



FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA

ESCUELA DE INGENIERÍA DE MINAS

**“Elaboración de guías prácticas de procesos metalúrgicos
para el laboratorio de minas de la Universidad del Azuay”**

Trabajo de graduación previo a la obtención del título de:

INGENIERO EN MINAS

Autor:

EDUARDO ANDRES LUNA MÉNDEZ

Director:

FERNANDO TULIO VALENCIA GUARICELA

CUENCA – ECUADOR.

2016

DEDICATORIA

El presente trabajo de grado quiero dedicar a mi familia en especial a mis padres y hermana quienes me apoyaron, aconsejaron y acompañaron desde el comienzo, en este proceso de formación académica, para mi futuro profesional.

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer a la Universidad del Azuay por haberme capacitado y formado, en estos cuatro años y medio, además de brindarme la oportunidad de realizar una pasantía en la Universidad Nacional de Colombia, sede Medellín, al instituto de minerales CIMEX conjuntamente a sus colaboradores que me ayudaron a elaborar las guías de laboratorio, al Doctor Oswaldo Bustamante Rúa como co-director de mi proyecto de grado, por su aportación de conocimientos a lo largo del trabajo, al Ingeniero Manuel Barros, quien fue mi tutor en el desarrollo del trabajo brindándome su tiempo y conocimientos en los diferentes procesos metalúrgicos, al ingeniero Fernando Valencia director de tesis, por brindarme su tiempo y experiencia en el campo minero, a todos mis amigos y compañeros de la Universidad Nacional de Colombia, que de alguna u otra manera estuvieron presentes guiándome, brindándome material didáctico, apoyándome para la elaboración de mi trabajo de grado.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
ÍNDICE DE CONTENIDOS	iii
ÍNDICE DE FIGURAS	x
ÍNDICE DE TABLAS	xiii
ÍNDICE DE ANEXOS	xv
RESUMEN.....	xvi
ABSTRACT	xvii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO 1: ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	4
1.1 Introducción.....	4
1.2 Descripción de la maquinaria	4
1.2.1 Serie de tamices y máquina de sacudidas de tamices para el análisis granulométrico	4
1.3 Estado del arte	9
1.3.1 Análisis granulométrico	9
1.3.2 Muestreo y tamizaje.....	10
1.3.2.1 Métodos manuales.....	10
1.3.2.2 Métodos mecánicos	11
1.3.3 El tamaño de partícula	12
1.3.4 Representación de Distribución de tamaño de partículas (DTP).....	14
1.4 Metodología de la guía a desarrollar	15
1.4.1 Guía de laboratorio para el análisis granulométrico	16

1.4.1.1	Introducción	16
1.4.1.2	Recomendaciones de Seguridad para trabajar en el laboratorio: ..	16
1.4.1.3	Objetivos	16
1.4.1.4	Equipos y herramientas:	17
1.4.1.5	Procedimiento:	17
1.4.1.6	Ejemplo:	18
1.4.1.7	Observaciones y recomendaciones:	34
1.4.1.8	Anexos Guía de análisis granulométrico:	35
1.4.1.9	Conclusiones:	37
 CAPÍTULO 2: GUÍA DE TRITURACIÓN		38
2.1	Introducción.....	38
2.2	Descripción de la maquinaria	38
2.2.1	Trituradora de mandíbulas	38
2.3	Estado del arte	41
2.3.1	Trituración	41
2.3.2	Trituración Primaria.....	41
2.3.2.1	Trituradora de mandíbulas	42
2.3.2.2	Trituradora giratoria	44
2.3.2.3	Trituradora de impacto	45
2.3.3	Trituración secundaria	46
2.3.3.1	Trituradora de cono	46
2.3.3.2	Trituradora de cono de cabeza corta	48
2.3.3.3	Trituradora de Rodillos	48
2.3.3.4	Trituradoras de cilindro y placa	49
2.3.4	Pie De Rey	50

2.3.5	Procedimiento para la medición de un objeto con el pie de rey.	51
2.4	Metodología de la guía a trabajar	53
2.4.1	Guía de laboratorio para trituración	53
2.4.1.1	Introducción	53
2.4.1.2	Recomendaciones de Seguridad para trabajar en el laboratorio:	54
2.4.1.3	Objetivos	54
2.4.1.4	Equipos y herramientas:	55
2.4.1.5	Procedimiento:	55
2.4.1.6	Ejemplo:	56
2.4.1.7	Observaciones y recomendaciones:	63
2.4.1.8	Anexos Guía de trituración:	64
2.4.1.9	Conclusiones:	67
CAPÍTULO 3: GUÍA DE MOLIENDA		69
3.1	Introducción.....	69
3.2	Descripción de la maquinaria	69
3.2.1	Molino de bolas	69
3.3	Estado del arte	74
3.3.1	Molienda	74
3.3.2	Secuencia de Molienda	74
3.3.3	Funcionamiento de un molino	75
3.3.4	Velocidades de rotación de los molinos	75
3.3.5	Carga del molino.....	76
3.3.6	Molino de barras	77
3.3.7	Ensayo Normalizado de la molienda de Bond.....	78
3.3.7.1	Etapas 1: Ensayo de moliendabilidad normalizado para el material ..	78

3.3.7.2 Etapa 2: Cálculo del índice de trabajo del ensayo	79
3.3.7.3 Etapa 3: Escalamiento a molinos mayores.....	79
3.3.7.4 Etapa 4: Factores de corrección para otras condiciones de molienda	80
3.3.7.5 Etapa 5: Determinación de la energía específica de fractura	80
3.3.7.6 Etapa 6: Determinación de la potencia mecánica de molienda.....	80
3.3.7.7 Etapa 7: Retro cálculo del diámetro del molino.....	81
3.4 Metodología de la guía a trabajar	81
3.4.1 Guía de laboratorio para molienda.....	82
3.4.1.1 Introducción	82
3.4.1.2 Recomendaciones de Seguridad para trabajar en el laboratorio:	82
3.4.1.3 Objetivos.	82
3.4.1.4 Equipos y herramientas:.....	83
3.4.1.5 Procedimiento para el ensayo de moliendabilidad de Bond:	83
3.4.1.6 Ejemplo:	86
3.4.1.7 Observaciones y recomendaciones:	104
3.4.1.8 Anexos Guía de molienda:.....	105
3.4.1.9 Conclusiones:	107
CAPÍTULO 4: GUÍA PARA EL PROCESO DE FLOTACIÓN	109
4.1 Introducción.....	109
4.2 Descripción de la maquinaria	109
4.2.1 Celda de flotación tipo Denver D12	109
4.3 Estado del arte	111
4.3.1 Flotación	111
4.3.2 Menas típicas que contienen oro nativo para ser flotado.....	112
4.3.3 Factores que influyen en la flotación.....	113

4.3.4 Reactivos para la flotación.....	114
4.3.4.1 Colectores.....	114
4.3.4.2 Espumantes	116
4.3.4.3 Agentes modificadores.....	117
4.3.5 Diferentes concentraciones de oro asociados a sulfuros.....	117
4.3.5.1 Minerales en los que una pequeña parte de oro está asociada a sulfuros 118	
4.3.5.2 Minerales con una importante cantidad de oro asociado con sulfuros 119	
4.3.6 Factores negativos para la flotación de oro y posibles soluciones:	119
4.3.7 Índices metalúrgicos.	120
4.3.7.1 Clasificación de los índices metalúrgicos:	120
4.4 Metodología de la guía a trabajar.	121
4.4.1 Guía del laboratorio para el proceso de flotación	122
4.4.1.1 Introducción	122
4.4.1.2 Recomendaciones de seguridad:	122
4.4.1.3 Objetivos	123
4.4.1.4 Equipos y herramientas:.....	123
4.4.1.5 Procedimiento:	124
4.4.1.6 Ejemplo:	125
4.4.1.7 Observaciones y recomendaciones:	136
4.4.1.8 Anexos Guía de flotación:.....	137
4.4.1.9 Conclusiones:	139

CAPÍTULO 5: GUÍA PARA EL PROCESO DE CIANURACIÓN	141
5.1 Introducción.....	141
5.2 Descripción de la maquinaria	141
5.2.1 Tanques de agitación para el proceso de cianuración.....	141
5.3 Estado del arte	143
5.3.1 Cianuración.....	143
5.3.2 Diferentes asociaciones del oro	144
5.3.3 La refractariedad en las menas de oro	144
5.3.4 Uso del cianuro en la producción del oro	145
5.3.5 Lixiviación (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001)	145
5.3.6 El cianuro en soluciones	147
5.3.7 Proceso de cianuración	148
5.4 Metodología de la guía a trabajar	149
5.4.1 Guía de laboratorio para el proceso de cianuración.....	150
5.4.1.1 Introducción	150
5.4.1.2 Recomendaciones de seguridad:	151
5.4.1.3 Objetivos	151
5.4.1.4 Equipos y Herramientas:	151
5.4.1.5 Procedimiento:	152
5.4.1.6 Ejemplo:	153
5.4.1.7 Observaciones y Recomendaciones:	161
5.4.1.8 Anexos Guía de cianuración:	162
5.4.1.9 Conclusiones:	165
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	167
BIBLIOGRAFÍA	171

ANEXOS 174

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1.1: Tamiz para el análisis granulométrico (Bustamante, 2006).	5
Figura 1.2: Serie de tamices para el análisis granulométrico.....	5
Figura 1.3: Tamizadora Ro – tap.....	6
Figura 1.4: Método de cono y cuarteo. Fuente: (Alfaro Sironvalle, 2002).	11
Figura 1.5: Cuarteador tipo Riffles.	12
Figura 1.6: Diámetro de área proyectada Fuente: (Bustamante, 2006).	13
Figura 1.7: Muestra a trabajar.	35
Figura 1.8: Pesaje de la muestra.....	35
Figura 1.9: Muestra desmontada luego de pasar por el ro - tap.	36
Figura 1.10: Muestra apilada para realizar el muestreo.	36
Figura 1.11: Muestra dispersa para realizar el muestreo.....	36
Figura 1.12: Muestra dividida en cuatro para realizar el muestreo.....	37
Figura 2.1: Descripción de la trituradora de mandíbulas del laboratorio y sus partes.	39
Figura 2.2: Descripción de una trituradora de mandíbulas.....	40
Figura 2.3: Trituradora Tipo Blake.....	43
Figura 2.4: Trituradora de Pivote elevado.....	43
Figura 2.5: Trituradora de excéntrico elevado.....	44
Figura 2.6: Trituradora giratoria.	45
Figura 2.7: Trituradora de martillos.....	46
Figura 2.8: Trituradora de cono.....	47
Figura 2.9: Trituradora de rodillos.....	49
Figura 2.10: Trituradora de cilindro y placa.....	49
Figura 2.11: Pie de rey laboratorio de minas.	50
Figura 2.12: Pie de rey con nonio.....	51
Figura 2.13: Pie de rey con reloj comparador.....	51
Figura 2.14: Pie de rey tornillo de ajuste fino.....	51
Figura 2.15: Interpretación del funcionamiento del pie de rey.	52
Figura 2.16: Utilización de pie de rey en roca a triturar 132.1 mm de diámetro.	64
Figura 2.17: Trituradora de Mandíbulas que posee el laboratorio.....	64

Figura 2.18: Distribución de las mallas a trabajar en el proceso de trituración.	65
Figura 2.19: Muestra representativa para determinar el set abierto del equipo (48.5mm).....	65
Figura 2.20: Muestra retenida malla # ¾.	65
Figura 2.21: Muestra retenida malla # ½.	66
Figura 2.22: Muestra fragmentada por la trituradora de mandíbulas.....	66
Figura 2.23: Medición muestra característica mayor a malla ¾ para set abierto.....	66
Figura 2.24: Muestra vista desde malla #1.....	67
Figura 3.1: Molino de bolas.....	71
Figura 3.2: Descripción del molino de Bolas del laboratorio.	72
Figura 3.3: Molino de bolas con jarros de cerámica.	73
Figura 3.4: Molino de Barras.....	78
Figura 3.5: Fórmulas para el escalamiento a molinos mayores.	80
Figura 3.6: Utilización del cuarteador de riffles para trabajar con una muestra representativa.	84
Figura 3.7: Peso de la muestra con la que se va a trabajar.....	84
Figura 3.8: Peso del material retenido en cada tamiz.....	85
Figura 3.9: Cantidad de material equivalente a 700 ml.	91
Figura 3.10: Molino de bolas para el ensayo de Bond.....	105
Figura 3.11: Bolas con las que trabaja el molino.	105
Figura 3.12: Series de tamices de mayor a menor para el cálculo del d80 de alimento.	106
Figura 3.13: Cantidad de material retenido en el tamiz para determinación del set abierto.....	106
Figura 3.14: Material molido en el molino de bolas.	106
Figura 4.1: Celda de flotación tipo Denver.....	110
Figura 4.2: Peso de la muestra para determinar la densidad.....	125
Figura 4.3: Cálculo del volumen luego de esperar 10 minutos.....	126
Figura 4.4: Adición de los colectores por goteo en la pulpa.....	128
Figura 4.5: Concentrado que superó la celda de flotación.....	129
Figura 4.6: El concentrado que superó la celda de flotación para posteriormente ser secado.....	129
Figura 4.7: Muestra a trabajar.	137

Figura 4.8: Balanza analítica con la que cuenta el laboratorio, para la determinación del peso de cada gota de los colectores y espumante.....	137
Figura 4.9: Colectores y regulador del pH con los que se va a trabajar.....	138
Figura 4.10: Agitación de la pulpa en la celda de flotación Denver.....	138
Figura 4.11: Limpieza de la celda de flotación para recuperar todas las colas y llevar a secarlas.	139
Figura 4.12: Las colas (izquierda) y el concentrado luego de un día de secado.	139
Figura 5.1: Tanque de agitación que posee el laboratorio.	142
Figura 5.2: Muestra a trabajar.	162
Figura 5.3: Pulpa en un agitador mecánico.....	162
Figura 5.4: Indicadores para medir el pH.....	162
Figura 5.5: Cal agente alcalinizante.....	163
Figura 5.6: Medición del pH.	163
Figura 5.7: Titulación a través de la pulpa obteniendo 30 ml.....	163
Figura 5.8: Filtración de la pulpa con una cantidad de 30ml.	164
Figura 5.9: Titulación agregando nitrato de plata a 5ml de pulpa.	164
Figura 5.10: Muestras de 25ml cada una para determinar la cantidad de minerales valiosos.....	164

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1.1: Especificaciones técnicas de la tamizadora ro-tap.....	6
Tabla 1.2: Equivalencia internacional de los tamices.	7
Tabla 1.3: Expresiones de volumen y área superficial.....	13
Tabla 1.4: Datos obtenidos en el laboratorio.	19
Tabla 1.5: Datos para el cálculo del tamaño promedio.....	21
Tabla 1.6: Datos para hallar la desviación estándar.	22
Tabla 1.7: Datos para la graficación del modelo de Schuhmann.....	24
Tabla 1.8: Datos para la graficación del modelo de Rosin Rammler.....	27
Tabla 1.9: Cálculo del volumen retenido en la malla.....	32
Tabla 1.10: Cálculo de volumen individual por partícula.....	33
Tabla 1.11: Número de partículas retenidas en cada malla.....	34
Tabla 2.1: Especificaciones técnicas de la trituradora de mandíbulas.	40
Tabla 2.2: Datos obtenidos en el laboratorio.	57
Tabla 3.1: Especificaciones técnicas del molino de Bond.....	72
Tabla 3.2: Especificaciones técnicas del molino con jarros.....	74
Tabla 3.3: Tipos de molinos (tomado de Gustavo V., Barbosa-Canovas Enrique, Ortega-Rivas Pablo, 2005).....	77
Tabla 3.4: Datos obtenidos en el laboratorio para el cálculo del d80 de alimento. ...	86
Tabla 3.5: Datos para la graficación del modelo de Schuhmann para el d80 de alimento.....	87
Tabla 3.6: Datos para la graficación del modelo de Rosin Rammler.....	89
Tabla 3.7: Datos obtenidos en el laboratorio para el cálculo del Gbp.	92
Tabla 3.8: Datos obtenidos en el laboratorio para el cálculo del d80 del producto...	94
Tabla 3.9: Datos para la graficación del modelo de Schuhmann.	94
Tabla 3.10: Datos para la graficación del modelo de Rosin Rammler.....	96
Tabla 3.11: Parámetros para el dimensionamiento de un molino a escala industrial para mayor comprensión.	99
Tabla 4.1: Especificaciones técnicas de la celda de flotación Denver.....	111
Tabla 4.2: Menas típicas que contienen oro nativo para flotar.	113
Tabla 4.3: Índices metalúrgicos	121
Tabla 4.4: Datos para detallar los índices metalúrgicos.....	134

Tabla 5.1: Especificaciones técnicas del tanque de agitación.....	143
Tabla 5.2: Valores de NaCN consumido, ml agregados y pH para las muestras tomadas.	156
Tabla 5.3: Cianuro de sodio gastado cada hora.....	156
Tabla 5.4: Cianuro de sodio a adicionar cada hora.	157
Tabla 5.5: Cantidad de oro recuperado cada hora.....	158
Tabla 5.6: Cantidad de plata recuperado cada hora.	159
Tabla 5.7: Cantidad de cobre recuperado cada hora.	160

ÍNDICE DE ANEXOS

Anexo 1. Diagrama de flujo de una planta de beneficio modelo.....	174
Anexo 2. Hidrociclón, mesa vibratoria y separación magnética.....	180

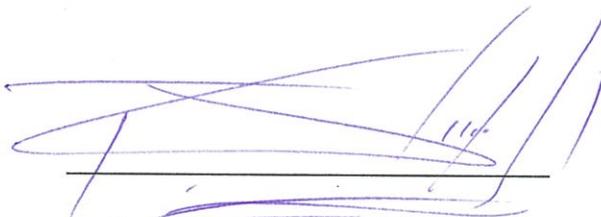
**ELABORACIÓN DE GUÍAS PRÁCTICAS DE PROCESOS
METALÚRGICOS PARA EL LABORATORIO DE MINAS DE LA
UNIVERSIDAD DEL AZUAY**

RESUMEN

Se propone la elaboración de la guía teórica – práctica para los procesos de: Análisis granulométrico, trituración, molienda, flotación espumante de minerales y cianuración de menas auro – argentíferas.

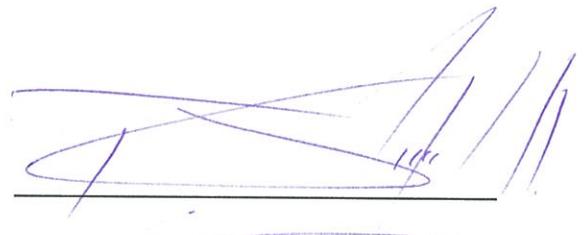
El objetivo es contribuir a la formación en la metodología de análisis, puesta en marcha y a la evaluación de ensayos metalúrgicos para el laboratorio de la Escuela de Minas de la Universidad del Azuay. Por tal motivo se requiere el conocimiento de las características técnico mecánicas del equipamiento disponible, a más del conocimiento básico teórico de la dinámica de los procesos de interés.

Palabras Clave: Guía, metalurgia, maquinaria, procesos, elaboración.



Fernando Tulio Valencia Guaricela

Director del Trabajo de Titulación



Fernando Tulio Valencia Guaricela

Director de Escuela



Eduardo Andrés Luna Méndez

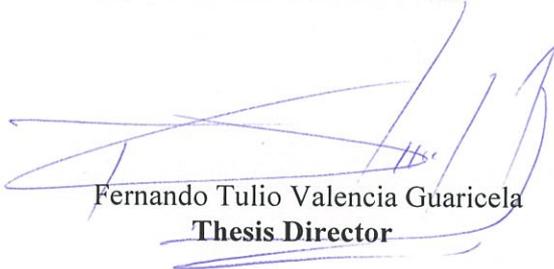
Autor

**DEVELOPMENT OF PRACTICAL GUIDES FOR METALLURGICAL
PROCESSES FOR THE MINE LABORATORY AT *UNIVERSIDAD DEL
AZUAY***

ABSTRACT

This paper proposes the development of a theoretical-practical guide for the following processes: particle size analysis, crushing, grinding, mineral froth flotation and au-ag ores cyanidation. The objective is to contribute to the training in the methodology of analysis implemented, and in the evaluation of metallurgical tests for the Laboratory of the Mine Engineering career at *Universidad del Azuay*. Consequently, it is necessary to know the technical- mechanical characteristics of the equipment available, in addition to basic theoretical knowledge of the dynamics of the processes of interest.

Keywords: Guide, Metallurgy, Machinery, Processes, Development.



Fernando Tulio Valencia Guaricela
Thesis Director



Fernando Tulio Valencia Guaricela
School Director



Eduardo Andrés Luna Méndez
Author



Universidad del Azuay
UNIVERSIDAD DEL
AZUAY
Dpto. Idiomas



Translated by,
Lic. Lourdes Crespo

Luna Méndez Eduardo Andrés

Trabajo de Titulación

Ing. Fernando Tulio Valencia Guaricela. MSc

Noviembre, 2016

**ELABORACIÓN DE GUÍAS PRÁCTICAS DE PROCESOS
METALÚRGICOS PARA EL LABORATORIO DE MINAS DE LA
UNIVERSIDAD DEL AZUAY**

INTRODUCCIÓN

El laboratorio de la Escuela de Ingeniería en Minas en la Universidad del Azuay, cuenta con guías prácticas para los diferentes procesos mineralógicos y metalúrgicos, sin embargo, se ha visto necesario la elaboración de guías de acuerdo a las especificaciones de los equipos actuales, además de la descripción del paso a paso de los procedimientos a seguir en el laboratorio, en cinco procesos metalúrgicos que serán detallados. Lo que se pretende con la elaboración de las guías, es brindar información acerca de los diferentes equipos y ensayos que posee y pueden ser realizados en el laboratorio.

Es necesario que los estudiantes, previo a realizar algún trabajo en el laboratorio, puedan informarse de los equipos que existen y cuáles son los más idóneos a utilizar, con base a las características del material. Por lo tanto, se realizará la descripción de la maquinaria que dispone el laboratorio, sus partes, funcionamiento, aplicaciones, buscando de esta manera que los estudiantes, puedan tener una idea generalizada tanto de los diferentes procesos, como de la maquinaria que se puede utilizar en el laboratorio y de esta manera puedan desarrollar sus prácticas de una manera más ágil.

El trabajo de grado se realizó con la finalidad de elaborar guías prácticas para el laboratorio de minas de la Universidad del Azuay, especificando la metodología, que se debe seguir en los procesos metalúrgicos como: análisis granulométrico, trituración, molienda, flotación y cianuración.

En las guías, los estudiantes podrán encontrar diferentes explicaciones acerca de parámetros a tomar cuenta para realizar sus prácticas, como marcos teóricos en donde se detallarán diferentes métodos aplicados en cada uno de los ensayos, por ejemplo: En el capítulo uno, se desarrollará los diferentes procedimientos para realizar un adecuado muestreo, cuarteo, tamizaje, reconocimiento de los diferentes tamices y la manera de cómo realizar la lectura del material retenido en cada uno de los tamices, a través de la interpretación de dos modelos, que permitirán obtener una adecuada distribución de tamaños. En el capítulo dos se observará las diferentes fases de la trituración, con las diferentes trituradoras utilizadas en cada una de ellas, acompañadas de su respectiva explicación. El capítulo tres reflejara diferentes tipos de molinos, como el molino de bolas y de barras, acompañados de algunos parámetros como: Tipo de material, la cantidad de carga, la velocidad de rotación aplicada al molino y diferentes recomendaciones a tomar en cuenta para la elaboración del ensayo de Bond. En el capítulo 4 se hablará de las celdas de flotación, y se detallará específicamente la celda de flotación Denver, se describirá reactivos como colectores, espumantes, agentes modificadores, y por último en el capítulo 5 se detallará lo que es el cianuro, aplicaciones, propiedades a tomar en cuenta como: La temperatura, oxígeno, pH para una adecuada recuperación de oro.

Cada uno de los capítulos presentará, además de marcos teóricos, la elaboración de algunas tablas, en donde se encontrará ciertos resultados del laboratorio, acompañados de una descripción detallada, de la obtención de diferentes factores que componen a las tablas. Se podrá observar en las guías algunas recomendaciones a tomar en cuenta, para reconocer si el ensayo ha sido adecuado o debe ser realizado nuevamente. De esta manera los estudiantes podrán saber si la práctica se está desarrollando de una manera correcta.

Las guías estarán estructuradas con procedimientos, en donde se detallarán a través de una secuencia de pasos, como desarrollar un adecuado ensayo. El paso a paso será explicado a través de un ejemplo, en donde, a partir de un material con ciertas características, los estudiantes podrán observar la secuencia de cómo debe ser elaborado un ensayo, y entender la función de cada uno de los procesos metalúrgicos estipulados.

La finalidad de estas guías es que los estudiantes puedan reconocer los diferentes instrumentos que posee el laboratorio, su adecuado uso, comprender las diferentes fórmulas utilizadas en los ensayos como en el método de Bond, interpretar los índices de recuperación, identificar diferentes parámetros a tomar en cuenta, que a lo largo del desarrollo de las guías serán indicados.

Por lo visto anteriormente, el presente trabajo de grado estará enfocado en la recuperación del oro, para lo cual además de las guías, se detallará ciertos equipos de concentración que permiten una mejor recuperación, a través de la separación inducida de especies, que se encuentran presentes en un material. Por este motivo serán detallados brevemente tres equipos de concentración gravitacional y magnética como son: el hidrociclón, mesa vibratoria y separación magnética describiendo su funcionamiento y aplicación en el beneficio mineral. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Esta información es un complemento y podrá ser observada de una mejor manera en el Anexo 2.

CAPÍTULO 1

ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

1.1 Introducción

En este punto de la elaboración de guías prácticas para el laboratorio de minas en la Universidad del Azuay se determinará como se efectúa la medición de tamaños de partículas minerales de forma irregular y la posterior caracterización de una población de partículas, a partir de una distribución de tamaño de partícula (DTP). La guía presentará de manera general los aspectos teóricos y prácticos del análisis granulométrico, detallando el tipo de maquinaria a utilizar, especificaciones de los diferentes parámetros que se desarrollarán, con su respectiva explicación a más de los diferentes pasos, para desarrollar una práctica, buscando así entender de una manera más clara la importancia de un análisis granulométrico dentro del beneficio mineral.

1.2 Descripción de la maquinaria

1.2.1 Serie de tamices y máquina de sacudidas de tamices para el análisis granulométrico

Los tamices son recipientes de forma cilíndrica en cuyo fondo, cada uno de ellos llevan una malla con distintas aberturas, la cual tiene relación al número de huecos que posee la malla por pulgada lineal. Por ejemplo, la malla 100, se refiere a existen 100 hilos verticales, 100 hilos horizontales formando una cuadrícula por pulgada cuadrada (ver figura 1).

El tamaño de la apertura es diseñado por medio de telas tejidas entre sí para producir aberturas cuadradas normalmente uniformes dentro de las tolerancias necesarias. (Espinace Abarzúa & Sanhueza Plaza, 2004).

La tabla 1.2 detalla las diferentes equivalencias de los tamices.



Figura 0.1: Tamiz para el análisis granulométrico.

Fuente: (Bustamante, 2006).



Figura 0.2: Serie de tamices para el análisis granulométrico.

La serie de tamices normalmente se sacude a través de una máquina (ro-tap) que imita el movimiento circular y de golpeo de una serie de tamices con un movimiento mecánico uniforme, garantizado así que la muestra depositada en cada tamiz, sea la adecuada para la correcta lectura de datos en procesos posteriores. Esta máquina es accionada por un motor dispuesto verticalmente.

A continuación se detallarán las partes del “ro-tap” que posee el laboratorio y sus diferentes características más notorias.

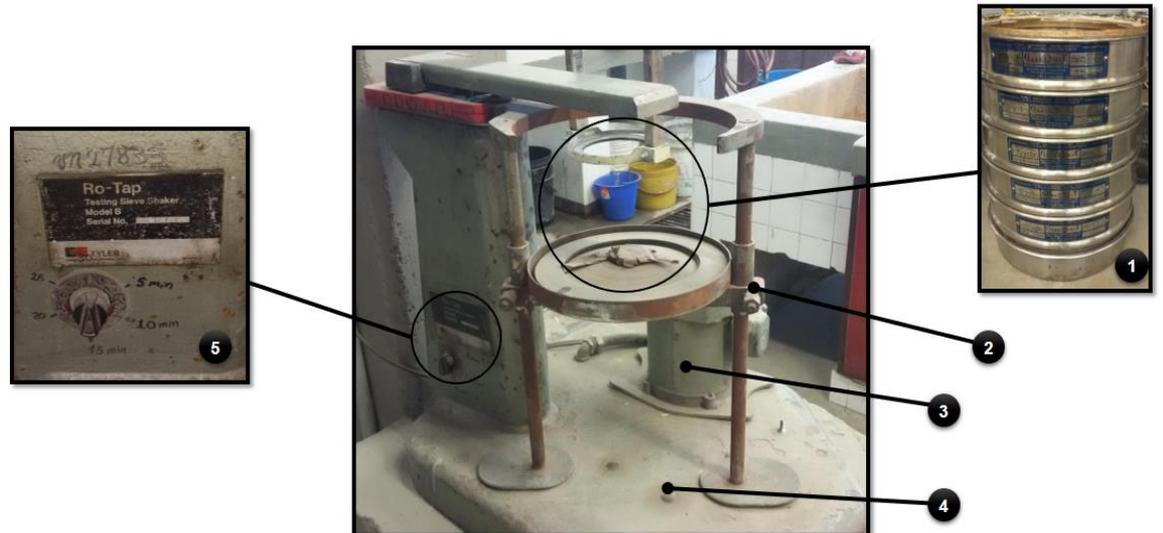


Figura 0.3: Tamizadora Ro – tap.

Descripción de la ro-tap

1. Sección de tamices normalizados hasta de 7 tamices a la vez.
2. Regulador para el ajuste de los diferentes tamices al equipo.
3. Motor.
4. Base de acero donde se asienta la estructura.
5. Regulador de las revoluciones.

Tabla 0.1: Especificaciones técnicas de la tamizadora ro-tap.

Dimensiones (cm)			Motor (V)	Reloj programador (min)	Peso (Kg)
Largo	Ancho	Altura			
710	600	110	230	0 - 99	124

Tabla 0.2: Equivalencia internacional de los tamices.

Equivalencia internacional de tamices		
Internacional ISO 565 (TLB2): 1983	TYLER Standard screen 1910	EE.UU. ASTM E 11-87
Apertura Nomina Milímetros / Micrones	Equivalente Malla N°	Equivalente Malla N°
25,00	1	
8,00	2 1/2	
6,70	3	
6,30		3
5,60	3 1/2	3 1/2
4,75	4	4
4,00	5	5
3,35	6	6
2,80	7	7
2,36	8	8
2,00	9	10
1,70	10	12
1,40	12	14
1,18	14	16
1,00	16	18

850 μm	20	20
710 μm	24	25
600 μm	28	30
500 μm	32	35
425 μm	35	40
355 μm	42	45
300 μm	48	50
250 μm	60	60
212 μm	65	70
180 μm	80	80
150 μm	100	100
125 μm	115	120
106 μm	150	140
90 μm	170	170
75 μm	200	200
63 μm	250	230
53 μm	270	270
45 μm	325	325
38 μm	400	400
32 μm		450
25 μm		500
20 μm		635

Fuente: (Society, Methods, & Unidos, 2008).

1.3 Estado del arte

1.3.1 Análisis granulométrico

En las operaciones mineras, el macizo rocoso se llega a fragmentar mediante operaciones de voladura, las partículas minerales fragmentadas del macizo rocoso, configuran un sistema particulado, este sistema posee propiedades individuales tales como: tamaño, composición, estructura y forma.(Bustamante, 2006).

Posterior al proceso de fragmentación, el material que alimenta las operaciones de beneficio y extracción, se encuentra conformado por partículas con una amplia gama de tamaños, es por ello, que la información obtenida a través del análisis granulométrico es necesaria para: Planeamiento, seguimiento y control en el procesamiento mineral. (Bustamante, 2006).

La manera más común de referirse al tamaño de partícula de un material, es definiendo la malla por donde el 80% de material pasa, esto es conocido como el d_{80} , el mismo se encuentra detallado de una mejor manera en la guía de análisis granulométrico. (Bustamante, 2006).

En base a las definiciones descritas previamente, se ha denotado que el objetivo del análisis granulométrico es obtener una distribución del material, según el tamaño de partículas a partir de una muestra de suelo.

Existen varios métodos para el análisis granulométrico, uno de ellos es el método de análisis mecánico (más utilizado y desarrollado en la presente guía).

En el análisis granulométrico, el método más conocido es a través de la utilización de tamices (análisis mecánico), donde las partículas se hacen pasar a través de un conjunto de tamices calibrados, cuyas aberturas disminuyen de tamaño desde el tamiz superior al inferior. Las partículas con un tamaño mayor al agujero, quedan retenidas. Este proceso se lo agiliza utilizando el sacudimiento producido por una máquina que puede ser el ro-tap. Posterior al movimiento vibratorio se obtiene un cernido (Producto que

atraviesa el tamiz) y un rechazo (Producto que queda sobre el tamiz), obteniendo así una distribución de tamaños (DTP). (Espinace Abarzúa & Sanhueza Plaza, 2004).

Existen dos maneras para realizar este método, el mismo puede ser realizado en medio seco o en medio húmedo: (Espinace Abarzúa & Sanhueza Plaza, 2004).

- En el medio seco el material, pasa de una manera más fácil a través de las diferentes mallas o tamices, consiguiendo de esta manera obtener datos más concisos y precisos. El tamaño del material en un intervalo dado se caracteriza por el tamaño de las aberturas correspondientes a los dos tamices, que limitan el material.
- En el análisis por medio húmedo, se hacen pasar las partículas por las mallas a través del arrastre producido por el agua. Este análisis promueve la separación de las partículas evitando que las partículas finas queden adheridas a las gruesas. Este efecto podría generar inexactitudes al momento de realizar el análisis. (Bustamante, 2006).

1.3.2 Muestreo y tamizaje

El muestreo es la obtención de una fracción lo más representativa posible, de todo un material, para poder trabajarlo en el laboratorio.

El tamizaje es uno de los métodos más antiguos, para determinar la distribución de tamaño de partículas, en el tamizaje las muestras se hacen pasar a través de un conjunto de tamices, cuyas aberturas disminuyen de tamaño desde el tamiz superior al inferior, el conjunto de tamices se agita, por un tiempo para que el material se distribuya en una serie de intervalos de tamaño. (Espinace Abarzúa & Sanhueza Plaza, 2004).

Existen dos procedimientos para poder efectuar el muestreo de los minerales estos son:

1.3.2.1 Métodos manuales

Son los más antiguos, este método es utilizado principalmente para muestras secas, el mismo es conocido como cono y cuarteo. Este método consiste en:

- Colocar una muestra sobre una superficie plana, dura, limpia donde no exista contaminación con materiales extraños.

- Se homogeniza el material acomodándole en una pila cónica
- Las partículas grandes caerán dando una segregación de tamaños.
- Las partículas pequeñas caerán uniformemente por los lados del cono hacia la base, quedando el fino distribuido uniformemente sobre los lados y la parte superior del cono. (Alfaro Sironvalle, 2002)
- Se aplasta el cono, esto produce que el material se dividida en cuatro fracciones.
- De las fracciones se toman las dos opuestas y se eliminan las dos restantes, las demás se vuelven a la pila y al cuarteo, hasta obtener el volumen deseado. (Alfaro Sironvalle, 2002) Ver anexos (figuras 10, 11,12).

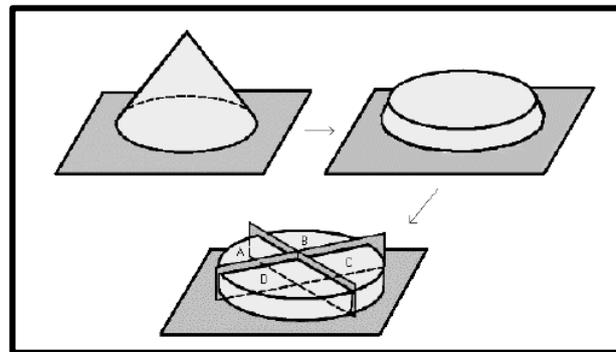


Figura 0.4: Método de cono y cuarteo.

Fuente: (Alfaro Sironvalle, 2002).

1.3.2.2 Métodos mecánicos

El muestreo mecánico, es más rápido y preciso que el de cono y cuarteo, a más de obtener una muestra más representativa, puede efectuarse a través de aparatos estacionarios que cortan el flujo del material en forma continua o mediante aparatos móviles, que lo realizan en forma periódica. (Espinace Abarzúa & Sanhueza Plaza, 2004).

Uno de ellos es el cuarteador tipo Riffles que está formado por un número par de canales divisores, colocados en forma paralela e iguales en tamaño, por donde pasa el mineral. La muestra se vierte sobre estos canales y cae sobre dos cajones, de esta manera la muestra queda dividida así en dos fracciones iguales, una de ellas es

descartada y la otra vuelve al cuarteador, hasta lograr obtener el volumen deseado. (Alfaro Sironvalle, 2002).

Este método consiste en:

- Distribuir la muestra de manera uniforme por toda la longitud del cuarteador, para que de esta manera el material fluya por cada uno de los conductos del cuarteador, así se llega a distribuir en cantidades iguales el material.
- La granulometría máxima del material no debe exceder la malla 1/2 para el funcionamiento del equipo adecuadamente, este equipo se utiliza para muestras de granulometría fina. (Alfaro Sironvalle, 2002).



Figura 0.5: Cuarteador tipo Riffles.

1.3.3 El tamaño de partícula

Luego de hablar de los diferentes métodos para analizar la distribución granulométrica, es necesario conocer la definición del tamaño de partícula, la misma es una propiedad física que proporciona información del volumen y el área de una partícula. El tamaño de partícula se encuentra ligada a la geometría y dimensiones de la misma.

Por ejemplo: Para partículas isométricas como esferas y cubos es posible caracterizar el tamaño usando una sola dimensión, por ejemplo, para esferas es suficiente determinar el radio, mientras que para un cubo es necesario determinar solamente un

lado. Sin embargo, para otras formas regulares como conos, cilindros, prismas se requiere más de un tamaño como se indicará en la siguiente tabla (Bustamante, 2006).

Tabla 0.3: Expresiones de volumen y área superficial.

<i>Forma de partícula</i>	<i>Tamaños característicos</i>	<i>Volumen V</i>	<i>Área superficial S</i>
<i>Cono</i>	1) <i>Diámetro de base d y</i> 2) <i>Altura h (o generatriz l)</i>	$\frac{\pi}{12}d^2h$	$\frac{\pi}{2}d * (h + l)$
<i>Cilindro</i>	1) <i>Diámetro de base d</i> 2) <i>Altura h</i>	$\frac{\pi}{4}d^2 * h$	$\frac{\pi}{2}d[d + 2h]$
<i>Prisma rectangular</i>	1) <i>Ancho a₁</i> 2) <i>Profundidad a₂</i> 3) <i>Altura h</i>	$a_1 * a_2 * h$	$2a_1a_2 + 2h[a_1 + a_2]$
<i>Prisma triangular</i>	1) <i>Base de triángulo en base b</i> 2) <i>Altura de triángulo en base a</i> 3) <i>Altura de prisma h</i>	$\frac{1}{2}b * a * h$	$3b[h + a]$

Fuente: (Bustamante, 2006).

La determinación de tamaño de partículas irregulares, es muy compleja, debido a que la magnitud lineal asociada a su tamaño dependerá del perfil de observación de la partícula, es decir las diversas maneras para obtener el diámetro.

Normalmente se han usado definiciones de diámetro basadas en equivalencias de una partícula con forma esférica entre algunas de ellas se encuentran:

- **Diámetro de área proyectada:** La partícula posee igual área proyectada de la esfera vista en una dirección perpendicular a un plano.

