

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**REDUCCIÓN DE TAMAÑO EN CIRCUITO ABIERTO DE
LA LATERITA FERRUGINOSA, SECTOR EL MENITO,
ESTADO ZULIA.**

Trabajo especial de grado
Presentado ante la ilustre
Universidad Central de Venezuela para
optar al título de Ingeniero de Minas
Por los Brs.
Maiolino C, Ramsés J.
Navas C, Héctor A.

Caracas, Noviembre 2004

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

REDUCCIÓN DE TAMAÑO EN CIRCUITO ABIERTO DE LA LATERITA FERRUGINOSA, SECTOR EL MENITO, ESTADO ZULIA.

TUTOR ACADEMICO PROF(A): MARTIZ, Mónica
CO-TUTOR PROF. GARCIA, Manuel
CO-TUTOR PROF. DI YORIO, Carlo

Trabajo especial de grado
Presentado ante la ilustre
Universidad Central de Venezuela para
optar al título de Ingeniero de Minas
Por los Brs.
Maiolino Carrera, Ramsés José
Navas Casadiego, Héctor Armando

Caracas, Noviembre 2004

Caracas, Noviembre del 2004

Los abajo firmantes, miembros del Jurado designado por el Consejo de Escuela de Geología, Minas y Geofísica, para evaluar el Trabajo Especial de Grado presentado por los Bachilleres Navas, Héctor y Maiolino Ramsés, titulado:

**REDUCCIÓN DE TAMAÑO EN CIRCUITO ABIERTO DE LA
LATERITA FERRUGINOSA, SECTOR EL MENITO, ESTADO
ZULIA.**

Consideran que el mismo cumple con los requisitos exigidos por el plan de estudios conducente al título de Ingeniero de Minas, y lo declaran APROBADO.

Prof. CASTILLEJO, Miguel
Jurado

Prof. CHACON, Luis
Jurado

Prof. MARTIZ, Mónica
Tutor

Prof. GARCIA, Manuel
Co-Tutor

Prof. DI YORIO, Carlo
Co-Tutor

DEDICATORIA

A mis padres a quien debo la vida y lo que soy

. . . Héctor A. Navas C.

DEDICATORIA

Primeramente a Dios y a mis padres, Luís Emilio Maiolino y Xiomara Carrera de Maiolino, por darme el don de la vida y apoyarme siempre.

A mis hermanos; Luigi y Mariana, por confiar y creer en mí, quererme, apoyarme y alentarme cada día con sus actos.

A mis abuelos, Emilio Maiolino (†), Alicia Oviedo de Maiolino, Jesús Ramón Carrera e Iris Maggiolo de Carrera, por haberme dado la oportunidad de tener la bella familia que hoy conservo; de corazón dios les de mucha vida, gracias.

A ti, Ingrid Urbina (Mene), por haberme dado la oportunidad de disfrutar durante este tiempo de una vida con color, aventura y mucho amor. Y por nunca dejar que mis ánimos decayeran en algunos momentos de mi vida. A ti que lograste llevarte mi corazón.

En general a toda mi familia, por estar allí en todo momento, los quiero mucho, a todos ustedes mil gracias.

A la Familia Urbina-Delgado; Sr. Pedro, Sra. Talma, Verónica, Sra. Fina, José Alejandro, las Carlas, en general a todos de corazón, mil gracias por estar allí.

A todos mis amigos y a todas aquellas personas que han creído en mí y han contribuido en la culminación de este trabajo, de corazón un millón de gracias.

... A Dios, a la vida y el amor.

AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Central de Venezuela, Patrimonio Mundial y Natural de la Humanidad, por habernos brindado la oportunidad de formar parte de esta gran familia *Ucevista* y gozar de todos los beneficios que ello implica.

A los Profesores de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica y en especial a los del Departamento de Ingeniería de Minas, Facultad de Ingeniería de la Universidad Central de Venezuela, por la disposición al dialogo entre profesores-alumnos y dedicación a la enseñanza en búsqueda de la mejora continua; en especial a los profesores Alex Villanueva y Alba Castillo.

A la Directora de la Escuela Profesora Mónica Martiz, por concedernos parte de su valioso tiempo y compartir gran parte de sus conocimientos en pro de una mejora continua en este trabajo de investigación.

A Manuel García y Omar Goddeliet, por el apoyo incondicional prestado a nosotros y en general a todos los alumnos del Departamento de Minas.

Al Prof. Carlo DiYorio y a todo el Departamento de Metalurgia Química de la Escuela de Metalurgia, en especial a los compañeros del cilindro.

A Maria Teresa y Eunices, por todo el apoyo y la comprensión brindada a nosotros, y muy especialmente a todo los alumnos del Departamento, “*mil gracias bellas damas*”.

Y en general a muchos colaboradores como: Profesor Ricardo Alezones, Ingeniero Douglas Castillo, Ingeniero Gustavo Nieto, Profesor José Romero del IMME, Bachiller Angélica Mantilla Pasante del IMME, Bachiller Yubrini Punce.

En fin a todo el personal de los Departamentos de Minas, Geología y Metalurgia Química de la Universidad Central de Venezuela por su abierta cooperación extendida.

.....*Millones de Gracias.*

Maiolino C, Ramsés, Navas C, Héctor A.

**REDUCCIÓN DE TAMAÑO EN CIRCUITO ABIERTO DE LA
LATERITA FERRUGINOSA, SECTOR EL MENITO, ESTADO
ZULIA.**

**Tutor Académico Prof. (a): Mónica, Martiz. Co-Tutor Prof. Manuel, García.
Co-Tutor Prof. Carlo, Di Yorio. Tesis. Caracas, U.C.V. Facultad de Ingeniería.
Escuela de Geología, Minas y Geofísica (Departamento de Minas). 2004,
Nº 212 de Pág.**

Palabras Claves: Beneficio Mineral, Trituración, Molienda, Menas de Hierro, Caracterización, Análisis de Tamaño de Partículas.

RESUMEN. La empresa Granzón Menito, S.A. ubicada en el sector El Menito, Estado Zulia, extrae por explotación a Cielo Abierto un mineral utilizado como corrector de hierro en el proceso de clinkerización del cemento, con propiedades granulométricas establecidas entre 0,6 – 3,2 cm.

Para cumplir con las expectativas del mercado la empresa realiza un proceso básico de clasificación granulométrica. En las operaciones de transporte en la mina se utilizan tractores, cargadores frontales y camiones de acarreo, y para su comercialización se transporta en gandolas. Las reservas probadas se evaluaron en una superficie de 142,51 hectáreas, en el orden de 48.330.187 toneladas de laterita ferruginosa.

Basándose en estas características de la mena se estudio adecuar los circuitos de reducción de tamaño a escalas de laboratorio y piloto, a fin de direccionar las estrategias de comercialización de la empresa, y así dar cumplimiento a las perspectivas de ampliación del mercado a industrias metalúrgicas, de pinturas y de caucho, en donde las etapas de concentración del mineral de hierro juegan un importante papel.

Dicho objetivo se logró caracterizando química, física y mineralógicamente la mena, seguidamente fue sometida a trituración primaria, clasificación granulométrica,

trituration secundaria y finalmente a la molienda en una unidad de molienda en húmedo Hardinge.

Finalmente se alcanzó controlar los parámetros del equipo para obtener resultados con un porcentaje retenido acumulado entre las mallas de abertura +0.15 y -0.04 mm de 88,6% de material por la descarga superior en la prueba 8, cumpliendo con los objetivos plateados en esta investigación.

INDICE

INTRODUCCIÓN	19
OBJETIVO GENERAL	20
OBJETIVOS ESPECÍFICOS	20
CAPITULO I: GENERALIDADES	21
1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	21
1.2 EL HIERRO.....	23
<i>1.2.1 Estructura</i>	24
<i>1.2.2 Aplicaciones</i>	25
<i>1.2.3 Compuestos</i>	25
<i>1.2.4 Aleaciones férreas</i>	26
<i>1.2.5 Acero</i>	27
<i>1.2.6 Reservas mundiales de Hierro</i>	28
<i>1.2.7 Producción mundial del Hierro</i>	29
<i>1.2.8 Demanda mundial del Hierro</i>	29
<i>1.2.9 Exportaciones mundiales de mineral de Hierro</i>	30
<i>1.2.10 Importaciones mundiales de mineral de Hierro</i>	30
<i>1.2.11 Precios</i>	32
<i>1.2.12 Mercado nacional</i>	33
1.3 ÁREA DE ESTUDIO.....	34
<i>1.3.1 Ubicación y acceso del área.</i>	34
1.4 GEOLOGÍA	37
<i>1.4.1 Geología Regional</i>	37
<i>1.4.2 Geología Local</i>	39
<i>1.4.3 Minería (Granzón Menito, S.A.)</i>	47
CAPITULO II: MARCO TEÓRICO	52
2.1 MUESTREO DE MINERALES.....	52
<i>2.1.1 Métodos de muestreo.</i>	53

2.1.2 <i>Términos básicos.</i>	54
2.1.3 <i>Métodos y dispositivos de muestreo en laboratorio.</i>	54
2.1.4 <i>Obtención de muestras para ensayos.</i>	59
2.2 PREPARACIÓN MECÁNICA	61
2.2.1 <i>Operaciones de Fragmentación</i>	62
2.2.2 <i>Trituración</i>	64
2.2.3 <i>Molienda</i>	70
2.2.4 <i>Relaciones Energía – Tamaño de Partícula</i>	75
2.2.6 <i>Operaciones de Separación por Tamaño</i>	77
CAPITULO III: DESARROLLO EXPERIMENTAL	89
3.1 METODOLOGÍA.....	89
3.1.1 <i>Preparación de las Muestras</i>	89
3.2 CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA DE MINERAL DE HIERRO.....	91
3.2.1 <i>Caracterización Química.</i>	91
3.2.2 <i>Caracterización Física.</i>	95
3.2.3 <i>Caracterización Mineralógica</i>	101
3.3 <i>Trituración Primaria</i>	103
3.4 <i>Análisis de eficiencia de cribado</i>	107
3.5 <i>Trituración Secundaria</i>	110
3.6 <i>Trituración Terciaria</i>	112
CAPITULO IV MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN	116
4.1 UNIDAD DE MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN HARDINGE	116
4.1.1 <i>Componentes de la Unidad Hardinge</i>	116
4.1.2 <i>Operación general de la unidad de molienda en húmedo</i>	125
4.2 ESTUDIO DE MOLIENDABILIDAD.....	128
4.2.1 <i>Ensayos de moliendabilidad en molino cilíndrico (Sistema Discontinuo)</i>	128
4.2.3 <i>Ensayos molino tronco-cónico</i>	137

CAPITULO V: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS	178
CONCLUSIONES	190
RECOMENDACIONES	192
ANEXOS	196
A. MUESTREO	196
B. MÉTODO ZIMMERMANN- REINHARDT.....	198
C. DIFRACTOMETRO DE RAYOS X BRUKER D8 ADVANCE	200
D. MICROGRÁFICAS.	201
E. INSTRUCCIONES PARA LA INSTALACIÓN Y OPERACIÓN DEL “OIDO ELECTRICO” HARDINGE (*) CONTROL POR SONIDO	207

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. 1 Situación relativa regional	35
Figura 1. 2 Sector El Menito Edo. Zulia.	35
Figura 1. 3 Poligonal de las concesiones Espamagna I y II.....	36
Figura 1. 4 Mapa Geológico Escala 1:5.000	41
Figura 1. 5 Unidades Litológicas	42
Figura 1. 6 Columna litoestratigráfica generalizada	43
Figura 1. 7 Corte característico de un yacimiento de Laterita Ferruginosa	45
Figura 1. 8 Vista Lateral de las operaciones de manejo de material en áreas de desarrollo.....	48
Figura 1. 9 Camiones utilizados en el acarreo dentro de la mina Granzón Menito S.A.	49
Figura 1. 10 Carga de gandolas encargadas del transporte del producto fuera de la concesión.....	50
Figura 2. 1 Paño Roleador.....	55
Figura 2. 2 Esquema de operación en método Cono y Cuarteo.....	56
Figura 2. 3 Representación del paleo fraccionado verdadero.	57
Figura 2. 4 Representación del paleo fraccionado 1	57
Figura 2. 5 Representación del paleo alternado.	58
Figura 2. 6 Cuarteador Jones o partidor de Rifle.	58
Figura 2. 7 a) Esquema de trituradora tipo Blake. b) Corte esquemático de una trituradora tipo Blake.	66
Figura 2. 8 Vista parcial del interior de una trituradora de cilindros lisos Hazemag..	68
Figura 2. 9 Esquema de fuerzas de las trituradoras de cilindros lisos.....	68
Figura 2. 10 Tipos de molinos según la forma del tambor: A) cilíndrico-cónico, B) cilíndrico corto, C) cilíndrico alargado y tabular	71
Figura 2. 11 Dinámica de las cargas según el grado de llenado.	73
Figura 3. 1 Esquema del Desarrollo Experimental	90
Figura 3. 2 Detalle de los tamaños de trozos iniciales	91

Figura 3. 3 Microscopio Leitz-Wetzlar.....	99
Figura 3. 4 Microscopia malla 100.	100
Figura 3. 5 Grado de liberación.....	101
Figura 3. 6 Gráfica difracción de Rayos X	102
Figura 3. 7 Trituradora primaria usada	104
Figura 3. 8 Pila formada luego de trituración primaria.....	105
Figura 3. 9 Gráfica de distribución granulométrica trituración primaria.....	106
Figura 3. 10 Gráfica de distribución granulométrica de los productos de la criba ...	109
Figura 3. 11 Trituradora secundaria.....	110
Figura 3. 12 Boca de alimentación de trituradora de rodillos.....	110
Figura 3. 13 Gráfico material trituración secundaria	111
Figura 3. 14 Gráfico material trituración terciaria	113
Figura 3. 15 Comparación cabeza de molienda con trituración terciaria.....	113
Figura 3. 16 Pila cabeza de molienda.....	114
Figura 3. 17 Gráfico material cabeza de molienda	115
Figura 4. 1 Unidad de Molienda y Clasificación <i>HARDINGE</i>	116
Figura 4. 2 Vista frontal y posterior del alimentador Hardinge	118
Figura 4. 3 Detalle de la puerta en “v” a la salida del alimentador.....	120
Figura 4. 4 Detalle del interior del molino.....	120
Figura 4. 5 Molino Hardinge.....	121
Figura 4. 6 Clasificador Hardinge.....	122
Figura 4. 7 Detalle del mecanismo de rotación del clasificador	123
Figura 4. 8 Diagrama de distribución granulométrica molino cilíndrico.....	131
Figura 4. 9 Distribución granulométrica molino tronco-cónico.....	136
Figura 4. 10 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C).....	139
Figura 4. 11 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C).....	140
Figura 4. 12 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C).....	141
Figura 4. 13 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).....	142
Figura 4. 14 Distribución granulométrica ensayo 5 (D.S.C).....	143
Figura 4. 15 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).....	145

Figura 4. 16 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).....	146
Figura 4. 17 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).....	147
Figura 4. 18 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).....	148
Figura 4. 19 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).....	150
Figura 4. 20 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).....	151
Figura 4. 21 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).....	152
Figura 4. 22 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).....	153
Figura 4. 23 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).....	155
Figura 4. 24 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).....	156
Figura 4. 25 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).....	157
Figura 4. 26 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).....	158
Figura 4. 27 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).....	160
Figura 4. 28 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).....	161
Figura 4. 29 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).....	162
Figura 4. 30 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).....	163
Figura 4. 31 Distribución granulométrica ensayo 5 (D.S.C.).....	164
Figura 4. 32 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).....	166
Figura 4. 33 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).....	167
Figura 4. 34 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).....	168
Figura 4. 35 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).....	170
Figura 4. 36 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).....	172
Figura 4. 37 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).....	174
Figura 4. 38 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).....	175
Figura 4. 39 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).....	176
Figura 4. 40 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).....	177
Figura 5. 1 Distribución granulométrica de trituración primaria.....	180
Figura 5. 2 Distribución granulométrica clasificación.....	181
Figura 5. 3 Distribución granulométrica trituración secundaria.....	182
Figura 5. 4 comparaciones de la cabeza de molienda con trituración terciaria.....	183

ÍNDICE DE TABLAS

TABLA 1. 1 Reservas mundiales del mineral de hierro para el año 2001	28
TABLA 1. 2 Demanda mundial de mineral de Hierro.....	29
TABLA 1. 3 Exportación de Venezuela de mineral de Hierro	31
TABLA 1. 4 Importación a nivel mundial del mineral de Hierro.....	32
TABLA 1. 5 Coordenadas de los vértices referidos al sistema U.T.M.....	36
TABLA 1. 6 Características generalizadas de los equipos de transporte	50
TABLA 1. 7 Parámetros de producción en Granzón Menito S.A.	51
TABLA 2. 1 Comparación entre la resistencia a la fragmentación y la dureza mineralógica.....	62
TABLA 2. 2 Clasificación de los Procesos de Trituración.....	65
TABLA 2. 3 Clasificación de los Molinos según varios autores.....	72
TABLA 2. 4 % Promedio de Velocidad Crítica.	74
TABLA 2. 5 Requerimientos de energía por eventos de fractura de un sólido, según Kick.....	82
TABLA 3. 1 Determinación de la normalidad en la solución de Permanganato.....	93
TABLA 3. 2 % de Fe ₂ O ₃ retenido en cada malla del 1er. cribado en húmedo.....	94
TABLA 3. 3 % de Fe ₂ O ₃ retenido en cada malla del 2er. cribado en seco.....	94
TABLA 3. 4 Porcentaje de humedad de la muestra.....	96
TABLA 3. 5 Pérdidas en gramos y porcentaje por el tamizado en húmedo.....	98
TABLA 3. 6 Conteo de granos	100
TABLA 3. 7 Difracción de Rayos X (porcentajes presentes en la muestra).....	103
TABLA 3. 8 Ensayo granulométrico trituración primaria.....	106
TABLA 3. 9 Ensayo granulométrico material rechazo de la criba.....	107
TABLA 3. 10 Ensayos preliminares de eficiencia del cribado.....	108
TABLA 3. 11 Ensayo granulométrico material fino pasante de la criba.....	109
TABLA 3. 12 Ensayo granulométrico material trituración secundaria	111
TABLA 3. 13 Ensayo granulométrico material trituración terciaria	112
TABLA 3. 14 Ensayo granulométrico cabeza de molienda.....	115

TABLA 4. 1 Densidad de la pulpa para obtener buena molienda	127
TABLA 4. 2 Ensayos de moliendabilidad (5 minutos).....	129
TABLA 4. 3 Ensayos de Moliendabilidad (10 minutos)	130
TABLA 4. 4 Ensayos de moliendabilidad (15 minutos).....	130
TABLA 4. 5 Resumen del valor de K Molino cilíndrico.....	132
TABLA 4. 6 Ensayos de moliendabilidad (2 minutos).....	133
TABLA 4. 7 Ensayos de moliendabilidad (5 minutos).....	133
TABLA 4. 8 Consumo de Energía del Molino	134
TABLA 4. 9 Resumen del valor de K Molino cilíndrico.....	135
TABLA 4. 10 Resumen de pruebas	137
TABLA 4. 11 Variación de los principales factores que afectan la molienda prueba 1	138
TABLA 4. 12 Prueba 1 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador	138
TABLA 4. 13 Prueba 1 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador	139
TABLA 4. 14 Prueba 1 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	140
TABLA 4. 15 Prueba 1 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.	141
TABLA 4. 16 Prueba 1 ensayo 5 gruesos descarga superior del clasificador.	142
TABLA 4. 17 Ensayo granulométrico Prueba 1 finos.	143
TABLA 4. 18 Variación de los principales factores que afectan la molienda prueba 2.	144
TABLA 4. 19 Prueba 2 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.	144
TABLA 4. 20 Prueba 2 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.	145
TABLA 4. 21 Prueba 2 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	146
TABLA 4. 22 Prueba 2 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.	147
TABLA 4. 23 Ensayo granulométrico Prueba 2 finos.	148
TABLA 4. 24 Variación de los principales factores que afectan la molienda prueba 3	149
TABLA 4. 25 Prueba 3 Ensayo 1 Circuito abierto gruesos	149
TABLA 4. 26 Prueba 3 Ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.....	150
TABLA 4. 27 Prueba 3 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	151

TABLA 4. 28 Prueba 3 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.	152
TABLA 4. 29 Ensayo granulométrico prueba 3 finos.	153
TABLA 4. 30 Variación de los principales factores que afectan la molienda.	154
TABLA 4. 31 Prueba 4 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.	154
TABLA 4. 32 Prueba 4 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.	155
TABLA 4. 33 Prueba 4 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	156
TABLA 4. 34 Prueba 4 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.	157
TABLA 4. 35 Ensayo granulométrico prueba 4 finos.	158
TABLA 4. 36 Prueba 5 Duración 50 min.	159
TABLA 4. 37 Prueba 5 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.	159
TABLA 4. 38 Prueba 5 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.	160
TABLA 4. 39 Prueba 5 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	161
TABLA 4. 40 Prueba 5 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.	162
TABLA 4. 41 Prueba 5 ensayo 5 gruesos descarga superior del clasificador.	163
TABLA 4. 42 Prueba 5 finos.	164
TABLA 4. 43 Prueba 6 Duración 60 min.	165
TABLA 4. 44 Prueba 6 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.	165
TABLA 4. 45 Prueba 6 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.	166
TABLA 4. 46 Prueba 6 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	167
TABLA 4. 47 Prueba 6 finos.	168
TABLA 4. 48 Prueba 7 Duración 60 min.	169
TABLA 4. 49 Prueba 7 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.	169
TABLA 4. 50 Prueba 7 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.	170
TABLA 4. 51 Prueba 7 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	171
TABLA 4. 52 Prueba 7 finos.	172
TABLA 4. 53 Prueba 8 Duración 40 min.	173
TABLA 4. 54 Prueba 8 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.	173
TABLA 4. 55 Prueba 8 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.	174
TABLA 4. 56 Prueba 8 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.	175
TABLA 4. 57 Prueba 8 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.	176

TABLA 4. 58 Ensayo granulométrico 2 Prueba 8 finos.	177
TABLA 5. 1 Eficiencia de la clasificación.	180
TABLA 5. 2 Ensayo 1 prueba 1.....	185
TABLA 5. 3 Prueba 8 ensayo 4	189

INTRODUCCIÓN

En la actualidad, prácticamente no existe un mineral que, tal como se extrae naturalmente, pueda ser utilizado directamente para su conversión en un producto final, es por ello que es necesario someter a los minerales a preparativos físicos y/o químicos, lo cual se define como procesamiento de minerales.

Esta preparación consiste básicamente, en una serie de diversas operaciones de reducción de tamaño de la mena, que a su vez pueden dividirse según la naturaleza de las partículas y el orden de fracturas del mineral, realizando la preparación en procesos sucesivos de trituración y molienda, respectivamente. El objetivo principal de dicha preparación es liberar el material útil de la ganga y adecuar el tamaño de las partículas para su procesamiento en subsiguientes etapas.

El desarrollo de los objetivos del trabajo abarca un contenido que se inicia con el planteamiento del problema seguido de las generalidades sobre el hierro y de la mena a tratar, se describe la geología del yacimiento, ubicación geográfica, características del mismo, descripción de la empresa y de sus actividades de extracción y manejo.

Para determinar la alternativa más favorable se procedió a conocer las características físicas, mineralógicas y químicas de la laterita ferruginosa. Se realizaron ensayos granulométricos al producto de la trituración primaria con el fin de relacionarlo con la trituración secundaria y obtener las relaciones de reducción de tamaño, se aplicaron principios de clasificación con la intención de no producir sobretriturados y generar polvo.

Luego de realizada la trituración primaria y practicados los ensayos previos de trituración secundaria, se fijó el circuito mas recomendable de reducción de tamaño se estableció una clasificación por medio de una criba antes de la trituración

secundaria, para constituir la cabeza de molienda con los productos de la trituración secundaria y el pasante de la criba.

Posterior a la puesta en marcha del equipo de molienda en húmedo se ejecutaron los ensayos de moliendabilidad de la mena, primero en el molino cilíndrico de laboratorio y luego en el molino tronco-cónico de un equipo Hardinge. Para establecer la razón de alimentación recomendada y obtener los resultados de molienda esperados, seguidamente los ensayos determinaron las variables de molienda favorables a fin de afinar el proceso de molienda en húmedo en el equipo Hardinge.

OBJETIVO GENERAL

- Establecer el proceso mas adecuado, a través de las etapas de trituración, molienda y clasificación de la laterita ferruginosa proveniente del sector El Menito, Estado Zulia, con el fin de obtener un género en condiciones favorables para realizar las etapas subsiguientes de concentración.

OBJETIVOS ESPECÍFICOS

- Conocer las características físicas, mineralógicas y químicas de la laterita ferruginosa.
- Establecer las condiciones de operación para la preparación mecánica de la muestra a escala de laboratorio, trituración, molienda y clasificación tipo (Batch).
- Determinar los parámetros de funcionamiento del circuito de molienda y clasificación en planta piloto.
- Evaluar la efectividad de los procesos de reducción de tamaño y clasificación del mineral de Hierro proveniente del sector el Menito.
- Definir el circuito óptimo para proporcionar un material acorde a las cabezas de concentración.

CAPITULO I: GENERALIDADES

1.1 Planteamiento del problema

Los yacimientos lateríticos representan las reservas más grandes del mundo de Fe, Al, Mn, Ni y Co. Las génesis de estos depósitos minerales y la meteorización involucradas producen espesores considerables de suelos residuales, con concentraciones favorables para ser explotados y constituyen yacimientos sumamente rentables, sobre los cuales se puede afianzar una industria siderúrgica o cualquier otra que necesite de una mena metalífera con características específicas.

Este es el caso particular del Sector El Menito, Edo Zulia, en el cual aflora un depósito de considerable potencia de laterita ferruginosa, la cual actualmente es explotada, con el fin de suplir las exigencias de un mercado específico. Es utilizado como modificador en las mezclas de materias primas necesarias para la fabricación de cemento con una granulometría entre 2,54 – 6,35 cm. (2.5”-1”).

Al norte de Venezuela, se conocen algunos depósitos de mena ferrífera, siendo el más conocido en la zona occidental del país el área de Tinaquillo, Estado Cojedes. La extracción efectuada en esta región no ha sido permanente, debido a la gran remoción de material estéril, siendo importante destacar que ha transcurrido de manera intermitente.

Ha sido esa intermitencia de la producción de mena de hierro en la región occidental una de las razones por las cuales, según estudios realizados por la empresa Ingeniería Caura (2000), sobre el yacimiento en el informe “Caracterización económica del yacimiento de laterita ferruginosa de las concesiones Espamagna I y II”, se explican claramente las ventajas económicas del yacimiento, y sus altas probabilidades de éxito económico en el desarrollo de la zona occidental del país.

Basándose en la localización geográfica de la mina y el tipo de minería que se desarrolla, el beneficio de la laterita ferruginosa en la zona de El Menito, permitiría aumentar el aprovechamiento de los recursos minerales existentes y ofrecer el suministro confiable a un parque industrial que demande de este tipo de materia prima, en la región occidental del país con beneficios tecnológicos, sociales extrapolables a nivel nacional.

Estos lineamientos aportan ventajas a la empresa Granzón Menito S.A. encargada de la explotación de las concesiones mencionadas para la comercialización del producto de hierro en la zona; con la posibilidad de ampliar el mercado a empresas siderúrgicas, de pinturas, de caucho, que incentiven las inversiones locales en estos rubros.

Se han realizado estudios del comportamiento del mineral de hierro proveniente del sector El Menito, Edo. Zulia en las operaciones de preparación y concentración, en el informe técnico realizado por Ingeniería Caura en el año 2000 para la empresa Granzón Menito S.A. y actualmente hay en progreso trabajos de investigación en la Escuela de Metalurgia de la Universidad Central de Venezuela. En función de esto la presente investigación aspira a ordenar la información y ampliar el conocimiento sobre la mena en cuestión, con el fin de diseñar una metodología que puede ser desarrollada a escala semi-industrial para el establecimiento de un tratamiento que alcance un producto final competitivo en el ámbito industrial.

Dadas estas consideraciones, la investigación propone la generación de datos exploratorios y experimentales, a fin de adecuar los circuitos de reducción de tamaño a escala de laboratorio y piloto, obteniendo un mineral de hierro apto para lograr una concentración favorablemente rentable, a fin de direccionar las estrategias de comercialización de la empresa Granzón Menito S.A.

La generación de información en todas las etapas del proceso de preparación mecánica de la laterita ferruginosa en el laboratorio, permitirá un ajuste de los circuitos de procesamiento a la variabilidad del material y sus correcciones al establecimiento de una planta piloto, en especial la reducción de tamaño es de gran relevancia, para un mejor manejo de material en las etapas subsiguientes del proceso de beneficio mineral.

1.2 El Hierro

El hierro fue descubierto en la prehistoria. Era utilizado como adorno y para fabricar armas. El objeto más antiguo existente, es un grupo de cuentas oxidadas encontrado en Egipto, que data del 4000 A.C. El término arqueológico edad del hierro se aplica sólo al periodo en que se extiende la utilización y el trabajo del hierro.

El procesado moderno del hierro no comenzó en Europa central hasta la mitad del siglo XIV. El hierro, debido a su abundancia y a sus propiedades químicas, se ha convertido en uno de los metales más usados en la civilización actual. Incluso, se puede combinar con otros metales para formar nuevos compuestos con diferentes propiedades, denominados “aleaciones”.

El hierro es un elemento metálico, magnético, maleable, de color blanco plateado. Tiene número atómico 26, es uno de los elementos de transición del sistema periódico. También, es uno de los elementos metálicos más abundantes en el planeta. Constituye aproximadamente el 4.5% de la corteza terrestre. Generalmente es hallado en forma de óxidos magnetita (Fe_3O_4), hematita (Fe_2O_3), u óxidos hidratados limonita ($\text{Fe}_2\text{O}_3 + n\text{H}_2\text{O}$) También existen pequeñas cantidades de hierro combinadas con aguas naturales, en las plantas, además es un componente de la sangre.

El hierro puro tiene una dureza que oscila entre 4 y 5. Es blando, maleable y dúctil. Se magnetiza fácilmente a temperatura ordinaria, y es difícil magnetizarlo en caliente. A unos 790 °C desaparecen las propiedades magnéticas.

El punto de fusión del hierro, es de unos 1.535 °C, y el punto de ebullición de 2.750 °C. La densidad relativa de este metal es de 7,86. Su masa atómica es 55,847.

Químicamente el hierro es un metal activo. Se combina con los halógenos (flúor, cloro, bromo, yodo y astato) y con el azufre, fósforo, carbono y silicio. Desplaza al hidrógeno de la mayoría de los ácidos débiles. Arde con oxígeno formando tetróxido triferroso (óxido ferrosferroso), Fe_3O_4 .

1.2.1 Estructura

Los óxidos de hierro poseen una estructura cúbica centrada en el cuerpo, a temperaturas normales; a temperaturas más altas, tiene una estructura cúbica centrada en la cara.

En su forma de acero, el hierro contiene una pequeña cantidad de carbono. Los átomos de carbono son menores que los átomos de hierro y, a temperaturas altas, se encajan en los espacios abiertos de la estructura centrada en la cara. Cuando el hierro se enfría, adquiere una forma cúbica centrada en el cuerpo. De esa forma, los átomos de carbono no pueden colocarse en los espacios más pequeños. Entonces, la red cristalina del hierro se distorsiona, debido al tamaño tan grande de los átomos de carbono, o el carbono se separa del hierro como carburo de hierro, Fe_3C .

Los cristales de acero existen en muchos tamaños y formas. La estructura final del cristal está determinada por el porcentaje del hierro y la rapidez de enfriamiento. Estas diferencias en la estructura cristalina, le dan la gran versatilidad que tiene el acero como un material industrial.

1.2.2 Aplicaciones.

El hierro puro, preparado por la electrólisis de una disolución de sulfato de hierro (II), tiene un uso limitado. El hierro comercial contiene invariablemente pequeñas cantidades de carbono y otras impurezas que alteran sus propiedades físicas, éstas pueden mejorarse añadiendo más carbono y otros elementos de aleación.

La mayor parte del hierro se utiliza en formas sometidas a un tratamiento especial, como hierro forjado, hierro colado y acero. Comercialmente, el hierro puro se utiliza para hacer láminas metálicas galvanizadas y electroimanes. Los compuestos de hierro se usan en medicina para el tratamiento de la anemia. Las principales menas de hierro son utilizadas como correctores en la fabricación del clinker por la industria del cemento. En la industria de la pintura también es empleado como colorante.

1.2.3 Compuestos

Los compuestos de hierro se oxidan fácilmente El compuesto más importante de hierro es el sulfato de hierro, FeSO_4 , que normalmente existe en forma de cristales verde pálido y contienen siete moléculas de agua. Se obtiene en grandes cantidades como subproducto al limpiar el hierro con baño químico, y se utiliza como mordiente en el teñido, para obtener tónicos medicinales y para fabricar tinta y pigmentos.

El óxido de hierro (III), un polvo rojo amorfo, se obtiene tratando sales de hierro (III) con una base, y también oxidando pirita. Se utiliza como pigmento, y se denomina rojo de hierro o rojo veneciano. También se usa como abrasivo para pulir y como medio magnetizable de cintas y discos magnéticos. El cloruro de hierro (III), que se obtiene en forma de cristales brillantes de color verde oscuro al calentar hierro con cloro, se utiliza en medicina y como una disolución alcohólica llamada tintura de hierro.

Los iones de hierro (II) y hierro (III) se combinan con los cianuros para formar compuestos de coordinación. El hexaciano-ferrato (II) de hierro (III) o ferrocianuro férrico, $\text{Fe}_4[\text{Fe}(\text{CN})_6]_3$, es un sólido amorfo azul oscuro formado por la reacción de hexaciano-ferrato (II) de potasio con una sal de hierro (III) y se conoce como azul de Prusia. Se usa como pigmento en pintura y como añil en el lavado de ropa para corregir el tinte amarillento dejado por las sales de hierro (II) en el agua. El hexaciano-ferrato (III) de potasio, $\text{K}_3\text{Fe}(\text{CN})_6$, llamado prusiato rojo, se obtiene del hexaciano-ferrato (III) de hierro (II), $\text{Fe}_3[\text{Fe}(\text{CN})_6]_2$. A éste se le llama también azul de Turnbull y se usa para procesar el papel de calco.

1.2.4 Aleaciones férreas

Una aleación, es una sustancia compuesta por dos o más metales. Las aleaciones, al igual que los metales puros, poseen brillo metálico y conducen bien el calor y la electricidad. El acero de carbono simple contiene aproximadamente un 0,5% de manganeso, hasta un 0,8% de carbono, y el resto de hierro.

Con frecuencia las propiedades de las aleaciones son muy distintas a las de sus elementos constituyentes, algunas de ellas como la fuerza y la resistencia a la corrosión, pueden ser considerablemente mayores que en los metales por separado. Por esta razón, se suelen utilizar más las aleaciones que los metales puros.

El acero es más resistente y más duro que el hierro forjado, que es prácticamente hierro puro, y se usa en cantidades mucho mayores. Los aceros aleados, que son mezclas de acero con metales como cromo, manganeso, molibdeno, níquel, volframio y vanadio, son más resistentes y duros que el acero en sí, y muchos de ellos son también más resistentes a la corrosión que el hierro o el acero.

Para soportar esas temperaturas y reducir el peso total, se han desarrollado aleaciones ligeras y de gran resistencia hechas de aluminio, berilio y titanio. Para resistir el calor generado al entrar en la atmósfera de la Tierra, en los vehículos espaciales se están utilizando aleaciones que contienen metales como el tántalo, niobio, volframio, cobalto y níquel.

1.2.5 Acero

Los aceros son aleaciones Fe-C con concentraciones apreciables de otros elementos. Las propiedades mecánicas dependen del contenido en C (<1%).

Pueden ser:

- *Aceros bajos en carbono (<0.25% C)*. La microestructura consiste en ferrita y perlita, son blandos, poco resistentes, dúctiles, tenaces y de fácil mecanizado.
- *Aceros de alta resistencia y baja aleación (HSLA)*. Contienen elementos como Cu, V, Ni, Mo en un total inferior al 10%; son más resistentes mecánicamente que los aceros bajos al carbono y más resistentes a la corrosión.
- *Aceros medios en carbono (0.25-0.6% C)*. Pueden tratarse térmicamente mediante austenización, temple y revenido para mejorar sus propiedades mecánicas. Suelen emplearse con microestructura de martensita revenida. La adición de Cr, Ni, Mo mejora su capacidad para ser tratados térmicamente.
- *Aceros inoxidables*. Resisten la corrosión en muchos ambientes, especialmente en la atmósfera. El principal elemento componente es el cromo (>11%).
- *Aceros altos en carbono (0.6-1.4% C)*. Son más duros, resistentes y menos dúctiles que los otros aceros al carbono. Se utilizan templados y revenidos, son muy resistentes al desgaste y aptos para lograr forma de herramientas de corte.

1.2.6 Reservas mundiales de Hierro

Las reservas mundiales de mineral de hierro totalizaron 140.000 MMTM para el año 2001, siendo el continente europeo el que posee mayores reservas, con un total de 58.800 MMTM, lo que representa el 42% del total y Asia el segundo continente que posee grandes reservas de mineral de hierro, con un total de 27.800 MMTM (19,86%) China tiene reservas de 25.000 MMTM, es decir, 17,9% del total. Venezuela cuenta con el 3,17% del total mundial de mineral de hierro (tabla 1.1), lo que la ubica en el octavo lugar de los países con mayor cantidad de reservas.

TABLA 1. 1 Reservas mundiales del mineral de hierro para el año 2001

Continentes y Países	Reservas [MMTM]	%	Reservas Base	Continentes y Países	Reservas [MMTM]	%	Reservas Base
<i>América</i>	<i>20631</i>	<i>14,7</i>	<i>52596</i>	<i>África</i>	<i>1700</i>	<i>1,2</i>	<i>3800</i>
Brasil	7600	5,4	19000	África del Sur	1000	0,7	2300
Estados Unidos	6900	4,9	15000	Mauritania	700	0,5	1500
<i>Venezuela</i>	<i>4431</i>	<i>3,2</i>	<i>14696</i>	<i>Asia</i>	<i>27800</i>	<i>19,9</i>	<i>56200</i>
Canadá	1700	1,2	3900	China	25000	17,9	50000
<i>Europa</i>	<i>58800</i>	<i>42,0</i>	<i>132800</i>	India	2800	2,0	6200
Rusia	25000	17,9	56000	<i>Oceania</i>	<i>18000</i>	<i>12,9</i>	<i>40000</i>
Ucrania	22000	15,7	50000	Australia	18000	12,9	40000
Kazakhstan	8300	5,9	19000	<i>Otros</i>	<i>13069</i>	<i>9,3</i>	<i>24604</i>
Suecia	3500	2,5	7800	Total	140000	100,0	310000

Fuente: Anuario Estadístico Minero del 2001.

1.2.7 Producción mundial del Hierro

La producción mundial de mineral de hierro se concentra en cuatro países (Brasil, Australia, Ex – URSS y China), lo que representa el 68,98% de la producción mundial. Venezuela tiene una participación del 1,81% del total, pero a pesar de su bajo aporte, representa el décimo país productor de mineral de hierro.

1.2.8 Demanda mundial del Hierro

La demanda mundial de mineral de hierro (tabla 1.2) registró una tasa de crecimiento interanual de 1,65% en el periodo 1993 – 1999. Este crecimiento fue el resultado de una mayor demanda en el año 1997, tanto para 1998 como para 1999 hubo un descenso de 2,43% respectivamente debido principalmente a una menor demanda en los EEUU y de los países que conforman el continente Europeo.

En el 2000 se nota una recuperación de la demanda al incrementarse esta en un 9,41%, debido al aumento en la producción de principales países productores (Brasil, Ex - URSS, Australia), a pesar del descenso en la producción de China. Para el año 2001 ocurre un descenso de 2,72%, debido a la menor demanda de Estados Unidos y del continente europeo.

TABLA 1. 2 Demanda mundial de mineral de Hierro.

Demanda Mundial (MMTM)				
Año	Producción	Exportación	Importación	Demanda
1996	886,97	432,80	429,80	883,97
1997	922,42	472,50	469,40	919,32
1998	904,27	459,10	451,80	896,97
1999	882,69	441,10	433,60	875,19
2000	960,65	489,95	486,90	957,60
2001	931,42	477,80	477,90	931,52

Fuente: MEM, Anuario Estadístico Minero 2001.

1.2.9 Exportaciones mundiales de mineral de Hierro

Para 1997, las exportaciones de hierro tuvieron un aumento de 9,17% con respecto a 1996, al pasar de 432,8 a 472,5 MMTM. En el año de 1999, las exportaciones mundiales disminuyeron 4,15% en este caso Australia fue el beneficiado por la rápida recuperación de los demandantes asiático. Con respecto al año 2000 hubo un incremento del 11,07% de las exportaciones mundiales, donde el aumento se reparte entre Brasil y Australia.

Este aumento se ve afectado para el año 2001 donde hubo una caída del 2,48% de las exportaciones, a pesar que la tendencia de los exportadores en menor escala sea la de incrementar su exportación. Brasil tuvo una disminución de 4,4 MMTM lo que produjo este descenso. El comportamiento de las exportaciones mundiales entre 1996 y 2001 se muestra en la tabla 1.3.

1.2.10 Importaciones mundiales de mineral de Hierro

En el año de 1997, en términos de volúmenes las importaciones aumentaron para China (11,2 MMTM) y para Alemania (6,6 MMTM), lo que condujeron a un aumento de 9,21% en las importaciones mundiales respecto a 1996. Para 1998 hubo un descenso de 3,75% debido a la disminución de los requerimientos de mineral de hierro para el continente Asiático. Este descenso continuó su tendencia con 4,03% para 1998, cambiando de participantes porque en este caso la disminución fue debido a la recesión de Alemania con 7,6 MMTM menos en su consumo, a pesar del aumento en las importaciones de Asia. En el año 2000 ocurre el mayor consumo de mineral de hierro, lo que se manifiesta con un aumento del 12,29% en las importaciones en el ámbito mundial. Para el 2001 ocurre un descenso de 1,85% en las importaciones mundiales, como producto del decaimiento del consumo de Europa y Norte América. (tabla 1.4).

TABLA 1. 3 Exportación de Venezuela de mineral de Hierro

Exportación Venezolana de Mineral de Hierro por Países (TM)						
Continentes y Países	1996	1997	1998	1999	2000	2001
Norte América	1982826	2163763	638217	131204	348699	22090
Estados Unidos	1982826	2163763	638217	131204	348699	22090
América Latina	788912	702006	792190	97210	21010	-
Colombia	67121	31700	45552	18700	21010	-
Argentina	-	69454	-	-	-	-
México	104182	-	82359	-	-	-
Puerto Rico	-	-	-	-	-	-
Trinidad y Tobago	617609	600852	664279	78510	-	-
Europa Occidental	4554371	3819700	4971697	4764007	4495956	4486085
Bélgica	497602	599412	986646	763304	751341	350832
España	449423	302800	743033	860519	757825	775160
Francia	342480	212100	-	-	-	-
Holanda	852009	604734	999734	10590400	1003400	1193063
Inglaterra	1629305	1430278	1673254	1773411	1573406	1450440
Italia	731545	670376	569030	307733	409984	480100
Portugal	52007	-	-	-	-	-
Hamburgo	-	-	-	-	-	236490
Europa Oriental	816138	1262175	1064686	169105	652867	1168080
Croacia	-	-	-	-	139322	-
Polonia	-	-	57500	-	-	-
Bulgaria	578957	544375	256319	169105	85745	428980
Ex Yugoslavia	13000	-	-	-	-	-
Rumania	224181	717800	750867	-	427800	739100
Asia	1387073	224181	1136622	1452560	1364796	1181039
Japón	1091650		988022	1161960	1204696	868500
China	295423		148600	290600	160100	312539
<i>Total</i>	<i>9529320</i>	<i>9320421</i>	<i>8603412</i>	<i>6614086</i>	<i>6883328</i>	<i>6857294</i>

Fuente: anuario Estadístico Minero del 2001.

TABLA 1. 4 Importación a nivel mundial del mineral de Hierro

Importación Mundial de Mineral de Hierro (MMTM)						
Países	1996	1997	1998	1999	2000	2001
América	34,30	35,30	35,50	32,20	33,50	26,50
Canadá	6,90	7,10	7,20	7,30	6,50	5,90
Estados Unidos	18,40	18,60	16,90	14,30	15,70	10,70
Argentina	4,90	5,30	5,40	4,50	5,40	4,50
México	2,20	2,80	4,00	3,90	3,20	2,10
Otros	1,90	1,80	2,00	2,20	2,70	3,30
Europa	148,60	157,20	156,50	137,70	158,10	130,40
Bélgica,Luxemburgo	13,00	11,20	13,50	12,10	11,60	9,80
España	1,20	0,10	0,00	0,00	0,00	0,00
Francia	18,40	20,20	19,80	20,20	19,70	16,70
Alemania	39,80	46,40	46,80	39,20	47,60	40,10
Italia	16,00	16,70	15,70	15,60	17,60	15,80
Reino Unido	20,40	21,00	20,80	17,00	16,70	15,40
Otros	39,80	41,60	39,90	33,60	44,90	32,60
África	30,60	32,60	33,60	32,10	32,60	34,60
África del Sur	19,30	20,70	22,10	21,10	21,40	23,50
Mauritania	11,20	11,70	11,40	11,00	11,10	10,10
Otros	0,10	0,20	0,10	0,00	0,10	1,00
Asia	215,30	241,70	224,90	230,40	261,70	285,40
China	43,90	55,10	51,80	55,30	70,00	92,30
Corea	34,80	38,60	33,60	35,50	39,00	46,50
India	1,40	0,80	0,60	0,70	0,50	0,30
Japón	119,20	126,60	120,80	120,10	131,70	126,30
Otros	16,00	20,60	18,10	18,80	20,50	20,00
Oceanía	1,00	2,30	1,30	1,20	1,00	1,00
Australia	1,00	2,30	1,30	1,20	1,00	1,00
Total Mundial	429,80	469,40	451,80	433,60	486,90	477,90

Fuente: Anuario Estadístico Minero del 2001.

