la columna de flotación; tenemos:

Para $R_{L/D} = 9,84$:

$$\% \text{ Recuperación Zn} = 294,30 + 0,431 * \% \text{ Sólidos} - 0,308 * Q_{\text{aire inyectado}}$$

Para $R_{L/D} = 14,76$:

$$\% \text{ Recuperación Zn} = 60,52 + 0,0574 * \% \text{ Sólidos} + 0,0418 * Q_{\text{aire inyectado}}$$

Para $R_{L/D} = 19,69$:

$$\% \text{ Recuperación Zn} = 74,10 + 0,329 * \% \text{ Sólidos} + 0,0053 * Q_{\text{aire inyectado}}$$

- Descartando $R_{L/D}$ igual a 9,84 y 19,69, el primero porque la regresión múltiple en función del % recuperación de Zn, se encuentra con pendiente negativa, y el valor de T-Student (T-Student de tablas es 2,45 para dos colas, **Anexo G**), de cada variable es inferior al dato de tabla. Para el segundo caso, la variable de Caudal de aire inyectado, viene a ser una variable de descarte por el valor-p superior al 5 %, en el intervalo de confianza de 95 %.
 - Para el caso $R_{L/D}$ igual a 14,76, si es aceptable por tener el grado de significancia por debajo del 5 %, con nivel de confianza del 95 %, además los valores del T-Student para cada variable es superior a 2,45 (dato de Tabla).
 - De los resultados de la parte obtenemos que, la relación óptima L/D de la columna es de **14,76**, cuyo valor máximo es de 93,14 % en recuperación de Zn.
- De la revisión bibliográfica consultada, se reconoció los parámetros operacionales de una columna de flotación como, la granulometría, aireación, tiempo de flotación, dosificación de reactivos, densidad de pulpa, porcentaje de

sólidos, otros; en la tabla 2, se clasifico como variables independientes y controladas, destacando la relación de L/D, porcentaje de sólidos y caudal de aire inyectado, por su grado de significancia.

- Mediante el reporte de análisis químicos a las pruebas realizadas, se conoce la ley concentrado o grado de calidad del concentrado obtenido de cada prueba, cuyos valores como mínimo es 45,51 % y valor máximo de 51,76 %; y mediante el balance metalúrgico se determinó el porcentaje de recuperación de Zn, cuyo valor máximo es de 93,14 %.

RECOMENDACIONES

- Conocer la mineralogía, composición y características de un mineral, ya que con la información obtenida podemos determinar una adecuada liberación completa o parcialmente completa para finalmente tener una recuperación aceptable del material valioso trabajado.
- Incentivar el manejo de software de aplicación industrial, simulación y programación, debido a que las tecnologías están cambiando constantemente, es necesario la aplicación de sistemas computacionales para predecir un fenómeno en una operación o proceso.
- Se debe realizar la mayor cantidad de pruebas preliminares para establecer una línea de tendencia favorable con respecto a la respuesta, y esta refleje resultados aceptables a una escala industrial.
- Contar con una experiencia e información previa, del manejo de equipos de flotación de minerales, asimismo como la manipulación y preparación de reactivos químicos en este rubro, ya que el exceso de reactivos o la mala manipulación puede conducir a error, que generan grandes pérdidas materiales y económicas.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

LIBROS E INFORMES

Aguilar, M. (2002). Comparación de la flotación entre Celda Convencional y Columna para la obtención de concentrados de Plomo de la Unidad Taxco, en Taxco, GRO., perteneciente al Grupo México. Universidad Nacional Autónoma de México. Tesis. Disponible en: <http://132.248.9.195/ppt2002/0309011/0309011.pdf>

Allendes, M. (2009). Implementación de una Metodología para selección de espumantes de flotación. Punta Arenas, Chile, Universidad de Magallanes, Tesis. Disponible en: http://www.umag.cl/biblioteca/tesis/allendes_aravena_2009.pdf

Ascarza, A. (1994). Estudio Técnico – Económico Comparativo entre las Celdas Convencionales y las Celdas Tipo Columna. Ayacucho, Perú. Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga. Tesis. Disponible en Biblioteca General de la UNSCH.

Azañero, A. & at. (2009). Avances en Flotación Columnar. Instituto de Investigación de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia Y Ciencias Geográficas – UNMSM. Disponible en: <https://acortar.link/ORkUOb>

Gamboa, J. A. (2017). Mantenimiento Centrado en la Confiabilidad para el Molino de Bolas Kurimoto 8´x 6´ en la Unidad Minera Catalina Huanca, Trujillo, Perú: Tesis, Universidad Nacional de Trujillo, pp 4-16. Disponible en: <https://acortar.link/l1wycy>

Ortiz, J. A. (2012). Columna de Flotación Espumante a Escala Piloto para Beneficio de Carbones. Santiago de Cali, Colombia. Universidad Del Valle, Tesis. Disponible en: <https://acortar.link/y0QVHh>

Pinto, D. A. (2011), Implementación de una Columna de Flotación para Reducir el Contenido de Cenizas de Carbones Magallánicos. Punta Arenas, Chile, Universidad de Magallanes. Disponible en: http://www.umag.cl/biblioteca/tesis/pinto_caro_2011.pdf

Quispe, L. A. (2018). Sistema de Explotación en la Mina Catalina Huanca S.A.C. Sociedad Minera. Puno – Perú: Tesis, Universidad Nacional del Altiplano, pp 12 – 27. Disponible en: <https://acortar.link/rhWodJ>

Rubinstein, J. B. (1997). Flotación en Columna – Proceso, Diseño y Practicas. Madrid, España. Editorial Rocas y Minerales.

Suarez, G. A.; Garcia, E. & Amariz J. J. (2005). Flotación en Columna como técnica de Beneficio para Minerales Finos, Tecnura, vol. 9, núm. 17, pp 4-15. Disponible en: <https://www.redalyc.org/pdf/2570/257021014008.pdf>

Suca, J. C. (2017). Optimización del Proceso de Flotación para la Recuperación de un Preconcentrado de Oro en Minerales Sulfurados de la Minera COLIBRI S.A.C. Caraveli – Arequipa. Puno, Perú: Tesis, Universidad Nacional del Altiplano. Disponible en: <https://acortar.link/buFOXZ>

Torres, J. M. (2016). Implementación de Celdas Columnas en la Flotación de Minerales de Estaño. Arequipa, Perú. Universidad Nacional de San Agustín. Tesis. Disponible en: <https://acortar.link/CcxhXF>

Yianatos, J. B. (1990). Column Flotation: Modelling and Technology. Valparaiso, Chile: Universidad de Santa María. Disponible en: <https://acortar.link/3ATiNP>

REVISTAS Y ARTÍCULOS

Arburo-Xtrata, K. (2007). *Flotación de Minerales* – Manual de Procesamiento.

Finch, J. A. & Dobby, G.S. (1990). *Column Flotation*. Pergamon Press, Oxford.

Gallegos. M. (s.a.). *Flotación, Estado del Arte*. Instituto de Minería. Universidad Tecnológica de Mixteca. Disponible en: <https://acortar.link/ykesPT>

Quiroz, I. (1998). *Flotación diferencial de Sulfuros*. Artículo Científico.

Villachica, C. A. (1985). *Flotación de Menas Polimetálicas*. Artículo Científico.

PÁGINAS WEB

Astucuri, T. V. (1999), Introducción a la Flotación de Minerales. Lima, Perú. Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia Y Ciencias Geográficas – UNMSM. Disponible en: <https://acortar.link/ORkUOb>

Azañero, A. & Morales M. (1999). Evaluación de Reactivos de Flotación. Revista Del Instituto de Investigación de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia Y Ciencias Geográficas – UNMSM. Disponible en: <https://acortar.link/ORkUOb>

LISTA DE ABREVIATURAS

Zn:	Zinc
Pb:	Plomo
Cu:	Cobre
Ag:	Plata
Oz:	Onzas
TM:	Tonelada métrica
TMD:	Tonelada métrica diaria.
R L/D:	Relación Longitud/ Diámetro
Slurry:	Suspensión de partículas en un líquido.
μm :	Micrómetro.
m.s.n.m.	Metros Sobre el Nivel del Mar.
LPH:	Litros por hora.
LPM:	Litros por minuto.
LPS:	Litros por segundo.
% Sólidos:	Porcentaje de sólidos.
U.M.	Unidad Minera.
G.E.:	Gravedad Especifica
J_g :	Velocidad superficial de aire
J_L :	Velocidad superficial del liquido
ϵ_g :	Holdup fraccionado
U_L :	Velocidad intersticial del líquido.
t_{ri} :	Tiempo de retención del liquido
Re:	Número adimensional de Reynolds

GLOSARIO

Cabeza: Es el mineral bruto o fresco que se alimenta a la planta de tratamiento o beneficio.