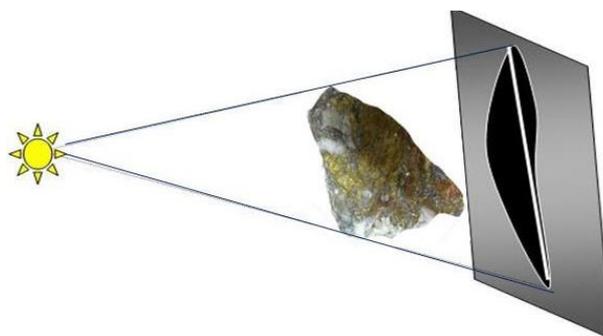


Figura 0.6: Diámetro de área proyectada

Fuente: (Bustamante, 2006).

- Diámetro de perímetro proyectado: La partícula posee el mismo perímetro proyectada de la partícula vista en dirección perpendicular a un plano fijo.
- Diámetro de caída libre: La partícula se caracteriza por un diámetro de una esfera equivalente con igual densidad de la partícula, la cual alcanza una misma velocidad de caída en un fluido con igual densidad y viscosidad. (Bustamante, 2006).
- Diámetro de tamiz: Es el mínimo ancho de una abertura cuadrada que atraviesa la partícula.
- Diámetro de Feret: Distancia entre dos paralelas tangentes a la silueta proyectada de la partícula y que son perpendiculares a una dirección fija. (Bustamante, 2006).

1.3.4 Representación de Distribución de tamaño de partículas (DTP)

Los fragmentos de minerales no están compuestos de partículas con un tamaño único, sino por varios tamaños. Para describir un sistema de partículas con un amplio intervalo de tamaño, se puede especificar a través del uso de funciones de densidad y de distribución. Debido a esto, es necesario usar funciones estadísticas.

La distribución de tamaños puede ser correlacionada por expresiones matemáticas, las mismas deben relacionar el tamaño de la partícula, es decir la apertura de la malla, con un porcentaje en peso, es decir el peso de la muestra por cada tamiz, el mismo puede ser acumulado, retenido o pasante. (Bustamante, 2006).

Existen una serie de funciones de distribución de tamaño, pero la más utilizadas son:

- Función de distribución de Schuhmann

La distribución de Schuhmann es la distribución más utilizada por los americanos, para representar la distribución de tamaños obtenidos por el tamizaje. Se compara el porcentaje acumulado pasante con el tamaño de la partícula.

La ecuación es:

$$F(x) = \left(\frac{x}{K_{sch}} \right)^n$$

F(x): % en peso acumulado pasante por cada malla.

n: Parámetro de distribución.

K_{Sch}: Constante de Schuhmann (Tamaño máximo de distribución).

x: Tamaño de partícula. (Bustamante, 2006).

- Función de distribución de Rosin Rammler

En la distribución tipo Rosin Rammler, a partir del análisis granulométrico se obtiene un conjunto de datos tales como: tamaño de partículas, su respectivo porcentaje de pasante acumulado, y se ajustarán a la distribución de Rosin Rammler, si cumplen los parámetros de la siguiente ecuación:

$$F(x) = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{K_{RR}} \right)^m \right\}$$

m: Parámetro de distribución.

K_{RR}: Constante de Rosin Rammler (Tamaño característico de la distribución)

x: Tamaño de partícula. (Bustamante, 2006).

1.4 Metodología de la guía a desarrollar

1. Introducción.
2. Recomendaciones de seguridad.
3. Objetivos
 - a. General.
 - b. Específicos.
4. Equipos y herramientas.
5. Procedimiento.
6. Ejemplo.
7. Observaciones y recomendaciones.
8. Anexos.
9. Conclusiones.

1.4.1 Guía de laboratorio para el análisis granulométrico

1.4.1.1 Introducción

El análisis granulométrico es una herramienta que permite caracterizar la distribución porcentual del tamaño de partículas que conforman un material, el mismo puede ser suelo, roca y diversos tipos de minerales. (Bustamante, 2006).

Este análisis es utilizado para calcular los porcentajes de material retenido y pasante, en cada una de las mallas o tamices en las que se vaya a trabajar.

Esta práctica de laboratorio tiene como objetivo el aprendizaje y aplicación del procedimiento, para el análisis granulométrico, este análisis es cada vez más importante y utilizado debido a que la distribución del tamaño de las partículas influirá, en la reducción o aumento de costos en energía y en el rendimiento de la productividad en el tratamiento de los minerales (Bustamante, 2006).

1.4.1.2 Recomendaciones de Seguridad para trabajar en el laboratorio:

- El estudiante deberá portar vestimenta adecuada como: Mandil de laboratorio, pantalón, zapatos cerrados, protectores sonoros y gafas de seguridad.
- Trabajar siguiendo un orden de procesos, sin prisas y pensando en cada momento en lo que está haciendo.
- Está prohibido hacer experimentos no autorizados por el profesor o el asistente que se encuentre en el laboratorio.
- En el laboratorio está prohibido ingerir cualquier tipo de alimentos.
- En caso de derrames de químicos, avisar al profesor no manipularlos por cuenta propia.

1.4.1.3 Objetivos

1.4.1.3.1 General:

- Conocer y aplicar los procedimientos de muestreo, cuarteo, tamizaje y reporte de datos, para determinar una buena distribución de partículas de una muestra dada.

1.4.1.3.2 Específicos:

- Ordenar y disponer los tamices de forma correcta, así como también conocer el papel de la máquina Ro-tap y la posterior distribución de tamaños, dentro de los tamices.
- Determinar los pesos acumulados en cada tamiz y elaborar con los mismos un histograma de distribución.
- Realizar un reporte de datos, donde se indique la fracción retenida y fracción pasante en las mallas, para el posterior análisis de las gráficas.
- Indicar el diferente procedimiento, para la obtención de los diferentes parámetros como la fracción retenida, fracción acumulada.
- Indicar a qué modelo se ajusta los datos del laboratorio, si al modelo de Schuhmann o el de Rosin-Rammler.
- Determinación de la maquinaria a utilizar y su funcionamiento para cada proceso.

1.4.1.4 Equipos y herramientas:

- Juego de tamices TYLER.
- Balanza.
- Cepillo.
- Agitador mecánico tipo Ro - Tap.
- Cuarteador de riffles tipo Denver.
- Bolsa.

1.4.1.5 Procedimiento:

- El primer paso es un muestreo, para ello se obtiene una fracción representativa del material que se va a analizar, para este paso se utiliza un cuarteador.
- El segundo paso es pesar la muestra con la que se va a trabajar y se debe seleccionar al menos 450 gr de mineral.

- El tercer paso es el tamizaje: Para ello se disponen los tamices en orden decreciente, de acuerdo al tamaño de la abertura de la malla, se agrega la muestra que vamos a analizar, posterior a ello se llevan los tamices al Ro-Tap y se espera por un tiempo de 8 minutos.
- El cuarto paso es pesar la muestra retenida en cada malla, para ello se desmontan los tamices, luego se pesan y se separa el material retenido en cada uno de ellos, procurando que no haya pérdidas de la muestra.

Cabe denotar que, para el análisis de datos de la distribución de tamaños de partículas, se utiliza la siguiente nomenclatura.

+M = retenido en malla M.

-M = pasante en la malla M.

1.4.1.6 Ejemplo:

- Se procede a caracterizar el material por medio de un cuarteador.
- El peso de la muestra con la que se va a trabajar será de 794.8 g.
- Para el proceso del tamizaje se utilizarán las mallas: (#1/2, #3, #6, #10, #28, #60, #120, #200), para posteriormente llevarlas a la ro-tap y esperar alrededor de 8 minutos.
- Se pesa la muestra retenida en cada malla, para ello se desmontan los tamices, luego se separa el material retenido en cada uno de ellos, procurando que no haya pérdidas de la muestra.
- A continuación, se realizará un esquema de cómo será desarrollada las tablas para cada fase indicando la obtención de cada una de ellas.

A partir de una muestra representativa de 794.8 g, al realizar el tamizaje se obtuvo los siguientes resultados.

Tabla 0.4: Datos obtenidos en el laboratorio.

Malla	Tamaño malla (μm)	Peso Retenido (g)	Fracción Retenida $f(x)$	Fracción pasante acumulada $F(x)$	Fracción retenido acumulada $R(x)$	Schuhmann		Rosin Rammler	
						y	x	x	y
						Log $F(x)$	$\log(x)$	$\ln(x)$	$\ln(\ln(1/1-F(x)))$
+1/2	12500	0	0	1	0	0	4,096910013	9,433483923	-
-1/2 + 3/8	12500	1,1	0,001386089	1	0	0	4,096910013	9,433483923	-
-3/8 + 3	9520	23,8	0,029991666	0,998613911	0,001386089	-0,000602388	3,978636948	9,161150128	1,884227641
-3 + 6	6730	72,7	0,091645655	0,968622245	0,031377755	-0,013845561	3,828015064	8,814330423	1,241747113
-6 + 10	3360	245,9	0,309969312	0,876976591	0,123023409	-0,057011999	3,526339277	8,119696253	0,739735217
-10 + 28	2000	244,6	0,308606312	0,567007279	0,432992721	-0,246411366	3,301029996	7,60090246	-0,177890156
-28 + 60	600	91,8	0,116064272	0,258400967	0,741599033	-0,587705866	2,77815125	6,396929655	-1,207490422
-60 + 120	250	50,8	0,064158347	0,142336695	0,857663305	-0,846683123	2,397940009	5,521460918	-1,873770227
-120 + 200	125	23,1	0,029188708	0,078178348	0,921821652	-1,106913513	2,096910013	4,828313737	-2,508336889
-200	75	39,8	0,05018799	0,04898964	0,95101036	-1,309895751	1,875061263	4,317488114	-2,991136396
		793,6	1,00	0	1				

A continuación, se realizará una explicación de la obtención de las fórmulas para cada uno de los parámetros expuestos en la tabla 1.4.

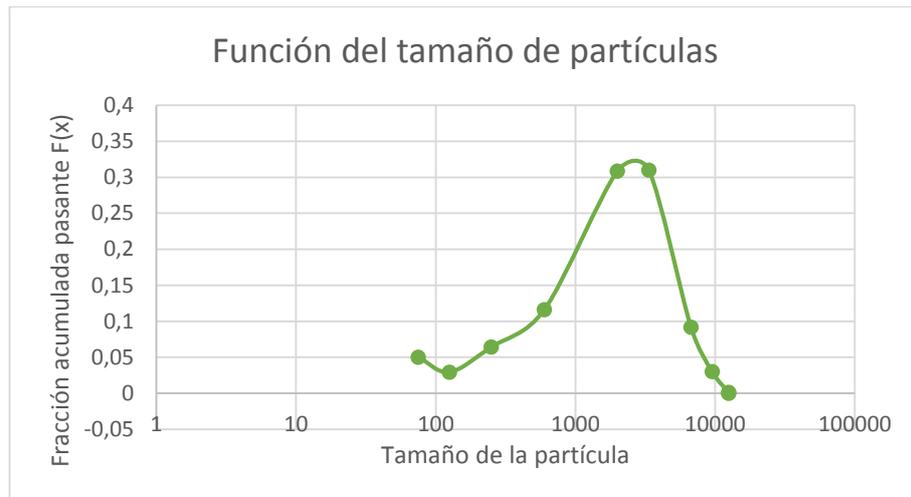
- Fracción Retenida $f(x) \% = (\text{masa retenida} \div \text{masa total}) * 100$.
- Fracción pasante acumulado = $1 - \sum_{i=1}^n(x_i)$.
- Fracción retenido acumulado = $\sum_{i=1}^n(x_i)$.
- Error: $\frac{|\text{Peso.Muestra inicial} - \text{Peso.Muestra final}|}{\text{Peso Muestra inicial}} * 100\%$

$$\text{Error: } \frac{|794.8 - 793.6|}{794.8} * 100\%$$

$$\text{Error: } 0,15\%$$

Cabe destacar que la razón por la que se calcula el error es debido a que, al momento de trabajar con el material, se puede perder cierta cantidad del mismo, por razones como la agitación, en donde las partículas más finas se disipan en forma de polvo o también al momento de separar los tamices y pesar la muestra, puede quedar material atrapado o derramado por la mala manipulación. Se recomienda que por lo general se puede perder hasta un máximo de 3 g caso contrario se deberá repetir el proceso.

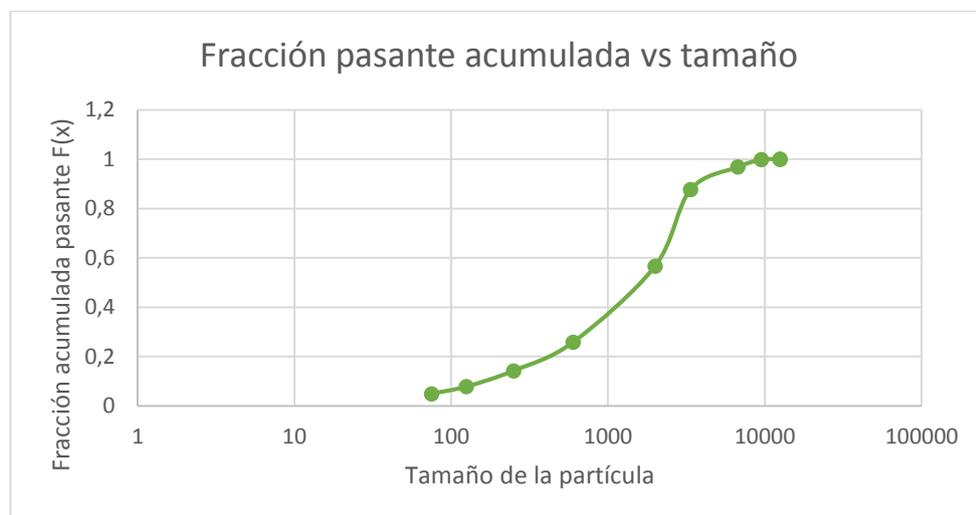
1.4.1.6.1 Histograma de distribución



Gráfica 0.1: Histograma de distribución ($f(x)$ vs x tamaño).

En la gráfica 1.1, la abscisa representa el tamaño y se expresa en escala logarítmica, la ordenada representa el peso estadístico de un rango de tamaño, se puede expresar en escala entre 0 y 1 si es fracción y entre 0 y 100 si se expresa en porcentaje.

1.4.1.6.2 Gráfica F(x)

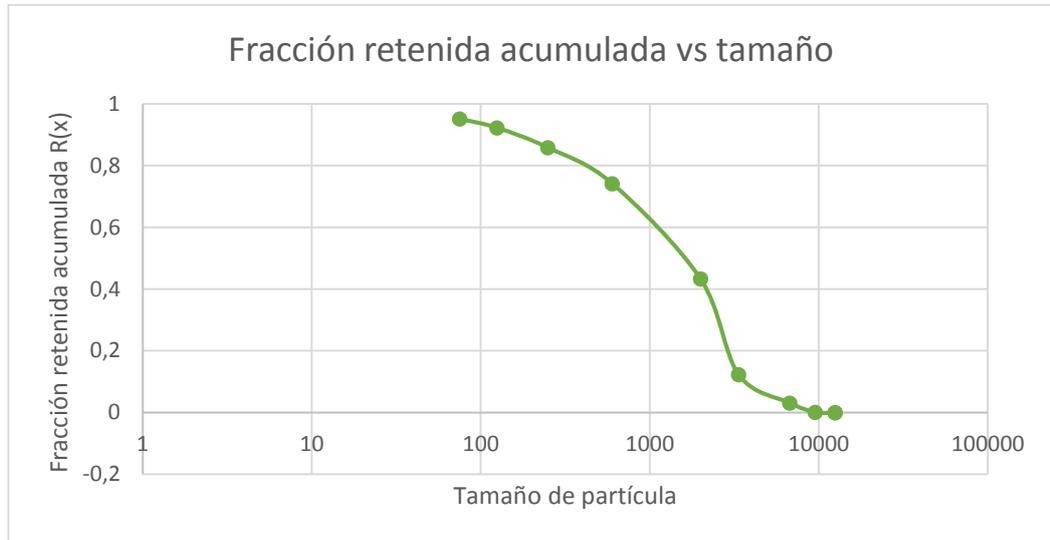


Gráfica 0.2: Fracción acumulada pasante vs tamaño de partícula $F(x)$ vs x .

La gráfica 1.2 representa el porcentaje de muestra con su tamaño equivalente.

1.4.1.6.3 Gráfica R(X)

(Fracción acumulada retenida) vs \mathbf{X} (tamaño de la partícula)



Gráfica 0.3: Fracción acumulada retenida vs Tamaño de partícula $R(x)$ vs x .

La gráfica 1.3 representa el porcentaje de material que tiene un tamaño x mayor.

1.4.1.6.4 Promedio, desviación estándar y tamaño x máximo

$\mathbf{X}_{Máx}$: Tamaño mínimo de tamiz por el cual pasan todas las partículas.

Para el ejercicio el top size es tamiz 1/2 (12500 μm).

$$\mathbf{X}_{Máx} = 12500\mu\text{m} .$$

$\bar{\mathbf{X}}$: Tamaño promedio característico de la distribución.

$$\bar{\mathbf{X}} = \sum_i^n x_i * f(x_i)$$

Tabla 0.5: Datos para el cálculo del tamaño promedio.

Tamaño malla (µm) xi	Fracción Retenida f(xi)	$\sum_i^n x_i * f(x_i)$
12500	0	0
12500	0,001386089	17,32610887
9520	0,029991666	285,5206597
6730	0,091645655	616,7752569
3360	0,309969312	1041,496887
2000	0,308606312	617,2126243
600	0,116064272	69,63856324
250	0,064158347	16,03958678
125	0,029188708	3,648588449
75	0,05018799	3,764099235
	X =	2671,422374

En la tabla 1.4 se encuentran los datos con los cuales se realiza el cálculo del tamaño promedio, tamaño característico de la distribución de partículas.

$$\bar{X} = 2671.422374 \mu\text{m}$$

- σ : Desviación Estándar

$$\sigma^2 = \sum_i^n (x_i - \bar{x})^2 * f(x_i)$$

Tabla 0.6: Datos para hallar la desviación estándar.

Tamaño malla (µm) xi	Fracción Retenida f(xi)	$\sigma^2 = \sum_i^n (x_i - \bar{x})^2 * f(x_i)$
12500	0	0
12500	0,001386089	133897,4697
9520	0,029991666	1406699,572
6730	0,091645655	1509592,024
3360	0,309969312	146968,585
2000	0,308606312	139122,1957
600	0,116064272	498007,4936
250	0,064158347	376178,7585
125	0,029188708	189267,3707
75	0,05018799	338337,7734
	σ	2176,711107

$$\sigma^2 = 4738071.242$$

$$\sigma = 2176.711107$$

En la tabla 1.5 se indica como determinar la desviación estándar, la misma es una medida de dispersión que indica cuanto puede alejarse los valores respecto al valor promedio.

Otro paso en el ensayo de la distribución granulométrica es la evaluación de modelos de distribución.

Los resultados de los análisis granulométricos, pueden ser correlacionados por expresiones matemáticas, a las cuales se les denomina funciones de distribución de tamaños, las cuales relacionan el tamaño de partícula con el porcentaje en peso

(acumulado retenido o pasante). Para la presente guía se usará las funciones de distribución de Schumann y Rosin-Rammler.

Para conocer a cuál modelo se ajusta más la distribución granulométrica, se debe determinar la línea de tendencia que refleje un R^2 cercano a 1, la misma permitirá determinar el modelo que más se ajusta a la distribución.

1.4.1.6.5 Modelo de Schuhmann

Este modelo se encuentra representado por la siguiente ecuación:

$$F(x) = \left(\frac{x}{K_{Sch}} \right)^n$$

F(x): % en peso acumulado pasante por cada malla.

n: Parámetro de distribución.

K_{Sch}: Constante de Schuhmann (Tamaño máximo de distribución).

x: Tamaño de partícula. (Bustamante, 2006).

Para utilizar el modelo de Schuhmann se grafica $\text{Log}(F(x))$ vs. $\text{Log}(x)$ y se realiza una linealización del tramo recto de la gráfica, tomando en referencia la ecuación de la recta.

$$Y = mx + b$$

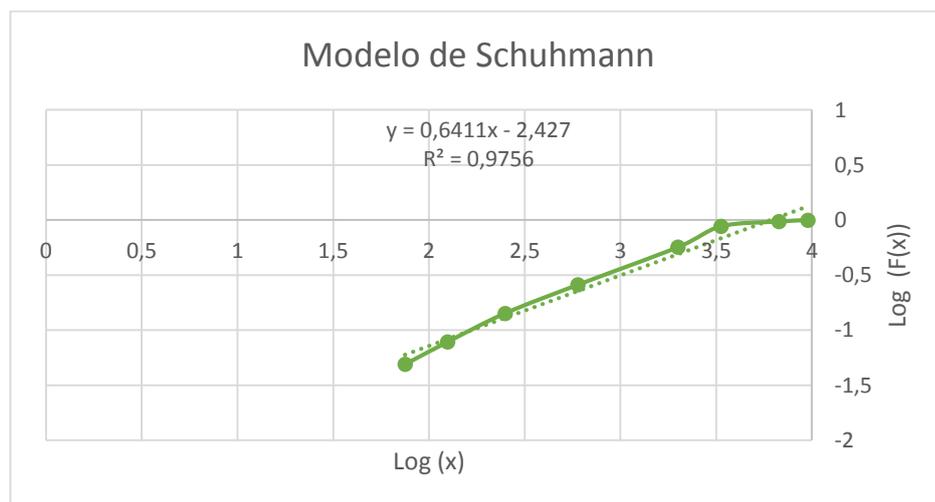
Y se resume en la siguiente ecuación.

$$\mathbf{Log}(F(x)) = n \text{Log}x - n \text{log}(K_{Sch})$$

Los datos correspondientes obtenidos en Excel son los observados en la tabla.

Tabla 0.7: Datos para la graficación del modelo de Schuhmann.

Schumann	
y	x
Log F(x)	log(x)
0	4,096910013
0	4,096910013
-0,000602388	3,978636948
-0,013845561	3,828015064
-0,057011999	3,526339277
-0,246411366	3,301029996
-0,587705866	2,77815125
-0,846683123	2,397940009
-1,106913513	2,096910013
-1,309895751	1,875061263



Gráfica 0.4 Log (F(x)) vs Log (Tamaño de partícula).

De esta aproximación se obtiene el valor de n y K_{sch}

$$\mathbf{Log(F(x)) = n \, Log(x) - n \, Log(K_{sch})}$$

$$\mathbf{Log(F(x))} = 0.6411 \mathbf{Log(x)} - 2.427$$

En donde $n=0.6411$ (pendiente de la sección lineal) y $n \mathbf{Log(K_{sch})} = 2.427$

$$\mathbf{K_{sch}} = 10^{\frac{2.427}{n}} = 10^{\frac{2.427}{0.6411}} = 6104.9324 \mu\text{m}$$

De esta manera definimos el modelo de Schuhmann como

$$\mathbf{F(x)} = \left(\frac{x}{\mathbf{K_{sch}}} \right)^n = \left(\frac{x}{6104.932} \right)^{0.6411}$$

1.4.1.6.6 Modelo de Rosin – Rammler

Este modelo se encuentra representado por la siguiente ecuación:

$$\mathbf{F(x)} = \mathbf{1} - e \left\{ - \left(\frac{x}{\mathbf{K_{RR}}} \right)^m \right\}$$

m: Parámetro de distribución.

$\mathbf{K_{RR}}$: Constante de Rosin Rammler (Tamaño característico de la distribución)

\mathbf{x} : Tamaño de partícula. (Bustamante, 2006).

Para utilizar el Modelo de Rosin - Rammler se grafica $\mathbf{Ln(Ln(1/(1-F(x))))}$ vs. $\mathbf{Ln(x)}$ y se realiza una linealización del tramo recto de la gráfica, tomando en referencia la ecuación de la recta

$$Y = mx + b$$

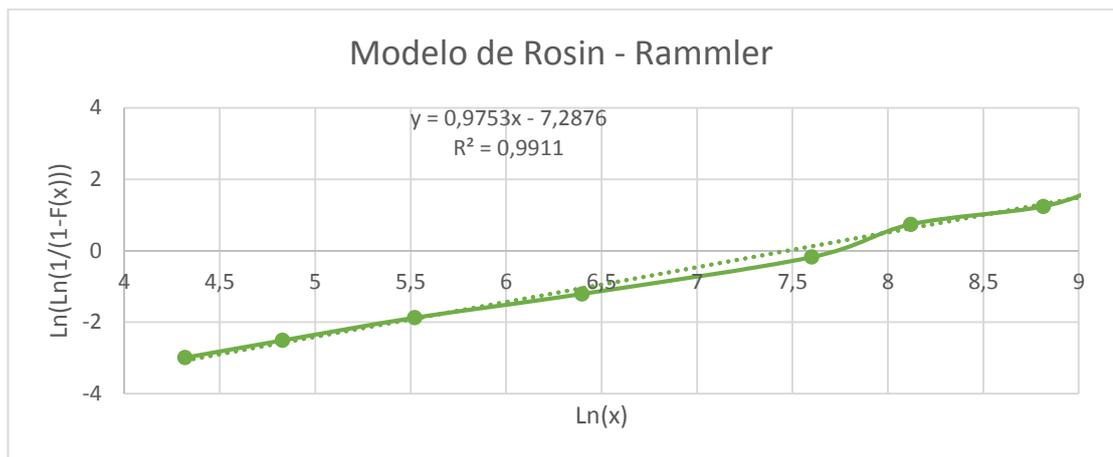
Y se resume en la siguiente ecuación

$$\mathbf{Ln \left(Ln \left(\frac{1}{1 - F(x)} \right) \right)} = m \mathbf{Ln(x)} - m \mathbf{Ln K_{RR}}$$

Los datos correspondientes obtenidos en Excel son los observados en la tabla 1.8

Tabla 0.8: Datos para la graficación del modelo de Rosin Rammler.

Rosin Rammler	
x	y
ln(x)	ln(ln(1/(1-F(x))))
9,43348392	-
9,43348392	-
9,16115013	1,884227641
8,81433042	1,241747113
8,11969625	0,739735217
7,60090246	-0,177890156
6,39692966	-1,207490422
5,52146092	-1,873770227
4,82831374	-2,508336889
4,31748811	-2,991136396



Gráfica 0.5: Modelo de Rosin Rammler.

De esta aproximación se obtiene el valor de m y K_{RR}

$$F(x) = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{K_{RR}} \right)^m \right\}$$

$$1 - F(x) = e \left\{ - \left(\frac{x}{K_{RR}} \right)^m \right\}$$

$$\ln(1 - F(x)) = \left(- \frac{x}{K_{RR}} \right)^m$$

$$\ln \left(\frac{1}{1 - F(x)} \right) = \left(- \frac{x}{K_{RR}} \right)^m$$

$$\ln \left(\ln \left(\frac{1}{1 - F(x)} \right) \right) = m \ln(x) - m \ln(K_{RR})$$

$$\ln \left(\ln \left(\frac{1}{1 - F(x)} \right) \right) = 0.9753 \ln(x) - 7.2876$$

En donde $m=0.9753$ (parámetro de distribución) y $m \ln(K_{RR}) = 7.2876$

$$K_{RR} = e^{\frac{7.2876}{m}} = e^{\frac{7.2876}{0.9753}} = 1758.404 \mu\text{m}$$

De esta manera se define el modelo de Rosin - Rammler como

$$F(x) = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

Analizando ambos modelos, se concluyó que el que presenta una mejor aproximación es el modelo de Rosin – Rammler ya que, al momento de graficar la línea de tendencia, se acerca más a la unidad que el modelo de Schuhmann.

1.4.1.6.7 Determinación del D80, D50, D25

Al determinar el modelo que mejor se ajusta a 1, se calcula los diferentes porcentajes de material retenido. En esta guía se calculará el D80, D25 Y D50.

Ahora en base al modelo, se determina en primer lugar el d80, para ello se define que el d80 se refiere al tamaño que permite pasar el 80% en peso de la población de

partículas, lo mismo para el d25 y el d50, que han sido escogidos para la elaboración de la siguiente guía.

Los datos obtenidos previamente se reemplazarán en la ecuación de Rosin Rammler

$$F(x) = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

- **Cálculo de d80**

$$0.8 = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

$$0.2 = e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

$$1.6094 = \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753}$$

$$1.6289 = \frac{x}{1758.404}$$

$$X = 2864.264 \mu\text{m}$$

- **Cálculo de d25**

$$0.25 = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

$$0.75 = e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

$$0.2876 = \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753}$$

$$0.2786 = \frac{x}{1758.404}$$

$$X = 489.891 \mu\text{m}$$

- **Cálculo de d50**

$$0.5 = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

$$0,5 = e \left\{ - \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753} \right\}$$

$$0.6931 = \left(\frac{x}{1758.404} \right)^{0.9753}$$

$$0.6866 = \frac{x}{1758.404}$$

$$\mathbf{X = 1207.320 \mu m}$$

Ahora para comprender como funciona el modelo de Schuhmann se realizará el cálculo del d80, d25, d50, según los datos reflejados previamente.

$$F(x) = \left(\frac{x}{K_{sch}} \right)^n = \left(\frac{x}{6104.932} \right)^{0.6411}$$

- **Cálculo de d80**

$$0,8 = \left(\frac{x}{6104.932} \right)^{0.6411}$$

$$0.7060 = \left(\frac{x}{6104.932} \right)$$

$$\mathbf{X = 4310.081 \mu m}$$

- **Cálculo de d25**

$$0,25 = \left(\frac{x}{6104.932} \right)^{0.6411}$$

$$0.1150 = \left(\frac{x}{6104.932} \right)$$

$$\mathbf{X = 702.067 \mu m}$$

- **Cálculo de d50**

$$0,5 = \left(\frac{x}{6104.932} \right)^{0.6411}$$

$$0.3391 = \left(\frac{x}{6104.932} \right)$$

$$X = 2070.753\mu\text{m}$$

Como se puede observar, el modelo de Rosin Rammler mostró una mejor aproximación de los pasantes del material.

1.4.1.6.8 Distribución en número de partículas por tamiz

Para determinar la distribución del número de partículas por tamiz, se debe indicar la gravedad específica, para este caso didáctico se utilizará una gravedad específica = 2.6.

Se especificarán una serie de pasos para determinar la cantidad de partículas que se encuentran en cada tamiz, según los datos obtenidos en el laboratorio.

Primero: Cálculo de la densidad del material.

$$\text{Gravedad específica} = \frac{\rho_{\text{material}}}{\rho_{\text{agua}}}$$

$$2,6 = \frac{\rho_{\text{material}}}{1 \text{ g/cm}^3}$$

$$\rho_{\text{material}} = 2,6 \frac{\text{g}}{\text{cm}^3}$$

- Cálculo del volumen de material retenido en cada tamiz:

En la malla #3/8:

$$v = \text{masa} / \rho_{\text{material}}$$

$$v = \frac{1.1 \text{ g}}{2.6 \text{ g/cm}^3}$$

$$v = 0,42 \text{ cm}^3$$

Tabla 0.9: Cálculo del volumen retenido en la malla.

Malla	Tamaño malla (µm)	Peso Retenido	Fracción Retenida f(x)	Volumen de malla en cm³
+1/2	12500	0	0	0
-1/2 + 3/8	12500	1,1	0,001386089	0,42145594
-3/8 + 3	9520	23,8	0,029991666	9,11877395
-3 + 6	6730	72,7	0,091645655	27,8544061
-6 + 10	3360	245,9	0,309969312	94,2145594
-10 +28	2000	244,6	0,308606312	93,7164751
-28 + 60	600	91,8	0,116064272	35,1724138
-60 + 120	250	50,8	0,064158347	19,4636015
-120 + 200	125	23,1	0,029188708	8,85057471
-200	75	39,8	0,05018799	15,2490421

Segundo: Cálculo del volumen individual por partícula de material (considerando las partículas esféricas y homogéneas):

$$v = \frac{\pi * d^3}{6}$$

Tabla 0.10: Cálculo de volumen individual por partícula.

Malla	Tamaño malla (μm)	Peso Retenido	Fracción Retenida $f(x)$	Volumen de malla en cm^3	Diámetro en cm	Volumen de partícula en cm^3
+1/2	12500	0	0	0	1,25	1,02265625
-1/2 + 3/8	12500	1,1	0,001386089	0,42145594	1,25	1,02265625
-3/8 + 3	9520	23,8	0,029991666	9,11877395	0,952	0,45176282
-3 + 6	6730	72,7	0,091645655	27,8544061	0,673	0,15960439
-6 + 10	3360	245,9	0,309969312	94,2145594	0,336	0,01986175
-10 + 28	2000	244,6	0,308606312	93,7164751	0,2	0,0041888
-28 + 60	600	91,8	0,116064272	35,1724138	0,06	0,0001131
-60 + 120	250	50,8	0,064158347	19,4636015	0,025	8,1813E-06
-120 + 200	125	23,1	0,029188708	8,85057471	0,0125	1,0227E-06
-200	75	39,8	0,05018799	15,2490421	0,0075	2,2089E-07

Tercero: Cálculo del número de partículas retenido en cada malla:

$$N = \frac{\text{Volumen en la malla}}{\text{Volumen de partícula}}$$

Tabla 0.11: Número de partículas retenidas en cada malla.

Malla	Tamaño malla (µm)	Peso Retenido	Fracción Retenida f(x)	Volumen de malla en cm ³	Diámetro en cm	Volumen de partícula en cm ³	Numero de partículas retenidas en cada malla
+1/2	12500	0	0	0	1,25	1,02265625	0
-1/2 + 3/8	12500	1,1	0,001386089	0,42145594	1,25	1,02265625	0,412118871
-3/8 + 3	9520	23,8	0,029991666	9,11877395	0,952	0,45176282	20,18487046
-3 + 6	6730	72,7	0,091645655	27,8544061	0,673	0,15960439	174,5215546
-6 + 10	3360	245,9	0,309969312	94,2145594	0,336	0,01986175	4743,517983
-10 +28	2000	244,6	0,308606312	93,7164751	0,2	0,0041888	22373,10807
-28 + 60	600	91,8	0,116064272	35,1724138	0,06	0,0001131	310991,6903
-60 + 120	250	50,8	0,064158347	19,4636015	0,025	8,1813E-06	2379049,844
-120 + 200	125	23,1	0,029188708	8,85057471	0,0125	1,0227E-06	8654496,281
-200	75	39,8	0,05018799	15,2490421	0,0075	2,2089E-07	69033379,83

1.4.1.6.9 Fuentes de Error:

- La pérdida de material: Al momento de hacer el desmonte de los tamices, y a la hora de pesarlos se va perdiendo material muy fino.
- Al momento de cuartear la muestra, se produjo material particulado (polvo).
- La incertidumbre en la balanza: La misma es de 0,1g aproximadamente, esto lleva a la propagación de errores en los cálculos.
- Al momento de depositar la muestra en el sistema de tamices; es decir en el proceso de pesado del material, en cada malla también se visualizaron pérdidas.

1.4.1.7 Observaciones y recomendaciones:

- Previo a realizar la práctica, se debe determinar que tamices van a ser utilizados para determinar el tamaño de partícula, ya que, si se empieza a trabajar y no se encuentran disponibles en el laboratorio, se creará contratiempos en la elaboración de la práctica.

- Previo a depositar el material por los diferentes tamices, se debe comprobar que los mismos se encuentren limpios, es decir sin ningún tipo de material ya que al momento de pesar cada uno de los tamices para los diferentes cálculos reflejarán errores.

14.1.8 Anexos Guía de análisis granulométrico:



Figura 0.7: Muestra a trabajar.

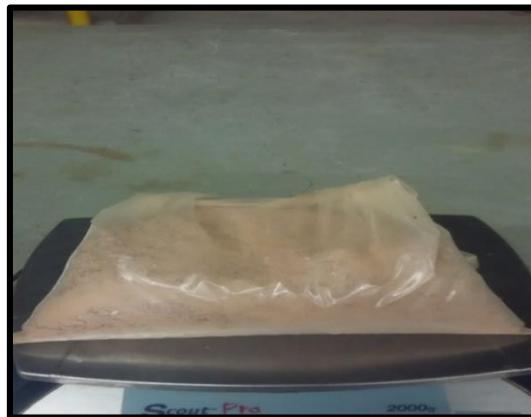


Figura 0.8: Pesaje de la muestra.



Figura 0.9: Muestra desmontada luego de pasar por el ro - tap.



Figura 0.10: Muestra apilada para realizar el muestreo.



Figura 0.11: Muestra dispersa para realizar el muestreo.

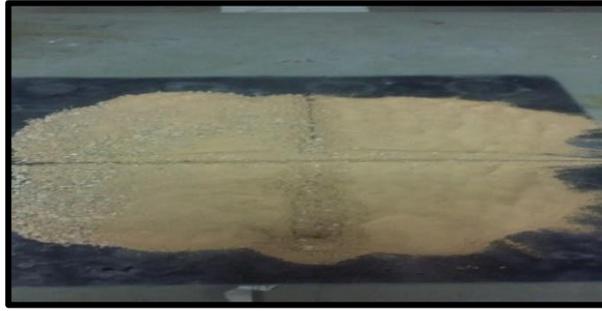


Figura 0.12: Muestra dividida en cuatro para realizar el muestreo.

1.4.1.9 Conclusiones:

- El método de tamizado para clasificar por tamaños las partículas gruesas es eficiente y adecuado, ya que cada tamiz es identificado por números que se refieren a las diferentes aperturas de cada uno de ellos.
- Durante el tamizado y la manipulación de la muestra, siempre ocurren pérdidas de material a causa de diversos factores, como mallas en mal estado, partículas que quedan atrapadas en los orificios de las mallas.
- En la distribución de tamaño de partícula, el tamaño característico está dado por K_{rr} (Constante de Rosin Rammler) y su valor es $1758.40 \mu\text{m}$, es decir, el parámetro del tamaño de la distribución.
- Si se tiene una muestra de material de pocos kilogramos, se debe separar una muestra representativa, en caso de que se requiera repetir la práctica se debe contar con material disponible.
- Se elaboró los diferentes histogramas, se determinó la obtención del método más adecuado, además de la explicación del paso a paso de cada proceso.
- Se indicó el paso a paso para poder realizar una práctica de análisis granulométrico en el laboratorio, indicando los diferentes procedimientos para la obtención de ciertos valores como la fracción pasante o retenida, como debe ser depositada y trabajada la muestra a lo largo del ensayo.
- Se elabora una descripción de los diferentes instrumentos empleados en el análisis granulométrico, como la caracterización de la serie de tamices, el funcionamiento de la máquina Ro – tap donde los estudiantes, puedan conocer su funcionamiento.

CAPÍTULO 2

GUÍA DE TRITURACIÓN

2.1 Introducción

En este punto de la elaboración de guías prácticas para el laboratorio de minas en la Universidad del Azuay, se trabajará a partir de una muestra obtenida en el campo, la cual será fragmentada en una trituradora de quijadas o mandíbulas, donde posteriormente se determinará como realizar una distribución de tamaño de partícula y el factor de reducción de la trituradora. Esta guía presentará de manera general los aspectos teóricos y prácticos del análisis granulométrico, acompañada de las especificaciones que posee la trituradora de mandíbulas, los tipos de instrumentos empleados para la medición del DTP, para de esta manera llegar a determinar el factor de reducción.

La guía detallará cada uno de los pasos, que permitirán entender la importancia de un análisis granulométrico dentro del beneficio mineral, partiendo desde la trituración. Este análisis es cada vez más importante y utilizado debido a que la distribución del tamaño de las partículas influirá en:

- La reducción o aumento de costos en energía.
- El rendimiento en la productividad en fases posteriores, hasta llegar a obtener el mineral de interés.

2.2 Descripción de la maquinaria

2.2.1 Trituradora de mandíbulas

La trituradora de mandíbulas con la que cuenta el laboratorio, tiene como objetivo la reducción del tamaño de partículas, facilitar el proceso de molienda y la liberación de especies de interés.

El material ingresa a la cámara de la trituradora atravesando el “gape” o abertura de entrada, es sometido a compresión, para ello se produce el movimiento de una quijada

o pared móvil contra otra fija, utilizando fuerzas de compresión, asistida por un motor que permite la fragmentación del material. Las paredes se abren y cierran a una razón de 250 a 400 veces por minuto. (Bustamante & Gaviria, 2002).