1.2.11 Precios

Durante los años 1996, 1997, 1998 en el ámbito mundial se ha observado una tendencia creciente en los precios del mineral de hierro. Esta tendencia se ve afectada en el año 1999 con un descenso significativo del 10,21% debido a la recesión económica ocurrida durante ese año. En el año 2000 la disminución continúa con 1,84%, ocurriendo una recuperación del 3,68% para el año 2001. Según las estimaciones para lo que va del año 2002 la tendencia es de una baja de 7,05% en el precio mundial del mineral de hierro.

1.2.12 Mercado nacional

Las reservas probadas para el año 2001 en Venezuela totalizan 1097,5 MMTM respecto a mineral de hierro de alto tenor (64,58% de Fe) y 1996,1 MMTM para mineral de hierro de bajo tenor (41,84 % de Fe). La tendencia de la producción ha sido a la baja desde el año 1997 hasta 1999, registrándose una baja de 15,11% con respecto a 1998. Las razones principales de este decrecimiento fueron la reducción del nivel de ventas, tanto internas como externas, entre otras razones. Para el año 2000 hubo un aumento del 23% en la producción donde el principal aporte de este ascenso fue por el yacimiento San Isidro.

En el 2001 hubo un descenso de 2,59 % debido a la disminución de la producción de San Isidro, a pesar que en Los Barrancos se incrementó la producción en 52,45 % respecto al año 2000. Según la serie histórica de la industria del mineral de hierro en Venezuela, que comprende el periodo 1991- 2001, se observa un aumento progresivo hasta el año 1998, de las ventas internas del mineral de hierro.

Para 1997 se observa un descenso de 4%, esta situación se repite, tanto para el año 1998 (con -4,88%) como para el año 1999 (4,92%), lo que se debió a que tanto Fior de Venezuela como Felsiven dejaron de realizar compras a nivel interna. Para el año 2000 ocurre un cambio brusco en esta tendencia, ya que se incrementan las ventas internas en un 38,12% como producto de las compras por parte de C.V.G Sidor el cual contribuye con el consumo del 44,94% del total de las ventas internas.

Las ventas internas para el año 2001 bajaron un 11,99% con respecto a las ventas del 2000, debido a una recesión general por parte de los compradores. La tendencia general de las exportaciones Venezolanas del mineral de hierro es a la baja, según la serie histórica desde 1994 hasta 1999. Registrándose una caída de -23,12% para el año 1999. En el 2000 las exportaciones mejoran con un incremento de 4,07%, para volver a la baja en el año 2001 con un descenso de 0,38%.

1.3 Área de estudio

El hierro, el metal mas usado en nuestra civilización industrial, ha sido concentrado naturalmente en muchas regiones del mundo por meteorización. Por ejemplo, en Venezuela se reconocen algunos depósitos, siendo el más conocido el que se ubica en el área de Tinaquillo, Estado Cojedes. La extracción efectuada en esta zona no ha sido permanente, debido a la gran remoción de material estéril, siendo de gran importancia destacar que en el país, este tipo de yacimientos no ha sido estudiado sistemáticamente. En la actualidad en la Costa Oriental del Estado Zulia, se localiza un sitio donde se reconocen y ejecutan exploraciones geológicas para la evaluación de laterita ferruginosa.

1.3.1 Ubicación y acceso del área.

Las muestras objeto de este estudio, provienen de las áreas de producción de los yacimientos de laterita ferruginosa correspondientes a las concesiones Espamagna I y Espamagna II, ambas propiedades de la empresa Granzón Menito, S.A.

La empresa se encuentra ubicada en el Municipio Lagunillas, Carretera Lara-Zulia Km. 74 en dirección sureste de la ciudad de Maracaibo, entre la estación de servicio El Cordobés y Palma Soriana, Ciudad Ojeda, Estado Zulia en la figura 1.1 se aprecia la ubicación relativa de la zona en estudio y en la figura 1.2 el sector El Menito; en la hacienda La Esperanza, propiedad de Granzón Menito S.A., con una superficie total de 770 hectáreas. Ver coordenadas de los vértices referidos al sistema U.T.M en la tabla N° 1.5 y la figura 1.3

Figura 1. 1 Situación relativa regional



Fuente: Cartografía Nacional, 1983

Figura 1. 2 Sector El Menito Edo. Zulia.



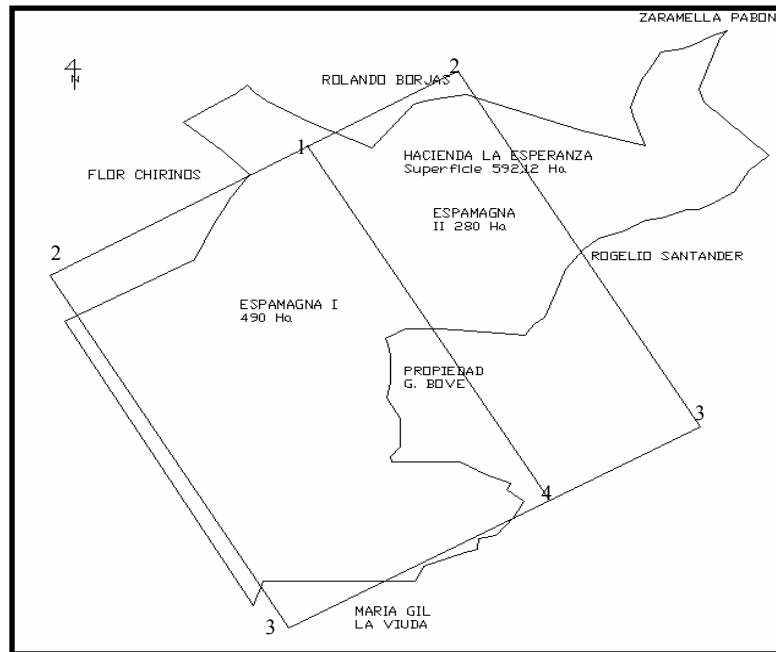
Fuente: Cartografía Nacional, 1983

TABLA 1. 5 Coordenadas de los vértices referidos al sistema U.T.M

CONCESIÓN	VERTICE	COORDENADAS U.T.M	
		NORTE	ESTE
ESPAMAGNA I	1	1.129.310,13	261.343,54
	2	1.128.435,13	259.828,00
	3	1.130.860,00	258.428,00
	4	1.131.735,00	259.943,54
			<i>SUPERFICIE: 490 HECTAREAS</i>
ESPAMAGNA II	1	1.131.735,00	259.943,54
	2	1.132.235,00	260.809,57
	3	1.129.810,00	262.209,57
	4	1.129.310,13	261.343,54
			<i>SUPERFICIE: 280 HECTAREAS</i>
<i>SUPERFICIE TOTAL: 770 HECTAREAS</i>			

Fuente: Granzón Menito, S.A.

Figura 1. 3 Poligonal de las concesiones Espamagna I y II



Fuente: Granzón Menito, S.A.

1.4 Geología

1.4.1 Geología Regional

Bonazzi (1967) indicaba que ciertos suelos de los llanos venezolanos sufren un proceso de laterización cuyo producto final es la formación de una costra ferruginosa sobre regiones tropicales extensas, tanto en Venezuela, Guyana y tal vez Brasil.

Esta costra, formada por compuestos de hierro, impide la penetración de las raíces de las plantas para tomar nutrientes del suelo, y produce en consecuencia la esterilidad de los mismos.

El mio-plioceno suele estar caracterizado por una sedimentación extensa y rápida dentro de ambientes continentales a próximos costeros. La sedimentación representa el desarrollo de la cuenca de antepais asociadas al levantamiento de Perijá y de Los Andes, por ello la geología regional del sector El Menito, estará representada por 6 rasgos geológicos característicos como lo son:

- *Formación Mene Grande*: Van Raandshoven (1951). Edad Eoceno Superior. La Formación Mene Grande yace concordante y transicionalmente sobre la Formación Paují. El tope está truncado, quedando la formación en discordancia bajo la Formación Isnotú. Esta unidad formacional se extiende desde Campo Mene Grande, distrito Baralt, estado Zulia. La formación se compone fundamentalmente de areniscas gris oscuro en capas delgadas y lutitas negras, menciona también lentes de calizas orbitoidales. En los afloramientos, la formación se presenta bastante diaclasada y oxidada. El espesor de la Formación Mene Grande es variable con espesores de 75 a 475 m.

- *Formación Lagunillas*: Sutton (1942). Edad Mioceno. La formación se compone fundamentalmente de la intercalación de lutitas, arcillas, arenas, areniscas más consolidadas y algunos lignitos. El espesor de la Formación Lagunillas es variable entre 450 y 900 m respectivamente.

- *Formación la Puerta*: Sutton (1946) y Young (1960). Edad Mioceno Superior. Esta Formación esta dividida en tres Miembros: El superior de arcillas rojas llamado Miembro Timoteo; el Miembro Playa con arenas grises, arcillas y subgrauvacas en la parte media y el Miembro Poro, de arcillas moteadas de rojo y gris en la parte inferior. El espesor de la Formación La Puerta en el subsuelo del Lago de Maracaibo es variable entre 170 y 700 m. Los fósiles son escasos con microfósiles de aguas salobres y con restos de peces.

- *Plioceno sin diferenciar*: En ambas zonas costeras del lago de Maracaibo, afloran formaciones jóvenes de carácter no marino que se encuentran de forma transicional sobre la Formación La Villa; algunos sugieren una edad Plioceno Inferior por lo menos, por correlación a larga distancia con la Formación san Gregorio de Falcón, la cual se refiere a las capas de Onia. El ambiente sugerido en esta región del lago es fluvio – lacustre con lagunas litorales, se considera que se encuentran localmente concordantes y en otros lugares discordantes sobre la parte superior de la Formación La Puerta.

- *Formación El Milagro*: Graff (1969). Edad Pleistocena. La Formación se constituye en la parte inferior por arenas friables, finas a gruesas muy micáceas, de color crema a pardo rojizo y limos micáceos de colores gris claro, interestratificadas con arcillas arenosas, rojas y pardas amarillentas, con estructuras de derrumbe. El espesor de la Formación El Milagro varía desde 1 metro a 150 m. El ambiente de sedimentación fue deltaico y lacustrino marginal, ubicado a cierta distancia de la fuente de sedimentos; se encuentran abundantes restos de madera petrificada (Xilopalos).

- *Sedimentos recientes*: Debido a la dinámica extrema en la actualidad en la Costa Oriental del Lago, se han acumulado sedimentos arenáceos y arcillosos que están representados por abundantes depósitos de tipo aluvial-coluvial, presentando diferentes colores que varían de rojizos a pardos amarillentos y ocres, producto del intemperismo de las rocas aflorantes circundantes.

1.4.2 Geología Local

Según Ingeniería Caura (2000), la zona en estudio se encuentra definida por las siguientes unidades litológicas (figura 1.6).

- *Suelo laterítico*: Constituye propiamente un suelo y cubre en su mayoría la superficie de las concesiones, generalmente cubiertas por óxidos de hierro, la cual le da el color característico; en algunas áreas se fijan los árboles, creando un suelo rico en humus de poco espesor, de 10 a 30 cm. Ingeniería Caura (2000).

- *Costra laterítica*: correspondiente a la zona laterítica residuales, con espesor promedio de 8 m., sin embargo el rango oscila entre los 0 y 36 m, la cual la hace muy irregular en distribución lateral; se caracteriza por presentar en la parte superior una laterita, compuesta por gohetita escoriacea de superficie, presentándose la laterita algo hojosa. Posteriormente se observa una zona de laterita representada por pinolitos de óxido de hierro, generalmente in situ, y también están presentes con algo de arcilla; con colores variando entre negro y rojo pardo. Las muestras de mano en algunas zonas son muy densas y homogéneas debido a la concentración de hierro. Ingeniería Caura (2000).

- *Arenas ferruginosas y arcillas*: corresponde a una sección de rellenos de sedimentos terrígenos, compuestos de arenas no cementados de grano fino a medio, de colores rojizos y amarillentos, con presencia de estratos de arcillas; se encuentran infrayacentes a la laterita y su espesor promedia 80 m. Ingeniería Caura (2000).

- *Arena y conglomerado fino*: A partir de los 80 m y hasta los 98 m de profundidad aproximadamente, se visualizan unas arenas no consolidadas, de grano medio a grueso, algo densas, cuarzosas, y un conglomerado fino, muy limpio. Ingeniería Caura (2000).

- *Carbón*: Entre los 98-100 m se observa una capa de carbón bituminosa de aproximadamente 2 m de espesor. Ingeniería Caura (2000).

- *Arcilla consolidada*: suprayacente y discordante a la secuencia estratigráfica descrita anteriormente, se localiza una arcilla amarilla muy consolidada y compacta, que se supone sea el basamento, la misma se sitúa a los 100 m de profundidad.

Gráficamente se representan en las figuras 1.4 a 1.6 las consideraciones geológicas locales del depósito objeto de este estudio.

Figura 1. 4 Mapa Geológico Escala 1:5.000

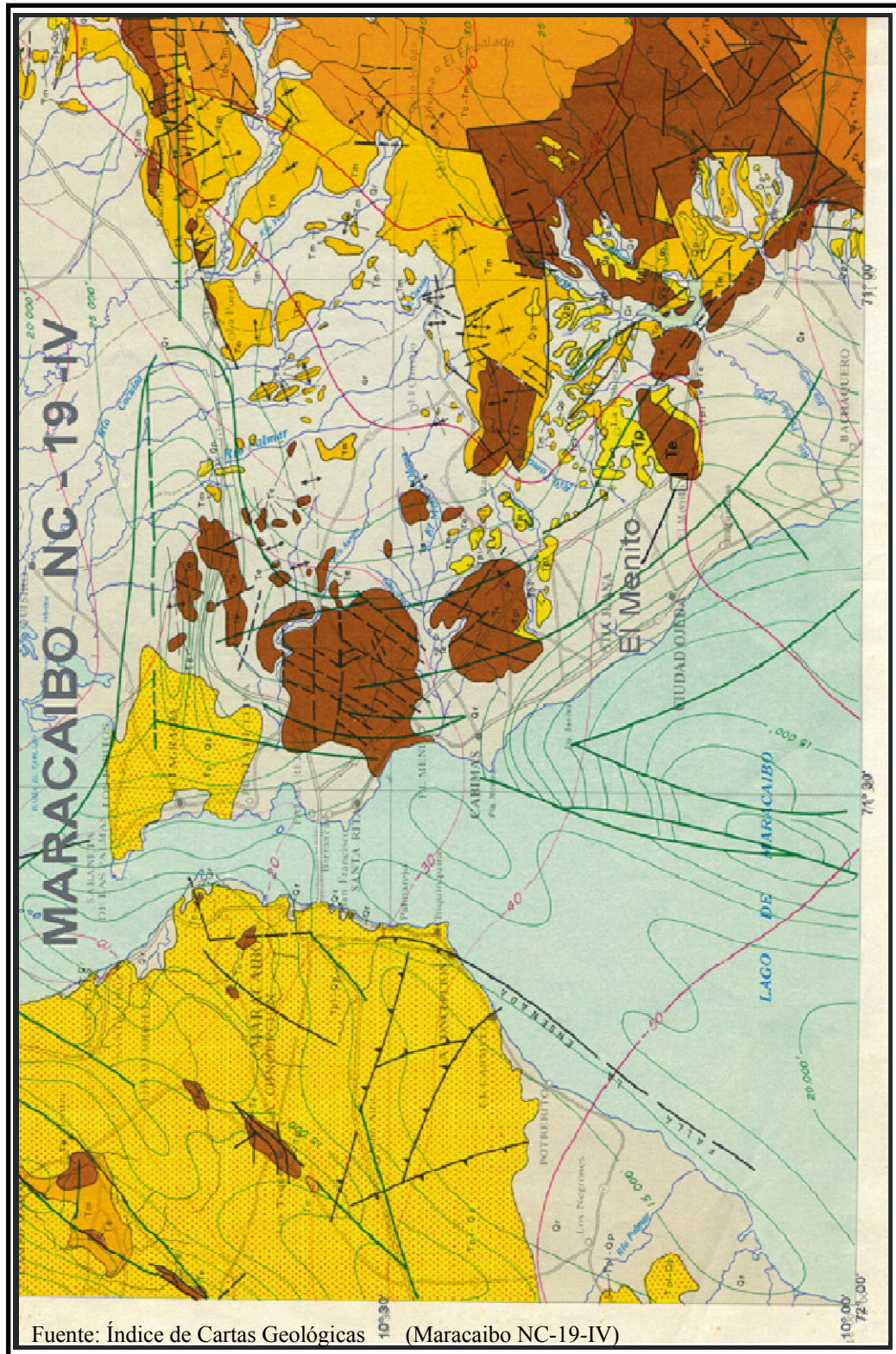
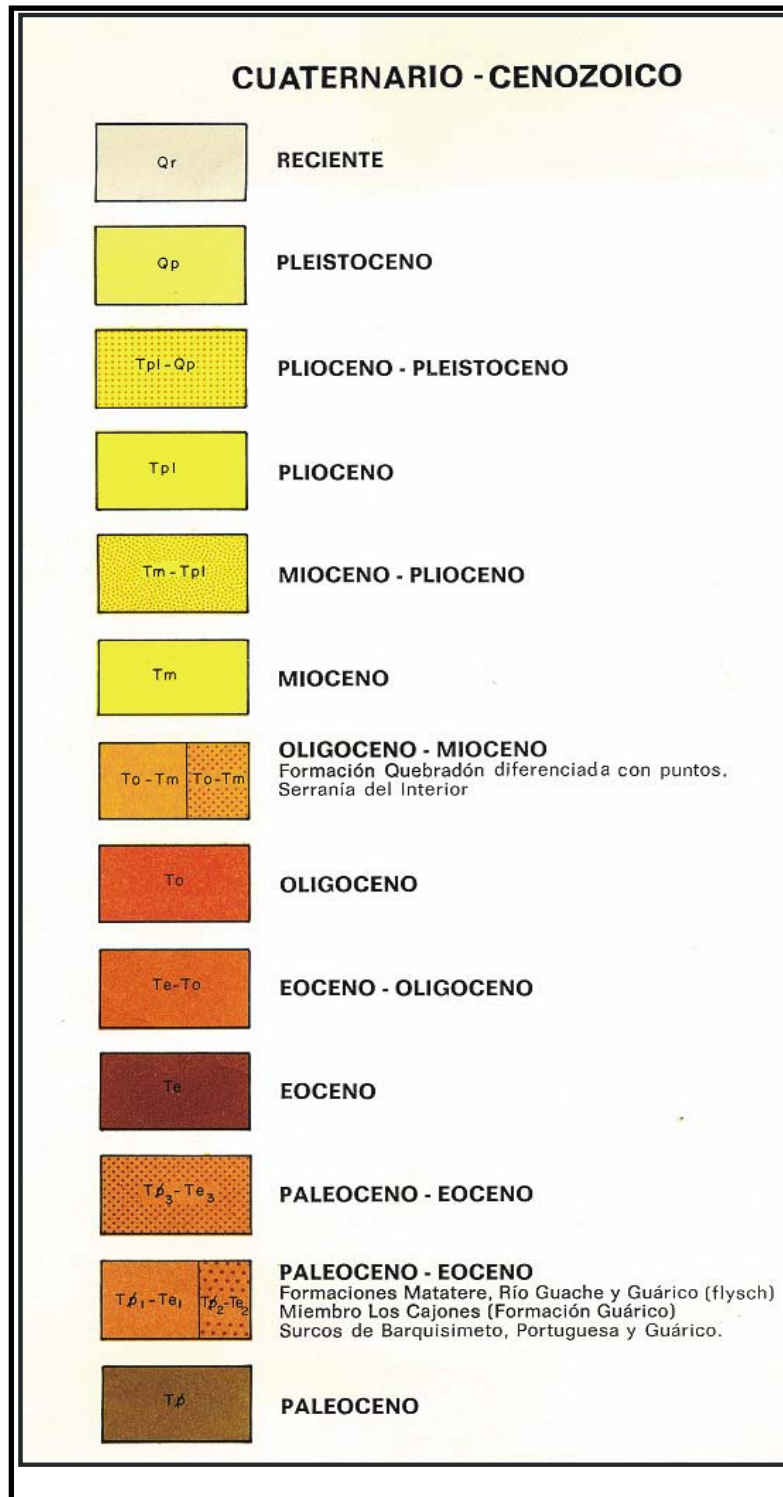
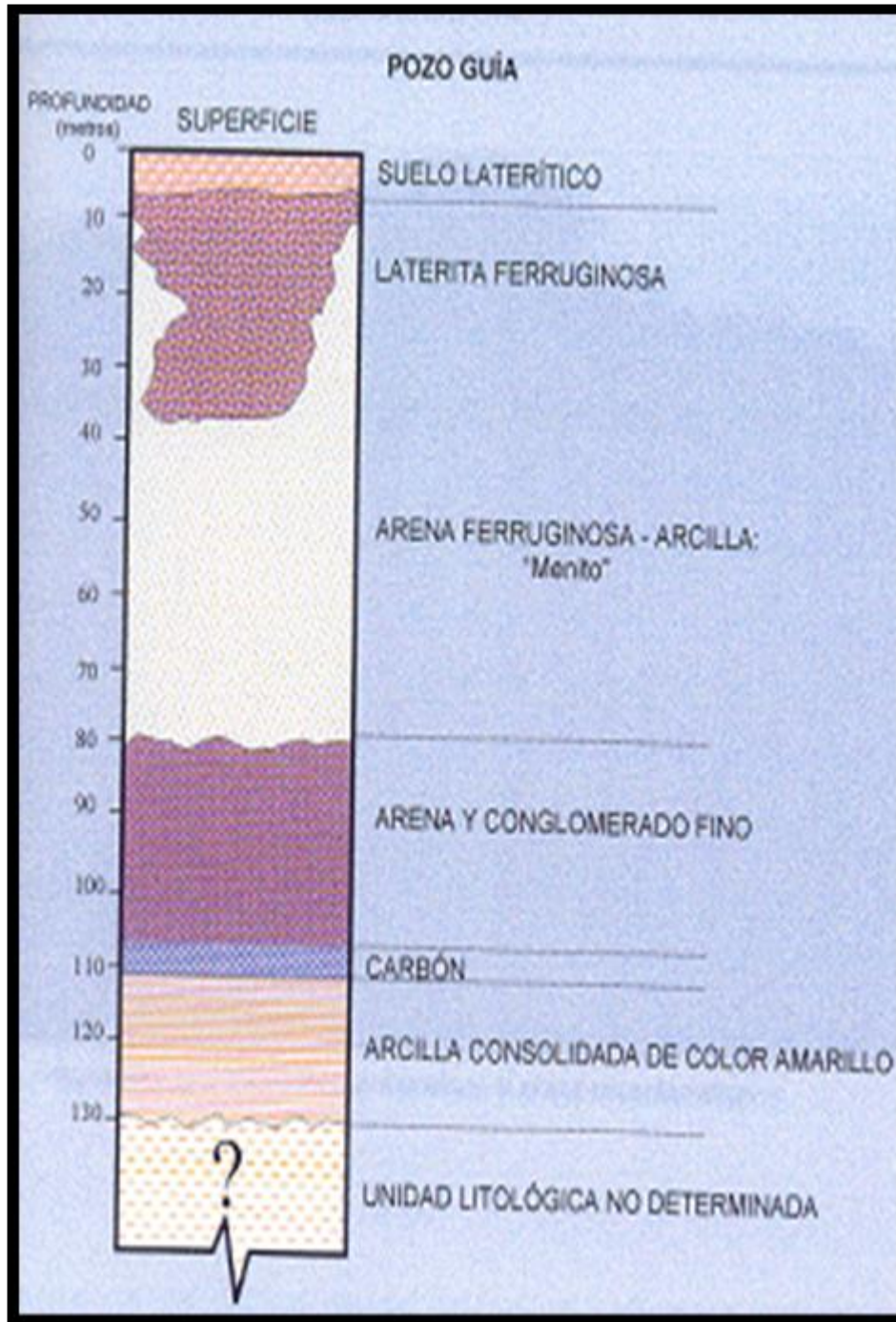


Figura 1. 5 Unidades Litológicas



Fuente: Granzón Menito, S.A

Figura 1. 6 Columna litoestratigráfica generalizada



Fuente: Granzón Menito, S.A.

Laterización

El nombre laterita (Latín: later, lateris, ladrillo) alude al color rojo ladrillo y a su composición; su definición es: masa vesicular concrecionada, celular, vermicular, escoriácea, pisolítica o cementada, consistente esencialmente en óxidos de hierro con o sin cuarzo clástico y mínimas cantidades de aluminio y de magnesio en forma de hidroxidos.

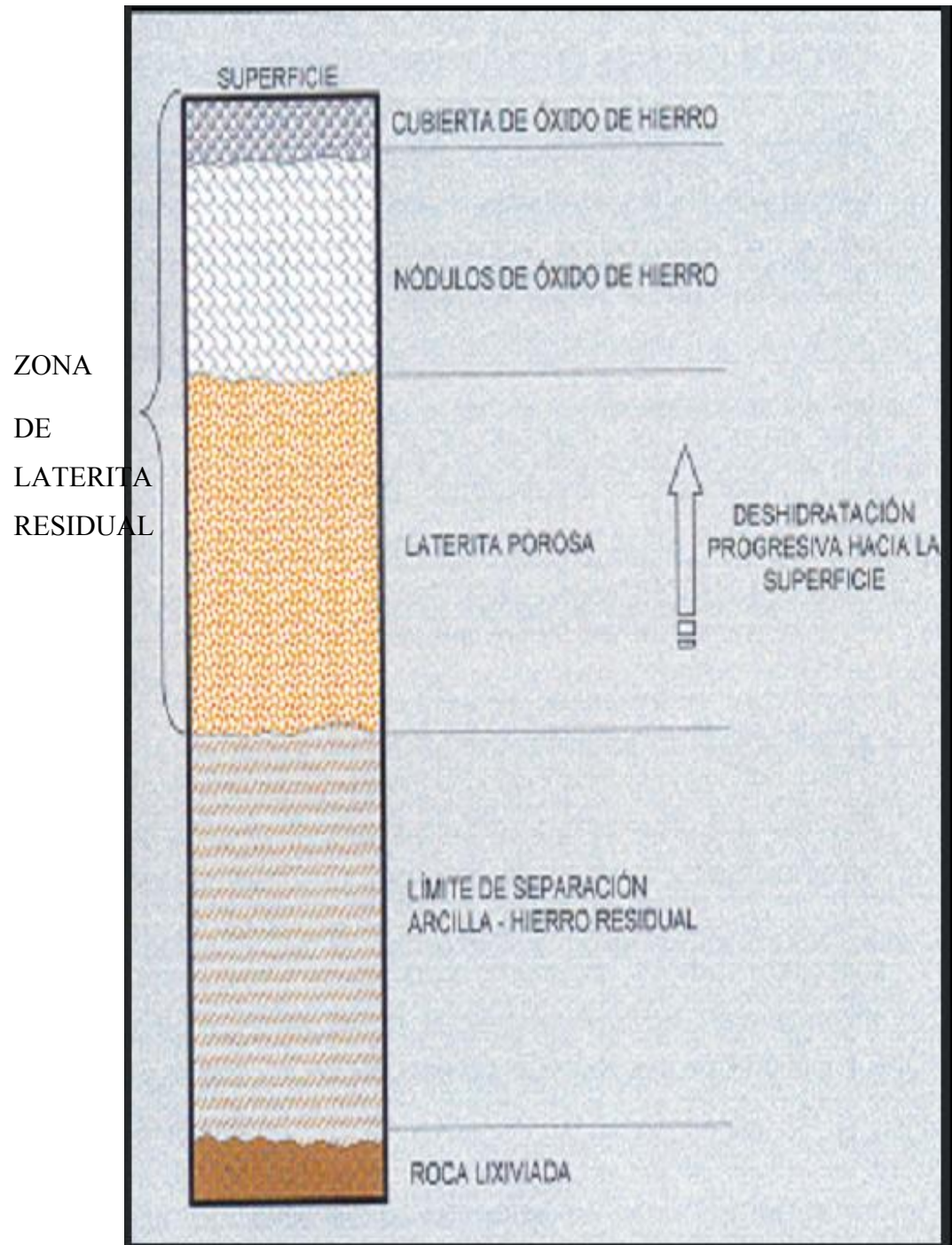
En el proceso de laterización hay una pérdida de sílice y magnesio, mientras se concentran óxidos de hierro y alúmina en elevadas proporciones. La consecuencia es la concentración de estos minerales por intemperismo, debido a la remoción de constituyentes poco importante, dejando a los componentes metálicos más concentrados de lo que estaban originalmente (figura 1.7).

El uso de la laterita ferruginosa, en algunos países es como materia prima para las siderúrgicas, pero también es usado como insumo para las industrias del cemento, como componente en la obtención de pigmentos, para industrias de pinturas, cauchos, plásticos, la fabricación de ladrillos y bloques de arcillas en alfarerías.

Génesis

La laterita presente en la zona es un depósito supergénico (de enriquecimiento secundario), probablemente del Cuaternario Inferior, de origen químico, que por procesos de meteorización “in situ” concentró el contenido de hierro; las lateritas son en realidad una *LIMONITA* $\text{Fe}_2\text{O}_2\text{H}_2\text{O}$, óxido férrico hidratado, acompañado de minerales ganga, principalmente arcillosos. (Ingeniería Caura, 2000).

Figura 1. 7 Corte característico de un yacimiento de Laterita Ferruginosa



Fuente: Granzón Menito, S.A.

Rasgos Estructurales.

Las características estructurales de la Costa Oriental del Lago según (Sutton 1946) se encuentran relacionadas principalmente a las unidades formacionales, representadas por pequeñas fallas con dirección Noroeste y Sureste, y en las mismas las deformaciones mayores se manifiestan en formas de pequeñas colinas. El patrón estructural y relieve del área determinan un paisaje de muy moderada morfología (suavizada); las unidades aflorantes en esta zona presentan buzamientos predominantemente hacia el oeste, lo que hace que las capas se inclinen hacia la Cuenca del Lago de Maracaibo (Ingeniería Caura, 2000).

Rasgos topográficos, clima y vegetación.

El relieve presente en la zona aledaña al yacimiento corresponde a una topografía poco accidentada y algo ondulada, hasta constituir un relieve plano, donde se destacan las terrazas o colinas.

Según datos aportados por Granzón El Menito S.A las cotas mayores del terreno dentro de la concesión están alrededor de los 70 m y las menores en los 24 m, con suelos de textura arcillosa, presentando drenajes de permeabilidad moderadamente lenta, que se dirigen a los cauces de tercer y segundo orden que llegan a las orillas del Lago de Maracaibo.

El clima predominante en el Municipio Lagunilla, corresponde a un microclima de bosque seco tropical; típico de la Costa Oriental del Lago, que limita muy cerca al pie de monte de la Sierra Falcón – Lara. El sector presenta temperatura promedio de 26 °C; con evaporaciones que alcanzan valores superiores a los 1.500 mm al año; el régimen de distribución de pluviosidad es irregular, teniendo que las precipitaciones se incrementan de norte a sur y de oeste a este, con valores que alternan desde 300 a 800 mm.

La vegetación circundante es de espinales y cardonales, algunos suelos están cubiertos por vegetación de gramíneas, monte bajo y flora de bosque alto, teniendo algunas zonas vegetación exuberante, Existe en la zona una intervención antrópica media, donde el bosque natural ha sido talado en gran parte, dando paso a una vegetación secundaria de chaparral y sabana.

1.4.3 Minería (Granzón Menito, S.A.)

Operaciones Mineras Unitarias

La empresa Granzón Menito S.A. es la encargada de la explotación de las concesiones “Espamagna I y II”. El principal producto que vende es un mineral usado como corrector de hierro en el proceso de clinkerización del cemento con unas propiedades granulométricas establecidas. El sistema de explotación aplicado en la mina de laterita ferruginosa del sector El Menito Estado Zulia es a Cielo Abierto mediante técnicas de arranque mecánico, es decir, sin el empleo de explosivos y utilizando el método de explotación “en descubierta” (Stripping Mine), el cual se aplica a yacimientos que se encuentran en capas o vetas horizontales, para lo cual se remueve o desmonta el recubrimiento y luego, una vez descubierta la capa mineralizada, se procede a su explotación.

Este método es el que mejor se adapta a las condiciones del yacimiento. La altura de banco no supera los 5 metros, ya que, el espesor promedio de la laterita ferruginosa es de aproximadamente 8 metros

Debido a que en ciertos sectores el mineral presenta características de poca dureza, el arranque es realizado de manera mecánica por intermedio de equipos tales como: la retro excavadora CATERPILLAR de descarga frontal y el tractor de oruga CATERPILLAR D8.

Para lograr cumplir con las expectativas del mercado, se realiza un proceso básico de clasificación granulométrica (figura N° 1.8). Con ayuda de una criba inmóvil, que puede ser trasladada al frente de explotación que se requiera. La criba posee una abertura de 0,64 cm ($\frac{1}{4}$ "") y el retenido representa el producto final. El material pasante es remanejado hacia las escombreras, generalmente ubicadas en frentes ya explotados. Los cargadores frontales son los encargados de realizar todas estas maniobras en las labores de manejo, carga y apilamiento, obteniéndose un producto usado como regulador en la fabricación del cemento.

Figura 1. 8 Vista Lateral de las operaciones de manejo de material en áreas de desarrollo.



Fuente: Elaboración propia

Para las operaciones de transporte en la mina se utilizan en distancias menores a 30 m: los tractores, equipos indicados para el movimiento de los suelos por empuje, arrastre y escarificación. En distancias comprendidas entre 30-100 m es común el uso de los cargadores frontales y en distancias mayores a 100 m es más apropiado el uso de camiones de acarreo.

El acarreo superficial de la mena se realiza desde los diferentes frentes de explotación hasta los patios de apilamiento temporales ubicados en las cercanías de dichos frentes. Se cuenta además, con un patio de apilamiento de 300 toneladas, el cual, permite mantener un stock necesario en momentos en que la mina este en desarrollo, utilizando camiones roqueros de 30 toneladas (figura N° 1.9).

Figura 1. 9 Camiones utilizados en el acarreo dentro de la mina Granzón Menito S.A.



Fuente: Elaboración propia

Cuando el producto cumple con las especificaciones del comprador, y las condiciones climáticas lo permiten se carga directamente a las gandolas encargadas de llevar el producto desde la mina hasta su destino definitivo, fuera del área de la concesión (Figura N° 1.10).

Figura 1. 10 Carga de gandolas encargadas del transporte del producto fuera de la concesión



Fuente: Elaboración propia

En general los sistemas de transporte utilizados en Granzón Menito, S.A. para el acarreo son especificados en la tabla 1.6

TABLA 1. 6 Características generalizadas de los equipos de transporte

Equipo	Distancias	Material
Tractor	< 30 m	In situ, desgarrable
Cargador Frontal	30-100m	Disgregado
Camión	0.1- 5 Km.	Rocoso

Fuente: Elaboración propia.

El proceso de arranque-carga y acarreo de la mena ubicada en los diferentes sectores de la mina, tiene como objetivo que la materia prima obtenida sea de primera calidad y es realizado por medio de equipos de mediana envergadura. Para esta labor la empresa Granzón Menito, S.A. cuenta con una flota de:

- 3 Unidad Retro Excavadora **CATERPILLAR 330 BL**
- 1 Unidad de Tractor de orugas **CATERPILLAR D8.**
- 1 Unidad de Cargador Frontal **CATERPILLAR 966-E.**
- 1 Unidad de Cargador Frontal **FURUKAWA FL 330.**
- 3 Unidades de Camiones Roqueros

Los parámetros de producción considerados para cumplir con los requerimientos anuales de mineral de hierro de las distintas empresas clientes actuales de **Granzón Menito, S.A.** Se muestran en la tabla 1.7:

TABLA 1. 7 Parámetros de producción en Granzón Menito S.A.

Parámetros de Producción	Indicador
Días de Operación al Año	250
Días por Semana	5
Número de Turnos por Día	1

Fuente: Elaboración propia.

Reservas

Como resultado del levantamiento geológico de superficie (Ingeniería Caura, 2000), y la evaluación de las perforaciones realizadas por la empresa Granzón El Menito S.A., se determinó que las reservas en la categoría de probadas, para el material aprovechable de laterita, con una superficie total evaluada de 142,51 hectáreas y espesores aproximados de 8 metros, se encuentran en el orden de 48.330.187 toneladas, sin tomar en cuenta el esponjamiento y aprovechamiento total de la mena.

CAPITULO II: MARCO TEÓRICO

2.1 Muestreo de Minerales.

La necesidad de determinar características físicas o químicas de grandes volúmenes o lotes de material, ya sea en reposo o en movimiento, se presenta en casi todas las operaciones y procesos minero-metalúrgicos. Por razones económicas y prácticas, el conocimiento de los lotes se obtiene a través de determinaciones realizadas sobre una fracción o muestra del material. Es así como se necesitan muestras para evaluar un depósito de mineral, para programar la producción de distintos frentes de explotación en una mina, para evaluar la operación global y el control metalúrgico en una planta de procesamiento de minerales y para valorar los concentrados finales, etc.

En general, los errores de muestreo, preparación y análisis pueden dar origen a desaciertos en la decisión de inversiones de capital, en la proyección de flujos de cajas, en la programación de objetivos de producción, en el diseño de procesos metalúrgicos, etc. Estos errores en ocasiones pueden tener consecuencias desastrosas, por lo que siempre es aconsejable conocer la precisión y exactitud de los sistemas de muestreo en uso.

El muestreo, en su sentido más estricto, puede ser definido como la “operación de remover una pequeña fracción o parte, que se denominara muestra, desde un conjunto de material de mucho más volumen, de tal manera que las características del conjunto pueden estimarse estudiando las características de la muestra”. (Magne, Valderrama, 1994)

Los errores de muestreo pueden agruparse en dos grandes categorías: aleatorios y sistemáticos. Los errores aleatorios son aquellas variaciones que se distribuyen en torno a un valor medio teniendo igual probabilidad de ser mayores o menores que el promedio. Por el contrario, un error sistemático o sesgo siempre presenta la misma tendencia.

El uso de una balanza descalibrada, por ejemplo, puede originar un error sistemático en la determinación del tonelaje tratado. La distribución discreta de partículas mineralizadas en un flujo de alimentación puede dar origen a un error aleatorio en las leyes que se analicen.

El muestreo reviste trascendental importancia por cuanto los errores derivados de una muestra mal tomada repercuten en la representatividad de los análisis y estudios que se realizan con esta muestra. Así, las operaciones de control pueden efectuarse en forma satisfactoria solo si el muestreo se hace en forma correcta y si la muestra, que es una pequeña fracción del lote, es realmente representativa de este.

2.1.1 Métodos de muestreo.

La preparación de muestras es una etapa importante tanto para el control metalúrgico, como para los estudios preeliminares de cualquier mena. De los métodos y precauciones que se adopten en esta etapa dependerá la confiabilidad y exactitud de los datos que finalmente se obtengan.

En el muestreo se emplean comúnmente dos términos: roleo y cuarteo.

- El roleo consiste en la homogenización de la muestra.
- El cuarteo consiste en llegar a obtener una porción de esta, representativa del total de la muestra inicial, esta operación se realiza en forma manual o en partidores mecánicos.

2.1.2 Términos básicos.

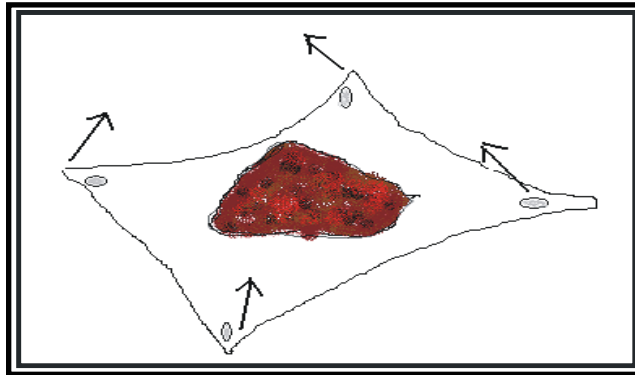
- *Lote (L)*: Es una porción de material cuya composición se desea estimar. La cantidad de material que constituye el lote se denomina “tamaño del lote”.
- *Incremento (I)*: Corresponde a un grupo de partículas extraídas de un lote en una sola operación de extracción del dispositivo de muestreo. La cantidad de material que constituye un incremento se denomina “tamaño del incremento”.
- *Muestra (S)*: Es una porción representativa del lote formada por la unión de varios incrementos o fracciones del lote.
- *Partícula o fragmento (F)*: Corresponde a una unidad compacta e indivisible de material durante una operación de muestreo. Debe tenerse presente que un conglomerado puede actuar como una partícula durante esta etapa.
- *Etapas de muestreo*: Es un proceso selectivo implementado sobre una porción dada de material (lote original o muestra previa) a objeto de reducir el volumen de este sin alterar las características físicas, químicas o mineralógicas del lote.
- *Etapas de preparación*: Es una secuencia de operaciones no selectivas tales como trituración, molienda, secado y mezclado, entre otras, aplicadas sobre una porción de material (lote o muestra), para llevarla en forma conveniente a la siguiente etapa de proceso.
- *Esquema de muestreo*: Es una secuencia de operaciones selectivas (etapas de muestreo) y no selectivas (etapas de preparación) realizadas sobre un lote, terminando con una o varias muestras representativas del lote para su análisis físico (granulométrico y mineralógico) y químico.

2.1.3 Métodos y dispositivos de muestreo en laboratorio.

La obtención de una muestra de laboratorio para realizar análisis granulométrico, análisis químico y mineralógico, se puede realizar mediante diversas técnicas. Sin embargo, un requisito previo es una buena mezcla del material

La mezcla previa se efectúa frecuentemente con un paño roleador, Figura 2.1, este paño varía en proporción al tamaño de la muestra.

Figura 2. 1 Paño Roleador.



Fuente: Elaboración propia.

En algunos casos, y para muestras de varias decenas de kilogramos, se utiliza mezcladores mecánicos.

Muestreo manual

Dentro de los métodos y dispositivos de muestreo y partición manual, se pueden mencionar los siguientes:

- *Cono y Cuarteo*: Este método es sin duda el más antiguo de todos los métodos de muestreo probalístico, limitándose en la actualidad su uso a lotes de menos de una tonelada, con materiales de tamaño máximo de partícula de 50 mm.

Los pasos típicos a seguir para llevar a cabo este procedimiento se ilustra en la Figura 2.2 y consisten en:

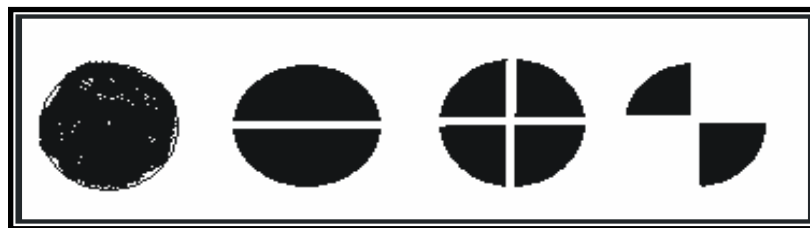
- El mineral se extiende sobre una superficie plana, fácil de limpiar, si la cantidad de material a muestrear es muy grande, se apila en forma cónica través de una pala, haciendo caer cada palada exactamente en el ápex. Esta operación se repite 2 o 3

veces con el propósito de dar a las partículas una distribución homogénea. En el caso que la cantidad de mineral sea menor, la homogenización se realiza por roleo.

- Posteriormente, el material se distribuye para formar primero un cono truncado y después, una “torta” circular plana, respetando lo más posible la simetría lograda en el paso anterior.

- Finalmente, la “torta” circular se divide en 4 partes a lo largo de dos diagonales perpendiculares entre sí. Dos cuartos opuestos se separan como muestras y el par restante constituye el rechazo.

Figura 2. 2 Esquema de operación en método Cono y Cuarteo.

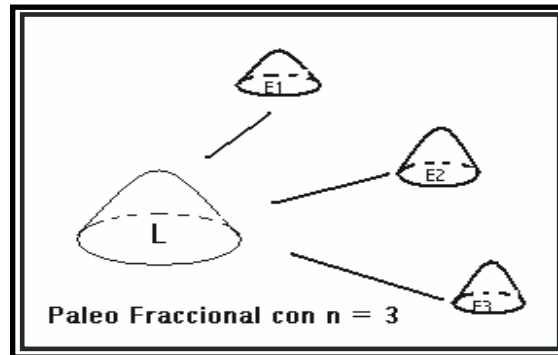


Fuente: Elaboración propia.

- *Paleo Fraccionado y Alternado.* Es el método más económico y sencillo de los métodos masivos de muestreo; consiste en mover el lote por medio de una pala, ya sea en forma manual o mecánica, separando una muestra formada por una palada de cada “N”, logrando así una relación de corte $t = I / N$.

- *Paleo fraccionado verdadero:* Las palas extraídas de un lote se depositan en la parte superior de N distintos montones, los cuales, al terminar con el lote “L”, se convierten en “N” muestras potenciales de igual volumen. figura 2.3.

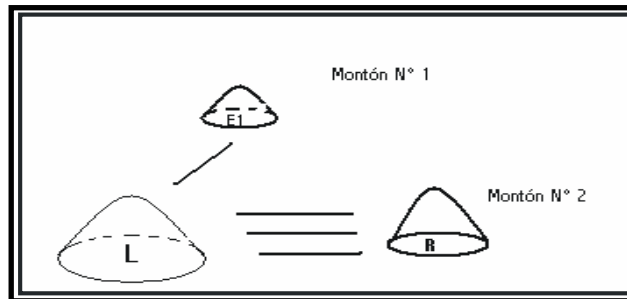
Figura 2. 3 Representación del paleo fraccionado verdadero.



Fuente: Elaboración Propia

- *Paleo fraccionado degenerado*: Cada n-esima palada se deposita en el montón N° 1 y el resto (n) paladas del ciclo, se depositan en el montón N° 2. Por lo tanto, el montón N°1 es la muestra predeterminada y el montón N° 2 es el rechazo predeterminado, figura 2.4.

