

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN DEL ORO CONTENIDO EN
LA LAGUNA DE COLAS DE LA ASOCIACIÓN CIVIL MINERA
CORREGENTE, MUNICIPIO SIFONTES, ESTADO BOLÍVAR**

**Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela para
Optar al título de Ingeniero de Minas
Por el Bachiller
Cárdenas Hurtado Juan Manuel**

Caracas, mayo de 2003.

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN DEL ORO CONTENIDO EN LA LAGUNA DE COLAS DE LA ASOCIACIÓN CIVIL MINERA CORREGENTE, MUNICIPIO SIFONTES, ESTADO BOLÍVAR

Tutor Académico: Prof. Mónica Martiz
Cotutor Académico: Prof. Manuel García

**Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela para
Optar al título de Ingeniero de Minas
Por el Bachiller
Cárdenas Hurtado Juan Manuel**

Caracas, mayo de 2003.

DEDICATORIA

A Dios... por brindarme salud durante mis estudios!.

A la memoria de Madre Carmen.... que donde estés, se que debes estar muy orgullosa de esta meta superada!...

A mi Padre...

A mi Abuela Carmen, mi segunda Madre...

A todas aquellas personas que creyeron posible la ejecución de este trabajo de investigación.

AGRADECIMIENTOS

Un agradecimiento muy especial a la insigne Universidad Central de Venezuela y al Departamento de Minas de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la Facultad de Ingeniería, por permitir la realización de este Trabajo Especial de Grado en las instalaciones.

A la Profesora Ing°. Mónica Martiz, por su contribución de conocimientos y amplia experiencia como tutor académico, para este trabajo investigación.

Al Profesor Ing°. Manuel García, cotutor académico y orientador en la ejecución de este proyecto,

Al Lic. Omar Godelliett, por su colaboración y recomendaciones aportadas para cada uno de los ensayos realizados en la realización de este trabajo.

Al Profesor Lic. Santiago Marrero, del Laboratorio de Rayos X del Instituto de Ciencias de la Tierra de la Facultad de Ciencias, por la colaboración prestada.

A los Técnicos Marcial Pérez, Félix Arraiz, Rómulo Millano, Carlos Zapata, Elio Castro y Romualdo Coello adscritos a la Escuela de Metalurgia y Ciencias de los Materiales, por toda la colaboración prestada.

A la Licenciada Morela Mikaty de Castillo y al Ingeniero Eduardo Castillo, por su atención y colaboración brindada para la realización de este proyecto, en la Biblioteca Virgil Winkler de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica.

Al Ingeniero Jhonatan Neves, por su receptividad y colaboración prestada en el Ministerio de Energía y Minas.

A mis compañeros de estudio y amigos Teobaldo Hernández, José Luis Contreras y aquellos que de una u otra forma colaboraron con su atención y recomendaciones para la ejecución de este trabajo.

A la Licenciada Aliette Delpino y su familia, por su invaluable colaboración, gran amor y paciencia brindada durante durante la ejecución de este trabajo de investigación.

A todo el Departamento de Iluminación del complejo Aula Magna – Sala de Conciertos, por su colaboración y permitirme trabajar en la insigne Aula Magna de la U.C.V.

A mi padre, hermanas, tía Gloria y muy especial para mi abuela Carmen, por su entusiasmo y atención, a lo largo de toda la carrera y el desarrollo del Trabajo Especial de Grado.

CÁRDENAS H., JUAN M.

“ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN DEL ORO CONTENIDO EN LA LAGUNA DE COLAS DE LA ASOCIACIÓN CIVIL MINERA CORREGENTE”

Tutor Académico: Profesora Ing°. Mónica Martiz. Cotutor Académico: Profesor Ing°. Manuel García. Tesis. Caracas, U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela de Minas. 2003. 116 páginas.

Palabras Claves: ORO, CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA, PIROMETALÚRGIA, MESA WILFLEY, CONCENTRADOR KNELSON.

RESUMEN. El proceso de concentración artesanal empleado por la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), se basa en la diferencia de densidades entre el mineral aurífero y la ganga cuarzosa, empleando el equipo denominado Tame. La recuperación oscila entre un 50 a 60% del oro total, envía a la laguna de colas un considerable contenido de oro. La baja efectividad de dicho proceso, plantea la necesidad de la ejecución del estudio técnico para la aplicación de nueva tecnología que permita reciclar estas colas, concentrando el oro presente por gravimetría.

Se recibió un total de diez muestras representativas de las lagunas de colas, correspondientes a cada uno de los sectores de producción de la Asociación, sometiendo éstas a un estudio de caracterización, determinándose un tenor de oro máximo de 22,833 gr Au / ton y mínimo de 6,050 gr Au / ton, una distribución granulométrica con altos porcentajes de material mayor a la malla 50 (0,297 mm), clasificándose éste como arenas; se pudo establecer la presencia de pirita como mineral se encuentra asociado al oro presente y la ausencia de oro libre en dichas muestras.

Los ensayos de concentración se realizaron con muestras que se clasificaron por dimensión previamente en la malla 200 (0,074 mm), obteniéndose dos subproductos de material, el primero pasante de las 100 mallas (0,150 mm) y retenido en las 200 mallas y el segundo pasante de las 200 mallas.

Los ensayos de concentración se realizaron en dos fases. El producto retenido por la malla 200, es alimentado a la Mesa Wilfley para un proceso de desbaste, recolectando el concentrado que posteriormente será alimentado al Concentrador Knelson para su limpieza final (*Fase 1*); el segundo producto pasante de dicha malla, sólo es alimentado al Concentrador Knelson para su limpieza y obtención del concentrado final (*Fase 2*).

El máximo tenor obtenido en los concentrados en la *Fase 1* es de 1846,8 gr Au / ton para la muestra de la laguna de colas del sector Agua Clara (AC02), presentando una recuperación del 90,81% y para la *Fase 2*, 147,300 gr Au / ton para la muestra de la laguna de colas del sector Agua Clara (AC02), presentando una recuperación de 20,57%.

ÍNDICE GENERAL

	Página
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
RESUMEN	i
ÍNDICE GENERAL	iii
LISTA DE TABLAS	vi
LISTA DE FIGURAS	viii
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I. ASPECTOS GENERALES	3
1.1.- OBJETIVOS	3
1.1.1.- Objetivo General	3
1.1.2.- Objetivos Específicos	3
1.2.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.3.- PROCEDENCIA DE LA MUESTRA	4
1.3.1.- Geología Regional	6
1.4.- UBICACIÓN GEOGRÁFICA	12
1.5.- VÍAS DE ACCESO	14
1.6.- ASOCIACIÓN CIVIL MINERA CORREGENTE (ASOCIMICORRE)	15
1.7.- MÉTODO DE EXPLOTACIÓN	16
CAPÍTULO II. MARCO TEÓRICO	17
2.1.- MOVIMIENTO DE CUERPOS EN FLUIDOS	17
2.2.- CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA	20
2.2.1.- Principio	20

2.2.2.- Criterios de Concentración	22
2.3.- CONCENTRACIÓN EN MESAS Y CANALES O POR CORRIENTES DE TIPO FLUVIAL	24
2.3.1.- Fundamento	24
2.3.2.- Equipos	25
CAPÍTULO III. DESCRIPCIÓN TÉCNICA Y FUNCIONAMIENTO DE EQUIPOS	27
3.1.- MESA WILFLEY	27
3.1.1.- Principio de Operación	27
3.1.2.- Descripción Técnica de la Mesa Wilfley (modelo 13A)	31
3.1.3.- Variables de Control de la Mesa Wilfley	34
3.1.4.- Aplicación de la Mesa Wilfley	35
3.2.- CONCENTRADOR KNELSON	36
3.2.1.- Antecedentes	36
3.2.2.- Descripción del Concentrador Knelson 3" (KC 3")	37
3.2.3.- Principios de Operación del Concentrador Knelson	39
CAPÍTULO IV. DESARROLLO EXPERIMENTAL	43
4.1.- METODOLOGÍA	43
4.2.- DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA Y PREPARACIÓN DE LA MUESTRA	45
4.3.-CARACTERIZACIÓN DE LAS MUESTRAS	46
4.3.1.- Tenor de Oro	47
4.3.2.- Difracción de Rayos X	53
4.3.3.- Criterio de Concentración.....	57
4.3.4.- Análisis Granulométricos	58
4.3.5.- Análisis de Liberación	74
4.3.6.- Análisis de Moliendabilidad	80
4.4.- PREPARACIÓN DE LA ALIMENTACIÓN	88
4.5.- PARÁMETROS DE OPERACIÓN	89
4.6.- ENSAYOS DE CONCENTRACIÓN	92

4.6.1.- Pruebas de Desbaste – Limpieza (Fase 1)	92
4.6.2.- Pruebas de Limpieza (Fase 2)	93
4.7.- RESULTADOS OBTENIDOS	95
4.7.1.- Resultados de Concentración	95
4.7.2.- Pirometalurgia de los Concentrados Obtenidos	100
4.8.- ANÁLISIS DE RESULTADOS	106
4.8.1.- Fase 1	106
4.8.2.- Fase 2	107
CONCLUSIONES	110
RECOMENDACIONES	112
BIBLIOGRAFÍA	114

LISTA DE TABLAS

	Página
Tabla 1.1. Masa por muestra recibida	5
Tabla 1.2. Coordenadas de la parcela de la Asociación Civil Minera Corregente, fuente: Dirección de Catastro del Ministerio de Energía y Minas.	13
Tabla 2.1. Clasificación de equipos de concentración gravimétrica	26
Tabla 3.1. Dimensiones generales, Mesa Wilfley	34
Tabla 4.1. Características macroscópicas por muestra	45
Tabla 4.2. Reactivos para análisis por vía seca	50
Tabla 4.3. Tenor preliminar de oro por muestra	53
Tabla 4.4. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC01	59
Tabla 4.5. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC02	59
Tabla 4.6. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC03	60
Tabla 4.7. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC04	60
Tabla 4.8. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra VH01	60
Tabla 4.9. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra VH02	61
Tabla 4.10. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra ET01	61
Tabla 4.11. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra EV01	61
Tabla 4.12. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra LL01.....	62
Tabla 4.13. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra T01	62
Tabla 4.14. Descripción granulométrica de las muestras	73
Tabla 4.15. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC01	76
Tabla 4.16. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC02	77
Tabla 4.17. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC03	77
Tabla 4.18. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC04	77
Tabla 4.19. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra VH01	77
Tabla 4.20. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra VH02	78
Tabla 4.21. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra ET01	78
Tabla 4.22. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra EV01	78

Tabla 4.23. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra LL01	78
Tabla 4.24. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra T01	79
Tabla 4.25. Análisis granulométrico del producto de molienda, muestra AC02	82
Tabla 4.26. Análisis granulométrico del producto de la molienda, muestra AC03	84
Tabla 4.27. Análisis granulométrico del producto de la molienda, muestra VH02	86
Tabla 4.28. Tenor de Oro por malla, muestra de alimentación	89
Tabla 4.29. Parámetros de operación para la Mesa Wilfley	90
Tabla 4.30. Resultados de pruebas para Concentrador Knelson	91
Tabla 4.31. Nomenclatura empleada	96
Tabla 4.32. Resultados de ensayos de concentración por muestra, material retenido 200 mallas	97
Tabla 4.33. Resultados de ensayos de concentración por muestra, material pasante 200 mallas	98
Tabla 4.34. Porcentaje de recuperación de concentrados	99
Tabla 4.35. Balances metalúrgicos del proceso completo seguido para cada una de las muestras	99
Tabla 4.36. Carga fundente para prueba de fusión al crisol de concentrados, muestra AC01	101
Tabla 4.37. Resultados de tenor de oro para concentrados de prueba de fusión al crisol	101

LISTA DE FIGURAS

	Página
Figura 1.1. Provincias Geológicas del Escudo de Guayana	6
Figura 1.2. Ubicación relativa Asociación Civil Minera Corregente	13
Figura 1.3. Ubicación y vías de acceso, tomado de “Monarch Resources Limited, sf”	14
Figura 2.1. Distribución de las partículas en la superficie del tablero inclinado	25
Figura 3.1. Distribución del género en la Mesa Wilfley	29
Figura 3.2. Principales componentes de la Mesa Wilfley modelo 13A	31
Figura 3.3. Cabezal de movimiento	32
Figura 3.4. Disposición del motor y cabezal de movimiento	32
Figura 3.5. Tolvas de recuperación	33
Figura 3.6. Sistema de admisión de agua de fluidización KC3”	37
Figura 3.7. Cámara de concentración	38
Figura 3.8. Cono de concentración Concentrador Knelson 3”. Tomado de “García M., 1999”	39
Figura 3.9. Clasificador de lecho fluidizado. Tomado de “García M., 1999” ..	39
Figura 3.10. Diagrama de fuerzas que actúan sobre una partícula sometida al proceso de fluidización en el Concentrador Knelson 3”. Tomado de “García M., 1999”	40
Figura 3.11. Comportamiento de las partículas en la cámara de concentración del Concentrador Knelson 3”. Tomado de “García M., 1999”	41
Figura 4.1. Flujograma de tratamiento de las muestras sometidas a concentración gravimétrica	44
Figura 4.2. Productos finales de la fusión, por segregación	48
Figura 4.3. Descarga de material fundido en lingotera	51
Figura 4.4. Proceso de copelación	52
Figura 4.5. Difractograma muestra cabeza ET01	55

Figura 4.6. Difractograma muestra cabeza AC01	56
Figura 4.7. Curva de distribución granulométrica muestra AC01	63
Figura 4.8. Curva de distribución granulométrica muestra AC02	64
Figura 4.9. Curva de distribución granulométrica muestra AC03	65
Figura 4.10. Curva de distribución granulométrica muestra AC04	66
Figura 4.11. Curva de distribución granulométrica muestra VH01	67
Figura 4.12. Curva de distribución granulométrica muestra VH02	68
Figura 4.13. Curva de distribución granulométrica muestra ET01	69
Figura 4.14. Curva de distribución granulométrica muestra EV01	70
Figura 4.15. Curva de distribución granulométrica muestra LL01	71
Figura 4.16. Curva de distribución granulométrica muestra T01	72
Figura 4.17. Microscopio de luz polarizada Leitz Wetzlar Orthoplan	76
Figura 4.18. Molino de barras Denver de 1 Kg de capacidad	80
Figura 4.19. Distribución granulométrica de la molienda, muestra AC02	83
Figura 4.20. Distribución granulométrica de la molienda, muestra AC03	85
Figura 4.21. Distribución granulométrica de la molienda, muestra VH02	87
Figura 4.22. Circuito de tratamiento empleado	94
Figura 4.23. Difractograma concentrado KC, muestra ET01.....	103
Figura 4.24. Difractograma concentrado KC, muestra AC01.....	104
Figura 4.25. Representación gráfica del tenor de oro por muestra	109

INTRODUCCIÓN

El hombre ha requerido, a lo largo del tiempo, de la corteza terrestre para la obtención de recursos que lo abastezcan de materia prima y energía, necesaria para el desarrollo y subsistencia del mismo; estos recursos se encuentran acumulados en los yacimientos o depósitos minerales.

La obtención de estos recursos requiere, adicionalmente, del arranque de estos de la corteza, de las actividades de beneficio mineral, conjunto de operaciones que permiten mejorar las condiciones de la zafra, todo esto con el propósito de cumplir con las exigencias de técnicas para los procesos de producción industrial o requisitos de mercado.

Al ser tratado el género, son obtenidos dos productos principales, el concentrado o mineral útil y la ganga o material de desecho. En el caso de la producción de oro, la ganga es depositado en lagunas de colas o sedimentación con el propósito de evitar posibles deterioro del medio ambiente y en espera de tecnología adecuada, que permita la recuperación del oro contenido en ellas, como consecuencia de las deficiencias durante el beneficio de la zafra, traducándose en pérdidas considerables de dinero y material.

La Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), emplea un equipo de tipo artesanal denominado Tame para el beneficio de la mena explotada, el cual se basa en la diferencia de densidades presente entre el mineral aurífero y el resto que conforma el género; este equipo permite una recuperación que puede oscilar entre un 50 a un 60% del oro total presente en la mena, enviando hacia la laguna de colas un contenido importante de oro, el cual se ha considerado extraer con fines económicos.