A continuación se detallaran las partes de la trituradora de mandíbulas que posee el laboratorio y sus diferentes características más notorias.

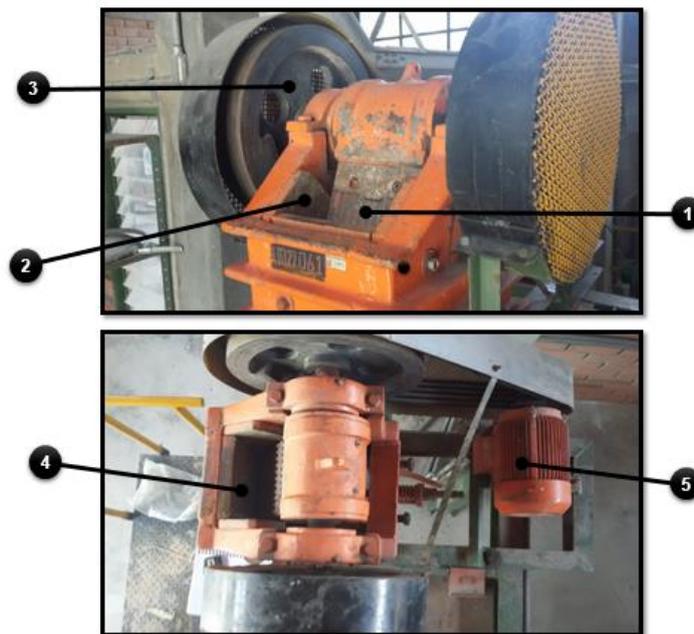


Figura 0.1: Descripción de la trituradora de mandíbulas del laboratorio y sus partes.

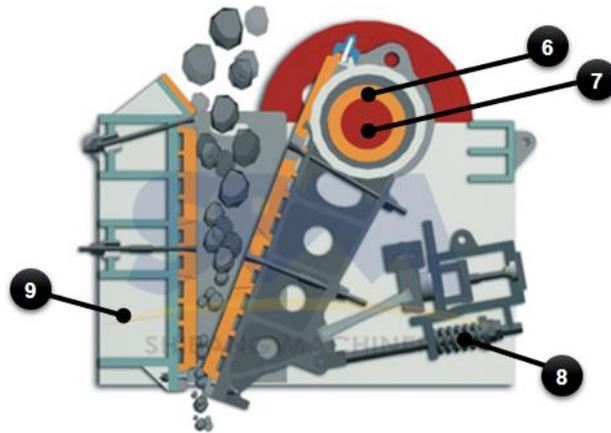


Figura 0.2: Descripción de una trituradora de mandíbulas.

Fuente: Catálogo Shibang Industry Technology.

Descripción de los componentes de la trituradora de mandíbulas

1. Placa móvil de la mandibular.
2. Placa mejilla.
3. Volante.
4. Placa fija.
5. Motor.
6. Sostenedor de eje excéntrico.

Tabla 0.1: Especificaciones técnicas de la trituradora de mandíbulas.

Dimensiones (cm)						
Apertura de alimentación		Paredes		Equipo		Eje Excéntrico
Largo	Ancho	Largo	Largo	Ancho	Altura	Diámetro
26	13,5	41,5	116	76	83	52

Motor		Peso (T)
Kw	Rpm	
5,5	250	0,8

2.3 Estado del arte

2.3.1 Trituración

El objetivo de la trituración es producir una reducción de tamaño de las partículas que contienen mineral, con el fin de: Liberar especies diseminadas, facilitar el manejo de sólidos, obtener un material fácil de trabajar en operaciones posteriores. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Para conseguir esta reducción, se aplican fuerzas de compresión hasta que se llegue a superar la resistencia del material.

La trituración se divide en varias etapas las mismas son: Trituración primaria, secundaria, terciaria según los requerimientos del material. En la presente guía se procederá a realizar la definición de cada una de estas etapas, sus condiciones de funcionamiento, características que debe tener el material para trabajar en cada una de estas fases. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Como se ha podido observar durante el proceso de trituración se pueden producir aglomerados de material, provocando una baja capacidad del equipo, por lo que se recomienda trabajar en seco, además que en medio húmedo no se produce una fragmentación adecuada, y se consume una mayor cantidad de energía. Otra condición para una buena fragmentación es realizar un mantenimiento constante. Por ejemplo, a los componentes de la cámara de trituración.

2.3.2 Trituración Primaria

Su principal objetivo es reducir las rocas provenientes de la voladura hasta un tamaño adecuado, para posteriores procesos como: trituración secundaria, terciaria molienda, concentración gravimétrica entre otros.

Los intervalos de tamaño de alimentación y tamaño de los productos para los distintos modelos de trituradoras primarias son:

- Máxima Abertura de Alimentación: 1.500 a 750 mm.
- Producto de salida: 162 a 100 mm.

- Razón de Reducción preferida: 8:1. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Sobrecargar las trituradoras no incrementa la producción, genera un efecto inverso ya que los componentes mecánicos se desgastan más pronto. Lo ideal es que el material reciba un máximo de 4 a 5 impactos durante su paso por la trituración primaria (Bustamante & Gaviria, 2002).

Operar una trituradora con un cierre demasiado estrecho reduce su capacidad y crea un aumento excesivo en el desgaste de la máquina. Por el contrario, si la apertura es muy ancha, respecto al tamaño máximo de alimentación, provocaría que las operaciones posteriores se vean afectadas, ya que no se va a contar con un material óptimo para trabajar en las siguientes etapas. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Los tipos, tamaños y trituradoras empleadas en un sistema de fragmentación gruesa varían según:

- El volumen del mineral a ser procesado.
- El tamaño máximo de la roca.
- La dureza de la roca.
- Tamaño requerido del producto final (Bustamante & Gaviria, 2002).

Existen diferentes tipos de equipos para la trituración primaria entre ellos están:

- Trituradoras de mandíbulas.
- Trituradoras giratorias.
- Trituradoras de impacto.

2.3.2.1 Trituradora de mandíbulas

Operan por la compresión de las rocas entre dos paredes una fija y la otra móvil, las mandíbulas se abren y cierran a una razón de 250 a 400 veces por minuto, existen cuatro tipos de trituradoras de mandíbulas y son tipo Blake, pivote elevado, de excéntrica elevada y Dodge:

- La trituradora Blake, sirve para la trituración de rocas duras, abrasivas y tenaces, además de materiales pegajosos, el alimento debe ser grueso y con poca cantidad de finos, se llegan a obtener razones de reducción de 4 y 9. (Jos, Ortega, Juli, & Abril, 2005).

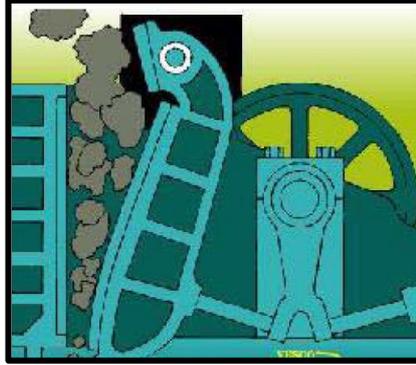


Figura 0.3: Trituradora Tipo Blake.

Fuente: (Jos et al., 2005).

- La trituradora de pivote elevado, reduce el rozamiento contra las caras, además reduce el atascamiento. Por tanto, genera una mayor velocidad, su razón de reducción es de 4 y 9. (Jos et al., 2005).

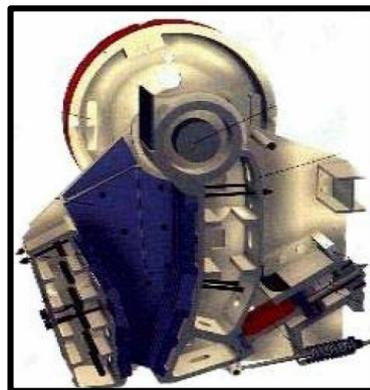


Figura 0.4: Trituradora de Pivote elevado.

Fuente: (Jos et al., 2005).

- La trituradora excéntrico elevado, permite la disminución de atascamientos tanto en la entrada como en la salida del material, por ende, la velocidad de fragmentación es mayor. Sin embargo, el desgaste de las paredes es alto, no es muy útil para la desintegración de rocas duras y abrasivas, se llegan a obtener razones de reducción de 4 y 9. (Jos et al., 2005).

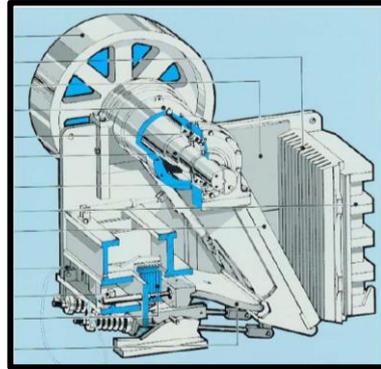


Figura 0.5: Trituradora de excéntrico elevado.

Fuente: (Jos et al., 2005).

- La trituradora tipo Dodge se aplica para el uso en el laboratorio ya que no es muy útil para fragmentar rocas de gran tamaño, ya que por su diseño, genera varios atascamientos, se llegan a obtener razones de reducción de 4 y 9. (Jos et al., 2005).

2.3.2.2 Trituradora giratoria

Las mismas poseen un cono montado sobre un eje vertical, la parte superior del eje se sitúa estacionariamente, mientras que la parte inferior gira excéntricamente. El cono se mueve aproximándose y retrocediendo hacia las paredes de la trituradora permitiendo la fragmentación del material. Si el cono y las paredes de la trituradora son suficientemente duras y pesadas, cualquier material que quede retenido entre las mismas será triturado. Dentro de este grupo se puede observar la trituradora de campana, la misma se utiliza para trituración primaria y secundaria en materiales que

tengan un mínimo de finos, poseen una mayor capacidad que las trituradoras de mandíbulas, se llega a obtener una razón de reducción de 3 y 10. (Jos et al., 2005).

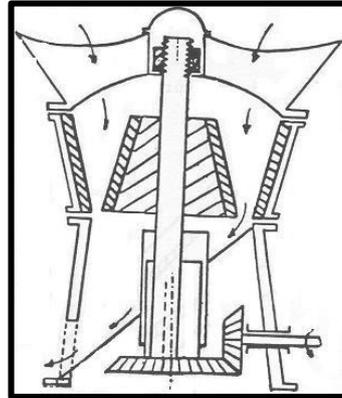


Figura 0.6: Trituradora giratoria.

Fuente: (Emilio Andrea Blanco, 2005).

Las ventajas de la trituradora giratoria son:

- La gran abertura de alimentación, a comparación de otras trituradoras primarias.
- El alto rango de capacidades tamaños que comprenden un promedio de 600 y 6000 ton/h. (Bustamante & Gaviria, 2002).

2.3.2.3 Trituradora de impacto

Estas trituradoras logran fragmentar y reducir el material producto de la voladura a través del impacto del material, utilizando martillos fijos o libres, los mismos giran alrededor de un rotor central que se encuentra dentro de un armazón cubierto por placas de acero (Jos et al., 2005).

Estas trituradoras producen un alto factor de reducción que permite reducir el número de etapas de fragmentación, pero por su forma de trabajar está sometida a un gran desgaste.(Emilio Andrea Blanco, 2011).

El elemento principal del equipo es un rotor que gira a una velocidad de 15 a 20 m/seg, en el que se encuentran distribuidos de manera uniforme martillos que chocan contra las partículas, y en esos choques se producen la fragmentación de las partículas.

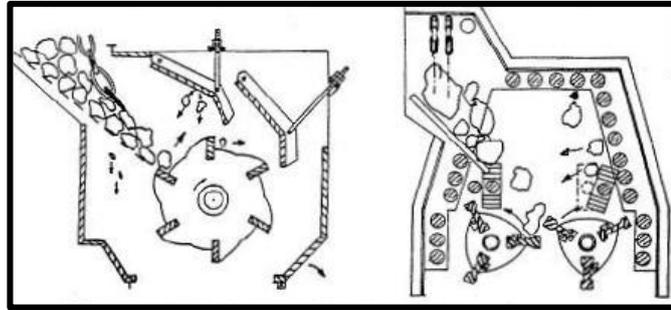


Figura 0.7: Trituradora de martillos.

Fuente: (Emilio Andrea Blanco, 2011).

2.3.3 Trituración secundaria

Posterior a la trituración primaria se procede con la trituración secundaria con el objetivo de lograr obtener una mayor fragmentación de la partícula, donde los tamaños de alimentación estén comprendidos entre 100 y 10 cm y el tamaño de salida de las partículas se encuentre comprendido entre 40 y 30mm. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Entre las trituradoras secundarias se pueden encontrar:

- Trituradora de cono.
- Trituradora de cono de cabeza corta.
- Trituradora de cilindros.
- Trituradoras de cilindro y placa.

2.3.3.1 Trituradora de cono

Esta trituradora se utiliza en las etapas de trituración secundaria, posee un pequeño diámetro de alimentación y una abertura ancha en la parte superior que va disminuyendo conforme pasa el material. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Los intervalos de tamaño de alimentación y el tamaño de los productos para los distintos modelos de trituradoras secundarias son:

- Máxima Abertura de Alimentación: 625 mm
- Producto de salida: 100 - 19 mm
- Razón de Reducción preferida: 6:1 (Bustamante & Gaviria, 2002).

El tamaño de alimentación frecuentemente puede variar en un rango de 50 a 300 mm, la cámara de trituración debe ser seleccionada para reducir estos tamaños de una manera eficaz.

Para poder llegar a hacerle frente a estas variantes de tamaños en la alimentación, a más de los productos deseados, los conos normalizados pueden equiparse con distintos diseños de cámaras de trituración como pueden ser: fina, media, gruesa, o extra gruesa según sea el caso.

Cabe señalar que una eficiente trituración, tiene lugar cuando la alimentación es reducida a través de una serie aproximadamente de 4 o 5 golpes, al momento de pasar por la cámara. Por ello es importante visualizar que se produzca una igual reducción en la parte superior de la cámara como en la parte inferior. (Bustamante & Gaviria, 2002).

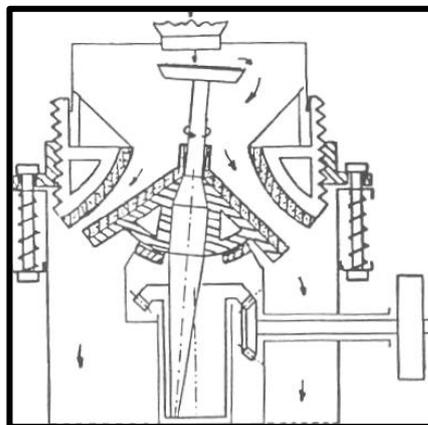


Figura 0.8: Trituradora de cono.

Fuente: (Emilio Andrea Blanco, 2011).

2.3.3.2 Trituradora de cono de cabeza corta

Esta trituradora se usa comúnmente como una trituradora terciaria, en plantas que están diseñadas para tres o cuatro etapas de trituración.

Los intervalos de tamaño de alimentación y el tamaño de los productos para los distintos modelos de trituradoras terciarias son:

- Máxima Abertura de Alimentación: 250 mm.
- Producto de salida: 25 - 3 mm.
- Razón de Reducción preferida: 4:1 (Bustamante & Gaviria, 2002).

Para las diferentes variantes de tamaño en la alimentación y requerimientos del producto, estas trituradoras pueden equiparse con varios diseños de cámaras como lo son: fina, media, gruesa o extra gruesa. Cuando el material de la alimentación es poco abrasivo, la condición de trabajo de la trituradora se presta para trabajar con cámara llena. Sin embargo, cuando el material es duro y abrasivo, se puede llegar a la máxima carga del motor generando un desgaste de los revestimientos, sin necesidad de que la trituradora se encuentre llena. (Bustamante & Gaviria, 2002).

2.3.3.3 Trituradora de Rodillos

Se encuentra conformada por dos cilindros de ejes paralelos, los mismos giran en sentido contrario, estos cilindros pueden ser lisos o dentados.

Las trituradoras con rodillos lisos trabajan por aplastamiento, es decir por compresión lenta y continua, mientras que las que poseen rodillos dentados trabajan por cizallamiento o desgarro y en menor medida por compresión. Las razones de reducción de estos equipos llegan a un rango de 4 a 5, sin embargo, pueden llegar hasta 7, estos equipos son propios para la trituración terciaria. (Emilio Andrea Blanco, 2011)

La trituradora de rodillos puede trabajar con productos húmedos, pegajosos, abrasivos, su utilización a nivel de industria es baja.

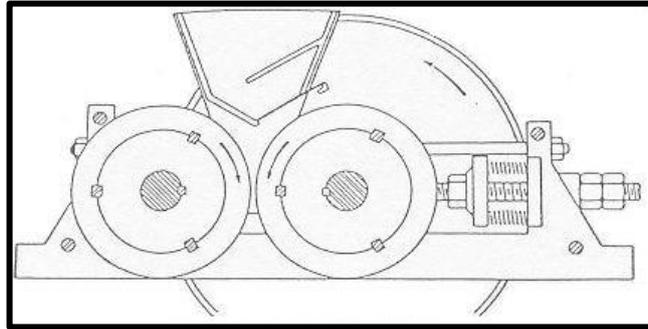


Figura 0.9: Trituradora de rodillos.

Fuente: (Emilio Andrea Blanco, 2011).

2.3.3.4 Trituradoras de cilindro y placa

Esta trituradora está dotada por un cilindro que trabaja contra una placa fija, además posee dientes grandes y pequeños, siendo los dientes pequeños los que captan bloques mayores.

Estos equipos trabajan por compresión, la placa se encuentra fijada a través de un resorte que cede en caso de que exista un fragmento excesivamente duro, dejándolo pasar. Los dientes se encuentran sometidos a fuertes esfuerzos, es por ello que estas trituradoras se utilizan para rocas no muy duras o materiales blandos, pegajosos que no sean abrasivos. (Emilio Andrea Blanco, 2011).

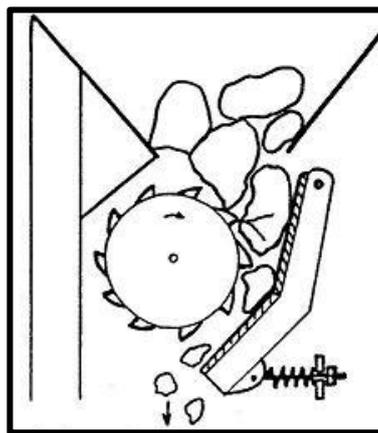


Figura 0.10: Trituradora de cilindro y placa.

Fuente: (Emilio Andrea Blanco, 2011).

2.3.4 Pie De Rey

El pie de rey es un instrumento, que se utiliza para medir las dimensiones de objetos pequeños, desde centímetros hasta fracciones de milímetros. En escala de pulgadas, posee divisiones de 1/16 de pulgada.

Consta de una regla y una reglilla o nonio en su extremo la misma puede deslizarse, con el fin de indicar la medida a una escala determinada. Permite observar longitudes de 1/10 (0.1mm), 1/20(0.05mm), con una capacidad máxima de medida de 1000mm; también se encuentran pie de rey con división de escala de 1/50 (0.02mm) y 1/100 (0.01mm) con capacidad máxima de medida de 500mm. (Centro Español de Metrología, 2013).

Existen varios tipos de Pies De Rey, uno de ellos son los de lectura analógica mediante nonio, el mismo se puede observar en las ilustraciones (2-11 y 2-12) que es el que posee el laboratorio, otro de ellos es el reloj comparador (ilustración 2-13), otro es el pie de rey que lleva adaptado un sistema mediante un tornillo de ajuste fino (ilustración 2-14). (Centro Español de Metrología, 2013).



Figura 0.11: Pie de rey laboratorio de minas.

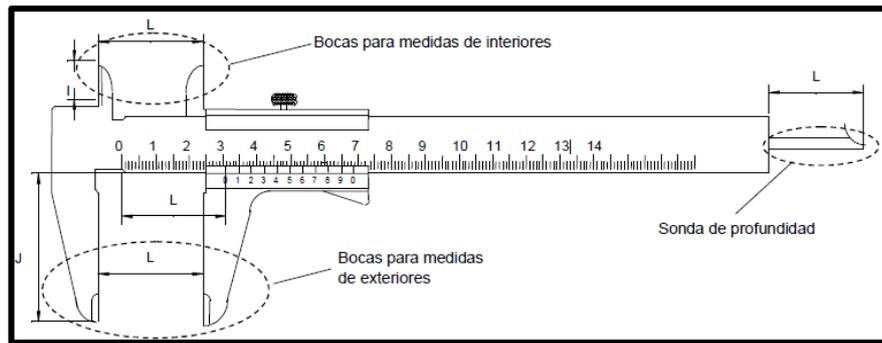


Figura 0.12: Pie de rey con nonio.

Fuente: (Centro Español de Metrología, 2013).

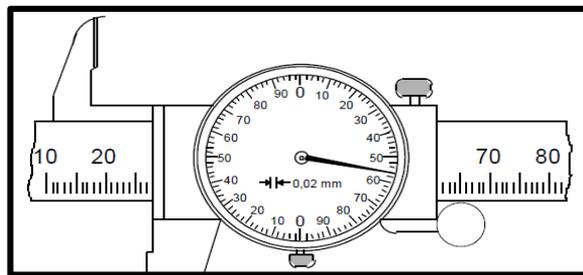


Figura 0.13: Pie de rey con reloj comparador.

Fuente: (Centro Español de Metrología, 2013).

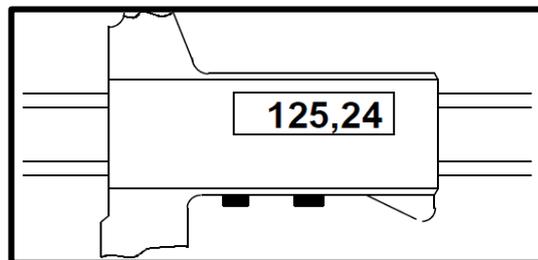


Figura 0.14: Pie de rey tornillo de ajuste fino.

Fuente: (Centro Español de Metrología, 2013).

2.3.5 Procedimiento para la medición de un objeto con el pie de rey.

Para poder medir un objeto, en este caso el dimensionamiento de una roca fragmentada, se hace coincidir el cero de la regla en el extremo de la longitud a determinar, y se desliza la reglilla o nonio, hasta que su cero coincida con el otro extremo de la muestra.

Para la mayor comprensión se presentará un ejemplo en la siguiente ilustración (2-15) en donde se determinará, la medida de un objeto en milímetros.

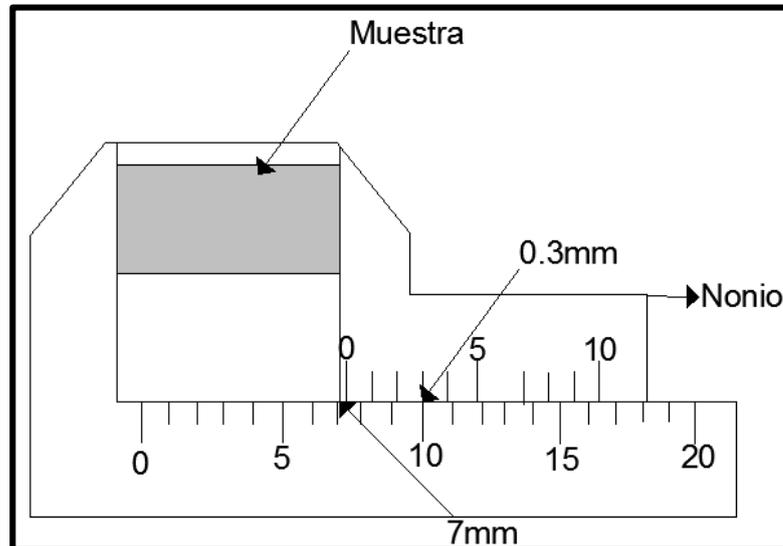


Figura 0.15: Interpretación del funcionamiento del pie de rey.

Primero se observa la distancia que hay entre el cero de la regla y el cero del nonio, como se puede observar en la ilustración (2-15) es de 7mm, sin embargo, si se presta atención no son 7mm cerrados, al contrario, son 7mm y un poco más, para determinar la distancia adicional, se observa que en la ilustración (2-15) la dimensión que coincide exactamente entre el nonio y la regla es de 3mm, recordando que la aproximación de este nonio es de 0.1mm. Se observa de este modo que la medida final que se obtiene es de 7.3mm.

Para determinar esa medida de 0.1mm se utiliza la siguiente fórmula:

$$A = \frac{D}{n} \text{ Donde:}$$

- A: apreciación medida más pequeña a representar.
- D: es el tamaño de divisiones de la regla (En este caso es de 1mm).
- n: es el tamaño de divisiones de la reglilla o el nonio. (En este caso es de 10).

$$A = \frac{1}{10} \quad A = 0.1 \text{ mm (Centro Español de Metrología, 2013).}$$

2.4 Metodología de la guía a trabajar

1. Introducción.
2. Recomendaciones de seguridad.
3. Objetivos
 - a) General.
 - b) Específicos.
4. Equipos y herramientas.
5. Procedimiento.
6. Ejemplo.
7. Observaciones y recomendaciones.
8. Anexos.
9. Conclusiones.

2.4.1 Guía de laboratorio para trituración

2.4.1.1 Introducción

El principal objetivo de la trituración es reducir las rocas provenientes de la voladura para liberar especies diseminadas, otro de los objetivos es obtener un tamaño de mineral adecuado, para posteriores procesos como son: la trituración secundaria, terciaria, molienda, concentración gravimétrica, por citar algunos procesos.

El análisis granulométrico es una herramienta que permite caracterizar la distribución porcentual del tamaño de partículas que conforman un material, el mismo puede ser suelo, roca y diversos tipos de minerales.

Este análisis es utilizado para calcular los porcentajes de material retenido y pasante en cada una de las mallas. (Las especificaciones que se indicarán a continuación serán para indicar el proceso a seguir para determinar el factor de reducción).

Las partículas producto de la trituración que sean pasante malla 1 (25000 μm) y retenidos en malla 3/4 (19000 μm) serán determinadas a través del pie de rey, el mismo permite determinar los tamaños de los fragmentos de roca.

Para las partículas pasante malla 3/4 se utilizarán los diferentes tamices obteniendo así el tamaño de partícula.

Esta guía práctica de laboratorio tiene como objetivo el aprendizaje y aplicación del procedimiento para la determinación del tamaño de partícula, partiendo de la trituración primaria, en donde los estudiantes obtengan una idea general de cuáles son los factores de reducción de la trituradora de mandíbulas según el tipo de muestra.

2.4.1.2 Recomendaciones de Seguridad para trabajar en el laboratorio:

- El estudiante deberá portar vestimenta adecuada como: Mandil de laboratorio, pantalón, zapatos cerrados, protectores sonoros y gafas de seguridad.
- Trabajar siguiendo un orden de procesos, sin prisas y pensando en cada momento en lo que está haciendo.
- Está prohibido hacer experimentos no autorizados por el profesor o el asistente que se encuentre en el laboratorio.
- En el laboratorio está prohibido ingerir cualquier tipo de alimentos.
- En caso de derrames de químicos, avisar al profesor no manipularlos por cuenta propia.

2.4.1.3 Objetivos

2.4.1.3.1 General

Conocer el funcionamiento de una trituradora de mandíbulas, además de detallar los procedimientos de: Medición con pie de rey, tamizaje, factor de reducción y reporte de datos para determinar el tamaño de partículas de una muestra.

2.4.1.3.2 Específicos:

- Ordenar y disponer los tamices de forma correcta, así como también conocer el papel de la máquina ro-tap para la distribución de tamaño de partícula.
- Indicar el procedimiento para medir muestras superiores a malla 3/4 con el pie de rey.
- Determinar el set abierto y el set cerrado de la trituradora de mandíbulas.

- Realizar un reporte de datos, donde se indiquen la fracción retenida y fracción pasante en los tamices, para el posterior análisis de las gráficas.
- Indicar el diferente procedimiento para la obtención de los diferentes parámetros.
- Indicar a qué modelo se ajustan los datos del laboratorio, si al modelo de Schuhmann o el de Rosin-Rammler.
- Determinación de la maquinaria a utilizar y su funcionamiento para cada proceso.

2.4.1.4 Equipos y herramientas:

- Juego de tamices TYLER.
- Balanza.
- Trituradora de mandíbulas.
- Agitador mecánico tipo Ro - Tap.
- Pie de rey.
- Bolsa.

2.4.1.5 Procedimiento:

- El primer paso es obtener una roca con cierto diámetro, en este caso fue de 13.2 cm aproximadamente, para ser depositada en la trituradora de mandíbulas.
- El segundo paso es pesar la muestra con la que se va a trabajar en la práctica, cuyo máximo tamaño no debe exceder al 80% del tamaño de la entrada o “gape” de la trituradora, ni una cantidad de material menor a 5.0 kg.
- El tercer paso es depositar la roca en la trituradora, para poder fragmentarla, dosificando lentamente el material, para que no exista aglomeraciones de material que impida la adecuada fragmentación.
- El cuarto paso es el tamizaje: Para ello se disponen los tamices en orden decreciente de acuerdo al tamaño de la abertura de la malla, se agrega la muestra que se va a analizar, posteriormente es llevada a la ro-tap y se espera alrededor de 8 minutos.
- El quinto paso es la medición de las muestras superiores a malla 3/4 con el pie de rey, para de esta manera determinar el set abierto.

- El sexto paso es pesar la muestra retenida en cada malla o tamiz, para ello se desmontan los tamices, luego se pesan y se separa el material retenido en cada uno de ellos, procurando que no haya pérdidas de la muestra.
- El séptimo paso es determinar el set cerrado.

Cabe denotar que, para el análisis de datos de la distribución de tamaños de partículas, se utiliza la siguiente nomenclatura.

+M = retenido en malla M

-M = pasante en la malla M.

2.4.1.6 Ejemplo:

- Se realizará la medición de la roca original utilizando el pie de rey, para de esta manera determinar el diámetro original de la roca antes de ser fragmentada, para posteriores análisis como el factor de reducción.
- Luego de la medición, se pesa la roca en una balanza para poder determinar diferentes parámetros como el tamaño de partícula que se explicará en la guía. La muestra con la que se va a trabajar será de 1186.8g.
- Posterior a ello se depositará la muestra en la trituradora de mandíbulas, para la fragmentación correspondiente y de esta manera determinar, la distribución granulométrica del material.
- El producto de la trituración será depositado en los diferentes tamices de manera decreciente.
- Para el proceso del tamizaje se utilizarán las mallas: (#1, #3/4, #1/2, #3, #6, #10), para posteriormente llevarlas a la ro-tap por alrededor de 8 minutos.
- A continuación, se pesa la muestra retenida en cada malla, para ello se desmontan los tamices, luego se separa el material retenido en cada uno de ellos, procurando que no haya pérdidas de la muestra y se pesa cada malla.
- El siguiente paso es medir las rocas superiores a malla 3/4, con el pie de rey (posterior a la trituración), este cálculo será necesario al final para determinar el factor de reducción (set abierto) que posteriormente será detallado la manera de su obtención.

A continuación, se realizará un esquema de cómo será desarrollada la tabla para el DTP de partículas pasantes malla 3/4 indicando la obtención de cada una de ellas.

A partir de la muestra que reflejo un peso de 1186.8 g, se empezó a realizar el tamizaje obteniendo los siguientes resultados.

Tabla 0.2: Datos obtenidos en el laboratorio.

Malla	Tamaño malla (µm)	Peso Retenido (g)	Fraccion Retenida f(x)	Fraccion pasante acumulada F(x)	Fraccion retenido acumulada R(x)	Schuhmann		Rosin Rammler	
						y	x	x	y
						Log F(x)	log(x)	ln(x)	ln(ln(1/1-F(x)))
+1	25000	0	0	1	0	0	4,397940009	10,1266311	-
-1 +3/4	25000	172,4	0,145509791	1	0	0	4,397940009	10,1266311	-
-3/4 + 1/2	19000	231,4	0,195430039	0,854490209	0,145509791	-0,068292909	4,278753601	9,852194258	0,656230003
-1/2 + 3/8	12500	214	0,18078615	0,659060171	0,340939829	-0,181074934	4,096910013	9,433483923	0,073296251
-3/8 + 3	9500	204	0,172333547	0,478274021	0,521725979	-0,320323209	3,977723605	9,159047078	-0,429840632
-3 + 6	6700	176	0,148693732	0,305940474	0,694059526	-0,514363064	3,826074803	8,809862805	-1,007316838
-6 + 10	3350	124,1	0,104868918	0,157246742	0,842753258	-0,803418343	3,525044807	8,116715625	-1,765617803
-10	2000	62,9	0,053177641	0,052377825	0,947622175	-1,280852542	3,301029996	7,60090246	-2,922492863
		1184,8	1,00	0	1				

A continuación, se realizará una explicación de la obtención de las fórmulas para cada uno de los parámetros expuestos en la tabla 2-2.

- Fracción Retenida f(x) % = (masa retenida ÷ masa total) * 100.
- Fracción pasante acumulado = $1 - \sum_{i=1}^n(x_i)$.
- Fracción retenido acumulado = $\sum_{i=1}^n(x_i)$.
- Error: $\frac{|\text{Peso.Muestra inicial} - \text{Peso.Muestra final}|}{\text{Peso Muestra inicial}} * 100\%$

$$\text{Error: } \frac{|1186.8 - 1184.8|}{1186.8} * 100\%$$

Error: 0,16%

Cabe destacar que la razón por la que se calcula el error, es que al momento de trabajar con el material se pueden perder cierta cantidad del mismo por razones como la agitación, en donde las partículas más finas se disipan en forma de polvo o también al momento de separar los tamices, o al pesar la muestra puede quedar material atrapado

o derramado por la mala manipulación, se recomienda que por lo general se puede perder un máximo de 3 g caso contrario se deberá repetir el proceso.

Otro paso en el ensayo de la distribución granulométrica es la evaluación de modelos de distribución.

Los resultados de los análisis granulométricos pueden ser correlacionados por expresiones matemáticas, a las cuales se les denomina funciones de distribución de tamaños, las mismas relacionan el tamaño de partícula con el porcentaje en peso (acumulado retenido o pasante), para la presente guía se usará las funciones de distribución de Schuhmann y Rosin-Rammler.

Para conocer a cuál modelo se ajusta más la distribución granulométrica, se debe determinar la línea de tendencia refleje un R^2 cercano a 1 la misma permitirá determinar el modelo que más se ajusta a la distribución.

2.4.1.6.1 Modelo de Schuhmann.

Este modelo se encuentra representado por la siguiente ecuación:

$$F(x) = \left(\frac{x}{K_{Sch}} \right)^n$$

F(x): % en peso acumulado pasante por cada malla.

n: Parámetro de distribución.

K_{Sch}: Constante de Schuhmann (Tamaño máximo de distribución).

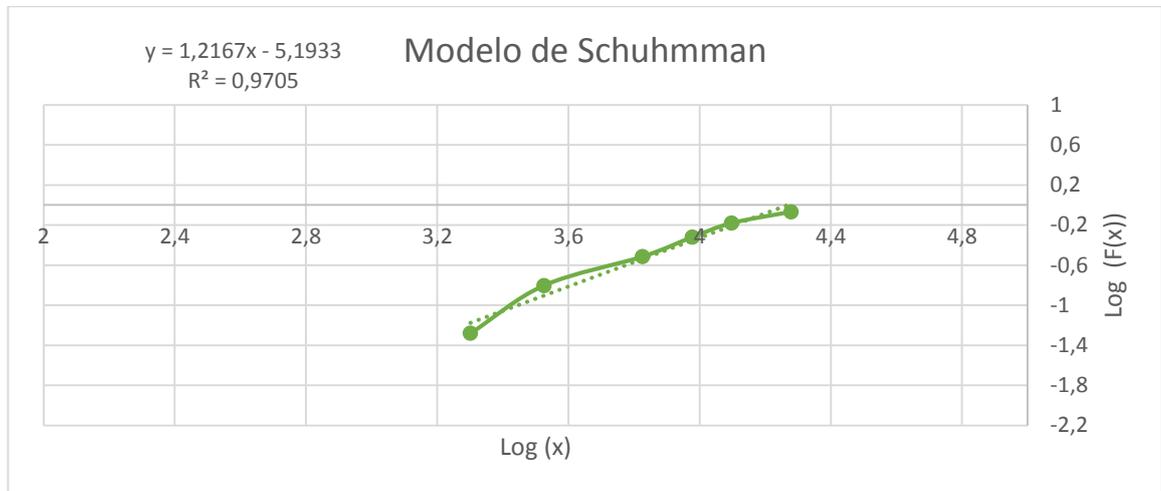
x: Tamaño de partícula. (Bustamante, 2006).

Para utilizar el modelo de Schumann se grafica $\text{Log}(F(x))$ vs. $\text{Log}(x)$ y se realiza una linealización del tramo recto de la gráfica de la siguiente forma, tomando en referencia la ecuación de la recta.

$$. Y = mx + b$$

Y se resume en la siguiente ecuación

$$\mathbf{Log(F(x)) = n \, Logx - nlog(K_{sch})}$$



Gráfica 0.1: Log (F(x)) vs Log (Tamaño de partícula).

De esta aproximación se obtiene el valor de n y K_{sch}

$$\mathbf{Log(F(x)) = n \, Log(x) - n \, Log(K_{sch})}$$

$$\mathbf{Log(F(x)) = 1.2167 \, Log(x) - 5.1933}$$

En donde $n=1.2167$ (pendiente de la sección lineal) y $n \, \mathbf{Log(K_{sch})} = 5.1933$

$$\mathbf{K_{sch} = 10^{\frac{5.1933}{n}} = 10^{\frac{5.1933}{1.2167}} = 18550.209 \, \mu\text{m}}$$

De esta manera se define el modelo de Schuhmann como

$$\mathbf{F(x) = \left(\frac{x}{K_{sch}}\right)^n = \left(\frac{x}{18550.209}\right)^{1.2167}}$$

2.4.1.6.2 Modelo de Rosin – Rammler

Este modelo se encuentra representado por la siguiente ecuación:

$$\mathbf{F(x) = 1 - e\left\{-\left(\frac{x}{K_{RR}}\right)^m\right\}}$$

m : Parámetro de distribución.

K_{RR} : Constante de Rosin Rammler (Tamaño característico de la distribución)

x : Tamaño de partícula. (Bustamante, 2006).

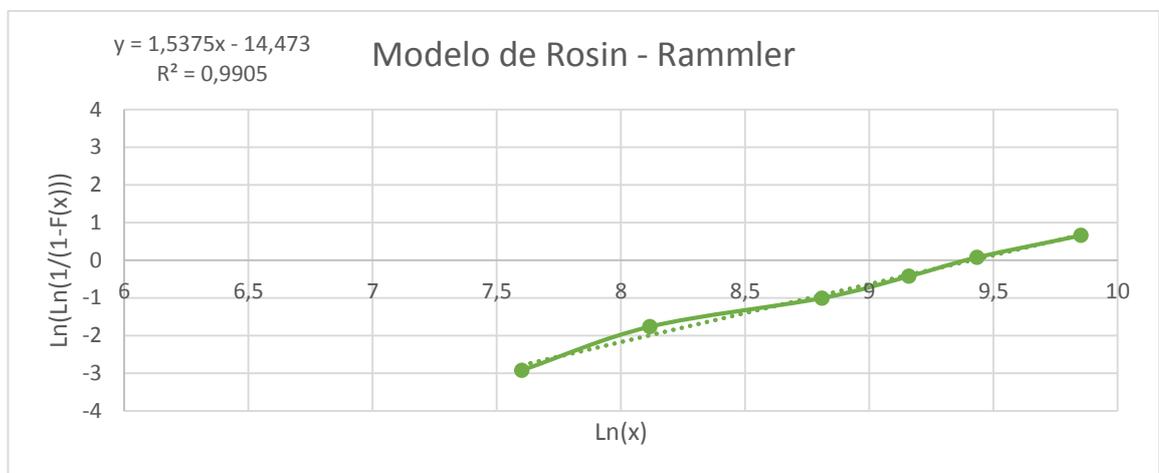
Para utilizar el Modelo de Rosin - Rammler se grafica $\text{Ln}(\text{Ln}(1/(1-F(x))))$ vs. $\text{Ln}(x)$ y se realiza una linealización del tramo recto de la gráfica de la siguiente forma, tomando en referencia la ecuación de la recta.

$$Y = mx + b$$

Y se resume en la siguiente ecuación.

$$\text{Ln} \left(\text{Ln} \left(\frac{1}{1 - F(x)} \right) \right) = m \text{Ln}(x) - m \ln K_{RR}.$$

Los datos correspondientes obtenidos en Excel son los observados en la gráfica.