Celda: Depósito en el que se efectúa procesos metalúrgicos para recuperar metales. Celda de flotación en los procesos de concentración de metales y celdas electrolíticas en los procesos de refinación electrolítica.

Celdas de flotación: Equipo en donde se efectúa el proceso de flotación de minerales y que consta de un tanque y un agitador especial. El agitador está montado en un eje hueco para permitir el ingreso del aire.

Concentración: Proceso mediante el cual las especies mineralógicas con valor económico que se encuentran contenidas en un mineral, son separadas del material no valioso o de desecho, utilizando para tal efecto operaciones unitarias tales como chancado, molienda, flotación, etc.

Concentrado: Mineral de alta ley, obtenido mediante diversos procesos físicos o químicos en plantas especialmente diseñadas para este fin. Las plantas de flotación procesan el mineral extraído de la mina, mediante cribado, chancado, molienda, adición de reactivos, flotación selectiva, filtrado y secado.

Diagrama de Flujo (Flowsheet): Muestra satisfactoriamente la secuencia de las operaciones en la planta. En su forma más simple, se presenta como un diagrama de bloques en el cual se agrupan todas las operaciones de un solo carácter.

Ensayo: Análisis químico de un mineral, concentrado o metal para determinar la cantidad de especies valiosas. Normalmente las leyes de metales preciosos se dan en onzas por tonelada corta o gramos por tonelada métrica, mientras que las leyes de metales no preciosos se expresan en porcentaje.

Flotación: Proceso metalúrgico que permite la separación de las especies valiosas contenidas en un mineral, del material estéril. Para lograr una buena separación, es necesaria que estas especies valiosas sean liberadas del material estéril. Esto se logra moliendo el mineral en circuitos de molienda. La separación se realiza en agua formándose una pulpa y en donde las partículas sólidas se mantienen en suspensión por medio de unos agitadores especialmente diseñados para este caso.

Ganga: Roca u otro material sin valor dentro del cual se encuentran incluidos los minerales valiosos. La ganga hace que la ley del metal disminuya, por lo que es necesario separarla de la mena, como primera etapa en la concentración.

Granulometría: tamaño de partícula que presenta la mena a procesar, es la variable sobre la cual debe ponerse más énfasis en su control, debido a su efecto en la recuperación metalúrgica y en la selectividad del concentrado final.

Ley: Es el parámetro que expresa la calidad de un mineral, un concentrado, o cualquier producto que contenga especies metálicas. Normalmente la ley se expresa en porcentajes.

Mena: Una mena es un mineral del que se puede extraer un elemento, un metal generalmente, por contenerlo en cantidad suficiente para ser aprovechado. Así, se dice que un mineral es mena de un metal cuando mediante minería es posible extraer ese mineral de un yacimiento y luego mediante metalurgia obtener el metal de ese mineral, las menas suelen ser óxidos, sulfuros o silicatos.

Molienda: Etapa de reducción de tamaño posterior al chancado que utiliza los equipos denominados molinos (estructuras giratorias continuas).

Muestra: Es una pequeña porción de materia que representa a una cantidad mayor o todo y que permita la determinación de la calidad de cada uno de los componentes.

Muestreo: Selección de una parte fraccionada, sin embargo, muy representativa de un depósito mineral para someterlo a análisis.

Muestreo sistemático: Es un tipo de muestreo probabilístico donde se hace una selección aleatoria del primer elemento para la muestra, y luego se seleccionan los elementos posteriores utilizando intervalos fijos o sistemáticos hasta alcanzar el tamaño de muestra deseado.

Pulpa: Mena o mineral que ha sido chancado y molido y se encuentra preparado con los reactivos listo para su proceso en las celdas de flotación.

Recuperación: Porcentaje del metal valioso en el mineral que se recupera por tratamiento metalúrgico.

Relave: Es la parte sin valor que sale del tratamiento, está constituido fundamentalmente por ganga y lleva consigo algo de mena.

ANEXOS

ANEXO A. RESUMEN DE CÁLCULOS DE CADA PRUEBA EN LA CELDA COLUMNA

Tabla A1

Cálculo de Bías en la columna, para cada relación L/D

Parámetro	Unidades	R _{L/D}		
		9,84	14,76	19,69
Caudal de pulpa de alimentación, Q_{Alimentación}	L/min	2,20	2,40	2,90
Caudal de agua de Lavado, Q_{Lavado}	L/min	1,42	3,04	4,03
Caudal de relave, Q_{Relave}	L/min	1,50	3,05	4,03
Bias en la Columna: Q_{Relave} / Q_{Lavado}	-	1,05	1,00	1,00

Nota: El valor de Bías en la columna debe ser mayor o igual a 1, por adicción de agua de lavado.

Tabla A2

Cálculo de la Velocidad Superficial de aire, Jg

Pruebas	R L/D = 9,84			R L/D = 14,76			R L/D = 19,69		
	Caudal de Aire Inyectado	Caudal de Aire Inyectado	Jg	Caudal de Aire Inyectado	Caudal de Aire Inyectado	Jg	Caudal de Aire Inyectado	Caudal de Aire Inyectado	Jg
	LPH	cm ³ /s	cm/s	LPH	cm ³ /s	cm/s	LPH	cm ³ /s	cm/s
1	680	188,89	2,33	705	195,83	2,42	710	197,22	2,43
2	685	190,28	2,35	710	197,22	2,43	715	198,61	2,45
3	695	193,06	2,38	715	198,61	2,45	720	200,00	2,47
4	700	194,44	2,40	720	200,00	2,47	725	201,39	2,48
5	705	195,83	2,42	725	201,39	2,48	735	204,17	2,52
6	710	197,22	2,43	730	202,78	2,50	760	211,11	2,60
7	715	198,61	2,45	735	204,17	2,52	770	213,89	2,64
	Jg promedio		2,39	Jg promedio		2,47	Jg promedio		2,51

Nota: Dato constante; área transversal de la columna es igual a 81,07 cm²

Tabla A3

Cálculo de la Velocidad Superficial del líquido en la columna, J_L

Parámetro	Unidades	Relación L/D de columna		
		9,84	14,76	19,69
Caudal de relave, Q_{Relave}	L/min	1,50	3,05	4,03
Caudal de relave, Q_{Relave}	cm ³ /s	24,95	50,79	67,19
Velocidad Superficial del Líquido, J_L	cm/s	0,308	0,626	0,829

Nota: Dato constante; área transversal de la columna es igual a 81,07 cm²

Tabla A4

Cálculo de Holdup Fraccionado, ϵ_g

Pruebas	<i>R L/D = 9,84</i>			<i>R L/D = 14,76</i>			<i>R L/D = 19,69</i>		
	Porcentaje sólidos	Densidad pulpa	ϵ_g	Porcentaje sólidos	Densidad pulpa	ϵ_g	Porcentaje sólidos	Densidad pulpa	ϵ_g
	%	kg/L	%	%	kg/L	%	%	kg/L	%
1	10	1,009	15,158	15	1,014	15,906	24	1,022	15,900
2	12	1,011	15,128	20	1,019	15,828	25	1,023	15,885
3	15	1,014	15,083	24	1,022	15,782	28	1,026	15,838
4	16	1,015	15,068	25	1,023	15,766	30	1,028	15,807
5	18	1,017	15,038	28	1,026	15,720	33	1,030	15,777
6	20	1,019	15,009	30	1,028	15,690	35	1,033	15,731
7	24	1,022	14,965	33	1,030	15,659	36	1,034	15,716
		<i>ϵ_g promedio</i>	15,064		<i>ϵ_g promedio</i>	15,765		<i>ϵ_g promedio</i>	15,808

Parámetros adicionales	Unidad	<i>R L/D</i>		
		9,84	14,76	19,69
Longitud de la Zona de Recuperación	m	0,85	1,24	1,60
H ₁ nivel inferior	m	0,01	0,03	0,07
H ₂ nivel superior	m	0,14	0,23	0,33

Nota: La densidad de pulpa está en función del % Sólidos para las pruebas; para cada prueba se calculó el Holdup fraccionado, los valores resultantes están por encima de 15 %, y para cada R_{LD} sus valores son 15,064 %, 15,765 % y 15,808 %.