La poca efectividad de dicho proceso, plantea la necesidad imperante de la ejecución de un estudio técnico de la aplicación de la tecnología apropiada que permita reciclar estas colas, logrando así la concentración de dicho mineral mediante la aplicación del proceso de concentración gravimétrica, además de una ganancia considerable desde el punto de vista económico para la Asociación y un aporte documental de consulta para todo aquel que requiera aplicar este estudio.

CAPÍTULO I

ASPECTOS GENERALES

1.1.- OBJETIVOS

1.1.1.- Objetivo General

Determinar la recuperación del oro contenido en la laguna de colas de la Asociación Civil Minera Corregente mediante el empleo de la Mesa de Sacudidas o Mesa Wilfley, como equipo de desbaste y el Concentrador Knelson, como equipo de limpieza.

1.1.2.- Objetivos Específicos

- Evaluar las muestras a objeto de estudio, para alcanzar la condición ideal de la pulpa que permita la mayor recuperación del oro que estas contienen, dentro de lo que se contempla la caracterización física y química de cada una de ellas.
- Establecer los parámetros de operación de cada uno de los equipos que serán empleados, para lograr una eficaz recuperación del oro presente en las muestras.
- Analizar el contenido de oro que se encuentra en los productos obtenidos de las pruebas gravimétricas para el estudio del porcentaje de recuperación.
- Estudiar la carga fundente a ser empleada para el análisis al crisol de los concentrados, a fin de garantizar resultados fidedignos en la determinación del tenor de oro dicho producto obtenido.

1.2.- PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), dentro de su proceso de beneficio mineral empleado (tipo artesanal), posee un equipo denominado Tame, el cual aprovecha la diferencia de densidades entre el material aurífero y el resto del material que conforma el género; con este equipo de concentración se obtienen porcentajes de recuperación que pueden oscilar entre un 50 a un 60% de oro presente en la mena tratada, lo que implica que hacia la laguna de colas va un contenido de oro importante que se ha considerado extraer con fines económicos.

Dada la baja efectividad del proceso productivo, la Asociación ha considerado pertinente tratar las colas generadas con la tecnología adecuada, permitiendo de esta forma la recuperación del oro que se encuentra presente en dicho material.

El estudio se encuentra basado en el análisis de las posibles variables que permitan garantizar la mayor recuperación del oro contenido en la laguna de colas de la Asociación Civil Minera Corregente, mediante el empleo de la Mesa de Sacudidas o Mesa Wilfley y el Concentrador Knelson, como equipos principales de dicho estudio, considerando la caracterización de la muestra a ser estudiada y los parámetros requeridos de operación de los equipos antes mencionados.

1.3.- PROCEDENCIA DE LA MUESTRA

Las muestras, objeto de estudio en esta investigación, provienen de las lagunas de colas del proceso de beneficio de la mena aurífera explotada por la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), encargándose ésta del muestreo de cada una de las lagunas que poseen los sectores de producción de dicha Asociación.

Se recibió un total de diez muestras, conformadas por diez (10) kilogramos aproximadamente cada una de ellas (ver tabla 1.1), representadas por cuatro muestras del sector denominado Agua Clara (clasificadas como AC01, AC02, AC03 y AC04), dos muestras del sector Vista Hermosa (VH01 y VH02) y una muestra de cada uno de los sectores denominados El Tábaro (ET01), El Váquiro (EV01), La Lambada (LL01) y Tempestad (T01). La Asociación garantizó la representatividad de las mismas al instante del muestreo realizado y su posterior envío al Laboratorio de Preparación y Concentración de Minerales, del Departamento de Minas de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la Universidad Central de Venezuela.

Tabla 1.1. Peso por muestra recibida.

Muestra	Peso (Kg)
AC01	12,750
AC02	9,800
AC03	12,250
AC04	6,800
VH01	10,700
VH02	13,900
ET01	11,200
EV01	9,650
LL01	4,000
T01	4,500

1.3.1.- Geología Regional

Guayana es una zona de alta complejidad geológica, debido a su gran diversidad de rocas; está constituida por rocas ígneas, metamórficas y sedimentarias, tales como gneises y esquistos, intrusionados por granitos y otras rocas de carácter básico.

Este complejo constituye una parte del cratón precámbrico denominado Escudo de Guayana, cubriendo una extensa área al sur de Venezuela. Debido a su complejidad geológica, dicho Escudo ha sido dividido en una serie de Provincias Geológicas con el propósito de hacer más fácil y detallado su estudio (figura 1.1), los cuales son: Provincia de Imataca, Provincia Pastora, Provincia Cuchivero y Provincia Roraima.

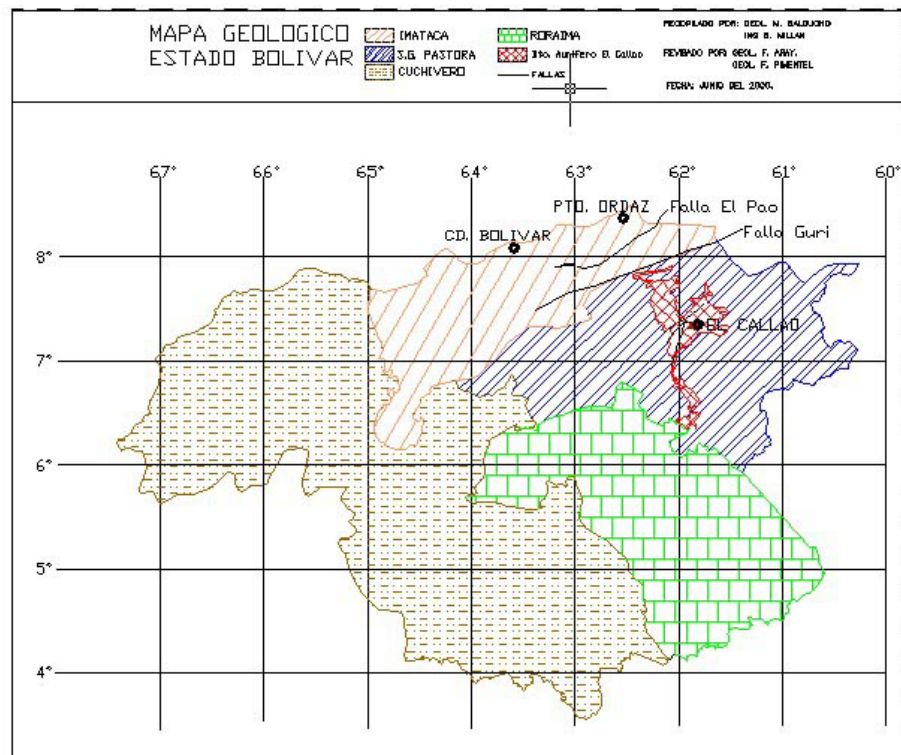


Figura 1.1. Provincias Geológicas del Escudo de Guayana.

De todas estas provincias geológicas, se toma como centro de atención a la Provincia Pastora, ya que en ésta se encuentra la parcela de La Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), de donde provienen las muestras estudiadas en este trabajo de investigación; a continuación será descrita con más detalle esta Provincia.

✦ **Provincia Pastora:**

El término Grupo Pastora fue empleado formalmente por Zuloaga y Tello (1939). Las rocas han sido descritas por Duparc (1922) como "rocas verdes" y por Zuloaga (1934) como tobas andesíticas verdes depositadas subacuáticamente. Descripciones posteriores, Martín B. y Bellizzia (1959) y Korol (1965) quien subdividió la unidad en las Formaciones Yuruari, El Callao y Caballape, en secuencia ascendente.

Menéndez (1972), a partir del estudio detallado de la localidad tipo de la unidad, en la región de Guasipati, estado Bolívar, distinguió una unidad de rocas volcánicas máficas en su parte inferior y una unidad de rocas volcánicas félsicas y sedimentarias asociadas en su parte superior. La unidad máfica la identificó como Grupo Carichapo, constituida por las Formaciones El Callao y Cicapra, y la félsica como Formación Yuruari, y elevó la unidad al rango de Supergrupo, excluyendo a la Formación Caballape, que señaló como separada del mismo por una discordancia angular. Adicionalmente, Menéndez (1994) diferenció en la base del Grupo Carichapo a la Formación Florinda.

A partir de los trabajos de Benaím (1972; 1974) las unidades del Supergrupo han sido identificadas, fuera del cinturón de rocas verdes de Guasipati, hacia el este hasta la frontera con Guyana y hacia el sur hasta las cabeceras del río Cuyuni, en los cinturones de rocas verdes de La Introducción y de El Dorado (Menéndez, 1994; 1995), donde infrayace discordantemente al Grupo Botanamo.

- **Grupo Carichapo:** El Grupo consiste de metalava y metatoba basálticas, toleíticas y comatiíticas, y una menor proporción de rocas volcánicas ultramáficas de afinidad química comatiítica y de meta jaspe; en las zonas de mayor metamorfismo está constituida de anfibolitas y cornubianitas hornbléndicas y meta cuarcitas mangano-ferríferas. En la región de Guasipati, donde sus unidades constitutivas han sido diferenciadas, la Formación Florinda, consistente de lavas toleíticas normales a magnesianas con menores cantidades de comatiitas, ocupa la parte inferior del Grupo, y las Formaciones El Callao, de lavas toleíticas normales a ferruginosas, y Cicapra, formada por volcaniclásticas de composición basáltico-comatiítica, ocupan la parte superior de la unidad. La unidad aflora al oeste del río Caroní en la región de Santa Bárbara (Kalliokoski, 1965-a, b; McCandless, 1976), hasta los límites con Guayana al este (Benaím, 1972), y desde las estribaciones meridionales de la serranía de Imataca al norte (Falla de Guri), hasta las estribaciones septentrionales de la serranía de Lema al sur (Benaím, 1972).
- **Grupo Botanamo:** Originalmente se introdujo el nombre Grupo Botanamo, Benaím (1972); para incluir a la Formación Caballape, caracterizada principalmente por un conjunto de rocas epiclásticas volcánicas: limolitas, grauvacas, conglomerados y rocas volcánicas generalmente de composición intermedia, tobas, brechas y lavas, con un metamorfismo bajo, facie de los esquistos verdes y con estructuras sedimentarias primarias que indican una sedimentación por corrientes turbias. Esta unidad se intergirdita con la Formación Caballape en el río Cuyuní en sentido del rumbo hacia el oeste y es concordante con dicha formaciones en el río Botanamo, donde ambas formaciones conforman un sinclinal, cuya zona axial y en su flanco sur aflora la Formación Los Caribes.

- **Formación El Callao:** La localidad tipo de esta formación se encuentra en el Río Yuruari desde la desembocadura de la quebrada Iguana hasta 1,5 kilómetros aguas arriba, municipio autónomo El Callao del estado Bolívar. En cuanto a su descripción litológica, la unidad consiste casi en su totalidad de metalavas de composición basáltica (Menéndez, 1972); comúnmente exhiben estructuras en almohadillas hasta de 2 m de diámetro, que presentan amígdalas principalmente de cuarzo que se concentran en el tope de los flujos, además de fracturas radiales rellenas de epidoto y cuarzo; algunas coladas presentan estructura columnar. Las lavas almohadilladas son afáníticas y alternan con coladas no almohadilladas, de grano más grueso y textura subofítica. Brechas de flujo de hasta 40 cm de espesor alternan con las coladas de lava. En la parte superior contiene jaspe y metaftanitas ferruginosas y manganesíferas. La unidad ha sido afectada por metamorfismo regional de bajo grado, facies del esquisto verde, que localmente, en las zonas de contacto con masas graníticas, pasa a facies de la anfibolita. Las lavas y rocas básicas intrusivas asociadas cambian gradualmente a color más oscuro al aproximarse a las masas graníticas del Complejo de Supamo, cambio que es paralelo a un cambio en la mineralogía metamórfica y en la textura. Korol (1965) describió originalmente la unidad como constituida por lavas espilíticas. Menéndez (1994) ilustró la tendencia de cristalización magmática de las rocas volcánicas de las unidades del Grupo Carichapo, donde indicó que las lavas de El Callao son esencialmente toleitas normales con tendencia a toleitas ferruginosas. La formación aflora en escala kilométrica en el estado Bolívar, al oeste y sudeste de la Pastora en una franja de hasta 3 kilómetros de ancho, al sur y sudeste del Callao; al nordeste

y noroeste de la región de Guasipati; al noroeste de El Dorado en la Región Yuruán-Ave Chica (Benaím, 1982).

- **Formación Cicapra:** La localidad tipo de esta formación se encuentra en el Río Yuruari; sector comprendido entre un punto situado a 500 metros de distancia al este del Paso Morichito y otro a un kilómetro al este de la quebrada Cicapra, estado Bolívar. Según Menéndez (1968; 1994), tiene una litología distintiva de esquistos anfibólicos (80%) derivados de brechas y tobas de composición basáltico-comatiítica, y de lodolitas, areniscas y conglomerados grauváquico-volcánicos, muy pobres en cuarzo. Los conglomerados y las brechas son usualmente de estratificación espesa y están constituidos de fragmentos de lavas máficas y ultramáficas con afinidades comatiíticas, en una matriz rica en blastocristales de anfíbol aparentemente pseudomorfos de piroxeno. Las limolitas y arenisca son de estratificación delgada. Localmente se intercalan en la secuencia, basaltos comatiíticos y jasperioides recristalizados (cuarcitas manganesíferas y ferruginosas). La unidad está intrusionada por sills y diques de pórfido de cuarzo y felsitas, más abundantes cerca de los plutones de Mandingal y Cerro Pelón que también intrusionan a la unidad. Presenta metamorfismo en la facies de los esquistos verdes; aumentando el metamorfismo hacia el norte y nordeste de Guasipati a la facies de la anfibolita.
- **Formación Yururi:** Sector del río Yuruari, situado entre un punto 1 Km al este de la desembocadura de la quebrada Cicapra y otro unos 5 Km al este del caserío de Pastora, municipio autónomo Roscio del estado Bolívar. La litología es esencialmente un producto de volcanismo dacítico o riodacítico muy bien desarrollado en su parte media y superior donde contiene lavas, brechas y tobas, además de areniscas y limolitas feldespáticas de

estratificación delgada (Menéndez, 1994). En la parte inferior contiene filitas manganesíferas y grafiticas de estratificación fina, interlaminada con limolitas feldespáticas y con filitas cloríticas. Las rocas epiclásticas de estratificación delgada a laminadas se presentan comúnmente en paquetes hasta de 5 m de espesor; están constituidas por metareniscas feldespáticas de grano fino a medio que gradan a metalimolitas y que alternan rítmicamente con láminas de filitas grises a negras, o con láminas de esquistos sericítico cloríticos. Metareniscas volcánicas son comunes en la parte media a superior de la sección expuesta de la unidad y están asociadas a tobas, brechas y lavas dacíticas en paquetes de hasta metros de espesor aparente. Las metalavas dacíticas contienen abundantes fenocristales de feldespato y de cuarzo. Espejo (*op. cit.*) encuentra una composición litológica semejante de la unidad en la región de El Manteco-Guri, y hace énfasis en que en la parte inferior hay mayor participación de material volcánico redepositado y que la presencia de estructuras turbidíticas sugiere que corrientes de turbiedad actuaron durante el depósito de esta parte de la secuencia. La secuencia presenta plegamiento isoclinal, esquistosidad paralela a la estratificación y metamorfismo regional de intensidad variable dentro de la facies del esquistos verde y localmente metamorfismo térmico, hasta la facies de la corneana hornbléndica, en el contacto con rocas graníticas.

- **Formación Caballape:** La localidad tipo de esta formación se encuentra representada por sabanas situadas a ambos lados de la quebrada Dividival, por 10 kilómetros de distancia hacia el norte a partir de su desembocadura en el río Caballape. Korol (1965) describió lodolitas laminadas, limolitas y grauvacas de grano fino a medio, con algunos sedimentos conglomeráticos (hasta 10% de guijarros), con predominio de lodolitas y en la base describió capas

características de jaspe rojizo, mediana a finamente estratificadas y a veces brechadas. Según Menéndez (1968) la descripción original no destaca los abundantes fragmentos volcánicos contenidos en la unidad y los jaspes de la base pertenecen en realidad a la Formación El Callao y las brechas son de origen tectónico y describió la litología como rocas epiclásticas volcánicas: limolitas, grauvacas y conglomerados (80%) y probables rocas piroclásticas: tobas y brechas (20%). Benaím (1972) describió rocas volcánicas en el río Botanamo en esta unidad: lavas, brechas y tobas de composición intermedia, interestratificadas con la secuencia de rocas epiclásticas volcánicas descritas por Menéndez (1968), quien destacó además la presencia de estructuras sedimentarias, que indican una sedimentación por corrientes de turbiedad, señalando que el conjunto litológico de esta unidad se presenta levemente metamorfizados.