Gráfica 0.2: Modelo de Rosin Rammler.

De esta aproximación se obtiene el valor de m y K_{RR}

$$F(x) = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{K_{RR}} \right)^m \right\}$$

$$1 - F(x) = e \left\{ - \left(\frac{x}{K_{RR}} \right)^m \right\}$$

$$\mathbf{Ln}(1 - \mathbf{F}(x)) = \left(-\frac{x}{K_{RR}}\right)^m$$

$$\mathbf{Ln}\left(\frac{1}{1 - \mathbf{F}(x)}\right) = \left(-\frac{x}{K_{RR}}\right)^m$$

$$\mathbf{Ln}\left(\mathbf{Ln}\left(\frac{1}{1 - \mathbf{F}(x)}\right)\right) = m\mathbf{Ln}(x) - m\mathbf{Ln}(K_{RR})$$

$$\mathbf{Ln}\left(\mathbf{Ln}\left(\frac{1}{1 - \mathbf{F}(x)}\right)\right) = 1.5375\mathbf{Ln}(x) - 14.473$$

En donde $m=1.5375$ (parámetro de distribución) y $m \mathbf{Ln}(K_{RR}) = 14.473$

$$K_{RR} = e^{\frac{14.473}{m}} = e^{\frac{14.473}{1.5375}} = 12250.638 \mu\text{m}$$

De esta manera se define el modelo de Rosin - Rammler como

$$\mathbf{F}(x) = 1 - e\left\{-\left(\frac{x}{12250.638}\right)^{1.5375}\right\}$$

Analizando ambos modelos, se concluye que el modelo de Rosin – Rammler presenta una mejor aproximación, debido a que al momento de graficar la línea de tendencia se presenta un R^2 más cercano a la unidad, respecto al modelo de Schuhmann.

2.4.1.6.3 Determinación del D50

Al determinar el modelo que mejor se ajuste al R^2 cercano a 1, se calcula los diferentes porcentajes de material retenido en este caso se calculara el D50.

El d50 se refiere al tamaño que permite pasar el 50% en peso de la población de partículas, de esta manera se obtiene un promedio del tamaño de partículas para determinar el set cerrado.

Con los datos obtenidos previamente se reemplaza en la ecuación de Rosin Rammler

$$\mathbf{F}(x) = 1 - e\left\{-\left(\frac{x}{12250.638}\right)^{1.5375}\right\}$$

- **Cálculo de d50**

$$0,5 = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{12250.638} \right)^{1.5375} \right\}$$

$$0,5 = e \left\{ - \left(\frac{x}{12250.638} \right)^{1.5375} \right\}$$

$$0.693 = \left(\frac{x}{12250.638} \right)^{1.5375}$$

$$0.788 = \frac{x}{12250.638}$$

$$X = 9653.502 \mu\text{m}$$

2.4.1.6.4 Factor de reducción

El factor de reducción o razón de reducción, determina el grado de reducción entre los tamaños de partícula entrante con el tamaño de partículas salientes

$$\text{Razón de reducción} = \frac{\text{Tamaño máximo de entrada de partícula}}{\text{Tamaño máximo de salida de la partícula.}}$$

En la práctica es común, que la capacidad reductora de una trituradora, permita asegurar la desintegración de la partícula deseada, y de esta manera conocer, si el material se encuentra apto para etapas posteriores, caso contrario deberá recircularse.

Para el trabajo del laboratorio, en el cual se busca determinar este factor de reducción, se dispone a analizar los siguientes resultados:

- El modelo de Rosin Rammler, arroja un R^2 más cercano a 1 por ello se utilizó este modelo para determinar el d50.
- Las partículas inferiores a malla 3/4 no se pueden medir una por una, por ello se tomará el valor reflejado en el d50 el mismo se refiere al 50 % del material que paso un tamaño característico, de esta manera se tiene una idea general del tamaño promedio para calcular el set cerrado.

- Un promedio de partículas superiores a malla 3/4 fueron medidas con el pie de rey para esto se tomó dos muestras representativas, producto de la fragmentación, así se obtuvo un diámetro máximo que arroja la trituradora, posterior a la fragmentación, el mismo servirá para determinar el set abierto.

El d50 reflejo un tamaño de: 9.653502mm

$$\text{Razón de reducción} = \frac{132.1\text{mm}}{9.653502\text{mm.}}$$

$$\text{Razón de reducción} = 13.68$$

El promedio de tamaño de partículas superiores a malla 3/4 de dos muestras representativas fue de 48.5mm.

$$\text{Razón de reducción: } \frac{132.1\text{mm}}{48.5\text{mm.}}$$

$$\text{Razón de reducción} = 2.723$$

2.4.1.6.5 Fuentes de error:

- La pérdida de material: Al momento de hacer el desmonte de los tamices, y a la hora de pesarlos se va perdiendo material muy fino.
- No se realizó la medición completa de todos los fragmentos superiores a malla 3/4 con el pie de rey, ya que fueron varios fragmentos así que se obtuvo un promedio.

2.4.1.7 Observaciones y recomendaciones:

- Se debe seleccionar una muestra adecuada para que pueda ingresar a la trituradora de mandíbulas del laboratorio, si es demasiada grande no podrá ser fracturada ya que la placa móvil, no podrá impactar a la roca con la placa estática, lo mismo si es una roca demasiada pequeña.
- Previo a realizar la práctica se debe determinar los tamices que se van a utilizar para determinar el tamaño de partícula, ya que, si se empieza a trabajar y no se

encuentran disponibles en el laboratorio, producirá contratiempos en la elaboración de la práctica.

- Antes de comenzar la práctica se debe asegurar que la cámara de la trituradora se encuentre limpia, es decir que no exista otro material diferente con el que se vaya a trabajar, para de esta manera obtener un producto final con las mismas características iniciales.

2.4.1.8 Anexos Guía de trituración:



Figura 0.16: Utilización de pie de rey en roca a triturar 132.1 mm de diámetro.



Figura 0.17: Trituradora de Mandíbulas que posee el laboratorio.



Figura 0.18: Distribución de las mallas a trabajar en el proceso de trituración.



Figura 0.19: Muestra representativa para determinar el set abierto del equipo (48.5mm).



Figura 0.20: Muestra retenida malla # 3/4.



Figura 0.21: Muestra retenida malla # 1/2.



Figura 0.22: Muestra fragmentada por la trituradora de mandíbulas.



Figura 0.23: Medición muestra característica mayor a malla 3/4 para set abierto.



Figura 0.24: Muestra vista desde malla #1.

2.4.1.9 Conclusiones:

- En la bibliografía se puede observar que la razón de reducción de la trituradora de mandíbulas se encuentre entre 4 y 9, al finalizar la práctica se obtuvo una razón de reducción de 2.73 y 13.68, redondeando serían de 3 y 14, como se observa esto difiere a los valores de la bibliografía, esto puede ser porque el tamaño de la muestra fue pequeño (13.2 cm), o que la roca es muy frágil, sin embargo, para la presente guía explicativa fueron detallados los efectos que produce la trituración sobre una roca, que es fragmentar el material y de esta manera en procesos posteriores obtener un tamaño adecuado.
- El método de tamizado para clasificar por tamaños las partículas gruesas es eficiente y adecuado, ya que cada tamiz es identificado por números que se refieren a escalas establecidas.
- Para determinar la razón de reducción de una trituradora es necesario utilizar instrumentos de medición como el pie de rey y los métodos estadísticos de distribución de tamaños de partícula, como los modelos estadísticos de Rosin Rammler y Schumann, en donde se puede obtener un d_{50} característico para la razón de reducción.
- Se indicó paso a paso la obtención de los diferentes parámetros, para poder determinar el set abierto y cerrado, además del funcionamiento de una trituradora de mandíbulas.
- Se realizó el reporte de datos, donde se indican diferentes factores como la fracción retenida, fracción pasante, detallando la obtención de cada una de ellos, según los resultados obtenidos en el laboratorio.

- Se procedió a realizar una descripción de las partes más notorias de la trituradora de mandíbulas que posee el laboratorio, de esta manera los estudiantes podrán saber cómo es su funcionamiento.
- Se realizó la comparación entre dos modelos de distribución de tamaño de partículas, el de Schuhmann y Rosin Rammler, reflejando que el más idóneo para determinar el d_{80} fue el de Rosin Rammler.
- Se detalló algunas trituradoras, que se encuentran en una planta para beneficio mineral y en el laboratorio, detallando sus características más notorias, para que, de esta manera, los estudiantes puedan tener una idea, acerca del funcionamiento y la utilización de cada una de ellas.

CAPÍTULO 3

GUÍA DE MOLIENDA

3.1 Introducción

En este punto de la elaboración de guías prácticas para el laboratorio de minas en la Universidad del Azuay, se determinará como realizar el ensayo de Bond, en un molino de bolas. Esta guía se encuentra enfocada a la molienda, la misma presentará de manera general los aspectos teóricos y prácticos del ensayo de Bond, detallando el tipo de maquinaria a utilizar, especificaciones de los diferentes parámetros que deben desarrollarse como lo son: Cálculo del Gbp (número de gramos netos bajo cierta malla por revolución), el d_{80} de alimento (denotado como F_{80}), el d_{80} del producto (denotado como P_{80}), el cálculo del índice de trabajo, y cómo dimensionar un molino. Cada uno de estos parámetros será acompañado de su respectiva explicación, permitiendo al estudiante tener una idea general, para trabajar con los molinos dentro del laboratorio.

3.2 Descripción de la maquinaria

3.2.1 Molino de bolas

La molienda se realiza a través de molinos que poseen una forma cilíndrica, los mismos giran a través de un eje horizontal, dentro de los cuales se encuentran presentes una carga de cuerpos molidores conocidos como medios de molienda, los mismos se encuentran libres siendo:

- Barras de acero, aunque ya no son muy usados.
- Bolas de acero (los más comunes).
- Fragmentos de roca dura.
- Material de la mena.

Con un tamaño de alimentación de 5 a 250mm son reducidas las partículas a 10 – 30 micrones. (M. O. Bustamante, 2006).

Los molinos de bolas son utilizados para la última etapa de la conminución, estos molinos producen un producto intermedio en un rango del 80% menor a 0.5mm, y llegan hasta un producto más fino con un rango de 80% menor a 45 μ m.

El molino de bolas es un tambor cargado aproximadamente con un 45% de su volumen con medios moledores, es decir bolas de acero, estos molinos son más adecuados para molienda fina y ultra fina. (M. O. Bustamante, 2006).

El término molino de bolas está restringido a aquellos molinos que tienen una razón $L/D < 2:1$. Los molinos de bolas con razones L/D entre 3 a 5 se denomina molinos de tubo (O. Bustamante & Gaviria, 2002), siendo D el diámetro interno del molino en pies y L la longitud del molino.

Clasificación del molino de bolas

Los molinos de bolas se clasifican por su naturaleza de descarga y pueden ser:

- Molinos simples con descarga por rebose, operados en circuito abierto o cerrado.
- Molinos de descarga tipo parrilla con descargas de nivel medio o bajo. Este posee rejillas de descarga entre el cuerpo cilíndrico del molino y la descarga del material. La pulpa puede fluir libremente a través de aberturas en la rejilla y después es elevada hasta la zona descarga, en estos molinos se produce poca sobre molienda y el producto contiene una gran fracción de material grueso que es devuelto al molino, a través de un dispositivo de clasificación, la operación es en circuito cerrado. (O. Bustamante & Gaviria, 2002).

Molienda seca y húmeda

Los molinos de bolas se pueden utilizar tanto en molienda seca o húmeda dependiendo del proceso siguiente:

- En la molienda seca la alimentación debe contar con menos del 1% en peso de humedad, ya que un exceso de humedad retrasa el flujo de material, a través del molino o puede causar adherencia de material a los medios moledores, los molinos de bolas para molienda seca tienen rejillas con descarga de nivel bajo.

La molienda seca se usa para procesos piro metalúrgicos, en seco los molinos usan una carga de bolas entre 35 y 40% del volumen.

- En molienda húmeda se trabaja cuando el material va a ser sometido a procesos hidro metalúrgicos como la flotación, en este tipo de molienda se utilizan una carga de bolas que ocupa un 40 a 45% del volumen del molino.

Las bolas para la molienda pueden ser de acero forjado, acero fundido, su dureza de las bolas varía considerablemente (O. Bustamante & Gaviria, 2002).

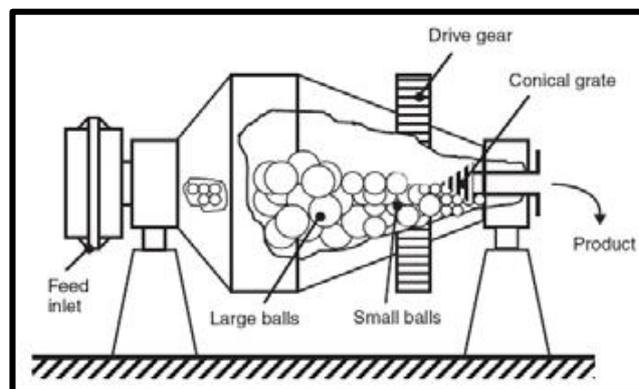


Figura 0.1: Molino de bolas.

Fuente: Gustavo V., Barbosa-Canovas Enrique, Ortega-Rivas Pablo, 2005.

El molino de Bond con el que cuenta el laboratorio es de bolas, permite a más de entender en que consiste el proceso de molienda, dimensionar un molino a escala industrial, según las especificaciones de material que necesita una empresa.

El molino de Bond será descrito a continuación con sus diferentes componentes e información más destacada.

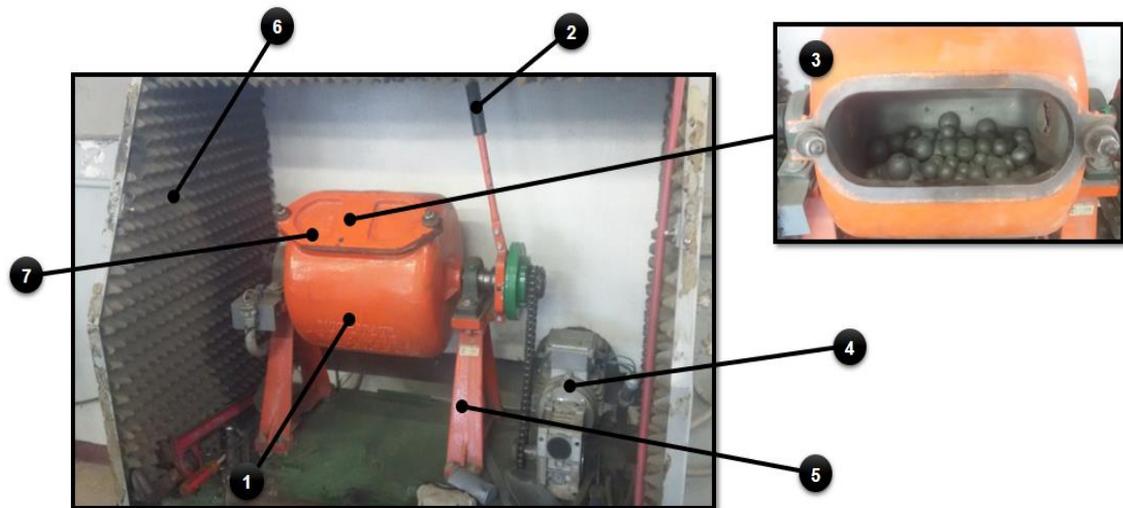


Figura 0.2: Descripción del molino de Bolas del laboratorio.

Descripción de los componentes del molino de bond

1. Cámara del molino.
2. Sistema de ajuste del molino para fijar la posición del molino.
3. Apertura del molino y bolas.
4. Contador de vueltas.
5. Base del molino.

Tabla 0.1: Especificaciones técnicas del molino de Bond

Dimensiones (cm)				Peso (Kg)
Largo	Ancho	Altura	Diámetro	
94	85	1,25	30,48	140

Motor	
Voltaje(V)	Rpm
380	Regulable

La carga moledora	
43 bolas de	36.83mm
67 bolas de	29.72mm
10 bolas de	25.40mm
71 bolas de	19.05mm
94 bolas de	15.49mm

Adicionalmente, el laboratorio cuenta con un molino de bolas que utiliza jarros de cerámica en donde se produce una fragmentación por el golpe de las bolas con la muestra, dentro del cilindro. Esta fragmentación se produce por el arrastre del jarro con el cilindro accionado por el motor. A continuación se detallarán las partes del molino que posee el laboratorio y sus diferentes características más notorias.

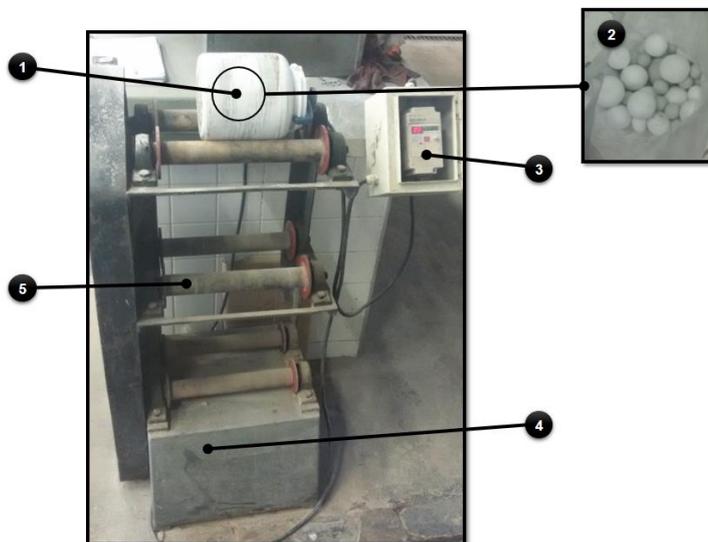


Figura 0.3: Molino de bolas con jarros de cerámica.

Descripción de los componentes del molino
1. Cilindros, poseen diferentes capacidades de 1,3.5 litros.
2. Agentes moledores (bolas elaboradas de acero).
3. Panel de calibración de las rpm del equipo.
4. Base del molino.
5. Cilindros giratorios.

Tabla 0.2: Especificaciones técnicas del molino con jarros

Motor			
Voltaje	Hz	Kw	Rpm
220/230	50	50	227

Dimensiones (cm)			Peso (Kg)
Largo	Ancho	Altura	
48	29	123	56

3.3 Estado del arte

3.3.1 Molienda

La molienda es la última etapa del proceso de conminución, en la cual las partículas se reducen a tamaños más finos que en la trituración, por una combinación de fuerzas de impacto y abrasión, produciéndose en medio seco o en un medio húmedo.

Con la molienda se liberan partículas (sulfuros, oro, silicatos, óxidos) o grupos de partículas (asociaciones de sulfuro-oro, sulfuro-sulfuro). (M. O. Bustamante, 2006).

3.3.2 Secuencia de Molienda

La secuencia de molienda comienza, cuando el molino primario recibe material no mayor a 5 milímetros proveniente en algunos casos de una trituradora de cono, obteniendo así un producto en el molino primario de 355 micrones aproximadamente, es decir malla 45. El molino secundario, se aplica para disponer el material a

operaciones como flotación, generalmente con tamaños inferiores a 120 micrones. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

3.3.3 Funcionamiento de un molino

Los molinos rotatorios se diseñan para dar una acción combinada de esfuerzos de impacto y cizalla sobre las partículas. La fragmentación al interior del molino se produce cuando el molino gira e induce un levantamiento de los medios moledores para luego descender, produciendo impactos repetitivos bola-bola, barra-barra, y situado en medio de ellos se encuentra mineral que es fracturado.

Esto indica que los medios moledores son arrastrados y levantados por la rotación del tambor, los medios moledores caen en movimiento de cascada y catarata, fracturando las partículas por impactos. (Alcantara Valladares, 2008).

3.3.4 Velocidades de rotación de los molinos

La magnitud en la que se produce el elevamiento que sufren los medios de molienda, depende de la velocidad de rotación del molino, a velocidades bajas, los medios moledores tienden a rodar hacia el pie del molino, además se produce una corrosión abrasiva. Esta caída en forma de cascada produce una molienda más fina y por ende una mayor formación de polvo.

A velocidades altas, los cuerpos moledores son proyectados sobre la carga, realizando una serie de parábolas, previo a caer en el pie del molino. Esta caída en catarata da como resultado una conminución por impacto y un producto más grueso con un mínimo de finos. (Chillecce & Rojas, 2012).

El parámetro que define la velocidad de rotación es la Fracción de Velocidad Crítica ϕ_{CRIT} , la cual se define como:

$$\phi_{\text{CRIT}} = \frac{\text{Velocidad actual de rotación}}{\text{Velocidad de rotación crítica}}$$

Siendo la velocidad de rotación crítica definida como:

$$V_{\text{crit}} = \frac{42.2}{\sqrt{D - d}}$$

V_{crit} en rpm, D y d son los diámetros de molino y de bola respectivamente (en metros) (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

3.3.5 Carga del molino

El molino se carga por lo general, hasta la mitad de su capacidad, comprendida por mineral a moler y cuerpos moledores, de esta manera se consigue un óptimo funcionamiento del motor ya que no es sobre exigido, para llegar a elevar una gran cantidad de material y dejarlo caer. (Amstrong & Menon, 2001).

Por lo tanto, el resultado de una molienda se ve influenciado por factores como:

- Tamaño del alimento (medios moledores y partículas a moler).
- Movimiento de la carga dentro del molino (mecanismo de molienda).
- Espacios vacíos generados dentro de la carga del molino.
- El volumen de carga.

El volumen de carga se encuentra constituido por la cantidad de partículas alimentadas al molino, medios moledores y agua cuando se trabaja en medio húmedo. De estos factores depende la energía realmente utilizada, debido a que no toda la energía producida por la carga interna del molino, se utiliza para la fracturación de partículas, debido a que gran parte de la energía se disipa en forma de calor y ruido. (Chillece & Rojas, 2012).

A continuación, se va a realizar una clasificación con los diferentes tipos de molinos según el tamaño del producto final.

Tabla 0.3: Tipos de molinos (tomado de Gustavo V., Barbosa-Canovas Enrique, Ortega-Rivas Pablo, 2005)

Reducción de tamaño	Nombre del equipo	Tipo de equipo
Grueso e intermedio	Molino de gruesos “Crushers”	De rodillos
Intermedio y fino	Molino de finos “mills”	De martillo Disco de atrición
Fino y ultra fino	Molino de ultra finos	De martillo De bolas De Barras

3.3.6 Molino de barras

Son utilizados para molienda gruesa, los medios de molienda son barras de acero normalmente de 6 pulgadas más cortas que la longitud de la cámara de molienda. Los molinos de barras comúnmente se utilizan para molienda húmeda ya que la molienda seca produce problemas como la ruptura de las barras. (O. Bustamante & Gaviria, 2002).

El tamaño de alimentación puede ser un tamaño máximo de 80% menor a 20mm, mientras que el intervalo del producto puede estar entre 80% menor a 2mm a un 80% menor a 0.5mm.

Los molinos de barras operan con carga que ocupa 35 a 40% del volumen interno del molino con un máximo de 45%. Una sobre carga resulta en una molienda ineficiente y aumenta el consumo de las barras. (O. Bustamante & Gaviria, 2002)

Estos molinos se clasifican según la naturaleza de descarga, mientras más cerca está la descarga de la periferia del molino más rápido pasará el material y no se efectuará la molienda.

Los diámetros de las barras son de 25 a 150mm.

A menor diámetro de las barras mayor es el área superficial y por tanto mayor la eficiencia de la molienda, las barras deben cambiarse cuando se han desgastado 25mm o menos ya que más pequeñas tienden a doblarse. (O. Bustamante & Gaviria, 2002).

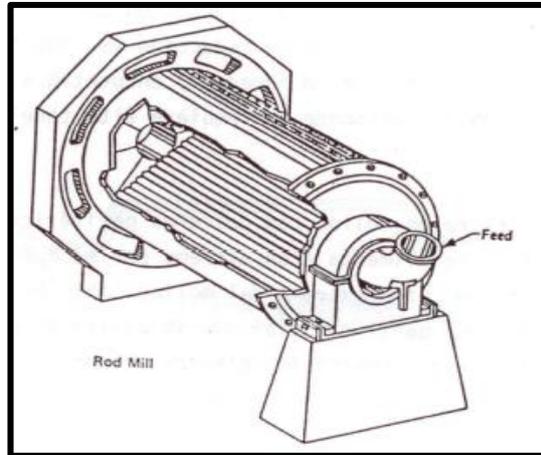


Figura 0.4: Molino de Barras.

Fuente: (M. O. Bustamante, 2006).

3.3.7 Ensayo Normalizado de la molienda de Bond

En la presente guía se realizará el ensayo de Bond como manera de explicación para aprender el desarrollo de las operaciones unitarias de molienda, se dará a conocer:

Las características técnicas de un molino de bolas para una producción en toneladas-hora, el dimensionamiento de un molino de bolas imponiendo unos factores de escalamiento, además de determinar el índice de trabajo y el consumo energético.

El ensayo se encuentra dividido en seis etapas: (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

3.3.7.1 Etapa 1: Ensayo de moliendabilidad normalizado para el material

El material se prepara con un tamaño menor a malla 4 (4.750 mm), se miden 700 cm³, se carga en un molino de bolas de 305 x 305mm.

La carga moledora es de 285 bolas de acero y posee la siguiente distribución:

43 bolas de 36.83mm

67 bolas de 29.72mm

10 bolas de 25.40mm

71 bolas de 19.05mm

94 bolas de 15.49mm (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

- El material se muele por un periodo corto de 100 revoluciones/min.
- El producto de esta molienda se tamiza por la malla 200.
- El material que paso es reemplazado por material nuevo, simulando un circuito cerrado.
- Esta nueva carga se vuelve a moler tratando de obtener una carga circulante del 350 %, es decir la cantidad que entra dividida para la cantidad que sale debe ser del 350%.

En base a esta referencia se procede a calcular el Gbp (número de gramos netos bajo cierta malla por revolución). (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

$$\mathbf{Gbp} = \frac{\text{Producto molido} - \text{peso nuevo cargado} * \text{fracción pasante acumulado}}{\text{\#revoluciones}}$$

3.3.7.2 Etapa 2: Cálculo del índice de trabajo del ensayo

El índice de trabajo de Bond se calcula mediante la siguiente fórmula

$$W_{i\text{TEST}} = \frac{(44.5)}{(P_1)^{0.23} * Gbp^{0.82} \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80\text{TEST}}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80\text{TEST}}}} \right]}$$

P₁ : Corresponde al tamaño que se utiliza como corte de clasificación, en la muestra su tamaño de corte será de 75 μm (malla #200)

P_{80TEST} : Es el d80 del producto del molino en micras.

F_{80TEST} : Es el d80 del alimento del molino en micras. (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

3.3.7.3 Etapa 3: Escalamiento a molinos mayores

Bond propuso la siguiente expresión para hallar el índice de trabajo operacional para un molino de diámetro D.

$$W_{iD} = \begin{cases} (2.44/D)^{0.2} W_{iT} & \text{para } D \leq 3.81\text{m} \\ 0.914 W_{iT} & \text{para } D > 3.81\text{m} \end{cases}$$

Figura 0.5: Fórmulas para el escalamiento a molinos mayores.

Fuente: (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

3.3.7.4 Etapa 4: Factores de corrección para otras condiciones de molienda

Para hallar el índice de trabajo W_i se deben realizar algunas correcciones.

$$W_i = W_{test} * K1 * K2 * K3 * K4 * K5$$

- **K1: Corrección a circuito abierto.**
- **K2: Corrección por molienda seca.**
- **K3: Corrección por diámetro de molino.**
- **K4: Corrección por fineza del producto.**
- **K5: corrección por razón de reducción muy pequeña** (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

3.3.7.5 Etapa 5: Determinación de la energía específica de fractura

Se calcula mediante la siguiente fórmula: (Austin, Leonard G. Conha, 1994)

$$E = W_i \left[\sqrt{\frac{100}{X_Q}} - \sqrt{\frac{100}{X_G}} \right]$$

3.3.7.6 Etapa 6: Determinación de la potencia mecánica de molienda

Se realiza mediante la siguiente ecuación

$$Pot = EQ$$

Donde:

- ✓ Q es la capacidad del molino $Q = \frac{ton}{h}$
- ✓ E es la energía específica de fractura $E = \frac{Kw-h}{Ton\ corta}$

Esta potencia es la usada en el piñón de entrada al molino. Normalmente se asume para instalaciones nuevas un factor de eficiencia de energía del 95 % (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

3.3.7.7 Etapa 7: Retro cálculo del diámetro del molino

En base a la ecuación de potencia de Bond se calcula el diámetro que debería tener el molino, donde:

$$D = \left[\frac{\text{Pot(HP)global}}{K_B(J)^{0.461}(\phi_c)^{1.505}\left(\frac{L}{D}\right)} \right]^{\frac{1}{3.5}}$$

Donde:

- K_B : Se asume de 4.9120×10^{-5} para descarga en parrilla
- J : Factor de llenado de bolas
- ϕ_c : Fracción de la velocidad crítica
- $\frac{L}{D}$: Relación longitud/diámetro (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

3.4 Metodología de la guía a trabajar

1. Introducción.
2. Recomendaciones de seguridad.
3. Objetivos
 - a) General.
 - b) Específicos.
4. Equipos y herramientas.
5. Procedimiento.
6. Ejemplo.
7. Observaciones y recomendaciones
8. Anexos.
9. Conclusiones.

3.4.1 Guía de laboratorio para molienda

3.4.1.1 Introducción

Posterior a la trituración, el material fragmentado ingresa a la fase de molienda con el objetivo de reducir aún más la granulometría del material, para de esta manera poder separar minerales de interés como el oro de material estéril y de esta forma trabajar en otras fases como la concentración gravimétrica, flotación, cianuración, cementación entre otras. Sin embargo, para estos procesos se necesita que cada vez el tamaño de la partícula sea más pequeño, obteniendo así una mejor recuperación.

La presente guía buscará indicar este proceso a los estudiantes a escala de laboratorio, indicar cómo trabaja un molino, el funcionamiento del molino de Bond, partiendo de un análisis granulométrico tanto del material de alimento como del material del producto, el cálculo de la moliendabilidad (*Gbp*), energía de fractura, entre otros. Hasta llegar a calcular el dimensionamiento de un molino con ciertas especificaciones planteadas previamente.

3.4.1.2 Recomendaciones de Seguridad para trabajar en el laboratorio:

- El estudiante deberá portar vestimenta adecuada como: Mandil de laboratorio, pantalón, zapatos cerrados, protectores sonoros y gafas de seguridad.
- Trabajar siguiendo un orden de procesos, sin prisas y pensando en cada momento en lo que está haciendo.
- Está prohibido hacer experimentos no autorizados por el profesor o el asistente que se encuentre en el laboratorio.
- En el laboratorio está prohibido ingerir cualquier tipo de alimentos.
- En caso de derrames de químicos, avisar al profesor no manipularlos por cuenta propia.

3.4.1.3 Objetivos

3.4.1.3.1 General

Comprender las operaciones unitarias de molienda, las características técnicas de un molino de bolas, conocer y entender los cálculos que se deben realizar para llegar a conocer el diámetro de un molino, la potencia e índice de trabajo.

3.4.1.3.2 Específicos:

- Familiarizarse con la operación unitaria de molienda.
- Aprender el correcto funcionamiento del molino de bolas de Bond, teniendo en cuenta la importancia de este equipo en la conminución de materiales.
- Obtener el *Gbp*, y el análisis granulométrico de entrada y salida, previamente realizado en el laboratorio.
- Obtener los valores para el índice de trabajo, la energía específica de fractura y la potencia mecánica requerida.

3.4.1.4 Equipos y herramientas:

- Juego de tamices TYLER.
- Balanza.
- Cepillo.
- Agitador mecánico tipo Ro - Tap.
- Cuarteador de riffles tipo Denver.
- Bolsa.
- Molino de bolas para ensayo normalizado.
- Brocha.

3.4.1.5 Procedimiento para el ensayo de moliendabilidad de Bond:

- El primer paso es un muestreo, para ello se obtiene una fracción representativa del material que se va a analizar, para este paso se utiliza un cuarteador de Riffles.



Figura 0.6: Utilización del cuarteador de riffles para trabajar con una muestra representativa.

- El segundo paso es pesar la muestra con la que se va a trabajar en la práctica.



Figura 0.7: Peso de la muestra con la que se va a trabajar.

- El tercer paso es el tamizaje: para ello se disponen los tamices en orden decreciente de acuerdo al tamaño de la abertura de la malla, se agrega la muestra que va a ser analizada, posteriormente se la lleva a la ro-tap y se espera alrededor de 8 minutos.
- El cuarto paso es pesar la muestra retenida en cada malla, para ello se desmontan los tamices, luego se pesan y se separa el material retenido en cada uno de ellos, procurando que no haya pérdidas de la muestra.



Figura 0.8: Peso del material retenido en cada tamiz.

- El quinto paso es determinar el d_{80} de alimento.
- El sexto paso es utilizar una probeta, para garantizar que el volumen de la muestra que entra al molino sea de 700cm^3 .
- El séptimo paso es moler el material por un período corto de tiempo, que generalmente equivale a 100 revoluciones.
- El octavo paso es tamizar el material producto de la molienda por malla #200 y la cantidad de material pasante a la malla #200 debe ser reemplazada con material fresco.
- El procedimiento se repite hasta alcanzar una carga circulante de 350%, para que el Gbp (número de gramos netos bajo cierta malla por revolución) se estabilice.
- El noveno paso consiste en determinar el d_{80} (P) del producto.
- El décimo paso consiste en determinar el índice de trabajo del ensayo de bond.
- El onceavo paso es el escalamiento a molinos mayores, para ello se indicarán unas especificaciones para el dimensionamiento del molino.
- El doceavo paso consta en la corrección de datos para las diferentes condiciones de operación de molienda.
- En el treceavo paso se debe calcular la energía específica de fractura.
- El catorceavo paso consiste en determinar la potencia mecánica de molienda en KW.
- El quinceavo paso consiste en el retro cálculo del diámetro del molino D.

3.4.1.6 Ejemplo:

- Se procede a muestrear el material por medio de un cuarteador.
- El peso de la muestra con la que se va a trabajar será de 500 g, garantizando que el 100% del material pase la malla #4 (4.750mm).
- Para el proceso del tamizaje se utilizarán las mallas: (#4, #20, #30, #10, #40, #60, #100, #140, #200, #325).
- Posteriormente, la muestra será depositada sobre los tamices y llevada a la ro-tap, por un tiempo de 8 minutos.
- Se pesa la muestra retenida en cada malla, para ello se desmontan los tamices, luego se separa el material retenido en cada uno de ellos, procurando que no haya pérdidas de la muestra.
- A continuación, se realizará un esquema de cómo será desarrollada la obtención del $d_{80}(F)$ de alimento, el d_{80} se refiere al tamaño que permite pasar el 80% en peso de la población de partículas, para posteriormente poder determinar el índice de trabajo del ensayo de Bond.

Las tablas para la obtención del $d_{80}(F)$ de alimento serán indicadas a continuación, detallando la obtención de cada una de ellas.

Tabla 0.4: Datos obtenidos en el laboratorio para el cálculo del d_{80} de alimento.

Malla	Tamaño malla (μm)	Peso Retenido (g)	Fraccion Retenida $f(x)$	Fraccion pasante acumulada $F(x)$	Fraccion retenido acumulada $R(x)$	Schuhmann		Rosin Rammler	
						y	x	x	y
						Log $F(x)$	log(x)	ln(x)	ln(ln(1/1-F(x)))
+4	4750	0	0	1	0	0	3,67669361	8,465899897	-
-4 + 20	4750	270,9	0,542450941	1	0	0	3,67669361	8,465899897	-
-20 + 30	850	43,9	0,088991692	0,457549059	0,542450941	-0,339562334	2,929418926	6,745236349	-0,491582583
-30 + 40	600	37,8	0,075869026	0,368557367	0,631442633	-0,433494903	2,77815125	6,396929655	-0,777076366
-40 + 60	425	38,9	0,078045393	0,292688341	0,707311659	-0,533594577	2,62838893	6,052089169	-1,060496346
-60 + 100	250	38,8	0,077849510	0,214642948	0,785357052	-0,668283375	2,397940009	5,521460918	-1,42040219
-100 + 140	150	17,3	0,034797456	0,136793438	0,863206562	-0,863934735	2,176091259	5,010635294	-1,916634064
-140 + 200	106	8,8	0,017690824	0,101995982	0,898004018	-0,991416936	2,025305865	4,663439094	-2,229513677
-200 + 325	75	17,7	0,035477955	0,084305158	0,915694842	-1,074145853	1,875061263	4,317488114	-2,429599347
-325	45	25,3	0,050731834	0,048827203	0,951172797	-1,311338153	1,653212514	3,80666249	-2,99454233
		499,4	1,00	0,00	1,00				

A partir de una muestra representativa de 500 g, al realizar el tamizaje se obtuvo los siguientes resultados.

A continuación, se realizará una explicación de la obtención de las fórmulas para cada uno de los parámetros expuestos en la tabla 1:

- Fracción Retenida $f(x) \% = (\text{masa retenida} \div \text{masa total}) * 100$.
- Fracción pasante acumulado $= 1 - \sum_{i=1}^n(x_i)$.
- Fracción retenido acumulado $= \sum_{i=1}^n(x_i)$.
- Error: $\frac{|\text{Peso.Muestra inicial} - \text{Peso.Muestra final}|}{\text{Peso Muestra inicial}} * 100\%$

$$\text{Error} = \frac{|500 - 499.4|}{500} * 100\%$$

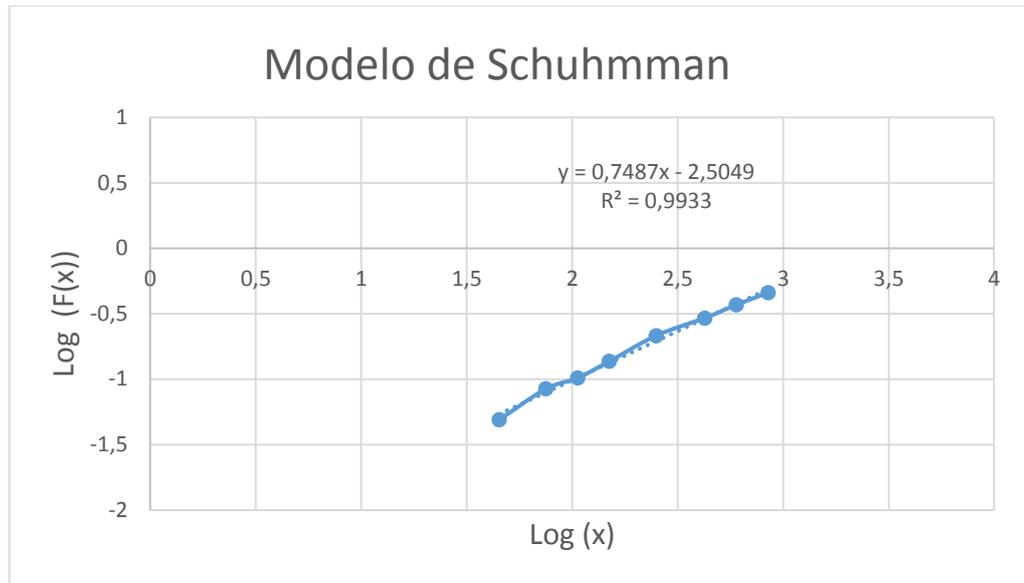
$$\text{Error} = 0,15\%.$$

3.4.1.6.1 Evaluación de modelos de distribución

Modelo de Schuhmann

Tabla 0.5: Datos para la graficación del modelo de Schuhmann para el d80 de alimento

Schuhmann	
y	x
Log F(x)	log(x)
0	3,67669361
0	3,67669361
-0,339562334	2,929418926
-0,433494903	2,77815125
-0,533594577	2,62838893
-0,668283375	2,397940009
-0,863934735	2,176091259
-0,991416936	2,025305865
-1,074145853	1,875061263
-1,311338153	1,653212514



Gráfica 0.1: Modelo de Schuhmann.