Tabla A5*Cálculo de la Velocidad Intersticial del líquido, U_L*

Parámetros	Unidades	$R_{L/D}$		
		9,84	14,76	19,69
Velocidad Superficial del líquido, J_L	cm/s	0,31	0,63	0,83
Holdup Fraccionado, ϵ_g	-	0,151	0,158	0,158
Velocidad intersticial del líquido en la columna, U_L	cm/s	0,362	0,744	0,984

Tabla A6*Cálculo del tiempo de residencia del líquido, T_{RL}*

Parámetros	Unidades	R L/D		
		9,84	14,76	19,69
Holdup Fraccionado, ϵ_g	-	0,151	0,158	0,158
Longitud de la Zona de Recuperación	metros	0,85	1,24	1,60
Caudal de relave, Q Relave	m ³ /min	0,00150	0,00305	0,00403
Tiempo de residencia del líquido	min	3,9105	2,7789	2,7089

*Nota: Dato constante; área transversal de la columna es igual a 0,008107 m².***Tabla A7***Cálculo del Número de Reynolds*

Parámetros	Unidades	$R_{L/D}$		
		9,84	14,76	19,69
Velocidad intersticial del líquido en la columna, U_L	cm/s	0,362	0,744	0,984
Numero de Reynolds	-	420,58	863,40	1142,86
Tipo de Régimen	-	Laminar	Laminar	Laminar

Datos Adicionales:*Densidad del flujo de relaves, 1,3015 g/cm³ (obtenido de la parte experimental)**Diámetro equivalente de la columna, 10,16 cm**Viscosidad dinámica del líquido a 15 °C, 0,01139 poise (g/cm*s)**Re < 2300, Fluido de Régimen Laminar**Re > 4000, Fluido de Régimen Turbulento*

ANEXO B. BALANCE METALÚRGICO DE CADA PRUEBA PRELIMINAR

Balance Metalúrgico para un L/D de columna igual a 9,84

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 10 % y Caudal aire inyectado de 600 LPH

PP-001	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	750	0.94	9.04	7.05	67.80	100.00	100.00		
Conc. Pb	11.21	55.14	9.71	6.18	1.09	87.69	1.61	66.90	
Conc. Zn	110.87	0.16	46.86	0.18	51.96	2.52	76.63		6.76
Relave	627.92	0.11	2.35	0.69	14.76	9.80	21.76		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 40 % y Caudal aire inyectado de 800 LPH

PP-002	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	3810	0.94	9.04	35.81	344.42	100.00	100.00		
Conc. Pb	57.68	55.14	9.71	31.81	5.60	88.81	1.63	66.05	
Conc. Zn	573.94	0.2	48.07	1.15	275.89	3.21	80.10		6.64
Relave	3178.38	0.09	1.98	2.86	62.93	7.99	18.27		

Balance Metalúrgico para un L/D de columna igual a 14,76

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 10 % y Caudal aire inyectado de 600 LPH

PP-003	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1180	0.94	9.04	11.09	106.67	100.00	100.00		
Conc. Pb	17.73	55.14	9.71	9.78	1.72	88.14	1.61	66.56	
Conc. Zn	186.94	0.13	48.89	0.24	91.39	2.19	85.68		6.31
Relave	975.33	0.11	1.39	1.07	13.56	9.67	12.71		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 40 % y Caudal aire inyectado de 800 LPH

PP-004	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	6000	0.94	9.04	56.40	542.40	100.00	100.00		
Conc. Pb	88.04	55.14	9.71	48.54	8.55	86.07	1.58	68.15	
Conc. Zn	952.26	0.2	48.77	1.90	464.42	3.38	85.62		6.30
Relave	4959.71	0.12	1.4	5.95	69.44	10.55	12.80		

Balance Metalúrgico para un L/D de columna igual a 19,69

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 10 % y Caudal aire inyectado de 600 LPH

PP-005	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1610	0.94	9.04	15.13	145.54	100.00	100.00		
Conc. Pb	23.94	55.14	9.71	13.20	2.32	87.21	1.60	67.26	
Conc. Zn	271.75	0.18	45.11	0.49	122.58	3.23	84.23		5.92
Relave	1314.32	0.11	1.57	1.45	20.63	9.55	14.18		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 40 % y Caudal aire inyectado de 800 LPH

PP-006	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	8170	0.94	9.04	76.80	738.57	100.00	100.00		
Conc. Pb	121.97	55.14	9.71	67.25	11.84	87.57	1.60	66.98	
Conc. Zn	1381.60	0.16	44.88	2.21	620.06	2.88	83.95		5.91
Relave	6666.43	0.11	1.6	7.33	106.66	9.55	14.44		

ANEXO C. BALANCE METALÚRGICO DE CADA PRUEBA EXPERIMENTAL

Balance Metalúrgico para un L/D de columna igual a 9,84

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 10 % y Caudal aire inyectado de 680 LPH

PE-001	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	750	0.94	9.04	7.05	67.80	100.00	100.00		
Conc. Pb	10.56	56.55	9.74	5.97	1.03	84.70	1.52	71.03	
Conc. Zn	119.74	0.28	50.64	0.34	60.64	4.76	89.43		6.26
Relave	619.70	0.12	0.99	0.74	6.14	10.55	9.05		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 12 % y Caudal aire inyectado de 685 LPH

PE -002	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	910	0.94	9.04	8.55	82.26	100.00	100.00		
Conc. Pb	12.99	56.55	9.74	7.34	1.26	85.85	1.54	70.07	
Conc. Zn	144.17	0.27	50.26	0.38	72.45	4.47	88.08		6.31
Relave	752.84	0.11	1.14	0.83	8.54	9.68	10.39		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 15 % y Caudal aire inyectado de 695 LPH

PE -003	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1160	0.94	9.04	10.90	104.86	100.00	100.00		
Conc. Pb	16.78	56.55	9.74	9.49	1.63	87.01	1.56	69.14	
Conc. Zn	182.34	0.25	49.87	0.46	90.93	4.18	86.71		6.36
Relave	960.89	0.1	1.28	0.96	12.30	8.81	11.73		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 16 % y Caudal aire inyectado de 700 LPH

PE -004	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1250	0.94	9.04	11.75	113.00	100.00	100.00		
Conc. Pb	18.04	56.55	9.74	10.20	1.76	86.82	1.55	69.29	
Conc. Zn	196.17	0.24	49.32	0.46	96.74	3.92	85.61		6.37
Relave	1035.79	0.11	1.4	1.09	14.50	9.26	12.83		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 18 % y Caudal aire inyectado de 705 LPH

PE -005	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1430	0.94	9.04	13.44	129.27	100.00	100.00		
Conc. Pb	20.59	56.55	9.74	11.65	2.01	86.63	1.55	69.44	
Conc. Zn	224.05	0.22	48.76	0.49	109.25	3.67	84.51		6.38
Relave	1185.35	0.11	1.52	1.30	18.02	9.70	13.94		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 20 % y Caudal aire inyectado de 710 LPH

PE -006	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		%Pb	%Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1620	0.94	9.04	15.23	146.45	100.00	100.00		
Conc. Pb	23.60	56.55	9.74	13.34	2.30	87.62	1.57	68.66	
Conc. Zn	262.38	0.21	47.14	0.55	123.67	3.62	84.45		6.17
Relave	1334.03	0.1	1.54	1.33	20.48	8.76	13.98		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 24 % y Caudal aire inyectado de 715 LPH