1.4.- UBICACIÓN GEOGRÁFICA

La Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), se encuentra ubicada a 86 kilómetros al Noreste del poblado de Tumeremo, en el sector conocido como Bochinche (figura 1.2), en el Municipio Sifontes del Estado Bolívar. Esta opera en una parcela que posee un área de 500 Ha de superficie total, la cual presenta la delimitación en coordenadas que esta señalada en la tabla 1.1.

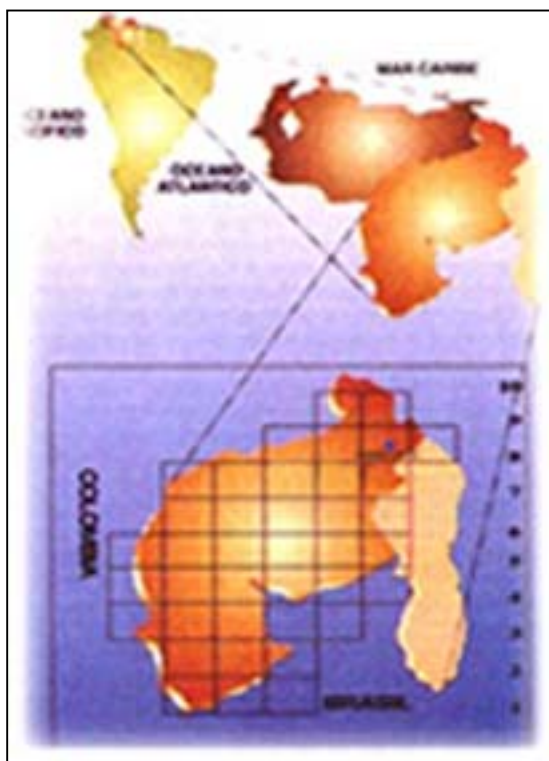


Figura 1.2. Ubicación relativa Asociación Civil Minera Corregente.

Tabla 1.2. Coordenadas de la parcela de la Asociación Civil Minera Corregente, fuente: Dirección de Catastro del Ministerio de Energía y Minas.

Bloques	Coordenadas UTM		Coordenadas Geográficas	
	Norte	Este	Latitud	Longitud
B1	860035,6692	705509,9198	7°46'34.88''	61°08'11.37''
B2	860035,6696	715509,9198	7°46'33.41''	61°02'45.08''
B3	856035,6696	715509,9198	7°44'23.23''	61°02'45.68''
B4	856035,6692	705509,9198	7°44'24.69''	61°08'11.97''

1.5.- VÍAS DE ACCESO

La parcela de ASOCIMICORRE, tiene una vía de acceso principal desde el poblado de Tumeremo hasta el sector de Bochinche, que se divide en tres tramos, apreciándose fácilmente en la figura 1.3:

- **Tramo 1:** Carretera Nacional vía Bochinche, de 41,5 kilómetros de longitud y se presenta asfaltada.
- **Tramo 2:** Carretera local de Intecmaca, de 28,1 kilómetros de longitud y vía no asfaltada.
- **Tramo 3:** Pica Corregente, vía no asfaltada de 24 kilómetros de longitud.

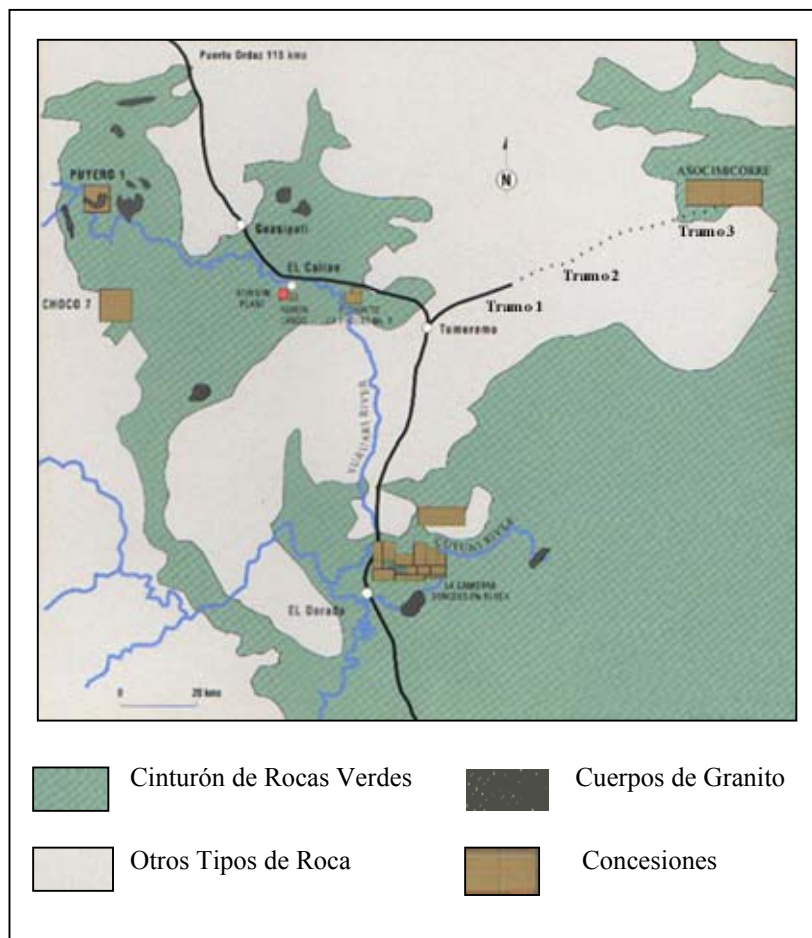


Figura 1.3. Ubicación y vías de acceso, fuente: “Monarch Resources Limited, sf”.

1.6.- ASOCIACIÓN CIVIL MINERA CORREGENTE (ASOCIMICORRE)

Las riquezas auríferas en Venezuela son muy grandes, tanto en tenor como en las variedades: oro libre, cuarzo aurífero y pirita aurífera; lo que permite que muchas personas naturales se dediquen a la explotación de esta riqueza mineral, explotando artesanalmente yacimientos principalmente del tipo aluvional.

Como consecuencia de los constantes desalojos de los mineros ilegales por parte de las autoridades competentes y reclamos por el derecho al trabajo, consagrado en la Constitución de la República Bolivariana de Venezuela, la Alcaldía del Municipio Autónomo Sifontes del Estado Bolívar, creó un organismo municipal, el cual tiene como visión, integrar las explotaciones mineras auríferas; establecer y hacer cumplir los controles ambientales para este tipo de explotación mineral y todo lo concerniente al aspecto y desarrollo social para la comunidad. Este organismo recibe el nombre de Fundación Municipal Minera Sifontes (FUNDAMISIF), bajo Decreto aprobado por la Cámara Municipal del Municipio Sifontes, en fecha 13/05/1993.

Dentro de este grupo de pequeños mineros, se encuentra la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), conformada en el año 1999, solicitando una parcela que posee un área total de 500Ha. Esta parcela además se subdivide en sectores de producción debidamente identificados, los cuales reciben los nombres de: Agua Clara (AC), Vista Hermosa (VH), Tempestad (T), La Lambada (LL), El Tábano (ET) y El Váquiro (EV); cada una de estas zonas de producción poseen sus propias lagunas de colas para el manejo de sus desechos.

1.7.- MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

La Asociación Civil dentro de sus planes de explotación contempla trabajos de geoexploración, el cual se realiza manualmente mediante la batea y un equipo de perforación “Augent – Drill”, equipado con una barra de perforación de 6 metros, con el propósito de analizar el tenor del sector a explotar.

El suelo posee una capa vegetal de un espesor de 30 centímetros y es removida, para ser depositada y posteriormente empleada en la reforestación de la zona, además se emplea un tractor de orugas para el acondicionamiento de la zona a ser explotada. Para el manejo de las aguas generadas durante el proceso, existen unas lagunas de sedimentación para evitar el arrastre de sedimentos a los principales cauces de agua de la zona; según informe técnico elaborado por la Fundación Municipal Minera Sifontes (FUNDAMISIF) en el año 1999.

El método de explotación empleado por ASOCIMICORRE, es por arranque directo del frente de producción mediante el uso de minería a cielo abierto con métodos mecánicos a través de monitores hidráulicos, permitiendo la dilución del material y la formación de una pulpa, que luego es enviada a la planta de tratamiento, para su proceso de beneficio mineral.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1.- MOVIMIENTO DE CUERPOS EN FLUIDOS

Existen diversos factores que afectan la manera en que avanza un fluido, particularmente la presencia de una superficie sólida, ya sea una pared, un cuerpo o una partícula. Cuando pasa un fluido en movimiento por una superficie sólida, este se adhiere a la misma, produciéndose lo que se conoce como interfase sólido – líquido. Bien alejada a la superficie de dicho sólido, este se desplaza sin ningún tipo de perturbación. Entre estos extremos existe una franja de transición, en la que el fluido se encuentra en una condición de deslizamiento cortante.

Los problemas de flujo en el procesamiento de minerales, corresponden a una de dos amplias categorías: el flujo de cuerpos a través de fluidos y el flujo de fluidos en tuberías. Los problemas del movimiento de los cuerpos a través de fluidos están vinculados, con la relación entre la fuerza de arrastre que obra sobre el cuerpo y la velocidad relativa sólido – fluido. El problema de flujo en tuberías, radica en la relación de caída de presión a lo largo de la misma y la rapidez del flujo.

El comportamiento de una partícula que se mueve a través de un fluido puede analizarse mediante la siguiente expresión:

$$\sum F = M \left(\frac{dv}{dt} \right) \quad (2.1)$$

($\sum F$ = resultante de las fuerzas que actúan sobre un cuerpo de masa M ; dv/dt = aceleración resultante). Si la partícula se mueve bajo una fuerza externa de

aceleración F_x , tendrá fuerzas en oposición (F_d = fuerza de arrastre; F_b = fuerza de flotación), lo que implica

$$F_x - F_d - F_b = M \left(\frac{dv}{dt} \right) \quad (2.2)$$

La fuerza externa de aceleración puede ser gravitacional o centrífuga, según sea el caso y son expresadas como

$$F_x = Ma_x = Mg \quad \text{aceleración de gravitación} \quad (2.3a)$$

$$= Mw^2r \quad \text{aceleración centrífuga} \quad (2.3b)$$

donde (a_x = aceleración producida por la fuerza externa; r = radio de la trayectoria; w = velocidad angular en radianes / segundo).

Si se considera además que la partícula es de forma esférica, $A = \pi.d_o^2/4$ y $M = \pi.d_o^3.\rho_s/6$ de manera tal que la ecuación se convierta en la siguiente expresión (2.4), la cual define la velocidad máxima o velocidad terminal, también conocida como velocidad límite.

$$v_{\infty} = \sqrt{\frac{4}{3} \frac{g d_o}{f_d} \left(\frac{\rho_s - \rho_f}{\rho_s} \right)} \quad (2.4)$$

donde: f_d fuerza de arrastre; ρ_s densidad del sólido; ρ_f densidad del fluido.

La fluidización y la sedimentación pueden tratarse juntas como una extensión de un lecho empacado. La única diferencia consiste en que en un lecho empacado, las partículas se obstruyen entre sí, mientras que en la fluidización y la sedimentación esto no ocurre. Hidrodinámicamente existe poca diferencia entre fluidización y la sedimentación, dado que ambas pueden considerarse como un lecho empacado expandido en el que las partículas tienen la libertad de moverse unas con relación a

las otras. El hecho de que el fluido o el sólido sea el que tiene movimiento con respecto al recipiente, es lo que hace posible la distinción entre ambas.

En el estado fluidizado existe un flujo, donde el lecho de sólidos será expandido hasta un punto en que las partículas pueden moverse en el lecho, ésta condición es definida como *punto de fluidización o principio de fluidización*. Cuando se sobrepasa el punto de fluidización de un lecho, éste recibe el nombre de *lecho fluidizado*. Cuando la velocidad de un fluido es ligeramente superior a la requerida para el inicio de la fluidización del lecho, este recibe el nombre de *lecho fluidizado inactivo o estado mínimo de fluidización*, punto en el que las partículas del lecho se extienden un poco o no se mezclan.

Si la velocidad del fluido es incrementada, el lecho se expande y las partículas tiende a mezclarse rápidamente, esto es conocido como *lecho fluidizado turbulento*. Si la velocidad del fluido es incrementada considerablemente, el lecho se expande a su vez considerablemente y se genera una condición de gran dilución de sólidos, permitiendo que las partículas sean arrastradas por el fluido, esto es conocido como *fase fluidizada diluida*.

Si se hace pasar un fluido en ascenso a través de un lecho de partículas sin restricción, la caída de presión aumentará hasta alcanzar un punto en el que ésta y el peso contrarresten a las fuerzas de flotación. Siempre que el lecho esté fluyendo libremente, éste comenzará a comportarse como un líquido en ebullición, cada partícula se separa de su vecina y aparecen burbujas del fluido en la superficie; cuando ocurre esto se puede decir que el lecho está fluidizado. Si aumenta aun más la velocidad del fluido, el lecho continuará expandiéndose, y al aproximarse a la velocidad terminal, las partículas serán arrastradas por el fluido.

2.2.- CONCENTRACIÓN GRAVIMÉTRICA

2.2.1.- Principio

Las operaciones de concentración por gravedad o gravimétricas, son las más importantes a las que se someten los minerales antes de su tratamiento metalúrgico o empleo industrial, dado primordialmente por sus bajos costos en comparación a otros métodos de concentración. Esta operación, tiene por objeto separar las partículas de acuerdo a su riqueza, agrupando el útil y descartando el estéril, tratando de conseguir la máxima recuperación económica y el mayor grado de concentración posible (Peláez, 1975).

En los sistemas o equipos de concentración gravimétrica, es frecuente llamar “cabeza” al género con que se alimenta a dicho sistema, obteniéndose tres productos denominados:

- a) Concentrado, parte enriquecida.
- b) Colas, a los rechazos.
- c) Mixtos, es aquella porción de material que necesita un tratamiento posterior para producir a su vez un concentrado y una cola.

Tanto en el concentrado como en la cola, existe la probabilidad de que se encuentren partículas mixtas, debido a que no todas las partículas recogidas son en su totalidad útil o ganga. Algunas partículas con porciones muy bajas de estéril, se presentan en una muy baja proporción, pero su presencia no disminuye considerablemente la ley del concentrado. La misma situación se presenta en las colas pero de forma inversa. Los mixtos son aquellas partículas donde existe una variada proporción entre los componentes de la mena, útil y ganga, que no pueden ser recolectados en el concentrado sin disminuir de forma excesiva la ley del concentrado y su precio de venta; por tal motivo, no es conveniente descartarlas conjuntamente con el estéril.

Como todo método de concentración, este tiene una serie de fundamentos que justifican la ejecución del mismo, entre ellas se encuentran las siguientes:

- Aumento de la concentración del elemento o elementos de interés en la zafra.
- Eliminación de algún componente de la ganga que pueda generar problemas técnicos en los procesos posteriores a la concentración.
- Obtención de un concentrado que cumpla con los requerimientos de mercado, es decir, propiedades como la forma, tamaño y color, entre otras.

La concentración gravimétrica se basa en hacer recorrer trayectorias distintas a partículas de diferente peso específico en el seno de un fluido; dichas trayectorias dependen de la dirección y magnitud del fluido empleado, lo que trae como consecuencia que dicha concentración se vea influenciada por un término de diferencia de densidades entre el fluido y el sólido ($\rho_s - \rho_f$) y un término de tamaño de partícula, es por ello que se busca que la diferencia entre dichas densidades sea elevada para así obtener un resultado óptimo. Debido a la interrelación que existe entre la diferencia de densidad y el tamaño de la partícula, para obtener mejores resultados se debe trabajar dentro de un intervalo restringido de tamaño de partícula en la alimentación.