De esta aproximación se obtiene el valor de n y K_{sch} .

$$\mathbf{Log(F(x)) = n \, Log(x) - n \, Log(K_{sch})}$$

$$\mathbf{Log(F(x)) = 0.7487 \, Log(x) - 2.5049}$$

En donde $n=0.7487$ (pendiente de la sección lineal) y $n \, \mathbf{Log(K_{sch})} = 2.5049$

$$\mathbf{K_{sch} = 10^{\frac{2.5049}{n}} = 10^{\frac{2.5049}{0.7487}} = 2216.49 \, \mu\text{m}}$$

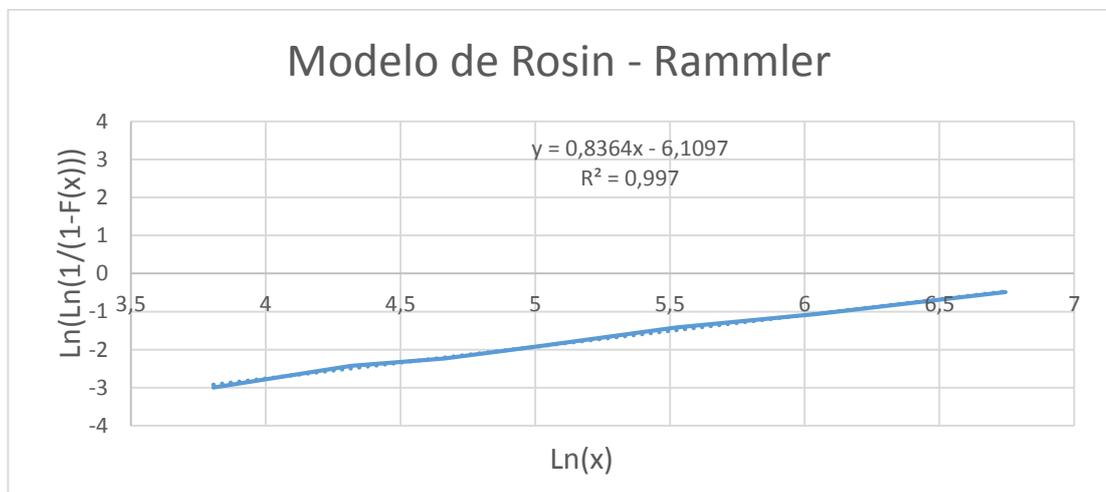
De esta manera se define el modelo de Schuhmann como:

$$\mathbf{F(x) = \left(\frac{x}{K_{sch}}\right)^n = \left(\frac{x}{2216.49}\right)^{0.7487}}$$

Modelo de Rosin – Rammler

Tabla 0.6: Datos para la graficación del modelo de Rosin Rammler.

Rosin Rammler	
x	y
ln(x)	ln(ln(1/1-F(x)))
8,465899897	-
8,465899897	-
6,745236349	-0,491582583
6,396929655	-0,777076366
6,052089169	-1,060496346
5,521460918	-1,42040219
5,010635294	-1,916634064
4,663439094	-2,229513677
4,317488114	-2,429599347
3,80666249	-2,99454233



Gráfica 0.2: Modelo de Rosin Rammler.

$$\text{Ln} \left(\text{Ln} \left(\frac{1}{1 - F(x)} \right) \right) = 0.8364n(x) - 6.1097$$

En donde $m=0.8364$ (parámetro de distribución) y $m \text{ Ln}(K_{RR}) = 6.1097$

$$K_{RR} = e^{\frac{6.1097}{m}} = e^{\frac{6.1097}{0.8364}} = 1487.360 \mu\text{m}$$

De esta manera se define el modelo de Rosin - Rammler como:

$$F(x) = 1 - e^{\left\{-\left(\frac{x}{1487.360}\right)^{0.8364}\right\}}$$

Analizando ambos modelos, se concluye que el que presenta una mejor aproximación es el modelo de Rosin – Rammler ya que, al momento de graficar la línea de tendencia de la recta muestra un R² cercano a la unidad, evidenciando una mayor exactitud con respecto al modelo de Schuhmann.

3.4.1.6.2 Determinación del D80 (F) del alimento

Ahora en base al modelo se determina el d80, para ello se define que el d80 se refiere al tamaño que permite pasar el 80% en peso de la población de partículas.

Con los datos obtenidos previamente se reemplaza en la ecuación de Rosin- Rammler

$$F(x) = 1 - e^{\left\{-\left(\frac{x}{1487.360}\right)^{0.8364}\right\}}$$

Cálculo de d₈₀ (F) alimento

$$0.8 = 1 - e^{\left\{-\left(\frac{x}{1487.360}\right)^{0.8364}\right\}}$$

$$0.2 = e^{\left\{-\left(\frac{x}{1487.360}\right)^{0.8364}\right\}}$$

$$1.609 = \left(\frac{x}{1487.360}\right)^{0.8364}$$

$$1.766 = \frac{x}{1487.360}$$

$$x = 2626.678 \mu\text{m}.$$

3.4.1.6.3 Determinación del *Gbp* (número de gramos netos bajo cierta malla por revolución):

- Luego de haber calculado el d_{80} del alimento se procede a añadir 700 ml del material al molino de bolas normalizado, como está estipulado en el ensayo de Bond, para ello se utiliza una probeta para garantizar que el volumen de la muestra que entra al molino sea de 700ml.



Figura 0.9: Cantidad de material equivalente a 700 ml.

- Se coloca el material en el molino de Bond, a 100 revoluciones.
- Posterior a ello se tamiza el material por malla 200 y la cantidad de material pasante la malla 200, debe ser reemplazada con material fresco.
- Este proceso simula un circuito cerrado y se repite hasta que el *Gbp* se estabilice.

A continuación, se detallará una tabla donde se encuentran los diferentes cálculos del *Gbp* hasta su estabilización.

Tabla 0.7: Datos obtenidos en el laboratorio para el cálculo del Gbp.

Cálculo de Gbp							
Etapas	Peso nuevo cargado	Pasante malla #200		Revoluciones	Pasante malla # 200 en el producto		
#	(g)	En la carga (g)	A moler (g)	#	Producto molido (g)	Formadas totales (g)	(g) formadas / revoluciones (Gbp)
1	1098,5	92,6092162	221,247927	100	206,2	113,590784	1,135907838
2	206,2	17,3837236	296,473419	261	227,9	210,516276	0,806571763
3	227,9	19,2131455	294,643997	365	305,6	286,386854	0,783968287
4	305,6	25,7636563	288,093487	367	313,3	287,536344	0,782452174

Para el cálculo de valores de la siguiente tabla se tuvo en cuenta los siguientes cálculos o fórmulas, recordar que el ensayo de Bond simula un circuito cerrado de molienda:

- Peso nuevo cargado = Cantidad de los 700 ml representados en gramos en este caso reflejo 1098.5g.
- Columna en la carga = Peso nuevo cargado * Fracción pasante acumulado (0.0843) donde 0.0843 es la fracción del alimento que es menor a 75 micrones o malla # 200
- Columna a moler = $\frac{\text{peso inicial}}{3,5}$ – en la carga
- Producto molido = Al ser un circuito cerrado, todo el material producto de la molienda que sea pasante malla 200, deberá ser reemplazado con material fresco hasta alcanzar nuevamente los 700ml o los 1098.5g.
- Columna formadas totales = producto molido – en la carga
- Columna Gbp = $\frac{\text{formadas totales}}{\text{revoluciones}}$
- Columna revoluciones= A moler del ciclo presente/Gbp ciclo anterior, se usa a partir del segundo ciclo, en el primero se toma siempre 100 revoluciones como punto de partida.

El Gbp final será el promedio de las dos últimas etapas que tiene un Gbp similar

$$\text{Gbp} = \frac{0,783968287+0,782452174}{2} = 0.7832102305$$

Como se puede observar en el cuadro, en la etapa # 3 y #4 el Gbp se estabilizó en 0.7832102305, esto quiere decir que 0.7832102305 gramos de producto que pasan malla 200, se generan por cada revolución del molino, por ende, ya no se debe seguir calculando las revoluciones, debido que de ser así el Gbp reflejará el mismo valor.

Otro dato característico como se puede observar en la tabla, es que las revoluciones del molino, cada vez van aumentando acorde a las etapas, en este caso reflejo que el número de revoluciones óptimo esta entre 367 revoluciones para el material con el que se trabajó.

3.4.1.6.4 Determinación del d_{80} (P) del producto:

- Luego de haber calculado el d_{80} de alimento y el G_{bp} se procede a calcular el d_{80} del producto, para de esta manera cumplir el objetivo de obtener el índice de trabajo para posteriores cálculos.
- El peso de la muestra con la que se va a trabajar será de 228.6 g, garantizando que el 100% del material pase la malla #200 (75 μm). Para mayor facilidad de obtener este material al momento de elaborar el Gbp, el material pasante malla #200 puede ser guardado para posteriormente obtener el d_{80} del producto.
- Para el proceso del tamizaje se utilizarán las mallas:(#200, #270, #325).
- Se pesa la muestra retenida en cada malla, para ello se desmontan los tamices, luego se separa el material retenido en cada uno de ellos, procurando que no haya pérdidas de la muestra.
- A continuación, se realizará un esquema de cómo será desarrollada la obtención del d_{80} (P) del producto.

A partir de una muestra representativa de 228.6 g, se obtuvo los siguientes resultados.

Tabla 0.8: Datos obtenidos en el laboratorio para el cálculo del d80 del producto.

Malla	Tamaño malla (μm)	Peso Retenido (g)	Fraccion Retenida f(x)	Fraccion pasante acumulada	Fraccion retenido acumulada	Schuhmann		Rosin Rammler	
						y	x	x	y
						Log F(x)	log(x)	ln(x)	ln(ln(1/1-F(x)))
+200	75	0	0	1	0	1,875061263	4,317488114	-	
-200+ 270	75	115,6	0,5056868	1	0	0	1,875061263	4,317488114	-
-270 + 325	53	72,5	0,3193600	0,4943132	0,5056868	-0,3059978	1,72427587	3,970291914	-0,382963486
-325	45	40,5	0,1785624	0,1749533	0,8250467	-0,7570780	1,653212514	3,80666249	-1,648619436
		228,6	1,00	0	1				

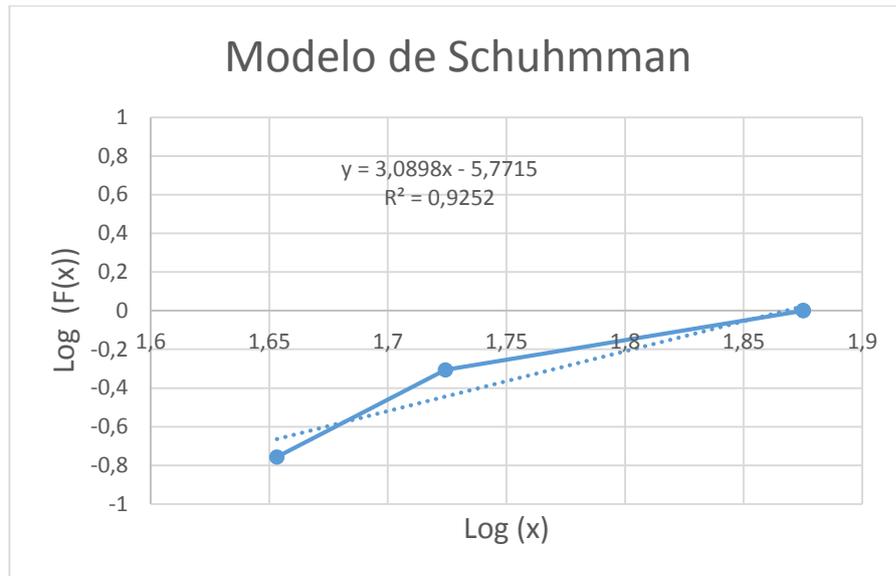
3.4.1.6.5 Evaluación de modelos de distribución para el d80 producto.

Modelo de Schuhmann

Los datos correspondientes obtenidos en Excel son los observados en la tabla.

Tabla 0.9: Datos para la graficación del modelo de Schuhmann.

Schuhmann	
y	x
Log F(x)	log(x)
0	1,875061263
0	1,875061263
-0,3059978	1,72427587
-0,7570780	1,653212514



Gráfica 0.3: Modelo de Schuhmann.

De esta aproximación se obtiene el valor de n y K_{sch}

$$\mathbf{Log(F(x)) = n \, Log(x) - n \, Log(K_{sch})}$$

$$\mathbf{Log(F(x)) = 3.0898 \, Log(x) - 5.7715}$$

En donde $\mathbf{n=3.0898}$ (pendiente de la sección lineal) y $\mathbf{n \, Log(K_{sch}) = 5.7715}$

$$\mathbf{K_{sch} = 10^{\frac{5.7715}{n}} = 10^{\frac{5.7715}{3.0898}} = 73.777 \, \mu\text{m}}$$

De esta manera el modelo de Schumann se define como

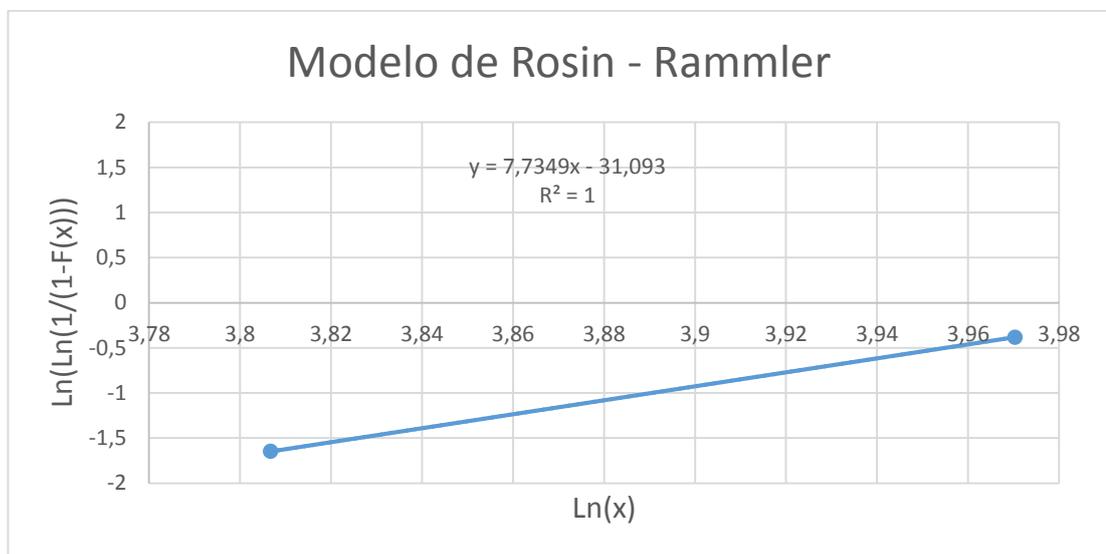
$$\mathbf{F(x) = \left(\frac{x}{K_{sch}}\right)^n = \left(\frac{x}{73.777}\right)^{3.0898}}$$

Modelo de Rosin – Rammler

Los datos correspondientes obtenidos en Excel son los observados en la tabla

Tabla 0.10: Datos para la graficación del modelo de Rosin Rammler.

Rosin Rammler	
x	y
ln(x)	ln(ln(1/(1-F(x))))
4,317488114	-
4,317488114	-
3,970291914	-0,382963486
3,80666249	-1,648619436



Gráfica 0.4: Modelo de Rosin Rammler.

$$\text{Ln}\left(\text{Ln}\left(\frac{1}{1-F(x)}\right)\right) = 7.7349n(x) - 31.093$$

En donde $m=7.7349$ (parámetro de distribución) y $m \text{ Ln}(K_{RR}) = 31.093$

$$K_{RR} = e^{\frac{31.093}{m}} = e^{\frac{31.093}{7.7349}} = 55.691 \mu\text{m}$$

De esta manera el modelo de Rosin – Rammler se define como

$$F(x) = 1 - e\left\{-\left(\frac{x}{55.691}\right)^{7.7349}\right\}$$

Analizando ambos modelos, se concluye que el que presenta una mejor aproximación es el modelo de Rosin – Rammler ya que, al momento de graficar la línea de tendencia de la recta muestra un R^2 cercano a la unidad, con respecto al modelo de Schuhmann.

3.4.1.6.6 Determinación del d_{80} del producto (P_{80}).

Con los datos obtenidos previamente se reemplaza en la ecuación de Rosin Rammler

$$F(x) = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{55.691} \right)^{7.7349} \right\}$$

- **Cálculo de d_{80} (P) producto.**

$$0.8 = 1 - e \left\{ - \left(\frac{x}{55.691} \right)^{7.7349} \right\}$$

$$0.2 = e \left\{ - \left(\frac{x}{55.691} \right)^{7.7349} \right\}$$

$$1.6094 = \left(\frac{x}{55.691} \right)^{7.7349}$$

$$1.0634 = \frac{x}{55.691}$$

$$X = 59.221 \mu\text{m}$$

3.4.1.6.7 Determinación del índice de trabajo de Bond

Este índice que se va a calcular predice la energía que requiere un molino de bolas de 8 pies de diámetro interior, operado en seco en un circuito cerrado.

$$W_{i\text{TEST}} = \frac{(44.5)}{(P_1)^{0.23} * Gbp^{0.82} \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80\text{TEST}}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80\text{TEST}}}} \right]}$$

P_1 : Corresponde al tamaño que se utiliza como corte de clasificación, en la muestra se tiene un tamaño de corte de 75 μm (malla #200)

P_{80TEST} : Es el d80 del producto del molino en micras y en esta guía es **59.221µm**

F_{80TEST} : Es el d80 del alimento del molino en micras y en esta guía es **2626.678µm**

Gbp: moliendabilidad 0.7832102305 (promedio de las dos últimas etapas, cuando se estabilizó el valor).

Reemplazando los respectivos datos:

$$W_{TEST} = \frac{(44.5)}{(75)^{0.23} * (0.7832102305)^{0.82} \left[\frac{10}{\sqrt{59.221}} - \frac{10}{\sqrt{2626.678}} \right]}$$

$$W_{TEST} = 18.2394 \frac{KW - h}{ton\ corta}$$

Ahora el ensayo estipula que las unidades en las que debe ser expresado

debe ser en $\frac{KW-h}{ton\ metrica}$ el factor 1.1 convierte $\frac{KW-h}{ton\ corta}$ en $\frac{KW-h}{ton\ metrica}$

$$W_{TEST} = \frac{(1.1) (44.5)}{(75)^{0.23} * 0.7832102305)^{0.82} \left[\frac{10}{\sqrt{59.221}} - \frac{10}{\sqrt{2626.678}} \right]}$$

$$W_{TEST} = 20.0634 \frac{KW - h}{ton\ metrica}$$

3.4.1.6.8 Dimensionamiento del molino

Tabla 0.11: Parámetros para el dimensionamiento de un molino a escala industrial para mayor comprensión.

Condiciones del molino de bolas	Unidad	Valor
Molienda en seco		Si
Circuito cerrado		Si
Descarga por parrilla		Si
Tamaño de alimentación d80	micrones	2626.678
Tamaño de descarga d80	micrones	59,221
Capacidad deseada del molino	Ton m/h	60
Índice de trabajo del ensayo	KWh/Ton m	20,0634
Fracción de llenado de medios molidores		0,31
Fracción de velocidad crítica del molino		0,72
Relación Longitud/diámetro		3,59
Diámetro del molino	m	2,44

3.4.1.6.9 Escalamiento de molinos mayores

$$W_{iD} = \begin{cases} (2.44/D)^{0.2} W_{iT} & \text{para } D \leq 3.81\text{m} \\ 0.914 W_{iT} & \text{para } D > 3.81\text{m} \end{cases}$$

El molino a dimensionar tiene $D=2,44\text{m} < 3,81\text{m}$, por lo que se usara.

$$W_{iD} = \left(\frac{2,44}{D}\right)^{0,2} * W_{iTEST} = 20.0634 \text{ kW} - \text{h/ton}$$

Para hallar el índice de trabajo W_i se deben realizar algunas correcciones.

$$W_i = W_{\text{test}} * K1 * K2 * K3 * K4 * K5$$

3.4.1.6.10 Factores de corrección para otras condiciones de molienda.

$$K = k1 * k2 * k3 * k4 * k5.$$

- **K1: Corrección a circuito abierto:** el circuito fue tomado como un circuito cerrado **K1=1**
- **K2: Corrección por molienda seca.** la molienda fue realizada en vía seca por lo tanto **K2= 1.3**
- **K3: Corrección por diámetro de molino** Se asume que el diámetro de molino D es de 8 pies (= 2.44 m), debido a que este valor es el que se desea calcular Se debe verificar si el tamaño de alimentación cumple que:

$$X_F > 4000 * \sqrt{\frac{1.10 * 13}{W_{\text{itest}}}} \quad \text{reemplazando:} \quad X_F > 4000 * \sqrt{\frac{1.10 * 13}{20.0634}}$$

Donde:

- ✓ X_F es el tamaño correspondiente al d80 de la distribución del alimento $F_{80}=2626.678 \mu\text{m}$
- ✓ W_{test} correspondiente al índice de trabajo aún sin correcciones $W_{\text{test}}=20.0634$ kwh/ton corta.

$$2626.678\mu\text{m} > 3376.958\mu\text{m}$$

Como no se cumple la desigualdad no se aplica la corrección por lo tanto el factor

$$\mathbf{K3 = 1.}$$

Si se cumpliera se debería utilizar la siguiente fórmula:

$$W_{\text{TEST}} = 1 + \frac{\left[\left(\frac{W_{it}}{1,10} \right) - 7 \right] \left[\frac{X_F}{400 \sqrt{1,10 \left(\frac{13}{W_{it}} \right)}} \right]}{(X_F/X_P)} - 1$$

- **K4: Corrección por fineza del producto:** dicha corrección se hace si $15 \mu\text{m} < X_P < 75 \mu\text{m}$ teniendo en cuenta que es para molienda seca.

$$\text{si } 15 < X_P < 75 \mu\text{m} \text{ se cumple entonces } K4 = \frac{X_P + 10.3}{1.145X_P}$$

Como $X_P = 59.221 \mu\text{m}$, la desigualdad se cumple, por lo tanto, es necesario hacer la corrección

$$K4 = \frac{59.221 + 10.3}{1.145(59.221)} = 1.025$$

Por lo tanto, el **$K_4 = 1.025$** .

- **K5: corrección por razón de reducción muy pequeña**

$$\frac{X_F}{X_P} = \frac{2626.678}{59.221} = 44.353 \text{ No es } < 6$$

Como la condición no se cumple, no es necesario hacer corrección, por lo tanto, **$K_5 = 1$**

Si se cumpliera se debería utilizar la siguiente fórmula:

$$R_R = \frac{X_F}{X_P} = \frac{F_{80}}{P_{80}} < 6 \text{ si se cumple } K5 = 1 + \frac{0.13}{\left(\frac{X_F}{X_P} \right)^{-1.35}}$$

Ahora bien, teniendo en cuenta todos los factores de corrección, se puede hacer el cálculo del índice de trabajo W_i para hacer el correcto dimensionamiento del molino así:

$$W_i = W_{\text{test}} * K1 * K2 * K3 * K4 * K5$$

$$W_i = 20.0634 * 1 * 1.3 * 1 * 1.025 * 1$$

$$W_i = 26.734 \frac{\text{Kw} - \text{h}}{\text{Ton metrica}}$$

3.4.1.6.11 Cálculo de la energía específica de fractura

$$E = W_i \left[\sqrt{\frac{100}{X_P}} - \sqrt{\frac{100}{X_F}} \right]$$

$$E = 26.734 \left[\sqrt{\frac{100}{59.221}} - \sqrt{\frac{100}{2626.678}} \right]$$

$$E = 29.523 \frac{\text{Kw} - \text{h}}{\text{Ton metrica}}$$

3.4.1.6.12 Determinación de la potencia mecánica de molienda

Se define la potencia mecánica de molienda como: $Pot = EQ$

Donde:

- ✓ Q es la capacidad del molino $Q = 60 \frac{\text{ton}}{\text{h}}$
- ✓ E energía específica de fractura $E = 29.523 \frac{\text{Kw-h}}{\text{Ton corta}}$

$$Pot = 29.523 \frac{\text{Kw} - \text{h}}{\text{Ton metrica}} * 60 \frac{\text{Ton metrica}}{\text{h}}$$

$$\text{Pot} = 1771.38 \text{ kW}$$

$$\text{Pasando a HP} \quad \text{Pot} = 2375.456 \text{ HP}$$

Esta es la potencia en el eje, para un flujo mineral de 60 ton/h, esto sin tener en cuenta pérdidas energéticas. Además, teniendo en cuenta que normalmente se trabaja a eficiencias del 95%, se podría considerar que la energía necesaria sería: $m_{p\text{global}} = (1771.38 \text{ kW} / 0,95) = 1864.610 \text{ kW}$ (Austin, Leonard G. Conha, 1994).

En caballos de fuerza: $m_{p\text{global}} = 2500.479 \text{ HP}$.

3.4.1.6.13 Retro cálculo del diámetro del molino

En base a la ecuación de potencia de Bond se calcula el diámetro que debería tener el molino, donde:

$$D = \left[\frac{\text{Pot(HP)global}}{K_B(J)^{0.461}(\phi_c)^{1.505}\left(\frac{L}{D}\right)} \right]^{\frac{1}{3.5}}$$

Donde:

K_B : Se asume de 4.9120×10^{-5} para descarga en parrilla

J: Factor de llenado de bolas (0,31)

ϕ_c : Fracción de la velocidad crítica (0,72)

$\frac{L}{D}$: Relación longitud/diámetro (3,59)

$$D = \left[\frac{2500.479}{4,9120 \times 10^{-5} (31)^{0.461} (72)^{1.505} (3,59)} \right]^{\frac{1}{3.5}}$$

$$D = \left[\frac{2500.479}{0,536} \right]^{\frac{1}{3.5}} = 11.17 \text{ ft} = 3.406 \text{ m}$$

Pasando a metros se obtiene un diámetro del molino $D = 3.406 \text{ m}$

Como la condición para el escalamiento de molinos mayores cumplió que $D < 3.81$ m, se concluye que 3.406m, es el diámetro óptimo para los requerimientos indicados previamente en la tabla.

3.4.1.6.14 Fuentes de error:

- En el ensayo realizado del molino de Bond se presentan fuentes de error como, la medición de la cantidad de material pasante malla # 200, debido a que cuando se realiza las mediciones se desperdicia material al momento de ser depositado en los tamices.
- Otra de las posibles fuentes de error es el material que se queda en el molino y en las bolas al momento de retirar el material para ser pesado, por más que se limpie bola por bola, hay ocasiones que el material se puede perder.

3.4.1.7 Observaciones y recomendaciones:

- Utilizar una probeta en donde se pueda medir la cantidad de cm^3 necesarios. Para la práctica fue de 700 cm^3 , otorgando resultados más exactos y sencillos de la cantidad de muestra a trabajar.
- Cada vez que se descargue el material del molino, se recomienda limpiar cada una de las bolas, ya que caso contrario el material puede quedar retenido, produciendo pérdidas, que en lo posterior afectará el cálculo de los diferentes parámetros.
- Contar con una muestra por lo menos de 3 kilos, ya que se debe estar reponiendo el material que pasa la malla 200 con material nuevo, hasta encontrar la cantidad óptima de gramos por revoluciones, manteniendo así el circuito cerrado.
- Revisar que los tamices se encuentren en adecuadas condiciones para realizar la práctica ya que caso contrario podrían reflejar resultados erróneos, que llegarían a complicar cálculos posteriores.

3.4.1.8 Anexos Guía de molienda:



Figura 0.10: Molino de bolas para el ensayo de Bond.



Figura 0.11: Bolas con las que trabaja el molino.



Figura 0.12: Series de tamices de mayor a menor para el cálculo del d_{80} de alimento.



Figura 0.13: Cantidad de material retenido en el tamiz para determinación del set abierto.



Figura 0.14: Material molido en el molino de bolas.

3.4.1.9 Conclusiones:

- La elaboración del método de Bond indica de manera general, el funcionamiento y dimensionamiento de un molino. Desarrollando este método se emplea procesos como el análisis granulométrico, se determina la cantidad de energía de un molino, un factor muy importante para determinar los costos de una planta, además el estudiante podrá conocer de manera general el funcionamiento del molino en el laboratorio y los diferentes análisis a realizar a partir de un material seco o húmedo.
- El ensayo de molienda de Bond es un método de dimensionamiento práctico a la hora de dimensionar un molino, permite la utilización de herramientas simples, en lugares pequeños, con poca inversión. También es de gran importancia ya que en el proceso de molienda se consume una gran cantidad de energía y con un buen dimensionamiento del molino, se logra un gran desempeño y rendimiento optimizando en consumo de energía y costos.
- Tanto el número de etapas realizadas, como la cantidad de material tamizado, pueden de alguna forma llegar a afectar el índice de trabajo (W_i).
- El valor de Índice de Trabajo depende tanto de factores característicos del mineral, como de los equipos de conminución ya que en el mismo ensayo también puede ser realizado para un molino de barras.
- Se determinó la energía que se requiere para llevar un material a un determinado tamaño, en este caso se pudo determinar la energía necesaria para fracturar las partículas pasante malla 200, usando el postulado de Bond y el análisis granulométrico a partir de una muestra representativa de material.
- Se obtuvieron los diferentes valores correspondientes al d_{80} de alimento como de producto, para realizar un adecuado ensayo, acompañado de los diferentes factores estipulados en el ensayo de Bond como: Cálculo del G_{bp} , índice de trabajo, energía específica de fractura, potencia mecánica requerida.
- Se determinó el dimensionamiento de un molino a escala industrial a través de la imposición de ciertas características de un material que posee una mina, para poder ser procesado en un molino.
- Se desarrolló el paso a paso de cómo debe ser llevado a cabo la práctica de molienda enfocada al ensayo de Bond.

- Se detalló algunos molinos que posee la industria minera, además de la descripción de ciertas características que poseen cada uno de ellos, para que los estudiantes puedan tener una idea de su funcionamiento a nivel de planta.

CAPÍTULO 4

GUÍA PARA EL PROCESO DE FLOTACIÓN

4.1 Introducción

En este punto de la elaboración de guías prácticas para el laboratorio de minas en la Universidad del Azuay, se determinará como realizar una flotación convencional a escala de laboratorio, de una muestra que posee oro asociado a sulfuros para posteriormente ser flotado.

Se presentará de manera general los aspectos teóricos y prácticos de la flotación convencional, detallando el tipo de maquinaria a utilizar, especificaciones de los diferentes parámetros como el pH que debe mantener la pulpa, el porcentaje de sólidos con el que se va a trabajar, el tiempo de acondicionamiento, tiempo de flotación entre otros que se desarrollarán con su respectiva explicación, sumado a los diferentes pasos a seguir para una adecuada flotación a escala de laboratorio.

4.2 Descripción de la maquinaria

4.2.1 Celda de flotación tipo Denver D12

El proceso de flotación se realiza en varios equipos, los mismos son conocidos como celdas de flotación y son elaborados con el fin de cumplir ciertas funciones.

Entre ellas se encuentran:

- Mantener los sólidos o partículas en suspensión, evitando que los sólidos se sedimenten en el fondo del recipiente ya sea por su densidad o tamaño.
- Formar y distribuir las burbujas de aire por toda la celda, para ello cuenta con una boquilla, por donde ingresa el aire para continuar con el proceso de flotación.
- Permitir que las partículas que poseen minerales de interés puedan ser atrapadas por los diferentes reactivos como: Colectores, agentes espumantes, activadores,

depresores. Esto se lo realiza a través de la agitación de las aspas y pueden ser reguladas, según el material con el que se este trabajando.

- Permitir generar espumas mineralizadas estables, que sobrepasen la celda de concentración obteniendo un cocentrado.

A continuación se detallarán las partes de la celda de flotación Denver que posee el laboratorio y sus diferentes características más notorias.

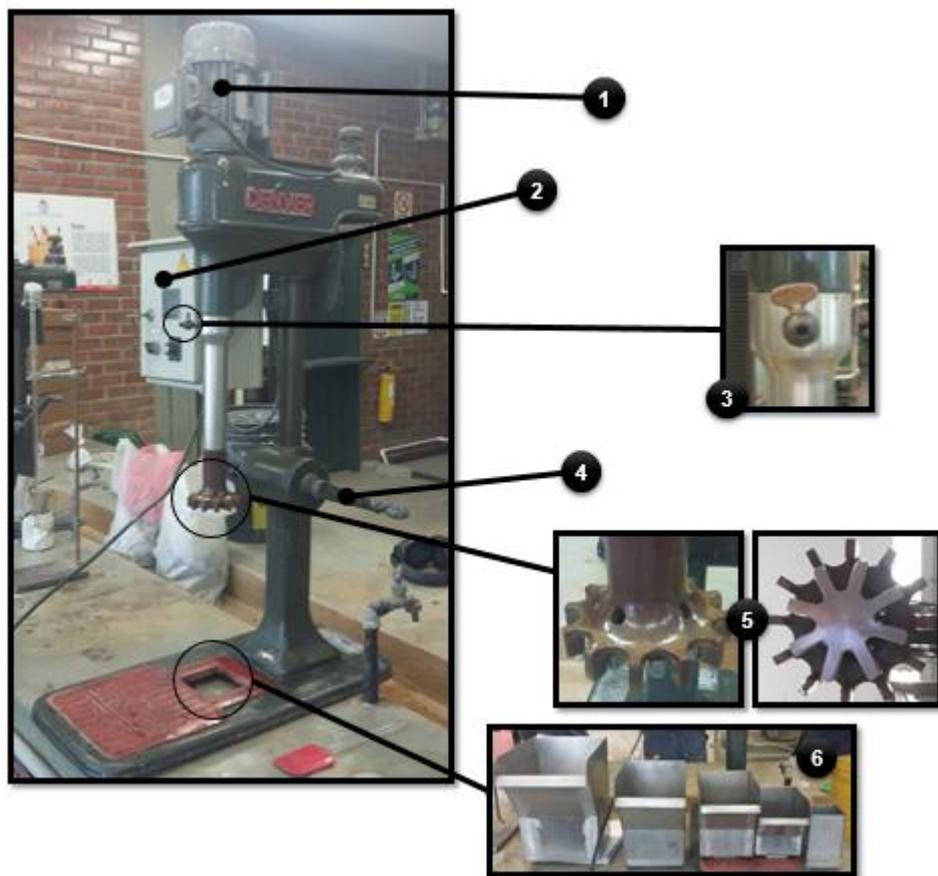


Figura 0.1: Celda de flotación tipo Denver.

Descripción de los componentes de la celda de flotación Denver

1. Motor.
2. Control de velocidad del agitador.
3. Entrada de aire con tornillo de control de flujo.
4. Manija para subir o bajar el agitador.
5. Cámara de salida de aire.
- Aspas del agitador que mantienen las partículas en suspensión.
6. Soporte para ajustar el contenedor al agitador.

Tabla 0.1: Especificaciones técnicas de la celda de flotación Denver.

Motor				
Voltaje	Hp	Hz	Kw	Rpm
230/400	0,25	50	0,18	1350

Dimensiones (cm)			Peso (libras)	Modelo
Largo	Ancho	Altura		
90	22	73,5	246	Denver D12

4.3 Estado del arte

4.3.1 Flotación

La flotación es un método fisicoquímico, que permite la concentración de minerales en suspensiones acuosas, hidrofobizando (que las partículas se alejen del agua) selectivamente el mineral de interés. El proceso consiste en la separación de partículas sólidas hidrofóbicas (las que no forman enlaces con los grupos iónicos del agua) de partículas sólidas hidrofílicas (las que sí forman enlaces con los grupos iónicos del agua en la interfaz sólido-agua o también conocido como humectación o adsorción de agua), con la ayuda de inyección de burbujas de aire. (Bustamante Rúa, Gaviria Cartagena, & Restrepo Baena, 2008). Nota: los grupos iónicos del agua son H^+ y OH^-

El proceso de flotación se da cuando el mineral hidrofóbico repele y desplaza agua de la superficie de las partículas, permitiendo de esta manera, que las burbujas se adhieran a la partícula, permitiendo llevarlas hacia la superficie a través de una espuma.(M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011).

Algunos minerales por naturaleza pueden ser hidrófobos como ejemplo tenemos: talco, azufre, grafito (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011). Sin embargo, la gran mayoría de minerales no lo son, por ende es necesario inducirles a su hidrofobicidad, a través de la adición de reactivos (llamados colectores), aquellos son los encargados de generar una reducción de la tensión superficial (cada molécula de un líquido está rodeada por otra, la atracción de estas moléculas en todas las direcciones son compensadas, excepto en la superficie donde la atracción es hacia el interior. El líquido no se disipa y por ende opone resistencia a romperse) en la interface sólido – agua y de esta manera, permitir la adsorción espontanea de burbujas de aire, consiguiendo que el mineral de interés ascienda hacia la superficie, formando poco a poco una espuma que será evacuada por encima de las celdas de flotación. (Bustamante & Gaviria, 2002).

La reducción de la tensión superficial se consigue a través de la utilización de un tensoactivo (permite reducir la tensión superficial) y por ende la partícula puede cruzar el nivel de la interface agua - aire, este reactivo químico produce una espuma. Es por ello que esta operación se conoce como flotación espumante. Luego de que las partículas hidrófobas lleguen a esta fase, son retiradas con la ayuda de una paleta obteniendo así un concentrado que sale en la espuma y en las colas. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

4.3.2 Menas típicas que contienen oro nativo para ser flotado

En lo referente al oro, en donde se enfoca la investigación, se conoce que el oro libre, puede ser recuperado efectivamente mediante concentración gravimétrica, sin embargo, el oro se encuentra asociado muchas veces con minerales que poseen sulfuros, en esta situación lo más recomendable es utilizar la flotación.

La flotación de oro a partir de minerales libres de sulfuros que contienen muy bajas concentraciones de oro libre es complicada, debido a la baja masa de material en el concentrado y la alta densidad del oro, lo que genera la formación de una espuma no estable, en donde se obtendrá una mínima recuperación. (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011).

Tabla 0.2: Menas típicas que contienen oro nativo para flotar.

Tipo de mena	Presentación de oro	Principales sulfuros asociados	Minerales presentes
Depósitos aluviales	Nativo con recubrimiento	Ninguno	Arcillas
Menas silíceas	Nativo con recubrimiento	Ninguno	Arcillas
Oro asociado con pirita	Nativo	Pirita arsenopirita pirrotita	Pirita que no contiene oro
Sulfuro Polimetálico Cu-Pb-Zn-Pirita	Nativo	Calcopirita galena esfalerita pirita	Pirita que no contiene oro

Fuente: (María & Gómez, 2012).

4.3.3 Factores que influyen en la flotación

Tamaño de partícula: Se debe tener un material molido que no sea mayor a malla 48 ni menor a malla 270, ya que cuando se tienen partículas gruesas, las partículas se depositarán al fondo del recipiente evitando la flotación y averiando los equipos. En cambio, cuando el material es demasiado fino, la selectividad del mineral de interés decrece debido a la flotación de minerales de ganga además al ser fino, no permite la adhesión partícula burbuja, debido a que no se adquiere la energía cinética suficiente para este proceso. (María & Gómez, 2012).

El pH: (Potencial de hidrógeno, conocido como pH en la pulpa). Para el proceso de flotación de minerales auríferos, la pulpa debe encontrarse en un intervalo alcalino,

regulado con cal (CaO) o hidróxido de sodio (NaOH). De esta manera, los silicatos que configuran las gangas se sedimentan. (Maria & Gomez, 2012).