PE -007	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		%Pb	%Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	2000	0.94	9.04	18.80	180.80	100.00	100.00		
Conc. Pb	29.46	56.55	9.74	16.66	2.87	88.60	1.59	67.90	
Conc. Zn	335.28	0.2	45.51	0.67	152.58	3.57	84.39		5.97
Relave	1635.27	0.09	1.55	1.47	25.35	7.83	14.02		

Balance Metalúrgico para un L/D de columna igual a 14,76

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 15 % y Caudal aire inyectado de 705 LPH

PE -001	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	1840	0.94	9.04	17.30	166.34	100.00	100.00		
Conc. Pb	27.29	56.55	9.74	15.43	2.66	89.21	1.60	67.44	
Conc. Zn	297.15	0.22	50.85	0.65	151.10	3.78	90.84		6.19
Relave	1515.57	0.08	0.83	1.21	12.58	7.01	7.56		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 20 % y Caudal aire inyectado de 710 LPH

PE -002	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	2540	0.94	9.04	23.88	229.62	100.00	100.00		
Conc. Pb	37.26	56.55	9.74	21.07	3.63	88.24	1.58	68.18	
Conc. Zn	411.70	0.23	50.93	0.93	209.68	3.88	91.32		6.17
Relave	2091.05	0.09	0.78	1.88	16.31	7.88	7.10		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 24 % y Caudal aire inyectado de 715 LPH

PE -003	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	3140	0.94	9.04	29.52	283.86	100.00	100.00		
Conc. Pb	45.55	56.55	9.74	25.76	4.44	87.27	1.56	68.94	
Conc. Zn	510.80	0.23	51.01	1.17	260.56	3.98	91.79		6.15
Relave	2583.65	0.1	0.73	2.58	18.86	8.75	6.64		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 25 % y Caudal aire inyectado de 720 LPH

PE -004	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	3300	0.94	9.04	31.02	298.32	100.00	100.00		
Conc. Pb	47.72	56.55	9.74	26.99	4.65	87.00	1.56	69.15	
Conc. Zn	537.25	0.22	51.13	1.18	274.67	3.81	92.07		6.14
Relave	2715.03	0.11	0.7	2.85	19.01	9.19	6.37		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 28 % y Caudal aire inyectado de 725 LPH

PE -005	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	3780	0.94	9.04	35.53	341.71	100.00	100.00		
Conc. Pb	54.50	56.55	9.74	30.82	5.31	86.73	1.55	69.36	
Conc. Zn	615.87	0.21	51.24	1.29	315.57	3.64	92.35		6.14
Relave	3109.64	0.11	0.67	3.42	20.83	9.63	6.10		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 30 % y Caudal aire inyectado de 730 LPH

PE -006	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	4120	0.94	9.04	38.73	372.45	100.00	100.00		
Conc. Pb	59.88	56.55	9.74	33.86	5.83	87.44	1.57	68.80	
Conc. Zn	670.74	0.22	51.50	1.48	345.43	3.81	92.75		6.14
Relave	3389.38	0.1	0.63	3.39	21.18	8.75	5.69		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 33 % y Caudal aire inyectado de 735 LPH

PE -007	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	4650	0.94	9.04	43.71	420.36	100.00	100.00		
Conc. Pb	68.13	56.55	9.74	38.53	6.64	88.14	1.58	68.25	
Conc. Zn	756.45	0.23	51.76	1.74	391.54	3.98	93.14		6.15
Relave	3825.42	0.09	0.58	3.44	22.19	7.88	5.28		

Balance Metalúrgico para un L/D de columna igual a 19,69

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 24 % y Caudal aire inyectado de 710 LPH

PE -001	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	4290	0.94	9.04	40.33	387.82	100.00	100.00		
Conc. Pb	62.19	56.55	9.74	35.17	6.06	87.21	1.56	68.98	
Conc. Zn	722.88	0.18	46.12	1.30	333.39	3.23	85.97		5.93
Relave	3504.93	0.11	1.38	3.86	48.37	9.56	12.47		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 25 % y Caudal aire inyectado de 715 LPH

PE -002	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	4500	0.94	9.04	42.30	406.80	100.00	100.00		
Conc. Pb	64.58	56.55	9.74	36.52	6.29	86.34	1.55	69.68	
Conc. Zn	754.96	0.21	46.45	1.55	350.64	3.66	86.19		5.96
Relave	3680.46	0.12	1.36	4.23	49.87	10.01	12.26		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 28 % y Caudal aire inyectado de 720 LPH

PE -003	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	5160	0.94	9.04	48.50	466.46	100.00	100.00		
Conc. Pb	73.30	56.55	9.74	41.45	7.14	85.46	1.53	70.39	
Conc. Zn	861.95	0.23	46.77	1.98	403.14	4.09	86.42		5.99
Relave	4224.75	0.12	1.33	5.07	56.19	10.45	12.05		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 30 % y Caudal aire inyectado de 725 LPH

PE -004	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	5620	0.94	9.04	52.83	508.05	100.00	100.00		
Conc. Pb	81.16	56.55	9.74	45.90	7.91	86.88	1.56	69.24	
Conc. Zn	928.13	0.23	48.05	2.09	445.97	3.95	87.78		6.06
Relave	4610.70	0.11	1.18	4.84	54.18	9.16	10.66		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 33 % y Caudal aire inyectado de 735 LPH

PE -005	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	6340	0.94	9.04	59.60	573.14	100.00	100.00		
Conc. Pb	93.06	56.55	9.74	52.63	9.06	88.31	1.58	68.13	
Conc. Zn	1035.71	0.22	49.33	2.28	510.92	3.82	89.14		6.12
Relave	5211.22	0.09	1.02	4.69	53.15	7.87	9.27		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 35 % y Caudal aire inyectado de 760 LPH

PE -006	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	6840	0.94	9.04	64.30	618.34	100.00	100.00		
Conc. Pb	100.00	56.55	9.74	56.55	9.74	87.96	1.58	68.40	
Conc. Zn	1117.50	0.22	49.56	2.40	553.78	3.74	89.56		6.12
Relave	5622.50	0.10	0.98	5.34	54.82	8.31	8.87		

Condiciones de operación: Porcentaje sólidos de 36 % y Caudal aire inyectado de 770 LPH

PE -007	Peso, g	Ley %		Cont. Metálico, g		% Recuperación		Radio (K)	
		% Pb	% Zn	Pb	Zn	Pb	Zn	Ka	Kb
Cabeza	7100	0.94	9.04	66.74	641.84	100.00	100.00		
Conc. Pb	103.39	56.55	9.74	58.47	10.07	87.60	1.57	68.67	
Conc. Zn	1160.08	0.21	49.78	2.44	577.49	3.65	89.97		6.12
Relave	5836.53	0.10	0.93	5.84	54.28	8.75	8.46		

ANEXO D. REPORTE ANÁLISIS QUÍMICO DE LAS PRUEBAS METALÚRGICAS PRELIMINARES Y EXPERIMENTALES – Laboratorio Actlabs Skyline Perú S.A.C.