Por tal razón, los métodos de concentración gravimétricos o concentración por gravedad, se pueden dividir en:

- **Concentración en medios densos**
- **Concentración en cribas de pulsaciones o por corrientes verticales intermitentes**
- **Concentración en mesas y canales o por corrientes de tipo fluvial**

2.2.2.- Criterio de Concentración

Para lograr concentrar una mena por vía gravimétrica, se requiere que exista una diferencia notable entre las densidades del mineral útil y la ganga, y que además dicho útil sea liberado a un tamaño apropiado.

Las posibilidades de la separación de la concentración por gravedad dependen de las diferencias de peso específico de las especies minerales y del tamaño de las partículas. El criterio de concentración, el cual es el cociente del peso específico mayor al menor, disminuidos ambos en una unidad, proporciona una idea aproximada de lo que cabe esperar de una mena determinada, esto según la ecuación 2.5.

$$n = \frac{(\delta' - 1)}{(\delta - 1)} = \frac{d_2}{d_1} \quad (2.5)$$

donde: δ' es el peso específico mayor y δ es el menor.

Si esta relación es mayor a 2,5, la separación en agua es fácil de lograr en cualquier tamaño hasta el de las arenas más finas; entre 2,5 y 1,75, se puede efectuar una separación hasta un tamaño de 65 o 100 mallas; hasta 1,5 el límite inferior para operaciones a escala comercial es de unas 100 mallas y resulta difícil efectuar una buena separación; para 1,25 es preciso emplear un medio fluido o semifluido más pesado que el agua o efectuar una modificación selectiva de la densidad aparente de uno de los minerales, facilitando la adherencia de burbujas de gas a su superficie (flotación).

Existe una gama considerable de teorías referente a la concentración por gravedad, dado que ocurren diferentes procesos en diferentes etapas del ciclo, en diferentes partes del dispositivo, sobre diferentes intervalos de tamaños y condiciones de operación. El asentamiento obstruido diferencial es el mecanismo que más se cita como el imperante en la concentración por gravedad.

Generalmente se obtiene una indicación de la separación máxima posible, considerando partículas equiasentables, indicando que la velocidad terminal es una función de un término de diferencia de densidad y un término de tamaño de partícula. Típicamente, se alimenta a cualquier concentrador con partículas dentro de un intervalo de tamaños. Es claro que, para minimizar el efecto del tamaño de las partículas (o para incrementar el intervalo de tamaños de partículas que pueden ser separados por densidad) ρ_f debe ser tan cercana como sea posible al mineral menos denso.

Las ecuaciones de asentamiento libre no son realistas en la práctica, porque la mayoría de los separadores trabajan con concentraciones de pulpa considerablemente altas, en las cuales las velocidades terminales pueden ser reducidas por órdenes de magnitud. Esta aproximación puede ser satisfactoria en donde los tamaños de partículas o las cantidades relativas son muy diferentes. Los valores respectivos dependen del tamaño y la forma de las partículas. El efecto de las variaciones sobre el tamaño y la forma puede anular o ampliar la diferencia de densidad. Esto demuestra que bajo ciertas condiciones es posible para una partícula con mayor densidad elevarse en vez de asentarse, cuando está en presencia de partículas ligeras pero de mayor tamaño.

Cada mena en particular, según sea el caso, podrá concentrarse por uno o varios métodos de los antes señalados, dependiendo fundamentalmente de las propiedades características del mineral útil y la de los minerales con los cuales se encuentre asociado en el yacimiento. En el caso de concentración de oro, lo usualmente recomendado según sus características, es la concentración por vía gravimétrica en mesas y canales o por corriente de tipo fluvial (Peláez, 1975); éste método será descrito en profundidad a continuación.

2.3.- CONCENTRACIÓN EN MESAS Y CANALES O POR CORRIENTES DE TIPO FLUVIAL

2.3.1.- Fundamento

La operación consiste primordialmente en hacer fluir sobre una superficie plana y lisa de un tablero, ligeramente inclinado, una lámina de agua cuya velocidad y espesor dependen del volumen de agua y la velocidad con que se introduzca, el ancho del tablero, su inclinación y la presencia de obstáculos que se opongan al flujo para suavizarlo. La velocidad de las capas líquidas dentro de la lámina de agua es nula en el fondo y va incrementándose progresivamente debido al aumento de la movilidad de las moléculas de agua, hasta alcanzar un máximo muy cerca de la superficie, donde la fricción del aire disminuye dicha movilidad.

Si el flujo es laminar, la velocidad de las capas líquidas no varía uniformemente con su distancia al tablero; al humedecerse el tablero, existen moléculas de agua que se aferran a él con apreciable tenacidad y debido a esto hay en el fondo una película de agua que permanece casi estática. Por encima de ella las capas líquidas van adquiriendo mayor movilidad hasta que las diferencias en las velocidades se deben a la viscosidad del agua, variando además por la temperatura.

Al introducir una mezcla de partículas de dos minerales por un punto en la superficie de una lámina, al cabo de un rato las partículas se distribuyen en la superficie del tablero, como se muestra en la figura 2.1; partiendo del punto de la alimentación, las primeras que se encuentran, aguas abajo, son las partículas finas del mineral más denso, después se encuentran las partículas gruesas de éste, mezcladas con las finas del mineral menos denso y las más alejadas del punto de alimentación serán las partículas gruesas del mineral menos denso. Esta distribución de partículas es la consecuencia de la intervención de la fuerza de arrastre del agua y la velocidad de caída de partículas, es decir, la gravedad, la forma, la dimensión, densidad, la

inercia, inclinación del tablero y el roce de las partículas contra la superficie del tablero.

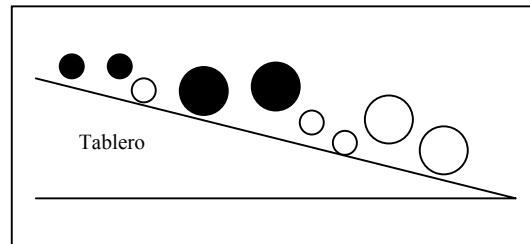


Figura 2.1. Distribución de las partículas en la superficie del tablero inclinado.

2.3.2.- Equipos

Los equipos empleados para la concentración gravimétrica en mesas y canales o por corrientes de tipo fluvial, se pueden dividir en fijos y móviles, según la superficie sobre la cual se efectúa la concentración, esté inmóvil o dotada de movimiento mientras aquella se realiza, tal como se puede apreciar en la tabla 2.1.

A estos equipos es frecuente colocarles obstáculos sobre la superficie, para mejorar su funcionamiento o capacidad, mediante la generación de turbulencia. De esta forma se aprovecha el fenómeno en que las partículas que arrastra el flujo sobre el fondo de la mesa o canal dan saltos, que son mayores cuando el peso específico de la partícula es más bajo, éstos se producen como consecuencia del contacto de cada partícula con el fondo o con otra, al ser desviada hacia arriba dentro del flujo.

Cuando las partículas son ligeras, la aceleración hacia abajo es pequeña y tarda cierto tiempo en descender hasta el fondo del tablero. Cuando la densidad de la partícula es elevada, la aceleración hacia abajo es mayor, permitiendo que éstas lleguen al fondo mucho más rápido. En consecuencia las partículas grandes y ligeras,

darán unos saltos mayores, recorriendo la superficie de concentración a niveles de flujo más altos y se moverán con mayor velocidad que las partículas más pequeñas y pesadas, las cuales se encuentran en niveles de flujo bajos.

Esto implica que dichos equipos de concentración pueden clasificarse como equipos de superficie lisa o con obstáculos (rugosa), donde también se incluyen los que poseen obstáculos en el fondo de la superficie.

Equipos de superficie inmóvil	Equipos de superficie móvil
Mesa basculante	Batea
Rumbo	Suruca
Espiral Humphreys	Cuna
Mesa de pana	Mesa de sacudidas Wilfley
Reolavador	Mesa sin fin
Canal o saetín	Concentrador Knelson

Tabla 2.1. Clasificación de equipos de Concentración Gravimétrica.

El trabajo de investigación, contempla el empleo de dos equipos para la concentración del oro que se encuentra en el material proveniente de la laguna de colas de ASOCIMICORRE; la Mesa Wilfley como equipo de desbaste y el Concentrador Knelson como equipo de limpieza. Estos equipos serán descritos más detalladamente en los capítulos siguientes, señalando su descripción técnica, principios de operación, variables de control y aplicaciones de los mismos.

CAPÍTULO III

DESCRIPCIÓN TÉCNICA Y FUNCIONAMIENTO DE EQUIPOS

3.1.- MESA WILFLEY

3.1.1.- Principio de Operación

La Mesa Wilfley o mejor conocida como Mesa de Sacudidas, es un equipo de trabajo continuo que separa eficazmente minerales densos, finos, de ligeros gruesos. Este equipo consiste principalmente de un tablero rectangular o romboidal, inclinado transversalmente, que se mueve en dirección longitudinal de manera alternativa, en un sentido y en el opuesto gracias a un mecanismo de accionamiento que invierte el movimiento con mayor rapidez al final del avance que del retroceso. El tablero está provisto de una serie de listones o resaltos, que generalmente son paralelos entre sí y a su vez a la dirección de las sacudidas, dejando entre dos obstáculos consecutivos un canal, cuya altura es considerablemente pequeña y que va disminuyendo desde el extremo por donde se acciona el aparato o punto de alimentación de material, hacia el opuesto o punto de salida del material procesado.

Estos listones pueden estar colocados en forma distinta de cómo fue antes mencionado, pues sus dimensiones, separación y disposición varía en los diferentes modelos de mesas, ya sea ésta de tipo Standard, para producto final o del tipo Rougher; lo mismo que el material del cual están hechos. Así, por ejemplo, hay listones de madera, goma, aluminio, entre otros, destacándose en la actualidad los elaborados de materiales sintéticos de alta resistencia a la abrasión y durabilidad; los hay paralelos al borde inferior o formando ángulo con él, a favor o contra la pendiente, etc. El tablero, por su parte, puede estar cubierto con linóleo, goma o materiales parecidos y ser un solo plano o no.

A lo largo del borde superior del tablero existe un distribuidor de agua de lavado, con dispositivos que permiten regular el reparto de la misma; sumando a esto el control del caudal y la inclinación del tablero, se logra graduar la intensidad de la corriente transversal de agua.

Los productos se recolectan en canales paralelos a los bordes de la mesa; dichos canales están provistos de tabiques transversales, que permiten recuperar el concentrado, mixtos y estériles por separado.

La inclinación del tablero se puede variar, desde la posición horizontal hasta obtener una pendiente de 12° y con ello modificar las condiciones en que se efectúa la separación. La alimentación ingresa al equipo por la esquina superior próxima al punto de accionamiento, en forma de pulpa diluida aproximadamente en una relación de 3:1. Dicha pulpa, que en volumen tiene aproximadamente 90% de agua, pasa sobre los listones con máxima velocidad y espesor mínimo, depositando en los canales el material que transporta.

Al quedar las partículas del género retenidas en los canales o cajetines, se inicia su estratificación por densidad y tamaño, proceso que se perfecciona mientras se desplazan longitudinalmente. Bajo la acción de las sacudidas las partículas más pequeñas del mineral más denso, descienden entre las demás hasta llegar a la superficie del tablero; por otro lado, las partículas más grandes del mineral menos denso, no pueden penetrar el lecho mineral quedando retenidas encima de él, siendo luego arrastradas por el agua de lavado. Finalmente, los mixtos por su densidad, son retenidos en la parte media del lecho mineral.

Las partículas densas que han llegado al tablero están oprimidas contra él por el peso de las situadas encima, es decir, con una fuerza superior al peso propio. Debido a esto, son las que más avanzan en dirección de las sacudidas del tablero, cuando éste se desplaza longitudinalmente accionado por el mecanismo del equipo, quedando libres al retroceder el mismo, siendo las primeras en resbalar. Las

partículas situadas sobre la capa inferior, a pesar de estar más sueltas, avanzan más despacio por estar afectadas por la fuerza del agua de lavado y presentar menor inercia.

Debido a que los listones decrecen en altura, longitudinalmente, las partículas que forman la capa superior, se encuentran desprotegidas por el listón inferior del canal donde se desplazan, y son barridas por el agua de lavado, pasando al canal o cajetín inmediato inferior. Esto se repite de un cajetín a otro, hasta que las partículas abandonan el tablero por el borde inferior.

La distancia longitudinal, desde el lado de alimentación hasta el punto en que una partícula determinada abandona el tablero, varía con el tiempo que tarda en descender, es decir, en recorrerlo transversalmente, produciendo en consecuencia una distribución del género en forma de abanico, fundamentado en las densidades de los minerales (figura 3.1.). El ancho de las bandas que se forman de concentrados, mixtos y estériles serán inversamente proporcional a la inclinación del tablero y a la cantidad de agua de lavado, y directamente proporcional a la distancia recorrida.

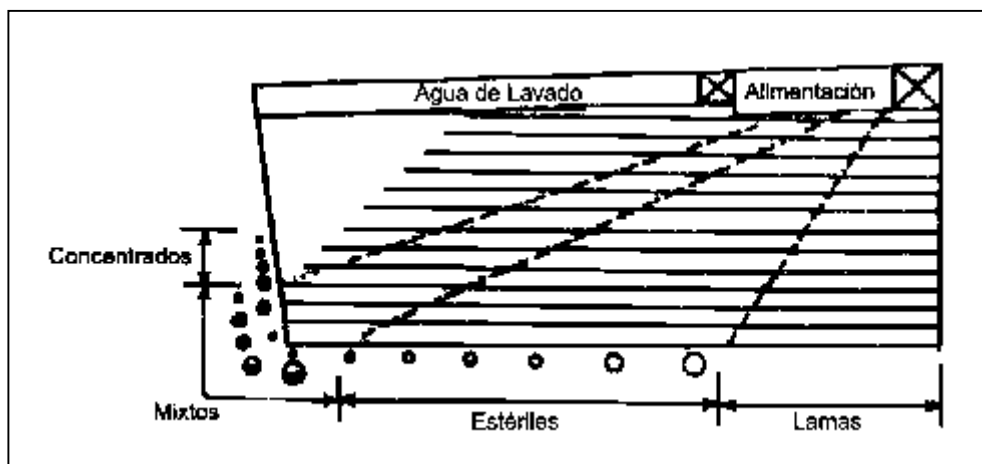


Figura 3.1.- Distribución del género en la Mesa Wilfley.

Por lo antes expuesto, conviene que el espesor de pulpa en los cajetines sea pequeño, a fin de que los mixtos y estériles se desplacen sin dificultad, ascendiendo a los estratos superiores, logrando así que el recorrido del género sea suficientemente largo. De esta forma se obtiene una óptima estratificación antes de que actúe el agua de lavado.

El movimiento alternativo del tablero no es uniforme; la longitud y energía de su recorrido varía ampliamente. Hacia adelante la aceleración es más suave, para que la partícula no pierda adherencia y el tablero le comunique la energía cinética necesaria. En cambio, el retroceso es más brusco, permitiendo que las partículas continúen hacia adelante por inercia, resbalando hasta consumir su energía cinética. Cuanto más finas las partículas en la alimentación, más corto debe ser el recorrido del tablero y mayor el número de sacudidas por minuto. Cuanto más lento descienda la partícula sobre el tablero, en el sentido de su pendiente, mayor será el desplazamiento longitudinal.

El tamaño del género con que se puede alimentar las mesas depende de la diferencia de densidades que exista entre la ganga y el mineral útil; si esta diferencia es suficiente, el mineral está liberado y la alimentación ha sido adicionalmente clasificada por isodromía, se pueden tratar en ellas géneros desde 10 mm (3/8") hasta la malla 270 (0,053 mm) de la serie USA y especificación A.S.T.M. Sin embargo, el tamaño máximo de partícula que se puede tratar en una mesa determinada depende de sus cajetines, pues no se debe alimentar con partículas mayores que la altura de sus listones o que la tercera parte de la separación entre estos.

La forma de las partículas puede ayudar o entorpecer la concentración, por ejemplo, si se tratan partículas laminares, éstas pueden llegar hasta el extremo por donde descarga el concentrado, avanzando incluso por la parte del tablero donde no hay listones, quedando desprotegidas contra la fuerza transversal de arrastre del agua de lavado.