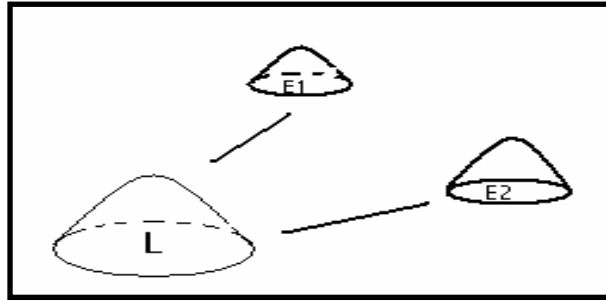
Figura 2. 4 Representación del paleo fraccionado 1



Fuente: Elaboración Propia

- *Paleo alternado*: Es un paleo fraccionado caracterizado por $N=2$ y una relación de muestreo $t=1/2$ (figura 2.5); este método existe la posibilidad de una desviación mayor cuando se muestran materiales gruesos, ya que una porción mayor o menor de ellos puede quedar en una de las fracciones.

Figura 2. 5 Representación del paleo alternado.



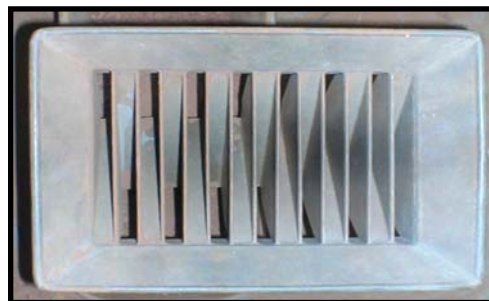
Fuente: Elaboración Propia

- *Rifleado.* El partidor de Rifles, también conocido partidor Jones, consiste en un ensamble de un número par de chutes idénticos y adyacentes, normalmente entre 12 y 20.

Los chutes forman un ángulo de 45° o más con el plano horizontal y se colocan alternadamente opuestos para que dirijan el material a dos recipientes ubicados bajo ellos.

El material se alimenta por medio de una bandeja rectangular después de haberlo distribuido uniformemente sobre su superficie. Cada uno de los recipientes recibe una muestra potencial, (figura 2.6).

Figura 2. 6 Cuarteador Jones o partidor de Rifle.



Fuente: Elaboración Propia

Existe la posibilidad de introducir una desviación cuando se usa un patrón Jones de manera asimétrica. Cuando la bandeja se descarga muy rápido y muy cerca de uno de los lados del partidador Jones, es posible que uno de los juegos de chutes derrame hacia el otro juego, en este caso, una de las muestras potenciales será sistemáticamente más pesada que la otra

El rango normal de uso del partidador Jones es:

- Tamaño máximo de partícula alrededor de 15 mm.
- Peso del lote: desde 100g hasta algunos cientos de kilos.
- Peso de la muestra: hasta unos cuantos gramos.
- Naturaleza del material: sólido seco.

También existe la posibilidad de utilizar el partidador Jones en pulpas. En este caso, se debe asegurar una completa homogenización de la pulpa al momento de cargar el partidador.

2.1.4 Obtención de muestras para ensayos.

Las muestras que inician el procedimiento de preparación, ya sea para análisis químico, granulométrico o mineralógico, se clasifican en dos grupos: sólidos y pulpas.

Para el caso de pulpas, la filtración y el secado de las muestras, se hace en condiciones tales que no perjudiquen los análisis químicos y metalúrgicos posteriores, por tal razón, se recomienda que el proceso de secado se realice a temperaturas no superiores a 110°C.

El procedimiento a seguir después del secado, se puede clasificar, dependiendo del estudio a que será sometida posteriormente, en:

- Análisis granulométricos
- Microscopia.
- Análisis químico.

Preparación de muestras para análisis granulométricos

El procedimiento para preparar muestras para análisis granulométrico considera la diferencia entre el material que es producto de las etapas de trituración (granulometría gruesa), y la obtenida como producto de molienda y flotación (granulometría fina).

Para el análisis granulométrico de muestras producto de trituración primaria y secundario, se clasifica la totalidad de la muestra en un determinado juego de tamices (serie Tyler) utilizando en lo posible todo el material obtenido.

Los productos de molienda y flotación generalmente provienen de pulpas que han sido filtradas y secadas, razón por la cual es necesario previamente disgregar estas muestras antes de realizar el análisis granulométrico.

En cada análisis granulométrico se debe tener especial cuidado con la limpieza de los tamices antes de cada ensayo y, conjuntamente inspeccionar las telas de los tamices para asegurar que no tienen roturas ni deformaciones que distorsionen el resultado de los análisis.

Preparación de muestras para análisis químico

La preparación de muestras para análisis químico requiere de la reducción de tamaños del mineral por debajo de 0,150 mm. De una muestra original, cuyo tamaño esté por debajo de los 2,4 mm, se separan 100 a 200 gramos por operaciones de roleo

y cuarteo. Nuevamente, por operaciones de roleo y cuarteo, se divide la muestra en dos, dejando una de ellas como testigo, identificándola adecuadamente. La segunda muestra se pulveriza hasta un tamaño 100% menor a los 0,150 mm, la cual constituye la muestra para análisis.

2.2 Preparación Mecánica

El beneficio de mineral, según Pelaez (1976) se ramifica en las operaciones de preparación mecánica y las de separación, a su vez las primeras se subdividen en: trituración y molienda. Las operaciones de separación se dividen en las de clasificación y concentración.

Para poder estudiar las operaciones mecánicas, es necesario estar informado sobre algunas características del mineral tratado, tales como: Composición química de los distintos productos minerales, su identidad mineralógica, su composición granulométrica.

Habiendo una serie de factores que condicionan el circuito de tratamiento como son: el tamaño de los granos de mineral útil, la complejidad de la mena, las diferencias entre las propiedades de sus componentes, el precio de venta del concentrado.

En la práctica, los granos de útil no son cubos, ni todos están totalmente rodeados de ganga, y las partículas no tienen un tamaño constante. Por ello en cada caso es necesario estudiar la liberación, observando al microscopio las partículas que se obtienen para distintos tamaños de fragmentación.

2.2.1 Operaciones de Fragmentación

La reducción de tamaños es de vital importancia en el procesamiento de minerales. Una mena ha de ser reducida, hasta que los minerales valiosos que contiene, sean liberados de la roca que los aloja o queden expuestos para tratarse químicamente o cumplir una especificación de mercado. La fragmentación de la roca, operación necesaria para lograr esta reducción de tamaño, es una operación que consume gran cantidad de energía.

La resistencia que opone una roca a fragmentarse, depende de la cohesión y de la elasticidad. Las fuerza aplicadas por lo equipos de fragmentación aplicadas a las partículas con que se les alimenta crean esfuerzos y tensiones dentro del género, produciéndose la fractura cuando excede el eje elástico de la partícula.

Según Gross la escala de fragmentación de un material varía de uno a otros, por ello se presenta de la siguiente forma; tomando en cuenta la comparación con la escala de dureza de Mohs, se tiene la tabla 2.1:

TABLA 2. 1 Comparación entre la resistencia a la fragmentación y la dureza mineralógica.

Material	Resistencia a la Fragmentación	Dureza Mineralógica
Cuarzo	1.000	7,0
Pirita	0.785	6,0 – 6,5
Blenda	0.311	3,5 - 4
Pirita	0.231	3,0
Galena	0.192	2,5

Fuente: Eduardo Peláez (1976).

La fragmentación puede conseguirse por presión y por fricción. Para romper los trozos de mayor tamaño se requiere de fuerzas considerables y la presión aplicada para lograrlo puede ser aplicada progresivamente, o casi instantáneamente, como en el caso de los equipos de trituración por percusión. Si el único factor que interviene es

la fricción se obtiene un producto con componentes mayoritariamente finos, debido al desgaste de la roca contra la superficie de trabajo.

La relación de reducción, también conocida como grado de trituración y de molienda, es una característica cuantitativa del proceso, que indica en cuantas veces ha disminuido el tamaño de partícula del material durante la trituración o la molienda.

Se define como la relación existente entre el tamaño de mineral, correspondiente al tamaño al cual se halla el 80% del material que se alimenta a un equipo de reducción de tamaño (trituradora o molino) y el de su descarga, correspondientes al tamaño al cual se halla el 80% del producto, quedando esta relación expresada en los siguientes términos:

$$R = F_{80}/P_{80}$$

Ecuación 2. 1

Donde: R = relación de reducción

F_{80} = tamaño de partícula del 80% del material de alimentación

P_{80} = tamaño de partícula del 80% del material del producto.

Según Hill (1997), la relación de reducción para el proceso de trituración esta entre 3 y 6; y para molienda, entre 500 y 800. Los métodos de reducción de tamaño pueden agruparse según el tamaño de la partícula como:

- Extracción: cuando el yacimiento es de tipo masivo, generalmente se realiza con explosivos.
- Trituración: Primaria, Secundaria y Terciaria, y reducciones subsecuentes de tamaño alrededor de 25 mm.
- Molienda: reducciones a tamaños más finos que los obtenidos en la trituración.

Para que se fracture una partícula se requiere un esfuerzo de suficiente magnitud para rebasar la resistencia a la fractura de la partícula. La manera en que se fractura depende de la naturaleza de ésta, y de la manera en que se aplica la fuerza.

2.2.2 Trituración

La trituración es la primera reducción mecánica de tamaño, en ella se busca romper el género, tratando que se fracture por las uniones entre los componentes de la mena, para dejar libre de ganga a los granos del mineral útil. La trituración no es únicamente un proceso mecánico, es también un proceso cinético en el cual los efectos moleculares ordinarios y químicos influyen de manera importante.

La gran diversidad de equipos de trituración existentes actualmente, permiten hacer varias clasificaciones según (Fueyo 1999):

- En función de la gama de reducciones volumétricas son: primarias, secundarias, terciarias, gravilladores, areneros, etc.
- En función del tipo de material que tritura se pueden clasificar en: trituradoras para materiales duros, abrasivos, húmedos, heterogéneos, friables, etc.

Sin embargo una de las clasificaciones más usadas es la basada en los tipos de fuerza que emplean los equipos, los cuales pueden ejercer, compresión, abrasión o atrición, impacto o cizallamiento, lo que permite clasificar los equipos en aquellos que actúan por compresión, por impacto y por abrasión.

Sin embargo, su clasificación estará básicamente ajustado a la posición que ocupan dentro del proceso de reducción de tamaño de las partículas y su relación de reducción; y en base a esto los procesos normalmente son clasificados en Trituración Primaria, Secundaria y Terciaria.

TABLA 2. 2 Clasificación de los procesos de trituración.

ETAPA DE TRITURACIÓN	RANGO DE TAMAÑO DE LA ALIMENTACIÓN	RANGO DE TAMAÑO DEL PRODUCTO
PRIMARIA	> 1524 mm (60")	152 – 305 mm (6 – 12")
SECUNDARIA	152 – 457 mm (6 – 18")	37 – 127 mm (1 ¼ - 5")
TERCIARIA	19 – 152 mm (¾ – 6")	5 – 25 mm (3/16 – 1")

Fuente: Mining Engineering Handbook, SME, 1992.

Trituración primaria

Se alimenta con el mineral que la mina envía, y por este motivo las máquinas deben ser capaces de admitir el trozo más grande que venga en la zafra. Las alternativas en relación a los equipos disponibles son para rocas blandas: trituradoras de cilindro y de impacto. Para rocas duras trituradoras de mandíbulas y giratorias. La selección entre los dos tipos de trituradoras para roca dura, se basa esencialmente en el tonelaje a procesar, las giratorias eliminan la intermitencia en el trabajo y aumentan la superficie en la admisión y la descarga.

- *Trituradoras de mandíbulas.*

Según (Fueyo 1999), existen tres tipos básicos de trituradoras de mandíbulas:

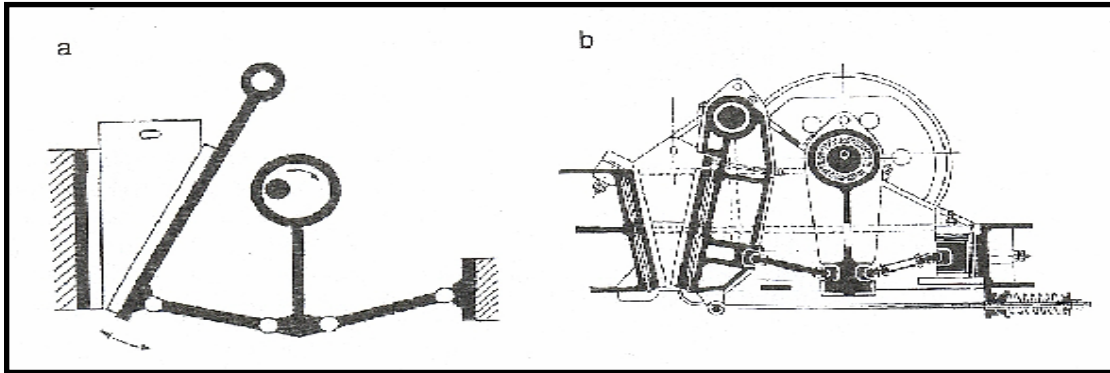
- *Tipo Dodge*

- *Tipo Blake*

- *Tipo de Simple Efecto o Universal*

La trituradora tipo Blake es un equipo que se caracteriza por ser de efecto simple al tener lugar en ella únicamente procesos de compresión. Esta constituida por una mandíbula fija y una móvil apoyada esta ultima en un balancín articulado en la parte superior. La mandíbula móvil realiza movimientos de vaivén sobre la mandíbula fija tanto mas acusado a medida que se desciende al extremo inferior de la mandíbula móvil. (Fig. 2.7)

Figura 2. 7 a) Esquema de trituradora tipo Blake. b) Corte esquemático de una trituradora tipo Blake.



Fuente: Fueyo (1999).

Entre los componentes de una trituradora de mandíbula se cuenta con: el bastidor o carcasa, la Cámara de trituración, los revestimientos, el sistema de accionamiento.

Trituración secundaria

Los aparatos de ésta etapa toman el genero que descargan las trituradoras primarias. Lo reducen hasta un tamaño que sea apropiado para alimentar la molienda, o que pueda llevarse a una concentración previa. Es necesaria, en general cuando la sexta u octava parte (aproximadamente) del trozo más grande, presente en las zafras que salen de la mina, es mayor que el tamaño que se requiere para alimentar la molienda o llevarse a una concentración previa.

Puede hacerse en uno o varios pasos y por ello, a veces, se habla de trituración terciaria. Se considera como secundaria la reducción que se efectúa hasta 25 mm. y terciaria a tamaños entre 25 mm y 10 mm.

Los equipos empleados en esta etapa de trituración son los siguientes:

- Trituradoras de cilindros.

Según (Fueyo 1999), las trituradoras de cilindros se pueden clasificar en molinos de cilindros dentados, de cilindros lisos, de cilindros dentados y placa y de cilindro dentado y transportador de raqueta.

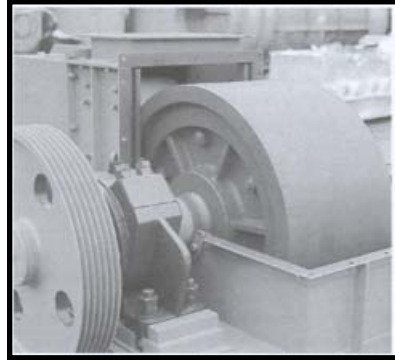
- Trituradora de cilindros lisos:

Posee idéntica morfología que los equipos de cilindros dentados, con la salvedad de que en este caso los cilindros son lisos y con una proximidad menor a los del caso contrario, debido a las características de estos mismos. Son utilizados frecuentemente para el tratamiento de productos con alta humedad y pegajosos, así como abrasivos.

En las trituradoras de cilindros lisos cuando se pretende obtener una porción elevada de elementos finos se regulan los cilindros prácticamente en contactos uno con el otro, y se alimenta el equipo de 3 a 5 veces su alimentación normal.

La alimentación forzada entre los dos cilindros provoca una separación de estos debido a la sobrecarga ejercida por el material. Se produce por lo tanto, un compactado y una sobre automolienda en el seno de la capa de los materiales dando como resultado un porcentaje elevado de elementos más finos que los productos obtenidos con la abertura real del molino. (Figura 2.8)

Figura 2. 8 Vista parcial del interior de una trituradora de cilindros lisos Hazemag.

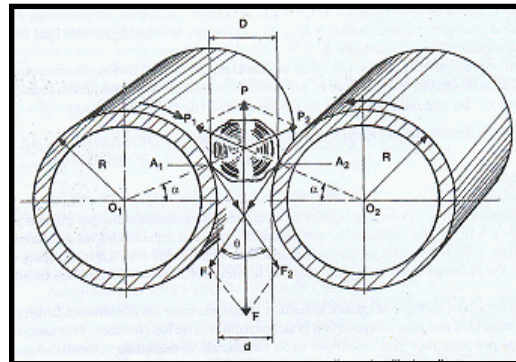


Fuente: Eco Recycling Systems, S.L.

Parámetros teóricos de la trituración de cilindros lisos.

En la figura 2.9 se muestra la descomposición de las fuerzas a las cuales se somete un fragmento de materia de diámetro D , sobre el punto de introducción entre los cilindros de radios R .

Figura 2. 9 Esquema de fuerzas de las trituradoras de cilindros lisos.



Fuente: Fueyo (1999).

Los esfuerzos de abrasión en los puntos tangenciales A_1 y A_2 dan una componente vertical que tiende a introducir el fragmento entre los dos cilindros y, por lo tanto, a someterlo a esfuerzos de compresión P_1 y P_2 , dirigidos radicalmente cuya componente P dirigida hacia arriba tendera a oponerse a la caída del fragmento e incluso a rechazarlo, si es superior a F .

El ángulo α formado por la horizontal por el radio correspondiente al punto de contacto deberá ser tal que el valor del ángulo de alimentación $\theta = 2 \alpha$ será inferior al ángulo de abrasión de la materia contra la superficie de los cilindros, y puede alcanzar los 33°.

Por ello, según (Fueyo 1999), el tamaño máximo a admitir viene expresado:

$$D = 2R (1 - \cos \alpha) + d \quad \text{Ecuación 2. 2}$$

En donde la velocidad de aplastamiento es igual a la velocidad con la cual los materiales a fragmentar se encuentran comprimidos. Esto corresponde al tiempo que tarda un punto de la periferia de los cilindros en recorrer el arco de círculo que va desde la generatriz de introducción A_1 y A_2 hasta la horizontal (arco α). En este caso se obtiene un desplazamiento de:

$$D-d = 2R (1 - \cos \alpha) \quad \text{Ecuación 2. 3}$$

Obteniendo una relación de la velocidad de aplastamiento representada por:

$$V = \frac{2R(1 - \cos \alpha).60.360}{\alpha n} \quad \text{Ecuación 2. 4}$$

Donde: α - grados
n - rev/min.

:

2.2.3 Molienda

Según Kelly (1990) y Wills (1997), se habla de molienda cuando el tamaño de las partículas a procesar es menor a 2,54 cm. (1") de diámetro. En cambio, Peláez (1976) considera que el tamaño de partícula debe estar entre 1,91 – 1,27 cm. ($\frac{3}{4}$, $\frac{1}{2}$ ").

La molienda constituye la última etapa de la fragmentación y los objetivos que se persiguen varían según el destino que se le proporcionará al proyecto. Los molinos se accionan generalmente a través del tambor giratorio y su principal diferencia con los equipos de trituración es que éstos, aplican la energía directamente a las partículas, mientras que los molinos consumen dicha energía en mantener en movimiento el casco o tambor; la fractura ocurre como subproducto del paso a través del molino y es un proceso estadístico.

Equipos

Los aspectos fundamentales en la apreciación de una máquina para desintegrar son: rendimiento, seguridad de funcionamiento, grado de reducción, consumo de energía y desgaste de piezas.

Los equipos comúnmente empleados para lograr la reducción de tamaño en esta etapa son los molinos de tambor o molinos rotativos horizontales, los cuales aplican una pequeña fuerza de fractura a un número de partículas, lográndose el efecto mediante el uso de medios de molienda para que se produzca predominantemente fractura por una combinación de impacto y fricción.

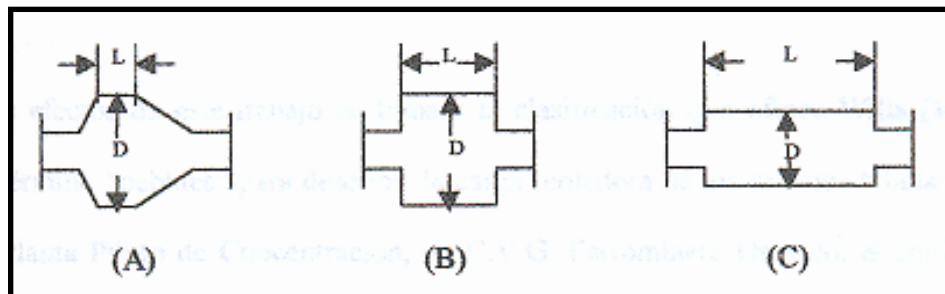
El proceso de desintegración en las rocas se realiza por la acción de las fuerzas de aplastamiento, cizallamiento, flexión, percusión y fricción; en este proceso influyen las propiedades del mineral: resistencia, dureza, compacidad, tenacidad,

humedad, homogeneidad de los trozos; dimensiones, forma, características de la estructura, fragilidad de los trozos.

Los molinos se caracterizan por el diámetro interior (D) del tambor y por la longitud de trabajo (L). De allí que, de acuerdo a la forma del tambor los molinos pueden ser cilindro-cónicos o cilíndricos; estos últimos a su vez se subdividen en alargados, cortos y tubulares.

Según Andréiev (1987), los molinos cortos, la longitud (L) es menor que el diámetro (D) o próximo a él; en los molinos alargados, llega a alcanzar hasta 2-3 veces el diámetro y en los tubulares, la longitud del tambor es mayor que el diámetro en no menor de 3 veces. (Fig. 2.10)

Figura 2. 10 Tipos de molinos según la forma del tambor: A) cilíndrico-cónico, B) cilíndrico corto, C) cilíndrico alargado y tubular



Fuente: Andréiev (1987)

Según la naturaleza y forma de la carga los molinos de tambor han sido clasificados, bajo el concepto de varios autores, como se indica en la tabla 2.3.

Molino de Barras: sirven para molienda gruesa o intermedia, su alimentación puede llegar hasta 40 mm. Según la dureza del genero y dan productos de 0,2 mm. o mayores. Las barras pesan más y tienen menos superficie por lo que rinden menos que los molinos de bolas.

Molino de Bolas: generalmente reciben géneros menores a 13mm y pueden reducir hasta 0,074mm. Se puede trabajar en serie o en circuito cerrado con un clasificador externo. Se clasifican en cilíndricos y tronco-cónicos

TABLA 2. 3 Clasificación de los Molinos según varios autores.

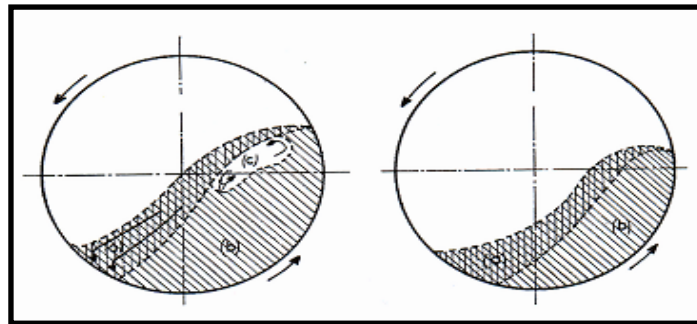
AUTOR	CLASIFICACIÓN	CARGA MOLEDORA
PELAEZ (1976)	Molino de Bolas	Bolas
	Molino de Barras	Barras
	Molino de Gujarras o Tubulares	Gujarras o Trozos de Mena
	Molino de Mineral o Autógeno	Mena
ANDREIEV (1987)	Molino de Bolas	Bolas
	Molino de Varillas	Varillas
	Molino de Grava	Grave desmenuzada de sílice
	Molino de Autodesmenuzamiento	Trozos grandes de Mena
KELLY (1990)	Molino de Bolas	Bolas
	Molino de Barras	Barras
	Molino Autógeno	Mena
	Molino de Guijas*	Trozos seleccionados de Mena
SME (1992)	Molino de Bolas	Bolas
	Molino de Barras	Barras
	Molino de Pebbles	Bolas de porcelana, , mena
	Molino Autógeno	Mena
WILLS (1997)	Molino de Bolas	Bolas
	Molino de Barras	Barras
	Molino Tubular**	Bolas, Barras o Pebbles
	Molino Autógeno	Mena

* Variante del Molino Autógeno ** Variantes del Molino de Bolas

Fuente: Elaboración propia.

Bajo el efecto de la rotación del tambor las bolas realizan una trayectoria que se descompone en dos tiempos (Fig. 2.11); en el primero las bolas son arrastradas en un movimiento ascensional a lo largo de las paredes y ruedan sobre ellas mismas.

Figura 2. 11 Dinámica de las cargas según el grado de llenado.



Fuente: Elaboración propia.

En segundo tiempo, cuando el peso ya no es compensado por la fuerza centrífuga, la bola de la pared por efecto catarata cae en caída libre. Esto produce que el mineral a medida que se reduce de tamaño va hacia la descarga recibiendo golpes de menor intensidad pero más frecuentes.

- Velocidad Crítica.

A partir de cierta velocidad, llamada Velocidad Crítica, la carga de bolas comienza a ser centrifugada; contrarrestando la fuerza de gravedad ejercida sobre la masa de la molienda, lo que produce que la carga moledora o las bolas no se despeguen de la pared interna del molino durante el giro del mismo.

La velocidad crítica se puede expresar, de la siguiente forma:

$$C_s = \frac{(42.305)}{\sqrt{D}} \quad \text{Ecuación 2. 5}$$

Donde:

Cs - Velocidad Crítica rev/min.

D - diámetro interno del molino en metros.

La velocidad practica a la cual deberá girar un molino de bolas debe variar entre el 70 – 80% de la velocidad critica. (tabla 2.4)

TABLA 2. 4 % promedio de velocidad crítica.

Diámetro Interior del molino (m)	% de Velocidad Crítica. (Molino de Bolas)
0.91 - 1.83	80 - 78
1.83 - 2.74	78 - 75
2.74 - 3.66	75 - 72
3.66 - 4.57	72 - 69

Fuente: Fueyo (1999).

- Descripción del Molino de Bolas.

Alimentadores de los Molinos de Bolas.

Según Fueyo (1999), los alimentadores de los molinos de bolas suelen ser de tres tipos; el alimentador de tubo curvo que se caracteriza por su diseño simple, bajo costo inicial y mínimo mantenimiento. El alimentador tipo cuchara, el cual se caracteriza por generar una alimentación mas uniforme dentro del molino; finalmente el alimentador de espiral interior que se utiliza solo en instalaciones de baja capacidad y en circuitos abiertos y por vía húmeda.

Revestimientos.

El blindaje interior de los tambores y molinos se realiza con materiales que presentan una gran resistencia a la abrasión y a los choques; el tipo de revestimiento y el espesor del mismo estará siempre atado al tipo de servicio que se espera obtener. Se clasifican según su composición en no metálicos, metálicos y de goma

Los revestimientos metálicos están formados por placas de metal atornilladas directamente a la pared del molino. Estos pueden ser lisos, para molienda fina, o acanalados; en forma de tablero de damas que impiden el deslizamiento, o con diafragmas que facilitan la clasificación de las bolas y aumentan la elevación de la carga por creación de superficies de arrastre suplementarias.

Los revestimientos de goma han demostrado que poseen en muchos casos una duración superior a los revestimientos metálicos principalmente vía húmeda; los revestimientos de caucho pueden ser de tres tipos diferentes: con ondulaciones, con barras de elevación y auto-clasificadores con nervios de espiral.

Bolas.

Los cuerpos de molienda, en este caso las bolas, deben tener diversas medidas y es necesario el escalamiento de las distintas medidas dentro del molino; son fabricadas de diversos aceros con diferentes durezas 400/500 HB, 500/600 HB y 600/700 HB y en diferentes diámetros, los cuales varían entre 25 mm y 100 mm.

Según Bond (1961), la relación más completa para los molinos de bolas esta representada por:

$$B_1 = \left(\frac{F}{K} \right)^{1/2} \left(\frac{S_g \cdot W_i}{100 \cdot C_g \cdot \sqrt{D}} \right)^{1/3} \quad \text{Ecuación 2. 6}$$

Donde:

- B₁ – diámetro de bolas en pulgadas
- F – K₈₀ de la alimentación en micras
- W₁ – índice energético del material
- S_g – densidad del material
- D – diámetro interno del molino en pies
- C_g – porcentaje de velocidad critica
- K – constante (335 seco y 350 en vía húmeda).

2.2.4. Relaciones Energía – Tamaño de Partícula

Desde los primeros años de aplicación industrial de los procesos de reducción de tamaño al campo de beneficio de minerales, se pudo constatar la relevancia del consumo de energía específica como parámetro controlador de la granulometría final del producto, en cada etapa.

En términos generales, la energía consumida en los procesos de reducción de tamaño se encuentra estrechamente relacionada con el grado de reducción de tamaño alcanzado por las partículas en la etapa correspondiente. Por otro lado, se ha logrado demostrar que en las etapas de trituración y molienda convencional, la energía mecánica suministrada al equipo supera entre 100 a 1000 veces el consumo teórico de la energía requerida para crear nuevas superficies; es decir, menos del 1% del total de energía entregada al equipo es, efectivamente empleada en la fragmentación de las partículas. Los posibles caminos que puede tomar la energía cuando los sólidos están sujetos a reducción de tamaños fueron presentados por C. Orr en 1966 y se resumen a continuación:

- Energía suministrada para reducción de tamaño
- Material que se fractura.
- Reordenamiento cristalino.
- Energía superficial.
- Deformación elástica de las partículas.
- Deformación plástica de las partículas.

Maquina de reducción de tamaño y efectos inter partículas

- Fricción entre partículas
- Roce entre piezas de la maquina.
- Energía cinética proporcionada a la maquina.
- Deformaciones elásticas de la maquina.
- Efectos eléctricos.
- Ruido.

- Vibraciones de la instalación.

Lo anterior indica la importancia de establecer correlaciones confiables entre la energía específica [Kwh./t] consumida en proceso de reducción de tamaño y la correspondiente reducción de tamaño alcanzada en dicho proceso, a objeto de determinar la eficiencia energética de los respectivos equipos, facilitar su apropiada elección y proyectar su correcto dimensionamiento a escala industrial

2.2.6 Operaciones de Separación por Tamaño

Las operaciones de separación por tamaño se fundamentan en dividir en dos o más fracciones los productos naturales o los obtenidos de operaciones de reducción. Basado en las diferencias de tamaño que presentan las partículas: Estas pueden ser divididas de acuerdo a la etapa del proceso en que son llevadas a cabo y según la magnitud de la operación, en cribado y tamizado.

Ambas son operaciones de separación mecánica de partículas, basadas en el tamaño, la cual se logra utilizando una superficie perforada uniformemente. En una situación ideal, las partículas cuyo tamaño es superior a las dimensiones de las aberturas, quedan retenidas sobre la superficie y constituyen la fracción de mineral de sobre tamaño o sobremedida, mientras que las partículas más pequeñas (en dos dimensiones, por lo menos) pasan por la tela y conforman la fracción de mineral de subtamaño o infratamaño. (Kelly, 1990).

El cribado y el tamizado se distinguen por el hecho de que el cribado es un proceso continuo y se usa principalmente a escala industrial, mientras que el tamizado es un proceso intermitente que se aplica casi exclusivamente para fines de pruebas en laboratorio.

Sin embargo, ambos procesos son muy similares en cuanto al principio: las partículas se presentan repetidas veces a las aberturas de la superficie de separación, hasta que tiene lugar su paso o se termina el proceso.

Cribado

El cribado es una operación unitaria que es parte esencial de muchos procesos. Está generalmente limitado para procesar materiales cuyo tamaño está por encima de 250 μm (0.01"). (Wills, 1997)

Entre sus principales usos en las industrias mineras se encuentran:

- Prevenir la entrada de finos a las maquinas de trituración, para así incrementar la capacidad y la eficiencia.
- Prevenir que el material de sobretamaño pase a la próxima etapa en operaciones de circuito cerrado de molienda y trituración.
- Crear un rango de tamaño en el producto final, lo cual es importante cuando el tamaño es una especificación del mercado.

El rendimiento o eficiencia de cribado expresa el porcentaje de los productos finos de la alimentación que pasan a través de la criba. Aunque es un valor muy complejo de obtener, ya que depende de gran cantidad de factores, existen varias formulas que realizan estos cálculos. Los factores que influyen en el rendimiento de paso se pueden resumir en los siguientes:

- Factores propios de la superficie de cribado: dimensión y forma de la aberturas, perfil de la sección de paso, inclinación, superficie libre de paso, etc.
- Factores propios del producto a cribar: granulometría, coeficiente de forma, distribución de tamaños, humedad, plasticidad, etc.
- Factores propios al movimiento de la criba: frecuencia del movimiento, amplitud, coeficiente de aceleración, ángulo de trabajo, etc. Todos estos factores permiten determinar un coeficiente de cribado:

$$K_v = \frac{an^2 \cdot \sin(\alpha + \beta)}{90 \cdot 000 \cdot \cos(\beta)}$$

Ecuación 2. 7

Siendo:

a-amplitud del movimiento (cm.).

n- velocidad angular (revoluciones/minuto).

α - ángulo de reposo del material a cribar.

β – ángulo del paño respecto a la horizontal.

K_v - 1,5-2 cribado fácil, 2-2.5 cribado normal y 3-3.5 cribado difícil.

- Factores propios a las condiciones de trabajo de la criba: numero de paños, ritmo de alimentación, coeficiente de disponibilidad, eficiencia, etc.

Una de las formulas mas empleadas es la descrita a continuación: Si m es la abertura de la malla de la criba, A la masa de alimentación, P la masa de material pasante, R la mas de rechazo y a , p y r los porcentajes de partículas con dimensiones inferiores a m , respectivamente en la alimentación, pasante y rechazo, el rendimiento o eficiencia de cribado viene dado por la formula:

$$\text{Como: } A: P + R, Aa = Pp + Rr$$

Ecuación 2. 8

Postulado de Rittinger (1867)

Von Rittinger, en 1867, postuló por primera vez una relación entre la energía específica consumida y el incremento de superficie específica generado en las partículas durante la reducción de tamaño. El postulado de Rittinger, o Primera Ley de reducción de tamaño, establece lo siguiente:

“La energía específica consumida en la reducción de tamaño de un sólido es directamente proporcional a la nueva superficie específica creada,”

Este postulado considera solamente la energía necesaria para producir la ruptura de cuerpos sólidos ideales (homogéneos, isotropitos y sin fallas), una vez que el material ha alcanzado su deformación crítica o límite de ruptura. Matemáticamente se puede escribir:

$$E_R = C_R (S_p - S_f) \quad \text{Ecuación 2. 9}$$

Donde, E_R es el consumo de energía específica, L^2/T^2 , de acuerdo al postulado de Rittinger, C_R es una constante de proporcionalidad, M/T^2 , S_f y S_p representan la superficie específica de la alimentación y producto, respectivamente, L^2/M . La superficie específica esta dada por.

$$S = \frac{S}{M} = \frac{S}{\rho_s \cdot V} \quad \text{Ecuación 2. 10}$$

Donde ρ_s es la densidad del sólido. La superficie y volumen del sistema particulado se pueden escribir utilizando los factores de forma superficial, α_S y volumétrico, α_V y definiendo un tamaño promedio característico, d :

$$S = \alpha_s d^2; V = \alpha_v d^3 \quad \text{Ecuación 2. 11}$$

Por lo tanto,

$$S = \left(\frac{\alpha_3}{\rho_3 \cdot \alpha_1} \right) \frac{1}{d} \quad \text{Ecuación 2. 12}$$

Reemplazando en (2.18) se obtiene.

$$E_R = K_R \left[\frac{1}{d_p} - \frac{1}{d_f} \right] \quad \text{Ecuación 2. 13}$$

Donde d_f y d_p representan los tamaños promedios de alimentación y producto, respectivamente y la constante de proporcionalidad, K_R [L^3/T^2], ha sido definida

$$K_R = \left[\frac{\alpha_S}{\rho_S \cdot \alpha_V} \right] C_R$$

Ecuación 2. 14

La ecuación 2.9 es la formulación matemática de la PRIMERA ley de la reducción de tamaño. Aun cuando el postulado de Rittinger carece de respaldo experimental, se ha demostrado en la práctica que dicha teoría funciona mejor para la fractura de partículas gruesas, es decir, en etapas de trituración del material.

Postulado de Kick (1885).

En el año 1874 Kirpichev y posteriormente, en 1885, Kick propusieron independientemente una segunda teoría, conocida como postulado de Kick. En ella se establece lo siguiente:

“La energía requerida para introducir cambios análogos en el tamaño de cuerpos geoméricamente similares es proporcional al volumen de estos cuerpos.”

Esto significa que iguales cantidades de energía producirán iguales cambios geométricos en el tamaño de un sólido. Kick consideró que la energía utilizada en la fractura de un cuerpo sólido ideal (homogéneo, isotrópico y sin fallas) era solo aquella necesaria para deformar el sólido hasta su límite de ruptura, despreciando la energía adicional para producir la ruptura del mismo.

De esta manera, de acuerdo al postulado de Kick, cada evento de fractura requerirá una unidad de energía. Por lo tanto, si se coloca en serie las partes equivalentes en las cuales se divide un cuerpo y en otra sucesión las unidades de energía requeridas para efectuar tal división, se obtiene la tabla 2.5.

De dicha tabla se observa que el número de unidades de energía empleadas equivale al número de eventos de fractura producidos. Además:

$$D_n = \left(\frac{d_0}{2^n} \right) \quad \text{o bien} \quad 2^n = \left(\frac{d_0}{d_n} \right) \quad \text{Ecuación 2. 15}$$

Tomando logaritmo natural a ambos lados de la última ecuación:

$$n \cdot \ln 2 = \ln \frac{d_0}{d_n} \quad \text{Ecuación 2. 16}$$

$$E_K = K_k \ln \left(\frac{d_f}{d_p} \right) \quad \text{Ecuación 2. 17}$$

Donde la constante de proporcionalidad K_k , esta dada por:

$$K_k = \left(\frac{1}{\ln 2} \right) \quad \text{Ecuación 2. 18}$$

TABLA 2. 5 Requerimientos de energía por eventos de fractura de un sólido, según Kick.

Evento de Fractura	Nº de Partículas	Tamaño de Partículas	Nº Unidades de Energía
0	$1 = 2^0$	$d_0 = \frac{d_0}{2^0}$	0
1	$2 = 2^1$	$d_1 = \frac{d_0}{2^1}$	1
2	$4 = 2^2$	$d_2 = \frac{d_0}{2^2}$	2
n-1	2^{n-1}	$d_{n-1} = \frac{d_0}{2^{n-1}}$	n-1
n	2^n	$d_n = \frac{d_0}{2^n}$	n

Fuente: Magne y Valderrama, 1994.

Postulado de Bond, 1952.

Como los postulados de Kick y Rittinger no satisfacían todos los resultados experimentales observados en la práctica y como industrialmente se necesitaba una norma estándar para clasificar los materiales según su respuesta a los procesos de reducción de tamaño. Bond en 1952, postuló una ley empírica que se denominó la tercera Ley de reducción de tamaño

“La energía consumida para reducir el tamaño 80% de un material, es inversamente proporcional a la raíz cuadrada de este tamaño, definiéndose el tamaño 80% como la abertura del tamiz (en micrones) que deja pasar el 80% en peso de las partículas”

$$\hat{E}_B = K_B \left[\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{\sqrt{d_f}} \right]$$

Ecuación 2. 19

Donde E_B es el consumo específico de energía, Kwh./t corta, de acuerdo a la teoría de Bond, K_B es la constante de Bond, d_f y d_p son los tamaños 80% pasante de la alimentación y producto, respectivamente, en micrones.

Bond definió el parámetro K_B en función del Índice de Trabajo del material, W_1 , que corresponde a la energía necesaria para reducir una tonelada de material desde un tamaño teóricamente infinito hasta partículas que en un 80% sean inferiores a 100 μm . Esto es,

$$W_1 = K_B \left[\frac{1}{\sqrt{100}} - \frac{1}{\sqrt{x}} \right]$$

Ecuación 2. 20

De donde, $K_B = 10 W_1$ Así, la ecuación (2.21) se puede escribir.

$$\hat{E} = W_1 \left[\frac{10}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{10}{\sqrt{F_{80}}} \right] \quad \text{Ecuación 2. 21}$$

Donde F_{80} y P_{80} representan el tamaño de la alimentación y producto, respectivamente.

Definiendo la razón de reducción, R_r , como la razón entre las aberturas de los tamices por las cuales pasarían el 80% del material de alimentación y producto de la reducción de tamaño, la ecuación (2.22) se puede escribir en forma alternativa, como.

$$\hat{E}_B = W_1 \sqrt{\frac{100}{P_{80}}} \left[\frac{\sqrt{R_r} - 1}{\sqrt{R_r}} \right] \quad \text{Ecuación 2. 22}$$

El índice de Trabajo depende tanto del material (resistencia a la reducción de tamaño) como del equipo utilizado, debiendo ser determinado experimentalmente, a través de un ensayo estándar de laboratorio, para cada aplicación requerida.

Durante el desarrollo de la Tercera Ley de reducción de tamaño, Bond considero que no existían rocas ideales ni iguales en forma y que la energía consumida era proporcional a la longitud de las nuevas grietas creadas. Bond baso su teoría en tres principios fundamentales, los que a su vez se basan en mecanismos observados durante la reducción de tamaño de partículas.

Dichos principios son:

- *Primer Principio:* Se puede considerar, entonces, que todo sistema de partículas tiene un cierto registro energético o nivel de energía, correspondiente a toda la energía consumida para llevar las partículas a su tamaño actual. Solamente una partícula de tamaño infinito tendría un registro energético igual a cero (valor de referencia inicial usado por Bond). De lo anterior resulta que el consumo de energía en la reducción de tamaño es la diferencia entre el registro energético del producto y el correspondiente al de la alimentación:

$$\begin{array}{ccc} \textit{Consumo} & & \textit{Registro} \\ \textit{de} & + & \textit{Energía del} \\ \textit{Energía} & & \textit{producto} \end{array} = \begin{array}{c} \textit{Registro de} \\ \textit{Energía de la} \\ \textit{Alimentación} \end{array}$$

- *Segundo Principio:* El consumo de energía para la reducción de tamaño es proporcional a la longitud de las nuevas grietas producidas. Como la longitud exterior de una grieta es proporcional a la raíz cuadrada de la superficie, se puede concluir que la energía consumida es proporcional a la diferencia entre la raíz cuadrada de la superficie específica obtenida después y antes de la reducción de tamaño. Esto es:

$$\hat{E}_B = C_B \left(\sqrt{\hat{S}_p} - \sqrt{\hat{S}_f} \right) \quad \textbf{Ecuación 2. 23}$$

Remplazando la superficie específica en términos de un tamaño promedio, d y de los factores de forma superficial y volumétrica, resulta:

$$\hat{E}_B = K_B \left[\frac{1}{\bar{d}_p^{0.5}} - \frac{1}{\bar{d}_f^{0.5}} \right] \quad \textbf{Ecuación 2. 24}$$

Donde K_B se ha definido como.

$$K_B = C_B \left(\frac{\alpha_3}{P_3 \cdot \alpha_1} \right) \quad \text{Ecuación 2. 25}$$

En su deducción teórica, Bond utilizó como tamaño promedio el tamaño 80%, denominando P_{80} al tamaño 80% pasante del producto, en μm , y F_{80} al tamaño 80% pasante de la alimentación, en μm . Entonces, también se puede escribir

$$\hat{E}_B = K_B \left[\frac{1}{\sqrt{P_{80}}} - \frac{1}{\sqrt{F_{80}}} \right] \quad \text{Ecuación 2. 26}$$

Que corresponde a la forma matemática equivalente a la ecuación (2.21), desarrollada anteriormente, donde se demostró además que $K_B = 10 W_1$

- *Tercer Principio:* La falla más débil del material determina el esfuerzo de ruptura, pero la energía total consumida está controlada por la distribución de fallas en todo el rango de tamaños involucrados y corresponde al promedio de ellas.

La Tercera Ley de reducción de tamaño, desarrollada por Bond, tiene un carácter netamente empírico y su objetivo fue llegar a establecer una metodología confiable para dimensionar equipos y circuitos de reducción de tamaño y en este sentido, domino el campo por casi 25 años. En realidad, el método de Bond proporciona una primera estimación del consumo real de energía necesario para triturar o moler un material determinado en un equipo de reducción de tamaño a escala industrial, con un error promedio de más o menos 20%.

De acuerdo a lo estipulado por Bond, el parámetro W_1 es función del material, del equipo de reducción de tamaño y de las condiciones de operación.

Postulado de Charles-Walker, 1957.

La definición del índice de trabajo fue establecida por Bond en el año 1952 y ya en 1957 Charles propuso una relación generalizada sobre el consumo de energía versus el tamaño de partícula que engloba las tres leyes anteriores de reducción de tamaño (Rittinger, Kick y Bond). Previa a dicha publicación, en 1937, Walker había propuesto una ecuación diferencial empírica similar a la de Charles, recibiendo así, esta nueva teoría, el nombre de Postulado de Charles –Walker.

De acuerdo con dichos autores, la ley general que relaciona el consumo de energía específica en la reducción de tamaño de las partículas, puede expresarse a través de la siguiente ecuación diferencial empírica:

$$d\hat{E} = -C \frac{d(d)}{d^n} \qquad \text{Ecuación 2. 27}$$

Esta ecuación establece que el consumo diferencial de energía específica de, requerido para producir un cambio infinitesimal $d(d)$, en el tamaño d de una partícula, es directamente proporcional a dicha variación infinitesimal de tamaño e inversamente proporcional al tamaño de la partícula elevada a un exponente empírico n . En lado derecho de la ecuación (2.27) tiene signo negativo porque representa la energía de resistencia a la fractura ofrecida por las partículas frente a un esfuerzo externo. Las constantes C y n de esta ecuación dependen tanto del material como del equipo de reducción de tamaño.