Resultados de pruebas metalúrgicas preliminares

Símbolo de Analito	As	Cu	Pb	Zn	Pb	Zn
Código de Análisis	ME2	ME2	ME2	ME2	Pb-V	Zn-V
Símbolo de Unidad	%	%	%	%	%	%
Límite Detección	0.01	0.01	0.01	0.01	5.00	5.00
CBZ/GRL	0.07	0.07	0.94	9.04		
CC/PP/Pb				9.71	55.14	
PP - 01 Cc			0.16			46.86
PP - 01 Rlv			0.11	2.35		
PP - 02 Cc			0.20			48.07
PP - 02 Rlv			0.09	1.98		
PP - 03 Cc			0.13			48.89
PP - 03 Rlv			0.11	1.39		
PP - 04 Cc			0.20			48.77
PP - 04 Rlv			0.12	1.40		
PP - 05 Cc			0.18			45.11
PP - 05 Rlv			0.11	1.57		
PP - 06 Cc			0.16			44.88
PP - 06 Rlv			0.11	1.6		

Resultados de pruebas metalúrgicas experimentales para R L/D = 9,84

Símbolo de Analito	As	Cu	Pb	Zn	Pb	Zn
Código de Análisis	ME2	ME2	ME2	ME2	Pb-V	Zn-V
Símbolo de Unidad	%	%	%	%	%	%
Límite Detección	0.01	0.01	0.01	0.01	5.00	5.00
CBZ/GRL	0.07	0.07	0.94	9.04		
CC/PP/Pb				9.74	56.55	
LDA Cc / PE - 01			0.28			50.64
LDA Rlv / PE - 01			0.12	0.99		
LDA Cc / PE - 02			0.27			50.26
LDA Rlv / PE - 02			0.11	1.14		
LDA Cc / PE - 03			0.25			49.87
LDA Rlv / PE - 03			0.10	1.28		
LDA Cc / PE - 04			0.24			49.32
LDA Rlv / PE - 04			0.11	1.40		
LDA Cc / PE - 05			0.22			48.76
LDA Rlv / PE - 05			0.11	1.52		
LDA Cc / PE - 06			0.21			47.14
LDA Rlv / PE - 06			0.10	1.54		
LDA Cc / PE - 07			0.20			45.51
LDA Rlv / PE - 07			0.09	1.55		

Resultados de pruebas metalúrgicas experimentales para R L/D = 14,76

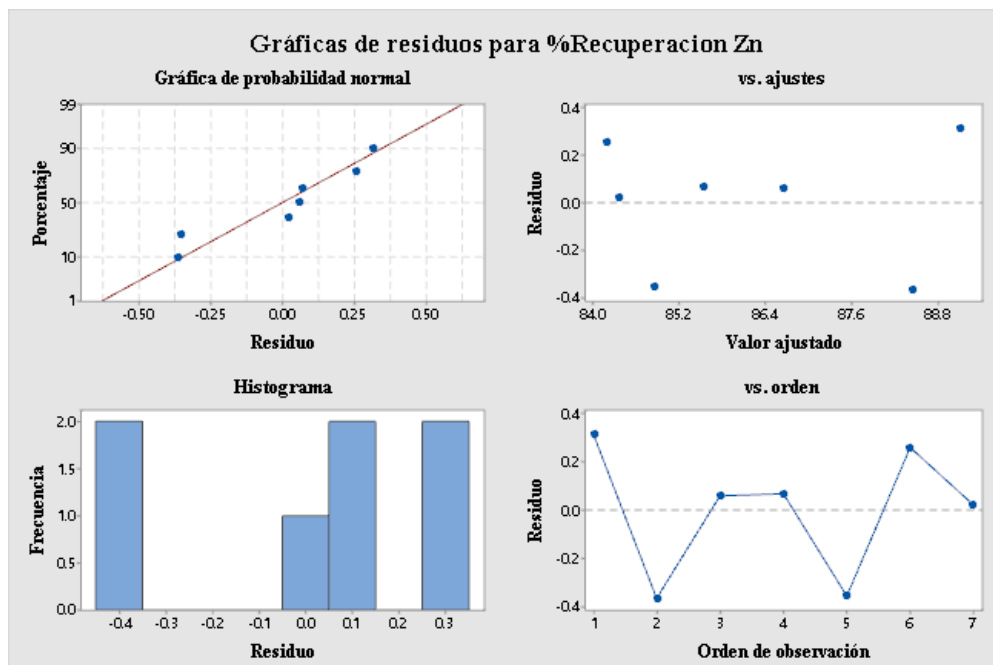
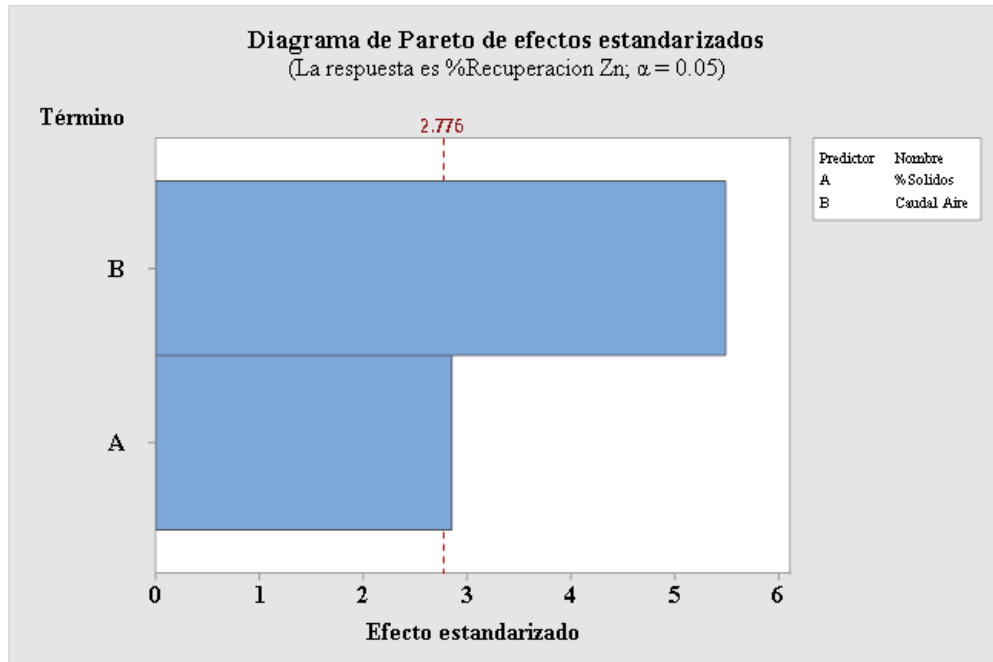
Símbolo de Analito	As	Cu	Pb	Zn	Pb	Zn
Código de Análisis	ME2	ME2	ME2	ME2	Pb-V	Zn-V
Símbolo de Unidad	%	%	%	%	%	%
Límite Detección	0.01	0.01	0.01	0.01	5.00	5.00
CBZ/GRL	0.07	0.07	0.94	9.04		
CC/PP/Pb				9.74	56.55	
LDB Riv / PE - 01			0.08	0.83		
LDB Cc / PE - 02			0.23			50.93
LDB Riv / PE - 02			0.09	0.78		
LDB Cc / PE - 03			0.23			50.01
LDB Riv / PE - 03			0.10	0.73		
LDB Cc / PE - 04			0.22			51.13
LDB Riv / PE - 04			0.11	0.70		
LDB Cc / PE - 05			0.21			51.24
LDB Riv / PE - 05			0.11	0.67		
LDB Cc / PE - 06			0.22			51.5
LDB Riv / PE - 06			0.10	0.63		
LDB Cc / PE - 07			0.23			51.76
LDB Riv / PE - 07			0.09	0.58		

Resultados de pruebas metalúrgicas experimentales para R L/D = 19,69

Símbolo de Analito	As	Cu	Pb	Zn	Pb	Zn
Código de Análisis	ME2	ME2	ME2	ME2	Pb-V	Zn-V
Símbolo de Unidad	%	%	%	%	%	%
Límite Detección	0.01	0.01	0.01	0.01	5.00	5.00
CBZ/GRL	0.07	0.07	0.94	9.04		
CC/PP/Pb				9.74	56.55	
LDC Cc / PE - 01			0.18			46.12
LDC Riv / PE - 01			0.11	1.38		
LDC Cc / PE - 02			0.21			46.45
LDC Riv / PE - 02			0.12	1.36		
LDC Cc / PE - 03			0.23			46.77
LDC Riv / PE - 03			0.12	1.33		
LDC Cc / PE - 04			0.23			48.05
LDC Riv / PE - 04			0.11	1.18		
LDC Cc / PE - 05			0.22			49.33
LDC Riv / PE - 05			0.09	1.02		
LDC Cc / PE - 06			0.22			49.56
LDC Riv / PE - 06			0.10	0.98		
LDC Cc / PE - 07			0.21			49.78
LDC Riv / PE - 07			0.10	0.93		