3.1.2.- Descripción Técnica de la Mesa Wilfley (modelo 13A)

La Mesa de Sacudidas o Mesa Wilfley, utilizada en este trabajo de investigación es la mesa modelo 13A Standard, fabricada por CARPCO, Inc. Jacksonville, Florida U.S.A. Este equipo consta de una serie de partes o componentes que pueden ser clasificados de la forma siguiente (figura 3.2):

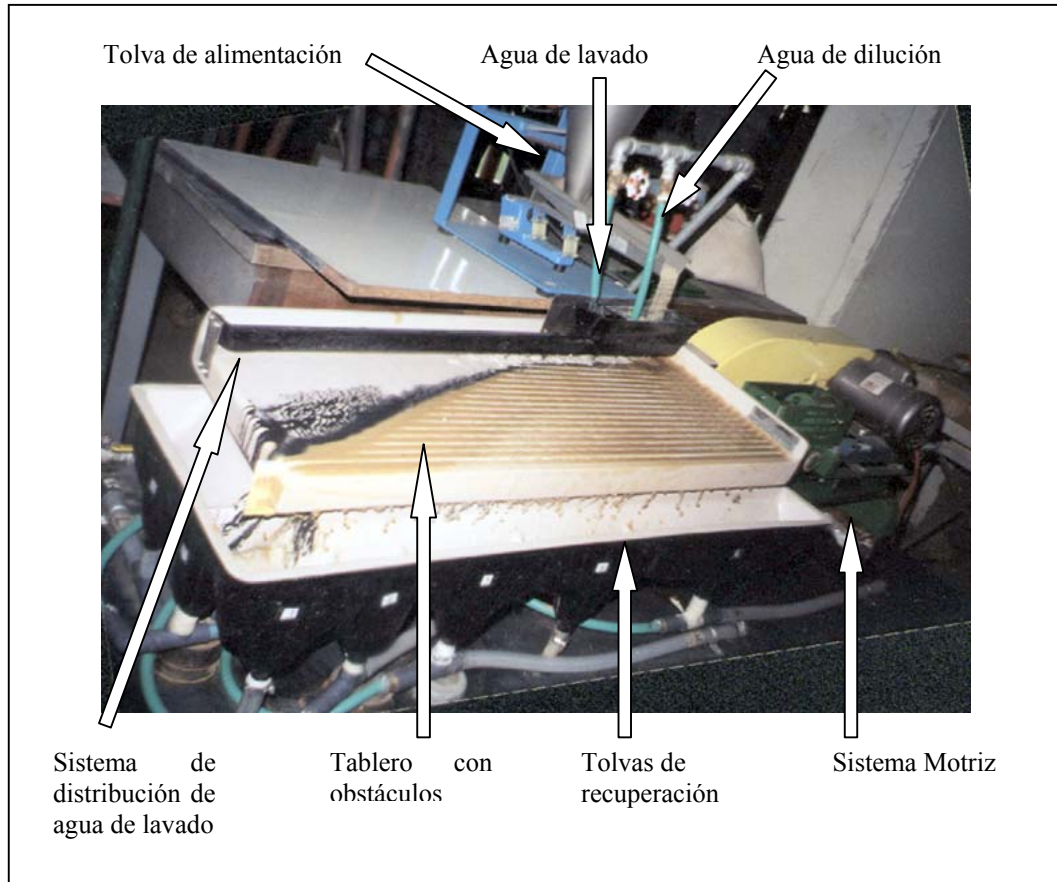


Figura 3.2. Principales componentes de la Mesa Wilfley modelo 13A

- 1) *Sistema motriz:* El sistema motriz está conformado por un motor eléctrico, con una alimentación de 120 voltios y 60 Hz, con una fuerza de 1/3 HP, marca Baldor; el cual mediante una polea y una correa transmiten el torque requerido para el cabezal, convirtiendo la rotación suministrada en solo desplazamiento de traslación y retorno para el tablero (figura 3.3 y 3.4).

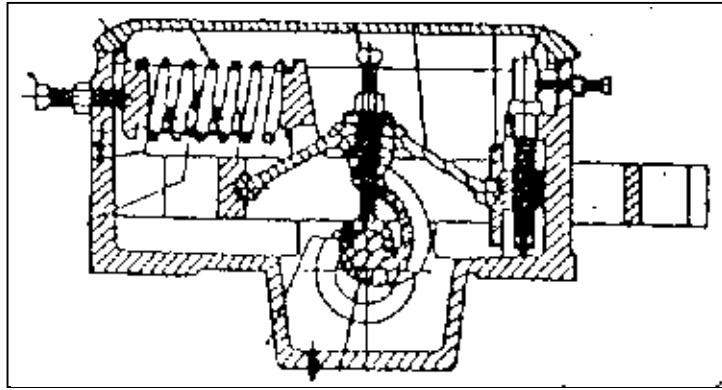


Figura 3.3. Cabezal de movimiento.

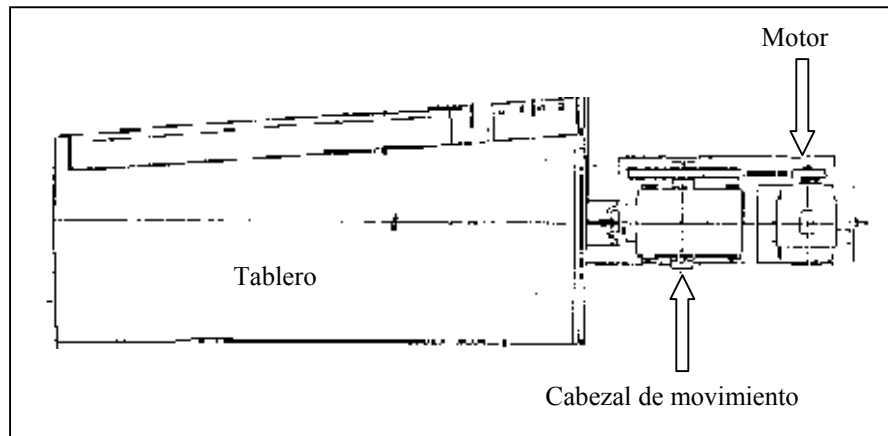


Figura 3.4. Disposición del motor y cabezal de movimiento.

- 2) *Tolvas de recuperación*: La mesa Wilfley modelo 13A consta de siete tolvas para la recuperación del material que sale del tablero, ya sea por efecto del agua de lavado o por las sacudidas. Estas tolvas envían el material recuperado a los receptáculos que se encuentran debajo del equipo, diferenciándolo según su lugar de salida del tablero y su riqueza. Dependiendo directamente del tipo de material que se desee concentrar, existen tolvas de recuperación de estériles, mixtos y concentrados (figura 3.5).

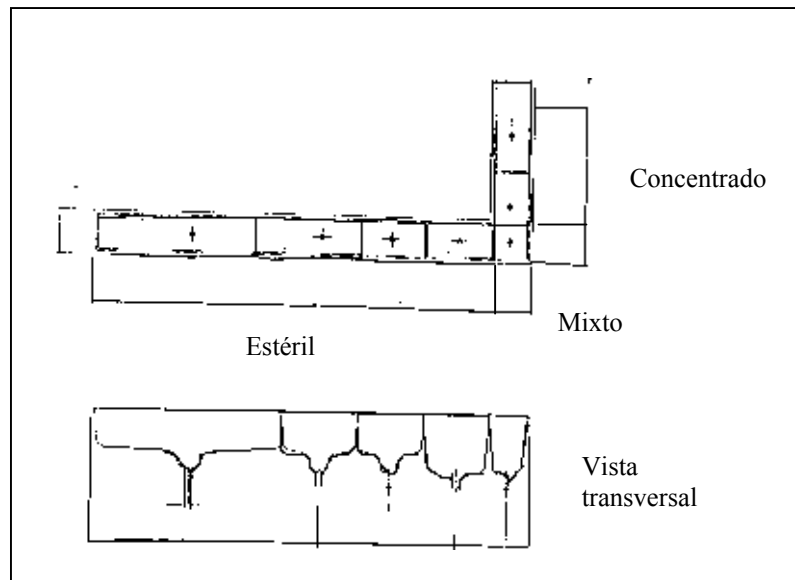


Figura 3.5. Tolvas de recuperación.

- 3) *Sistema de agua:* El sistema de agua en la Mesa Wilfley modelo 13A se subdivide en dos tipos de suministros: suministro de agua de dilución de pulpa y suministro de agua de lavado. El primero, es el que proporciona el volumen de agua requerido para alcanzar la dilución de la pulpa deseada, el cual puede ser regulado mediante una llave de paso. El segundo, permite ayudar a la separación del género que pasa por el tablero conjuntamente con la inercia que se aplica luego del brusco retroceso del mismo; éste posee además un dispositivo de distribución, que reparte a lo largo del tablero el agua de lavado. Para que el sistema de agua opere sin ningún tipo de inconveniente, se debe garantizar un caudal mínimo de 25 lts/min.
- 4) *Tablero:* Esta parte del equipo se encuentra elaborada en fibra de vidrio, proporcionando una superficie resistente al agua y a la abrasión, además de tener una superficie lisa que permite el paso libre de las partículas sobre el mismo. Para la Mesa Wilfley modelo 13A, el tablero presenta las siguientes dimensiones: 100 cm de longitud, 50 cm de ancho en su lado más angosto y 61 cm de ancho en su lado más amplio o en el lado de alimentación. Los

obstáculos están elaborados del mismo material que el tablero y están dispuestos paralelamente al extremo de salida del estéril.

La Mesa Wilfley modelo 13A requiere de tres bases para el anclaje de la misma a la superficie inmóvil y las dimensiones generales que presenta, son las siguientes (tabla 3.1):

Tabla 3.1. Dimensiones generales, Mesa Wilfley.

Descripción	Pulgadas	Centímetros
Longitud total	72	182.9
Ancho total	18	45.7
Altura total	17	43.2
Separación entre bases	25	63.5

3.1.3.- Variables de Control de la Mesa Wilfley

Existen variables que pueden afectar el proceso de concentración en la Mesa Wilfley. Algunas de éstas no pueden controlarse con facilidad en un equipo ya adquirido, tales como: la forma de distribución de la alimentación, la disposición de los listones, entre otras. En contraposición, existen otras variables que sí pueden ser reguladas como son: el número de sacudidas por minuto, la amplitud del recorrido, la inclinación del tablero y el caudal de agua de lavado. Es recomendable corregir las variaciones que se produzcan durante la marcha del equipo, el agua de lavado y la inclinación del tablero. Lo más frecuente es variar, en primer término, la cantidad de agua de lavado hasta que se obtenga un concentrado limpio y después ajustar la inclinación, obteniendo así las bandas de concentrados, mixtos y estériles, suficientemente extendidas sobre el tablero.

En una sola operación se puede obtener un concentrado limpio y un rechazo o estéril, pero para ello sería preciso sacrificar capacidad, por lo que suele ser preferible trabajar en serie, dedicando las primeras mesas al desbaste; en ellas el producto definitivo serían las colas, limpiando el concentrado en las mesas siguientes.

3.1.4.- Aplicación de la Mesa Wilfley

La mesa Wilfley o de sacudidas se emplea por lo general, para tratar las arenas que resultan demasiado finas para las cribas hidráulicas o para concentrar aquellas menas que no son aptas para la flotación. Su campo principal de aplicación se encuentra en el tratamiento de la casiterita, de las menas y piritas auríferas, de la barita, no siendo apropiadas para los minerales deleznales, los óxidos pulverulentos y los materiales ligeros en laminillas.

Una aplicación interesante de las mesas de sacudidas, es destinarlas a controlar los resultados de la concentración de sulfuros por flotación. En este caso se envía a una mesa "piloto" parte del producto, concentrado o estéril, que se quiere controlar y por el aspecto del género sobre la mesa se puede juzgar, aproximadamente, por su tenor, debido a que los minerales que se tratan, por ejemplo, galena, pirita y cuarzo, muestran colores muy diferentes. Este equipo todavía tiene un uso muy importante en la limpieza del carbón mineral, tratando típicamente materiales comprendidos nominalmente entre 1 y 6 mm; en el caso de la concentración de minerales pesados no sulfurosos como son la casiterita, scheelita y el oro; es muy importante tomar en cuenta que la recuperación de estos desciende considerablemente por debajo de 0,075 mm o tamiz de malla 200 (y a tamaños mayores tratándose de minerales menos densos).

3.2.- CONCENTRADOR KNELSON

3.2.1.- Antecedentes

El concentrador Knelson (KC) fue diseñado por Byron Knelson en el año 1978, siendo éste concebido originalmente para la recuperación del oro fino contenido en el material aluvional del Río Fraser en Columbia Británica, provincia que se encuentra en el oeste de Canadá; el oro que era poco posible de recuperar mediante las operaciones convencionales de concentración para este material aluvional, fue posible recuperarlo gracias a la aparición del Concentrador Knelson, permitiendo entonces que a partir del año 1980, la empresa canadiense Knelson Concentrators fuese la pionera en la investigación, diseño y desarrollo del equipo que reúne la más sofisticada tecnología que permite la separación de materiales mediante la fuerza centrífuga.

El principal uso que se le ha dado al Concentrador Knelson, es el de recuperar el oro contenido en material aluvional y actualmente se encuentra en uso en muchas empresas alrededor del mundo, incursionando en otras áreas de recuperación como: recuperación primaria de oro en los circuitos de molienda de minas de veta, recuperación de oro de concentrados de flotación, en la recuperación de oro como subproductos de circuitos de molienda de minas metálicas (Cu, Fe, entre otros), en la recuperación de oro en retratamientos de colas de minas de placer, en la recuperación de oro en preconcentrados para elevar su ley y en la recuperación de otros minerales que presentan una elevada gravedad específica, como son el platino, plata y mercurio; demostrando la gran versatilidad que posee este equipo para la recuperación de minerales que poseen una muy baja concentración y dimensiones muy reducidas como para ser concentrados por los equipos convencionales.

3.2.2.- Descripción del Concentrador Knelson 3" (KC 3")

El Concentrador Knelson, utilizado en este trabajo de investigación, posee un diámetro máximo de cono de concentración de 3" (7,62 cm), por tal motivo se le denomina KC 3". Este equipo consta de una serie de partes o componentes que pueden ser agrupadas en cinco sistemas, los cuales se describen a continuación:

- 1) *Sistema de admisión de agua de fluidización*: éste se encuentra integrado por una tubería estática de 1,905 cm ($\frac{3}{4}$ ") de diámetro, un filtro de agua que está conformado por una rejilla metálica malla 50 que no permite el paso de partículas que puedan tapar los orificios del cono de concentración y un conjunto rotor que permite transferir el agua desde la tubería estática hasta la cámara de concentración (figura 3.6).