Charles demostró que las tres leyes de reducción de tamaño anteriormente expuestas, son casos particulares de la ecuación (2.27) para valores de n equivalentes a 2.1 y 1.5 respectivamente. De igual forma, demostró que el parámetro n era función tanto del material como del equipo de reducción de tamaño

La ley de Rittinger se puede obtener mediante la integración de la ecuación (2.27), considerando $n=2$;

$$\int_0^{\hat{E}} d\hat{E} = -C \int_{d_f}^{\bar{d}_p} \frac{d(d)}{d^2}$$

Ecuación 2. 28

$$\hat{E}_R = K_R \left[\frac{1}{d_p} - \frac{1}{d_f} \right]$$

Ecuación 2. 29

Donde $C = K_R$ En forma análoga, la ley de Kick se obtiene con $n=1$;

$$\int_0^{\hat{E}} d\hat{E} = -C \int_{d_f}^{\bar{d}_p} \frac{d(d)}{d}$$

Ecuación 2. 30

Integrando se obtiene:

$$\hat{E}_K = K_K \cdot \ln \left(\frac{\bar{d}_f}{\bar{d}_p} \right)$$

Ecuación 2. 31

Donde $C = K_k$, Por otro lado, si $n = 1.5$;

$$\int_0^{\hat{E}} d\hat{E} = -C \int_{d_f}^{\bar{d}_p} \frac{d(d)}{d^{1.5}}$$

Ecuación 2. 32

$$\hat{E}_B = K_B \left[\frac{1}{\sqrt{d_p}} - \frac{1}{\sqrt{d_f}} \right]$$

Ecuación 2. 33

que es la ecuación de Bond, con $2C = K_B$

CAPITULO III: DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.1 Metodología

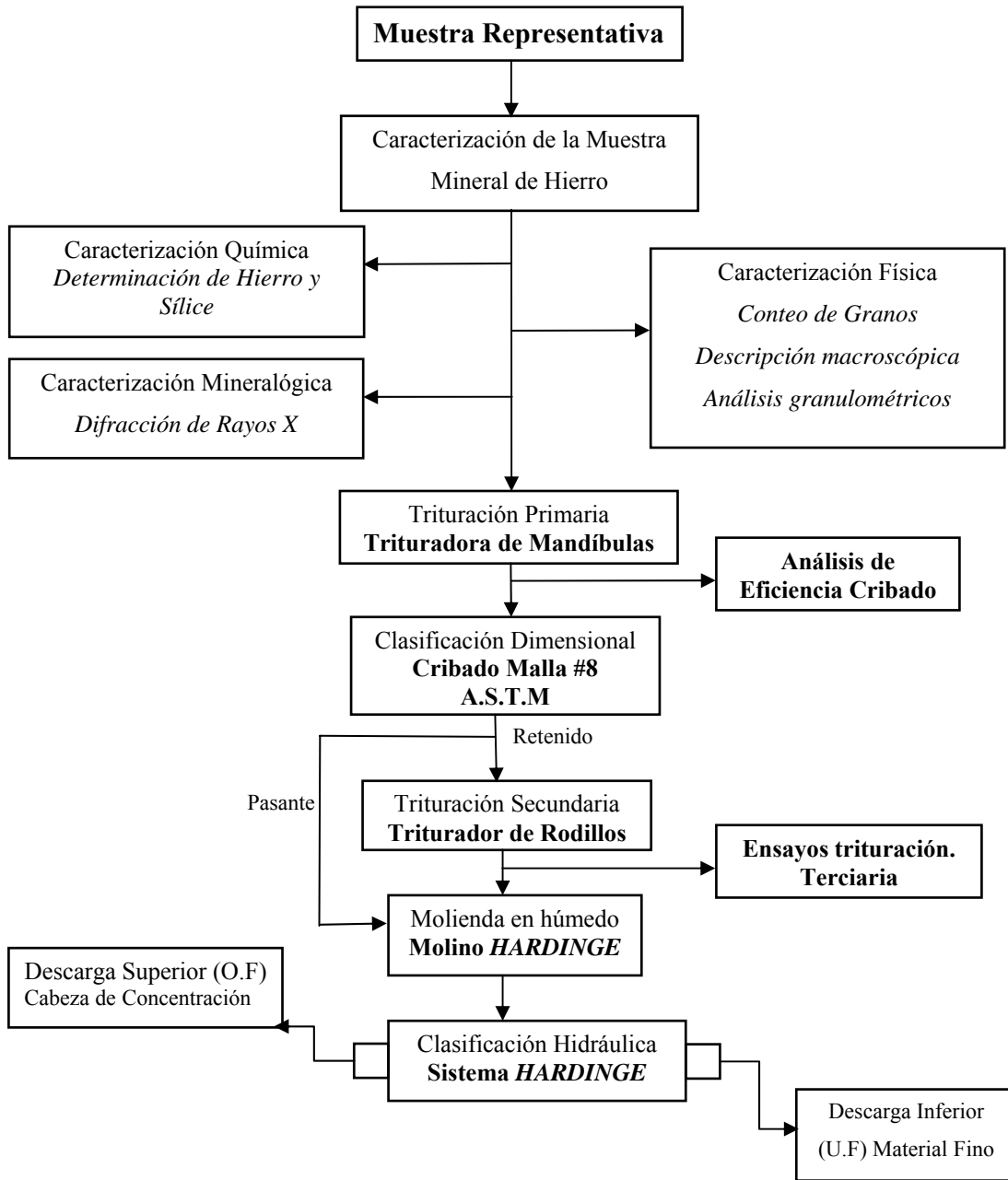
Con la finalidad de obtener la información necesaria para llevar a cabo el estudio de reducción de tamaño de la laterita ferruginosa del sector El Menito, es importante realizar una cuidadosa planificación y justificación de las etapas a cumplir en el desarrollo experimental. Es por ello que las etapas ejecutadas en el presente trabajo de preparación mecánica del material de mineral de hierro, se presentan a continuación de forma esquemática en la figura 3.1

3.1.1 Preparación de las Muestras

La preparación de muestra constituye una etapa preliminar de gran importancia, ya que esta permite preparar el material de mineral de hierro para los posteriores tratamientos de reducción de tamaño contemplados dentro del esquema experimental; el cual será desarrollado en etapas diferentes y consecutivas. Para tal fin, se utilizaron aproximadamente 900 Kg de una muestra representativa del depósito de Laterita Ferruginosa en la región de El Menito, Estado Zulia, la empresa Granzón Menito S.A. es la responsable de la representatividad de la muestra obtenida para la conformación de la pila de material a ser empleado en el desarrollo de este proyecto.

El material, una vez ubicado en el Laboratorio de Preparación y Concentración de Menas de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica, fue esparcido adecuadamente en lonas, a fin de facilitar la descripción macroscópica y verificar las condiciones en que el material se encontraba para el desarrollo del proyecto en la figura 3.2 se puede apreciar el tamaño de los trozos iniciales.

Figura 3. 1 Esquema del Desarrollo Experimental



Fuente: Elaboración propia

Figura 3. 2 Detalle de los tamaños de trozos iniciales



Fuente: Elaboración propia

3.2 Caracterización de la muestra de mineral de hierro.

La evaluación de las características de las partículas es un aspecto fundamental del procesamiento de minerales debido a que:

- El producto deberá satisfacer unas especificaciones de tamaño.
- El tamaño de partícula es una medida de control para los procesos de reducción de tamaño
- La inminente necesidad de aumentar el área de superficie del mineral y así poder acelerar un proceso químico.
- La mena deberá estar liberada del estéril antes de llevar a cabo cualquier proceso de concentración posterior.

3.2.1 Caracterización Química.

La caracterización química es una herramienta fundamental en la caracterización de la muestra, ya que esta nos permite identificar de forma cuantitativa y cualitativa, los componentes químicos que conforman la mena.

El análisis químico cuantitativo requiere de técnicas que permitan una precisión y confiabilidad de los resultados obtenidos; así como de rapidez en el manejo de dicha información.

La metodología a aplicar se nutre de las distintas normas de calidad, a fin de obtener una sistemática propia, ajustada a las condiciones de ensayo, que ofrezcan resultados equivalentes. Entendiéndose como resultado equivalente a todo aquél que, comparado con el obtenido según la metodología oficial, produzca un valor que se encuentre dentro de las tolerancias analíticas aceptables.

La igualdad entre los números equivalentes de la solución establece la siguiente ecuación:

$$N_{sol} * V_{sol} = N_{KMnO_4} * V_{KMnO_4} \quad \text{Ecuación 3. 1}$$

En donde la normalidad de la solución ferrosa se calcula despejándola de la ecuación.

Determinación de Hierro

La metodología empleada para la determinación de tenor de hierro corresponde a métodos analíticos por volumetría, donde una muestra de hierro en solución se hace reaccionar con un agente reductor ($KMnO_4$) permitiendo la oxidación del hierro, provocando así el cambio de color que determina la normalidad de la solución.

Este procedimiento se realizó sobre las muestras obtenidas luego del cribado en las diferentes mallas A.S.T.M (50, 70, 100, 170, 200). En los ensayos se busco obtener a través del método conocido como *Zimmermann- Reinhardt* el porcentaje de óxido hierro contenido en las muestras tratadas.

Determinación de Sílice

Como lo presente en las muestras son óxidos hidratados de hierro e hidróxidos de éste, se pueden descomponer con ácido clorhídrico dejando la sílice insoluble como precipitado, a su vez el paso preliminar para la determinación de hierro empleada en la caracterización química es la digestión de las muestras en ácido clorhídrico para disolver el resto de los componentes mayoritarios y obtener la sílice como insoluble.

Es necesario tener presente que las sales de aluminio, hierro y otros metales son retenidas fuertemente por la sílice y no pueden eliminarse con ácido clorhídrico diluido. Si el ensayo debe ser muy preciso el silicato disgregado descompuesto en ácido clorhídrico caliente no puede usarse un vaso de vidrio aunque sea de la variedad resistente. Las impurezas si el líquido de lavado es agua destilada son sales básicas de titanio, hierro y aluminio como resultado de la hidrólisis

La sílice que queda en solución se puede compensar en exceso por la introducción de sílice de los reactivos y de los recipientes, si no se hace un ensayo en blanco.

A continuación se reportan los tres ensayos para establecer la normalidad de la solución de permanganato y los resultados se expresan en la tabla 3.1

TABLA 3. 1 Determinación de la normalidad en la solución de Permanganato.

(ml) SnCl ₂	(ml) KMnO ₄	% Fe ₂ O ₃
5,8	35,0	100
5,5	34,5	100
5,5	35,5	100
<i>5,60</i>	<i>35,00</i>	<i>100,00</i>

Fuente: Elaboración Propia.

Seguidamente, se expresan los datos obtenidos en el Ensayo N° 1 realizado del 1er. cribado en húmedo con peso de muestra en cada malla de 0,3 gramos los resultados se indican en la tabla 3.2.

TABLA 3. 2 % de Fe₂O₃ retenido en cada malla del 1er. cribado en húmedo.

Malla A.S.T.M	% de Fe ₂ O ₃	% Sílice	%SiO ₂ + % Fe ₂ O ₃	otros componentes
# 50	50,29	41,00	91,29	8,71
# 70	43,14	45,00	88,14	11,86
# 100	44,00	45,67	89,67	10,33
# 120	43,43	44,67	88,10	11,90
# 140	44,57	51,33	95,90	4,10
# 200	32,57	55,00	87,57	12,43
# 270	41,71	51,00	92,71	7,29
promedio	42,82	47,67	90,48	9,52

Fuente: Elaboración Propia.

La masa retenida del 2do. Cribado en seco con un peso de muestra en cada malla de 0,3 gramos se obtiene la siguiente tabla 3.3

TABLA 3. 3 % de Fe₂O₃ retenido en cada malla del 2er. cribado en seco.

Malla A.S.T.M retenida	% de Fe ₂ O ₃	% Sílice	%SiO ₂ + % Fe ₂ O ₃	otros componentes
# 50	45,71	39,33	85,05	14,95
# 70	39,71	48,00	87,71	12,29
# 100	33,71	47,33	81,05	18,95
# 120	34,86	48,33	83,19	16,81
# 140	40,57	49,67	90,24	9,76
# 200	31,14	57,33	88,48	11,52
# 270	38,00	52,33	90,33	9,67
promedio	37,67	48,90	86,58	13,42

Fuente: Elaboración Propia.

En la caracterización química se comprobó que la mena de hierro, en estudio es de tenor medio con un alto contenido de sílice, susceptible a ser beneficiada para obtener un producto que satisfaga las condiciones del mercado.

3.2.2 Caracterización Física.

Descripción macroscópica

- *Tamaño:* Trozos de tamaño largo * ancho* espesor en centímetros variables entre 14x12x9cm, 9x8x5cm, 6x3x3cm; en general predominan dos dimensiones similares y una menor, no muy alejadas entre si.

- *Colores:* Color meteorizado: pardo rojizo a pardo amarillento.

Color fresco: gris oscuro apreciable en zonas muy pequeñas debido a la alta meteorización de las muestras.

- *Granos:* Roca con textura masiva donde es difícil la observación de granos, sin embargo, en algunas muestras es apreciable la presencia de pisolitos gohetíticos de 1-2 cm., esféricos en un porcentaje aproximado de 5 % además en la observación se evidencian costras de óxidos como concreciones y solas.

- *Observaciones:* Presencia de un material de color blancuzco que luego de la adición de ácido clorhídrico se verificó que no es carbonático, ya que el ácido no reacciona (se presume material Caolínico). Material fino relleno de cavidades (tamaño arcilla a limo) adherido, de color blanco grisáceo. Presunta precipitaciones alojadas en poros de diversos tamaños que disminuyen la porosidad de la laterita que aun así es elevada.

Entre los minerales presentes se pueden mencionar óxidos de hierro hidratados en parte amorfos (ausencia de cristales) observable en el tono gris de muestras frescas. Cuarzo, observable por el brillo vítreo característico en determinadas zonas, no ocultas por las lamelas adheridas al material.

Determinación de humedad

La determinación de humedad en la muestra, se hizo con el fin de establecer su influencia en los ensayos subsiguientes. En esta prueba se utilizan los siguientes equipos: un Rotap con una serie de tamices con diferentes aberturas, una estufa eléctrica. Una balanza con precisión de +/- 0,1 g. El procedimiento consiste esencialmente en pesar el material retenido en los diferentes tamices de una muestra inicial de aproximadamente dos (2) kilogramos. Luego la muestra se somete a calentamiento en la estufa a 130°C +/- 3°C durante dos (2) horas. Al cabo de este lapso de tiempo, la muestra se enfría hasta temperatura ambiente y se pesa.

Los cálculos se realizan a través de la fórmula:

$$\%H = \frac{A-B}{A} * 100$$

Ecuación 3. 2

Donde:

H %: Porcentaje de humedad.

A: Peso de la muestra antes de secar.

B: Peso de la muestra después de secar.

Al finalizar los cálculos se obtuvieron los siguientes resultados (tabla 3.4):

TABLA 3. 4 Porcentaje de humedad de la muestra

Tamiz	A (gr)	B (gr)	H (gr).	% H
½	131,8	128,8	3	2,28
3	912,5	893,8	18,7	2,05
4	203,4	199,5	3,9	1,92
8	236,8	234,1	2,7	1,14
12	68,8	67,3	1,5	2,18
16	61,1	59,9	1,2	1,96
30	95,7	94,2	1,5	1,57
- 30	288,6	283,3	5,3	1,84
Totales	1998,7	1960,9	37,8	1,87

Fuente: Elaboración propia

En la tabla anterior se puede apreciar que la humedad de la mena en las distintas mallas no supera el 2,5 % y que su promedio es de 1,87%. Esto permite establecer que en los ensayos posteriores, la humedad no representa una variable relevante a ser tomada en cuenta a la hora de reportar los resultados.

Determinación de eficiencia de cribado en húmedo.

Este ensayo sirvió para medir la eficiencia de cribado en húmedo, comparándolo con el cribado en seco en las diferentes mallas. Se emplean los mismos aparatos del ensayo anterior. El procedimiento se basa en cribar el producto homogeneizado del ensayo de humedad en presencia de agua. Limpiar completamente los tamices con ayuda de una piseta para disminuir las pérdidas de material adherido a las mallas. Llevar a la estufa a 130°C +/- 3°C durante dos (2) horas. Retirar de la estufa, dejar enfriar hasta temperatura ambiente y pesar.

Los cálculos se realizan a través de la fórmula:

$$\%E = \frac{B - C}{B} * 100$$

Ecuación 3. 3

Donde:

% E: Porcentaje de Eficiencia.

B: Peso de la muestra después de secar.

C: Peso de muestra seca después de cribado en húmedo.

Al realizar los cálculos según la metodología, se obtiene la tabla 3.5, la cual, expresa los resultados de la pérdida porcentual de material, en cada malla, luego de realizado el tamizado en húmedo, secado el material y pesado de nuevo.

Al finalizar el ensayo se verifica la necesidad de tamizar en húmedo si el tamaño máximo de partícula es igual a 0,3 mm, con el fin de obtener mayor precisión en los análisis granulométricos posteriores

TABLA 3. 5 Pérdidas en gramos y porcentaje por el tamizado en húmedo

Malla A.S.T.M	Pérdida (gr).	Pérdida (%).
½	1,3	1,01
3	17,2	1,92
4	6,6	3,31
8	9,9	4,23
12	4,8	7,13
16	5,3	8,85
30	12,7	13,48
- 30	57,8	5,70

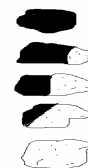
Fuente: Elaboración propia

Grado de Liberación.

El análisis de liberación se fundamenta en la determinación del grado de liberación de la mena en las diferentes mallas asumidas en la etapa de caracterización. Este análisis se realizó en el Laboratorio de Mineralogía y Petrología de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica; a través de un conteo de granos, en donde las muestras a ensayar fueron seleccionadas por cuarteo de las masas retenidas en los diferentes tamices utilizados en la fase de caracterización.

Se asumió la siguiente categoría numerada que agrupa los granos y partículas de minerales observados para destacar la distribución porcentual en cada malla. Se ha de acotar que para los efectos de este ensayo es considerado útil el cuarzo y ganga los minerales de hierro presentes en las muestras.

- Categoría 1 100 % Útil
- Categoría 2 75 % Útil, 25 % Ganga
- Categoría 3 50 % Útil, 50 % Ganga
- Categoría 4 25 % Útil, 75 % Ganga
- Categoría 5 100 % Ganga



El microscopio usado de marca Leitz-Wetzlar (figura 3.3) por intermedio de una cámara fotográfica integrada permite la toma de una fotografía microscópica de la muestra sostenida en el portaobjeto.

Figura 3. 3 Microscopio Leitz-Wetzlar



Fuente: Elaboración propia

El procedimiento seguido consistió, en colocar las fracciones retenidas en los diferentes tamices debidamente en el portaobjeto del microscopio, utilizando porta muestras. Luego de enfocar el aparato se fijó la posición vertical y se realizó un barrido horizontal, anotando el número de granos de útil y ganga según el criterio anteriormente descrito. En la figura 3.4 se observa una micrografía realizada durante el desarrollo del ensayo.

Los cálculos se realizaron tomando en cuenta la siguiente ecuación:

$$f = \frac{L}{L + L^* + L^{**} + L^{***}} * 100$$

Ecuación 3. 4

Donde:

- L Granos 100 % liberados
- L* Granos 75 % liberados
- L** Granos 50 % liberados
- L*** Granos 25 % liberados

Figura 3. 4 Microscopia malla 100.



Fuente: Elaboración propia

Los resultados del ensayo se resumen en la tabla 3.6.

TABLA 3. 6 Conteo de granos

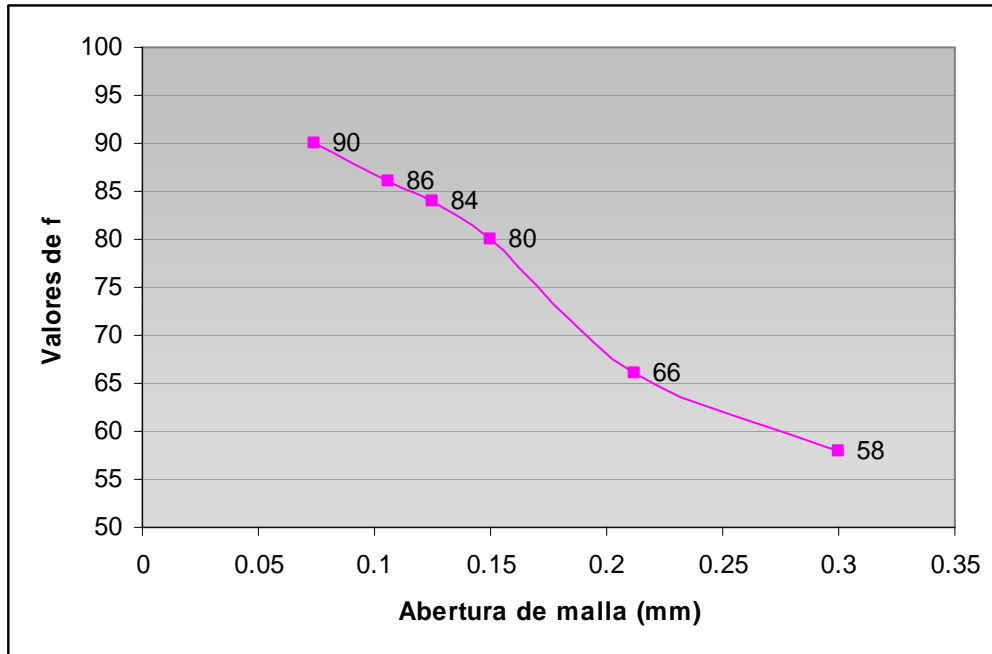
Malla	Total Partículas contadas	F Grado de Liberación.
50	309	58
70	345	66
100	344	80
120	320	84
140	345	86
200	312	90

Fuente: Elaboración propia

En esta tabla se identifica el comportamiento de la mena de hierro en estudio, reflejando que a partir de la malla 100 ($f = 80\%$) el material alcanza un porcentaje de 90 % en la malla de menor tamaño analizada malla (ASTM 200); por ello se determina la malla de corte como la malla 100.

Gráficamente se puede apreciar (figura 3.5) el aumento del porcentaje de liberación a medida que disminuye la abertura de malla

Figura 3. 5 Grado de liberación



Fuente: Elaboración propia

3.2.3 Caracterización Mineralógica

Difracción de rayos X

La difracción por rayos X (DRX) es el método más importante, no destructivo para analizar materiales variados, desde líquidos o polvos hasta cristales perfectos. La aplicación fundamental de la difracción de Rayos X es la identificación cualitativa de la composición de las fases cristalinas de una muestra.

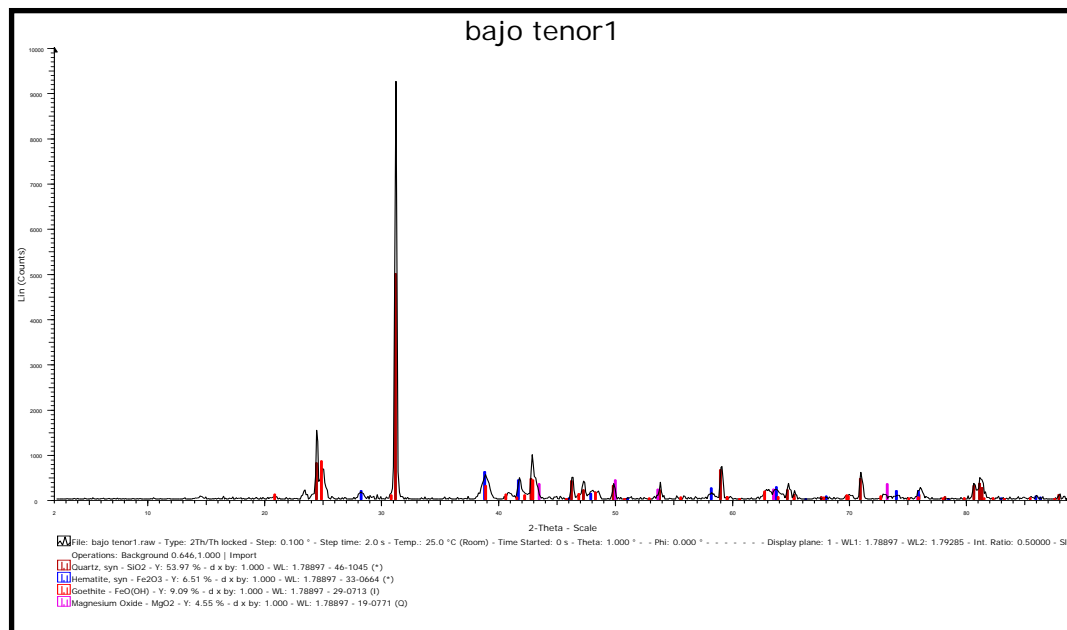
La difracción está basada en las interferencias ópticas que se producen cuando una radiación monocromática atraviesa una rendija de anchura comparable a la longitud de onda de la radiación. Se fundamenta en la identificación cualitativa de la composición de las fases cristalinas de una muestra.

El equipo utilizado consiste en un difractómetro de rayos X Modelo D8 Advance construido por la casa Siemens bajo el nombre de la marca Bruker AXS (ver apéndice), y una computadora con software apropiado para la interpretación de los resultados.

El procedimiento se inicia al moler el material hasta obtener una granulometría fina (imperceptible al tacto), colocarla en el porta muestra, ajustar las condiciones para el cátodo y el goniómetro, y reconocer las diversas fases cristalinas comparándolas con las existentes en el registro.

El cátodo empleado es de Cobalto con su respectiva longitud de onda. Las condiciones fueron de 40 Kv y 30 mA. Para el goniómetro se fijó la velocidad de barrido de ángulo en $1,5^\circ$ por minutos realizando la medición para cada $0,1^\circ$ obteniendo la grafica que especifica las posibles fases y compuestos presentes. (Figura 3.5).

Figura 3. 6 Gráfica difracción de Rayos X



Fuente: Elaboración propia

De la gráfica se deriva la tabla 3.7 en donde se observa el porcentaje presente de los principales componentes de la muestra, su especie mineral y la fórmula química de dichos minerales presentes.

TABLA 3. 7 Difracción de Rayos X (porcentajes presentes en la muestra).

Componente	Formula	% Presente
Cuarzo	SiO ₂	53.97
Hematita	Fe ₂ O ₃	6.51
Goethita	FeO(OH)	9.09
Oxido de Magnesio	MgO ₂	4.55
Otros Componentes	-	25.88

Fuente: Elaboración propia

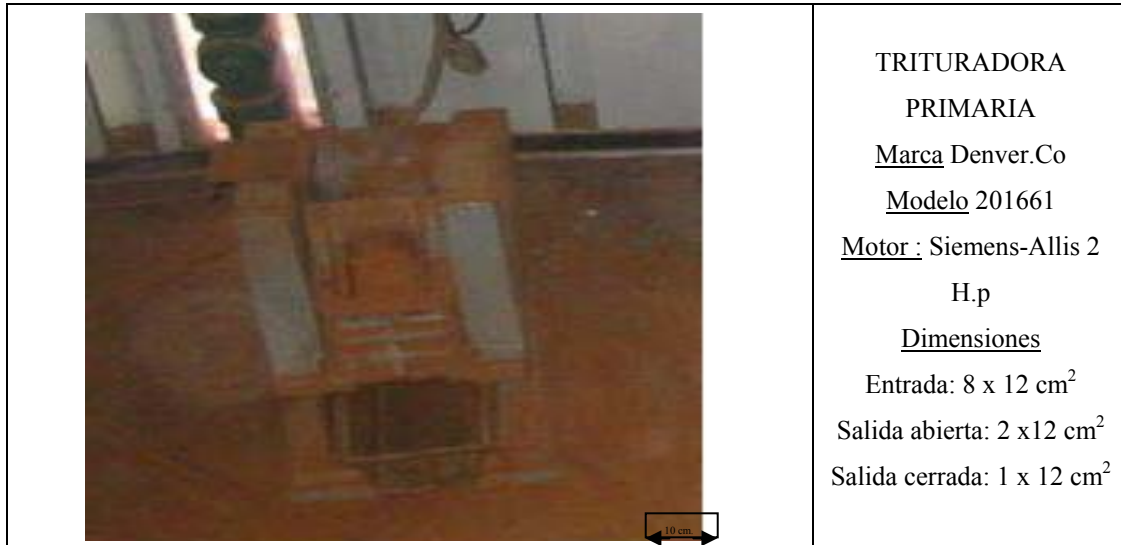
Se puede concluir que la mena en estudio presenta una gran proporción de cuarzo y los principales óxidos de hierro presentes son Hematita y Gohethita. Sin embargo, la relación presente de éstos es determinada con mayor exactitud en la caracterización química.

3.3 Trituración Primaria

El proceso de reducción de tamaño se inició en la trituradora de mandíbula marca Denver, Modelo 201661 (figura 3.7) con capacidad alimentación de 12 x 8cm y una abertura máxima de salida de 2,65cm (1”), ya que los tamaños de rocas eran variables en su dimensión mayor, oscilando entre 14– 6 cm.

Esta trituradora primaria tipo Denver 201661, registró un consumo de energía en el proceso de reducción de tamaño según la Ecuación 2.21 del postulado de Bond de 0,31 Kwh./tm.

Figura 3. 7 Trituradora primaria usada



Fuente: Elaboración propia

El equipo utilizado se encuentra en el Laboratorio de Menas de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la U.C.V

Roleo y homogenización de la muestras

Continuamente al proceso de trituración primaria el material es extendido sobre una lona donde se realizó la homogenización de la muestra obtenida a través del método de muestreo manual, este procedimiento se hizo con el fin de obtener una muestra homogénea como se ilustra en la figura 3.8 y el método básicamente consistió en:

- Esparcir el mineral sobre una lona en una superficie plana, apilarlo en forma cónica con una pala, haciendo caer cada palada exactamente en la parte superior del cono o ápex. La operación es repetida 2 o 3 veces con el propósito de obtener una distribución homogénea de partículas.

Figura 3. 8 Pila formada luego de trituración primaria



Fuente: Elaboración propia

- Posteriormente, el material fue distribuido para formar primero un cono truncado y luego, una “torta” circular plana como se explica en el sistema de cono y cuarteo, respetando lo más posible la simetría.
- Finalmente, la “torta” semi-circular se dividió en 4 partes a lo largo de dos diagonales perpendiculares entre si. Dos cuartos opuestos se prepararon pilas de menor tamaño, las cuales fueron roleadas para realizar con estas los ensayos preeliminares de las etapas subsiguientes de reducción de tamaño del mineral de hierro; y el par restante constituye el rechazo, el cual es utilizado mas adelante en los diferentes procesos.

Al material resultante del proceso de muestreo anteriormente descrito, se le realizaron análisis granulométricos, manteniendo la metodología establecida por las normas COVENIN y realizando por duplicado todos los ensayos expresados en este estudio; de la misma forma se utilizó este ensayo para monitorear el comportamiento del proceso en las diferentes etapas anteriormente expresadas en el esquema general, cuyos resultados se orientan en la tabla 3.8.

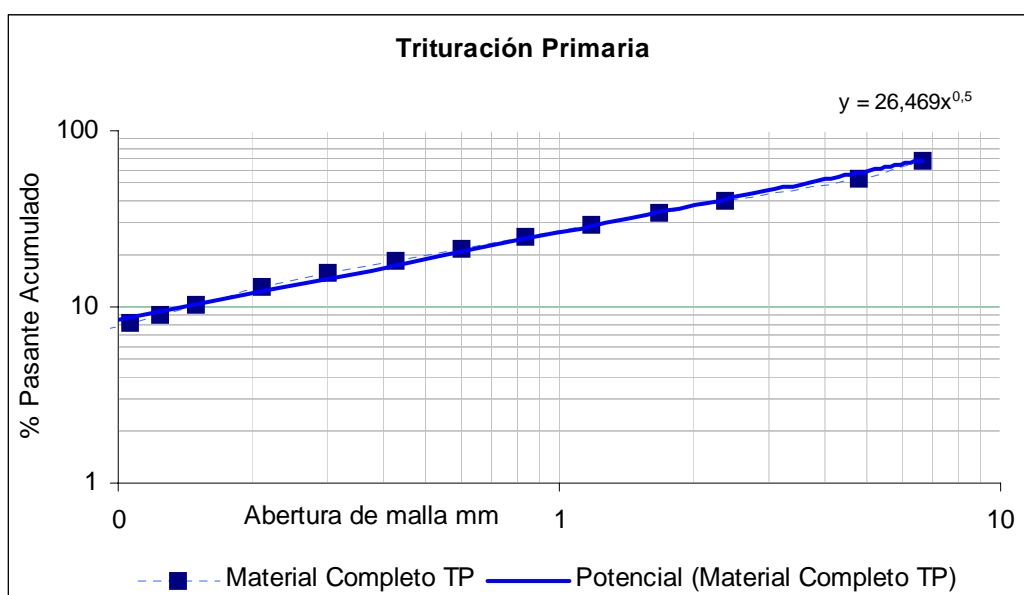
TABLA 3. 8 Ensayo granulométrico trituración primaria

Nº de Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
3	6,680	33,3	33,3	66,7
4	4,760	13,0	46,3	53,7
8	2,380	13,6	59,9	40,1
12	1,680	5,8	65,7	34,3
16	1,180	5,3	71,0	29,0
20	0,840	3,7	74,8	25,2
30	0,600	3,7	78,4	21,6
40	0,425	3,2	81,6	18,4
50	0,300	2,8	84,5	15,5
70	0,212	2,4	86,9	13,1
100	0,150	2,8	89,7	10,3
120	0,125	1,2	90,9	9,1
140	0,106	0,9	91,8	8,2
200	0,075	1,7	93,5	6,5
- 200	-0,075	6,5	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

La tabla anterior permite expresar gráficamente el comportamiento granulométrico del ensayo practicado figura 3.9

Figura 3. 9 Gráfica de distribución granulométrica trituración primaria



Fuente: Elaboración propia

3.4 Análisis de eficiencia de cribado

Previamente al proceso de trituración secundaria se determinó la ventaja de realizar un cribado en seco a través de una criba vibrante de movimiento circular. El proceso consistió en alimentar un material por la parte superior de la criba vibrante, este se desliza a través de un tamiz colocado de manera inclinada, ajustado a la estructura del equipo, el cual permite que el material recorra el tamiz a lo largo de 1,00 m de largo y 0,40 m de ancho, con una abertura de 2,4 mm.

Los resultados de eficiencia en el cribado, se basaron en la realización de ensayos preeliminares, en los cuales se varían parámetros, tales como: razón de alimentación en un rango de 2 Kg. en 6-7 minutos e inclinación de la criba variando desde 10° a 13° hasta lograr un 90 % de eficiencia en el cribado, en la totalidad de los ensayos, estos resultados son expresada en la tabla 3.10, según la ecuación 3.5.

$$E(\%) = 100 \cdot \frac{(100 \cdot (a - r))}{a(100 - r)} \quad \text{Ecuación 3.5}$$

Con los resultados de la clasificación del material y una eficiencia mayor al 90%, se procedió a realizar los ensayos granulométricos correspondientes a los diferentes productos de la criba, obteniendo un material de rechazo, el cual por su tamaño, se caracterizó como Material Grueso >Malla 8 (tabla 3.9) y el material pasante se denominó Material Fino <Malla 8 (tabla 3.11).

TABLA 3. 9 Ensayo granulométrico material rechazo de la criba

Nº de Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
3	6,680	50,7	50,7	49,3
4	4,760	14,9	65,5	34,5
8	2,380	20,7	86,3	13,7
12	1,680	9,1	95,4	4,6
16	1,180	2,6	98,0	2,0
--16	-1,180	2,0	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

TABLA 3. 10 Ensayos preliminares de eficiencia del cribado

Ensayo 1		Cribado 10 ° Inclinación			
Tiempo de alimentación 06:05 min					
Cantidad de muestra 2 Kg.					
Abertura 2 = 2,5 cm					
Granulometría obtenida luego del tamizado					
retenido	1615	" +4	1312	E (%) Por Formula	
pasante	322	" +8	197	88,0	%
		"Pan	101,5		
Ensayo 2		Cribado 10 ° Inclinación			
Tiempo de alimentación 07:54 min					
Cantidad de muestra 2 Kg.					
Abertura 1 = 1,76 cm					
Granulometría obtenida luego del tamizado					
retenido	1569	" +4	1230	E (%) Por Formula	
pasante	346	" +8	214,5	90,3	%
		"Pan	120		
Ensayo 3		Cribado 13° Inclinación			
Tiempo de alimentación 07:36 min					
Cantidad de muestra 2 Kg.					
Abertura 2 = 2,5 cm					
Granulometría obtenida luego del tamizado					
retenido	1439	" +4	1052	E (%) Por Formula	
pasante	493	" +8	254	91,2	%
		"Pan	130,5		
Ensayo 4		Cribado 13° Inclinación			
Tiempo de alimentación 06:27 min					
Cantidad de muestra 2 Kg.					
Abertura 1 = 1,76 cm					
Granulometría obtenida luego del tamizado					
retenido	1387	" +4	961	E (%) Por Formula	
pasante	475	" +8	263	93,0	%
		"Pan	156		

Fuente: Elaboración propia

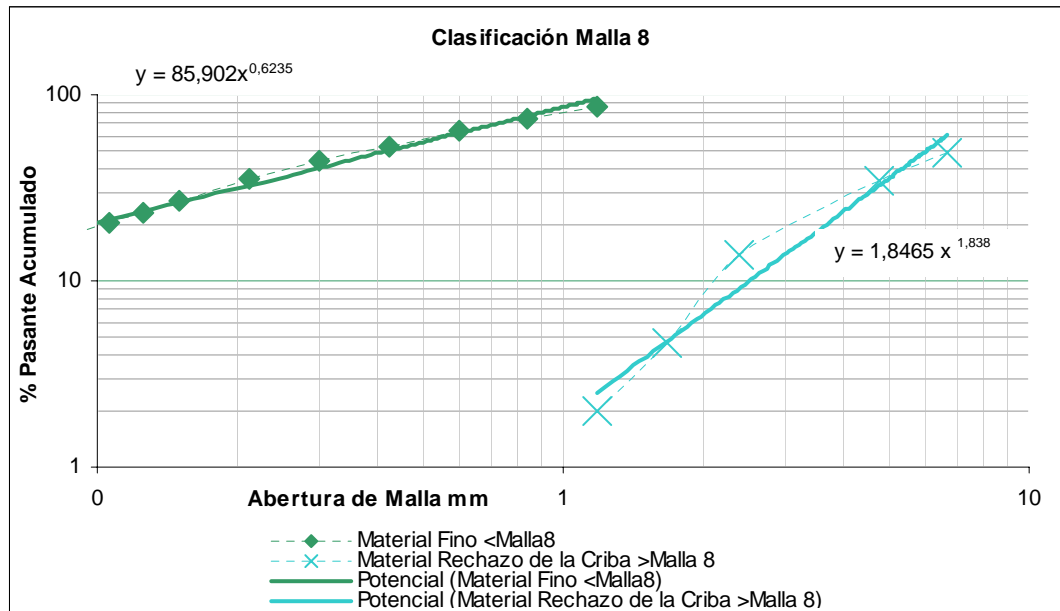
TABLA 3. 11 Ensayo granulométrico material fino pasante de la criba

Nº de Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado.	% Pasante acumulado
16	1,180	13,3	13,3	86,7
20	0,840	11,6	24,9	75,1
30	0,600	11,2	36,1	63,9
40	0,425	10,7	46,8	53,2
50	0,300	9,5	56,4	43,6
70	0,212	8,4	64,7	35,3
100	0,150	8,1	72,9	27,1
120	0,125	4,0	76,9	23,1
140	0,106	2,7	79,6	20,4
200	0,075	4,7	84,3	15,7
- 200	-0,075	15,7	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

De las tablas anteriores se puede generar una gráfica comparativa (figura 3.10), en donde se aprecia la distribución granulométrica de los productos de la criba luego de realizada la etapa de clasificación, con una eficiencia de 90% en dicha etapa.

Figura 3. 10 Gráfica de distribución granulométrica de los productos de la criba



Fuente: Elaboración propia

3.5 Trituración Secundaria

Luego del proceso trituración primaria la reducción de tamaño se continúa con la trituradora de rodillo (Fig. 3.11) la cual consume según la Ecuación 2.21 del postulado de Bond un total de 0,22 Kwh./tm.

Figura 3. 11 Trituradora secundaria

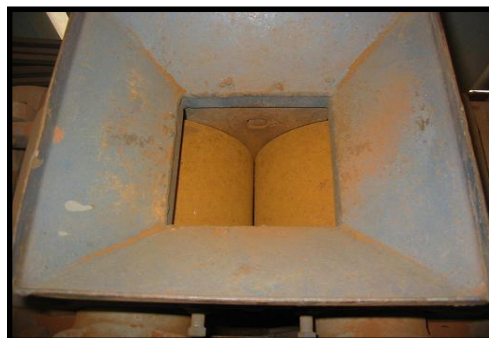


TRITURADORA
DE RODILLO
Motor : Louis-Allis
3 H.p 1450 R.P.M
Dimensiones
Rodillos 25 cm.
diámetro
Eje interno 6 cm.
diámetro
Recubrimiento: 3.5
cm. espesor

Fuente: Elaboración propia

El retenido de la criba, se somete a una nueva etapa de reducción de tamaño, en la cual se introduce a la boca de alimentación de la trituradora de rodillo (figura 3.12) con una abertura entre los rodillos de 4mm, y alimentación no forzada, los resultados granulométricos se expresan en la tabla 3.12.

Figura 3. 12 Boca de alimentación de trituradora de rodillos



Fuente: Elaboración propia

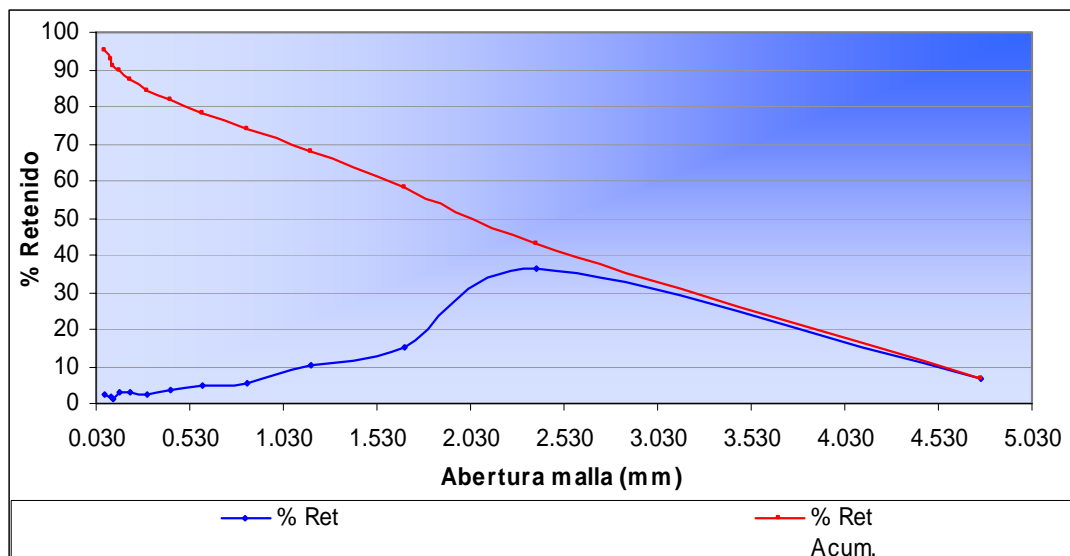
TABLA 3. 12 Ensayo granulométrico material trituración secundaria

Nº de Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
4	4,760	6,6	6,6	93,4
8	2,380	36,3	42,9	57,1
12	1,680	15,0	58,0	42,0
16	1,180	10,2	68,1	31,9
20	0,840	5,5	73,6	26,4
30	0,600	4,6	78,2	21,8
40	0,425	3,7	81,9	18,1
50	0,300	2,2	84,1	15,9
70	0,212	3,0	87,1	12,9
100	0,150	2,7	89,8	10,2
120	0,125	1,2	91,0	9,0
140	0,106	2,0	93,0	7,0
200	0,075	2,2	95,1	4,9
- 200	-0,075	4,9	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

La tabla anterior permite generar la gráfica del comportamiento granulométrico del material obtenido (figura 3.13)

Figura 3. 13 Gráfico material trituración secundaria



Fuente: Elaboración propia

3.6 Trituración Terciaria

Seguidamente a la etapa de trituración secundaria se llevo a cabo una prueba para determinar la conveniencia de realizar un paso subsiguiente de fragmentación, en tal ensayo, se utilizó de nuevo la trituradora de rodillo

El material obtenido en las etapas previas luego de homogeneizado se sometió de nuevo a trituración en este caso terciaria, con la disminución al mínimo de la abertura entre los rodillos, los resultados luego del tamizado se observan en la tabla 3.13.

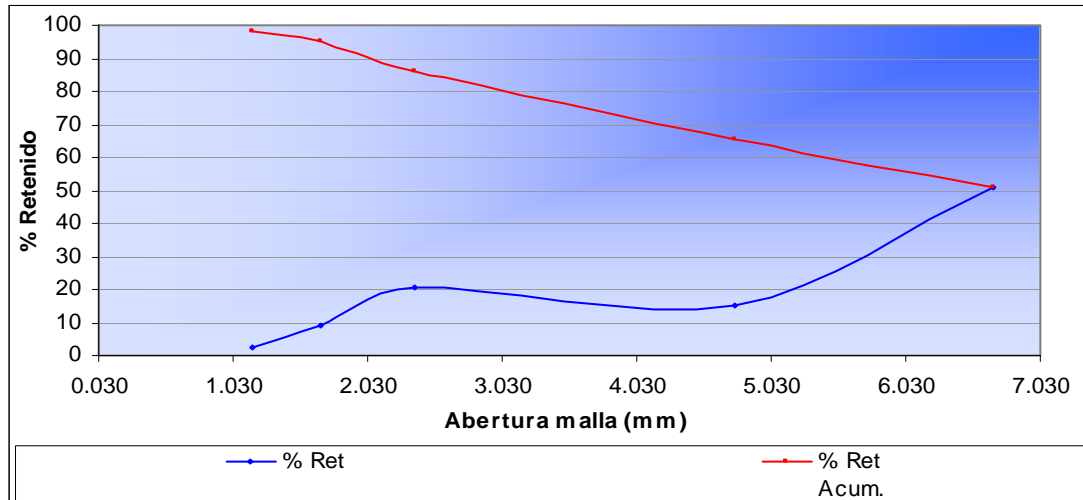
TABLA 3. 13 Ensayo granulométrico material trituración terciaria

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
# 8	2,380	3,3	3,3	96,7
# 12	1,680	10,0	13,3	86,7
# 16	1,180	16,2	29,5	70,5
# 20	0,840	13,4	42,9	57,1
# 30	0,600	11,4	54,4	45,6
# 40	0,425	9,3	63,7	36,3
# 50	0,300	7,5	71,2	28,8
# 70	0,212	5,9	77,1	22,9
# 100	0,150	5,8	82,9	17,1
# 120	0,125	2,5	85,4	14,6
# 140	0,106	1,6	87,1	12,9
# 200	0,075	3,1	90,2	9,8
# - 200	0,075	9,8	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

De la tabla anterior se deduce el comportamiento granulométrico del producto de trituración terciaria (figura 3.14.)