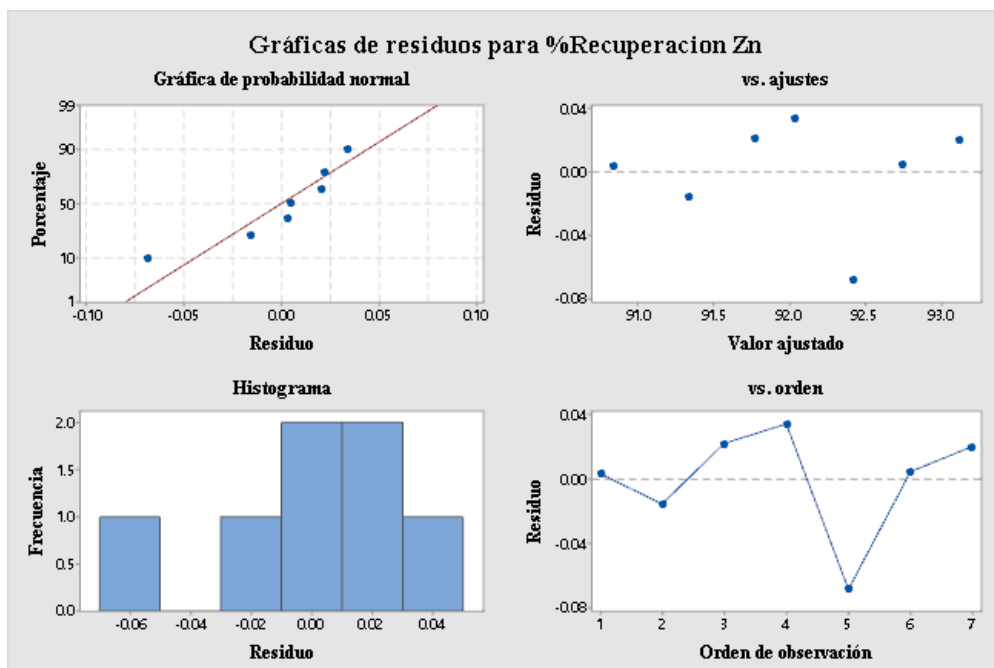
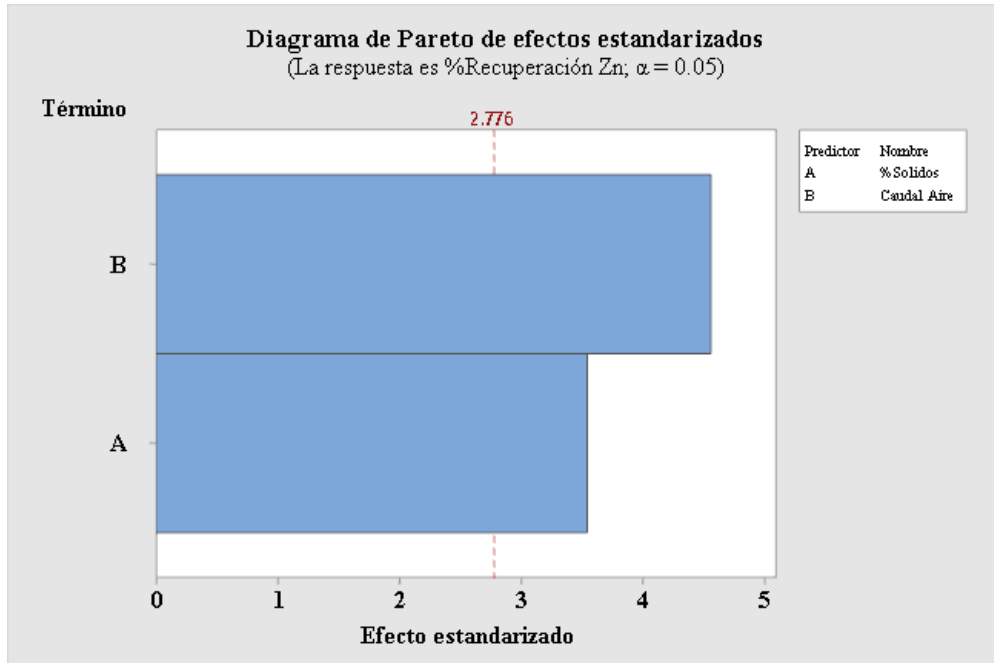
ANEXO E. DIAGRAMA DE PARETO Y GRÁFICAS DE RESIDUOS PARA PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE Zn.

i. Para una relación L/D igual a 9,84



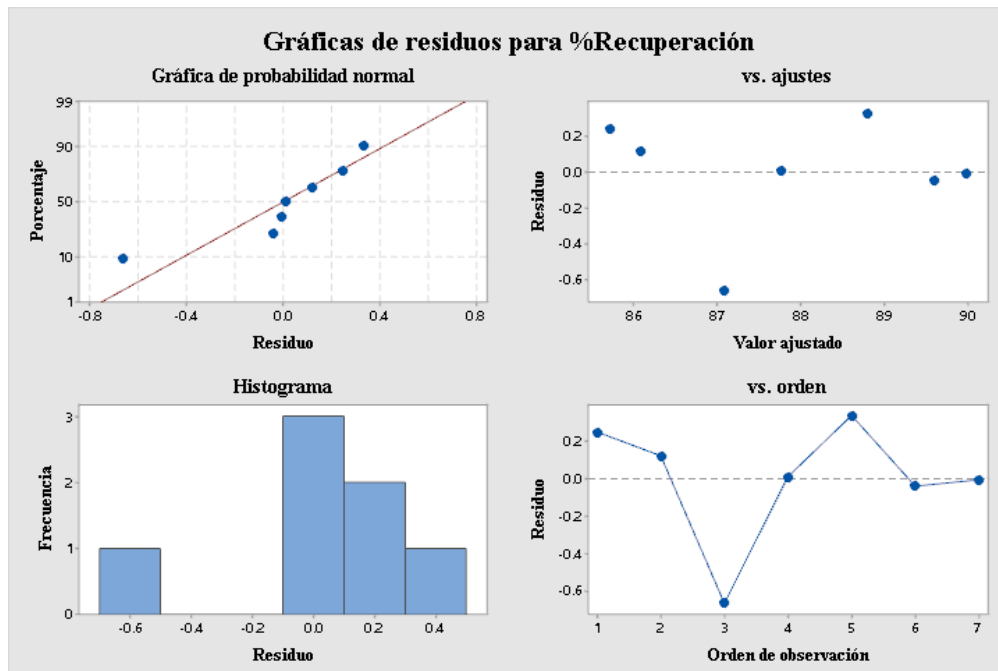
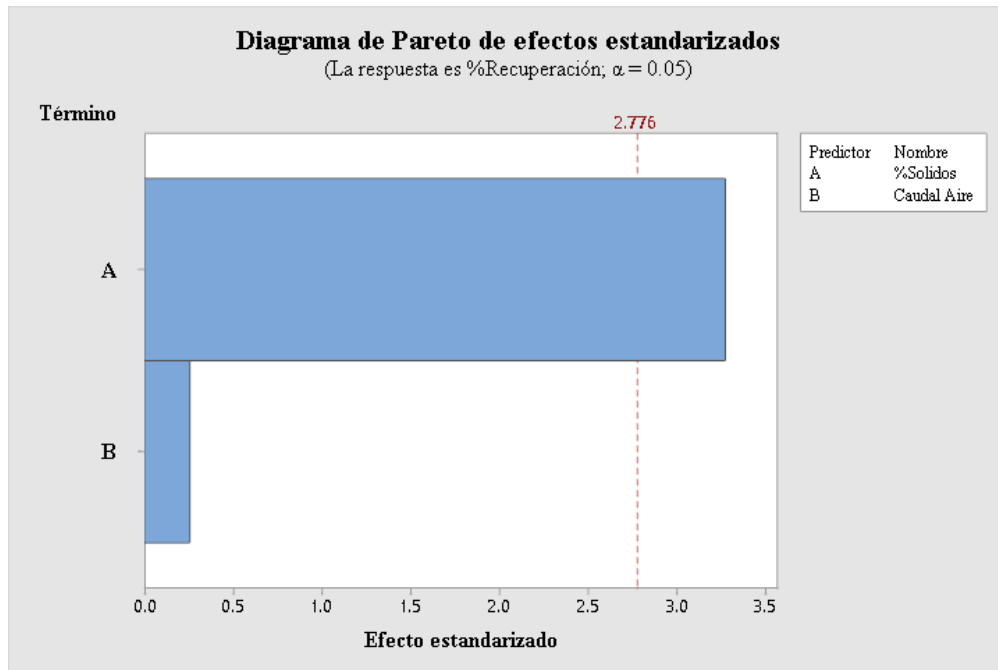
- *Del diagrama de Pareto, observamos que la variable B “Caudal de aire inyectado” tiene mayor significancia a comparación de la variable A “Porcentaje sólidos”. Los siguientes diagramas validan los datos del Análisis de Varianza para el grupo de datos seleccionados.*

ii. Para una relación L/D igual a 14,76



- Para el caso de R L/D igual a 14,76, las variables seleccionadas tienen el valor de la significancia menores a 5 %, al 95 % de confianza; en el diagrama de Pareto se puede observar que están dentro del valor de significancia. Los otros diagramas complementan el análisis de varianza.