Aireación: Permite la formación de burbujas en presencia de espumantes en la solución acuosa. Las espumas serán las encargadas de atrapar las partículas hidrófobas y posteriormente la espuma mineralizada será retirada de la celda de flotación.-(Maria & Gomez, 2012).

La aireación no debe ser excesiva, ya que provocaría que las espumas se reventarán antes de llegar a la superficie y si es muy poca la espuma no podrá flotar el mineral de interés.

Agitación: Permite la difusión de los reactivos en el medio acuso y mantiene las partículas en suspensión dentro de la celda de flotación, facilitando la hidrodinámica dentro del tanque y un nivel de turbulencia adecuado para la separación. (Maria & Gomez, 2012).

4.3.4 Reactivos para la flotación

Como fue detallado previamente, la mayoría de los minerales no poseen flotabilidad natural, es decir se los debe inducir a su hidrofobicidad, esto se consigue con la ayuda de reactivos llamados colectores, sin embargo, no son los únicos, a continuación, serán descritos los más importantes. (Bustamante & Gaviria, 2002).

4.3.4.1 Colectores

Los colectores actúan sobre los sulfuros envolviéndolos con una capa, para posteriormente adherirse de una manera más fácil a una burbuja y así flotar el mineral de interés.

La función de los colectores es inducir a la hidrofobicidad, a minerales que son atraídos por el agua, las características químicas de estas sustancias son de carácter heteropolar, es decir polares y no polares. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Las partículas no polares, poseen enlaces relativamente débiles, con una capacidad muy baja de unirse a los dipolos de agua, obteniendo una tendencia hidrofóbica, dentro de estas características se encuentran: el azufre, grafito, carbón, talco, estos pueden ser flotados de manera natural. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Los minerales con enlaces de tipo covalente o iónico poseen partículas polares, por ende, tienen una alta energía libre superficial, lo que les permite reaccionar fácilmente con el agua, creando un comportamiento hidrofílico. (Bustamante & Gaviria, 2002).

La molécula heteropolar del colector adicionado, disocia en el agua un catión o un anión (H^+ , Cl^- , Na^+) y un ion de signo contrario, creando una película hidrofóbica sobre la superficie del mineral. (Bustamante & Gaviria, 2002).

- Colectores de sulfuros: Entre los más usados se encuentran:
 - Xantatos: Son solubles en el agua y estables en un amplio intervalo de pH, son reactivos sensibles a la oxidación y forman compuestos insolubles con la mayoría de iones metálicos pesados.
 - Ditiolfosfatos: Poseen propiedades colectoras enfocadas hacia las piritas, son menos oxidables en comparación a los xantatos, estos reactivos se emplean para flotar sulfuros de cobre, de plomo y metales preciosos. (Bustamante & Gaviria, 2002)
 - Colectores anicónicos: Los ácidos grasos y sus sales se emplean para coleccionar minerales calcáreos como la calcita, dolomita, los mecanismos de adsorción son de dos tipos:
 - ❖ Adsorción de tipo químico con formación de carboxilatos (producto de la reacción entre un ácido y un ion metálico).
 - ❖ Adsorción de tipo Físico, según el rango del pH.
 - Colectores catiónicos: Se distinguen según el número de H que se reemplazan dentro de la molécula NH_3 por cadenas hidrocarbурadas, estos son empleados para flotar cuarzo, silicatos, etc. Su costo es muy

elevado, por ende solo se utiliza en casos de flotación de óxidos de zinc y flotación inversa (Bustamante & Gaviria, 2002).

4.3.4.2 Espumantes

La producción de una espuma continua y selectiva es indispensable para obtener con éxito las operaciones de flotación. La formación de espuma consiste en la introducción de pequeñas burbujas de aire en la pulpa (concentración de sólido y líquido generalmente una relación de 1 a 3) que va a flotarse, para luego recolectar aquellas burbujas cargadas de mineral en la superficie de la pulpa (Bustamante & Gaviria, 2002).

Los espumantes son el tensoactivo encargado de generar la espuma, son heteropolares y surfactantes (elemento que actúa como detergente o humectante para reducir la tensión superficial), constituidos por una cadena no polar, compuesta de al menos 6 átomos de carbón y un grupo polar solubilizante (se puede disolver) y estable en medio acuoso. Los compuestos surfactantes tienden a ser adsorbidos en la interfase agua-aire, en concentraciones mucho mayores que las que existen en la masa total del líquido.

En la interfase agua-aire, los espumantes se dirigen con el grupo polar hacia el agua y el grupo no polar hacia el aire. Los reactivos más empleados son los que pertenecen a la familia de hidroxilos o carboxilos, con una cadena compuesta de al menos 6 átomos de carbón. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Para escoger el espumante se debe tener en cuenta la granulometría del producto que se va a flotar, debido a que la formación de espuma es más difícil de conseguir, en caso de tener minerales gruesos con poco de finos, pero si se posee una gran cantidad de finos, se tiende a acrecentar la estabilidad de la espuma debido a que esta espuma, está ligada en si a la adsorción de finos en la interfase aire-agua. (Bustamante Rúa et al., 2008).

4.3.4.3 Agentes modificadores.

Estos reactivos se adicionan a la flotación, con el objetivo de regular el pH activando la flotación de ciertos minerales, haciendo posible la adsorción del colector o caso contrario de reforzar o deprimir la flotación de minerales no útiles, impidiéndoles la adsorción. En este grupo se encuentran:

- Agentes depresantes: se utiliza en óxidos y sulfuros, los óxidos pretenden ser eliminados en las colas de flotación y la ganga, y en el caso de los sulfuros se busca eliminar la ganga y sulfuros no útiles, bajo este criterio es posible encontrar depresantes de sulfuros como: las bases, cianuro de sodio, sulfuro de sodio, sulfato de zinc, anhídrido sulfuroso. (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011).
- Activadores: Es un reactivo que mejora la adsorción de un agente colector sobre una superficie mineral. El sulfato de cobre es el activador más usado en la flotación de piritas auríferas, este activador puede ser utilizado cuando existen recubrimientos en las partículas de oro u oro asociado con pirita recubierta. (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011).

4.3.5 Diferentes concentraciones de oro asociados a sulfuros

La recuperación de oro, depende de varios factores tales como: La forma en la que se presenta el oro (libre, diseminado o refractario), los minerales asociados, y el tenor de oro que posee la muestra. (Cytec, 2002).

Los sulfuros metálicos en si poseen propiedades hidrofóbicas, por ende, son fáciles de flotar, sin embargo, el problema es la separación entre ellos, es decir una flotación selectiva de los sulfuros individuales a partir de concentrados colectivos.

Se utiliza la flotación para flotar el oro libre y el oro asociado a sulfuros, para posteriormente llevar ese concentrado al proceso de cianuración, los colectores que se utilizan para esta flotación de sulfuros asociados con oro son del tipo Xantato como el Aero 343, 3501, el uso de colector secundario como el Aero 3477 o Aero 3418 A, los mismos pueden mejorar las recuperaciones del oro. (Cytec, 2002).

Hay que denotar que el oro metálico 100 % puro no es adsorbido fácilmente por ningún colector, sin embargo, si el oro forma una aleación incluso con una pequeña cantidad de plata y cobre, la adsorción aumenta, y como el oro en forma natural se encuentra asociado a plata o cobre, se genera una buena adsorción por parte del colector. (Cytec, 2002).

El oro se encuentra asociado comúnmente a yacimientos que contienen importantes cantidades de sulfuros minerales, en particular sulfuros de hierro como; pirita, marcasita, pirrotita, arsenopirita, y otros sulfuros como esfalerita, galena, calcopirita. El método de tratamiento de estos minerales de oro, depende de si las cantidades significativas de oro están asociadas o no mediante un enlace físico íntimo con los minerales de sulfuro. (Cytec, 2002).

La flotación se realiza en circuito alcalino es decir a un pH entre 9 a 12, de esta manera se asegura la flotación de todos los sulfuros, sin embargo, cuando el oro es refractario es necesario un pretratamiento que no afecte a la cianuración y si se encuentra diseminado, el concentrado pasara a la cianuración para de esta manera recuperar el oro.

4.3.5.1 Minerales en los que una pequeña parte de oro está asociada a sulfuros

Estos se pueden encontrar en depósitos aluviales con oro libre y con pequeñas cantidades de sulfuro. Los mismos pueden ser tratados por cianuración directa, sin embargo, en muchos casos los resultados son insatisfactorios, debido a que los minerales con sulfuros pueden contener agentes cianicidas (adsorben el cianuro), que pueden llegar a perjudicar la adecuada cianuración. En este caso el oro asociado a sulfuros es flotado conjuntamente con el oro libre, obteniendo un concentrado que se trata con cianuración. (Cytec, 2002).

4.3.5.2 Minerales con una importante cantidad de oro asociado con sulfuros

Aquí los sulfuros deben ser flotados, junto con cualquier oro libre. La flotación se realiza a un pH natural con un colector como el xantato Aero 317 (para flotar sulfuros de hierro) además del uso de un segundo colector para el oro libre. El concentrado de la flotación es sometido a oxidación (por ejemplo, calcinación, bio – oxidación) previo a la cianuración para recuperar el oro, ya que el oro se encuentra asociado a una gran cantidad de sulfuros, que pueden contener minerales y en altas concentraciones llegan a ser en algunos casos cianicidas. (Cytec, 2002).

La flotación permite flotar todos los sulfuros asociados a metales como pirita, galena, calcopirita, esfalerita, arsenopirita entre otros, obteniendo así un concentrado, y los demás materiales que vienen asociados a la alimentación como silicatos, carbonatos, óxidos metálicos quedarán sedimentados y desechados a través de las colas.

4.3.6 Factores negativos para la flotación de oro y posibles soluciones:

- Los minerales más frecuentes que obstaculizan la flotación de oro y electrum (aleación de oro y plata) son: La presencia de oro fino en menas de sulfuros polimetálicos, minerales arcillosos, lodos, materiales carbonáceos (contienen carbón en su composición). Además la presencia de materiales no minerales como la madera, residuos vegetales, influyen negativamente. (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011).
- Las arcillas y los lodos pueden consumir reactivos de la flotación, también recubren las partículas de oro, disminuyendo la recuperación, para evitar aquello es necesario separar estos materiales en la etapa de conminución y separar las partículas gruesas y finas, para esto se puede utilizar la concentración gravimétrica, para el caso de los lodos se los puede eliminar durante la fase de tostación. (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011)
- Los materiales carbonosos que interfieren son grafito, carbón activado, ácidos orgánicos. En este tipo de menas es necesario, ya sea flotar un concentrado del material libre de oro o desprezar la materia carbonosa flotando el oro y la pirita. (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011).
- La temperatura también tiene una influencia en la flotación de oro, las bajas temperaturas disminuyen la tasa de flotación de la pirita aurífera, debido a un

deterioro en la velocidad de transferencia de pirita de la pulpa a la fase de espuma, también se genera un incremento en la viscosidad de la espuma, sin embargo, a temperaturas superiores a 50°C, pueden tener un efecto negativo, debido a la desorción (un gas abandona un sólido) de las especies colectoras, por el incremento de la solubilidad de los mismos. (M. O. Bustamante & A. C. Gaviria, 2011).

4.3.7 Índices metalúrgicos

Estos son números adimensionales, que indican la calidad de la separación en una o varias etapas de concentración, además de brindar una idea, sobre el escalamiento para el dimensionamiento de equipos o plantas de concentración.

Estos índices deben ser apoyados por un balance de masas, ya que si no son realizados previamente podrán reflejar números incoherentes, se asume que en todos los casos la separación y los muestreos se realizan en estado estacionario. (Bustamante Rúa et al., 2008).

4.3.7.1 Clasificación de los índices metalúrgicos:

Los mismos pueden ser índices que relacionan calidad de la concentración y capacidad del circuito de concentración.

Índices que relacionan calidad:

- Recuperación: Es la relación que existe entre el peso del material de interés que hay en el concentrado, con respecto a la cantidad de mineral en el alimento.
- Razón de enriquecimiento: Es la relación que existe entre el tenor del mineral útil en el concentrado, respecto al tenor del mismo mineral en la alimentación.
- Índice de selectividad: Compara la calidad de separación entre dos especies que se desean separar, en el proceso de concentración. (Bustamante Rúa et al., 2008).

Índices que relacionan capacidad:

- Rendimiento de concentración: Es la relación entre el flujo másico en el concentrado, respecto al flujo másico de sólidos en la alimentación.
- Razón de concentración: Es la relación entre el flujo másico de sólidos en la alimentación, con respecto al flujo de sólidos en el concentrado.
- Eficiencia de separación: Combina la información obtenida previamente (Bustamante Rúa et al., 2008).

Tabla 0.3: Índices metalúrgicos

NOMBRE DEL INDICE METALÚRGICO	EXPRESIÓN DEL INDICE IDEALMENTE	INDICES EN TERMINOS DE TENORES
Recuperación: R	$R_{IDEAL} = 1.0$	$R = \left[\frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right] \frac{t_c}{t_a}$
Razón de Enriquecimiento R_E	$R_{EIDEAL} = 1/t_a$	$R_E = \frac{t_c}{t_a}$
Índice de Selectividad $I.S.$	$I.S._{IDEAL} \rightarrow \infty$	$I.S. = \frac{t_a(A) * t_b(B)}{t_b(A) * t_a(B)}$
Razón de Concentración RC	$RC_{IDEAL} = 1/t_a$	$RC = \frac{t_c - t_t}{t_a - t_t}$
Rendimiento V	$V = t_a$	$V = \frac{t_a - t_t}{t_c - t_t}$
Eficiencia de separación E	$E = 1.0$	$E = \frac{(t_a - t_t)(t_c - t_a)}{t_a(t_c - t_t)(1 - t_a)}$

Fuente: (Bustamante Rúa et al., 2008).

4.4 Metodología de la guía a trabajar.

1. Introducción.
2. Recomendaciones de seguridad.
3. Objetivos
 - a. General.
 - b. Específicos.
4. Equipos y herramientas.
5. Procedimiento.
6. Ejemplo.
7. Observaciones y recomendaciones.

8. Anexos.
9. Conclusiones.

4.4.1 Guía del laboratorio para el proceso de flotación

4.4.1.1 Introducción

La flotación es un método fisicoquímico de separación de minerales que usa la hidrofobicidad (alejamiento de las partículas al agua) como propiedad de separación. Esta propiedad permite la concentración de minerales en suspensiones acuosas. Este proceso consiste en la separación de partículas sólidas “hidrófobas” (rechazan el agua) de partículas sólidas “hidrofilicas” (atraídas por el agua), con la ayuda de inyección de burbujas de aire. (Bustamante Rúa, Gaviria Cartagena, & Restrepo Baena, 2008).

Para la presente guía el mineral de interés es el oro y sus menas, por lo que, se va a flotar oro libre y oro asociado a sulfuros, acompañado de otros sulfuros con metales que sobrepasaran la celda de flotación. Lo que no sobrepasa la celda de flotación es decir las colas, quedarán otros minerales que no son de interés como silicatos, carbonatos. También se determinarán los diferentes índices metalúrgicos, otorgados por el laboratorio, acerca de la caracterización del concentrado a flotar y los tenores tanto en las colas como en el concentrado, obtenidos luego de la flotación. De esta manera se indicarán ciertos parámetros para la elaboración de una adecuada guía de flotación para el laboratorio de minas de la Universidad del Azuay.

4.4.1.2 Recomendaciones de seguridad:

- El estudiante deberá portar vestimenta adecuada como: mandil de laboratorio, pantalón, zapatos cerrados.
- Trabajar siguiendo un orden de procesos, sin prisas y pensando en cada momento en lo que está haciendo.
- No adicionar los colectores ni espumante a la pulpa sin haber verificado el nivel de pH, se debe buscar que el pH se encuentre en 9 para un adecuado proceso de flotación.
- Está prohibido hacer experimentos no autorizados por el profesor o el asistente que se encuentre en el laboratorio.

- En el laboratorio está prohibido ingerir cualquier tipo de alimentos.
- En caso de derrames de químicos, avisar al profesor no manipularlos por cuenta propia.

4.4.1.3 Objetivos

4.4.1.3.1 General

Realizar una flotación convencional a escala del laboratorio de una muestra, a partir de un concentrado de sulfuros con oro, empleando espumante y agentes colectores.

4.4.1.3.2 Específicos:

- Familiarizarse con los diferentes colectores, espumantes para el proceso de una flotación convencional a escala de laboratorio.
- Comprender el funcionamiento de la celda de flotación tipo Denver, además de las variables operativas asociadas con la flotación de minerales.
- Evaluar mediante la utilización de los índices metalúrgicos, el proceso de flotación de minerales.
- Determinar los diferentes cálculos para elaborar una adecuada flotación.
- Desarrollar el procedimiento a seguir para la obtención final, de los minerales valiosos en este caso oro.

4.4.1.4 Equipos y herramientas:

- Balanza.
- Celda de flotación tipo Denver.
- Cuarteador de Riffles.
- Cinta para medir el pH.
- Bandejas.
- Espátulas, cucharas.
- Goteros.
- Filtros.
- Colectores, espumantes.

4.4.1.5 Procedimiento:

- **Caracterización del mineral a tratar.**

La muestra tiene un tamaño de partícula pasante malla #200, color gris oscuro.

- **Procedimiento para trabajar con la muestra dada.**

Para la presente guía de flotación, se va a trabajar con 3 colectores y un espumante, los mismos que luego de revisar bibliografía, se parecían a las características del material a trabajar. Cabe señalar que los colectores y espumantes con los que se va a trabajar posee el laboratorio, de no ser así se debe buscar colectores y espumantes que se encuentren en el laboratorio, sumado a las características de la muestra.

- **Los parámetros a seguir para la presente guía son:**

- Colector (Aero Mx 7020) Dosificación (40 gr/ton mineral seco).
- Colector (Aero Mx 5160) Dosificación (80 gr/ton mineral seco).
- Colector (Aero 3501) Dosificación (80 gr/ton mineral seco).
- Espumante (Aero 65) Dosificación (40 gr/ton mineral seco).
- El pH a trabajar: 9.
- Regulador del pH: Hidróxido de sodio.
- Porcentaje de sólidos: 30%.
- Tiempo de acondicionamiento: 15 minutos (mezcla de colectores en la muestra).
- Tiempo de flotación: 10 minutos (adición de espumante y oxígeno para que la muestra sobre pase la celda de flotación).

- **Preparación de la pulpa**

Se prepara la pulpa con una dilución del 30% de sólido y líquido del 70%, según las especificaciones del concentrado a trabajar, posteriormente la pulpa es llevada a un recipiente, en este caso se utilizará un recipiente con capacidad de 1 litro.

Se vierte primero el sólido y luego el líquido, se enciende la celda de flotación, y el agitador comienza a funcionar, posterior a ello, se verifica que la agitación sea efectiva, es decir se debe regular las revoluciones para mantener los sólidos en suspensión, por último, se determina el pH natural y se adiciona la cantidad de hidróxido de sodio necesario, para que la pulpa alcance un pH en un rango de 9.

4.4.1.6 Ejemplo:

- Se debe preparar la pulpa, pero primero se debe determinar la cantidad de material sólido equivalente al 30 %, para ello existen varias maneras de hacerlo, para la presente guía se buscará, primero la densidad del material para de esta manera determinar la cantidad de sólido y líquido adecuado, para poder trabajar en un recipiente de capacidad de 1 litro.

Para hacer cumplir la condición de 30 % sólidos y 70 % líquido, se toma como referencia los 1000 ml que posee el recipiente, el 30 % sería 300 ml y el 70 % sería 700ml.

- Para calcular la densidad del material se utiliza una probeta, en este caso se utilizó una probeta con una capacidad de 100 ml, a la misma se le adiciona agua que puede ser 57 ml. Se toma una cantidad de la muestra, se la pesa y se vierte en la probeta, para este caso la muestra fue de 27.3 g.



Figura 0.2: Peso de la muestra para determinar la densidad.



Figura 0.3: Cálculo del volumen luego de esperar 10 minutos.

La muestra reflejo un incremento de 9 ml. Ahora se indicará con las siguientes fórmulas como calcular la densidad y la masa necesaria que cumplen las especificaciones para la presente flotación:

- $$\text{Densidad} = \frac{\text{masa (g)}}{\text{Volumen (ml)}} \quad \text{Densidad} = \frac{27.3 \text{ g}}{9 \text{ ml}} \quad \text{Densidad} = 3.03 \text{ g/ml}$$

Al momento de determinar la densidad del material a flotar, se procede a determinar la masa del material, según el porcentaje de sólidos que se va a utilizar, para preparar la pulpa, para ello se realiza el siguiente cálculo:

- $$\text{masa} = \text{Densidad} * \text{volumen} \quad \text{masa} = 3.03 \frac{\text{g}}{\text{ml}} * 300\text{ml} \quad \text{masa} = 909 \text{ g}$$

Para cumplir la condición inicial se necesita 909 g de material a flotar y 700 ml de agua, los mismos son vertidos en el recipiente.

- Se enciende la máquina, al agitador se lo gradúa, hasta observar que las partículas se encuentran en suspensión.

- Se mide el pH de la pulpa, y se adiciona hidróxido de sodio por medio de un gotero hasta alcanzar el pH de 9.

Se procede a adicionar los colectores, los mismos son adicionados por medio de un gotero, sin embargo, se necesita saber la cantidad de gotas necesarias para llevar a cabo la flotación. Con las especificaciones de dosificación de cada uno de ellos se realizan los siguientes cálculos.

$$909 \text{ g} = \times \frac{1 \text{ Ton mineral}}{1000000 \text{ g mineral}} \times \frac{40 \text{ g Aero Mx 7020}}{1 \text{ Ton mineral}}$$

$$= 0.03636 \text{ g AeroMx7020}$$

$$909 \text{ g} = \times \frac{1 \text{ Ton mineral}}{1000000 \text{ g mineral}} \times \frac{80 \text{ g Aero Mx 5160}}{1 \text{ Ton mineral}}$$

$$= 0.07272 \text{ g AeroMx5160}$$

$$909 \text{ g} = \times \frac{1 \text{ Ton mineral}}{1000000 \text{ g mineral}} \times \frac{80 \text{ g Aero 3501}}{1 \text{ Ton mineral}} = 0.07272 \text{ g Aero3501}$$

$$909 \text{ g} = \times \frac{1 \text{ Ton mineral}}{1000000 \text{ g mineral}} \times \frac{40 \text{ g Aero 65}}{1 \text{ Ton mineral}} = 0.03636 \text{ g Aero 65}$$

Estos cálculos representan la cantidad de gramos necesario de colectores y espumante para llevar a cabo la flotación.

Ahora para añadir los gramos de colectores y espumantes a la pulpa, se utiliza una balanza analítica, en donde con ayuda de un gotero se toman muestras de los colectores y espumante. Luego se deposita cada colector y espumante, sobre una placa de vidrio y se obtiene un peso por gota, de esta manera se determina, cuantas gotas se debe añadir a la pulpa para la adecuada flotación.

Los cálculos denotaron las siguientes cantidades de gotas por colector y espumante:

- Aero Mx 7020: 2 gotas
- Aero Mx 5160: 4 gotas
- Aero 3501: 4 gotas
- Aero 65 (espumante): 2 gotas

Se agregan los colectores y el espumante. Se espera un tiempo de acondicionamiento este tiempo será de 15 minutos.



Figura 0.4: Adición de los colectores por goteo en la pulpa.

- Se mide el pH
- Pasado el tiempo de acondicionamiento, se abre la entrada de aire. El aire ingresa a la pulpa y sale por las aspas del agitador.

Se genera una espuma que atrapa las partículas de superficie hidrofóbica (en este caso oro libre y sulfuros que contienen oro). Se extrae con una paleta durante un tiempo de 10 minutos.



Figura 0.5: Concentrado que superó la celda de flotación.

Al terminar el tiempo de flotación, se detiene la agitación y se sube el agitador, se extrae todo el material que quedo en el fondo de la celda (colas), este material se deposita en una bandeja, tanto el concentrado como las colas son colocadas en un horno en diferentes bandejas para secar las muestras.



Figura 0.6: El concentrado que superó la celda de flotación para posteriormente ser secado.

- Cuando las muestras se encuentran secas, se las debe remover con la ayuda de una espátula.
- Luego de remover las muestras se las debe pesar, si luego de pesar se ha producido una pérdida mayor al 5 % de los 909 g que ingresaron, se debe repetir la flotación.

Para determinar los tenores tanto de las colas como del concentrado, es necesario realizar un análisis en el laboratorio, para ello se envía toda la muestra del concentrado al laboratorista. Las demás muestras a enviar son: 100 gramos colas y 100 gramos de la muestra inicial, para saber cuánto es el tenor de oro que ingresa originalmente, y el tenor de oro en las colas, para ello es necesario cuartear la muestra para tratar de enviar una muestra lo más representativa posible y determinar posteriormente, un balance de masas y una evaluación de los índices metalúrgicos.

A manera de explicación, en el laboratorio los concentrados y las colas son vertidos en dos Beakers (recipientes de vidrio que se utiliza en el laboratorio) se les añade agua regia y se los deja reposar por un día aproximadamente, luego se calientan las muestras, y posteriormente son llevadas al espectrofotómetro, de esta manera se lee el oro y la plata. Los resultados están en unidades de ppm, y según el peso de la muestra analizada, se obtiene los tenores en gr/ton.

4.4.1.6.1 Resultados del análisis del laboratorio

Cabe señalar que luego de extraer el material previamente secado tanto de las colas como del concentrado, se procedió a pesarlo, para determinar si la cantidad de pérdidas supera el 5% de los 909g que ingresaron de material sólido inicialmente, reflejando los siguientes resultados:

- Peso de la cabeza o alimento: 909 g.
- Peso concentrado: 467.135 g.
- Peso colas: 436.63 g.

Sumando estos dos valores se visualiza que el peso final es de 903.765 g y el 5 % de 909g es 45.45g por ende la flotación fue adecuada, ya que solo se perdió 5.235g de material.

Ahora los resultados que reflejo el laboratorio fueron los siguientes:

- Cabeza o alimento: 0.488 ppm /250ml.
- Concentrado: 0.292 ppm /250ml.
- Colas: 0.142 ppm/250ml.

Para poder trabajar con los índices metalúrgicos se debe en primer lugar definir lo que es tenor, ya que a partir de los diferentes tenores que se dieron en cada etapa, se podrá determinar la calidad de la separación efectuada.

El tenor de un mineral es la relación que existe entre la cantidad másica de mineral de interés o útil, respecto a la cantidad másica o volumétrica en la mena. (Bustamante Rúa et al., 2008).

En la explotación de las vetas de oro, los tenores son expresados en gramos por tonelada, para la minería del cobre los tenores son expresados en porcentajes.

El tenor se obtiene con la siguiente fórmula:

$$\text{Tenor} = \frac{\text{Cantidad de mineral útil}}{\text{Cantidad de minerales extraídos}}$$

El objetivo de la flotación es elevar el tenor de una especie mineralógica, mientras que las colas disminuirán sustancialmente el tenor de la especie de interés. Ahora lo ideal sería que el tenor del mineral de interés en las colas fuera cercano a cero, esto es muy difícil de alcanzar, por ello las plantas de concentración buscan que el valor del tenor de las colas sea mínimo, de acuerdo a las limitaciones tecnológicas y físicas de separación. (Bustamante Rúa et al., 2008).

De acuerdo a lo anterior:

$$t_c > t_a > t_t$$

t_c : Tenor concentrado.

t_a : Tenor alimento o cabeza.

t_t : Tenor colas.

En base a estos conceptos se determinará los siguientes cálculos:

Cabe indicar que los resultados otorgados por el laboratorio fueron en ppm, esto quiere decir mg/litro, pero el resultado fue otorgado de una muestra de 250 ml, es por ello que se va a transformar para saber cuántos miligramos de oro hay en cada etapa.

$$0.448 \frac{\text{mg de oro}}{\text{litro}} \times 0.25 \text{ litros}$$

Por lo tanto, se tiene 0.112 mg de oro en la cabeza o alimento.

$$0.292 \frac{\text{mg de oro}}{\text{litro}} \times 0.25 \text{ litros}$$

Por lo tanto, se tiene 0.073 mg de oro en el concentrado.

$$0.142 \frac{\text{mg de oro}}{\text{litro}} \times 0.25 \text{ litros}$$

Por lo tanto, se tiene 0.0355 mg de oro en las colas.

Ahora se debe indicar la cantidad de mineral que ingreso en el alimento y lo que salió en las colas, además del concentrado para de esta manera obtener el tenor de oro final.

$$\text{Cabeza} = \frac{0.112 \text{ mg de oro}}{909 \text{ g de material}} = 0.0001232 \text{ mg/g}$$

$$\text{Concentrado} = \frac{0.073 \text{ mg de oro}}{468.131 \text{ g de material}} = 0.00015593 \text{ mg/g}$$

$$\text{Colas} = \frac{0.0355 \text{ mg de oro}}{437.63 \text{ g de material}} = 0.00008118 \text{ mg/g}$$

Para una mejor explicación se trabajará en g / ton para los diferentes cálculos que serán expuestos a continuación.

$$\text{Alimento} = 0.0001232 \text{ mg de oro/g mineral} = \frac{1000000 \text{ g}}{1 \text{ ton}} \times \frac{0.001 \text{ g}}{1 \text{ mg}} =$$

$$0.1232 \text{ g/ton}$$

$$\text{Concentrado} = 0.00015593 \text{ mg de } \frac{\text{oro}}{\text{g}} \text{ mineral} = \frac{1000000 \text{ g}}{1 \text{ ton}} \times \frac{0.001 \text{ g}}{1 \text{ mg}} =$$

$$0.15593 \text{ g/ton}$$

$$\text{Colas} = 0.00008118 \text{ mg de oro/g mineral} = \frac{1000000 \text{ g}}{1 \text{ ton}} \times \frac{0.001 \text{ g}}{1 \text{ mg}}$$

$$= 0.08118 \text{ g/ton}$$

Para una mejor representación se indicarán todos los datos, tanto los aportados por el laboratorio como de los pesos del concentrado y las colas, luego de la flotación y la cantidad de alimento o cabeza que ingreso.

Tabla 0.4: Datos para detallar los índices metalúrgicos.

Datos	Valores	Unidades
Colas (T)	0,00043763	Ton
tt	0,08118	g / ton
Concentrado (C)	0,00046831	Ton
tc	0,15593	g / ton
Alimento (A)	0,000909	Ton
ta	0,1232	g / ton
A	alimento	
ta	Tenor de alimento	
C	Concentrado	
tc	tenor de concentrado	
T	Colas	
tt	Tenor de Colas	

4.4.1.6.2 Índices metalúrgicos

$$\text{Recuperación } R = \left[\frac{ta-tt}{tc-tt} \right] \left[\frac{tc}{ta} \right]$$

$$\text{Recuperación } R = \left[\frac{0.1232-0.08118}{0.15593-0.08118} \right] \left[\frac{0.15593}{0.1232} \right]$$

$R = 0.711$ es decir que el 71 % del mineral de interés se recupera en la corriente de concentrado y el restante el 28.89 % sale del circuito por las colas.

$$\text{Rendimiento (V)} = \left[\frac{t_a - t_t}{t_c - t_t} \right]$$

$$\text{Rendimiento (V)} = \left[\frac{0.1232 - 0.08118}{0.15593 - 0.08118} \right]$$

V= 0.562 es el rendimiento entre el flujo másico en el concentrado con respecto al flujo másico en la alimentación.

$$\text{Razón de Enriquecimiento (RE)} = \left[\frac{t_c}{t_a} \right]$$

$$\text{Razón de Enriquecimiento (RE)} = \left[\frac{0.15593}{0.1232} \right]$$

Re = 1.265 mientras más lejano este la razón de enriquecimiento de la unidad, mejor será la concentración, esto quiere decir que se está enriqueciendo aún más el concentrado con respecto al tenor de alimento.

$$\text{Razón de concentración (RC)} = \left[\frac{t_c - t_t}{t_a - t_t} \right]$$

$$\text{Razón de concentración (RC)} = \left[\frac{0.15593 - 0.08118}{0.1232 - 0.08118} \right]$$

RC= 1.805 es la razón entre el flujo másico de los sólidos en la alimentación con respecto al flujo de sólidos en el concentrado, este índice brinda un informe sobre la capacidad de recuperación y permite calcular cuantas toneladas se deben alimentar, para producir una tonelada de concentrado.

$$\text{Eficiencia de separación (E)} = \left[\frac{R-V}{1-V_{\text{ideal}}} \right]$$

$$\text{Eficiencia de separación (E)} = \left[\frac{0.711-0.562}{1-0.1232} \right]$$

E= 0.17 es decir existió una eficiencia de separación del 17 %

4.4.1.7 Observaciones y recomendaciones:

- Si luego de secar y pesar las muestras tanto del concentrado como de las colas, se debe asegurar que la cantidad de mineral, que se puede perder, debe ser máximo del 5 % del material que inicialmente se dispuso para ser flotado, caso contrario se debe repetir la flotación.
- Al momento de realizar la flotación si se visualiza un cambio de color, es decir de oscuro a claro, quiere decir que no se está produciendo una adecuada flotación, se está extrayendo otro tipo de minerales como sílice y no oro que es el mineral de interés, para el presente trabajo de grado.
- Previo a realizar la práctica, se debe analizar el tipo de colectores y espumantes que posee el laboratorio, para de esta manera adaptarlos, según la bibliografía y así obtener una mayor concentración de oro.
- Al momento de terminar con la flotación se debe asegurar que nada quede en el recipiente, ya que, al momento de secar ese material, no brindará un adecuado análisis otorgado por el laboratorio.
- Si se presentará el caso que la cantidad de ppm en las colas es superior al concentrado, reflejaría que la flotación no fue la adecuada, no se produjo una recuperación superior a la unidad, por ende, se debería revisar si los colectores o el espumante fueron los correctos y si fueron dosificados en cantidades adecuadas.
- Es muy difícil obtener una flotación del 100% es decir ideal, se va a encontrar partículas de oro en las colas, estas partículas deben estar en mínimas cantidades para asegurar una adecuada flotación.

4.4.1.8 Anexos Guía de flotación:



Figura 0.7: Muestra a trabajar.



Figura 0.8: Balanza analítica con la que cuenta el laboratorio, para la determinación del peso de cada gota de los colectores y espumante.

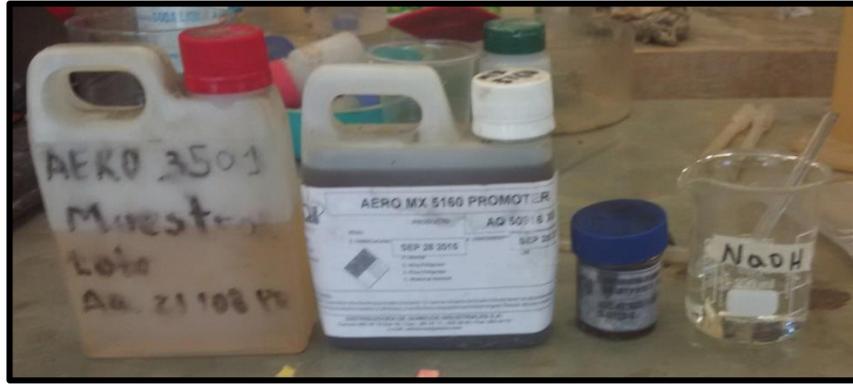


Figura 0.9: Colectores y regulador del pH con los que se va a trabajar.



Figura 0.10: Agitación de la pulpa en la celda de flotación Denver.



Figura 0.11: Limpieza de la celda de flotación para recuperar todas las colas y llevar a secarlas.



Figura 0.12: Las colas (izquierda) y el concentrado luego de un día de secado.

4.4.1.9 Conclusiones:

- Para la elaboración de la guía se flotó un concentrado malla 200 que posee diferentes sulfuros asociados al oro y silicatos, con la ayuda de los colectores y espumantes se flotó todos los sulfuros y oro libre. Los mismos sobrepasaron la celda de flotación, obteniendo así un concentrado y los silicatos salieron por las colas. Sin embargo, esta recuperación no se cumple al 100%, se visualizó que algunos sulfuros asociados con oro quedaron en las colas, se recomienda que esta cantidad sea mínima alrededor de un 5%.
- El pH debe ser alcalino para una adecuada flotación de oro, el mismo permitirá una mejor adhesión del colector a las partículas de oro, evitando flotar otros compuestos como silicatos, carbonatos, óxidos metálicos que se encuentran en la alimentación.

- La recuperación en la guía fue del 71%, cuando una adecuada recuperación es del 90 al 95%, esto se debe a factores como: el tamaño de la partícula, los diferentes componentes que posee el mineral de alimentación, el tipo de reactores que se utiliza, la dosificación de reactores, la densidad de la pulpa, el tiempo de residencia entre otros.
- Es importante conocer la muestra a la que se le va a hacer el procedimiento, porque de esto dependerá si se debe realizar pre tratamientos, con el fin de garantizar eficiencia del proceso.
- Una mayor cantidad de gotas tanto de colectores como de espumante, no garantizará una adecuada flotación, ya que puede provocar una lectura de datos erróneos, puesto que puede producirse que todo el material sobrepase la celda de flotación, o lo contrario que quede material valioso atrapado en las colas.
- Se debe mantener un pH entre 7 a 9, es decir mantener un equilibrio alcalino, para poder flotar minerales asociados a sulfuros de una mejor manera según lo estipulado en la bibliografía.
- La flotación requiere la adición de oxígeno, para conjuntamente con el espumante generar las burbujas que van a atrapar y llevar a la superficie los minerales hidrófobos asociados a sulfuros, es por ello, que además de la agitación mecánica que posee la celda de flotación para mantener todas las partículas en suspensión, es necesario la inyección de oxígeno.
- Se comprendió el funcionamiento de la celda de flotación Denver que posee el laboratorio.
- Se determinó la elaboración del paso a paso a seguir para poder realizar una flotación convencional de oro a escala de laboratorio.
- Se elaboró una descripción de los diferentes colectores y espumantes, en donde los estudiantes puedan comprender la función de cada uno de ellos dentro de la flotación.

CAPÍTULO 5

GUÍA PARA EL PROCESO DE CIANURACIÓN

5.1 Introducción

En este punto de la elaboración de guías prácticas para el laboratorio de minas en la Universidad del Azuay, se determinará, como realizar una cianuración convencional a escala de laboratorio de una muestra, a partir de una mena de Au, utilizando NaCN como agente lixivante (disolución selectiva de algún componente, en este caso el oro y plata de un concentrado en una solución acuosa, a través de la adición de un disolvente).

Esta guía presentará de manera general los aspectos teóricos y prácticos de la cianuración convencional, detallando el tipo de maquinaria a utilizar, especificaciones de los diferentes parámetros como: El grado de disolución del oro en el tiempo, gasto relativo de cal y cianuro durante el proceso, la oxigenación en el sistema, concentración de cianuro, velocidad de agitación para la disolución, la alcalinidad, entre otras, que se desarrollarán con su respectiva explicación, sumado a los diferentes pasos a seguir.

5.2 Descripción de la maquinaria

5.2.1 Tanques de agitación para el proceso de cianuración

El proceso de cianuración consiste en atacar los minerales auro-argentíferos (oro y plata), con una solución diluida de cianuro de calcio, sodio o potasio, (siendo más estables el de sodio y el de potasio, además que son más reactivos con el Au-Ag).

El objetivo del cianuro es disolver el oro y la plata, en una solución acuosa.

Para conseguir este objetivo se debe realizar una agitación mecánica, llevada a cabo por el tanque de agitación.

El tanque de agitación es utilizado en diversos procesos como: tratamiento de aguas, cianuración. Con el objetivo de mantener en el caso de la cinauración, los sólidos en suspensión y homogeneizar la pulpa, con todos los componentes adicionados a la misma, como el cianuro de sodio o potasio, entre otros.

Esta máquina permite regular las revoluciones por minuto de las aspas o paletas, y calibrar el tiempo de agitación.