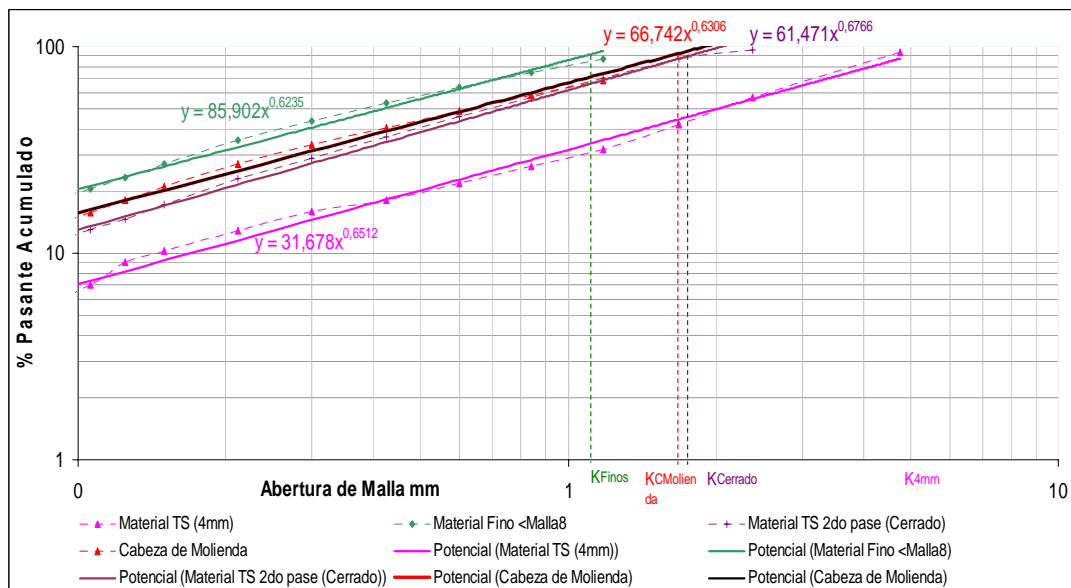
Figura 3. 14 Gráfico material trituración terciaria



Fuente: Elaboración propia

El material obtenido luego de la trituración terciaria posee un comportamiento granulométrico similar al obtenido de la homogenización del producto pasante de la criba con el obtenido de trituración secundaria (cabeza de molienda), este comportamiento se puede observar en la figura 3.15 en donde se compara la cabeza de molienda con el producto de trituración terciaria.

Figura 3. 15 Comparación cabeza de molienda con trituración terciaria



Fuente: Elaboración propia

En resumen el ensayo de trituración terciaria permite establecer su no conveniencia en el proceso de reducción de tamaño de la laterita ferruginosa del sector El Menito, ya que, con la adición de esta etapa, no se mejoraría el proceso, por lo tanto se procedió a la homogenización de la mezcla del pasante de la criba y el producto de trituración secundaria a fin de obtener una pila denominada cabeza de molienda (figura 3.16)

Figura 3. 16 Pila cabeza de molienda



Fuente: Elaboración propia

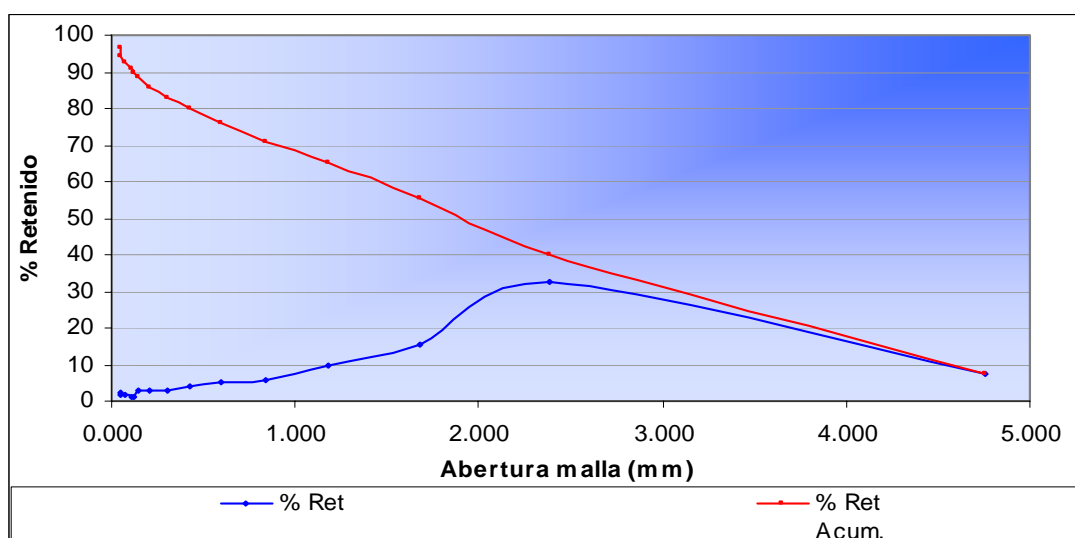
Una vez homogeneizada la pila se procedió a determinar su comportamiento granulométrico para establecer la relación de reducción alcanzada, lo cual se realizara en el análisis de resultados, los datos obtenidos en dicho ensayo se pueden ver en la tabla 3.14 y a partir de ésta se obtiene gráficamente el comportamiento del material, el cual se observa en la figura 3.17

TABLA 3. 14 Ensayo granulométrico cabeza de molienda

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
4	4.760	7.6	7.6	92.4
8	2.380	32.6	40.1	59.9
12	1.680	15.3	55.4	44.6
16	1.180	9.8	65.2	34.8
20	0.840	5.7	71.0	29.0
30	0.600	4.9	75.9	24.1
40	0.425	3.9	79.8	20.2
50	0.300	3.1	82.9	17.1
70	0.212	2.7	85.6	14.4
100	0.150	2.8	88.4	11.6
120	0.125	1.4	89.8	10.2
140	0.106	0.9	90.7	9.3
200	0.075	1.8	92.5	7.5
270	0.053	1.8	94.3	5.7
325	0.044	2.2	96.4	3.6
-325	-0.044	3.6	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 3. 17 Gráfico material cabeza de molienda



Fuente: Elaboración propia

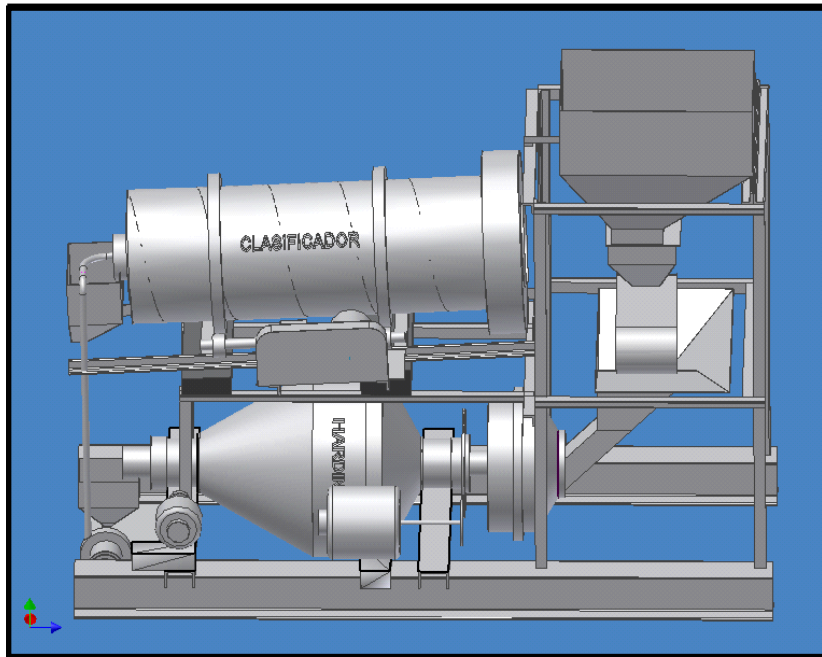
CAPITULO IV MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN

4.1 Unidad de molienda y clasificación Hardinge

El sistema HARDINGE de molienda y clasificación se muestra en la figura.

4.1

Figura 4. 1 Unidad de Molienda y Clasificación *HARDINGE*.



Fuente: Elaboración propia

4.1.1 Componentes de la Unidad Hardinge.

La unidad esta conformada por:

- Una tolva de alimentación de 1 m³ de capacidad
- Un alimentador de peso constante suspendido sobre una banda transportadora de 50 cm. de recorrido, impulsado por un motor de 1/2 H.P. con una velocidad radial de 1450 R.P.M.

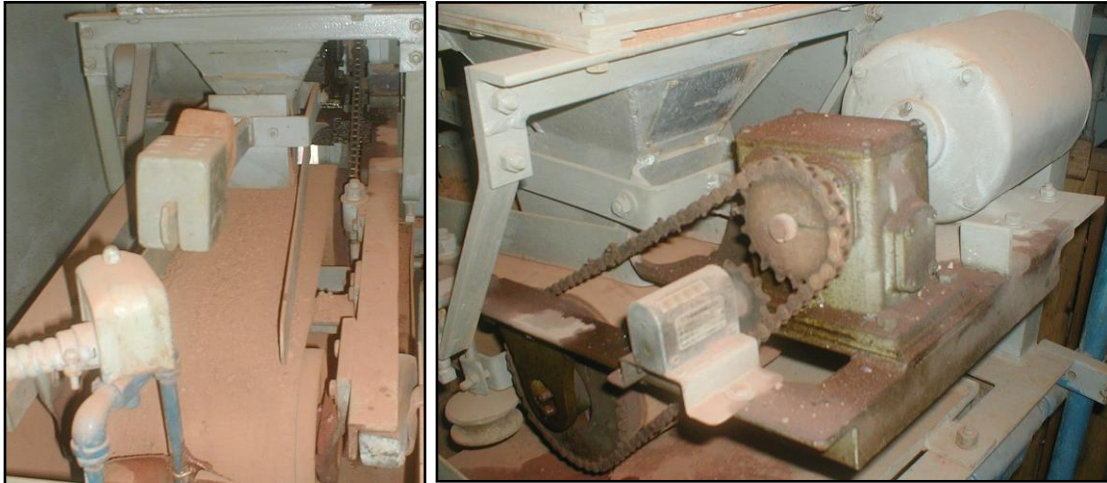
- Un molino tronco-cónico de bolas de 30 cm. de radio y 60 cm. de longitud, con velocidad de giro 50 R.P.M. impulsado por un motor de 2 H.P. con una velocidad radial de trabajo 1450 R.P.M.
- Un clasificador de 40 cm. de diámetro y 110 cm. de longitud con inclinación con respecto a la horizontal de 6°, acoplado a un motor de ¼ de HP con una velocidad variable de hasta 1450 R.P.M
- Una bomba centrífuga para elevación del producto del molino al clasificador tipo “T” de 2.65 cm.
- Una unidad de control por sonido “Electric Ear®” Hardinge
- Sistema de conexiones de suministro de agua al molino y al clasificador
- Las características eléctricas del conjunto son: 220 voltios (208 v), 3 fases, 60 ciclos (50 ciclos)
- Estructura de soporte de hierro para todo el equipo.
- Las dimensiones totales de la unidad son 2,70 de longitud, 1,40 de ancho, y 2,20 de alto.

Alimentador de peso constante Hardinge

El alimentador de peso constante Hardinge (figura 4.2) consiste en una correa transportadora sobre una estructura de acero, suspendida sobre pivotes debajo de la tolva de alimentación, con una velocidad de giro de 1 R.P.M, la cual es transmitida por un motor de 1/4HP con una velocidad radial de salida de 1450 R.P.M. esta velocidad es comunicada a la banda a través de un conjunto de piñones, que le permiten reducir la velocidad radial desde el motor hasta el alimentador en una relación de 1450 a 1. Un producímetro (figura 4.2) ubicado en la parte trasera del alimentador es el encargado de registrar a través de la relación entre del número de revoluciones y la cantidad de material alimentada al molino, la razón de alimentación.

El alimentador esta provisto de una compuerta graduable en la parte frontal, sujeta al marco.

Figura 4. 2 Vista frontal y posterior del alimentador Hardinge



Fuente: Elaboración propia

El contrapeso, montado sobre el brazo basculante de la compuerta del alimentador, puede ajustar los cambios variando la cantidad de material sobre la correa, pero manteniendo una cantidad constante de material sobre la banda.

Después de situar el contrapeso a lo largo del brazo basculante, se verifica la cantidad de material que comienza a alimentarse en un determinado lapso de tiempo, tomando en cuenta el contador o producímetro, esta operación debe ser repetida hasta obtener la cantidad apropiada de material a alimentar en un intervalo de tiempo determinado.

El motor que impulsa la banda transportadora es de $\frac{1}{4}$ de H.P de 1450 R.P.M y una relación de reducción de 1450: 1

Antes de operar el alimentador, se debe asegurar que todas las partes están debidamente lubricadas. Los cojinetes de rodamientos son de aguja, lubricadas con grasa. Estos rodamientos, estos deben lubricarse una vez al año, usando una pistola estándar a presión de grasa, con una grasa neutra de densidad media. Al mismo tiempo, es recomendable inspeccionar todas las demás partes que componen el equipo, antes de iniciar las operaciones.

Se debe encender el alimentador por unos minutos. Si la presión es excesiva, presionando suavemente uno de los tornillos guías a la vez se logra situar la correa. Es preciso alinear la banda transportadora, a fin de prevenir demasiada presión sobre la guía de la polea, obteniendo una descarga horizontal que será regulada al final del marco. La correa debe correr suavemente, y se requerirá un tiempo apreciable de operación para notar el efecto del ajuste.

Para calibrar el alimentador, se necesita contener el material descargado de la banda transportadora en un determinado tiempo (de uno o dos minutos). Esta cantidad de material debe ser pesado, y a partir de este peso determinar la razón de alimentación, tomando en cuenta el número de revoluciones de la banda con respecto a la cantidad de material alimentado en un periodo estándar de tiempo.

El método usual para asegurar resultados confiables, es promediar las diferentes relaciones de suministro. Cada ensayo podría tener diferencia con respecto a la alimentación continua, ya que estaría afectado por la puesta en funcionamiento y la parada del motor en el comienzo y fin del periodo de prueba.

Cuando una capacidad es requerida al calibrar, el alimentador cambiando la posición del contrapeso sobre el brazo de la compuerta es recomendable cambiar también la posición de la puerta en “V” a la salida de la tolva de alimentación. (Figura 4.3) La posición final de la puerta debería estar al mismo nivel del corte que proporciona la compuerta del contrapeso.

Figura 4. 3 Detalle de la puerta en “v” a la salida del alimentador



Fuente: Elaboración propia

Molino tronco-cónico Hardinge

El molino de bolas tronco-cónico se construye con "Meehanite" fabricando planchas de hierro con levantadores integrados a la carcaza. Como se puede ver en la figura 4.4 No requiere revestimiento interno. El molino esta montado sobre 2 chumaceras o rodamientos principales, impulsado por un motor de 2 H.P (The Louis Allis Co.) el cual, transmite la potencia a través de una cadena y un juego de piñones al cuerpo del molino.

Figura 4. 4 Detalle del interior del molino

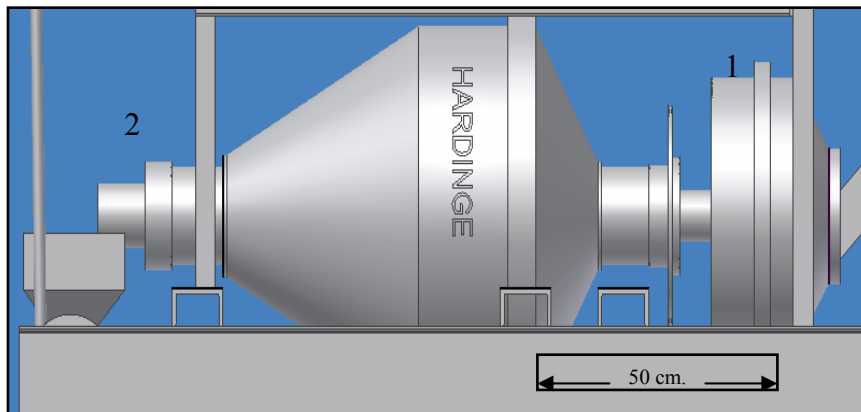


Fuente: Elaboración propia

Es necesario tomar en cuenta que antes de operar el molino, se debe asegurar que todas las piezas móviles estén lubricadas con aceite (equivalente a SAE-80). Y cada seis (6) meses es conveniente abrir el tope de la cápsula de rodamiento y agregar si es oportuno un poco de grasa de densidad media (equivalente a Keystone # 205).

Para iniciar la operación se conecta a la fuente eléctrica, se examina que, tanto el alimentador en espiral (1) y la descarga del molino (2) figura 4.5 se encuentren libre de obstrucciones. No deben cargarse los elementos de molienda o material en este tiempo.

Figura 4. 5 Molino Hardinge



Fuente: Elaboración propia

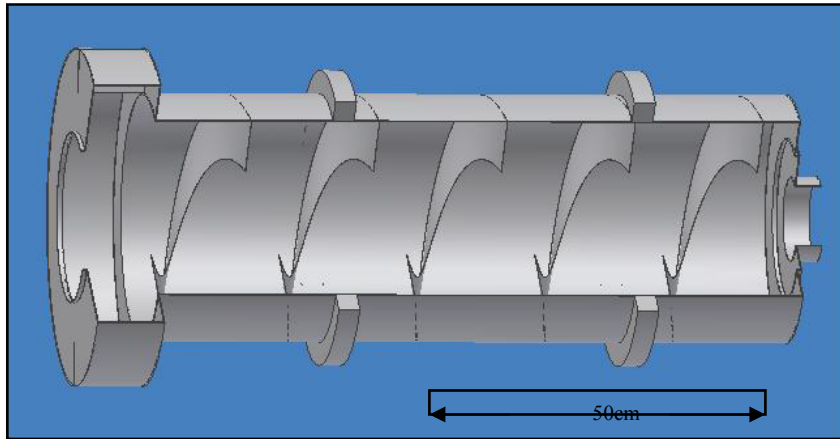
Al suministrar la energía momentáneamente se determina si la dirección de rotación es correcta como se muestra en el dibujo de diseño original 19270-MK. (ver apéndice) Deben alterarse las conexiones eléctricas si se requiere. La velocidad de rotación a la que está graduado el molino es de 50 R.P.M

Es recomendable operar durante 8 horas continuas, sin carga para hacer los ajustes, re-alineamientos, u otras correcciones indicadas antes de la puesta en funcionamiento.

Clasificador Hardinge

El clasificador Hardinge (figura 4.6) es un cilindro inclinado a 6° con respecto a la horizontal que rota una hoja interna continua en espiral adherida a la carcaza.

Figura 4. 6 Clasificador Hardinge



Fuente: Elaboración propia

Como la pulpa es bombeada desde la descarga del molino e introducida a la parte baja del clasificador, una relativa porción de sobretamaños o arenas y finos son descargados. La dirección de rotación transporta el material grueso desde la parte inferior a través del espiral interno hacia la parte más alta del clasificador para ser descargada y retornada al molino para remolienda.

La rotación del cilindro se logra por medio de un motor DYNA de $\frac{1}{4}$ HP, y 1450 R.P.M que transmite la potencia a través de correas a una caja reductora de relación variable, y posteriormente mediante una cadena se transmite el movimiento hacia los rodillos que impulsan el clasificador. Ver detalle en la figura 4.7. Para ésta investigación en particular, se fijó una velocidad de giro del clasificador de 10 R.P.M. no determinándose así su influencia, se recomienda realizar ensayos posteriores para conocer el comportamiento de dicho parámetro en el resultado del producto final.

Figura 4. 7 Detalle del mecanismo de rotación del clasificador



Fuente: Elaboración propia

El tamaño de partículas superior permitido al final del flujo es controlado regulando la velocidad radial del clasificador y la dilución de pulpa en el lecho de agua, la cual varía a través del suministro de agua en la parte superior.

Antes de comenzar una operación regular, es recomendable rotar el clasificador para verificar la alineación entre los elementos estacionarios y las partes rotativas y revisar la correcta dirección de rotación.

Es necesario entender que las direcciones de giro del clasificador y el molino no deberán coincidir, debido al efecto de torque que se genera en el equipo; convendrán ser opuestas para garantizar el equilibrio de esfuerzos generados por el trabajo en el equipo.

La cantidad de agua de lavado afecta la limpieza de las arenas de sobretamaño descargadas. Una gran cantidad de agua incrementa la dilución de los sobretamaños, tendiendo a producir finos en estos. El agua de lavado debe mantener una razón entre la dilución del sobretamaño requerido y la fineza.

Si al ajustar las condiciones operativas del equipo, se obtiene a través de la descarga, arenas de sobretamaño se deberá aumentar la velocidad de rotación del clasificador, para prevenir que las arenas se desplacen en el lecho de agua a la descarga inferior.

Para lograr una operación eficiente es necesario:

- Mantener el clasificador alimentado con la máxima relación sólido-agua.
- Usar suficiente cantidad de agua de lavado para mantener la requerida fineza y dilución de descarga de los finos.
- Mantener la velocidad del clasificador para evitar sobrecargar la zona de descarga de los gruesos y producir una mezcla con los finos en el producto.

Si se dificulta esta experiencia manteniendo una suficiente descarga, se debe disminuir en lo posible la velocidad del clasificador hasta sobrecargar la descarga superior del clasificador.

Si el producto es grueso, uno o más de los siguientes ajustes deberían ayudar:

- Incrementar el agua de lavado (demasiada agua puede ocasionar líneas de flujo y sobretamaños en la descarga final).
- Disminuir la velocidad, el ángulo, el diámetro de abertura de la descarga (esto altera los cálculos al aumentar el volumen de la cama de agua).
- Incrementar la cantidad de material a clasificar así como el alimentado al clasificador más allá del punto de descarga. Para un producto grueso, revierta el procedimiento, haciendo un cambio a la vez.

4.1.2 Operación general de la unidad de molienda en húmedo

Para realizar una eficiente operación de la unidad de molienda, es necesario realizar el siguiente procedimiento:

- Cargar 100 kilogramos de bolas¹ de diferentes tamaños por el orificio de abertura en el molino.
- Encender el alimentador sin usar el “Oído Eléctrico” controlando el agua necesaria para obtener una pulpa con 70% en sólido.
- Encender el motor del molino.
- Cuando la pulpa sea descargada del molino, encender la bomba controlando el agua de lavado en la bandeja donde succiona la bomba.
- Encender el clasificador.
- Controlar el agua de lavado para la descarga final del clasificador.

Esta unidad puede requerir más de una hora de uso para: estabilizar las condiciones iniciales de trabajo, ajustar la razón de alimentación, adecuar la adición de agua al sistema; manteniendo las densidades de pulpa y las velocidades requeridas, para obtener una circulación completa de material y un producto favorablemente fino.

Cuando se estabilice el entorno de operación (se logre un producto eficazmente fino y una carga circulante estable del clasificador al molino) se debe: cerrar el circuito de control del “Oído Eléctrico”. Luego se sugiere incrementar la razón de alimentación al molino en un 10 o 15 %. Esto es muy importante, ya que es necesario un margen de control en el “Oído Eléctrico”.

¹ **NOTA:** el tamaño de bolas cargadas al molino es determinado por la distribución de tamaño en la alimentación y el producto deseado. Lo usual es que el diámetro mínimo de bolas, usadas reduzca al tamaño mayor de alimentación.

Al cortar la alimentación, el molino disminuye su carga aumentando el ruido y el “Oído Eléctrico” enciende de nuevo el alimentador. Así mantiene un nivel de ruido constante y una carga fija en el molino. Estableciendo un ciclo encendido-apagado corto (5-60 segundos). Estos ciclos cortos se deben al circuito interno disponible.

Para obtener mejores resultados es necesario hacer pruebas a diferentes valores en el dial de mando, superando o disminuyendo la razón de alimentación inicial. Las pruebas deben ser de suficiente duración para permitir al circuito de molienda alcanzar las condiciones de operatividad y compensar las variaciones normales debido a la segregación, los cambios en la dureza, las mezclas, etc. Estas pruebas indicaran la correcta situación para obtener la máxima operación eficiente, la capacidad de molienda y el nivel de ruido óptimo.

Como recomendación general, no se debe operar el molino sin una continua razón de alimentación. La exacta razón puede ser determinada solo en operación.

Un molino descargado se indica por:

- Alto nivel de ruido, resultado de choque de las bolas con el recubrimiento interno.
- Una excesiva cantidad de finos en el molino.
- Mucho sobretamaños pequeños retornados desde el clasificador.

Un molino sobrecargado se indica por:

- El molino recibe carga a una alta razón y la descarga contiene una alta proporción de material de tamaño igual al de la alimentación.
- En gran retorno de sobretamaños desde el clasificador acompañado por una reducción en razón al producto del clasificador.
- Una baja apreciable de poder por debajo del indicado como normal.

Los indicadores de una buena operación son:

- Un continuo y regular ruido del molino lleno sin un distinguible ruido entre las bolas y el recubrimiento interno del molino.
- Uniformidad de la carga de molienda consistente y clasificada según tamaño.
- Uniformidad de tamaño en el retorno de la clasificación. Generalmente es de 2 a 4 % del tamaño mayor de alimentación.

En la molienda en húmedo, la densidad de la pulpa (relación entre la mena y el agua) en promedio para obtener buena molienda se expresa en la tabla 4.1

TABLA 4. 1 Densidad de la pulpa para obtener buena molienda

Densidad de la mena (gr/cc)	Porcentaje de sólido (%)	Relación mena / agua
2.5-2.8	70	1/0.429
2.9-3.2	75	1/0.333
3.2-4.0	80	1/0.250

Fuente: Manual de operación equipo de molienda en húmedo Hardinge

Para asegurar la continua operación y disminuir el riesgo de fallas o deterioro en las partes, es esencial el mantenimiento, la lubricación y una inspección de rutina conformada por el siguiente procedimiento:

- Examinar todas las partes del molino cada tres meses.
- Mantener tantas bolas de reemplazo como sea posible
- Lubricar todos los rodamientos y reductores de velocidad al menos cada seis meses.
- Mantener los niveles de lubricantes y agregar si es necesario.

4.2 Estudio de Moliendabilidad

Después, de la trituración secundaria, el producto mineral obtenido se presenta aun en condiciones desfavorables para los procesos de concentración conocidos. Por lo que se hace necesario realizar una etapa de molienda, para llevar el mineral a tamaños que favorezcan cualquier operación subsiguiente de concentración necesaria para obtener un máximo aprovechamiento del material en estudio.

El material resultante de la trituración secundaria contiene una gran cantidad de gruesos, por lo que tendrán una pobre recuperación en las etapas de concentración.

Ante esta situación, se requiere de un análisis de moliendabilidad, el cual permita establecer los tiempos de molienda necesarios para obtener la mena totalmente liberada a un tamaño óptimo.

Para ello fue necesario realizar la verificación de uno de los parámetros no variables del equipo como lo es la velocidad crítica con respecto a la velocidad de trabajo del equipo, la cual esta determinada por las condiciones normales y no variables de operación del equipo HARDINGE; en la cual la velocidad de giro del equipo se establece en 50 R.P.M fija; y es a través de la ecuación 2.5, se determina la velocidad crítica del molino en 78 R.P.M.

4.2.1 Ensayos de moliendabilidad en molino cilíndrico (Sistema Discontinuo)

El material resultante de la trituración secundaria y el pasante de la criba conforman una pila homogenizada, conocida como cabeza de alimentación de la siguiente etapa de molienda.

De allí se recogieron 6 Kg. de material como alimentación para el molino cilíndrico de bolas marca Denver, con una carga de 100 bolas de 3.13 cm. de diámetros con un peso total de 12 Kg.

Cada kilogramo de material fue destinado para un tiempo de residencia dentro del molino a razón de 5,10 y 15 minutos respectivamente, realizándose ensayos por duplicado como lo especificados por las normas de ensayos de laboratorio, con el fin de determinar la distribución granulométrica del producto de cada uno de los tiempos y, a su vez, construir la gráfica Gaudin – Schuhmann correspondiente a cada ensayo, y relacionar los resultados granulométricos con el tiempo necesario para lograr un producto triturado a una malla de corte establecida previamente. Estos datos se pueden observar en las tablas 4.2, 4.3 y 4.4

TABLA 4. 2 Ensayos de moliendabilidad (5 minutos)

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
8	2,380	6,4	6,4	93,6
12	1,680	9,9	16,3	83,7
16	1,180	11,6	27,9	72,1
20	0,840	8,4	36,3	63,7
30	0,600	7,7	44,0	56,0
40	0,425	6,7	50,7	49,3
50	0,300	6,5	57,2	42,8
70	0,212	6,2	63,3	36,7
100	0,150	7,0	70,3	29,7
120	0,125	3,2	73,6	26,4
140	0,106	2,3	75,9	24,1
200	0,075	4,5	80,4	19,6
-200	- 0,075	19,6	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

TABLA 4. 3 Ensayos de Moliendabilidad (10 minutos)

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
8	2,380	2,0	2,0	98,0
12	1,680	2,5	4,5	95,5
16	1,180	6,2	10,7	89,3
20	0,840	9,2	19,9	80,1
30	0,600	10,2	30,1	69,9
40	0,425	8,9	39,0	61,0
50	0,300	7,7	46,7	53,3
70	0,212	7,3	54,0	46,0
100	0,150	8,4	62,4	37,6
120	0,125	4,0	66,4	33,6
140	0,106	2,9	69,4	30,6
200	0,075	5,5	74,9	25,1
-200	-0,075	25,1	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

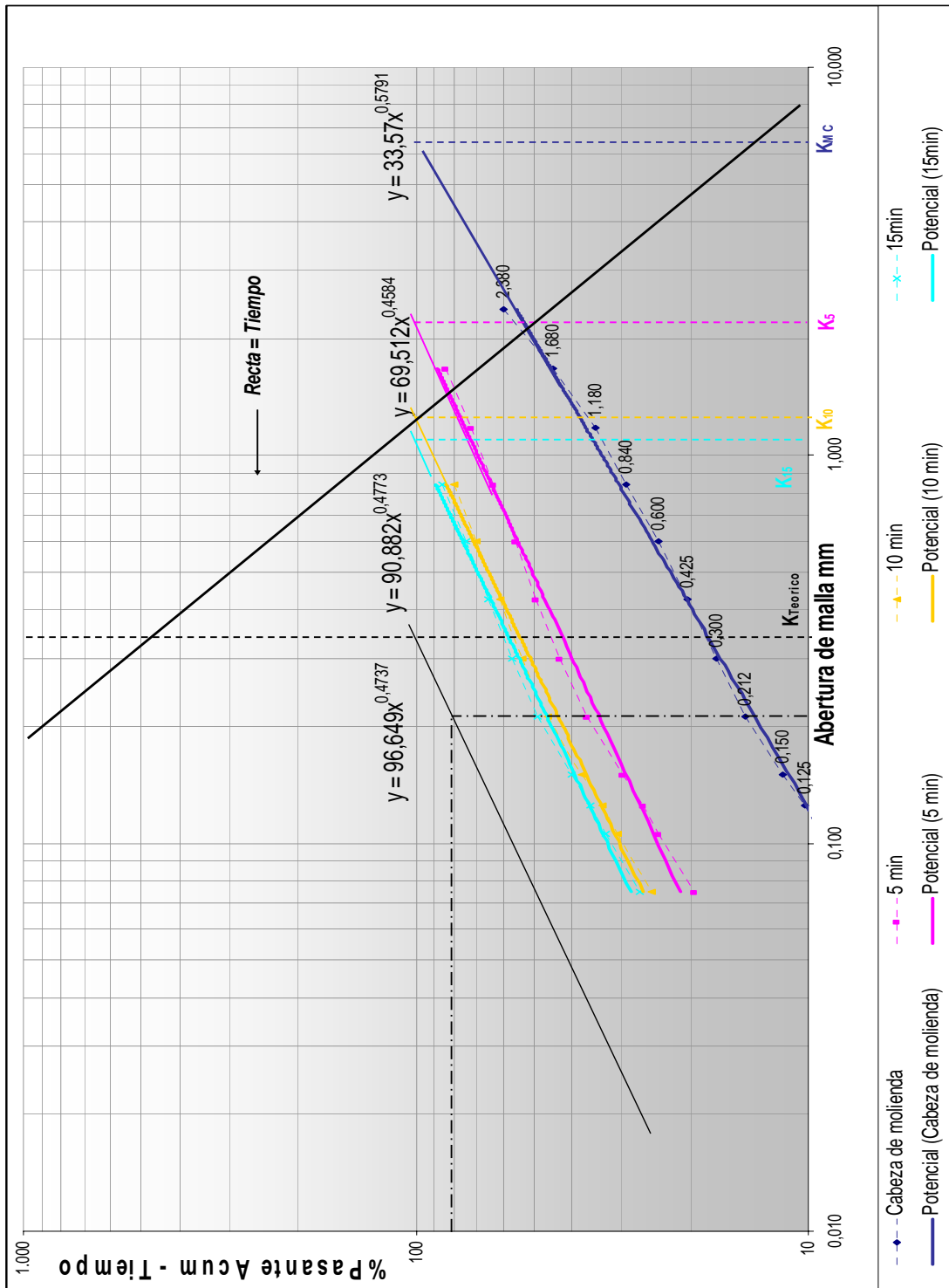
TABLA 4. 4 Ensayos de moliendabilidad (15 minutos)

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
12	1,680	1,3	1,3	98,7
16	1,180	4,4	5,6	94,4
20	0,840	9,1	14,7	85,3
30	0,600	10,7	25,4	74,6
40	0,425	9,5	34,9	65,1
50	0,300	8,3	43,2	56,8
70	0,212	7,7	50,9	49,1
100	0,150	9,0	59,9	40,1
120	0,125	4,1	64,0	36,0
140	0,106	3,2	67,1	32,9
200	0,075	5,9	73,0	27,0
-200	-0,075	27,0	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Las tres tablas anteriores permiten generar un gráfico comparativo (figura 4.8) que permite calcular el tiempo de molienda teórico.

Figura 4. 8 Diagrama de distribución granulométrica molino cilíndrico



Fuente: Elaboración propia

A través de la metodología conocida como Gaudin – Schuman se calcula el tiempo referencial de molienda necesario para obtener el 80% de los tamaños de partículas pasante de la malla especificada, el cual fue de 42 min. , teóricamente se obtiene el valor del $K_{\text{Teórico}}$ del despeje de las ecuación 4.1, sustituyéndolo en la ecuación 4.2, se obtiene el valor de (βt) el cual representa la pendiente de la recta = tiempo, que para este ensayo es igual a $\beta t = 1,15$.

$$Pp = 100x\left(\frac{d}{k}\right)^\alpha \quad \text{Ecuación 4. 1}$$

Donde: Pp = porcentaje pasante a la dimensión d
 α = módulo de distribución
 k = tamaño máximo de partícula

$$\beta = \left(\frac{\text{Log}(t) - \text{Log}(t1)}{\text{Log}(Kt) - \text{Log}(Kt1)} \right) \quad \text{Ecuación 4. 2}$$

Donde: t = tiempo

A continuación se presenta un cuadro resumen con los valores teóricos obtenidos (tabla 4.5):

TABLA 4. 5 Resumen del valor de K Molino cilíndrico

Tiempo de Molienda	Valores de K teóricos	Valores de α
5	2119,70	0,4584
10	1164,46	0,4773
15	1032,45	0,4737
<i>Promedio</i>		<i>0,4698</i>
Tiempo de Molienda	Valores de K teóricos	Valores de β
42	340,89	1,15

Fuente: Elaboración propia

En vista que el ensayo de moliendabilidad en el molino cilíndrico de bolas no puede ser referenciado al molino tronco-cónico se procedió a realizar los ensayos de moliendabilidad en molino tronco-cónico a través de un sistema discontinuo que permita obtener un tiempo teórico de residencia del material en el molino. En las tablas 4.6 y 4.7 se observan los datos obtenidos en los ensayos para un tiempo de 2 y 5 minutos respectivamente.

TABLA 4. 6 Ensayos de moliendabilidad (2 minutos)

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
# 30	0.600	20.7	20.7	79.3
# 40	0.425	13.1	33.8	66.2
# 50	0.300	11.7	45.5	54.5
# 70	0.212	9.6	55.1	44.9
# 100	0.150	10.6	65.7	34.3
# 120	0.125	4.4	70.1	29.9
# 140	0.106	3.5	73.6	26.4
# 200	0.075	7.0	80.6	19.4
# 270	0.053	6.3	86.9	13.1
# 325	0.044	4.2	91.1	8.9
# -325	-0.044	8.9	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

TABLA 4. 7 Ensayos de moliendabilidad (5 minutos)

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido acumulado.	% Pasante acumulado
# 30	0,600	0,8	0,8	99,2
# 40	0,425	4,6	5,4	94,6
# 50	0,300	9,6	15,1	84,9
# 70	0,212	13,5	28,5	71,5
# 100	0,150	18,3	46,8	53,2
# 120	0,125	8,7	55,5	44,5
# 140	0,106	5,9	61,5	38,5
# 200	0,075	11,0	72,5	27,5
# 270	0,053	8,0	80,5	19,5
# 325	0,044	5,8	86,3	13,7
# -325	-0,044	13,7	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Seguidamente a través de la metodología conocida como Relaciones de Energía con respecto al tamaño de partícula se calcula el consumo de energía del equipo de molienda Hardinge, a través de la medición directa entre las fases de alimentación de energía del equipo, obteniendo los siguientes resultados (tabla 4.8).

TABLA 4. 8 Consumo de Energía del Molino

Vr	VI=Vr x 3 ^{1/2}	I=P/VI	Pdis=I ² *R	POTENCIA TOTAL DISIPADA
208,2	312,225	4,804	20,773	62,318
208,2	312,225	4,996	22,468	67,403
208,2	312,225	5,317	25,440	76,321
208,2	312,225	5,509	27,313	81,938
			Total Kwh./tm	5,463

Con estos consumos de energía obtenidos a través de los cálculos realizados, se obtienen las constantes de los postulados de Rittinger, Kick, Charles-Walker y Bond respectivamente, como se presentan a continuación:

Rittinger $W = K \left(\frac{1}{X_p} - \frac{1}{X_a} \right)$ donde $K = 1212,14$

Kick $W = K \cdot \text{Log}(Rr)$ donde $K = 4,043$

Charles-Walker $W = A \cdot K^{-\alpha}$ donde $A = 85672$

Bond $W = 11W_i \cdot \left(\frac{1}{\sqrt{X_p}} - \frac{1}{\sqrt{X_a}} \right)$ donde $W_i = 9,16 \text{ kwh/tm}$

De igual forma a través de la metodología de Gaudin – Schuman se calculó el tiempo referencial de molienda necesario para obtener el 80% de los tamaños de partículas pasante de la malla 70, el cual fue de 7 min. , obtenido del despeje de las ecuación 3.6, el valor del $K_{\text{Teórico}}$, a través de la ecuación 3.7, se obtiene el valor de (βt) el cual representa la pendiente de la Recta = Tiempo, y para este caso es igual a $\beta t = 1,72$.

Seguidamente se presenta un cuadro resumen con los valores teóricos obtenidos (tabla 4.9):

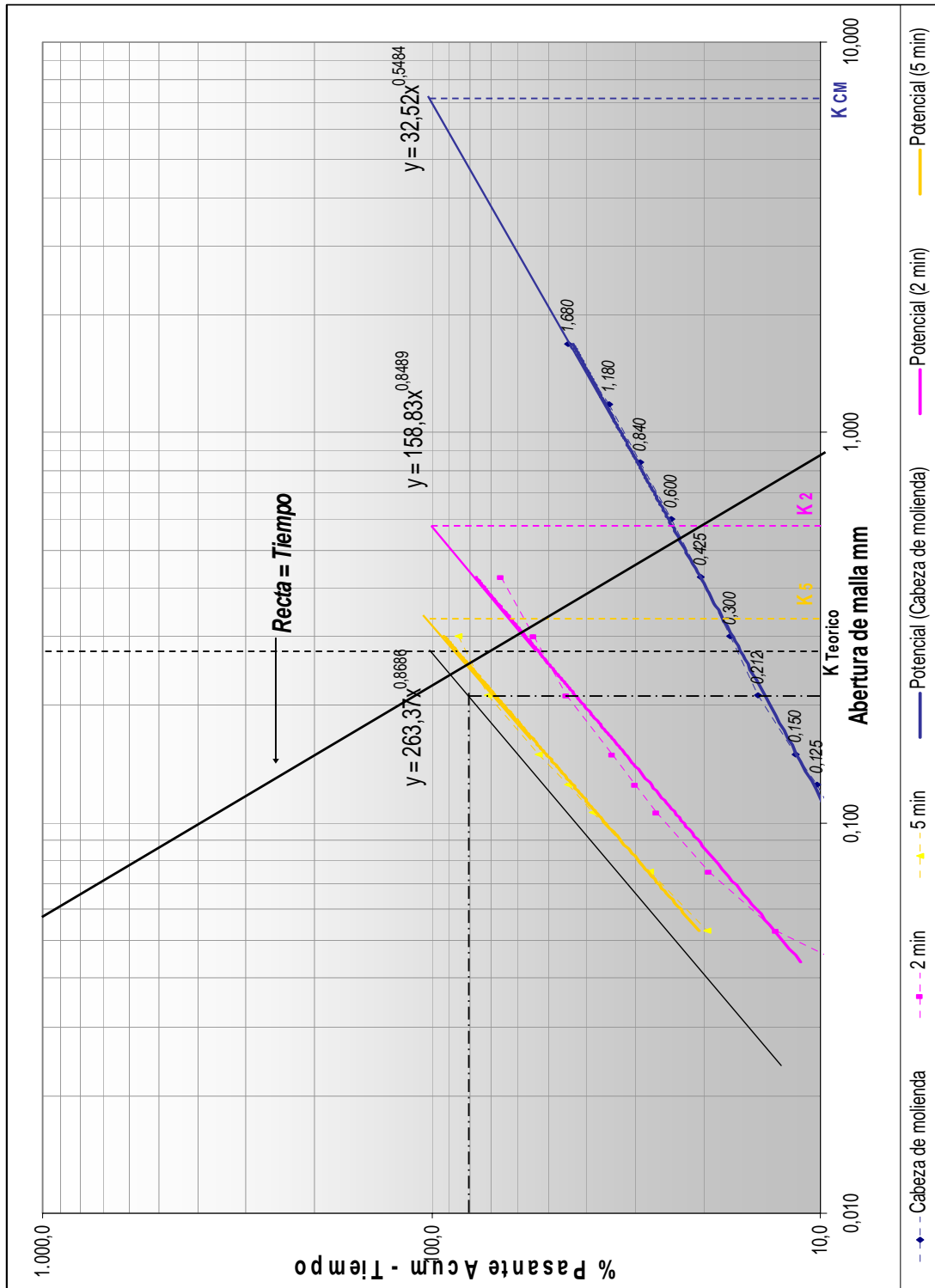
TABLA 4. 9 Resumen del valor de K Molino cilíndrico

Tiempo de Molienda	Valores de K teóricos	Valores de α
2	529.07	0.8489
5	310.2	0.8686
<i>Promedio</i>		<i>0.8587</i>
Tiempo de Molienda	Valores de K teóricos	Valores de β
6	274.91	1.72

Fuente: Elaboración propia

De igual forma los datos obtenidos en la realización de los ensayos permiten realizar una gráfica comparativa (figura 4.9) que permite calcular el tiempo de molienda teórico.

Figura 4. 9 Distribución granulométrica molino tronco-cónico



Fuente: Elaboración propia

4.2.3 Ensayos molino tronco-cónico

Para llevar a cabo el proceso de molienda con mayor eficiencia, fue necesario realizar ensayos exploratorios y experimentales (tabla 4.10), en donde se cambiaron las condiciones de alimentación, inicialmente tomando como alimentación un material de granulometría gruesa (producto de trituración primaria), con la finalidad de obtener mayor tiempo de residencia del material, dentro del sistema de molienda y realizar los ajustes necesarios de los factores principales de molienda como son: razón de alimentación, tiempo de residencia del material en el molino, densidad de pulpa en la molienda y densidad de pulpa de la clasificación.

TABLA 4. 10 Resumen de pruebas

Prueba	Nº ensayos	Alimentación	Características del ensayo
1	5	Trituración	Ensayos exploratorios
2	4	Primaria	Puesta en marcha
3	4	Trituración	Circuito abierto y cerrado
4	4	Secundaria	Ensayos experimentales
5	4	+	Variación de los principales
6	5	Pasante Criba	parámetros de molienda; tiempo de
7	3	=	residencia y dilución de pulpa
8	4	Cabeza Molienda	Producto final

Fuente: Elaboración propia

Prueba 1

Los ensayos se inician alimentando la tolva con un material producto de trituración primaria, al introducir al molino la carga moledora se aprovecho de agregar material y agua, a fin de obtener una densidad de pulpa preliminar en proporción de 70:30 (70% de agua y 30% de material), para graduar el alimentador a una razón de alimentación de 15 Kg. en 18 minutos.

Siendo necesaria la adición de agua en la salida del molino, para regular la succión de la bomba, la dilución de pulpa en el clasificador se estimó en 80:20, manteniéndola con el suministro de agua de lavado por la parte superior del clasificador. La variación de los principales factores que afectan la molienda en la prueba 1 se puede ver en la tabla 4.11.

Es así como surge el proceso de molienda en circuito abierto, iniciado con un tiempo de residencia de 20 minutos, una dilución de pulpa de 70:30 en la molienda y de 80:20 en el clasificador, reportados en los datos obtenidos de los ensayos granulométricos correspondientes a la prueba 1 con una duración total de 90 min.