iii. Para una relación L/D igual a 19,69



- Para este caso, observamos que la variable A “Porcentaje sólidos” tiene mayor significancia a comparación que la variable B “Caudal de aire inyectado”, esta última variable mediante tiene como resultado del Análisis de Varianza, valor de alfa “ α ” por encima del 5 %, y un valor de T-Student por debajo de 2,45 (dato tabla); dando, en conclusión, descartar como variable al Caudal de aire inyectado, y determinar otra variable para una relación L/D = 19,69.

ANEXO F. PANEL FOTOGRÁFICO DEL DESARROLLO DE LA INVESTIGACIÓN

Figura F1

Preparación de Muestra: Homogenizado y Cuarteo



Figura F2

Acondicionamiento de pulpa y dosificación de reactivos químicos



Figura F3

Medición de flujos y pruebas experimentales de flotación



ANEXO G. TABLA DE PUNTOS CRÍTICOS PARA LA DISTRIBUCIÓN T – Student (*)

Grados de libertad	Área a la derecha de los puntos, $P(X > x)$			
	0.10	0.05	0.025	0.015
1	3.0776835	6.3137515	12.706205	21.204949
2	1.8856181	2.9199856	4.3026527	5.6427784
3	1.6377444	2.3533634	3.1824463	3.8960459
4	1.5332063	2.1318468	2.7764451	3.2976297
5	1.475884	2.0150484	2.5705818	3.002875
6	1.4397557	1.9431803	2.4469119	2.8289279
7	1.4149239	1.8945786	2.3646243	2.714573
8	1.3968153	1.859548	2.3060041	2.6338144
9	1.3830287	1.8331129	2.2621572	2.573804
10	1.3721836	1.8124611	2.2281389	2.5274842
11	1.3634303	1.7958848	2.2009852	2.4906639
12	1.3562173	1.7822876	2.1788128	2.4607002
13	1.3501713	1.7709334	2.1603687	2.4358452
14	1.3450304	1.7613101	2.1447867	2.4148977
15	1.3406056	1.7530504	2.1314495	2.397005
16	1.3367572	1.7458837	2.1199053	2.3815454
17	1.3333794	1.7396067	2.1098156	2.3680548
18	1.3303909	1.7340636	2.100922	2.35618
19	1.3277282	1.7291328	2.0930241	2.3456475
20	1.3253407	1.7247182	2.0859634	2.3362422
21	1.3231879	1.7207429	2.0796138	2.3277923
22	1.3212367	1.7171444	2.0738731	2.3201596
23	1.3194602	1.7138715	2.0686576	2.313231
24	1.3178359	1.7108821	2.0638986	2.3069134
25	1.3163451	1.7081408	2.0595386	2.3011295
26	1.3149719	1.7056179	2.0555294	2.2958145
27	1.3137029	1.7032884	2.0518305	2.2909136
28	1.3125268	1.7011309	2.0484071	2.2863802
29	1.3114336	1.699127	2.0452296	2.2821746
30	1.310415	1.6972609	2.0422725	2.2782623



(*) Gutiérrez, H. & De la Vara, R., “Análisis y Diseño de Experimentos” Tabla A3, pp. 512

ANEXO H. MATRIZ DE CONSISTENCIA

TITULO DEL PROYECTO:		INVESTIGADORES:		
<p align="center"><i>“DETERMINACIÓN DE LA RELACIÓN ÓPTIMA DE LONGITUD - DIÁMETRO (L/D) EN BASE A LA EVALUACIÓN PARAMÉTRICA OPERATIVA EN UNA COLUMNA DE FLOTACIÓN, PARA MINERALES DE CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S. A. C.”</i></p>		<p align="center">Ing. Aníbal Pablo García Bendezú Bach. Carlos Enrique García Santiago</p>		
MATRIZ DE CONSISTENCIA				
PROBLEMA	OBJETIVOS	HIPOTESIS	VARIABLES	METODOLOGIA
<p>PRINCIPAL</p> <ul style="list-style-type: none"> ¿Cómo influirá la determinación de la relación Longitud – diámetro L/D, en el diseño de una columna de flotación con respecto a sus parámetros de operación, y que se relacione con el porcentaje de recuperación de un mineral? <p>ESPECÍFICO</p> <ul style="list-style-type: none"> ¿Cuáles serán los parámetros operativos que tengan mayor influencia en el funcionamiento de una columna de flotación? ¿Cuál será la variación del grado de recuperación y porcentaje de recuperación con respecto a la variable de diseño longitud - diámetro (L/D)? 	<p>GENERAL</p> <ul style="list-style-type: none"> Determinar la relación óptima de longitud - diámetro (L/D) en base a la evaluación paramétrica operativa en una columna de flotación, para minerales de Catalina Huanca Sociedad Minera S. A. C. <p>ESPECÍFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> Identificar y establecer los parámetros de operación de una columna de flotación. Determinar y calcular la variación del grado de recuperación y porcentaje de recuperación con respecto a cada relación de longitud – diámetro (L/D), de la columna de flotación. 	<p>GENERAL</p> <p>Hipótesis General</p> <ul style="list-style-type: none"> Es posible determinar la relación óptima longitud – diámetro (L/D) en una columna de flotación mediante la evaluación de parámetros operacionales por el grado de significancia, vinculada al porcentaje de recuperación de Zn, empleando como materia prima minerales de la empresa Catalina Huanca Sociedad Minera S.A. C. <p>Sub Hipótesis</p> <ul style="list-style-type: none"> Es posible reconocer y establecer los parámetros principales de operación en una columna de flotación. Es posible determinar y calcular la variación del grado y porcentaje de recuperación con respecto a cada relación longitud – diámetro (L/D), de la columna de flotación. 	<p><i>a) VARIABLE INDEPENDIENTE</i></p> <p><i>X = Concentrado de minerales</i></p> <p><i>Indicadores</i></p> <p>X1 = Relación Longitud-Diámetro (L/D) para la columna de flotación. X2 = Caracterización de la materia prima (mineral) X3 = Disponibilidad de materiales para construir la columna de flotación.</p> <p><i>b) VARIABLE DEPENDIENTE</i></p> <p><i>Y = Proceso de concentrado en una columna de flotación.</i></p> <p><i>Indicadores</i></p> <p>Y1 = Rendimiento en la recuperación del mineral valioso.</p> <p>INDICADORES</p> <p><i>Z = Parámetros de operación.</i></p> <p>Z1 = Flujo de alimentación de la pulpa Z2 = Flujo de Aire Z3 = Flujo de Agua de Lavado Z4 = Nivel de Pulpa y Espuma en la columna Z5 = % de Sólidos Z6 = Dosificación de reactivos Z7 = Tiempo de residencia Z8 = Carga hidráulica</p>	<p>NIVEL INVESTIGACION</p> <p>Descriptivo</p> <p>TIPO DE INVESTIGACION.</p> <p>Aplicada</p> <p>MÉTODO</p> <p>Deductivo-Inductivo</p> <p>DISEÑO</p> <p>Por objetivos</p> <p>TÉCNICAS</p> <ul style="list-style-type: none"> Métodos analíticos clásicos <p>INSTRUMENTOS</p> <ul style="list-style-type: none"> Instrumentos analíticos

ACTA DE CONFORMIDAD

Los que suscribimos, miembros de Jurado designado para el Acto Público de Sustentación de Tesis cuyo Título es: "DETERMINACIÓN DE LA RELACIÓN ÓPTIMA DE LONGITUD - DIÁMETRO (L/D) EN BASE A LA EVALUACIÓN PARAMÉTRICA OPERATIVA EN UNA COLUMNA DE FLOTACIÓN, PARA MINERALES DE CATALINA HUANCA SOCIEDAD MINERA S.A.C.", presentado por el Bachiller en Ingeniería Química Carlos Enrique GARCÍA SANTIAGO, el cual fue expuesto el día 02 de enero del 2023, en mérito a la RD N° 108-2022-UNSCH-FIQM/D, damos nuestra conformidad a la tesis mencionado y declaramos al recurrente apto para que pueda iniciar las gestiones administrativas conducentes al expedición y entrega de título profesional de Ingeniero Químico.