Para un correcto funcionamiento se deben seguir los siguientes pasos:

- Ajustar la altura de cada una de las paletas, girando el pin de derecha a izquierda.
- Levantar las paletas previo a ingresar la jarra donde se encuentra la pulpa.
- Recordar que se tendrá una misma velocidad en todas las aspas, lo que permite trabajar con varias muestras a la vez en diferentes vasos.

A continuación se detallarán las partes del tanque de agitación que posee el laboratorio y sus diferentes características más notorias.

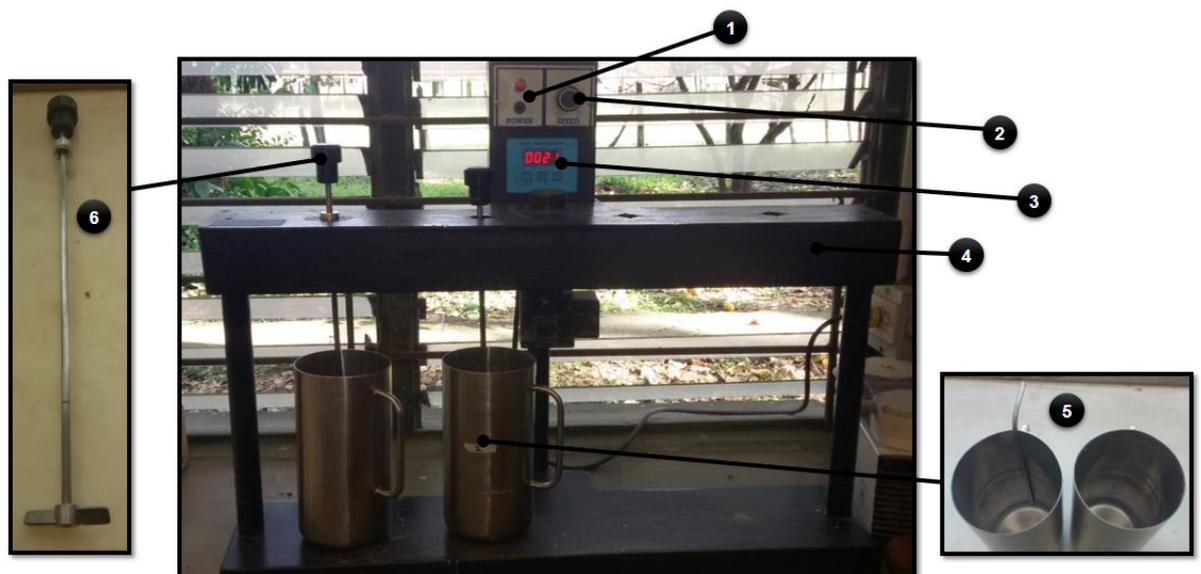


Figura 0.1: Tanque de agitación que posee el laboratorio.

Descripción del tanque de agitación para el proceso de cianuración

- 1. Sistema de encendido y apagado del tanque de agitación.**
- 2. Regulador de las revoluciones por minuto de las paletas.**
- 3. Temporizador de cada ciclo programable de 10 a 300 rpm.**
- 4. Estructura de acero inoxidable.**
- 5. Jarras o vasos con capacidad de 2 litros.**

Tabla 0.1: Especificaciones técnicas del tanque de agitación.

Dimensiones (cm)			Peso (Kg)	Motor (V)	Velocidad de las paletas (rpm)
Largo	Ancho	Altura			
87	29	45	8	120	10 a 300

5.3 Estado del arte

5.3.1 Cianuración

Para hablar de cianuración, se debe primero comenzar a definir lo que es cianuro:

- El cianuro es un término general que se aplica a un grupo de sustancias químicas que poseen carbono y nitrógeno. Las principales formas de cianuro producida por el hombre son el cianuro de hidrógeno gaseoso, cianuro de sodio y de potasio.
- Debido a sus propiedades el cianuro se utiliza para la fabricación de partes metálicas y en productos orgánicos como plásticos, telas sintéticas, fertilizantes, herbicidas entre otros. Sin embargo, el cianuro es una sustancia tóxica si se ingiere o es inhalada en grandes cantidades. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).
- En la industria minera se utiliza comúnmente el cianuro de potasio como el de sodio ya que los dos son solubles, aunque el más usado es el cianuro de sodio, debido a su composición, donde el cianuro representa el 53 % por unidad de peso y el 47% el sodio, mientras que, en el cianuro de potasio, el cianuro

representa el 43% por unidad de peso y el potasio 57%, esto quiere decir que una mejor adsorción del oro se da por parte del cianuro de sodio. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).

5.3.2 Diferentes asociaciones del oro

Una gran cantidad de oro puede encontrarse asociada con sulfuros o arseniuros, dentro de su estructura y diseminado, cuando se encuentra aprisionado dentro de los sulfuros se los denomina mineral refractario. Es muy común que la cianuración en estos minerales, requiera varios periodos de lixiviación y desafortunadamente no se recupera cantidades significativas, según la bibliografía para que el proceso de cianuración sea efectivo deberá ser recuperado alrededor del 95%. (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007).

Para estos minerales refractarios (poseen minerales de interés dentro de minerales cianicidas (minerales metálicos que pueden disolverse en soluciones con cianuro, que lo consumen e impiden que el oro y la plata, sean adsorbidos por el cianuro), se puede realizar pretratamientos a la cianuración como son: Tostación, calcinación, fusión, para de esta manera lograr la reducción de sus componentes, de manera que faciliten la liberación de las partículas metálicas de oro, para luego entrar en contacto con la solución cianurada.

5.3.3 La refractariedad en las menas de oro

- Evitan la reacción con el cianuro, crean una capa protectora, que no permite la cinética por ende no hay reacción.
- Posee minerales que consumen el oxígeno (cianicidas).
- El oro se encuentra encapsulado.

En el campo de la minería, el cianuro ha sido utilizado principalmente para extraer oro y plata de material mineral, además el cianuro es utilizado en concentraciones bajas como un reactivo de flotación (depresantes), para ayudar a recuperar metales base como plomo, cobre, zinc. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).

5.3.4 Uso del cianuro en la producción del oro

El oro posee una alta resistencia al ataque de la mayoría de químicos, pero una solución que contiene cianuro es capaz de disolver este metal precioso. El cianuro de sodio (es el más utilizado en la industria), se utiliza para extraer oro y plata de un mineral con una baja ley y que no puede separarse fácilmente por procesos como: la trituración y concentración gravimétrica. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).

Para poder realizar una cianuración adecuada se necesita:

- Que la roca huésped sea porosa y permeable a la solución.
- Que el concentrado se encuentre libre de cianicidas como: Marcasita, pirrotina, pirita, arsenopirita, minerales de cobre, los mismos consumen el cianuro e impiden que el cianuro adsorba el oro y la plata.
- El mineral no debe tener la presencia de material arcilloso, que impida la percolación. (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007).

5.3.5 Lixiviación (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001)

Cabe señalar que el proceso de disolución de metales se conoce como lixiviación, la misma se define como la disolución de oro en una solución acuosa, la cual debe estar formada por un compuesto que tenga un anión, capaz de unirse con un átomo de oro para formar un complejo estable, sumado a la presencia de un oxidante, que permita el proceso de extracción de oro. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).

El cianuro de sodio se disuelve en agua donde, en condiciones ligeramente oxidantes, disuelve el oro contenido en el mineral, la solución resultante que contiene el oro se conoce como solución cargada o licor, posteriormente se le agrega zinc o carbón activado para extraer el oro en solución y cementarlo. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).

Existen varios métodos para realizar la lixiviación entre ellos se encuentran:

- **La lixiviación in situ:** Es una técnica que comprende métodos de disolución en agua, mediante compuestos químicos acuosos, que se inyectan en los depósitos minerales. A través de esta lixiviación pueden recuperarse metales de yacimientos minerales, en los que no son aplicables métodos convencionales debido a: Baja ley, profundidad de emplazamiento, alto grado de permeabilidad natural, entre otras. (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007)
 - Lixiviación in situ gravitacional: Se presenta cuando el depósito se ubica encima del nivel freático y la solución debe moverse por gravedad, para ello se necesita que la roca sea permeable, la recuperación se da por bombeos.
 - Lixiviación in situ forzada: Cuando el yacimiento se ubica por debajo del nivel freático, en este caso se hace uso de la permeabilidad interna de la roca y de las condiciones de presión y temperatura que genera la profundidad, la solución lixiviante es inyectada a través de pozos y se recupera la solución cargada en pozos colectores. (Gaviria et al., 2007).
- **Lixiviación en botaderos:** Se aplica al mineral estéril que, debido al bajo tenor no califica para una planta de beneficio, también es aplicado para colas de procesos antiguos. El material es acumulado formando capas de 5 a 10 metros de alto, después de ser lixiviada, se la despedaza, antes de colocar una nueva capa de material, la solución se riega sobre la superficie utilizando aspersores. El terreno para realizar la lixiviación se prepara, empleando membranas plásticas de baja o mediana densidad. El tiempo de proceso puede tomar un año y garantiza un aproximado de 40 o 60 % de efectividad en la extracción. (Gaviria et al., 2007).
- **Lixiviación por percolación:** Se trata de un tanque recubierto con un material resistente al ambiente ácido o alcalino, dependiendo de lo que vaya a ser lixiviado, el fondo del recipiente está constituido por un material filtrante, que da paso a la solución cargada. La solución por gravedad atraviesa el mineral y se colecta. La percolación es un método dinámico que hace que sus ciclos sean cortos, suele tardar entre 1 a 2 semanas, es aplicada a minerales con tenores altos, los cuales han sido previamente concentrados. (Gaviria et al., 2007).

- **La lixiviación en pilas:** Se produce luego de que se tritura y se reduce el mineral a unos pocos centímetros de diámetro y se lo coloca en grandes pilas o montones. Una solución de cianuro se hace pasar a través de estas pilas para disolver el oro, la solución estéril es recogida en un estanque, que se recarga con cianuro y se recicla el proceso. (Logsdon et al., 2001).
- **Lixiviación por agitación:** Se lleva a cabo en tanques agitados por: agitación neumática, mecánica y mixta. (Gaviria et al., 2007).

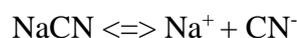
La agitación mecánica (utilizada en la guía) es asistida por la inyección de aire, llevada a cabo en tanques generalmente cilíndricos, el agitador puede tener diferentes formas como de paleta, dependiendo de la característica granulométrica del material y la densidad de la pulpa. El mineral tratado debe tener un alto tenor, granulometría fina (pasante malla 200), permitiendo una recuperación en un tiempo de 6 a 24 horas. La extracción puede alcanzar 95% de recuperación. (Gaviria et al., 2007).

La industria del oro utiliza cianuro casi exclusivamente con agente lixivante de oro, sin embargo, se han utilizado otros agentes como cloruros, haluros para extraer el oro del mineral, pero generalmente no son rentables y generan problemas a la salud y al ambiente. (Logsdon et al., 2001).

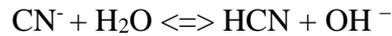
5.3.6 El cianuro en soluciones

Cuando el cianuro es utilizado para formar una solución acuosa se lo conoce como cianuración, se utiliza para la disolución del oro acompañado de oxígeno como agente oxidante. (Barros & Bustamante, 2013).

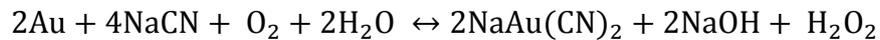
El cianuro es una sal (se forma por el ion cianuro con metales alcalinos como el sodio, potasio, calcio), que son disueltos en agua para formar un catión y un anión como se puede apreciar en la siguiente reacción química.



Cuando el ion cianuro entra en contacto con el agua, se forma el ácido cianuro de hidrógeno y moléculas de hidróxido OH^- , esto aumenta el pH en la solución, como se puede observar en la siguiente ecuación: (Barros & Bustamante, 2013).



Luego de las reacciones anódicas y catódicas el oro se disuelve en el cianuro según la siguiente reacción: (F. Habashi 1967).



5.3.7 Proceso de cianuración

El proceso como tal consiste en atacar los minerales auro-argentíferos (oro y plata) con una solución diluida de cianuro de calcio, sodio o potasio, (siendo más estables el de sodio y el de potasio, además que son más reactivos con el Au-Ag). El cianuro disuelve el oro y la plata formando complejos, con una cinética de reacción que se ve afectada principalmente por: Oxígeno, concentración de cianuro, temperatura, tamaño de la partícula, la alcalinidad sobre la disolución del oro. (Gaviria et al., 2007).

- Concentración de oxígeno: El uso de oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución de oro bajo condiciones normales de cianuración. Una adecuada aireación da buenos resultados como lo hacen algunos agentes químicos. El oxígeno en conjunto con el cianuro de sodio, permite la formación de NaOH, haciendo que el cianuro quede libre, además el oxígeno permite la formación de peróxido el mismo es un oxidante, permitiendo una mejor recuperación del oro. (Gaviria et al., 2007).
- La temperatura tiene un efecto favorable hasta los 85°C, más allá empieza a disminuir la solubilidad del oxígeno y la velocidad de disolución decrece, la cianuración convencional normalmente se efectúa a temperatura ambiente. (Gaviria et al., 2007).

- Tamaño de partícula: El oro grueso no podrá ser disuelto completamente en el tiempo disponible para llevar a cabo el proceso de cianuración, una partícula de oro de 45 micras no tarda más de 12 horas para disolverse y una de 150 micras no tarda más de 48 horas, por ende, mientras más pequeña sea la partícula (<1 micra), la lixiviación será más fácil. (Gaviria et al., 2007).
- Efectos de la alcalinidad sobre la disolución de oro: Evita pérdidas por hidrólisis (formación de un ácido a partir de una sal por la interacción con el agua), descompone los bicarbonatos en el agua antes de ser usados en cianuración, neutraliza los compuestos ácidos contenidos en el mineral, ayuda en la sedimentación de partículas finas. (Gaviria et al., 2007).

Para poder trabajar exitosamente con el proceso de cianuración, se necesita que la roca huésped sea porosa y permeable a la solución, el concentrado debe estar libre de cianicidas, libre de ácidos, sin presencia de material arcilloso.

La presencia de minerales cianicidas, afectan la velocidad de extracción del oro, entre ellos se encuentran: La pirrotina, los minerales de cobre, zinc, arsénico y antimonio que consumen el oxígeno, además el arsénico asociado a menas de oro reacciona con soluciones cianuradas, consumiendo tanto oxígeno como el cianuro. (Gaviria et al., 2007).

Implementar grandes cantidades de cianuro, no significa una mayor recuperación, debido a que ese cianuro se precipitara en el fondo. (Gaviria et al., 2007).

5.4 Metodología de la guía a trabajar

1. Introducción.
2. Recomendaciones de seguridad.
3. Objetivos
 - a. General.
 - b. Específicos.

4. Equipos y herramientas.
5. Procedimiento.
6. Ejemplo.
7. Observaciones y recomendaciones.
8. Anexos.
9. Conclusiones.

5.4.1 Guía de laboratorio para el proceso de cianuración

5.4.1.1 Introducción

Para la práctica de cianuración, se debe considerar que todas las soluciones lixiviantes, deben actuar sobre el oro y la plata. En la minería aurífera se utilizan soluciones diluidas en cianuro de sodio (NaCN), además de disolverse con cianuro, el oro se disuelve en agua regia, que es una solución entre ácido clorhídrico y nítrico en una proporción de 3:1. (Logsdon, Hagelstein, & Mudder, 2001).

La lixiviación se lleva a cabo gracias a la agitación, percolación o lixiviación en pilas, para la elaboración de la guía, se utilizó la agitación mecánica, el tiempo de lixiviación varía entre 6 a 24 horas, en los cuales se pueden alcanzar efectividades del 95%.

La concentración de agente lixivante en las soluciones debe estar entre media a alta, al verificar que la agitación es la adecuada se mantendrán los sólidos de la pulpa en suspensión. (Gaviria, Restrepo, & Bustamante, 2007).

Después de cada agitación, se apagan los agitadores, se espera que la muestra se sedimente un poco, obteniendo de esta manera un licor, el mismo es utilizado para la titulación y así determinar las cantidades de oro recuperado y la cantidad de cianuro consumido presentes en la solución.

Para la titulación se utilizará como agente el nitrato de plata (AgNO_3) preparado a una concentración de 0,01 moles (1ml de AgNO_3 equivale a 0,00098015g de NaCN puro), como indicador el yoduro de potasio, hasta llegar a obtener un color amarillo claro.

5.4.1.2 Recomendaciones de seguridad:

- El estudiante deberá portar vestimenta adecuada como: Mandil de laboratorio, pantalón, zapatos cerrados.
- Trabajar siguiendo un orden de procesos, sin prisas y pensando en cada momento en lo que está haciendo.
- No adicionar cianuro a la pulpa, sin haber verificado el nivel de pH, siempre debe estar el pH en nivel básico para evitar la hidrólisis.
- Utilizar las pipetas de jeringa, nunca pipetear con la boca.
- Está prohibido hacer experimentos no autorizados por el profesor o el asistente que se encuentre en el laboratorio.
- En el laboratorio está prohibido ingerir cualquier tipo de alimentos.
- En caso de derrames de químicos, avisar al profesor no manipularlos por cuenta propia.

5.4.1.3 Objetivos

5.4.1.3.1 General

Realizar la cianuración a escala del laboratorio de una muestra, a partir de una mena de Au, empleando NaCN como agente lixivante.

5.4.1.3.2 Específicos:

- Familiarizarse con el proceso de lixiviación a escala de laboratorio, empleando cianuro de sodio como agente lixivante.
- Estudiar la extracción de elementos valiosos y su variación en el tiempo, mediante la construcción de gráficas de la recuperación de minerales valiosos.
- Analizar cada 5 horas la efectividad del cianuro, a través de la titulación, a más de calcular como recuperar el cianuro extraído.
- Desarrollar el procedimiento a seguir para la obtención final de los minerales valiosos en este caso oro, plata, cobre.

5.4.1.4 Equipos y Herramientas:

- Equipo de vidriería para la titulación.

- Balanza.
- Frascos para muestras con tapas.
- Tanque de agitación por medio de paletas.
- Recipientes de aluminio donde será depositada la pulpa con el agente lixiviante.
- Filtros.
- Cronometro.

5.4.1.5 Procedimiento:

La muestra tiene un tamaño de partícula pasante malla #200, un color gris oscuro.

- Se prepara la pulpa utilizando 500 g del mineral y para calcular la cantidad de agua, se utiliza la relación de mineral - agua de 1: 3.

En base a esta relación si se tiene una muestra de 500g en una relación de 1:3 se debe adicionar 1500 ml.

- Llevar la pulpa resultante a los agitadores y verificar que la agitación sea suficiente para mantener todos los sólidos en suspensión.
- Determinar el pH natural de la muestra, a través de indicadores.
- Llevar la pulpa al pH de trabajo asignado, que es entre 10.5 y 11.5, mediante la adición un agente alcalinizante (neutraliza al ácido, puede ser hidróxido de sodio o cal) en este caso se trabajará con cal y se registrarán los datos.
- Se deja agitar la pulpa por 5 minutos.
- Adicionar la cantidad de NaCN adecuada, las especificaciones del NaCN con la que se trabajará en la guía serán de 3kg de NaCN/Ton mineral, (tomar el volumen equivalente de la solución al 20 % p/v (cantidad de soluto en 100 cm³). Para el caso de la guía, una cianuración convencional se desarrolla con una concentración de cianuro de sodio de 1 gramo por litro.
- Se mide nuevamente el pH y se ajusta a un rango entre 10.5 a 11.5.
- Se anota la hora de inicio de la prueba al momento de la adición del NaCN.
- Para la toma de la muestra, se apaga el agitador y se deja reposar por 2 minutos.

- Se procede con la titulación, para ello se usa como agente Nitrato de Plata (AgNO_3) preparado a una concentración de 0,01 moles (1ml de AgNO_3 equivale a 0,00098015g de NaCN puro).
- Se toma una muestra de 30 ml de solución de cianuración, con una pipeta equipada con una perilla de succión, tratando de tomarla lo más superficialmente posible, evitando tomar material sólido.
- Se repone la misma cantidad de licor extraído con agua y de esta manera se garantiza un sistema constante, también se debe medir el pH de la pulpa y verificar que se encuentre en los límites del pH de trabajo.
- Se lleva la muestra extraída a un embudo con filtro de papel y se filtra en un tubo de ensayo, se marca el tubo con el número de la prueba y la muestra.
- Se toma 5 ml de la solución filtrada y se la deposita en un Erlenmeyer.
- Se le adicionan 20 ml de agua aproximadamente, para poder apreciar cuando cambie el color a un amarillento opaco, con ayuda de un indicador.
- Se le adiciona de 3 a 4 gotas de yoduro de potasio, como indicador de la titulación.
- La bureta (recipiente de forma alargada, de diámetro interno uniforme), adiciona nitrato de plata, hasta que se visualice un color amarillo opaco, se anotan las lecturas iniciales y las finales de la bureta.
- Los 25ml restantes se depositan en recipientes plásticos correctamente señalados, según el número de titulación realizada, para posteriormente ser analizados por absorción atómica el oro y plata disueltos.
- Después se calcula la cantidad de NaCN presente en la pulpa, y se adiciona lo que le haga falta para mantener constante la concentración de NaCN empleado.
- Se toman muestras en los intervalos de tiempo de 1h, 3h, 8h y 23h.

5.4.1.6 Ejemplo:

- La preparación de la pulpa se llevó a cabo utilizando 500 g de muestra del mineral y una relación de 1:3 de mineral: agua, por lo tanto, la cantidad de agua utilizada fue de 1500 g, asumiendo que la densidad del agua a 25 °C es aproximadamente 1 g/ml, el volumen adicionado de esta para la preparación de la pulpa fue de 1500 ml.

- Luego la pulpa fue llevada al agitador, se ajustó las revoluciones del agitador de tal manera, que los sólidos se suspendieran en su totalidad, posteriormente se midió el pH natural de la pulpa el cual fue ácido, se procedió a agregar CaO con el fin de llevar el pH de la pulpa dentro del rango permitido, para la operación.
- La cantidad adicionada de CaO fue de 4.08 g, con lo cual el pH de la pulpa alcanzó un valor de 11,5.

A continuación, se muestran los cálculos para obtener el volumen de la solución de cianuro que se agregó, con la condición de que $[\text{NaCN}] = 3 \text{ kg NaCN/ Ton mineral}$

$$\begin{aligned} \text{g NaCN} &= 0,5 \text{ kg mineral} \times \frac{1 \text{ Ton mineral}}{1000 \text{ kg mineral}} \times \frac{3 \text{ kg NaCN}}{1 \text{ Ton mineral}} \\ &\times \frac{1000 \text{ g NaCN}}{1 \text{ kg NaCN}} = 1,5 \text{ g NaCN} \end{aligned}$$

- Como la solución preparada de NaCN tiene una concentración de 20 % p/v, se calculó el volumen de solución de la siguiente manera:

$$20\% \frac{\text{g NaCN}}{\text{ml}} = \frac{1,5 \text{ g NaCN}}{\text{ml sln}} \times 100 \rightarrow \text{mL sln} = \frac{1,5 \text{ g NaCN}}{20\% \frac{\text{g NaCN}}{\text{ml}}} \times 100$$

$$\text{mL sln} = 7,47 \text{ mL.}$$

- Luego, el volumen de NaCN que se adiciono fue 7,47 ml, a partir de este momento se inició el conteo del tiempo, para la toma de las muestras con la cuales se determinó el consumo de cianuro.
- La titulación del NaCN se realizó siguiendo los pasos descritos en la sección del procedimiento.

A continuación, se muestran los pasos para encontrar la cantidad de cianuro gastado:

- Para la primera muestra tomada en la primera hora, se extrajo 30ml de licor, se la hizo pasar por un papel filtro, luego de la filtración se tomó 25ml, que fueron guardados en un recipiente para el posterior análisis en el espectrofotómetro. De los 30ml de licor se tituló 5ml, para conocer la cantidad de NaCN consumido en las diferentes horas, garantizando un sistema constante. Para ello se utilizó el nitrato plata como agente y el yoduro de sodio como indicador, hasta obtener un color amarillento, el volumen de AgNO_3 adicionado en la primera hora, fue de 4.2ml, por lo tanto:

$$4.2 \text{ ml AgNO}_3 \times \frac{0,00098015 \text{ g NaCN}}{1 \text{ ml AgNO}_3} = 4.116 \times 10^{-3} \text{ g NaCN}$$

Para encontrar la cantidad de NaCN sin consumir en todo el licor, se realiza el siguiente factor de conversión:

$$1500 \text{ mL sln} \times \frac{4.116 \times 10^{-3} \text{ g NaCN}}{5 \text{ ml sln}} = 1.23 \text{ g NaCN}$$

- La cantidad de NaCN consumida es:

$$1,5 \text{ g NaCN} - 1.23 \text{ g NaCN} = 0,27 \text{ g NaCN}$$

La cantidad de NaCN consumida en la primera hora es de 0,27 g, esta cantidad se repone agregando un volumen de solución de NaCN igual a

$$\text{ml sln} = \frac{0,27 \text{ g NaCN}}{20\% \frac{\text{g NaCN}}{\text{ml}}} \times 100$$

$$\text{ml sln} = 1.35 \text{ ml}$$

- Para compensar el consumo de NaCN en la primera hora, se adicionó 1.35 ml como lo muestra el cálculo.
- Las muestras restantes, siguieron el mismo procedimiento descrito anteriormente y los datos calculados son mostrados en la siguiente tabla.

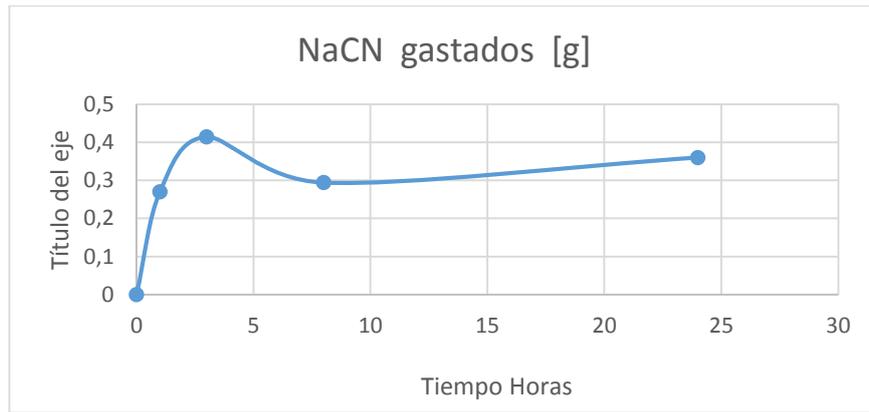
Tabla 0.2: Valores de NaCN consumido, ml agregados y pH para las muestras tomadas.

Muestra	Tiempo	NaCN inicial [g]	AgNO₃ gastados [mL]	NaCN presente en la alícuota [g]	NaCN presente toda la solución [g]	NaCN gastados [g]	NaCN adicionar [mL]	pH
1	1	1,5	4,2	0,00411	1,23	0,27	1,35	11
2	3	1,5	3,7	0,00362	1,08	0,414	2,07	11
3	8	1,5	4,1	0,00401	1,2	0,294	1,47	11
4	24	1,5	3,9	0,00382	1,14	0,36	1,8	11

De los datos mostrados en la tabla anterior, se construyó la Tabla 5.3, en donde se encuentra, el consumo de NaCN con respecto al tiempo de cianuración, estos datos graficados se ilustran en la gráfica 5.1.

Tabla 0.3: Cianuro de sodio gastado cada hora.

Tiempo	NaCN gastados [g]
0	0
1	0,27
3	0,414
8	0,294
24	0,36

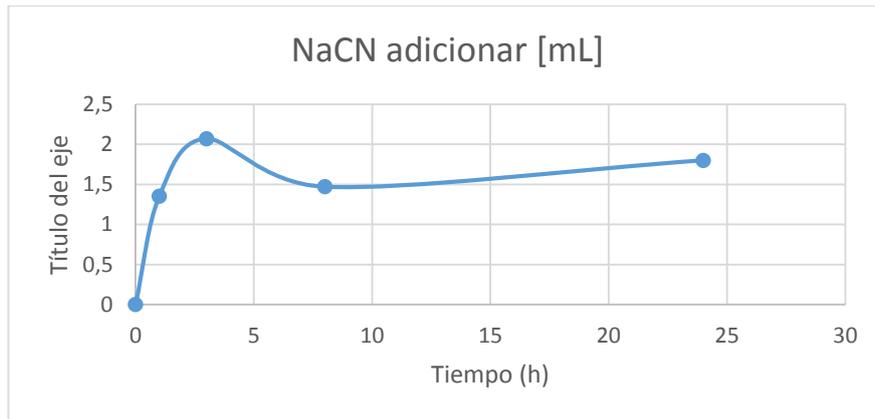


Gráfica 0.1: Consumo de NaCN vs Tiempo.

De los datos mostrados en la tabla 5.2, se construyó una gráfica, en donde se encuentra la cantidad de NaCN a adicionar con respecto al tiempo de cianuración, estos datos graficados se ilustran en la gráfica 5.2.

Tabla 0.4: Cianuro de sodio a adicionar cada hora.

Tiempo	NaCN adicionar [mL]
0	0
1	1,35
3	2,07
8	1,47
24	1,8

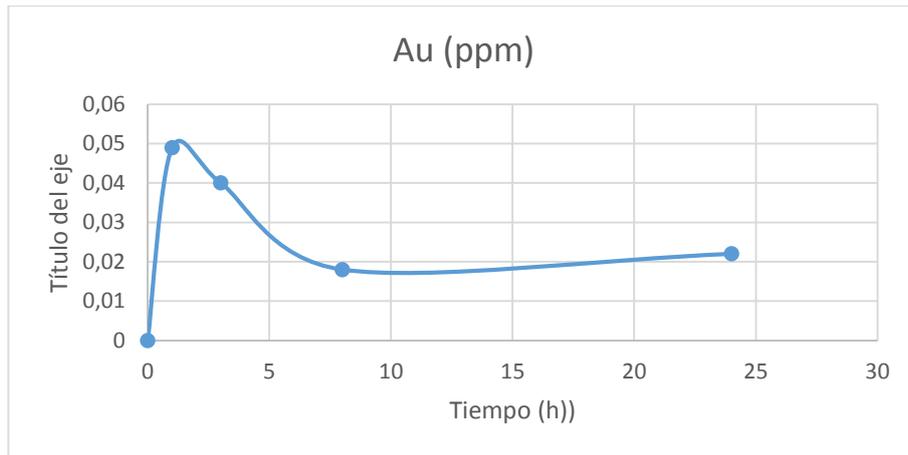


Gráfica 0.2: Cianuro a adicionar vs tiempo.

A continuación, en la gráfica 5.3 se ilustran la cantidad de oro extraído, con respecto al tiempo. Resultados otorgados por el espectrofotómetro del laboratorio.

Tabla 0.5: Cantidad de oro recuperado cada hora.

Tiempo	Au (ppm)
0	0
1	0,049
3	0,04
8	0,018
24	0,022

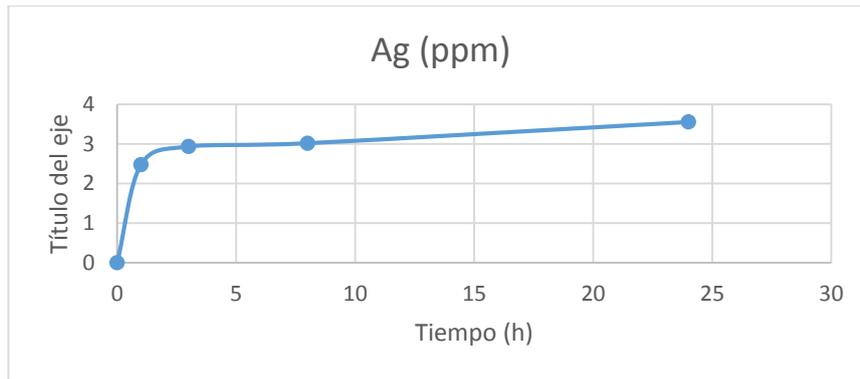


Gráfica 0.3: Disolución de oro vs tiempo.

A continuación, en la gráfica 5.4 se ilustran la cantidad de plata extraída con respecto al tiempo. Resultados otorgados por el espectrofotómetro del laboratorio.

Tabla 0.6: Cantidad de plata recuperado cada hora.

Tiempo	Ag (ppm)
0	0
1	2,476
3	2,936
8	3,018
24	3,554

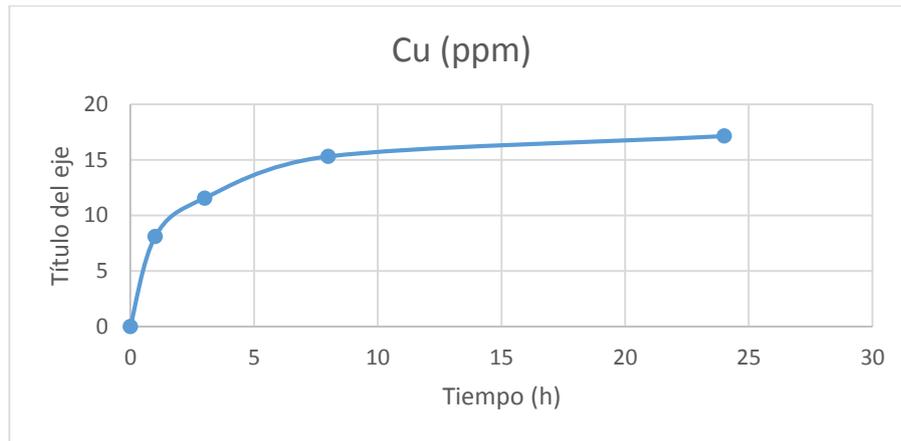


Gráfica 0.4: Disolución de plata vs tiempo.

A continuación, en la gráfica 5.5 se ilustran la cantidad de cobre extraído con respecto al tiempo. Resultados otorgados por el espectrofotómetro del laboratorio.

Tabla 0.7: Cantidad de cobre recuperado cada hora.

Tiempo	Cu (ppm)
0	0
1	8,088
3	11,562
8	15,313
24	17,148



Gráfica 0.5: Disolución de cobre vs tiempo.

5.4.1.7 Observaciones y Recomendaciones:

- Se debe realizar la caracterización mineralógica de la muestra, con el fin de saber con qué especies se trabajará y cómo estas pueden afectar la cianuración de oro asociado.
- Para que la cantidad de nitrato de plata sea más exacta, se debe garantizar que una misma persona realice la titulación, debido a que cada persona al momento de distinguir el cambio en el color, tiene una perspectiva diferente.
- En caso de un alto consumo de cianuro, puede hacerse un análisis de la solución para determinar qué cantidad de elementos cianicidas existen en la solución.
- Siempre que se adopte una prueba de estas o un proyecto a gran escala que involucre cianuro, debe brindarse la debida importancia al medio ambiente, realizando el tratamiento adecuado a los relaves que dejan estos procesos.
- El funcionamiento de la lixiviación por medio de cianuro, depende de muchos factores que deben ser controlados de una manera correcta, manteniendo siempre los niveles recomendados, entre ellos se tienen: Concentración de cianuro, la presencia de oxígeno y pH, tiempo de residencia, velocidad de agitación y entre otros parámetros físicos y químicos, que son de gran importancia y que deben ser considerados, para que el proceso sea el más eficiente y llegue a los niveles más óptimos.

5.4.1.8 Anexos Guía de cianuración:



Figura 0.2: Muestra a trabajar.



Figura 0.3: Pulpa en un agitador mecánico.



Figura 0.4: Indicadores para medir el pH.



Figura 0.5: Cal agente alcalinizante.



Figura 0.6: Medición del pH.



Figura 0.7: Titulación a través de la pulpa obteniendo 30 ml.



Figura 0.8: Filtración de la pulpa con una cantidad de 30ml.



Figura 0.9: Titulación agregando nitrato de plata a 5ml de pulpa.



Figura 0.10: Muestras de 25ml cada una para determinar la cantidad de minerales valiosos.

5.4.1.9 Conclusiones:

- Existen algunos requerimientos para una buena disolución del oro, como la ausencia de especies mineralógicas que originen reacciones paralelas (que consumen el oxígeno y cianuro). Estas especies mineralógicas se conocen como minerales refractarios y afectan la extracción del oro, prolongando el tiempo de disolución y consumiendo grandes cantidades de reactivos.
- En la práctica se pudo evidenciar la presencia de mineral refractario, pues según la gráfica 5-3 la cantidad de oro disuelto, disminuye a partir de la segunda titulación. Es posible que la presencia de estas especies mineralógicas, haya afectado significativamente el proceso de extracción del oro, de tal forma que se obtuvieron licores poco enriquecidos de este metal valioso.
- Según los análisis químicos de laboratorio, la muestra tenía un alto contenido de cobre. El cobre, al compartir una distribución electrónica similar a la del oro, hace que el cianuro adsorba primero el cobre antes que el oro. Por tal razón es de vital importancia, realizar procesos de pretratamiento, con el fin de disminuir la refractariedad.
- El aumento en la concentración del cianuro, no genera un aumento en la velocidad de extracción del oro, al contrario, lo puede detener.
- Se debe mantener un pH entre 10.5 a 11.5, es decir mantener un equilibrio alcalino, para prevenir la hidrólisis (formación de un ácido a partir de una sal a través de la utilización de agua) del ion cianuro, además la alcalinidad de la solución, puede regular las tasas de disolución de oro y plata.
- A pesar de que se trabajó a temperatura ambiente, debe tenerse en cuenta que la temperatura afecta la reacción, la máxima temperatura que se debe alcanzar es de 85°C, superior a ella la cianuración no podrá cumplir su objetivo de la adsorción de los minerales valiosos.
- La cianuración requiere un porcentaje de oxígeno, para aumentar la cinética de la reacción, es por ello que se utilizó la agitación mecánica, la misma proporciona a la pulpa, un exceso de aire que permite la adecuada disolución de oro.
- Se desarrolló el paso a paso para poder realizar una cianuración en el laboratorio, indicando los diferentes cálculos, parámetros y recomendaciones a tener en cuenta, de esta manera los estudiantes podrán saber si están

realizando una adecuada práctica, a más de tener una idea más clara de la utilización del cianuro, para la recuperación del oro.

- Se elaboró una descripción de las diferentes lixiviaciones que se realiza en la industria minera, no solo para el oro, de esta manera los estudiantes sabrán, algunos métodos de aplicación del cianuro, según el tipo y cantidad de material que va a ser trabajado.

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Conclusiones:

- La elaboración de las guías prácticas para el laboratorio de minas de la Universidad del Azuay, enfocadas a cinco procesos metalúrgicos como son: Análisis granulométrico, trituración, molienda, flotación y cianuración, permitió, detallar diferentes procedimientos para que los estudiantes, tengan una idea general de cómo desarrollar sus prácticas, asociando los diferentes equipos que posee el laboratorio para cada proceso.
- Se alcanzó el objetivo principal de la guía, que es la elaboración de guías prácticas a partir de la evaluación de cinco ensayos metalúrgicos, fortaleciendo así el conocimiento teórico - práctico, además del reconocimiento del diferente equipamiento disponible en el laboratorio, para cada uno de los procesos metalúrgicos detallados en el trabajo.
- Se consiguió elaborar una descripción detallada y didáctica de la maquinaria que posee del laboratorio, de esta manera los estudiantes, podrán conocer la función de cada una de ellas en los diferentes procesos, las partes que las componen y su funcionamiento. Para de esta manera poderlas manipular y desarrollar las diferentes prácticas.
- Se consiguió desarrollar una explicación detallada del paso a paso en cada guía, enfocándose desde reglas de seguridad a tomar en cuenta en el laboratorio, hasta la explicación de los diferentes cálculos reflejados en cada una de ellas, de esta manera, los estudiantes podrán conocer si está siendo realizada de una manera adecuada un ensayo, a más de poder poner en práctica, los conocimientos teóricos aprendidos en clases, en los ensayos de laboratorio.
- A partir de los diferentes procesos de beneficio mineral que fueron detallados, para la obtención del oro como mineral de interés, se elaboró un diagrama de flujo de una planta modelo, en donde se visualiza la secuencia que debe pasar un material obtenido de mina, hasta llegar a obtener un mineral de interés. Este diagrama se lo puede visualizar en el Anexo 1, en donde se encuentra detallado diferentes procesos como: La conminución, concentración, cianuración, fundición, las mismas permiten llegar a obtener el oro. Este diagrama fue

elaborado, para que los estudiantes puedan tener una idea general, de cómo es el proceso de beneficio, en una planta de tratamiento mineral.