TABLA 4. 11 Variación de los principales factores que afectan la molienda en la prueba 1

Condiciones de operatividad.	Ens1	Ens2	Ens. 3	Ens. 4	Ens. 5
Duración	20 min.	20 min.	20 min.	20 min.	10 min.
Tiempo de residencia	18 min.	18 min.	18 min.	16 min.	16 min.
Dilución de pulpa molino	70:30	70:30	75:25	70:30	75:25
Dilución de pulpa clasificador	80:20	85:15	90:10	80:20	85:15

Fuente: Elaboración propia

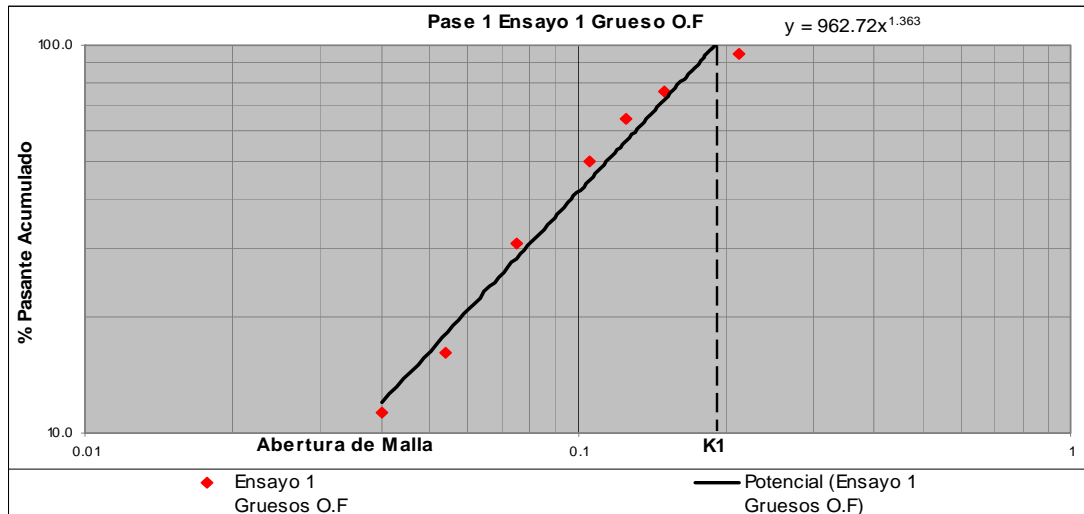
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.12) gráficamente se tiene la figura 4.10

TABLA 4. 12 Prueba 1 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	5.4	5.4	94.6
100	0.150	18.5	23.8	76.2
120	0.125	11.8	35.6	64.4
140	0.106	14.0	49.7	50.3
200	0.075	19.4	69.0	31.0
270	0.054	14.8	83.9	16.1
325	0.044	4.9	88.8	11.2
-325	-0.044	11.2	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 10 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C)



Fuente: Elaboración propia

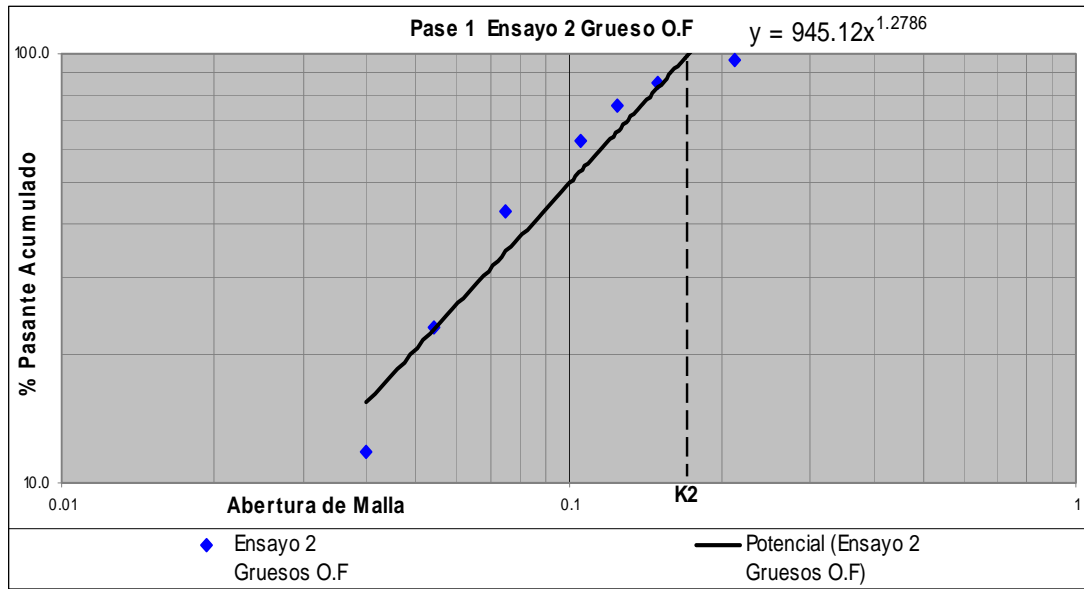
En la tabla 4.13 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 1 que genera el gráfico (figura 4.11) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 13 Prueba 1 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	3.2	3.2	96.8
100	0.15	10.8	14.0	86.0
120	0.125	10.4	24.3	75.7
140	0.106	12.6	37.0	63.0
200	0.075	20.0	57.0	43.0
270	0.054	19.9	77.0	23.0
325	0.04	11.2	88.2	11.8
-325	-0.04	11.8	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 11 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C)



Fuente: Elaboración propia

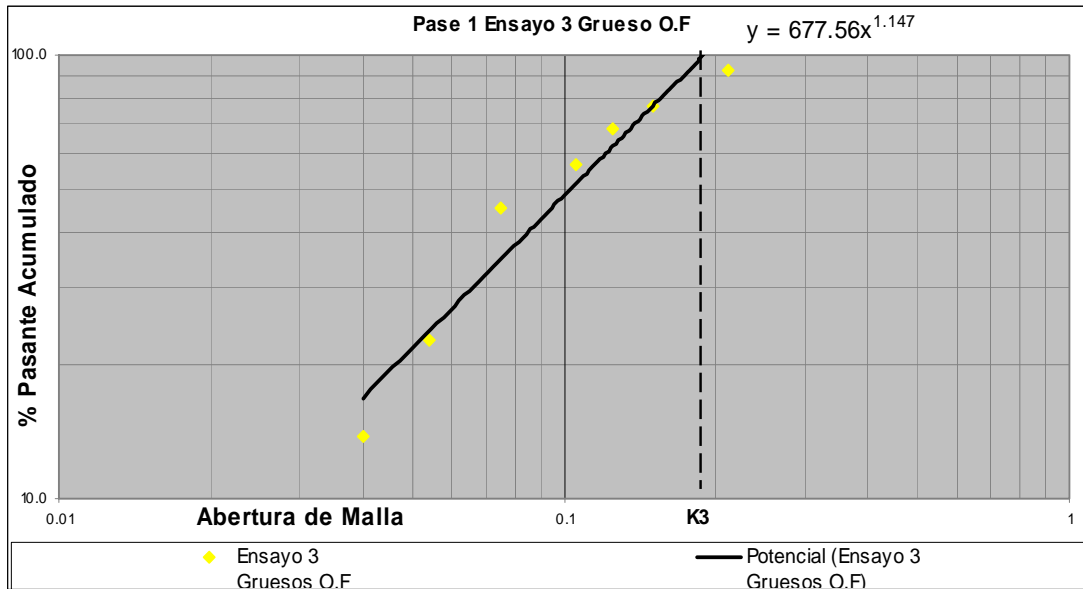
En el ensayo 3 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.14 que a su vez genera el gráfico (figura 4.12) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 14 Prueba 1 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	7.1	7.1	92.9
100	0.15	16.3	23.4	76.6
120	0.125	8.2	31.6	68.4
140	0.106	11.6	43.2	56.8
200	0.075	11.5	54.6	45.4
270	0.054	22.6	77.2	22.8
325	0.04	8.9	86.1	13.9
-325	-0.04	13.9	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 12 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C)



Fuente: Elaboración propia

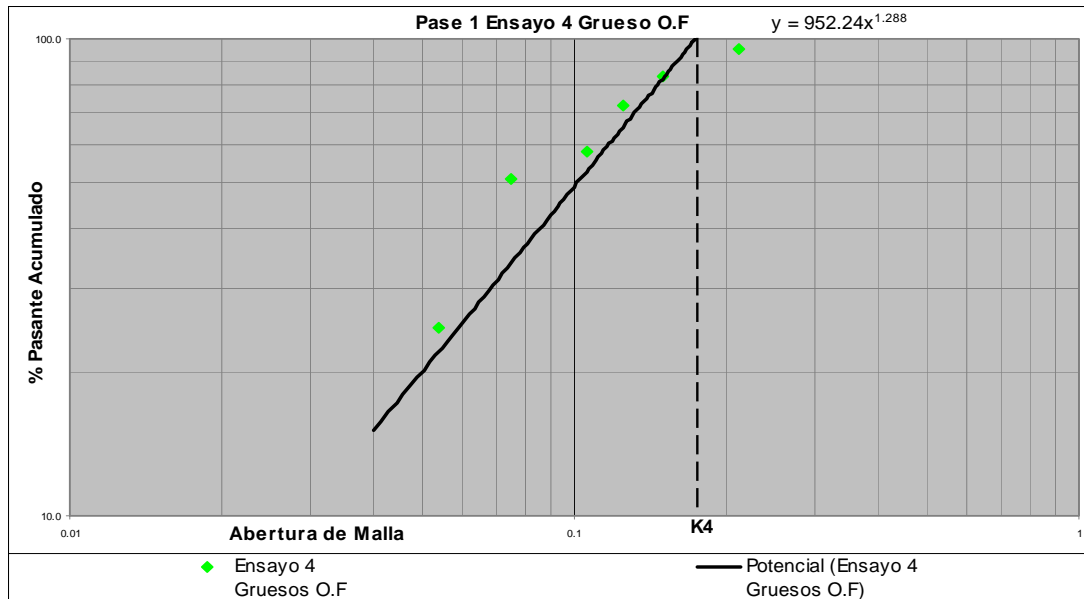
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.15) gráficamente se tiene la figura 4.13

TABLA 4. 15 Prueba 1 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	4.9	4.9	95.1
100	0.15	11.8	16.7	83.3
120	0.125	10.6	27.3	72.7
140	0.106	14.7	42.0	58.0
200	0.075	7.2	49.1	50.9
270	0.054	26.0	75.1	24.9
325	0.04	15.0	90.1	9.9
-325	-0.04	9.9	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 13 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

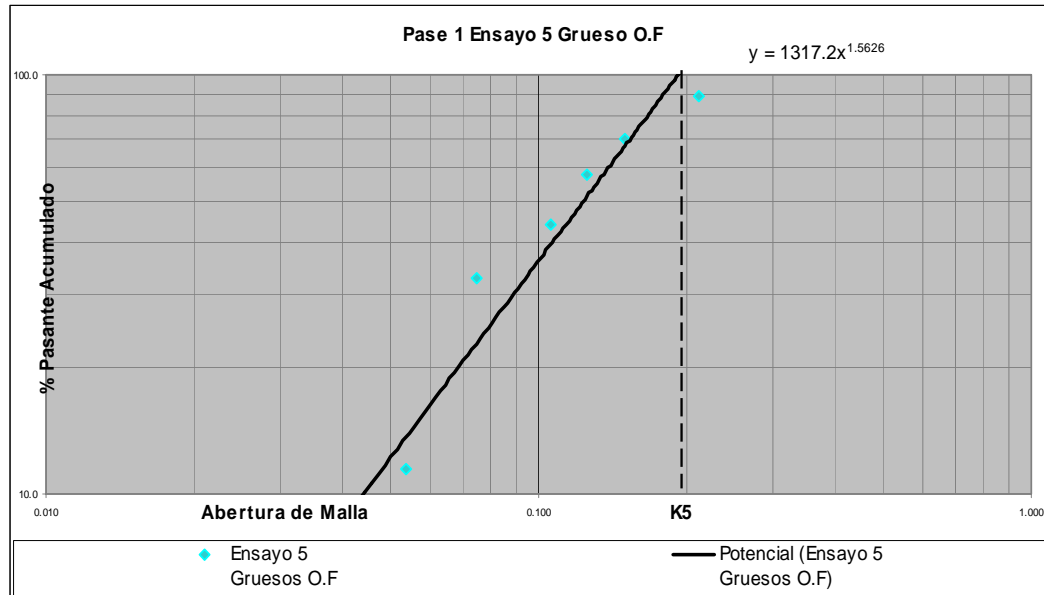
En la tabla 4.16 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 5 de la prueba 1 que genera el gráfico (figura 4.16) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 16 Prueba 1 ensayo 5 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	11.6	11.6	88.4
100	0.15	20.7	32.3	67.7
120	0.125	13.5	45.8	54.2
140	0.106	14.5	60.3	39.7
200	0.075	12.4	72.8	27.2
270	0.054	22.7	95.5	4.5
325	0.04	4.5	100.0	0.0
-325	-0.04	0.0	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 14 Distribución granulométrica ensayo 5 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizada la prueba en su totalidad, para evaluar la eficiencia del proceso se realizó un ensayo a los finos obtenidos en la descarga inferior del clasificador previamente muestreado, luego de tamizada la muestra los resultados se pueden observar en la tabla 4.17

TABLA 4. 17 Ensayo granulométrico Prueba 1 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
200	0,075	1,0	1,0	99,0
270	0,054	2,2	3,1	96,9
325	0,04	4,2	7,3	92,7
-325	-0,04	92,7	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Prueba 2

En general la prueba 2 mantiene las condiciones de trabajo similares a la prueba 1, el material de alimentación es el mismo, por ello se estimó necesario continuar alterando otros parámetros como: la razón de alimentación de agua y de mineral con la finalidad de conocer la influencia de ciertos factores para llegar a una granulometría satisfactoria en los rangos requeridos. La duración total de la prueba es de 50 min. La variación de los principales factores que afectan la molienda en la prueba 2 se puede ver en la tabla 4.18

TABLA 4. 18 Variación de los principales factores que afectan la molienda Prueba 2.

Condiciones de operatividad.	Ens. 1	Ens. 2	Ens. 3	Ens. 4
Duración	20 min.	10 min.	10 min.	20 min.
Tiempo de residencia	22 min.	22 min.	22 min.	20 min.
Dilución de pulpa molino	70:30	80:20	80:20	80:20
Dilución de pulpa clasificador	80:20	90:10	90:10	90:10

Fuente: Elaboración propia

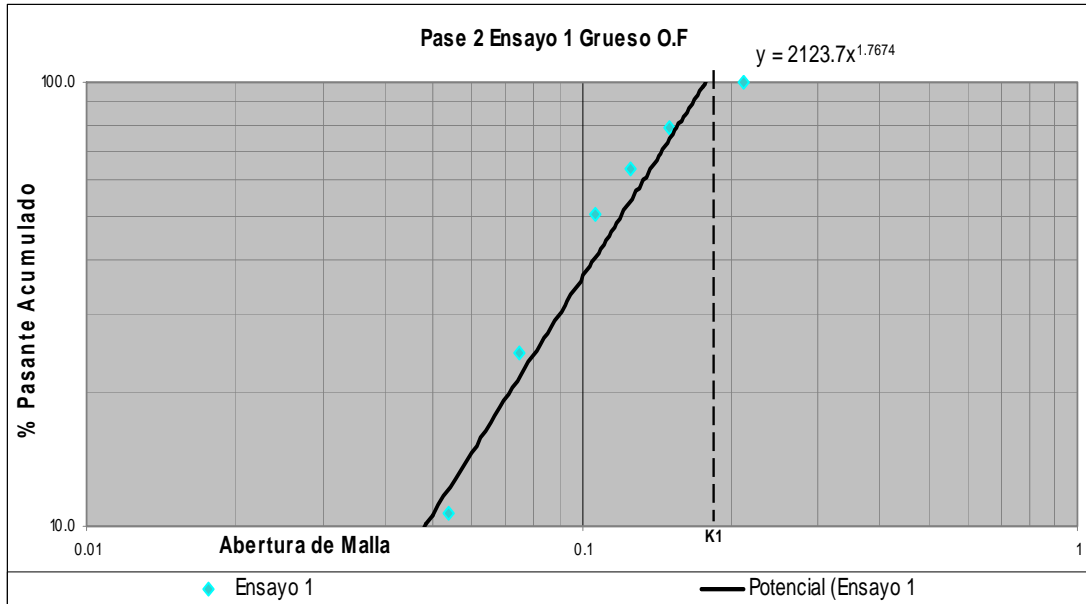
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.19) gráficamente se tiene la figura 4.15

TABLA 4. 19 Prueba 2 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	0.0	0.0	100.0
100	0.15	20.9	20.9	79.1
120	0.125	15.5	36.5	63.5
140	0.106	13.4	49.9	50.1
200	0.075	25.5	75.4	24.6
270	0.054	13.9	89.3	10.7
325	0.04	4.4	93.7	6.3
-325	-0.04	6.3	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 15 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

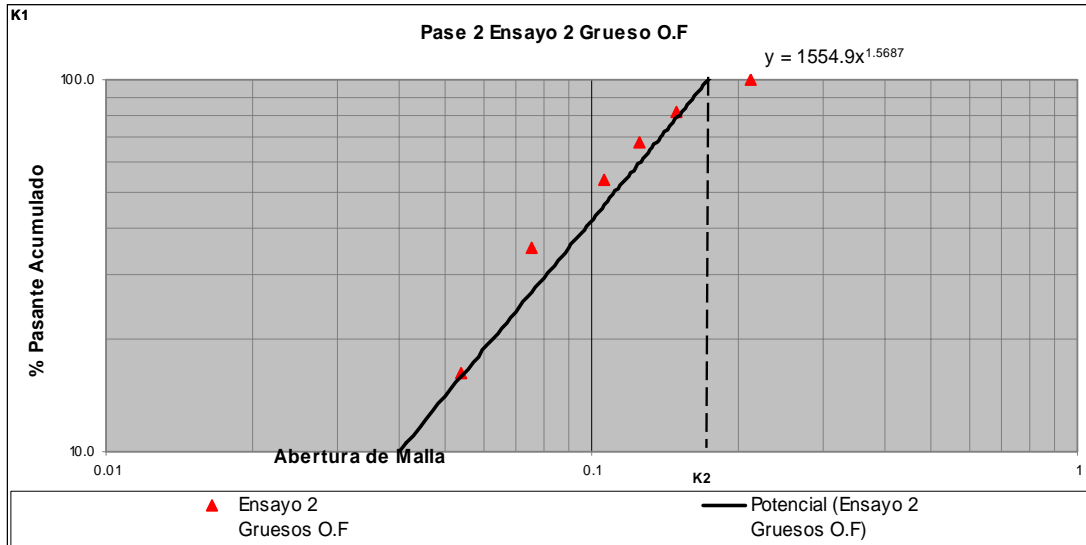
En la tabla 4.20 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 2 que genera el gráfico (figura 4.16) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 20 Prueba 2 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	0.0	0.0	100.0
100	0.15	18.4	18.4	81.6
120	0.125	13.5	31.9	68.1
140	0.106	14.6	46.5	53.5
200	0.075	18.3	64.8	35.2
270	0.054	18.8	83.7	16.3
325	0.04	9.0	92.6	7.4
-325	-0.04	7.4	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 16 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

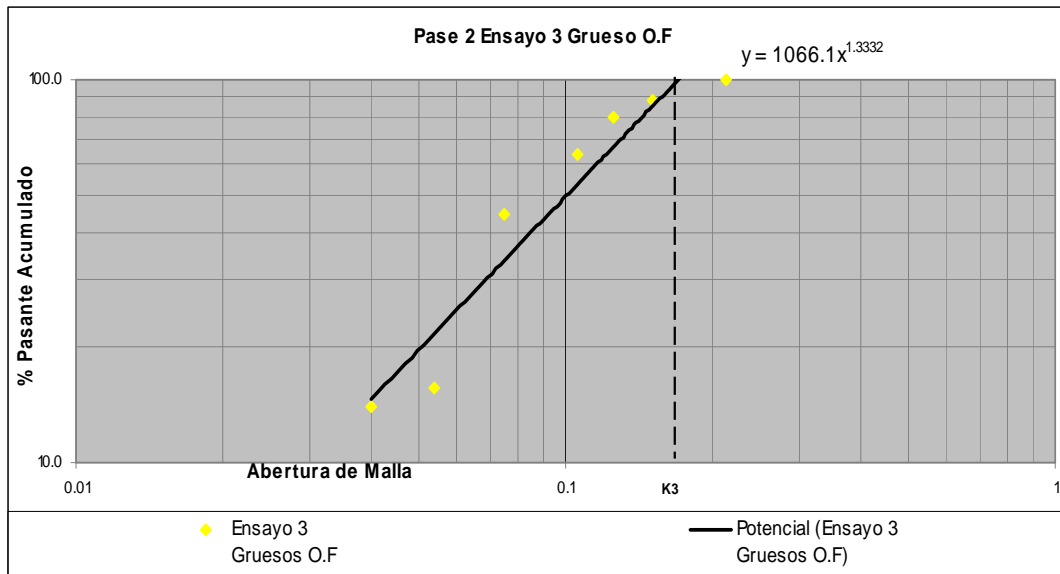
En el ensayo 3 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.21 que a su vez genera el gráfico (figura 4.17) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 21 Prueba 2 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
100	0.15	11.5	11.5	88.5
120	0.125	8.9	20.4	79.6
140	0.106	16.1	36.5	63.5
200	0.075	19.0	55.5	44.5
270	0.054	28.9	84.3	15.7
325	0.04	1.6	86.0	14.0
-325	-0.04	14.0	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 17 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

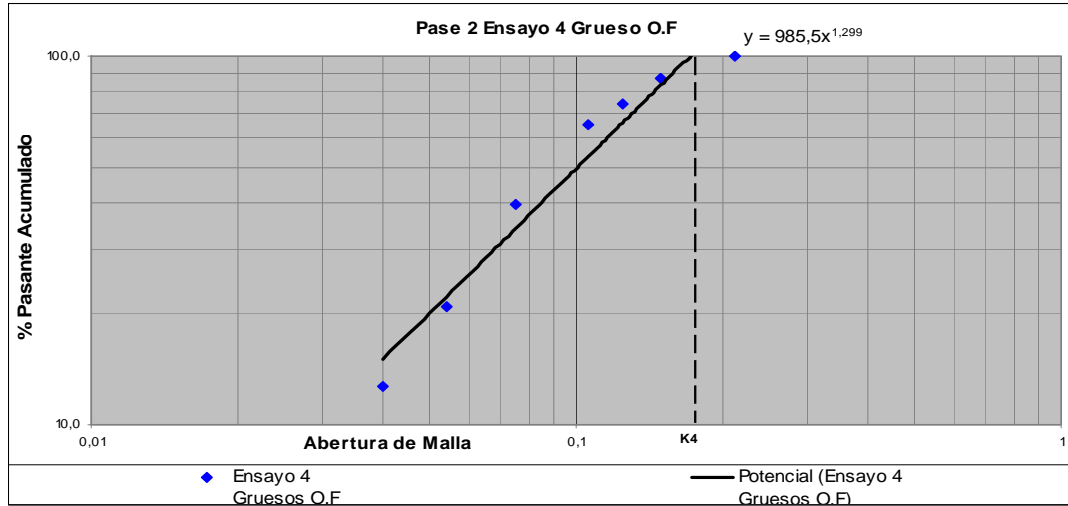
Al obtener el comportamiento granulométrico del ensayo 4 (tabla 4.22) gráficamente se tiene la figura 4.18

TABLA 4. 22 Prueba 2 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	0.0	0.0	100.0
100	0.15	12.9	12.9	87.1
120	0.125	12.8	25.7	74.3
140	0.106	9.2	34.8	65.2
200	0.075	25.5	60.3	39.7
270	0.054	18.7	79.1	20.9
325	0.04	8.3	87.3	12.7
-325	-0.04	12.7	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 18 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizada la prueba en su totalidad, para evaluar la eficiencia del proceso se realizó un ensayo a los finos obtenidos en la descarga inferior del clasificador previamente muestreado, luego de tamizada la muestra los resultados se pueden observar en la tabla 4.23

TABLA 4. 23 Ensayo granulométrico Prueba 2 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
200	0,075	0,2	0,2	99,8
270	0,054	5,4	5,6	94,4
325	0,04	4,2	9,8	90,2
-325	-0,04	90,2	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Prueba 3

Luego de realizar los ensayos necesarios con el producto de la trituración primaria, se pudo analizar de forma preliminar el comportamiento del equipo de molienda, sus posibles variaciones, y la influencia de los principales factores. Posteriormente se llenó la tolva del equipo de molienda Hardinge con 300 kg. de material cabeza de molienda proveniente de la preparación obtenida etapas de trituración.

Las pruebas sucesivas se realizaron con la finalidad de intuir el comportamiento del material previamente triturado y su disminución en los tiempos de residencia, correlacionando los resultados obtenidos en la etapa preliminar de los pruebas 1 y 2 con la variante de conocer la influencia de realizar el proceso de molienda en circuito abierto ensayo 1 y 2 o cerrado ensayos 3 y 4.

La variación de los principales factores que afectan la molienda en la prueba 3 se puede ver en la tabla 4.24

**TABLA 4. 24 Variación de los principales factores que afectan la molienda
Prueba 3**

Condiciones de operatividad.	Ens. 1	Ens. 2	Ens. 3	Ens. 4
Duración	10 min.	10 min.	10 min.	10 min.
Tiempo de residencia	10 min.	10 min.	10 min.	10 min.
Dilución de pulpa molino	70:30	70:30	70:30	70:30
Dilución de pulpa clasificador	80:20	80:20	80:20	80:20

Fuente: Elaboración propia

Los resultados del análisis granulométrico de la prueba realizada se observan en la tabla 4.25.

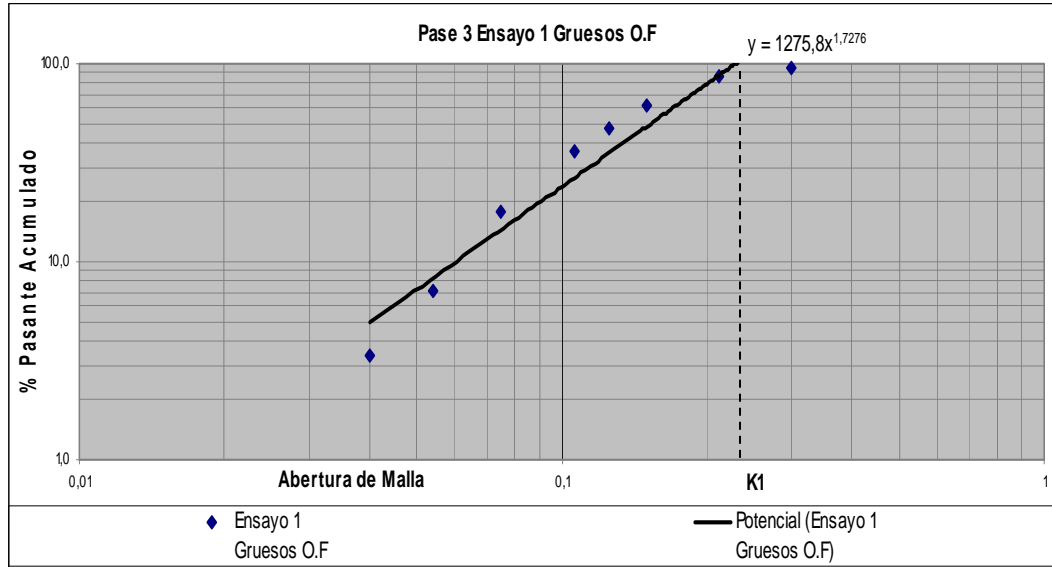
TABLA 4. 25 Prueba 3 Ensayo 1 Circuito abierto gruesos

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	5,1	5,1	94,9
70	0,212	7,5	12,6	87,4
100	0,15	26,3	38,9	61,1
120	0,125	13,8	52,7	47,3
140	0,106	11,1	63,8	36,2
200	0,075	18,3	82,1	17,9
270	0,054	10,8	92,9	7,1
325	0,04	3,7	96,7	3,3
-325	-0,04	3,3	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

De los datos anteriores se puede obtener la gráfica de distribución granulométrica figura 4.19

Figura 4. 19 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

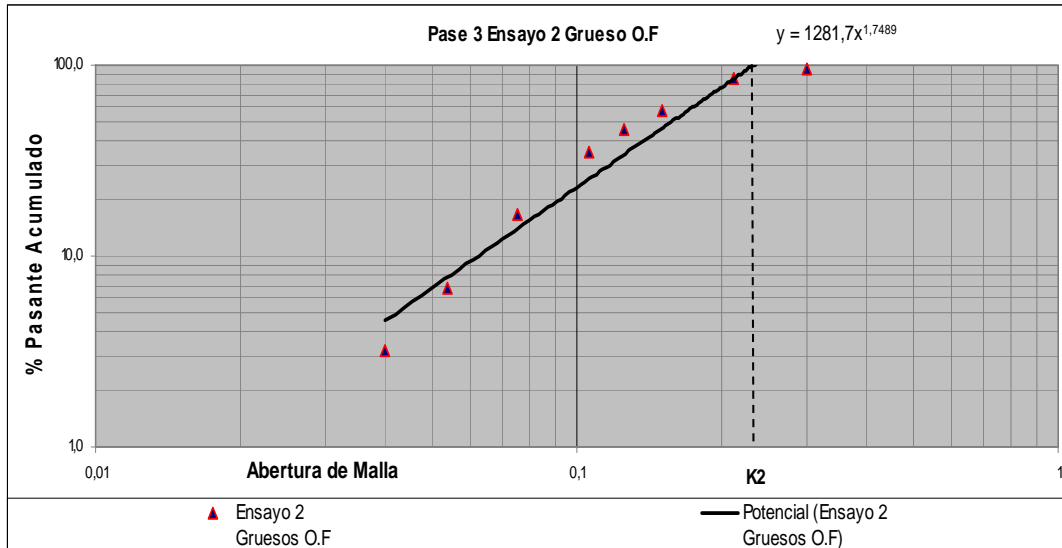
En la tabla 4.26 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 3 que genera el gráfico (figura 4.20) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 26 Prueba 3 Ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0.3	5.5	5.5	94.5
70	0.212	10.1	15.7	84.3
100	0.15	26.2	41.9	58.1
120	0.125	12.3	54.2	45.8
140	0.106	11.0	65.2	34.8
200	0.075	18.3	83.5	16.5
270	0.054	9.8	93.3	6.7
325	0.04	3.6	96.8	3.2
-325	-0.04	3.2	100.0	0.0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 20 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

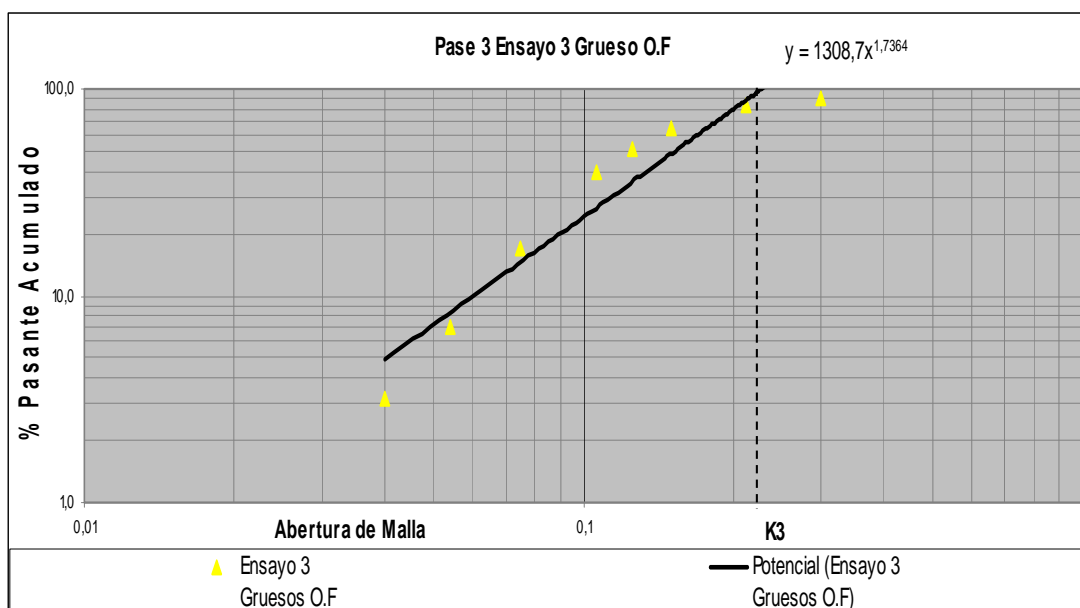
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.27) gráficamente se tiene la figura 4.21

TABLA 4. 27 Prueba 3 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	8,7	8,7	91,3
70	0,212	7,7	16,4	83,6
100	0,15	19,4	35,8	64,2
120	0,125	12,5	48,3	51,7
140	0,106	12,0	60,3	39,7
200	0,075	22,5	82,8	17,2
270	0,054	10,1	93,0	7,0
325	0,04	3,9	96,8	3,2
-325	-0,04	3,2	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 21 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

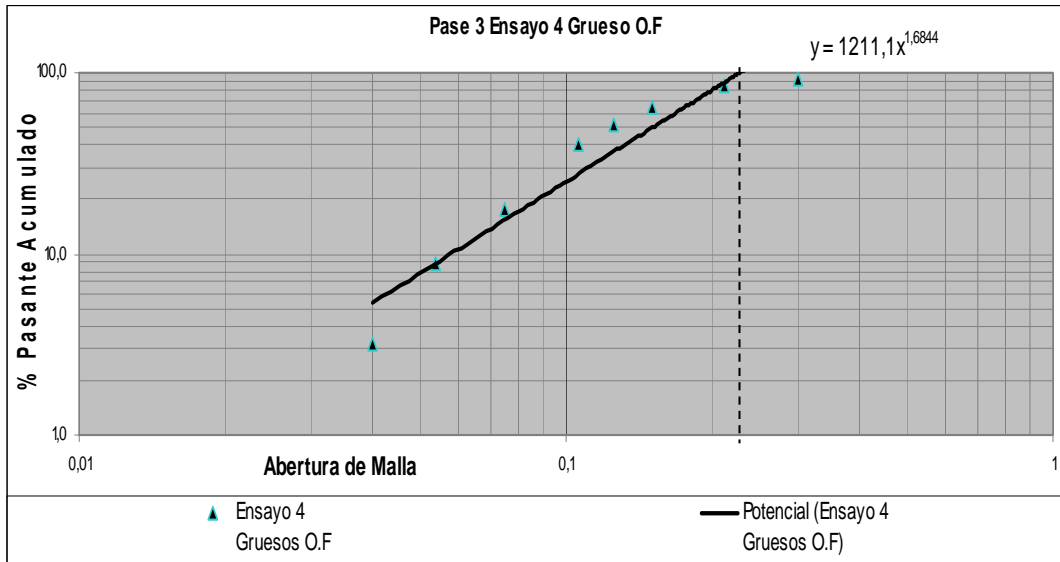
En la tabla 4.28 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 4 de la prueba 3 que genera el gráfico (figura 4.22) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 28 Prueba 3 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	8,7	8,7	91,3
70	0,212	6,1	14,8	85,2
100	0,15	21,5	36,3	63,7
120	0,125	11,5	47,9	52,1
140	0,106	11,9	59,8	40,2
200	0,075	22,4	82,2	17,8
270	0,054	9,0	91,2	8,8
325	0,04	5,6	96,8	3,2
-325	-0,04	3,2	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 22 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizada la prueba en su totalidad, para evaluar la eficiencia del proceso se realizó un ensayo a los finos obtenidos en la descarga inferior del clasificador previamente muestreado, luego de tamizada la muestra los resultados se pueden observar en la tabla 4.29

TABLA 4. 29 Ensayo granulométrico Prueba 3 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
200	0,075	1,8	1,8	98,2
270	0,054	1,5	3,3	96,7
325	0,04	5,1	8,4	91,6
-325	-0,04	91,6	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Prueba 4

La variación de los principales factores que afectan la molienda en la prueba 4 se puede ver en la tabla 4.30

TABLA 4. 30 Variación de los principales factores que afectan la molienda.

Condiciones de operatividad.	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Ensayo 4
Duración	10 min.	10 min.	10 min.	10 min.
Tiempo de residencia	10 min.	10 min.	10 min.	08 min.
Dilución de pulpa molino	80:20	75:25	70:30	70:30
Dilución de pulpa clasificador	90:10	85:15	80:20	80:20

Fuente: Elaboración propia

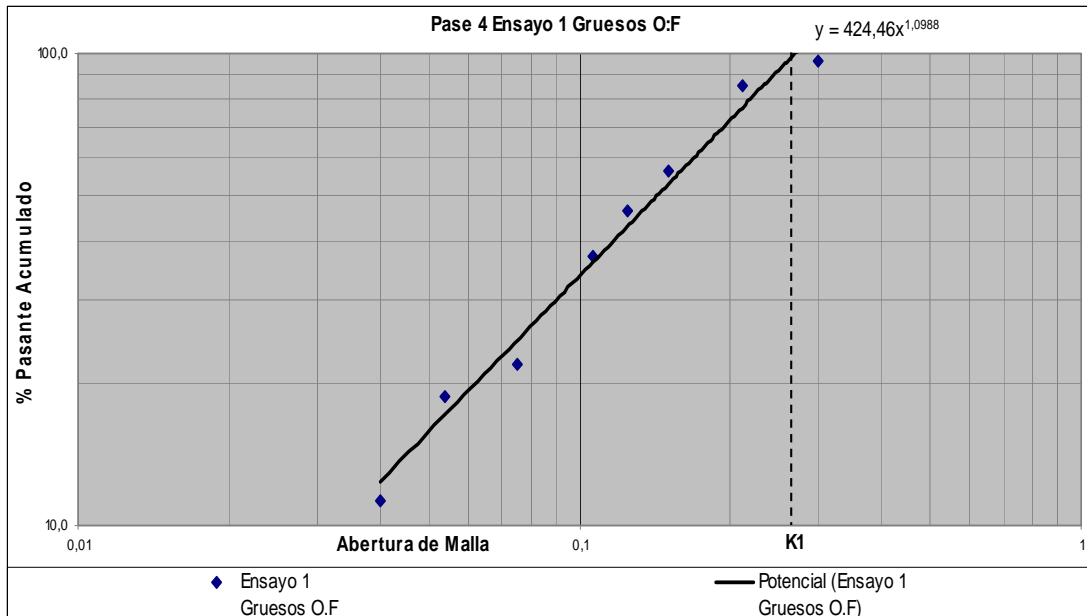
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.31) gráficamente se tiene la figura 4.23

TABLA 4. 31 Prueba 4 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	4,0	4,0	96,0
70	0,212	10,3	14,3	85,7
100	0,15	29,2	43,5	56,5
120	0,125	10,1	53,6	46,4
140	0,106	9,3	62,9	37,1
200	0,075	15,1	78,0	22,0
270	0,054	3,2	81,2	18,8
325	0,04	7,5	88,7	11,3
-325	-0,04	11,3	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 23 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

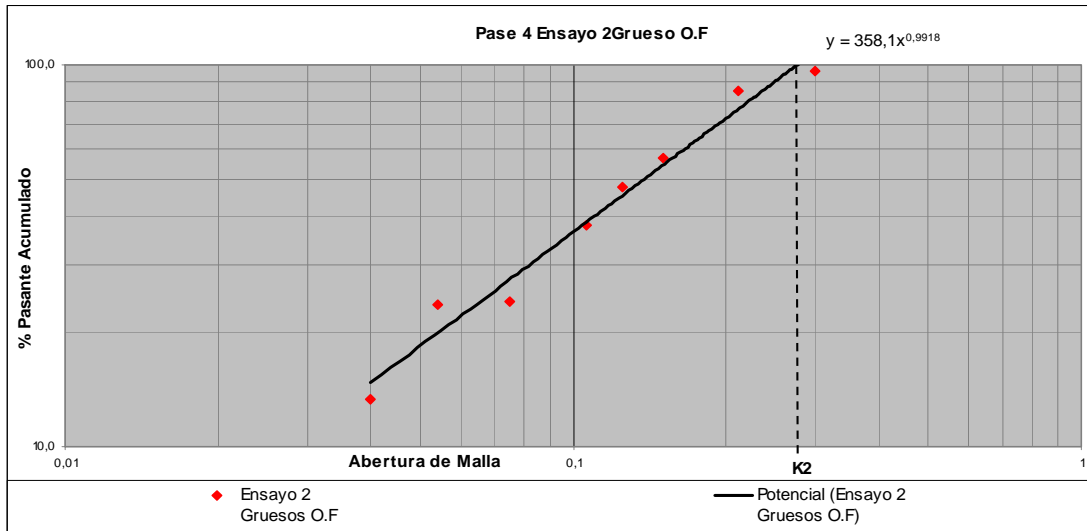
En la tabla 4.32 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 4 que genera el gráfico (figura 4.24) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 32 Prueba 4 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	3,8	3,8	96,2
70	0,212	11,0	14,8	85,2
100	0,15	28,1	42,9	57,1
120	0,125	9,2	52,1	47,9
140	0,106	9,8	61,9	38,1
200	0,075	14,1	76,0	24,0
270	0,054	0,6	76,6	23,4
325	0,04	10,1	86,7	13,3
-325	-0,04	13,3	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 24 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

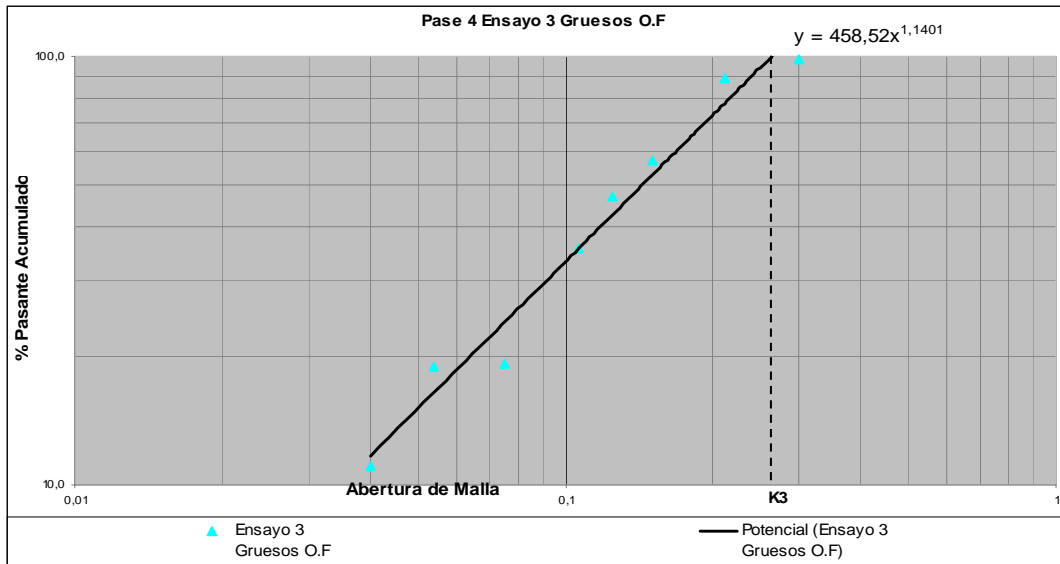
En el ensayo 3 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.33 que a su vez genera el gráfico (figura 4.25) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 33 Prueba 4 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	1,9	1,9	98,1
70	0,212	8,8	10,7	89,3
100	0,15	32,3	43,0	57,0
120	0,125	9,9	52,9	47,1
140	0,106	11,5	64,4	35,6
200	0,075	16,4	80,8	19,2
270	0,054	0,3	81,1	18,9
325	0,04	7,8	89,0	11,0
-325	-0,04	11,0	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 25 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

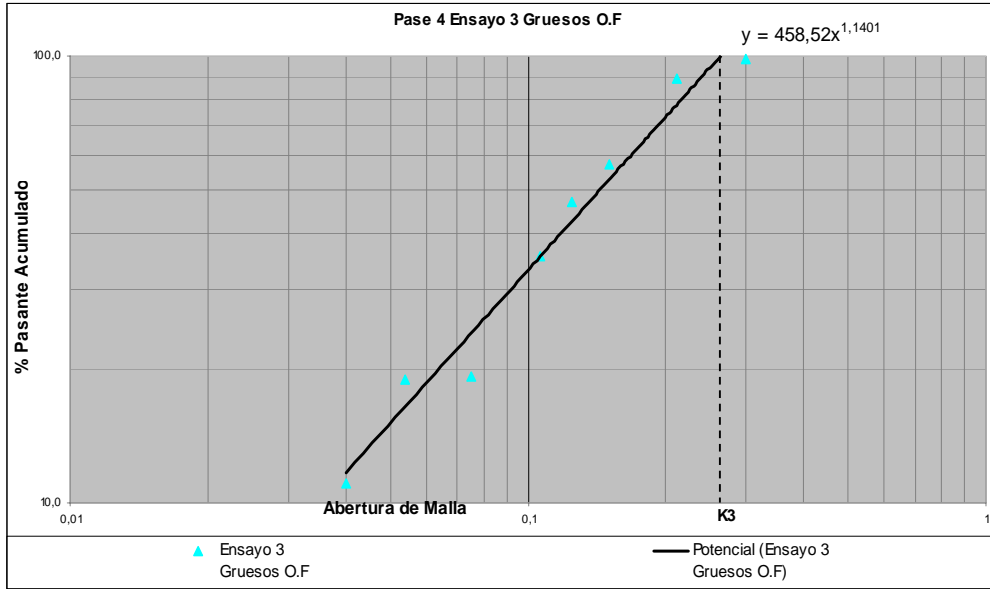
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.34) gráficamente se tiene la figura 4.26

TABLA 4. 34 Prueba 4 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	1,1	1,1	98,9
70	0,212	4,5	5,5	94,5
100	0,15	24,2	29,8	70,2
120	0,125	9,4	39,2	60,8
140	0,106	13,6	52,7	47,3
200	0,075	17,9	70,6	29,4
270	0,054	0,2	70,8	29,2
325	0,04	1,0	71,8	28,2
-325	-0,04	28,2	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 26 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizada la prueba en su totalidad, para evaluar la eficiencia del proceso se realizó un ensayo a los finos obtenidos en la descarga inferior del clasificador previamente muestreado, luego de tamizada la muestra los resultados se pueden observar en la tabla 4.35

TABLA 4. 35 Ensayo granulométrico Prueba 4 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
200	0,075	4,3	4,3	95,7
270	0,054	1,5	5,9	94,1
325	0,04	1,2	7,1	92,9
-325	-0,04	92,9	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Prueba 5

La variación de los principales factores que afectan la molienda en la prueba 5 de duración 50 minutos se puede ver en la tabla 4.36

TABLA 4. 36 Prueba 5 Duración 50 min.