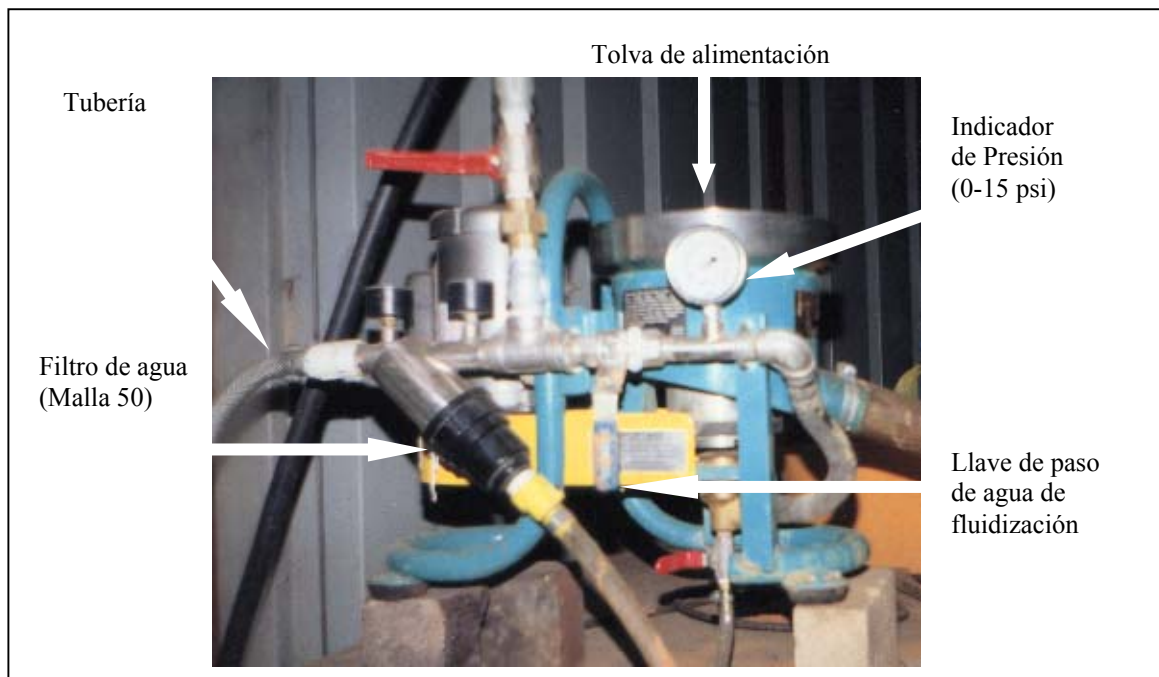


Figura 3.6. Sistema de admisión de agua de fluidización KC 3"

- 2) *Sistema de alimentación*: está conformado por un tamiz malla 10, una tolva de alimentación y un tubo estacionario de alimentación que permite la entrada de la pulpa al cono de concentración.
- 3) *Cámara de presión*: integrada por una taza metálica rotatoria desde donde se inyecta el agua de fluidización al cono de concentración.
- 4) *Cámara de concentración*: conformada por un cono perforado que contiene cinco anillos a lo largo de la pared interna, el cual está fijado en el conjunto rotor de la cámara de presión mediante un anillo de seguridad, que rotan en conjunto a 1.200 revoluciones por minuto (1.200 rpm ó 125,663 radianes por segundo) (figura 3.8 y 3.9).



Figura 3.7. Cámara de concentración.

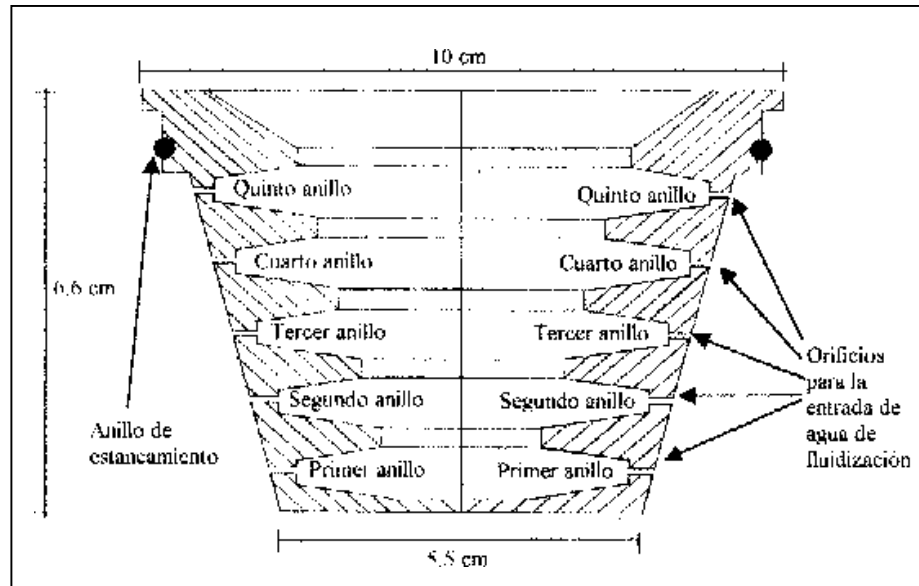


Figura 3.8. Cono de concentración Concentrador Knelson 3". Tomado de García, M. (1999).

3.2.3.- Principios de Operación del Concentrador Knelson

El Concentrador Knelson es un sistema de recuperación gravimétrica, el cual opera basado en dos principios fundamentales: una fuerza centrífuga que logra multiplicar los efectos de la fuerza gravitacional y la fluidización del material alimentado, donde la velocidad de asentamiento de una partícula se equilibra con un fluido que es inyectado en contra corriente a una velocidad igual (figura 3.10).

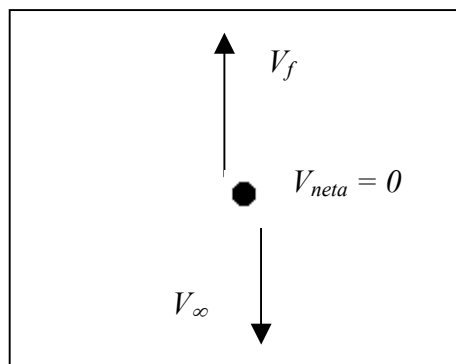


Figura 3.9. Clasificador de lecho fluidizado. Tomado de García, M. (1999).

La fuerza centrífuga se aplica con el propósito de vencer la resistencia del fluido y agilizar el proceso de sedimentación de las partículas finas. El proceso de fluidización se emplea para evitar la compactación del lecho de partículas por la fuerza centrífuga y permitir, de esta manera, la clasificación de las partículas de acuerdo a su peso específico y tamaño, manteniéndose éstas en un estado de fluidez, lográndose así la concentración de los minerales pesados.

La cámara de concentración rota a 1.200 rpm (revoluciones por minuto), generándose una fuerza centrífuga (como se muestra en la figura 3.11, donde F_c , es la fuerza centrífuga, F_d es el empuje o fuerza de flotación y F_b , es la resistencia del fluido) de hasta $601,65 \text{ m/seg}^2$ (aproximadamente 61,33 veces la aceleración de gravedad) en el anillo más grande. Las partículas pesadas (mayor densidad y/o mayor tamaño) son proyectadas contra las paredes y atrapadas entre los anillos, mientras que las más livianas (densidad menor y/o menor tamaño) son arrastradas hacia afuera por el flujo de agua.

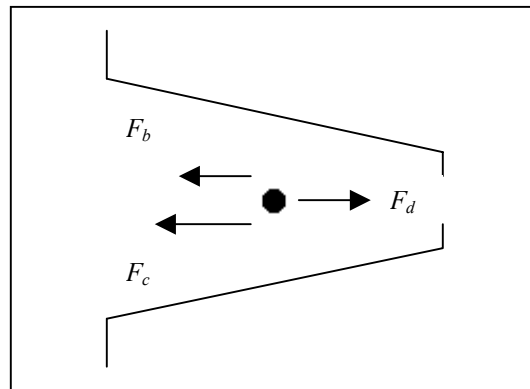


Figura 3.10. Diagrama de fuerzas que actúan sobre una partícula sometida al proceso de fluidización en el Concentrador Knelson 3". Tomado de García, M. (1999).

La alimentación de la pulpa al cono de concentración se realiza por el tubo estacionario de alimentación, el cual le permite a las partículas entrar al primer anillo de concentración; aquellas que tengan velocidad terminal menor a la velocidad del fluido serán arrastradas hacia fuera de este (al segundo anillo). Una vez, que una partícula se encuentre en el segundo anillo, si la velocidad terminal de ella es menor

que la velocidad del fluido en este anillo, será arrastrada al tercer anillo. El proceso continúa hasta que las partículas que lleguen al quinto anillo y no alcancen una velocidad terminal mayor a la velocidad del fluido en este anillo sean arrastradas y descargadas al derrame como desechos (colas).

Al entrar la alimentación en el lecho fluidizado, no todas las partículas tendrán la masa suficiente para abrirse paso contra la corriente de agua y por ello, como se muestra en la figura 3.12, en una sección transversal, habrán partículas que se desplazan en contra de la corriente, otras que son arrastradas por la corriente y algunas que están en un relativo equilibrio, que eventualmente se ubicarán desde la cámara de concentración hasta el punto de derrame y tendrán la misma probabilidad de asentarse o derramarse.

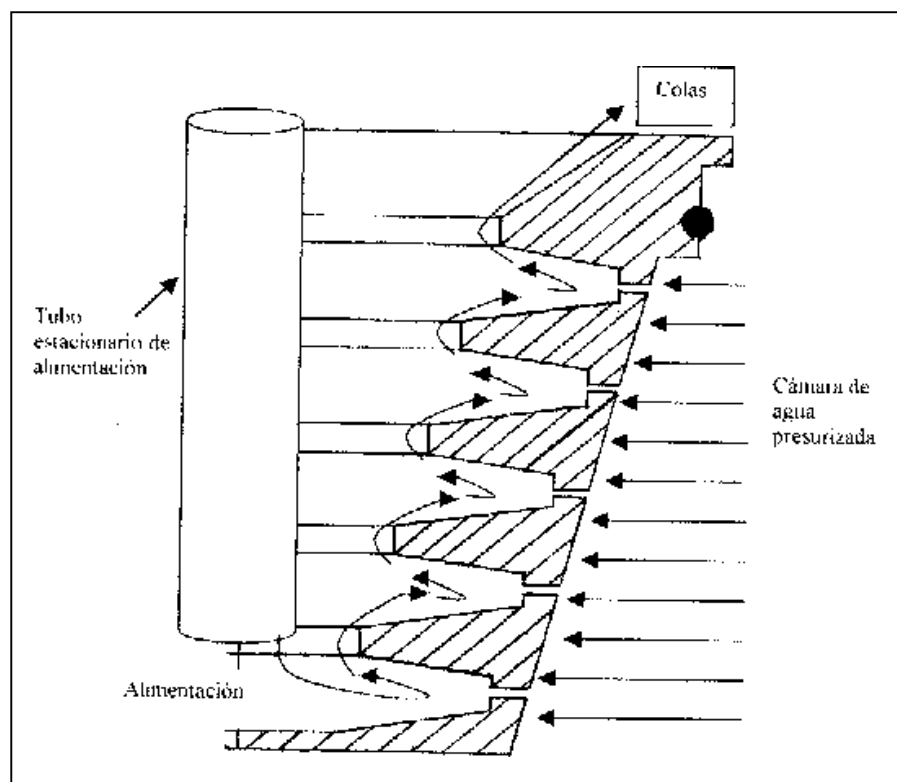


Figura 3.11. Comportamiento de las partículas en la cámara de concentración del Concentrador Knelson 3". Tomado de García, M. (1999).

Idealmente, cualquier partícula que tenga una velocidad de asentamiento menor que la velocidad del fluido será arrastrada hacia afuera en el derrame. Cualquier partícula que tenga una velocidad de asentamiento mayor que la del fluido, entrará a la cámara de concentración. Teóricamente, el Concentrador Knelson como concentrador de lecho fluidizado debe producir una separación esencialmente perfecta; en la práctica no sucede así, porque la velocidad del líquido a través de los huecos no es constante debido a las corrientes turbulentas del agua al salir por los orificios, que se inicia por la dispersión deficiente del agua a presión o por la energía de la corriente de alimentación.

CAPÍTULO IV

DESARROLLO EXPERIMENTAL

4.1.- METODOLOGÍA

El desarrollo del trabajo experimental requiere del cumplimiento de una metodología, a fin de garantizar unos resultados fidedignos y que a su vez sean representativos para cada una de las muestras estudiadas, ejecutándose bajo los siguientes pasos y apreciándose más fácilmente mediante la figura 4.1, donde se esquematiza la metodología empleada.

- a) Preparación de la muestra.
- b) Homogenización.
- c) Caracterización.
- d) Criterio de concentración.
- e) Clasificación dimensional.
- f) Ensayos de desbaste con la Mesa Wilfley.
- g) Ensayos de limpieza con el Concentrador Knelson.
- h) Análisis pirometalúrgico de concentrados del Concentrador Knelson.
- i) Análisis de resultados.

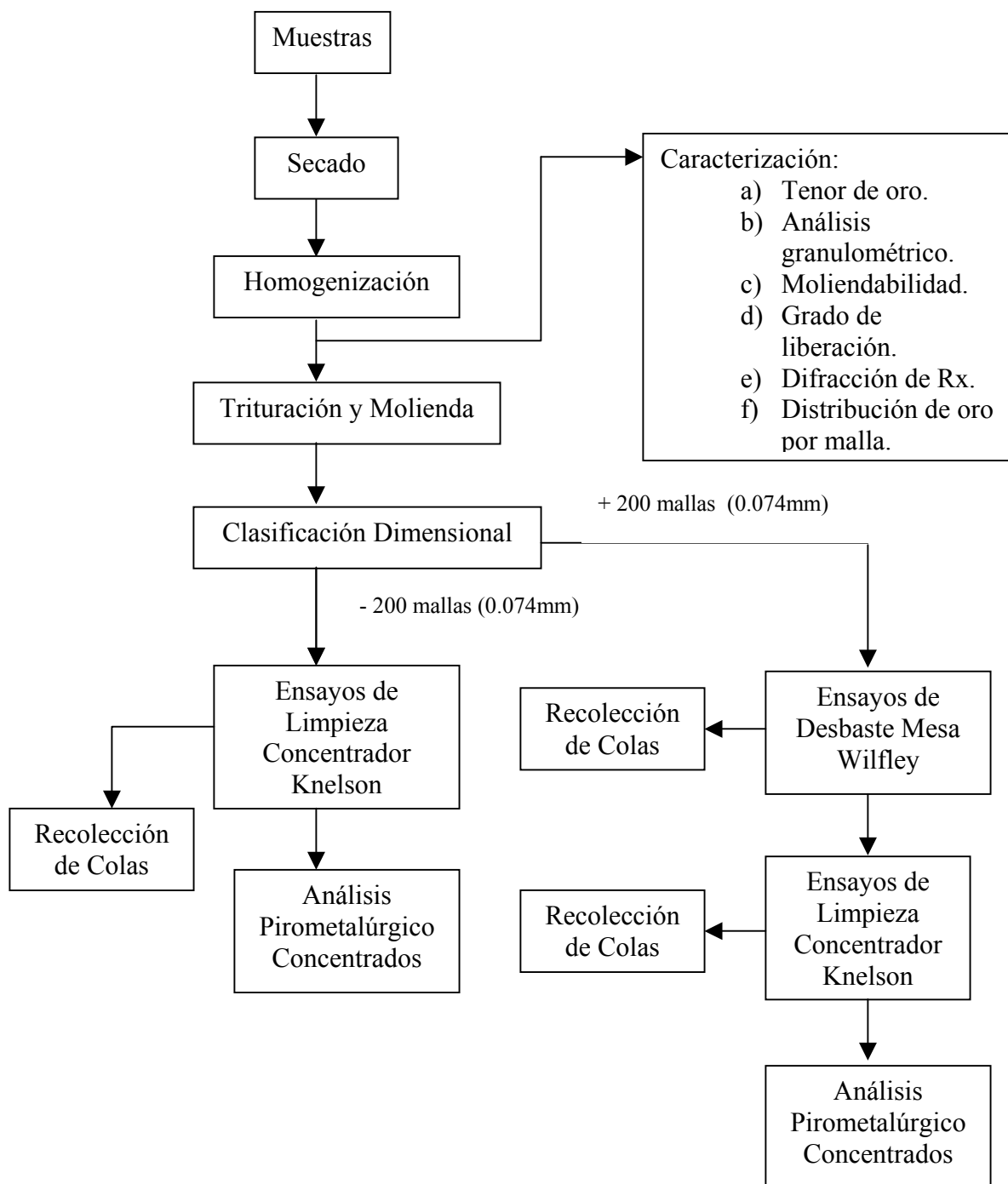


Figura 4.1. Flujograma de tratamiento de las muestras sometidas a concentración gravimétrica.

4.2.- DESCRIPCIÓN MACROSCÓPICA Y PREPARACIÓN DE LAS MUESTRAS

Las muestras recibidas en el laboratorio fueron objeto de una evaluación macroscópica; con el propósito de reconocer las características que pueden ser apreciadas visualmente en cada una de las muestras, tal y como fueron recibidas, permitiendo identificar la presencia de materia orgánica (rastros de vegetación), tamaño máximo de partícula y color.

Estas características por muestra, pueden ser apreciadas mediante la tabla 4.1:

Tabla 4.1. Características macroscópicas por muestra.

Muestra	Color	Tamaño Máximo de Partícula	Materia Orgánica
AC01	Marrón a rojizo	3 cm	Sí
AC02	Marrón	4 cm	Sí
AC03	Marrón	3 cm	No
AC04	Marrón claro	2,5 cm	Sí
VH01	Rojizo	3 cm	Sí
VH02	Marrón oscuro	2 cm	Sí
ET01	Marrón muy claro	3 cm	Sí
EV01	Marrón muy claro	1,5 cm	Sí
LL01	Marrón claro	2 cm	No
T01	Marrón claro a gris	1,5 cm	No

Las muestras recibidas fueron sometidas a un proceso de secado al ambiente, sobre una lona plástica para evitar la posible contaminación entre ellas y otros materiales, y además con el propósito de eliminar vestigios de humedad.