- Para conseguir resultados adecuados en el desarrollo de las prácticas, es necesario tomar ciertas observaciones como:
 - Corroborar si el laboratorio posee diferentes implementos como tamices, balanza, cuarteadores, reactivos, disponibilidad de maquinaria.
 - Conocer la granulometría, tipo y cantidad de material que puede ser utilizado, para desarrollar las diferentes prácticas, según la maquinaria que posee el laboratorio evitando así, generar contratiempos e inconvenientes a lo largo de los ensayos.
- La maquinaria expuesta es la que se usa comúnmente en una planta de beneficio mineral, y que posee el laboratorio, sin embargo, con el pasar del tiempo se van implementando nuevas tecnologías, que genera que cierta maquinaria no sea indispensable, reemplazándola por otras más modernas, menos contaminantes y de mayor capacidad. Un ejemplo de ello, es la mesa vibratoria, que se utiliza para la concentración gravimétrica, esta mesa ya no es indispensable, en vez de ella se pueden utilizar el jig, la espiral, que prestan el mismo efecto y pueden ser utilizados, para el beneficio de una gran cantidad de materiales a la vez.

Un elemento que está prohibido en la extracción del oro es el mercurio, es un elemento muy contaminante, tanto para el medio ambiente como para la salud, por ello en las plantas de tratamiento mineral ha sido reemplazado por el cianuro, que es menos contaminante, se puede aplicar a grandes cantidades de material a la vez y genera una mejor recuperación de alrededor del 90 al 95%.

- Se presentó un marco teórico para cada una de las guías en las cuales, se detalló de manera general los cinco procesos metalúrgicos, a nivel de la industria. De esta manera los estudiantes podrán conocer la diferente maquinaria que existe en la industria, y tener una idea general de los procesos que se realizan dentro del laboratorio.
- En cada una de las guías, se determinaron ciertas observaciones, recomendaciones, fuentes de error y conclusiones, a partir de las cuales los

estudiantes deberán prestar atención, para corroborar que los ensayos están siendo realizados de una manera adecuada.

- Se consiguió definir ciertas limitaciones en los ensayos metalúrgicos como en el proceso de flotación en donde:
 - Se debe analizar el tipo de colectores y espumantes que posee el laboratorio, para de esta manera adaptarlos, según la bibliografía y así obtener una mayor concentración de oro.
 - Visualizar e interpretar la diferente coloración que se da en el proceso, por ejemplo, de oscuro a claro, lo que quiere decir que no se está produciendo una adecuada flotación, se está extrayendo otro tipo de minerales como sílice y no oro que es el metal de interés.
 - A interpretar, si la cantidad de partes por millón en las colas fueran superiores al concentrado, significaría una flotación inadecuada, ya que no se produjo una recuperación superior a la unidad, teniendo que remitirse a la investigación, de si las dosificaciones de colectores y espumantes fueron adecuadas.
 - A caracterizar previamente la muestra para la elaboración del procedimiento, para conocer cuáles son las repercusiones o inconvenientes que pueden llegar a afectar la eficiencia del proceso.

Recomendaciones:

A partir de la elaboración de las guías, se determinó indicar en cada una de ellas, ciertas recomendaciones y observaciones que los estudiantes deben prestar atención, previo a realizar los diferentes ensayos. De esta manera los estudiantes podrán darse cuenta, si la elaboración de las prácticas se está realizando de una manera adecuada, o debe ser repetida.

A manera de resumen, se detallará una recomendación por cada guía, así los estudiantes tendrán, una idea general de ciertos parámetros a tomar en cuenta.

Entre algunas recomendaciones se encuentran:

- Previo a depositar el material por los diferentes tamices, se debe comprobar que los mismos se encuentren limpios, es decir sin ningún tipo de material ya que al momento de pesar cada uno de los tamices para los diferentes cálculos reflejarán errores.
- Antes de comenzar la práctica se debe asegurar que la cámara de la trituradora se encuentre limpia, es decir que no exista otro material diferente con el que se vaya a trabajar, para de esta manera obtener un producto final con las mismas características iniciales.
- Cada vez que se descargue el material del molino, se recomienda limpiar cada una de las bolas, ya que caso contrario el material puede quedar retenido, produciendo pérdidas, que en lo posterior afectará el cálculo de los diferentes parámetros.
- Al momento de terminar con la flotación se debe asegurar que nada quede en el recipiente, ya que, al momento de secar ese material, no brindará un adecuado análisis otorgado por el laboratorio.
- Para que la cantidad de nitrato de plata sea más exacta, se debe garantizar que una misma persona realice la titulación, debido a que cada persona al momento de distinguir el cambio en el color, tiene una perspectiva diferente.

BIBLIOGRAFÍA

- Alfaro Sironvalle, M. A. (2002). Introducción al Muestreo Minero, 1–82. Retrieved from <http://www.grupoavanti.com.pe/libros/16161813-Manual-de-Muestreo.pdf>
Consulta: 24 de Junio del 2016
- Bustamante, M. O. (2006). MINERALURGIA- Instituto de Minerales CIMEX, Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia, Página 1 de 36.
- Society, A., Methods, T., & Unidos, E. (2008). En relación a los tamices normalizados. Organization.
- Espinace Abarzúa , R., & Sanhueza Plaza, C. (2004). Texto Guía para la cátedra de mecánica de suelos. Santiago.Chile
- Bustamante, O., & Gaviria, A. (2002). Beneficio Y Flotación De Minerales En Minerales Industriales.Instituto de minerales CIMEX, Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia, 1–164.
- Emilio Andrea Blanco. (2011). Capítulo 7. Trituración. In Optimización de procesos en plantas industrilaes: Trituración y clasificación 1–80. Retrieved from http://ocw.unican.es/enseanzas-tecnicas/tecnologia-mineralurgica/materiales-de-clase-1/7._trituration.pdf. Consulta 9 de Junio del 2016
- Jos, E., Ortega, O., Juli, R., & Abril, T. (2005). Diseño y construcción de una trituradora de mandíbulas de excéntrica elevada. Tesis de Ingeniero Mecánico, Universidad Industrila de Santander. Bucaramanga, Colombia. 1–147.
- Centro Español de Metrología. (2013). M etrología. Ministerio de Industria, Energía, turismo Retrieved from http://www.cem.es/sites/default/files/procedimientodi-010comparadores_mecanicos.pdf. Consulta: 9 de Junio del 2016.
- Gustavo V., Barbosa-Canovas Enrique, Ortega-Rivas Pablo, J. (2005). Food Powders: Physical Properties, Processing, and Functionality (Kluwer Aca).New York,EEUU.
- Chillecce, A., & Rojas, A. (2012). Implementación del sistema experto en molinos para optimizar la molienda del circuito de cobre en la planta concentradora de sociedad minera cerro verde s.a.a. Tesis de ingeniero metalurgista y de materiales. Universidad Nacional del Centro del Peru. Huancayo, Peru. 1 - 189.

- Bustamante, M. O. (2006). Conminución de Minerales Trituración Y Molienda. Instituto de Minerales CIMEX, Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia.
- Amstrong, J. R., & Menon, R. (2001). Minas y canteras Capitulo 74. In Enciclopedia de seguridad y salud en el trabajo (pp. 1 – 63). Retrieved from <http://www.insht.es/InshtWeb/Contenidos/Documentacion/TextosOnline/EnciclopediaOIT/tomo3/74.pdf> .Consulta: 22 de Junio del 2016.
- Alcantara Valladares, J. R. (2008). Diseño practico de un molino de bolas. Tesis de Ingeniero Mecánico. Instituto Politecnico Nacional. Mexico D.F, Mexico 1-104.
- Austin, Leonard G. Conha, F. (1994). Diseño y simulación de circuitos de molienda y clasificación. Univerddad de Concepción, Concepcion Chile., 1 - 298.
- Bustamante Rua, O., Gaviria Cartagena, A. C., & Restrepo Baena, O. J. (2008). Notas de clase de la asignatura: Concentracion de minerales. Instituto de minerales CIMEX, Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia, 1–79.
- Bustamante Rua, O., Tobón Suárez, C., & Naranjo Gomez, D. M. (2012). Estudio de hidrofobicidad del oro nativo. *Dyna*, 79(175), Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia, 48-52.
- M. O. Bustamante & A. C. Gaviria. (2011). Generalidades de la flotación de oro. Instituto de minerales CIMEX, Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia.
- Cytec. (2002). Manual de productos químicos para minería . Estados Unidos 1-199.
- Ingeominas. (2010). Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas. Bogota .
- Maria, D., & Gomez, N. (2012). Flotacion Directa De Oro Nativo Grueso, Como Substituto De La Amalgamacion,. Tesis para la obtención del título de magister en ingeniería de materiales y procesos. Universidad Nacional de Colombia, Medellin, Colombia.

- Gaviria, ana C., Restrepo, O. J., & Bustamante, Moises O. (2007). Notas De Clase Programa De La Asignatura : Hidrometalurgia Aplicada Linea De Metales Preciosos. Instituto de minerales CIMEX, Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia, 1- 99.
- Logsdon, M. J., Hagelstein, K., & Mudder, T. I. (2001). The Management of Cyanide in Gold Extraction. Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente. Ottawa, Canada.1-41
- Barros, M., & Bustamante, P. (2013). El oro. Instituto de minerales CIMEX, Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia.1-23
- Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) . (2010). Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas. Bogota .
- Dr. Ing. Osvaldo Pavez. (2005). Apuntes de concentración de minerales II. Facultad de Ingeniería Departamento de Metalurgia, Universidad de Atacama, Atacama, Chile.

ANEXOS

Anexo 1: Diagrama de flujo de una planta de beneficio modelo.

Para la recuperación del oro como es el caso del trabajo de grado, se debe tener en cuenta ciertos parámetros como: el tipo de ocurrencia, su composición mineralógica, el tamaño de partícula. En base a estos parámetros, se tendrá una idea general sobre el porcentaje de mineral de interés a recuperar.

El diseño de un diagrama de flujo para la recuperación de oro, será descrito de manera general, detallando los procesos y la maquinaria, de esta manera se tendrá una idea general acerca del proceso de recuperación del oro, hasta llegar a obtener un lingote.

Para comenzar a desarrollar este diagrama, el primer proceso o fase a realizar es la conminución, la misma consiste en la reducción de tamaño de las partículas que contienen un mineral de interés, con el fin de: Liberar especies diseminadas, facilitar el manejo de sólidos. Obteniendo así un material fácil de trabajar en fases posteriores, para este proceso de reducción de tamaño, se aplican fuerzas de compresión, que llegan a superar la resistencia del mineral utilizando maquinaria como: Trituradora de mandíbulas, cono, martillo, rodillos, molinos de bolas, barras entre otros, a los cuales se debe enfrentar el material obtenido de la mina, para ser reducido de tamaño.

Este proceso será detallado a continuación, enfocado al diagrama de flujo modelo.

En primer lugar, se comienza por la reducción de tamaño de las partículas, la reducción se realiza en dos etapas, la trituración primaria (utilizando la trituradora de mandíbulas) y la trituración secundaria (utilizando una trituradora de cono). Entre estos dos procesos se implementará un equipo de clasificación (una criba de dos niveles), la cual separará el mineral en dos corrientes, una que no cumpla el tamaño deseado entre 162mm a 100mm (características de la trituradora de mandíbula planteada), será enviada nuevamente a la etapa de trituración primaria y la otra, con un tamaño adecuado, pasará a la etapa de trituración secundaria.

Posterior a la etapa de trituración secundaria (trituradora de conos), se implementará un equipo de clasificación (una criba de dos niveles), la cual separará el mineral en dos corrientes, una que no cumpla el tamaño deseado 100mm a 3mm (características de la trituradora de conos planteada), será enviada nuevamente a la etapa de trituración secundaria, y la otra con un tamaño adecuado pasará a la etapa de molienda.

A continuación de la etapa de conminución el material que ha sido reducido de tamaño, deberá pasar a la etapa de concentración, la misma recibe el material que ha alcanzado un buen grado de liberación (partículas de hasta máximo 3mm). La concentración permite eliminar minerales que no posean riqueza alguna, que generan costos de manejo y tratamiento como las gangas o minerales de rechazo, además permite separar oro grueso (mesa vibratoria), obteniendo así una primera recuperación. Entre los procesos de concentración se encuentra (concentración gravitacional, magnética, eléctrica, flotación). La maquinaria que se detalla a continuación en la elaboración del diagrama de flujo modelo, corresponde a la concentración gravitacional detallando: El hidrociclón, mesa vibratoria y la celda de flotación tipo Denver.

Terminada la etapa de la molienda se obtendrá una pulpa, que será enviada a un hidrociclón, en donde la pulpa se dividirá en dos corrientes, una con un tamaño adecuado (entre malla 48 y malla 270) será enviada a flotación y otra con un tamaño de partícula mayor, será enviada a una mesa vibratoria.

La mesa vibratoria se utiliza, para separar minerales de diferentes densidades, como será detallado en el anexo 2, en esta etapa se generarán tres corrientes: una corriente de concentrado (oro libre), otra corriente de medios y otra de colas (bajo contenido de oro), que serán retornadas al hidrociclón.

Luego de pasar por la mesa vibratoria, las corrientes de medios y colas serán enviadas al proceso de flotación, donde recibirán un pre tratamiento en un tanque acondicionador, ahí serán agregados y mezclados los reactivos, luego

la pulpa será llevada a un sistema de flotación, que está compuesto por tres celdas de flotación, que funcionarán de la siguiente manera.

La pulpa del tanque acondicionador, alimentará la primera celda de flotación Rougher (celda de flotación que recibe la pulpa, procedente del hidrociclón, en donde se obtiene un concentrado provisional, es decir con impurezas que deben ser tratadas), el concentrado de la misma será enviada a una celda de flotación Cleaner (se utiliza para eliminar la mayor cantidad de impurezas, del concentrado obtenido de la celda de flotación Rougher) y las colas de la celda de flotación Rougher serán enviadas a una celda de flotación Scavenger (recibe los relaves producto de la celda de flotación Rougher, hace flotar los sulfuros que no flotaron en la celda de flotación Rougher para su posterior tratamiento), el concentrado de la celda de flotación (Scavenger) será enviado a la celda de flotación (Rougher), repitiendo nuevamente el proceso y las colas de la celda de flotación (Scavenger) serán enviadas a una piscina de relaves, totalmente impermeable.

En cuanto a las colas de la celda de flotación (Cleaner), serán enviadas a la celda de flotación (Scavenger), mientras que el concentrado de la celda de flotación (Cleaner), será enviado a un hidrociclón, que dividirá la pulpa según su tamaño. La corriente con tamaños de partículas mayores a malla 200, pasaran a una etapa de remolienda, hasta obtener un tamaño adecuado (pasante malla 200), para el proceso de cianuración. La corriente con el tamaño adecuado será llevada directamente a los tanques de cianuración.

El siguiente proceso posterior a la flotación es la cianuración, que consiste en diluir los minerales auro-argentíferos (oro y plata), con una solución diluida de cianuro ya sea de calcio, sodio o potasio, (siendo más estable el de sodio y el de potasio, además que son más reactivos con el Au-Ag). La función del cianuro, es disolver el oro y la plata atrapada en los sulfuros, para el caso de este diagrama de flujo modelo.

El concentrado producto del proceso de cianuración, contiene minerales de interés disueltos, que deben ser enviados a una etapa de precipitación más conocida como cementación (proceso de precipitación de un metal, a partir de una solución acuosa), esta cementación para el oro, se consigue a partir del proceso de Merrill Crowe, el mismo consiste en llevar la solución cianurada a una torre de vacío, en donde será extraído el oxígeno de la solución, para luego agregar al concentrado polvo de zinc, obteniendo la siguiente ecuación: (Gaviria et al., 2007).



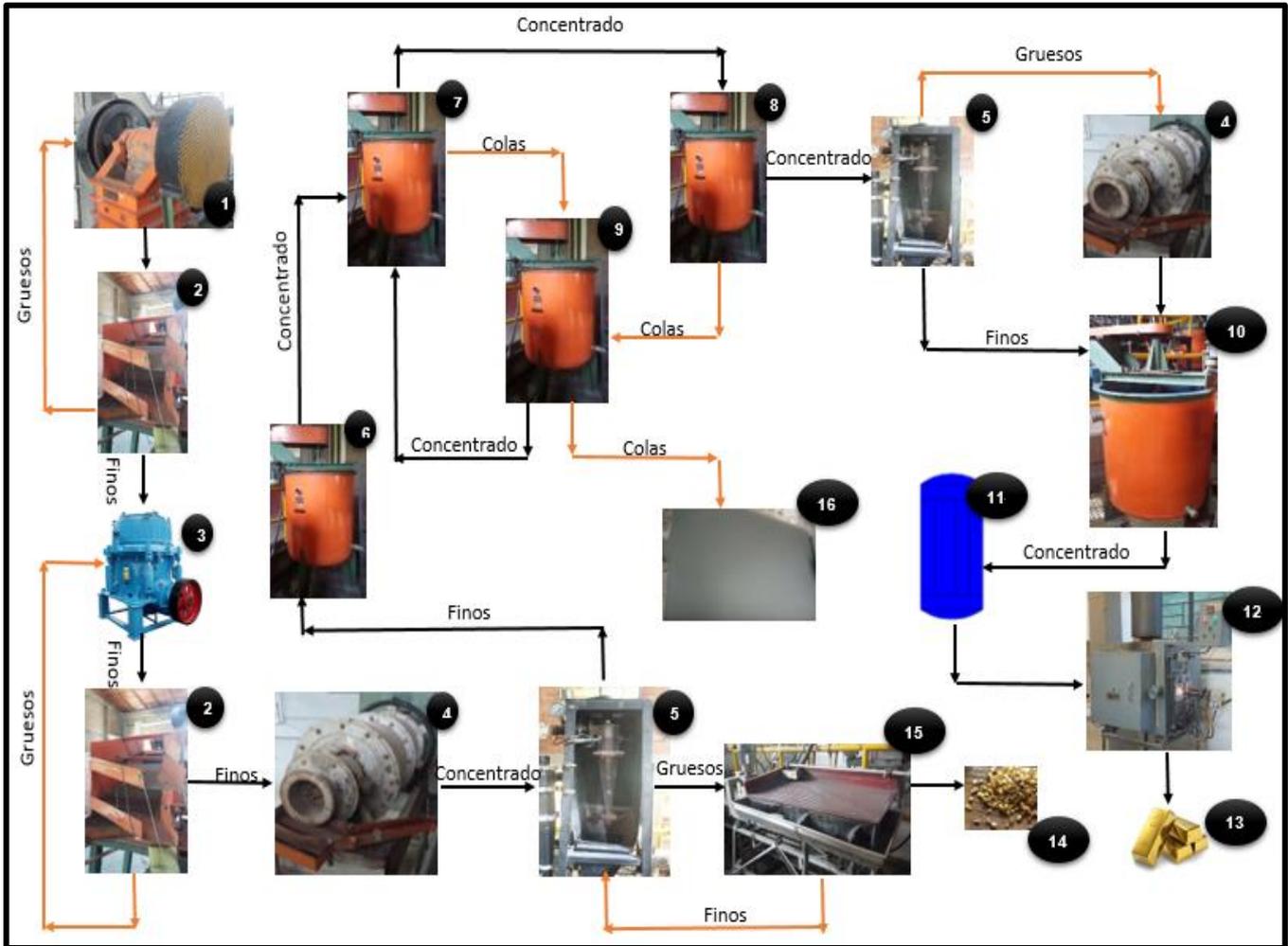
Donde el Zinc se oxida, entregando electrones que son captados por los átomos de oro y el oro se reduce sobre la partícula de Zinc (Gaviria et al., 2007).

Luego de la cementación, el precipitado será filtrado hasta llevarlo a la etapa de fundición.

El último proceso que se encuentra detallado en el diagrama de beneficio es la etapa de fundición, en donde el precipitado producto del proceso de Merrill Crowe, es mezclado con fundentes como el Borax (Borato de Sodio) o carbonato de Sodio, que permiten reducir el punto de fusión del precipitado, eliminando así metales que no representan un valor económico, para ello la mezcla ingresa a un horno a una temperatura promedio de 1000°C. y se recomienda fundir por un tiempo de dos horas. La solución por encima del horno es vaciada primero y se deja enfriar, ahí se encuentra la escoria o metales que no representan un valor económico, mientras que la solución que se encuentra al fondo del horno es donde se encuentra el oro, recordar que el oro posee una densidad de 19.3 g/cm³, siendo uno de los metales más pesados, por ende, se ubicará al fondo del horno para ser vertido y enfriado en moldes, obteniendo así el Dore (oro y plata).

El producto de la escoria, puede ser tratado posteriormente para recuperar algún mineral de interés y al Dore se le puede añadir ácido nítrico, para eliminar la plata y así obtener oro de mejor pureza.

A continuación, se detallará un diagrama de flujo con estas indicaciones.



Anexo 1(Figura 1 Diagrama de flujo de una planta modelo).

Descripción de los componentes del Diagrama de Flujo de una planta Piloto.

- 1. Trituradora de Mandíbulas.**
- 2. Criba.**
- 3. Trituradora de Conos.**
- 4. Molino de Bolas.**
- 5. Hidrociclón.**
- 6. Tanque Acondicionador.**
- 7. Celda de Flotación Rougher.**
- 8. Celda de Flotación Cleaner.**
- 9. Celda de Flotación Scavenger.**
- 10. Tanque de Cianuración.**
- 11. Torre al Vacío proceso de Merrill Crowe.**
- 12. Horno para la fundición.**
- 13. Lingote de Oro.**
- 14. Oro Grueso.**
- 15. Mesa Vibratoria.**
- 16. Relaves.**

Anexo 2: Hidrociclón, mesa vibratoria y separación magnética

En el beneficio mineral, en donde se enfoca la elaboración del trabajo de grado, el principal objetivo es la obtención o recuperación de un mineral de interés. Para conseguir este objetivo, existen varios métodos, uno de ellos es la concentración de minerales, la cual consiste en una separación inducida de especies presentes en un material, con el fin de que el mineral de interés quede separado en el mayor grado posible. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Para una mejor explicación, se expondrá a continuación una tabla con los diferentes métodos de concentración mineral, sumado a los equipos que se emplean en cada uno de ellos.

Anexo 2 Tabla 1 Diferentes métodos de concentración

Método de Concentración	Propiedades que utiliza para la separación	Equipos utilizados
Concentración Gravitacional	Diferencia de peso específico y velocidad de sedimentación de los minerales	Hidrociclón, Jig, Mesa vibratoria, espiral, entre otros
Concentración Magnética	Atracción o no frente a un imán o magneto	Separador magnético de tambor, separador magnético de rodillos, entre otros
Concentración eléctrica	Conductividad eléctrica	Separador eléctrico de alta densidad
Flotación espumante	Hidrofobicidad (repele el agua) del mineral	Celdas de flotación y columnas de flotación.

Fuente (Bustamante & Gaviria, 2002).

Los equipos de concentración gravitacional a indicar serán: el hidrociclón, mesa vibratoria y separación magnética, que serán detallados brevemente, para poder entender su funcionamiento y aplicación en el beneficio mineral.

Hidrociclón

El hidrociclón es un clasificador cuyo objetivo es la separación en suspensión de sólido – líquido, aunque hoy en día son utilizados tanto para la separación sólido – sólido, líquido - líquido, consiste en un recipiente de forma cónica, seguida por una cámara cilíndrica, el tubo de alimentación posee una entrada tangencial, por donde ingresa el material y permite un movimiento en forma de remolino, la parte superior del hidrociclón, presenta un orificio para la salida de material fino, y en la parte inferior existe un orificio, por donde es expulsado el material grueso. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

- Al ducto de alimentación se lo conoce como “feed”.
- Al ducto de salida por la parte superior, donde sale material fino se lo conoce como “vortex”.
- Al ducto de salida por la parte inferior del hidrociclón por donde sale el material grueso se lo conoce como “Apex”. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

Las partículas dentro del hidrociclón se ven afectadas por dos fuerzas opuestas, una de ellas es la fuerza centrífuga que actúa hacia el exterior y una fuerza de arrastre que actúa hacia el interior. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

La fuerza centrífuga se genera a través de una bomba y es enfocada hacia la entrada tangencial de la alimentación, generando de esta manera un movimiento en forma de remolino enfocado hacia la pulpa, para posteriormente poderla clasificar, además esta fuerza crea una zona de baja presión, a lo largo del eje vertical del hidrociclón, lo que produce un núcleo de aire, que a medida que la sección va disminuyendo, se genera una corriente interior que permite que un flujo ascienda, esto permite que el material fino pueda llegar al vortex. Bajo este concepto se sabe que las partículas dentro del

hidrociclón están sometidas a dos fuerzas opuestas: la fuerza centrífuga y la fuerza de arrastre. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

La fuerza centrífuga además de lo detallado previamente, acelera la velocidad de asentamiento de las partículas, de este modo las partículas se separan, de acuerdo a su tamaño y gravedad específica, las partículas de asentamiento más rápido se mueven hacia la pared del hidrociclón, donde la velocidad es más baja y emigran hacia el ápex o tubo de descarga que se encuentra en la parte inferior del hidrociclón.

Debido a la acción de la fuerza de arrastre, las partículas de asentamiento más lento, se mueven hacia la zona de baja presión a lo largo del eje del hidrociclón, y son transportadas hacia arriba, para ser descargadas a través del vortex o el tubo que se encuentra en la parte superior del hidrociclón. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

Para la determinación de la capacidad de un hidrociclón, es necesario enfocarse en algunas variables.

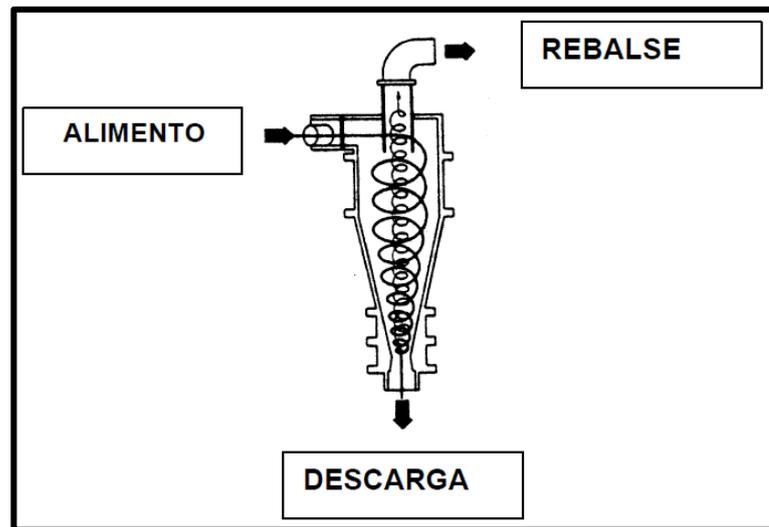
- Variables de diseño: Entre ellas se encuentran el tamaño del hidrociclón y los diámetros de alimentación.

El tamaño de corte del hidrociclón depende básicamente de su diámetro, por ende la separación de partículas pequeñas, requiere de hidrociclones pequeños, mientras que para separar partículas mayores es necesario, la utilización de hidrociclones de gran tamaño. (Bustamante & Gaviria, 2002).

- Parámetros del material: La propiedad del material que tiene mayor influencia en el comportamiento de un hidrociclón es la densidad del material, ya que el aumento de densidad, disminuye el tamaño de separación. (Bustamante & Gaviria, 2002).
- Perturbaciones: La principal perturbación en un hidrociclón es la distribución granulométrica de la alimentación, ya que la misma impide mantener un

tamaño de corte constante, afectando el resultado final. (Bustamante & Gaviria, 2002).

- La fracción en peso de la alimentación del hidrociclón, no debe exceder en un 50% el peso de los sólidos. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).



Anexos 2 Figura 1 Esquema de un hidrociclón.

Fuente: (Bustamante & Gaviria, 2002).

Mesa vibratoria

La mesa vibratoria o mesa de concentración, utiliza la densidad de las partículas minerales, para de esta manera poderlas separar en tres corrientes: concentrado, medios y colas.

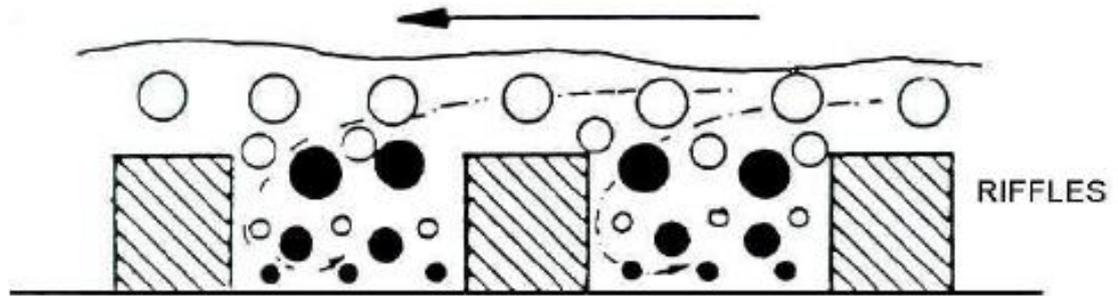
El material concentrado contiene minerales de mayor peso específico o tamaños grandes, que en el caso del trabajo de grado sería el oro libre y no necesitaría un tratamiento posterior. Los medios como su nombre lo indica poseen partículas de mediano tamaño y las colas se encuentran compuestas por partículas muy finas, pero podrían contener partículas muy finas de materiales pesados como el oro, por ende para el trabajo de investigación, el producto de los medios y las colas deberá ser tratado en procesos posteriores como la flotación, para de esta manera obtener una mayor recuperación de oro (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).

Para una mayor comprensión del funcionamiento de la mesa vibratoria, se partirá a través de un ejemplo: Cuando un material particulado se suspende en una columna de agua, el material de mayor peso específico o gravedad, ocupa la parte interior de la columna, este efecto es el responsable de que el material particulado, que viaja con la masa de agua en un plano inclinado como la mesa vibratoria, se segregue haciendo que las partículas de mayor densidad y mayor tamaño, vayan a capas inferiores, adquiriendo una velocidad más lenta, que las de menor densidad y menor tamaño. (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).

El diseño de la mesa vibratoria está compuesto por dos regiones una lisa y otra con riffles,

La región o superficie con riffles, se encuentra ubicada paralela al eje longitudinal, formando canales entre sí, que van disminuyendo en altura a medida que se aproximan al extremo lateral de la mesa, donde se encuentra la región lisa. Las partículas minerales que son depositadas en la mesa vibratoria sufren un movimiento horizontal asimétrico, producido por un motor, generando un desplazamiento de las partículas hacia adelante. (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).

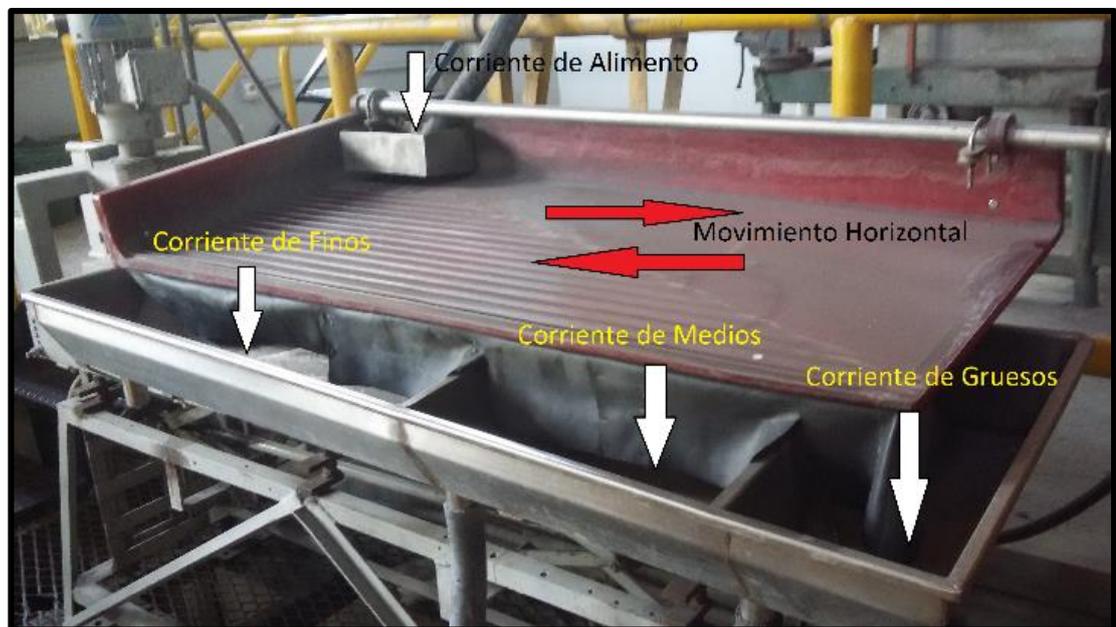
En los espacios entre los riffles, es donde se depositan los minerales pesados y los minerales livianos quedan más cercanos a la superficie, como se puede ver en la ilustración (2 del anexo 2), en donde las partículas de color negro es el material de mayor densidad, mientras que las partículas de color blanco es el material de baja densidad. La concentración final tiene lugar en la región lisa, donde es depositado el concentrado o partículas pesadas. (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).



Anexo 2 Figura 2 Distribución de partículas dentro de la mesa vibratoria.

Fuente: (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).

Para una mejor comprensión del concepto anterior, el material pesado o de mayor tamaño es conducido, a través de los riffles hacia el lado lateral de la mesa, mientras que el material liviano, es decir de mediano tamaño, supera estos canales y son expulsados por el lado frontal de la mesa, y los materiales muy finos son expulsados por el lado lateral izquierdo, como se puede ver en la ilustración (3 del anexo 2) (Mario Ballesteros Mejía (Ingeominas) , 2010).



Anexo 2 Figura 3 Funcionamiento de una mesa vibratoria.

Mecanismo para la separación de la mesa vibratoria

El material que posee partículas minerales de interés es depositado en la cámara de alimentación, para ser transferido a la mesa vibratoria que se encuentra en forma inclinada, acompañada con agua. Al momento que las partículas se encuentran con los riffles, las partículas pesadas quedan atrapadas dentro de los riffles, permitiendo que este material logre salir al lado lateral de la mesa lo que se conoce como concentrado, mientras que las partículas livianas, así sean de gran tamaño pasarán por encima de los riffles y serán depositadas al lado frontal de la mesa, lo que se conoce como colas y medios.

Variables operacionales de una mesa vibratoria son:

- Tipo de material de la superficie de la mesa.
- Forma y distribución de los riffles.
- Forma de la alimentación de la pulpa.
- Distribución del agua de lavado.
- Frecuencia entre: 230 a 280 pulsos por minuto.
- Inclinación de la mesa.
- La potencia del motor esta entre 0.75 a 1 Hp para mesas con capacidades de 0.6 toneladas de material procesar.

El tamaño máximo de las partículas tratadas en la mesa vibratoria es de 2 a 3mm y el tamaño mínimo es del orden de 75 micrones. (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).

Separación magnética

La separación magnética es una separación física de partículas, en la cual intervienen fuerzas: Magnéticas, de inercia, gravitacionales, centrífugas, atractivas, repulsivas. Estas combinaciones de fuerzas, determinan el desempeño del separador, además para una mayor efectividad de la separación, es necesario conocer la naturaleza de alimentación que viene dada por:

- Distribución de tamaños.
- Susceptibilidad magnética. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Los separadores magnéticos, aprovechan las propiedades magnéticas que poseen los minerales que conforman una mena, todos los materiales se alteran de alguna manera, al colocarlos en campos magnéticos, así sea poco notorio. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Cuando un objeto es colocado en un campo magnético, experimenta una inducción magnética. La susceptibilidad magnética es una pequeña constante positiva para los materiales paramagnéticos (atraen los campos magnéticos) y una pequeña constante negativa para los diamagnéticos (repelen campos magnéticos) y para los ferromagnéticos es variable, dependiendo en si del campo magnético aplicado. (Bustamante & Gaviria, 2002).

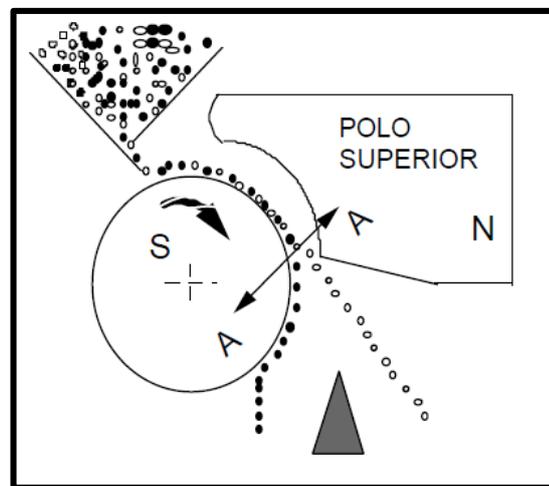
Los materiales paramagnéticos se pueden concentrar en los separadores magnéticos de alta densidad, entre los minerales paramagnéticos se encuentran: Rutilo, Wolframita, Pirrotina, Hematita, Níquel, Cobalto, Manganeso, Cromo, Titanio, Platino. (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).

El ferromagnetismo es un caso especial del paramagnetismo, los minerales ferromagnéticos tienen una alta susceptibilidad magnética, como su nombre lo indica, los minerales ferromagnéticos poseen hierro en su composición. (Bustamante & Gaviria, 2002).

Proceso de separación magnética

Algunos de los minerales suelen encontrarse acompañados de otros pesados, especialmente óxidos, silicatos de hierro y magnesio, que se concentran con metales de interés. Por medio de la separación o concentración gravitacional no pueden ser extraídos satisfactoriamente estas arenas negras como son conocidas, así que, para la remoción de estas arenas y la separación adecuada del mineral de interés, se debe recurrir a la separación magnética. (Bustamante & Gaviria, 2002).

La alimentación es recomendable que sea por vía seca para que las partículas individuales no se aglomeren, aunque también puede ser la alimentación por vía húmeda. Cuando se trabaja con partículas finas (75 micrones), la efectividad de la separación está dada por las corrientes de aire, adhesión partícula - partícula y adhesión partícula – rodillo. Todos los materiales caen sobre un rodillo inducido, entrando en contacto con campos magnéticos, las partículas son transportadas por el rodillo entrando en contacto con fuerzas del tipo magnético, gravitacional, centrífugas y de fricción, como se muestra en el siguiente esquema. (Bustamante & Gaviria, 2002).



Anexo 2 Figura 4 Funcionamiento de un separador magnético.

Fuente: (Bustamante & Gaviria, 2002).

Los principales usos de la separación magnética son: La separación de fragmentos metálicos, procesos de concentración y purificación magnética.

Existen varios tipos de separadores magnéticos a continuación se detallarán separadores magnéticos que operan como concentradores, tanto en vía húmeda como en vía seca. (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).

Separadores magnéticos por vía húmeda: Aquí se encuentra el separador de tambor, se utiliza para la concentración de hierro, también se encuentran los separadores magnéticos de alta densidad, que permiten la separación de minerales débilmente magnéticos. (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).

Separadores magnéticos por vía seca: Entre ellos se encuentra el separador magnético de banda transversal, el cual atrapa los materiales magnéticos y los retira de la alimentación, esta banda transversal es utilizada para concentrar por ejemplo wolframita.

Sus principales aplicaciones son:

- Recuperación de minerales finos no magnéticos, a partir de relaves magnéticos molidos.
- Concentración de minerales magnéticos a partir de minerales magnéticos.

También entre estos separadores magnéticos de vía seca, se encuentra los separadores magnéticos de rodillo, aquí el material tratado debe ser seco, tener un flujo uniforme, con un rango granulométrico de malla 8 a malla 150. (Dr. Ing. Osvaldo Pavez, 2005).