Condiciones de operatividad.	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Ensayo 4	Ensayo 5
Duración	10 min.	10 min.	10 min.	10 min.	10 min.
Tiempo de residencia	10 min.	10 min.	10 min.	12 min.	12 min.
Dilución de pulpa molino	70:30	75:25	80:20	70:30	80:20
Dilución de pulpa clasificador	80:20	85:15	90:10	80:20	90:10

Fuente: Elaboración propia

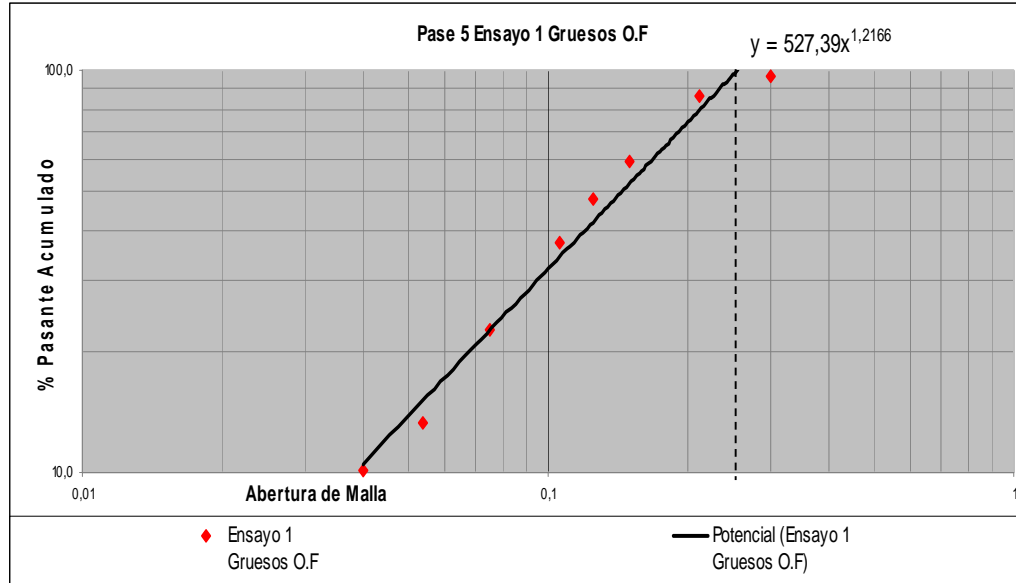
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.37) gráficamente se tiene la figura 4.27

TABLA 4. 37 Prueba 5 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	3,6	3,6	96,4
70	0,212	10,2	13,8	86,2
100	0,15	26,7	40,5	59,5
120	0,125	11,9	52,4	47,6
140	0,106	10,6	62,9	37,1
200	0,075	14,4	77,3	22,7
270	0,054	9,4	86,7	13,3
325	0,04	3,2	89,9	10,1
-325	-0,04	10,1	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 27 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

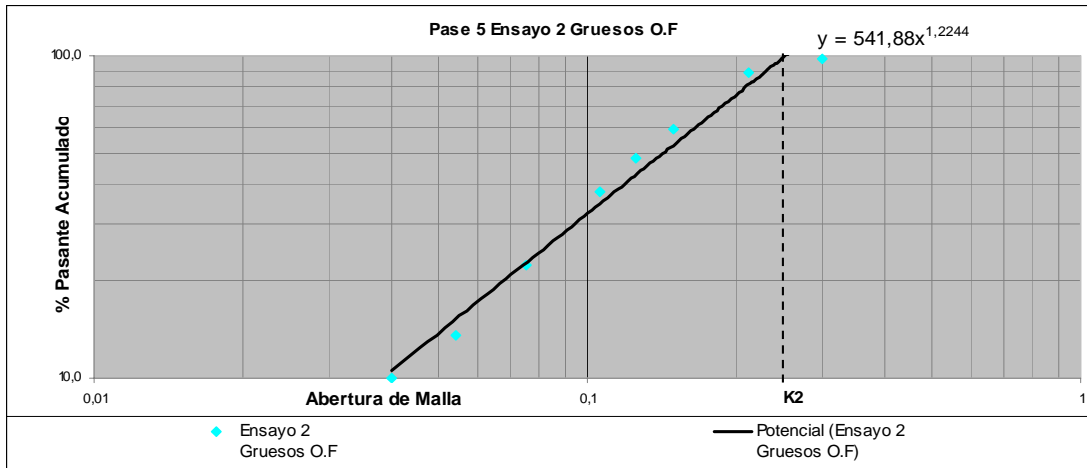
En la tabla 4.38 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 5 que genera el gráfico (figura 4.28) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 38 Prueba 5 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	2,6	2,6	97,4
70	0,212	8,6	11,2	88,8
100	0,15	29,4	40,6	59,4
120	0,125	11,4	51,9	48,1
140	0,106	10,1	62,0	38,0
200	0,075	15,4	77,5	22,5
270	0,054	9,0	86,4	13,6
325	0,04	3,6	90,0	10,0
-325	-0,04	10,0	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 28 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

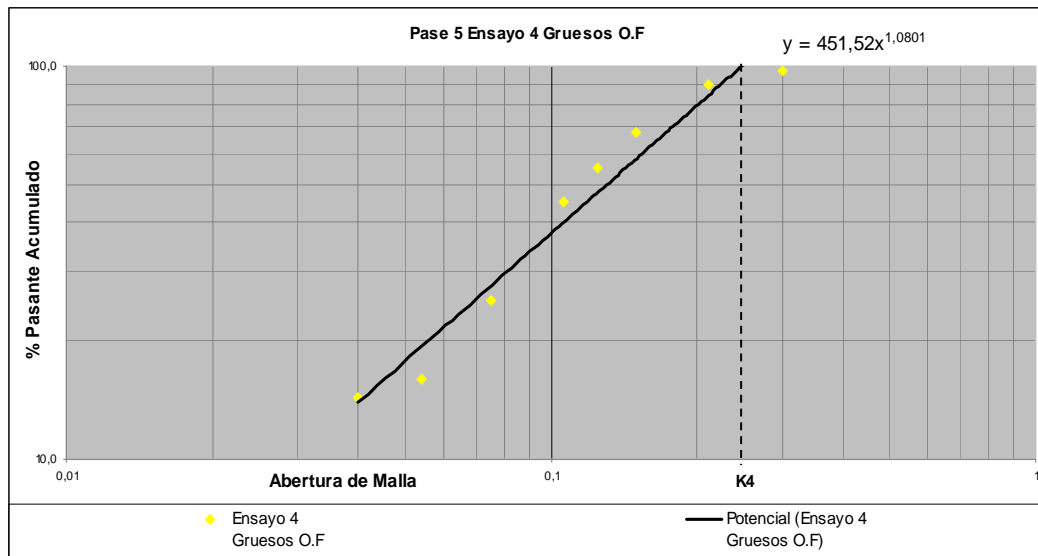
En el ensayo 3 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.39 que a su vez genera el gráfico (figura 4.) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 39 Prueba 5 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	3,7	3,7	96,3
70	0,212	9,9	13,6	86,4
100	0,15	25,3	38,9	61,1
120	0,125	12,4	51,3	48,7
140	0,106	10,2	61,5	38,5
200	0,075	17,2	78,7	21,3
270	0,054	7,5	86,2	13,8
325	0,04	2,1	88,4	11,6
-325	-0,04	11,6	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 29 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

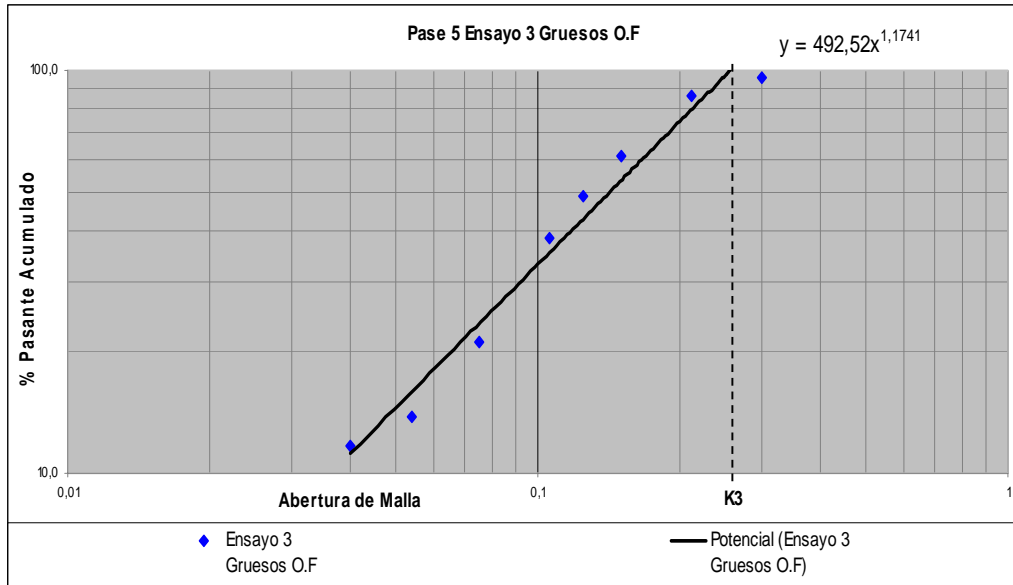
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.40) gráficamente se tiene la figura 4.30

TABLA 4. 40 Prueba 5 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	3,0	3,0	97,0
70	0,212	7,4	10,4	89,6
100	0,15	22,0	32,4	67,6
120	0,125	12,3	44,7	55,3
140	0,106	10,0	54,7	45,3
200	0,075	19,8	74,5	25,5
270	0,054	9,5	84,0	16,0
325	0,04	1,7	85,7	14,3
-325	-0,04	14,3	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 30 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

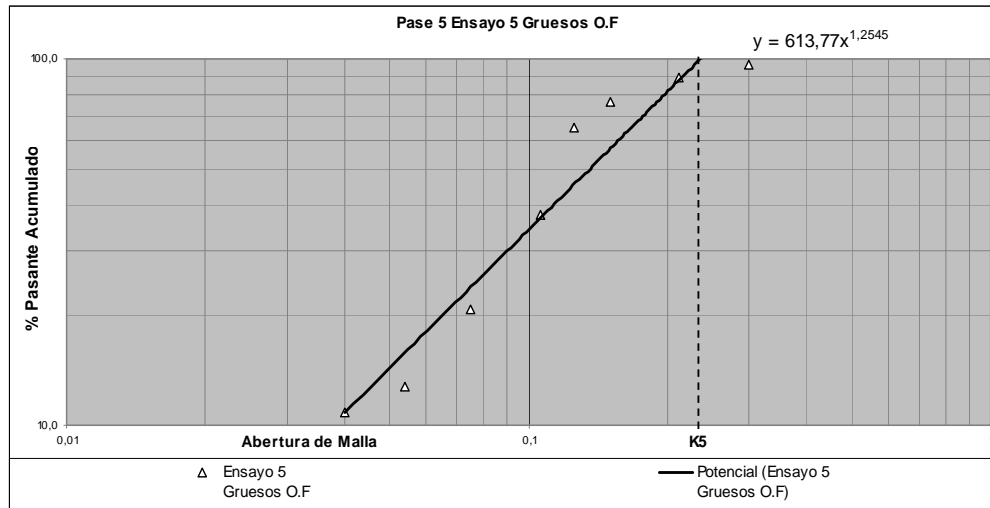
En el ensayo 5 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.41 que a su vez genera el gráfico (figura 4.17) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 41 Prueba 5 ensayo 5 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	3,9	3,9	96,1
70	0,212	7,3	11,2	88,8
100	0,15	12,5	23,7	76,3
120	0,125	11,1	34,8	65,2
140	0,106	27,7	62,5	37,5
200	0,075	16,8	79,3	20,7
270	0,054	7,9	87,3	12,7
325	0,04	1,9	89,1	10,9
-325	-0,04	10,9	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 31 Distribución granulométrica ensayo 5 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizada la prueba en su totalidad, para evaluar la eficiencia del proceso se realizó un ensayo a los finos obtenidos en la descarga inferior del clasificador previamente muestreado, luego de tamizada la muestra los resultados se pueden observar en la tabla 4.42

TABLA 4. 42 Prueba 5 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
140	0,106	0,9	0,9	99,1
200	0,075	3,5	4,4	95,6
270	0,054	4,7	9,0	91,0
325	0,04	2,4	11,5	88,5
-325	-0,04	88,5	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Prueba 6

La variación de los principales factores que afectan la molienda en la prueba 6 con una duración de 60 minutos se puede ver en la tabla 4.43

TABLA 4. 43 Prueba 6 Duración 60 min.

Condiciones de operatividad.	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3
Duración	20 min.	20 min.	20 min.
Tiempo de residencia	14 min.	14 min.	14 min.
Dilución de pulpa molino	70:30	75:25	80: 20
Dilución de pulpa clasificador	80:20	85:15	90:10

Fuente: Elaboración propia

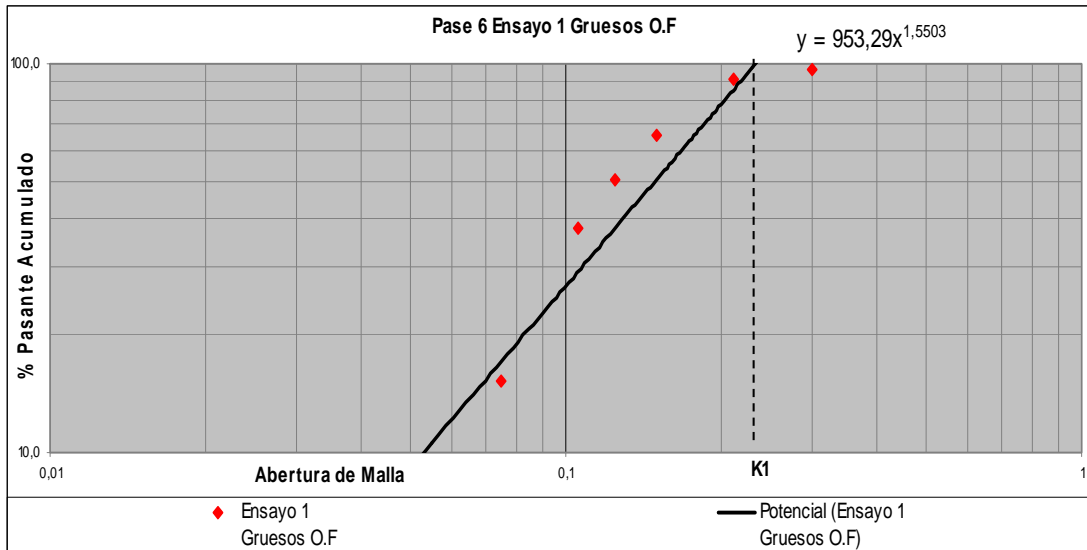
En el ensayo 1 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.44 que a su vez genera el grafico (figura 4.32) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 44 Prueba 6 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	3,0	3,0	97,0
70	0,212	6,1	9,2	90,8
100	0,15	25,7	34,8	65,2
120	0,125	14,9	49,8	50,2
140	0,106	12,6	62,4	37,6
200	0,075	22,2	84,7	15,3
270	0,054	7,3	91,9	8,1
325	0,04	1,9	93,9	6,1
-325	-0,04	6,1	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 32 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

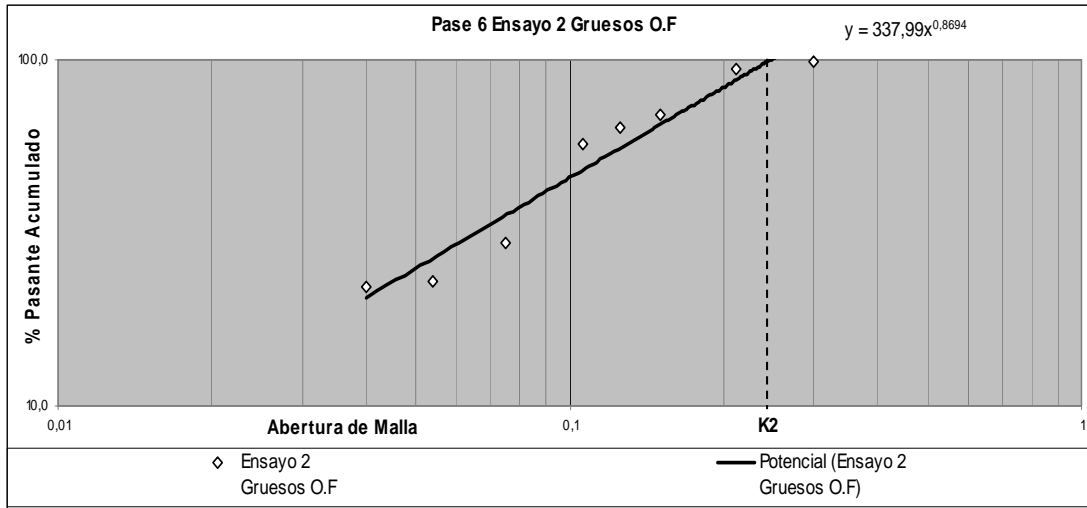
En la tabla 4.45 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 6 que genera el gráfico (figura 4.33) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 45 Prueba 6 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	1,3	1,3	98,7
70	0,212	5,0	6,3	93,7
100	0,15	24,1	30,3	69,7
120	0,125	6,0	36,3	63,7
140	0,106	6,5	42,8	57,2
200	0,075	27,6	70,4	29,6
270	0,054	6,7	77,1	22,9
325	0,04	0,8	77,9	22,1
-325	-0,04	22,1	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 33 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

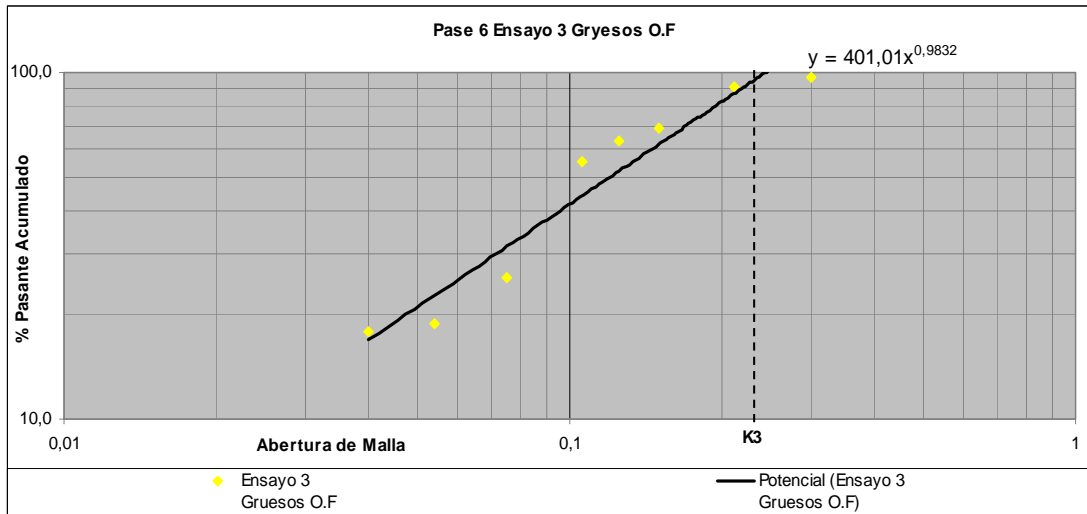
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.46) gráficamente se tiene la figura 4.34

TABLA 4. 46 Prueba 6 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
50	0,3	3,1	3,1	96,9
70	0,212	5,6	8,7	91,3
100	0,15	22,4	31,1	68,9
120	0,125	5,5	36,6	63,4
140	0,106	7,8	44,5	55,5
200	0,075	30,0	74,4	25,6
270	0,054	6,8	81,2	18,8
325	0,04	0,9	82,1	17,9
-325	-0,04	17,9	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 34 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizada la prueba en su totalidad, para evaluar la eficiencia del proceso se realizó un ensayo a los finos obtenidos en la descarga inferior del clasificador previamente muestreado, luego de tamizada la muestra los resultados se pueden observar en la tabla 4.47

TABLA 4. 47 prueba 6 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
140	0,106	1,7	1,7	98,3
200	0,075	5,4	7,2	92,8
270	0,054	2,0	9,1	90,9
325	0,04	1,7	10,9	89,1
-325	-0,04	89,1	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Prueba 7

La prueba 7, se realizó durante 60 minutos, en donde se varían los principales factores, como se representa en la tabla 4.48

TABLA 4. 48 Prueba 7 Duración 60 min.

Condiciones de operatividad.	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3
Duración	20 min.	20 min.	20 min.
Tiempo de residencia	16 min.	16 min.	16 min.
Dilución de pulpa molino	70:30	75:25	80: 20
Dilución de pulpa clasificador	80:20	85:15	90:10

Fuente: Elaboración propia

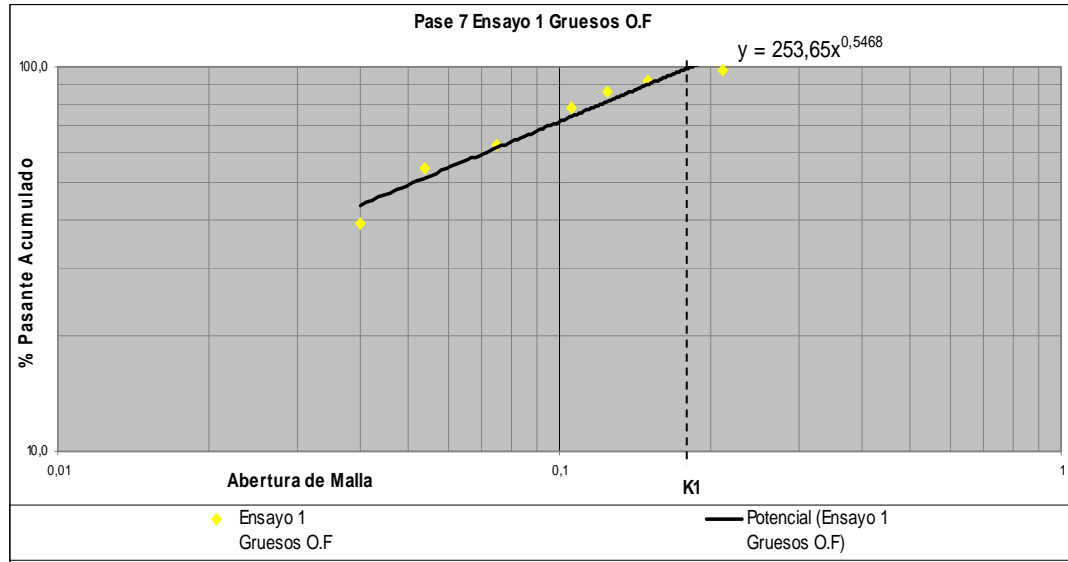
En la tabla 4.49 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 2 que genera el gráfico (figura 4.35) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 49 Prueba 7 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0,212	2,0	2,0	98,0
100	0,15	6,2	8,3	91,7
120	0,125	5,6	13,9	86,1
140	0,106	7,8	21,7	78,3
200	0,075	15,6	37,3	62,7
270	0,054	8,0	45,3	54,7
325	0,04	15,4	60,8	39,2
-325	-0,04	39,2	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 35 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

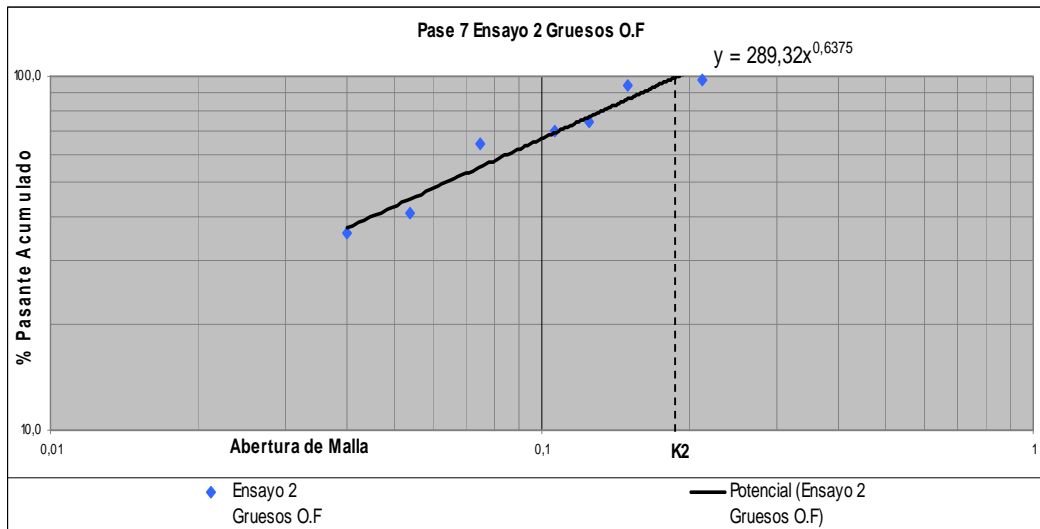
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.50) gráficamente se tiene la figura 4.36

TABLA 4. 50 Prueba 7 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0,212	2,0	2,0	98,0
100	0,15	4,0	6,0	94,0
120	0,125	19,3	25,4	74,6
140	0,106	4,8	30,2	69,8
200	0,075	5,2	35,3	64,7
270	0,054	23,4	58,8	41,2
325	0,04	5,4	64,1	35,9
-325	-0,04	35,9	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 36 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

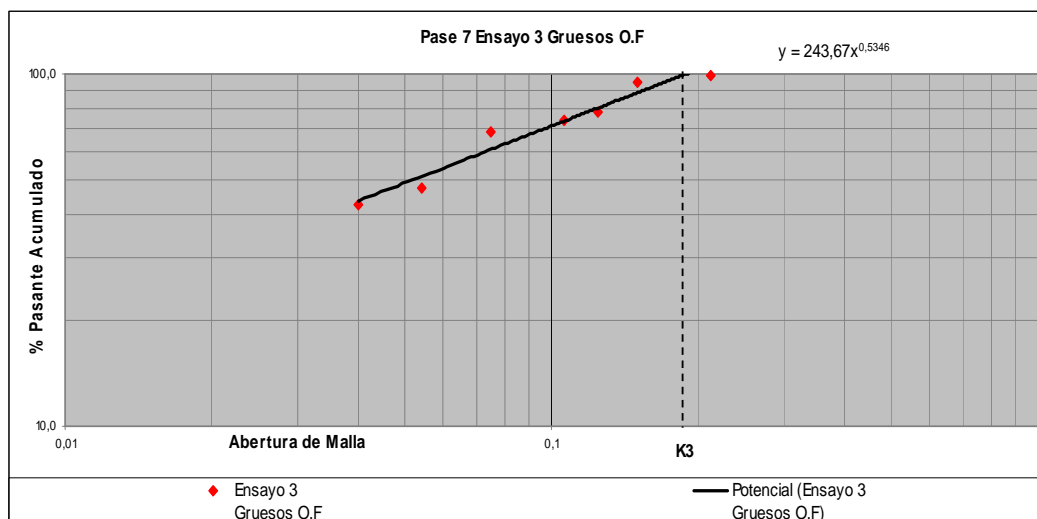
En la tabla 4.51 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 3 de la prueba 7 que genera el gráfico (figura 4.36) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 51 Prueba 7 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0,212	1,2	1,2	98,8
100	0,15	4,1	5,3	94,7
120	0,125	16,4	21,8	78,2
140	0,106	4,1	25,8	74,2
200	0,075	5,7	31,6	68,4
270	0,054	20,8	52,4	47,6
325	0,04	5,0	57,4	42,6
-325	-0,04	42,6	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 36 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

TABLA 4. 52 Prueba 7 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
140	0,106	1,0	1,0	99,0
200	0,075	1,3	2,2	97,8
270	0,054	2,8	5,0	95,0
325	0,04	7,2	12,2	87,8
-325	-0,04	87,8	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Prueba 8

En la prueba N° 8 durante 40 minutos, se realizaron variaciones en los principales factores, como se representa en la tabla 4.53

TABLA 4. 53 Prueba 8 Duración 40 min.

Condiciones de operatividad.	Ensayo 1	Ensayo 2	Ensayo 3	Ensayo 4
Duración	10 min.	10 min.	10 min.	10 min.
Tiempo de residencia	14 min.	14 min.	14 min.	14 min.
Dilución de pulpa molino	90:10	85:15	80: 20	75:25
Dilución de pulpa clasificador	95:05	95:05	90:10	85:15

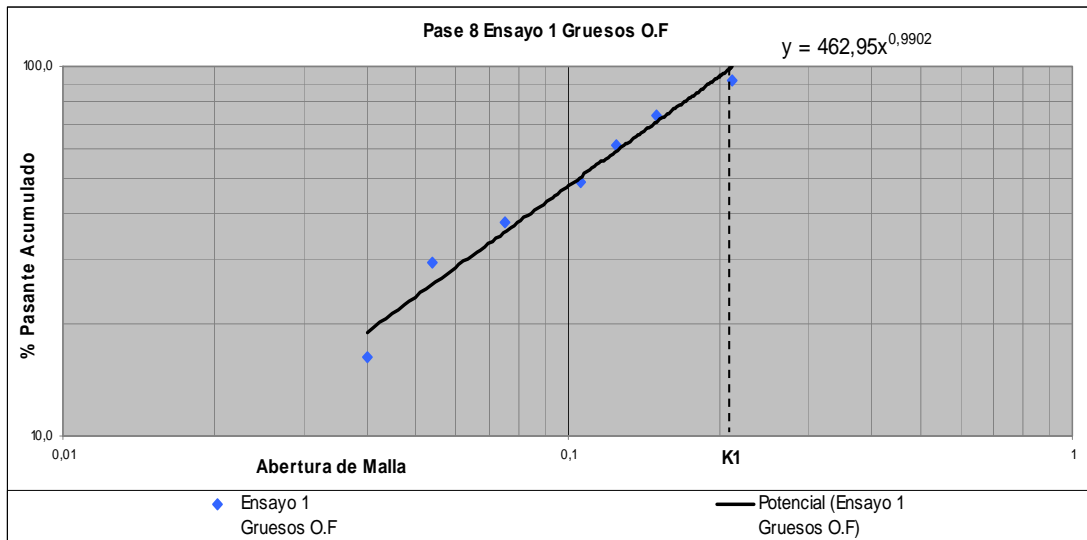
En el ensayo 1 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.54 que a su vez genera el grafico (figura 4.37) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 54 Prueba 8 ensayo 1 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0,212	8,6	8,6	91,4
100	0,15	17,9	26,5	73,5
120	0,125	12,2	38,7	61,3
140	0,106	12,5	51,2	48,8
200	0,075	11,0	62,2	37,8
270	0,054	8,5	70,6	29,4
325	0,04	13,0	83,6	16,4
-325	-0,04	16,4	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 37 Distribución granulométrica ensayo 1 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

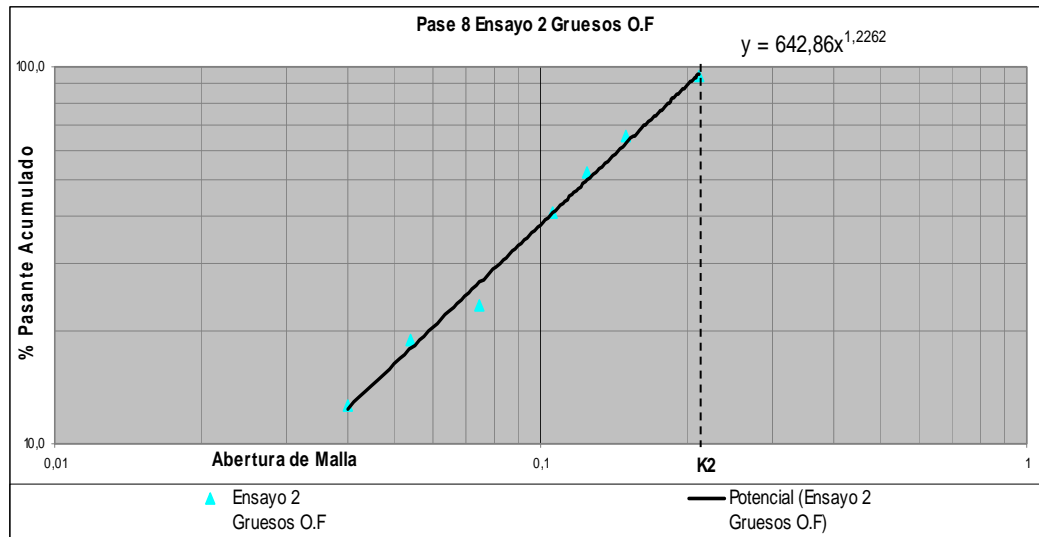
En la tabla 4.55 se observan los datos obtenidos durante la realización del ensayo 2 de la prueba 8 que genera el gráfico (figura 4.38) de distribución granulométrica del ensayo en cuestión

TABLA 4. 55 Prueba 8 ensayo 2 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0,212	5,7	5,7	94,3
100	0,15	29,0	34,8	65,2
120	0,125	12,7	47,5	52,5
140	0,106	11,6	59,0	41,0
200	0,075	17,6	76,6	23,4
270	0,054	4,4	81,1	18,9
325	0,04	6,2	87,3	12,7
-325	-0,04	12,7	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 38 Distribución granulométrica ensayo 2 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

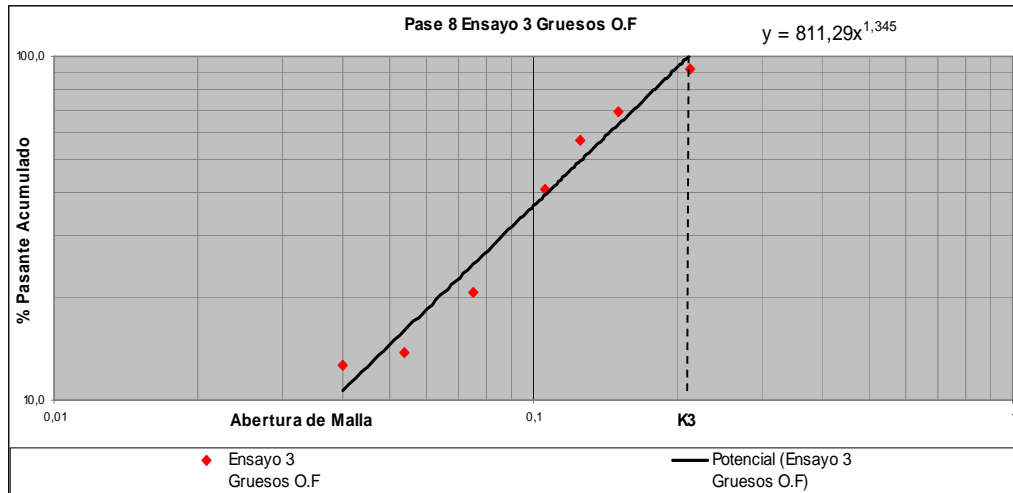
Al obtener el comportamiento granulométrico (tabla 4.56) gráficamente se tiene la figura 4.39

TABLA 4. 56 Prueba 8 ensayo 3 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0,212	7,7	7,7	92,3
100	0,15	23,0	30,7	69,3
120	0,125	12,5	43,2	56,8
140	0,106	15,9	59,1	40,9
200	0,075	20,2	79,3	20,7
270	0,054	7,0	86,3	13,7
325	0,04	1,1	87,4	12,6
-325	-0,04	12,6	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 39 Distribución granulométrica ensayo 3 (D.S.C.).



Fuente: Elaboración propia

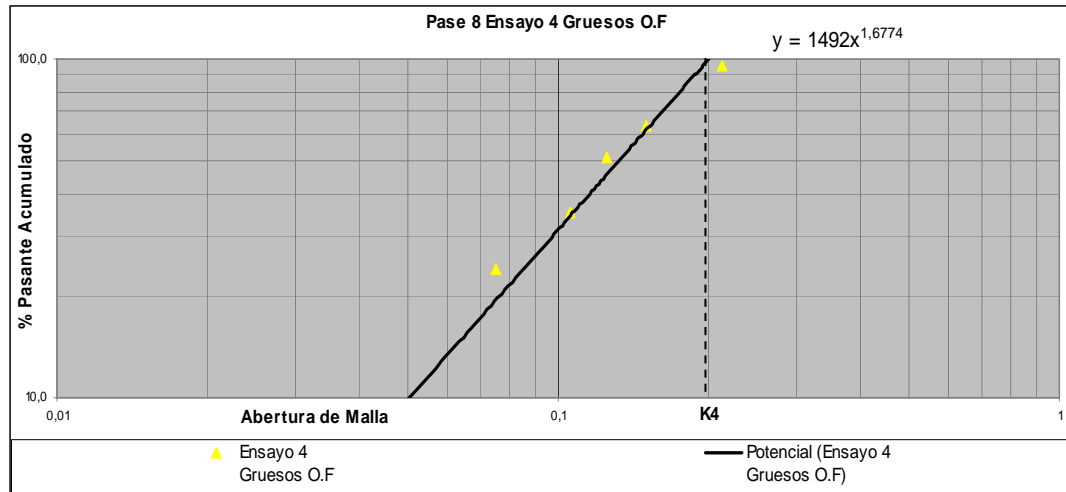
En el ensayo 4 el comportamiento granulométrico de los gruesos obtenidos en la descarga superior del clasificador se puede ver en la tabla 4.57 que a su vez genera el gráfico (figura 4.17) de distribución granulométrica.

TABLA 4. 57 Prueba 8 ensayo 4 gruesos descarga superior del clasificador.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0,212	4,6	4,6	95,4
100	0,15	32,0	36,6	63,4
120	0,125	12,2	48,8	51,2
140	0,106	16,1	64,9	35,1
200	0,075	11,1	76,0	24,0
270	0,054	15,1	91,1	8,9
325	0,04	2,1	93,2	6,8
-325	-0,04	6,8	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

Figura 4. 40 Distribución granulométrica ensayo 4 (D.S.C).



Fuente: Elaboración propia

Luego de realizada la prueba en su totalidad, para evaluar la eficiencia del proceso se realizó un ensayo a los finos obtenidos en la descarga inferior del clasificador previamente muestreado, luego de tamizada la muestra los resultados se pueden observar en la tabla 4.59

TABLA 4. 58 Ensayo granulométrico 2 Prueba 8 finos.

Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
140	0,106	0,8	0,8	99,2
200	0,075	1,8	2,7	97,3
270	0,054	2,4	5,1	94,9
325	0,04	3,3	8,3	91,7
-325	-0,04	91,7	100,0	0,0

Fuente: Elaboración propia

CAPITULO V: ANÁLISIS Y DISCUSIÓN DE RESULTADOS

En general en la etapa de caracterización química de la mena se muestra un comportamiento, en donde disminuye el óxido de hierro y un aumenta el porcentaje de cuarzo a medida que se desciende a una malla inferior o de menor tamaño de abertura. Los valores oscilan en promedio de 38% de óxido de hierro y 49% de sílice. Para el ensayo realizado a partir de las muestras en seco. Los valores de 43% de óxidos de hierro y 48% de sílice corresponden al promedio de las diferentes mallas en el reconocimiento practicado a las muestras después de tamizado en húmedo.

Tales valores sugieren que el mineral aprovechable de hierro que se encuentra presente, tiene como ganga al cuarzo, lo cual es verificado según el análisis de la muestra por difracción de rayos X, y que a medida que se disminuye el tamaño de reducción de los granos de la mena, es mayor la proporción de la principal ganga.

Se puede apreciar que al efectuar el ensayo con material tamizado en húmedo, se presenta un aumento en la magnitud del contenido de hierro, ya que en el proceso se eliminan los componentes de las lamas silicatadas y de oxido de magnesio presentes en la muestra

Basándose en los resultados del conteo de granos, el estudio de liberación y los análisis químicos en las diferentes mallas, se determina que la mena férrea se encuentra liberada en los granos pasantes de la malla 100, por lo tanto, se establece como malla de corte. Indicando que el proceso de molienda debe satisfacer que: mínimo el 80% del mineral tratado sea retenido entre de dicha malla de corte y una malla de menor abertura establecida como la malla 325

La mena es de dureza blanda según la escala de Mohs alrededor de 5, por lo tanto produce finos con facilidad. La mena no posee una alta humedad intrínseca,

estableciéndose esta según el ensayo hecho en un promedio de 5 % y luego de realizado el ensayo de tamizado en seco y en húmedo, se evidencia la necesidad de tamizar en húmedo a medida que el proceso genere tamaño de granos menores a 0.3 mm (malla 50) debido al apelmazamiento de las partículas.

En el proceso de reducción de tamaño se realizaron una serie de ensayos para determinar el comportamiento granulométrico de la mena de hierro, y a través de estos conocer el hábito característico de este material, cuando es sometido a procesos de trituración primaria y secundaria, clasificación y molienda.

El trabajo de laboratorio se inició con aproximadamente 900 kg de mena proveniente del sector El Menito estado Zulia. La empresa Granzón Menito S.A., fue la responsable de suministrar dicho material, por lo tanto también es responsable de la representatividad de la muestra entregada para los ensayos realizados y descritos a lo largo del desarrollo de esta investigación; Tal muestra debe representar de forma objetiva todos los sectores en explotación, de la mena denominada bajo tenor del yacimiento perteneciente a la concesión otorgada a dicha empresa.

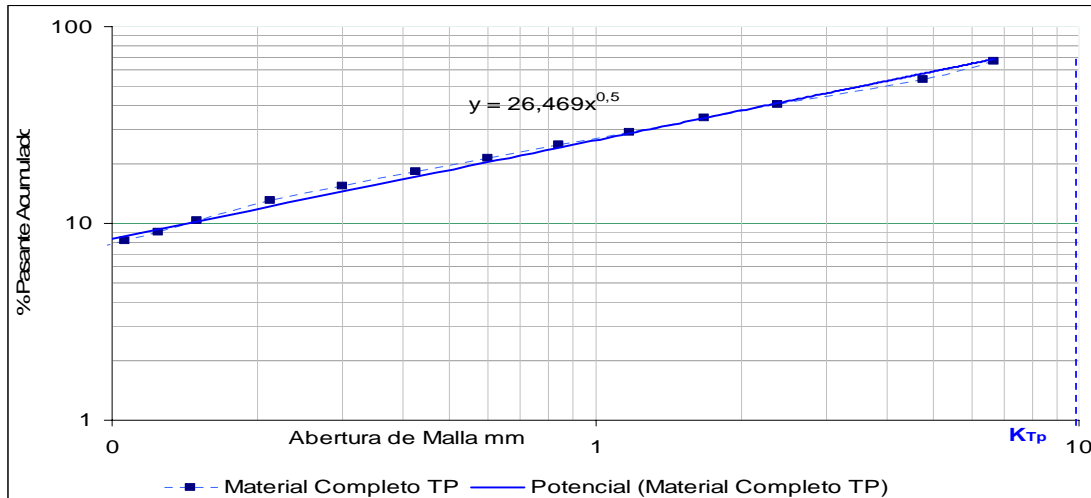
El proceso mecánico de reducción de tamaño de los 30 sacos de material se inicio con: trituración primaria y secundaria, clasificación para culminar con la molienda-clasificación en el equipo Hardinge.

La trituración primaria del material fue realizada y en búsqueda de resumir la información, atendiendo a los objetivos de este trabajo, los ensayos granulométricos fueron efectuados a una muestra representativa de la pila conformada luego de esta primera etapa.

Se considera que la trituración primaria apporto una relación de reducción de tamaño 10:1 la descripción megascópica de las muestras de manos en promedio tienen longitud mayor aproximada de 12cm o 120mm, y en la Grafica de Gaudin –

Schuman para Trituración Primaria (fig 5.1) se observa un tamaño máximo de partículas “ K_{Tp} ” de 11.2mm (7/16”),

Figura 5. 1 Distribución granulométrica de trituración primaria.



Fuente: Elaboración propia

El proceso continúa y el material producto de la trituración primaria es sometido a clasificación mecánica, con la finalidad de separar los finos generados en el proceso de trituración. Luego de la caracterización realizada a la mena en cuestión y debido a lo friable de ésta, el material por el simple efecto de la abrasión generado en la cámara de trituración producía una gran cantidad de finos, razón por la cual se estimó realizar la etapa de clasificación antes de llevar el material a la etapa de trituración secundaria.

En esta etapa el material alimentado por la parte superior de la criba, a una velocidad de alimentación de 0.33 Kg. por minuto, con inclinación 13° respecto a la horizontal de la superficie clasificadora y abertura en milímetros de la criba 2.36mm (malla #8), dicha configuración se obtuvo luego se realizar ensayos previos de eficiencia de la criba como el reportado en la siguiente tabla (5.1). cuya eficiencia superior al 90% garantiza resultados favorables a las etapas subsiguientes.

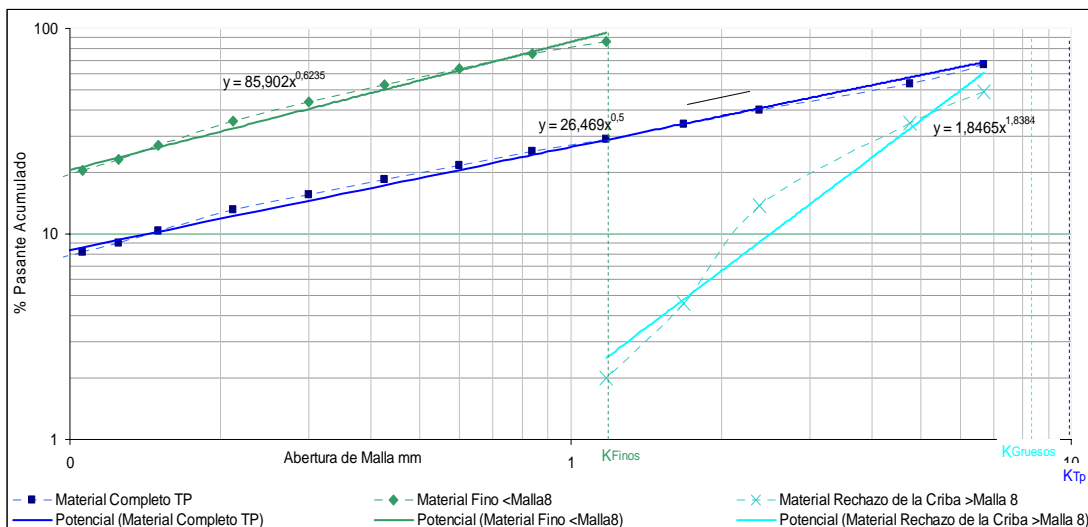
TABLA 5. 1 Eficiencia de la clasificación.