MIEMBROS DE JURADO	DNI	FIRMA
Dr. Alfredo ARIAS JARA	20259736	
Mg. Luis Alberto COSSIO HERRERA	20205438	

Ayacucho, 01 de febrero del 2023

**UNSCH**FACULTAD DE
INGENIERÍA QUÍMICA Y
METALURGIAESCUELA PROFESIONAL DE
INGENIERÍA QUÍMICA**CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD N° 006-2023-UNSCH-FIQM/EPIQ**

El que suscribe, Directora de la **Escuela Profesional de Ingeniería Química** de la Facultad de Ingeniería Química y Metalurgia de la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, emite la siguiente:

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD

Que, habiendo recibido el requerimiento de Constancia de Originalidad por parte del Bach. **Carlos Enrique GARCÍA SANTIAGO**, se procedió a la evaluación y regularización de originalidad del archivo adjunto con el **TURNITIN - UNSCH**, de acuerdo a los criterios establecidos en el **Reglamento de Originalidad de Trabajos de Investigación de la UNSCH**, aprobado con Resolución del Consejo Universitario N° 039-2021-UNSCH-CU; cuyos resultados son:

Tesis: Determinación de la relación óptima de longitud-diámetro (L/D) en base a la evaluación paramétrica operativa en una columna de flotación, para minerales de Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

Autor : Bach. Carlos Enrique GARCÍA SANTIAGO
Identificado : 2101565500
Fecha : 25 de mayo del 2023
Archivo : Tesis

Se expide la presente constancia de originalidad, con reporte del **28 (veintiocho) % de ÍNDICE DE SIMILITUD** realizado con **Depósito de trabajos estándar**, a fin de proseguir con los trámites pertinentes; cabe señalar que, los documentos del procedimiento se archivan en el repositorio documental de la Escuela.

Ayacucho, 25 de mayo del 2023

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN
CRISTÓBAL DE HUAMANGA
E.P. INGENIERÍA QUÍMICA



Dr. Alfredo ARIAS JARA
DIRECTOR DE ESCUELA (H)

Adjunto **Reporte de Índice de Similitud**
cc. archivo

ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERA
QUIMICA Av. Independencia S/N –
Ayacucho Telf. 066-312510 Anexo. 152
Correo: ep.quimica@unsch.edu.pe



Recibo digital

Este recibo confirma que su trabajo ha sido recibido por **Turnitin**. A continuación podrá ver la información del recibo con respecto a su entrega.

La primera página de tus entregas se muestra abajo.

Autor de la entrega: Carlos Enrique García Santiago
Título del ejercicio: Constancia GARCÍA Carlos
Título de la entrega: Determinación de la relación óptima de longitud-diámetro (L...
Nombre del archivo: GARCIA_C_Relacion_L_D_Columna_de_Flotaci_n.pdf
Tamaño del archivo: 4.57M
Total páginas: 130
Total de palabras: 27,529
Total de caracteres: 134,113
Fecha de entrega: 25-may.-2023 06:29a. m. (UTC-0500)
Identificador de la entre... 2101565500

UNIVERSIDAD NACIONAL DE SAN CRISTÓBAL
DE HUAMANGA
FACULTAD DE INGENIERÍA QUÍMICA Y METALURGIA
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA QUÍMICA



TESIS

“Determinación de la relación óptima de longitud - diámetro (L/D) en base a la evaluación paramétrica operativa en una columna de flotación, para minerales de Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.”

PRESENTADO POR:

Carlos Enrique GARCÍA SANTIAGO

Para optar el título profesional de:

INGENIERO QUÍMICO

AYACUCHO – PERÚ

2023

Determinación de la relación óptima de longitud-diámetro (L/D) en base a la evaluación paramétrica operativa en una columna de flotación, para minerales de Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

por Carlos Enrique García Santiago

Fecha de entrega: 25-may-2023 06:29a.m. (UTC-0500)

Identificador de la entrega: 2101565500

Nombre del archivo: GARCIA_C_Relacion_L_D_Columna_de_Flotaci_n.pdf (4.57M)

Total de palabras: 27529

Total de caracteres: 134113

Determinación de la relación óptima de longitud-diámetro (L/D) en base a la evaluación paramétrica operativa en una columna de flotación, para minerales de Catalina Huanca Sociedad Minera S.A.C.

INFORME DE ORIGINALIDAD

28%

INDICE DE SIMILITUD

28%

FUENTES DE INTERNET

5%

PUBLICACIONES

6%

TRABAJOS DEL ESTUDIANTE

FUENTES PRIMARIAS

1	www.umag.cl Fuente de Internet	13%
2	repositorio.unap.edu.pe Fuente de Internet	4%
3	docplayer.es Fuente de Internet	2%
4	opac.pucv.cl Fuente de Internet	2%
5	sisbib.unmsm.edu.pe Fuente de Internet	1%
6	repositorio.unsch.edu.pe Fuente de Internet	1%
7	repositorio.unsa.edu.pe Fuente de Internet	1%
8	repositorio.uncp.edu.pe Fuente de Internet	<1%

9	hdl.handle.net Fuente de Internet	<1 %
10	dspace.unitru.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
11	vsip.info Fuente de Internet	<1 %
12	tesis.ipn.mx Fuente de Internet	<1 %
13	www.warriorpathsystema.com.co Fuente de Internet	<1 %
14	1library.co Fuente de Internet	<1 %
15	apptransparencia.unsch.edu.pe Fuente de Internet	<1 %
16	dspace.uazuay.edu.ec Fuente de Internet	<1 %
17	idoc.pub Fuente de Internet	<1 %
18	vlsi-soc.pe Fuente de Internet	<1 %
19	www.przedswit.org.pl Fuente de Internet	<1 %
20	repositorio.undac.edu.pe Fuente de Internet	<1 %

21	repositorio.usm.cl Fuente de Internet	<1 %
22	Submitted to Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga Trabajo del estudiante	<1 %
23	es.scribd.com Fuente de Internet	<1 %
24	www.munsterpub.com.mx Fuente de Internet	<1 %
25	bibliotecavirtual.dgb.umich.mx:8083 Fuente de Internet	<1 %

Excluir citas Activo

Excluir coincidencias < 30 words

Excluir bibliografía Activo

1. TESISISTA

Apellidos y Nombres	DNI
García Santiago, Carlos Enrique	70418927

2. ASESOR:

Apellidos y Nombres	DNI	ORCID
García Bendezú, Aníbal Pablo	19831529	https://orcid.org/0000-0002-5355-0255

3. JURADOS:

- Presidente: Dr. Guido Palomino Hernández
- Miembro: Dr. Alfredo Arias Jara
- Miembro: Mg. Luis Alberto Cossio Herrera
- Secretario docente: Mg. José Alberto Cueva Vargas

4. URI del campo de investigación y el desarrollo OCDE:

2.04.01 – Ingeniería química

URI: <https://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.04.01>

https://drive.google.com/drive/folders/1F9FTdK0fvZOcq1AFS43jOcmEe7J_wS