Una vez secas las muestras, se procedió a someter a las mismas a un roleo y cuarteo mediante el Cuarteador Jones, con el fin de homogenizar cada una de las muestras y obtener una fracción representativa para la ejecución de posteriores ensayos. Además, dados los tamaños de partículas conseguidos en la descripción antes realizada, donde se aprecian partículas mayores de 1,5 cm, se evidencia la necesidad de someter las muestras a trituración para disminuir éstas por debajo de la malla 10 (2 mm).

Se llevó a cabo una reducción de tamaño o trituración primaria en la machacadora de mandíbulas, equipo que presenta unas dimensiones en la boca de alimentación de 12 x 7,5 cm y una salida cerrada de 1,5 cm. El material luego de dicha trituración es recolectado, pasando seguidamente a una trituración secundaria, en unos cilindros trituradores de 24 cm de diámetro con salida a un tamaño a la malla 10 (2 mm). Trituradas las muestras separadamente, se estableció nuevamente un roleo y cuarteo sistemático para la obtención de las muestras representativas.

4.3.- CARACTERIZACIÓN DE LAS MUESTRAS

Una eficaz caracterización de las muestras, garantiza un conocimiento sobre las mismas, referente a sus características físicas, químicas y mineralógicas, dentro de las cuales se pueden destacar granulometría, composición de elementos químicos, moliendabilidad y grado de liberación de cada una de las muestras. Todas estas características propias de las muestras permiten afinar, con detalle, el programa de la investigación y regular, más estrictamente, el tratamiento de los minerales, con el propósito de aumentar considerablemente la eficiencia de la recuperación y así obtener el proceso óptimo de beneficio.

Esta caracterización se debe a que todos los cuerpos mineralizados no poseen características homogéneas, por lo que resulta algo común encontrar considerables

variaciones entre las muestras, exigiendo de parte del investigador modificar los parámetros de importancia dentro de los circuitos de beneficio mineral. Caracterizada la muestra detalladamente, ésta proporciona información muy valiosa dentro de las que podemos destacar las siguientes:

- a) Tamaño de partículas minerales.
- b) Grado de liberación de las partículas de interés económico.
- c) Propiedades físicas y químicas de los minerales de mayor importancia.
- d) Presencia de minerales de baja importancia económica.
- e) Posibles asociaciones mineralógicas.

4.3.1.- Tenor de Oro

El tenor de oro se determinó mediante ensayos docimásticos o análisis por vía seca, los cuales comprenden la separación cuantitativa y la determinación de metales en minerales y productos metalúrgicos, obtenido por la acción de reactivos sólidos apropiados a altas temperaturas. Este método es aplicado principalmente a la determinación de plata, oro, y algunos elementos del grupo del platino. El ensayo por vía seca consiste en cuatro etapas, *fusión al crisol*, *incuartación*, *copelación* y *parting*.

El proceso de fusión del crisol se conduce con la finalidad de formar dos lechos fundidos: un lecho de plomo, donde se reúnen los metales preciosos; y el otro de escorias, que absorbe todos los componentes restantes.

La separación y determinación del oro, por pirometalurgia, están basadas en sus nobles propiedades y en su gran aptitud para formar aleaciones con el plomo. El análisis del oro depende principalmente de:

- El alto grado de solubilidad del oro en plomo fundido y su completa insolubilidad en escorias.
- La marcada diferencia de peso específico entre los dos líquidos, plomo y escorias, que permite la completa separación del metal precioso aleado en el plomo.
- El hecho de que el plomo puede ser completamente eliminado de los metales preciosos por un cuidadoso control de fusión oxidante.
- La completa insolubilidad del oro en ácido nítrico diluido.

En la fusión existe la posibilidad de producir un número de líquidos separados, que no son miscibles, segregados en capas llamadas fases (figura 4.2), que son:

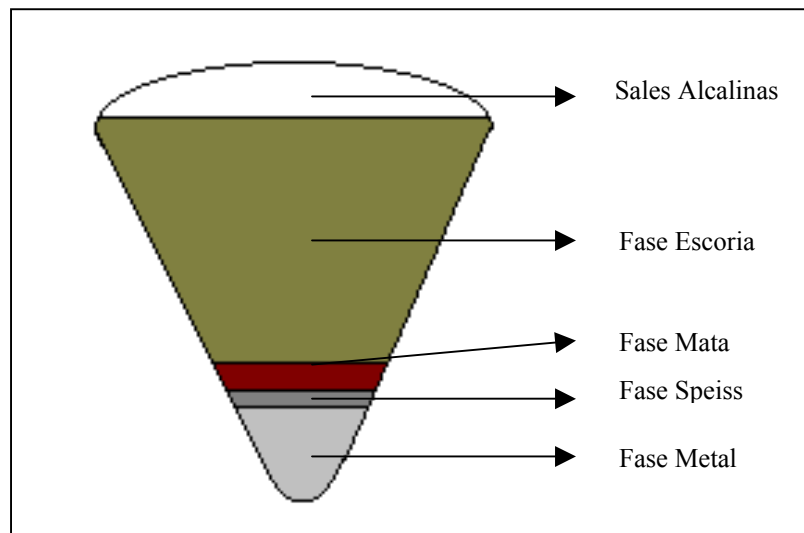


Figura 4.2. Productos finales de la fusión, por segregación.

➤ *Fase metal*: es un botón de plomo que colecta al oro. El botón de plomo es la fase más pesada (botón de cualquier ensayo de fusión).

➤ *Fase speiss*: Consiste de arseniuros y antimoniuros de hierro, cobalto, níquel o cobre. Es más pesado que la fase mata pero menos pesado que el botón de plomo, y será una capa intermedia entre el plomo y la fase mata, si las tres fases están presentes.

➤ *Fase mata*: Son mezclas de sulfuros fundidos, usualmente de hierro y cobre.

➤ *Fase escoria*: Consiste en óxidos metálicos y sílice o vidrio bórax, descansa sobre la mata, o si la mata y el speiss están ausentes descansará directamente sobre el botón.

➤ *Salas alcalinas*: Tales como cloruro, sulfato o cianuro de metales alcalinos.

En un ensayo de fusión la fase metálica es el único producto usable, la cual - debe producirse bajo las siguientes condiciones: pequeñas cantidades de impurezas, buena colección de los metales preciosos y tamaño adecuado del botón.

Los reactivos usados en los análisis por vía seca se clasifican en: fundentes ácidos, básicos y neutros; agentes oxidantes, agentes reductores, agentes sulfurantes, agentes desulfurantes, agentes colectores, agentes para cubrir y lavar; los cuales se mezclan en tipo y cantidad, de acuerdo al tipo de mena ácida o básica a ser tratada, dentro de los cuales los más empleados según el tipo y su función son los mostrados en la tabla 4.2:

Tabla 4.2. Reactivos para análisis por vía seca.

Tipo	Reactivo	Función
Fundente Ácido	Sílice	Arena cuarzosa finamente molida, se combina con los óxidos metálicos formando silicatos fácilmente fusibles.
Fundente Ácido (Bajo punto de fusión)	Bórax	Disuelve los componentes ácidos y básicos de la ganga de la mena formando boratos, también se combina con los óxidos metálicos.
Fundente Básico	Carbonato Sódico	Se combina con la sílice y la alúmina formando aluminatos y silicatos, forma también sulfuros y sulfatos alcalinos, actúa como medio desulfurante y oxidante.
Fundente Básico	Oxido de Plomo (Litargirio)	Actúa como agente desulfurante y oxidante, en presencia de un reductor produce plomo metálico aportando el plomo necesario para la concentración de los metales preciosos, se combina con la sílice para formar un silicato muy fusible.
Agente Reductor	Harina	Actúa como reductor y se emplea para reducir el plomo del litargirio usado como fundente.

La mezcla uniforme del mineral molido y los fundentes se cargan en el crisol de fusión, que es un crisol de tierra refractaria y de paredes lisas. Con el propósito de asegurar un *parting* completo, evitando además que se disgregue el botón de oro, se debe añadir una cierta cantidad de plata, *incuartación*, requiriéndose cuando menos, tres veces más de plata que el total de oro de la muestra, encontrándose ésta en una relación de 2:1 ó 3:1, con respecto a la cantidad de oro presente. Este proceso es conocido como Incuartación y es ejecutado con el fin de alear el oro

presente en la muestra con la plata añadida, debido a su afinidad para la formación de aleaciones conjuntamente con el plomo suministrado por el litargirio.

La incuartación puede realizarse antes de la fusión en el crisol o antes de la copelación, ejecutándose comúnmente antes de la fusión del crisol, a fin de asegurar una mejor distribución de la plata al instante de la formación de la aleación con el oro durante la fusión en el crisol.

Una vez cargados cada uno de los crisoles y añadida la plata (incuartación), estos se introducen en un horno que posee una temperatura aproximada de 1.200 °C, alcanzando progresivamente la fusión total al cabo de unos 40 a 50 minutos, durante el cual el plomo debe separarse completamente de la escoria fluida; se extrae el crisol del horno, descargando la masa fluida en lingoteras que previamente han sido calentadas (figura 4.3).



Figura 4.3. Descarga de material fundido en lingotera.

Una vez obtenido el botón de plomo con todo el oro colectado, se procede a una segunda fusión oxidante denominada copelación, el cual separa el oro y la plata del plomo. La copelación se lleva a cabo en cápsulas refractarias porosas denominadas copelas, las cuales son fabricadas de cenizas de hueso y cemento Pórtland; éstas poseen la facultad de absorber los óxidos producidos durante la fusión oxidante. Como el oro y la plata no se oxidan, quedan sobre la superficie cóncava de la copela, formando un botón metálico brillante (figura 4.4).



Figura 4.4. Proceso de copelación.

El resultado del proceso de copelación, es un botón o perla de oro y plata. Para determinar el oro es necesario un tratamiento posterior o *parting* con ácido nítrico para disolver la plata sin disgregar el oro, luego el oro es lavado, secado y recocido.

Una vez concluido el *parting*, el oro es pesado, para luego ser calculado el tenor del oro en la muestra estudiada. Los resultados obtenidos, al realizar este ensayo por vía seca para cada una de las muestras, pueden ser apreciados en la tabla 4.3.

Tabla 4.3. Tenor de oro por muestra.

Muestra	Tenor(gr Au/ton)
AC-01	8,900
AC-02	21,400
AC-03	13,900
AC-04	10,983
EV-01	15,000
T-01	22,833
ET-01	27,867
LL-01	6,050
VH-01	12,867
VH-02	10,867

Las muestras estudiadas presentan tenores de oro muy variables, llegando a alcanzar valores máximos de 272,867 gr Au / ton en la muestra ET01 y un mínimo de 6,050 gr Au / ton para la muestra LL01. Dichos tenores de oro demuestran el elevado potencial económico que representan las lagunas de colas de ASOCIMICORRE, permitiendo justificar la realización del presente estudio.

4.3.2.- Difracción de Rayos X

El análisis de difracción de rayos X permite conocer los componentes minerales presentes en una muestra e información semicuantitativa de la misma, la cual está expresada en porcentaje de dichos componentes. Este análisis aprovecha la propiedad intrínseca de todo átomo, en un cristal, de dispersar un haz de rayos X que incida sobre él. Los cristales poseen una estructura ordenada tridimensional con periodicidades características de identidad a lo largo de los ejes cristalográficos; cuando un haz de rayos X choca contra la distribución tridimensional, hace que los electrones que se encuentran en su trayectoria vibren con una frecuencia propia de la radiación X incidente. Estos electrones vibrantes, absorben parte de la energía

suministrada, actuando entonces como nuevos frentes de onda, dispersando esta energía como radiación X en la misma frecuencia.

Las ondas dispersadas interfieren destructivamente, pero en algunas direcciones específicas se refuerzan entre sí generando un efecto de dispersión que recibe el nombre de difracción. En el registro gráfico, las distancias relativas entre las crestas, es una medida única de las estructuras cristalinas de los minerales y es una medida de la distancia comprendida entre los átomos. Como el patrón de difracción es único para cada compuesto cristalino o mineral, su identificación se hace por referencia estándar de datos.

Los análisis de difracción de rayos X se realizaron en el Instituto de Ciencias de la Tierra, en el Laboratorio de Rayos X de la Facultad de Ciencias de la Universidad Central de Venezuela. El equipo con que se cuenta para realizar este análisis es un Difractómetro Siemens – Brukers AXS, modelo D8 – Advance, el cual permite realizar un barrido desde 2° hasta 90° (2θ), posee además un tubo de cobre (Cu, $K\alpha$ Cu = 1,540598) que suministra la radiación a la muestra en análisis y con una velocidad de goniómetro de $2^\circ/\text{minuto}$.

Se analizaron un total de dos muestras (AC01 y ET01), representadas por su muestra cabeza para la fracción de la alimentación pasante de las 100 mallas (0,150 mm) y retenido en las 200 mallas (0,074 mm). Para el difractograma de la muestra ET01 ver figura 4.5; difractograma de la muestra AC01 ver figura 4.6.

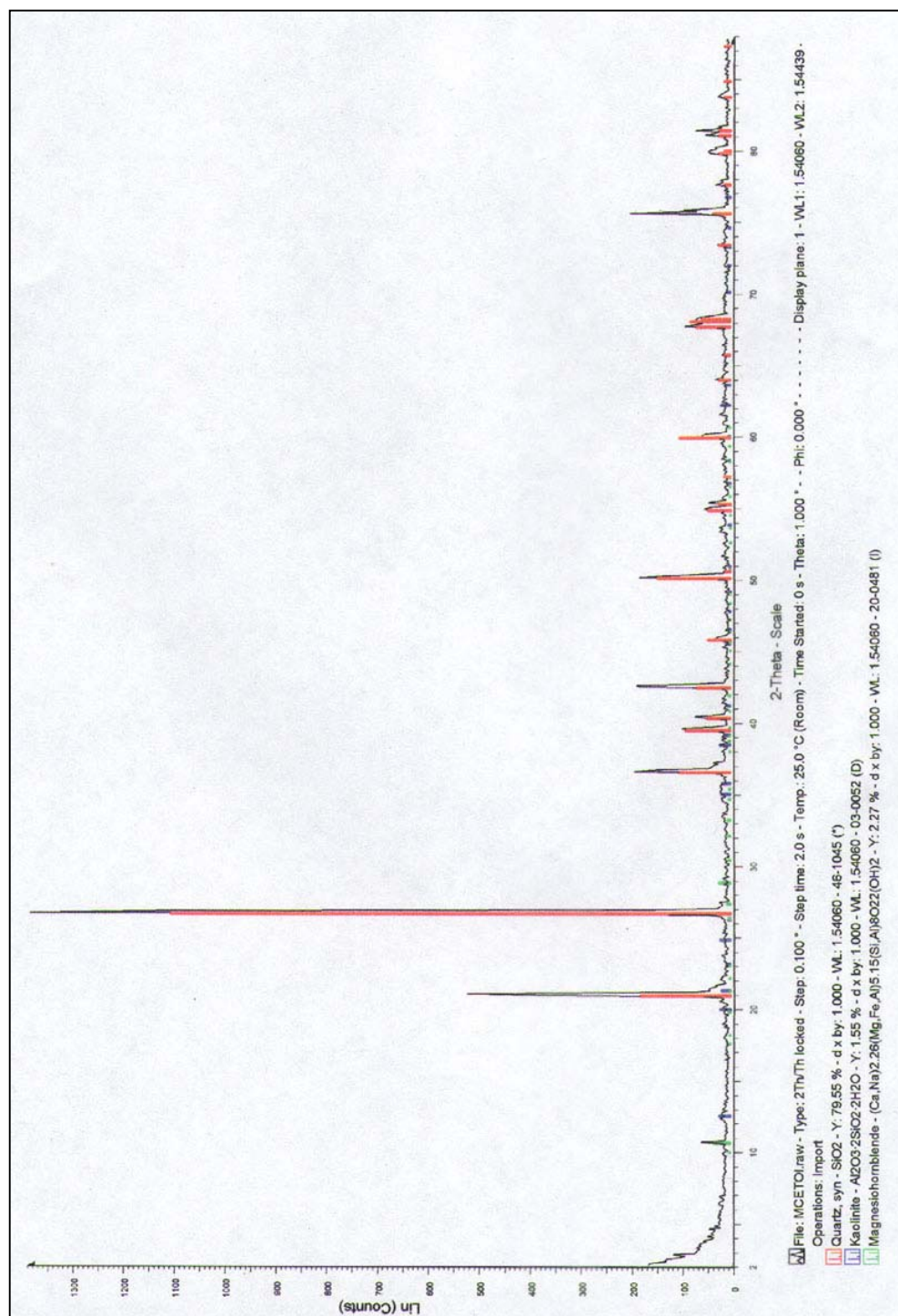


Figura 4.5. Difractograma muestra cabeza ET01.