Ensayo 4		Cribado 13° Inclinación		
Tiempo de alimentación	07:27 min.			
Cantidad de muestra	2 Kg.			
Abertura Alimentador	1,76 cm.			
<i>Granulometría obtenida luego del tamizado</i>				
Retenido (gr.)	1387	" +4	E (%) Por Formula	
Pasante (gr.)	475	" +8	93,0	%
" +4	" +8	" Pan	Total	
961	263	156	1380	

Fuente: Elaboración propia

En la gráfica de clasificación (figura 5.2) se puede diferenciar, el comportamiento granulométrico del material producto de la trituración primaria, evidenciando un marcado contraste entre el contenido de finos y gruesos,

Figura 5. 2 Distribución granulométrica clasificación

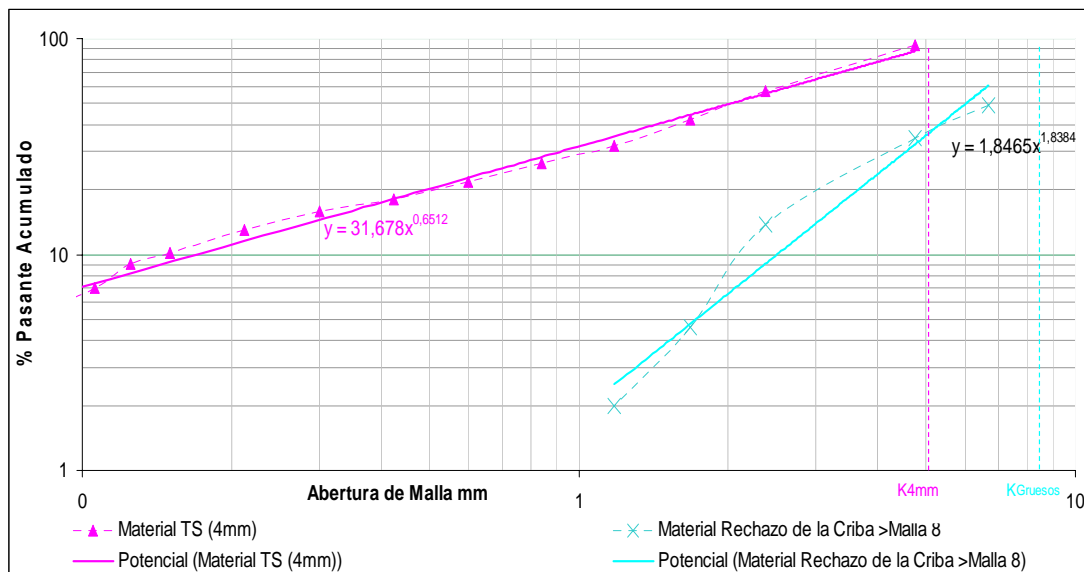


Fuente: Elaboración propia

Continuando con el proceso de fragmentación se efectuaron ensayos granulométricos, tanto al material completo como al grueso recolectado, a diferentes aberturas de paso en la trituradora de rodillos lisos. Basándose en los resultados se estimó como mejor alternativa, la trituración secundaria, sólo de los gruesos retenidos por la criba utilizada en la etapa de clasificación mecánica, a una abertura entre los

rodillos de 4 mm. (figura 5.3) En definitiva la relación de reducción de tamaño de 3:1 en la trituración secundaria para la mena en estudio

Figura 5. 3 Distribución granulométrica trituración secundaria.



Fuente: Elaboración propia

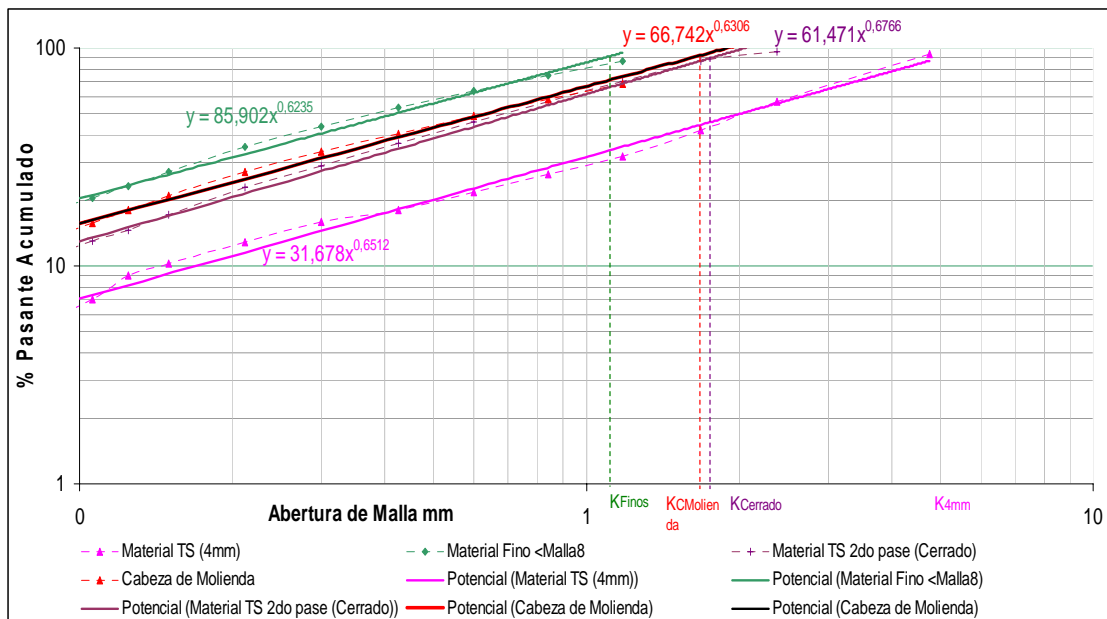
Una tercera etapa de trituración no es considerada, ya que el producto obtenido luego de la trituración secundaria, homogeneizado con los finos logrados en la clasificación, presentan un comportamiento similar al conseguido por dicha etapa como se evidencia en la grafica de Distribución granulométrica (figura 5.4)

Concluida la etapa de preparación mecánica precedente se procedió, a homogeneizar el material proveniente de la trituración secundaria y el obtenido del pasante de la criba en la etapa de clasificación y conformar así, una pila denominada para efectos de esta investigación: cabeza de molienda (figura 3.16), que va a

representar el material a introducir en el equipo Hardinge para la molienda-clasificación en húmedo.

Tal material fue muestreado a fin de, conocer su comportamiento granulométrico los resultados se expresan gráficamente en la figura 5.4 para compararlo después con el obtenido luego de introducirlo al sistema Hardinge, tomando en cuenta los tiempos referenciales de molienda obtenido en los ensayos preliminares, en los cuales se reportaron tiempos desde 46 min. en la molienda discontinua en molino cónico, hasta tiempo de 6 minutos reflejados en el ensayo de molienda discontinua en el sistema Hardinge.

Figura 5. 4 comparaciones de la cabeza de molienda con trituración terciaria



Fuente: Elaboración propia

Estos reportes de tiempos referenciales en un inicio se alejan mucho de los parámetros utilizados, por lo tanto no son tomados en cuenta, ya que la condición de un ensayo en vía seca y en un molino con condiciones de operatividad distintas al

sistema Hardinge, no refleja ningún tiempo que pudiese ser tomado como referencia y en consecuencia, solo es utilizado para caracterizar aun mas la mena en cuestión.

En el reporte de molienda discontinua en el sistema Hardinge, es el que realmente reporta datos aproximados de referencia que fueron tomados en cuenta para el inicio de los ensayos de molienda, tomando en cuenta que la condición de discontinuidad, la dilución de pulpa 70:30 y el tiempo de residencia calculado en 6 min., son parámetros de importancia que fueron tomados en cuenta como punto de partida para el inicio de los ensayos preeliminares, los cuales se iniciaron con un tiempo de 10 min.

Seguidamente de la puesta en operación del sistema Hardinge, que incluyo: la inspección rutinaria de las piezas, la lubricación de las partes móviles, las modificaciones aplicadas y el conocimiento general de todos los componentes que constituyen el equipo de molienda en húmedo descrito, se realizaron ensayos previos para evaluar el comportamiento granulométrico de la mena y estos ensayos incluyeron muestras con granulometrías de alimentación distintas tales como el obtenido de trituración primaria y la cabeza de molienda en circuito cerrado y abierto

Para concluir los ensayos posteriores se hicieron con el fin de ajustar los parámetros de molienda principales como son: la dilución de pulpa en la molienda y en la clasificación, la razón de alimentación del mineral, que a su vez regula el tiempo de permanencia de la mena en el molino; tomando en cuenta que la velocidad de giro del molino representa el 64% de la velocidad critica calculada, lo cual representa un factor importante en el proceso de molienda para generar el efecto de molienda necesario para iniciar los procesos de preparación de la mena para las subsiguientes etapas de concentración.

En los ensayos realizados con la cabeza de molienda, se obtuvieron resultados satisfactorios, el tiempo de residencia inician en 18 min. y finalizan en 16 min., obteniendo resultados de un 10% la malla +70 y -325 yen promedio a lo largo del prueba N°1, realizando variaciones en aumento de la dilución de pulpa progresivas desde 70:30 hasta 75:25, y en la clasificación varia desde 80:20 hasta 90:10, alcanzando los resultados del 84.2% en promedio de la prueba 1 entre las mallas +100-+325 como los reportados de forma por cada ensayo en la tabla5.2; tomando en cuenta que el tiempo de residencia esta en estrechamente en relación con el consumo de energía necesario para realizar la molienda.

TABLA 5. 2 Ensayo 1 prueba 1.

Ensayo 1 Gruesos O.F					
Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	Retenido	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	(gr.)	5.4	5.4	94.6
100	0.15	99.6	18.5	23.8	76.2
120	0.125	63.6	11.8	35.6	64.4
140	0.106	75.8	14.0	49.7	50.3
200	0.075	104.7	19.4	69.0	31.0
270	0.054	80	14.8	83.9	16.1
325	0.04	26.4	4.9	88.8	11.2
-325	-0.04	60.66	11.2	100.0	0.0
Total		510.76	100		

Fuente: Elaboración propia

En la prueba N° 2 se refleja un aumento en el tiempo de residencia iniciando en 22 min. y finalizan en 20 min. con cabeza de molienda producto de la trituración primaria, obteniendo resultados de un 10% la malla -325 y en promedio a lo largo del prueba N°2, realizando variaciones en aumento de la dilución de pulpa progresivas desde 70:30 hasta 80:20, y en la clasificación varia desde 80:20 hasta 90:10, alcanzando los resultados del 89.9% en promedio del prueba 2 entre las mallas +100-+325; tomando en cuenta que la relación en consumo de energía necesario para realizar la molienda en esta etapa es mucho mayor al valor reportado en la prueba N°1.

La prueba N° 3 posee la característica que fue realizado como ensayos preeliminarios con la finalidad de identificar el sistema de trabajo a utilizar en el equipo hardinge de molienda y clasificación, tomando en cuenta los tiempos de residencia reportados en los ensayos exploratorios e iniciando el proceso con tiempo fijos de 10 min. en el tiempo de residencia del material.

Debido a que el equipo se diseño para trabajar en sistema de circuito cerrado, fue necesario realizar la prueba N° 3, ensayos bajo el concepto de circuito abierto (Ensayos 1-2) y circuito cerrado (Ensayos 3-4), realizando las modificaciones correspondientes al equipo; este ensayos permitieron finalmente alcanzar la eficiencia del equipo en circuitos cerrado y abierto, lo que hizo tomar una determinación por el sistema de trabajo en circuito abierto, dado que no era posible obtener resultados óptimos con el sistema de circuito cerrado, tal hecho ocurría porque la carga circulante muestreada alcanzaba la granulometría necesaria para ser producto final, lo que traería como consecuencia que dentro del circuito el material alcanzase granulometría con un alto contenido de material pasante a la malla 325, el cual sería descargado por la salida inferior del clasificador como se muestran en las graficas del material muestreado resultado de la balanza Marcy en los capítulos anteriores y correspondientes a este ensayo.

En la prueba N° 3 se mantiene en el tiempo de residencia 10 min. con el producto llamado cabeza de molienda, en este caso se obtuvieron resultados satisfactorios, obteniendo resultados de un 15% por encima de la malla +70 y un 5 % en la malla 325 y en promedio a lo largo del prueba N° 3, no realizando variaciones de pulpa en 70:30 y en la clasificación en 80:20 alcanzando los resultados del 81.2% en promedio de la Prueba 3 entre las mallas +100-+325; tomando en cuenta que las muestras para el sistema en circuito cerrado fueron tomados desde las bocas de salida superior e inferior del clasificador.

En la prueba N° 4 se no ve reflejado aumento en el tiempo de residencia se mantiene en 10 min., con alimentación producto de la cabeza de molienda, obteniendo resultados de un 15% la malla +70 y 10% en la malla pasante 325 en promedio a lo largo del prueba N°,4 realizando variaciones en aumento de la dilución de pulpa progresivas desde 70:30 hasta 80:20, y en la clasificación varia desde 80:20 hasta 90:10, alcanzando los resultados del 72.7% en promedio del Prueba 4 entre las mallas +100 - +325; tomando en cuenta que al final de este prueba en los ensayos 3-4, empieza a disminuir el porcentaje de material optimo, debido a la reducción en las diluciones de pulpa tanto en el clasificador como en la molienda.

Para este Prueba N° 5 se busco mantener el tiempo de residencia en 10 min. con el producto llamado cabeza de molienda, pero buscando variar de manera continua y progresiva la dilución de pulpa en 5 unidades tanto en la molienda como en la clasificación, obteniendo resultados de un 15% por encima de la malla +70 y un 10 % en la malla 325 y en promedio a lo largo del prueba N°5, las variaciones de pulpa varían desde 70:30, 75:35, 80:20 para la molienda y en la clasificación desde en 80:20, 85:15, 90:10 en los primeros 3 ensayos (Ensayos 1-2-3).

Finalmente se varía la alimentación llevando el tiempo de residencia del material hasta los 12 min. manteniendo las relaciones de aumento que en los tres primeros ensayos, obteniendo resultados de un 10% por encima de la malla +70 y un 10 % en la malla 325 y en promedio a lo largo del prueba N°5, y alcanzando los resultados del 76.6% en promedio del Prueba 5 entre las mallas +100-+325; tomando como factor importante las variaciones realizadas en el tiempo de residencia lo que acentúa el comportamiento al final del prueba, buscando las regulaciones necesarias para el material optimo necesario.

En la Prueba N° 6 se mantiene en el tiempo de residencia 14 min., , obteniendo resultados de un 10% por encima de la malla +70 y un 10 % en la malla 325 y en promedio a lo largo de la prueba N° 6, las variaciones de pulpa van desde

70:30 hasta 80:20 para la molienda y en la clasificación desde 80:20 hasta 90:10 en los 3 ensayos 1-2-3., alcanzando los resultados del 84.7% entre las mallas +100-+325 para el ensayo 1; luego se variaron las condiciones de dilución de pulpa, llegando en los ensayos 2-3, a resultados de un 7% por encima de la malla +70 y un 20 % en la malla 325 y en promedio a lo largo de la prueba N° 6 de 72.55% entre las mallas +100-+325 para los ensayo 2-3, lo que finalmente representa una variación desfavorable en los rangos requeridos para un material en optimas condiciones, tomando en cuenta que al mantener el tiempo de residencia fijo no se debió aumentar las diluciones de pulpa en la clasificación y la molienda ya que el corte del material fue mas fino que en el caso anterior.

La Prueba N° 7 se mantiene el tiempo de residencia en 16 min., , obteniendo resultados de un 2% por encima de la malla +70 y un 35 % en la malla 325 y en promedio a lo largo del prueba N°7, las variaciones de pulpa van desde 70:30 hasta 80:20 para la molienda y en la clasificación desde 80:20 hasta 90:10 en los 3 ensayos 1-2-3., alcanzando los resultados del 59% entre las mallas +100-+325 en promedio para el prueba 7, evidenciando que el tiempo de residencia de 16 min. aumenta el porcentaje pasante de la malla 325, lo que es traducido en material muy fino, y se aleja el ensayo a las condiciones del material óptimo para la cabeza de concentración.

Finalmente en el Prueba N° 8, se busco regresar a los parámetros del prueba 6, con la finalidad de ajustar las condiciones del ensayos y la continuidad del mismo para garantizar que el equipo una vez entrado en régimen, se obtuviese un material acorde con las exigencias de la cabeza de concentración necesaria para dicha etapa, por ello en el prueba N° 8, se mantiene el tiempo de residencia en 14 min., , obteniendo resultados luego de entrar en régimen de un 10% por encima de la malla +70 y un 10% en la malla 325 y en promedio a lo largo del prueba N°8, las variaciones de pulpa se inician ahora desde una mayor como 90:10 hasta 75:25 para la molienda y en la clasificación desde 95:05 hasta 85:15 en los 4 ensayos 1-2-3-4., alcanzando los resultados del 81.2% entre las mallas +100-+325 en promedio para el

prueba 8, y es a una dilución de pulpa de 75:25 en la molienda y de 85:15 en la clasificación (Ensayo 4) que se alcanza la optimización del proceso de molienda obteniendo como resultados los menores porcentajes superiores a la malla +70 y menores a la malla +325, como se muestra en la tabla 5.3.

TABLA 5. 3 Prueba 8 ensayo 4

Ensayo 4					
Gruesos O.F					
Malla A.S.T.M	Abertura (mm)	Retenido (gr)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
70	0.212	49.8	4.6	4.6	95.4
100	0.15	343.5	32.0	36.6	63.4
120	0.125	130.6	12.2	48.8	51.2
140	0.106	173.4	16.1	64.9	35.1
200	0.075	119.6	11.1	76.0	24.0
270	0.054	162.0	15.1	91.1	8.9
325	0.04	23.1	2.1	93.2	6.8
-325	-0.04	72.6	6.8	100.0	0.0
Total		1,074.6	100		

Diagram illustrating cumulative percentages: 88.6, 11.4, and 100.0. Arrows point from the table's '% Retenido Acumulado' column to these values. A vertical arrow points down from 100.0.

Fuente: Elaboración propia

CONCLUSIONES

La laterita ferruginosa proveniente del sector El Menito se puede considerar como mena de mediano tenor de hierro 45% en promedio de óxidos de hierro y presenta como principal ganga cuarzo 40 % en promedio, su dureza es media 5 en la escala de Mohs, muy friable y produce con facilidad gran cantidad de finos.

Luego del estudio de liberación se concluye que la mena se encuentra liberada en el pasante de la malla 70, y por lo tanto se debe garantizar que una porción mayor al 80% de la mena cumpla con tal tamaño si se pretende realizar un proceso posterior de concentración.

La relación de reducción de tamaño alcanzada para dicha mena en la etapa de trituración primaria es de 10:1 realizada en una trituradora de mandíbulas y en la trituración secundaria de los gruesos obtenidos luego del cribado en seco por una criba vibrante con una malla de abertura de 2,38 mm es de 3:1 realizada en una trituradora de cilindros lisos con abertura 4 mm.

La trituración terciaria no resulta necesaria por comprobarse que la granulometría producto de esta fragmentación presenta características similares a la mezcla homogénea entre el producto de trituración secundaria y los finos pasantes de la criba (cabeza de molienda).

La molienda del producto de trituración primaria presenta una granulometría mayor a la cabeza de molienda, lo cual permite aumentar el tiempo de residencia del material en el molino tronco-cónico sin disminuir, la razón de alimentación del equipo. Los resultados de molienda son satisfactorios, ya que, se obtuvo en promedio un 84%, de material pasante de la malla 70 y retenido en la malla 325, tomando en cuenta que el sistema de reducción de tamaño planteado, es el que menor gasto de

energía obtuvo, y por lo tanto se considera como el sistema con mayor eficacia planteado en esta investigación.

Los principales parámetros de molienda a tomar en consideración para alcanzar los objetivos de molienda son: la razón de alimentación y la dilución de pulpa tanto en el molino como en el clasificador. Al variar dichos parámetros se obtuvo un resultado de 81,4% de mineral contenido entre las mallas 70-325 en el equipo de molienda en húmedo Hardinge a una razón de alimentación de 0.93 Kg./min. y con una dilución de pulpa de 75:25 agua/material en el molino y 85:15 en el clasificador para la granulometría promedio de la cabeza de molienda de la mena en estudio.

RECOMENDACIONES

Se recomienda:

- Garantizar que la muestra sea verdaderamente representativa del yacimiento, de manera tal que refleje la totalidad del mismo y no solo una porción de éste, ya que el beneficio de la laterita ferruginosa

- Eliminar la porción que posea las características granulométricas similares a las logradas luego de la trituración secundaria con la finalidad de no obtener sobretriturados.

- Realizar pruebas continuas con 100 Kg. de material, manteniendo las condiciones del ensayo 4 prueba 8, garantizando así que se obtenga un producto con características granulométricas que satisfaga las condiciones esperadas.

- Efectuar pruebas de clasificación que permitan una mayor efectividad en la separación de los finos (hidrociclón)

- Ejecutar una revisión general de los componentes eléctricos para poner en funcionamiento al oído eléctrico, el cual permitirá controlar la razón de alimentación.

- Que se realicen ensayos de concentración por los diferentes métodos para lograr un beneficio rentable de la mena en cuestión, con el fin de diversificar el mercado de ésta actualmente restringido a la industria cementera como corrector de hierro en el proceso de clinkerización del cemento.

BIBLIOGRAFÍA

HEINRICH, E (1970). Identificación microscópica de los minerales. Ediciones Bilbao. 330 pp.

APONTE, C. (1990). Simulación Digital del Triturador de Cono y la Criba Vibrante en los Procesos de Trituración y Clasificación Dimensional. Caracas, Venezuela. Universidad Central de Venezuela, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Departamento de Minas. 127 pp.

FERNANDEZ, E, (1965). Preparación Mecánica de Minerales y Carbones. 3º Edición. Editorial Dussat, S.A. Madrid, España, 580 pp.

FUEYO, Luís. (1999). Equipos de Trituración, Molienda y Clasificación. Tecnología, Diseño y Aplicación. Editorial Rocas y Minerales. Madrid, España. 359 pp.

INGENIERIA, Caura. (2001). Estudio Geológico de la Laterita Ferruginosa de manto Concesiones Espamagna I y II. Maracaibo, Venezuela.

KELLY & SPOTTISWOOD (1990). Introducción al Procesamiento de Minerales. 1º Edición. Editorial Limusa. México. 530 pp.

KOLTHOFF & SANDEL, (1952). Tratado de Química Analítica Cuantitativa General e Inorgánica. 3º Edición, Buenos aires, Argentina. Librería y Editorial Nigar, S.R.L. 917 pp.

LYNCH, A. J. (1980) Circuitos de Trituración y Molienda: su simulación, optimización, diseño y control. Colección Rocas y Minerales. Madrid, España. Editorial Rocas y Minerales. 342 pp.

PELAEZ, Eduardo (1980). Preparación y Concentración de Minerales. Universidad Central de Venezuela. Caracas. 426 pp. Inédito.

PROSKE, O. (1960). Análisis de Metales: Métodos de Control Industrial, Tomo II. Comisión Especial de Químicos de la Sociedad de Metalúrgicos y Mineros Alemanes. Madrid, España. Editorial Aguilar. 1294 pp.

RODRIGUEZ, L. (2001). Estudio del Comportamiento Granulométrico de menas de Hierro de Bajo Tenor en el Proceso de Reducción de Tamaño en la Planta piloto de Concentración de C.V.G Ferrominera Orinoco, C.A, Ciudad Piar, estado Bolívar. Caracas, Venezuela. Universidad Central de Venezuela, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Departamento de Minas. 167 pp.

TAGGART, Arthur. (1966). Elementos de Preparación de Minerales. 1º Edición. Ediciones Interciencias. Madrid. España. 648 pp.

UPEL, (2003). Manual de Trabajos de Grado de Especialización y Maestría y Tesis Doctorales. 3º Edición, Caracas, Venezuela. Fondo editorial de la Universidad Pedagógica Experimental Libertador. 214 pp.

WAGANOFF, Nicolás. P. (1956). Trituración-Molienda y Separación de Minerales. Buenos Aires, Argentina. Editorial Alsina. 314 pp.

WEISS, N. L, Editor (1985) SME Mineral Processing Handbook. Volumen I. New York. Society of Mining Engineering of the American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineering, Inc. Variadas pp

WILLS, B .A (1997) Mineral Processing Technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral recovery. 6th Edition. Butterworth Heinemann 486 pp.

Web Sites:

- <http://www.ciemat.es/capacidades/ensredtd.html> pagina visitada el 29 de Agosto de 2004.

- <http://www.economia.gob.mx/?P=1057#temas> pagina visitada el 02 de Marzo de 2004.

- <http://www.rincondelvago.com/> pagina visitada el 16 de Junio de 2004.

- <http://www.uclm.es/users/higueras> pagina visitada el 22 de Junio de 2004.

- http://www.upct.es/sait/_sit/html/recursos_DRX pagina visitada el 22 de Julio de 2004.

ANEXOS

A. Muestreo

El procedimiento a seguir para realizar el análisis granulométrico, es el siguiente:

- Poner la muestra sobre la serie de tamices seleccionada y tamizar en Ro-TAP durante el tiempo requerido (5-10 min.). En aquellos casos en que el análisis granulométrico contemple la malla 270 Tyler o menores, se puede eliminar previamente el material fino de la muestra a tamizar.
- Pesar la muestra retenida en los diferentes tamices.
- Con los datos así obtenidos se calcula el porcentaje retenido y pasante en cada malla. Ilustración 0-1: Rotap utilizado en los ensayos granulométricos.

- **Figura 1: Ro-tap Laboratorio de Preparación y Concentración de Menas**

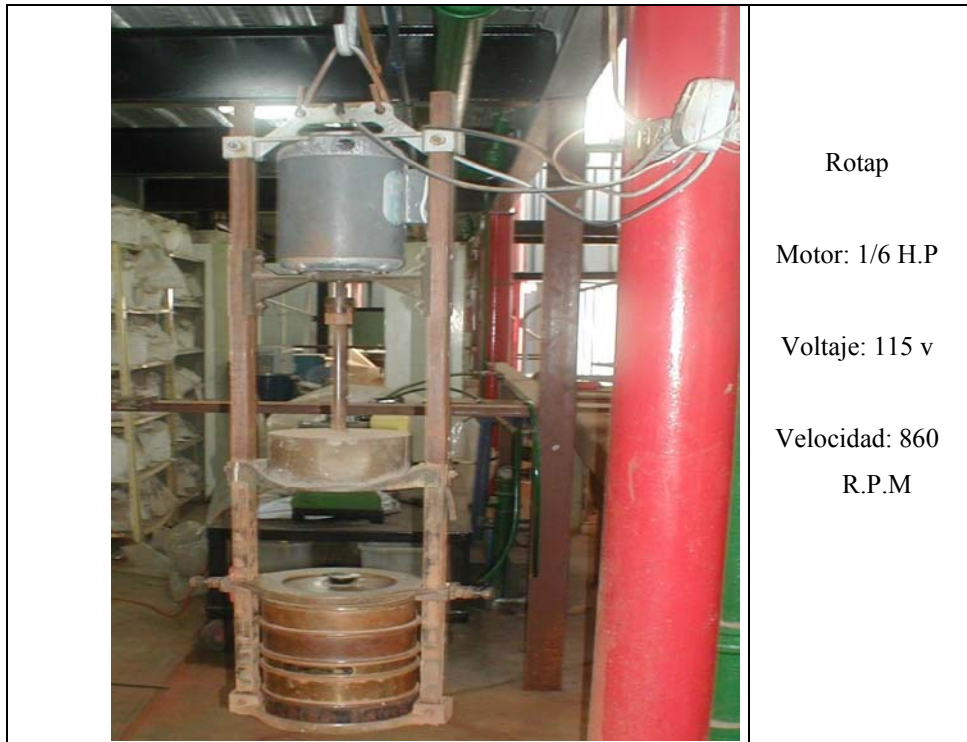


Figura 2: Serie completa utilizada en los ensayos granulométricos

Serie completa	
Malla A.S.T.M	Abertura (mm)
3	6.680
4	4.760
8	2.380
12	1.680
16	1.180
20	0.840
30	0.600
40	0.425
50	0.300
70	0.212
100	0.150
120	0.125
140	0.106
200	0.075
270	0.053
325	0.040

El procedimiento cuando se emplea el partidor Jones, es el siguiente:

- Emplear el Rifle adecuado de acuerdo al tamaño máximo de partícula.
- La muestra debe ser mezclada y alimentada desde una bandeja al Rifle para obtener dos muestras, cualquiera de las cuales puede ser seleccionada al azar como muestra dividida.

B. Método Zimmermann- Reinhardt

Reactivos:

- Mineral de hierro $\pm 0,3$ gr.
- Ácido Clorhídrico (35% D =1,19) 1:1 k.o. : H₂O
- Cloruro Estañoso (X gr. de SnCl₂) puro disueltos en X cm³ de KMnO₄ concentrado y luego disueltos con agua destilada enrasado a un litro.
- HgCl₂ (solución de cloruro de mercurio saturada con agua destilada)
- Permanganato de potasio (X gr. de KMnO₄ puro disueltos en X cm³ de H₂O y filtrados con lana de vidrio).

Equipo utilizado:

- Balanza
- Vidrios de reloj
- Vasos de precipitado
- Pipetas
- Plancha de calentamiento
- Soporte universal
- Pissetas
- Fiolas de titulación

Procedimiento:

- *Preparación del KMnO₄*: En un beacker de 600 ml. se colocan 3,5 gramos de KMnO₄ cristalizado, disuelto en 500 ml. de agua destilada, en una plancha de calentamiento con agitación magnética por espacio de treinta (30) minutos. Se enrasó a un litro y se dejó reposar 48 horas, luego se filtró con una lana de vidrio y es almacenado en un frasco de vidrio de color oscuro, para así evitar que se degrade.

- *Normalización de $KMnO_4$* : Se disuelven 0,3 gramos de FeO (99,9%) en 50 ml de ácido clorhídrico 1:1 en presencia de calor hasta verificar que estaba todo en solución, para luego titular con permanganato. Conocida la normalidad de la solución ferrosa se despeja de la ecuación (X) la normalidad del $KMnO_4$

- *Determinación de hierro*: Se pesa 0,3 gramos de mineral. Se introduce la muestra en un vaso de precipitado y se trata con $KMnO_4$ 1:1, se calienta la solución por debajo del punto de ebullición, disgregándola hasta que se disuelva el hierro (aproximadamente 45 minutos). Se filtra al momento y se recoge en un matraz aforado limpiando el filtro con agua destilada se lleva a volumen. A esta solución aun caliente se le agrega gota a gota la solución de cloruro estañoso, hasta que desaparezca el color amarillo (que tomo la solución férrica al disolverse en ácido clorhídrico) indicando la reducción del ión férrico a ferroso, se agregan dos gotas en exceso se verifica la reducción completa agregando 5 mililitros de cloruro de mercurio. Si el cloruro estañoso esta en exceso, se reduce el cloruro de mercurio a mercurio metálico, que a su vez reduce el $KMnO_4$ durante la valoración. Luego se transfiere la solución a una fiola agregando X cantidad de agua destilada y se procede a la valoración agregando lentamente y agitando hasta la obtención de un color rosa pálido en la solución.

- *Determinación de Sílice*: La sílice obtenida se filtra; el precipitado lavado, se calcina en un crisol previamente tarado a un peso constante, y entonces se pesa el crisol. El aumento de peso representa la cantidad de sílice de la muestra original.

- *Procedimiento de tarado del crisol*: Se calienta el crisol luego se enfría en un desecador, se pesa y se vuelve a calentar hasta obtener un peso constante, empleando periodos de calefacción de quince (15) minutos.

C. Difractómetro de rayos X Bruker D8 Advance

- Carcasa de protección total.
- Portatubos con piezas de montaje del tubo para medidas de 150 mm de altura.
- Goniómetro Theta/Theta vertical con raíles de precisión para el ajuste continuo del círculo de medida con posición de ajuste estándar a 435, 500 y 600 mm de diámetro.
- Operación en horizontal y vertical.
- Amplitud de paso mínimo: $0,0001^\circ$.
- Posicionamiento angular mediante codificadores ópticos.
- Diámetro central del círculo Theta: 11 cm.
- Margen angular (Theta): 0° a 360° .
- Rango de medida (2Theta): 0° a 168° .
- Generador de rayos X. KRISTALLOFLEX K 760-80F
- Potencia: 3000W.
- Tensión: 20-60KV (regulable continuamente).
- Corriente: 5-80mA (regulable continuamente).
- Estabilidad: $\pm 0,001\%$.

B)

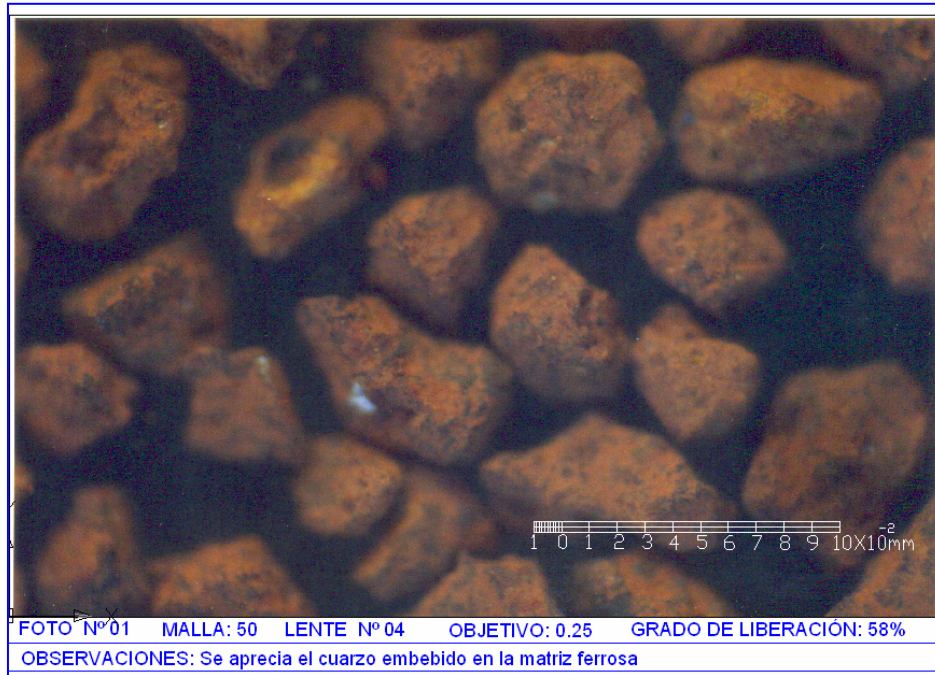
A)



Fig. 2.1 (A) - Software del Difractor de Rayos X, (B) - Bruker AXS

D. Micrográficas.

Micrografía 1



Micrografía 2



Micrografía 3



Micrografía 4



Micrografía 5



Micrografía 6



Micrografía 7



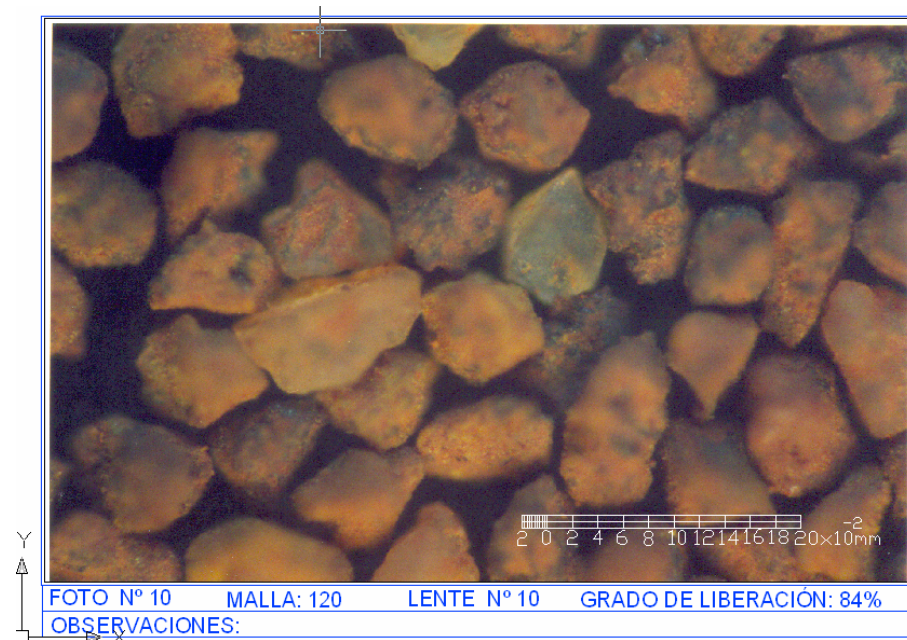
Micrografía 8



Micrografía 9



Micrografía 10



Micrografía 11



Micrografía 12



E. Instrucciones para la instalación y operación del “OIDO ELECTRICO” hardinge (*) control por sonido

MODELO "DA" SERIAL N° DA-805 REFERENCIA _____

RANGO: Entrada al circuito de control – 110- voltios
_____50_____ ciclos
2.0 amperes, 250 watios

Poder de la retransmisión 110 voltios, una fase, 1 H.p,
del Circuito 220 volt, una fase, 1 ½ hp
110 volt, tres fases, 1 1/2 H.p
220 volt, tres fases, 2 H.p
440 VOLT, tres fases, 2 H.p
550 volt, tres fases, 2 H.p

PRINCIPIO DE OPERACION DEL “OIDO ELECTRICO”

El “OIDO ELECTRICO” Hardinge es un dispositivo sensible que permite controlar la rata de alimentación a un molino. En el pasado, el control de nueva alimentación se había limitado al juicio del operador. El sonido emitido del molino varía en intensidad con la cantidad y tamaño promedio de material en el molino, un nivel de ruido alto indica un molino descargado y un nivel de ruido bajo un molino cargado excesivamente. Ambos disminuyen la eficacia resultado de las condiciones de molienda. Un molino descargado causa una proporción excesiva de uso de los medios de molienda y del revestimiento del molino. La producción máxima y el mejor funcionamiento se obtienen a un nivel de carga de molino intermedio. El propósito del “OIDO ELECTRICO” es mantener el sonido que se ha encontrado productivo para obtener mejores resultados. Esto se ilustra en el dibujo 48097-X.

El “OIDO ELECTRICO” consiste en un micrófono y una unidad de control. El ruido recibido por el micrófono se transforma a energía eléctrica que se transmite a la unidad de control. La unidad de control realiza una suspensión de poder que a su vez, manipula el motor del alimentador del molino. La proporción de alimentación es fijada por la razón máxima de molienda. Si el alimentador opera continuamente, el molino se cargaría excesivamente. El “OIDO ELECTRICO” funciona para operar el alimentador intermitentemente y mantener una carga de molienda constante. El ajuste del dial de control regula la carga de molienda deseada.

INSTALACION

1) La salida final del micrófono muestra su cara al molino en el punto de baja descarga para evitar el exceso recolectado de desecho. Este puede estar localizado tan cercano como sea posible al caparazón del molino. La localización normal es detrás de la línea central del molino pero localizaciones alternas podían ser asumidas cuando las condiciones de molienda varíen. En casos extremos particularmente en conexiones con molinos largos, una localización cerca de la alimentación o descarga final del molino puede resultar mejor.

Los cables usados entre el micrófono y la cabina no son sustituibles, debido a las longitudes variantes requeridas. Use cualquier cable conductor doble, como el N° 14, 16 o 18. El único requisito es que el cable sea de tal calidad que resista la humedad, el polvo, etc.

2) Para mayor sensibilidad y respuesta a cualquier cambio en el nivel del ruido, se conectan los dos mandos del micrófono a las conexiones obligatorias en los bloques terminales sobre la cara interior de la cabina 2 y 3. Si este arreglo demuestra ser demasiado sensible, conecte los mandos del micrófono a los terminales 1 y 3, Ésta es una configuración proporcional del transformador y bajará por consiguiente la respuesta al nivel del ruido. Asegúrese que las conexiones estén sólidas.

- 3) El interruptor manual del "Oído Eléctrico" está dentro de la cabina en la esquina superior derecha.
- 4) Verifique el interruptor de parada magnético y quite cualquier embalaje, La armadura se debe mover libremente.

OPERACIÓN

La función del "OIDO ELECTRICO" es controlar la rata de alimentación al molino de bolas para mantener un nivel de ruido constante. El nivel de ruido óptimo para la eficacia del molino es determinado por varios factores, como la carga de bolas del molino, el tamaño de alimentación, humedad y fineza final de molienda. Estos factores varían para diferentes molinos, por lo que es necesario determinar el nivel del ruido correcto para el experimento. El siguiente procedimiento le permitirá al operador obtener el ajuste correcto del "OIDO ELECTRICO":

1. Cierre el interruptor que controla el circuito. La luz verde encendida, muestra que el "OIDO ELECTRICO" esta energizado.
2. Si el molino nunca ha sido operado primero debe controlarse de manera manual, de acuerdo con las instrucciones proporcionadas. Debe tener la normal o la recomendada carga moledora y la rata de alimentación debe estar razonablemente cerca de la capacidad precisada o recomendada del molino a la fineza de molienda, establecida por cualquier clasificador auxiliar a través de un ensayo. Cuando el molino está operando bajo estas condiciones y antes de la puesta en funcionamiento del "OIDO ELECTRICO" se conectan los circuitos del alimentador al dial de mando del "OIDO ELECTRICO" y debe ajustarse para que el interruptor (indicado por la luz roja) se encuentre cerrado. Al hacer el ajuste, note que hay un retraso entre el tiempo de encendido y apagado de varios segundos. Esto es debido a un retraso promedio del

tiempo interno y la parada. El tiempo trascurrido entre el cierre del interruptor (cuando enciende la luz roja) y la parada del alimentador en sí, puede ser de un minuto o más, pero va disminuyendo luego a unos pocos segundos.

3. Cuando el dial de control ha sido ajustado, conecte el circuito del alimentador al interruptor; al mismo tiempo aumente la proporción de alimentación del molino de un 10% a 15%. Esto es muy importante, tan necesario como dar un margen de control al “OIDO ELECTRICO”. A esta rata de alimentación la carga del molino empezará a aumentar. Esto causará una disminución en el ruido del molino. El “OIDO ELECTRICO” que es sensible cortará la alimentación. Sin provisión, la carga del molino disminuirá, el lecho se pondrá más ruidoso y el “OIDO ELECTRICO” encenderá la alimentación. Así, el “OIDO ELECTRICO” mantendrá el nivel del ruido y la carga del molino. Normalmente el ciclo básico de encendido-apagado del alimentador es bastante corto de 5 segundos a un minuto de un modo a otro. éstos ciclos relativamente cortos son ejecutados por el circuito interno disponible, excepto en la puesta a funcionamiento, cuando interrupción puede tomar un minuto o más para llevarse a cabo.

4. El “OIDO ELECTRICO” es mucho más sensible que el humano. Por consiguiente, para obtener resultados mejores, haga varias pruebas, en uno o más días cada uno, a ensayos de dial diferentes, por encima y por debajo del original. Las pruebas deben ser capaces de permitir al circuito del molino alcanzar y sostener las condiciones de operación y compensar las variaciones normales debido a la segregación del depósito, los cambios en la dureza, la humedad, etc. Estas pruebas indicarán la condición correcta del dial para la máxima eficacia de operación. Vea que según el dibujo 48097-X que la caída de capacidad de molienda alrededor del nivel de ruido óptimo sólo puede determinarse por ensayo.

PRECAUCION: Otorgue la oportunidad al “OIDO ELECTRICO” de funcionar mientras hace los ajustes. En la mayoría de los casos, el ruido correcto de molienda es determinado de una vez, y ningún extenso ajuste es necesario. No realice los cambios de una manera muy rápida.

AJUSTES ESPECIALES

NOTA "A"

Bajo condiciones normales, un micro-amperímetro en el tope del tablero delantero mostrará de 180 a 200 micros amperímetros al momento de la interrupción de poder (la luz roja encendida). La condición del dial de control debe ser 30 marca mayor. Si la condición se encuentra excesivamente antes o debajo de esta marca, suelte el tornillo fijo en el árbol del dial de control, y con el árbol fijo, rote el dial en sentido de las agujas del reloj o en sentido contrario, según necesite el “OIDO ELECTRICO” para operar con el dial a la marca deseada. Este ajuste permitirá la tolerancia de operación antes o debajo de la capacidad normal operativa según se desee.

Para una carga moledora mayor (el más bajo nivel de ruido), dirija el dial hacia la marca 100. Para una carga moledora menor (aumente el nivel del ruido), dirija el dial de mando hacia el cero (0).

NOTA "B"

Una unidad controlada termostáticamente colocada en el compartimiento superior del cajetín. Se ajusta para mantener una temperatura constante de aproximadamente 120 °F. Si es conectada delante del interruptor instantáneo, estará en funcionamiento en cuanto la línea (110 voltios) se conecte al "Oído". Sólo se desconecta esta unidad cuando el "Oído" no estará en uso por períodos extensos.

REPARACIONES

Las luces pilotos pueden ser reemplazadas quitando la cubierta plástica coloreada, y removiéndola de su base, Esto puede hacerse sin quitar el tablero superior. Todo las luces requieren la misma bombilla, sólo Reemplace con, S-6W A.C bayonet Base. Ninguna otra bombilla dará el servicio satisfactorio.

El interruptor es estándar y se puede reemplazar. Pueden obtenerse en Hardinge Company, o al fabricante original.

Si se necesitan otras reparaciones cuando sean necesarias, notifique a Hardinge Company, antes de intentar hacer algo. Si le autorizan hacer reparaciones, observe la polaridad y conexiones de todos los cables, para reconectarlos igual. Los enchufes en la sección superior están marcado con los números del tubo, los tubos de reemplazo deben ponerse por otra parte en sus respectivos enchufes fuera de los tubos se quemarán. El no acatar estas precauciones puede causarle serio daño a la unidad.

**HARDINGE COMPANY, INCORPORATED
YORK, PENNSYLVANIA**

IRC

Dib. 48097 X

Dib. 48974 Z

Dib. 38916