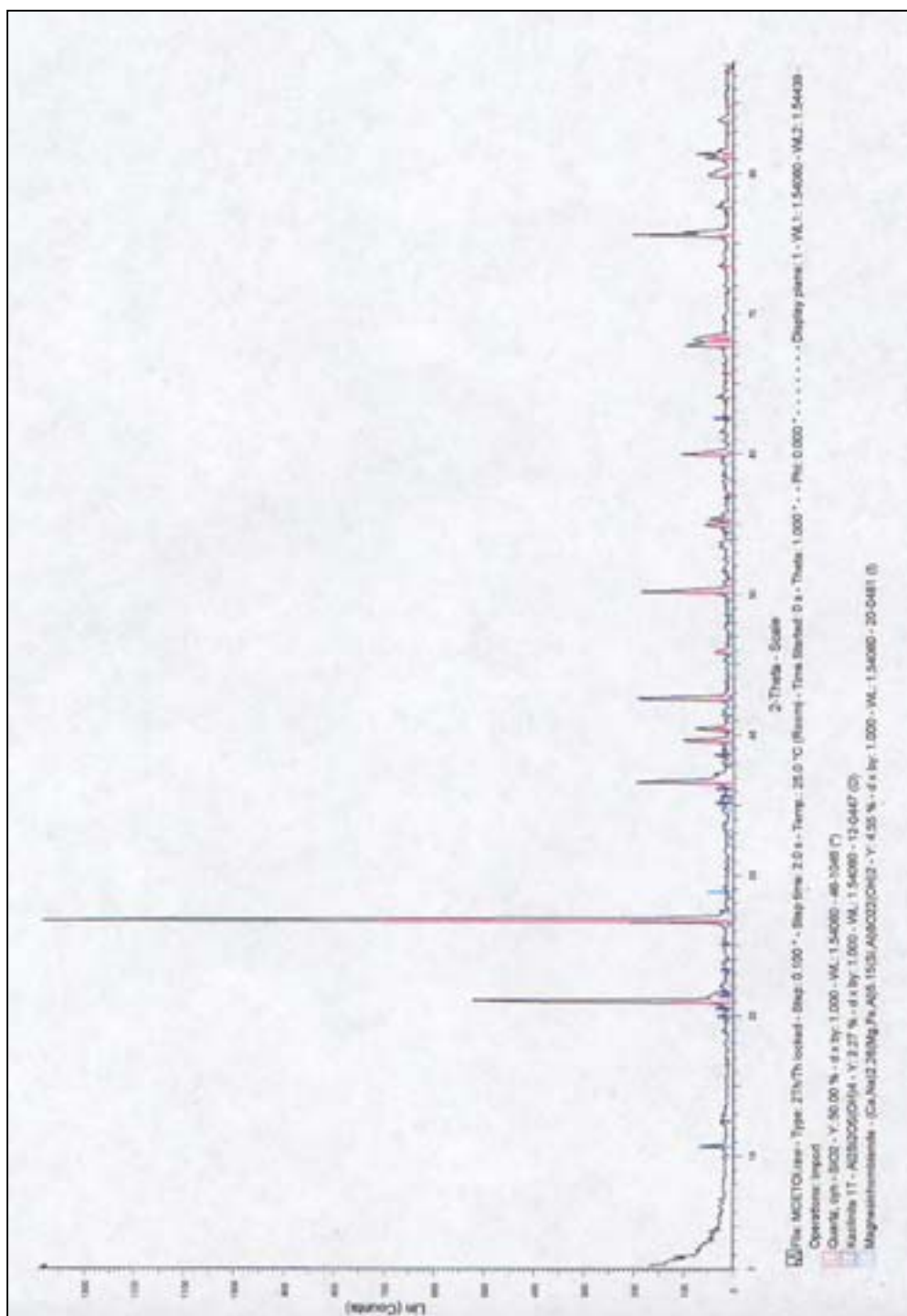


Figura 4.6. Difractograma muestra cabeza AC01.

En estos difractogramas de las muestras cabeza, se observa la presencia de Cuarzo como mineral mayoritario representando éste entre un 50% a un 80% de las mismas. Le siguen otros minerales como Kaolinita y Magnesiohornblenda como minerales presentes en menor relación, oscilando éstos entre un 2% y 5%, aproximadamente.

La presencia de Cuarzo tiende a opacar las trazas de otros minerales que se encuentran en menor relación dentro de la muestra, debido al efecto matriz de interferencia que éste genera. En los difractogramas para los concentrados de las muestras estudiadas, se exponen minerales adicionales, destacándose entre ellos la pirita aurífera, como mineral útil que asocia el oro presente. Por otra parte, estos indican la ausencia de oro libre.

4.3.3.- Criterio de Concentración

Para la concentración de una mena por gravedad, se requiere que exista una diferencia entre las densidades del mineral útil y la ganga y a su vez, que el útil se libere a un tamaño apropiado. El criterio de concentración permite establecer la relación isodrómica para el intervalo de Rittinger, la cual se encuentra expresada mediante la fórmula (4.1), si se concentra en agua:

$$n = \frac{\delta' - 1}{\delta - 1} \quad (4.1)$$

las densidades de los minerales que se desean separar son:

$$\delta' \text{ (Pirita)} = 5,0 \text{ g/cm}^3$$

$$\delta \text{ (Cuarzo)} = 2,65 - 2,66 \text{ gr/cm}^3$$

$$n = \frac{(5-1)}{(2,66-1)} = 2.41$$

Este resultado indica que la separación puede ser ejecutada en agua, unicamente a tamaños superiores a los finos, es decir, donde el útil se libere a tamaños superiores a las 100 mallas (0,150 mm).

4.3.4.- Análisis Granulométricos

El análisis granulométrico permite definir con detalle la distribución por tamaño de partícula de la muestra, estableciendo el comportamiento de la misma ante las diferentes clasificaciones por dimensiones de partículas seleccionados. El tamaño de la partícula es comúnmente empleado para el cálculo del grado de liberación del mineral de interés económico y como medida de control para el proceso de reducción de tamaño mediante la fragmentación.

Para los análisis granulométricos realizados, se empleó una masa representativa de cada una de las muestras, de un kilogramo (1 Kg), utilizando una serie normalizada de tamices de laboratorio marca Tyler o su equivalente en la serie ASTM, logrando determinar la distribución por tamaño de partículas. En tal sentido, se empleó una serie de tamices que estaba compuesta así, mallas 5/16 de pulgada, 4, 12, 50, 80, 100, 120 y 150 de la serie ASTM, recuperando nueve fracciones de la muestra cabeza alimentada. Además, este tamizado fue realizado en húmedo, garantizando que todo el material fino pasará a través de las mallas más finas y que éste a su vez fuese lo más completo posible.

El tamizado de las muestras se llevó acabo con la batería de tamices antes mencionada y colocada en el equipo Rot-Tap vibratorio, el cual transmite una corta y rápida rotación más una fuerte vibración, añadiendo a la muestra un flujo constante

de agua por un espacio de aproximadamente 15 minutos, tiempo que garantiza el tamizado total de la muestras.

Una vez tamizadas todas las muestras representativas, se obtuvieron los resultados que son expuestos en las tablas 4.4 a la 4.13 y representando gráficamente las curvas granulométricas en la figura 4.7 a la 4.16.

Tabla 4.4. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC01.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	22,6	22,6	77,4
4	4,76	13	35,6	64,4
12	1,68	17,32	52,92	47,08
50	0,297	23,65	76,57	23,43
80	0,177	5,6	82,17	17,83
100	0,149	0,59	82,76	17,24
120	0,125	1,57	84,33	15,67
150	0,105	1,11	85,44	14,56
<150	<0,105	14,56	100	0

Tabla 4.5. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC02.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	28,32	28,32	71,68
4	4,76	16,71	45,03	54,97
12	1,68	17,34	62,37	37,63
50	0,297	18,11	80,48	19,52
80	0,177	5,27	85,75	14,25
100	0,149	0,71	86,46	13,54
120	0,125	0,97	87,43	12,57
150	0,105	0,43	87,86	12,14
<150	<0,105	12,14	100	0

Tabla 4.6. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC03.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	14,74	14,74	85,26
4	4,76	10,79	25,53	74,47
12	1,68	17,41	42,94	57,06
50	0,297	31,28	74,22	25,78
80	0,177	8,38	82,6	17,4
100	0,149	1,23	83,83	16,17
120	0,125	1,36	85,19	14,81
150	0,105	0,52	85,71	14,29
<150	<0,105	14,29	100	0

Tabla 4.7. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra AC04.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	17,75	17,75	82,25
4	4,76	6,14	23,89	76,11
12	1,68	12,14	36,03	63,97
50	0,297	20,38	56,41	43,59
80	0,177	5,43	61,84	38,16
100	0,149	1,63	63,47	36,53
120	0,125	2,08	65,55	34,45
150	0,105	0,23	65,78	34,22
<150	<0,105	34,22	100	0

Tabla 4.8. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra VH01.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	11,86	11,86	88,14
4	4,76	7,68	19,54	80,46
12	1,68	11,31	30,85	69,15
50	0,297	12	42,85	57,15
80	0,177	3,03	45,88	54,12
100	0,149	1,07	46,95	53,05
120	0,125	0,87	47,82	52,18
150	0,105	0,66	48,48	51,52
<150	<0,105	51,52	100	0

Tabla 4.9. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra VH02.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	23,85	23,85	76,15
4	4,76	11,19	35,04	64,96
12	1,68	18,69	53,73	46,27
50	0,297	24,63	78,36	21,64
80	0,177	4,96	83,32	16,68
100	0,149	0,96	84,28	15,72
120	0,125	0,67	84,95	15,05
150	0,105	0,64	85,59	14,41
<150	<0,105	14,41	100	0

Tabla 4.10. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra ET01.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	27,22	27,22	72,78
4	4,76	8,78	36	64
12	1,68	12,85	48,85	51,15
50	0,297	17,83	66,68	33,32
80	0,177	2,56	69,24	30,76
100	0,149	0,52	69,76	30,24
120	0,125	0,67	70,43	29,57
150	0,105	0,16	70,59	29,41
<150	<0,105	29,41	100	0

Tabla 4.11. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra EV01.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	19,53	19,53	80,47
4	4,76	11,84	31,37	68,63
12	1,68	22,26	53,63	46,37
50	0,297	19,59	73,22	26,78
80	0,177	3,08	76,3	23,7
100	0,149	1,09	77,39	22,61
120	0,125	0,83	78,22	21,78
150	0,105	0,75	78,97	21,03
<150	<0,105	21,03	100	0

Tabla 4.12. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra LL01.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	21,41	21,41	78,59
4	4,76	10,08	31,49	68,51
12	1,68	16,77	48,26	51,74
50	0,297	19,77	68,03	31,97
80	0,177	3,18	71,21	28,79
100	0,149	0,67	71,88	28,12
120	0,125	1,14	73,02	26,98
150	0,105	0,78	73,8	26,2
<150	<0,105	26,2	100	0

Tabla 4.13. Distribución granulométrica de la cabeza, muestra T01.

Malla	Abertura (mm)	% Retenido	% Retenido Acumulado	% Pasante Acumulado
5/16'	8	11,88	11,88	88,12
4	4,76	7,73	19,61	80,39
12	1,68	10,26	29,87	70,13
50	0,297	45,81	75,68	24,32
80	0,177	11,31	86,99	13,01
100	0,149	2,3	89,29	10,71
120	0,125	1,52	90,81	9,19
150	0,105	1,55	92,36	7,64
<150	<0,105	7,64	100	0

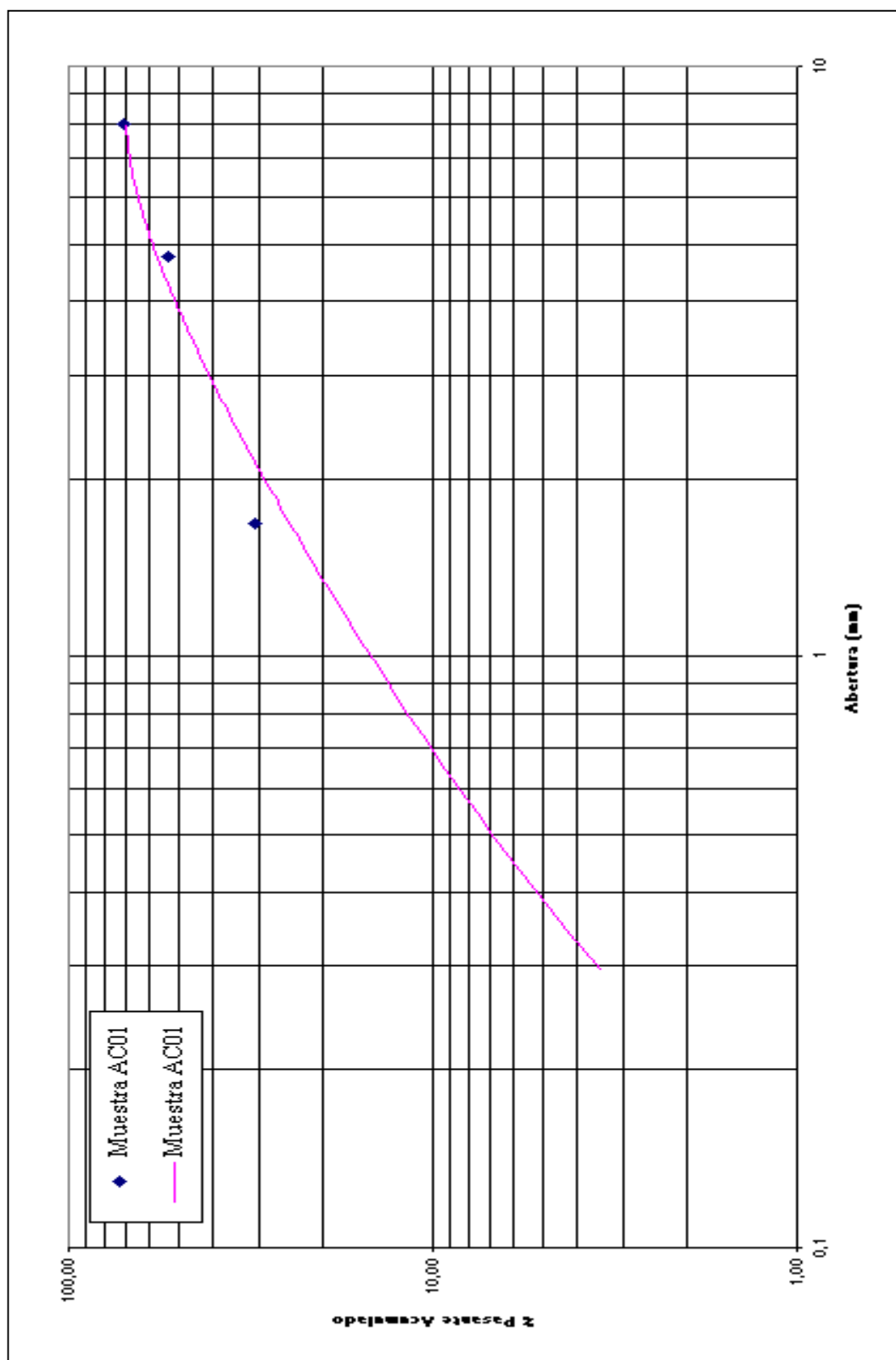


Figura 4.7. Distribución granulométrica muestra AC01.

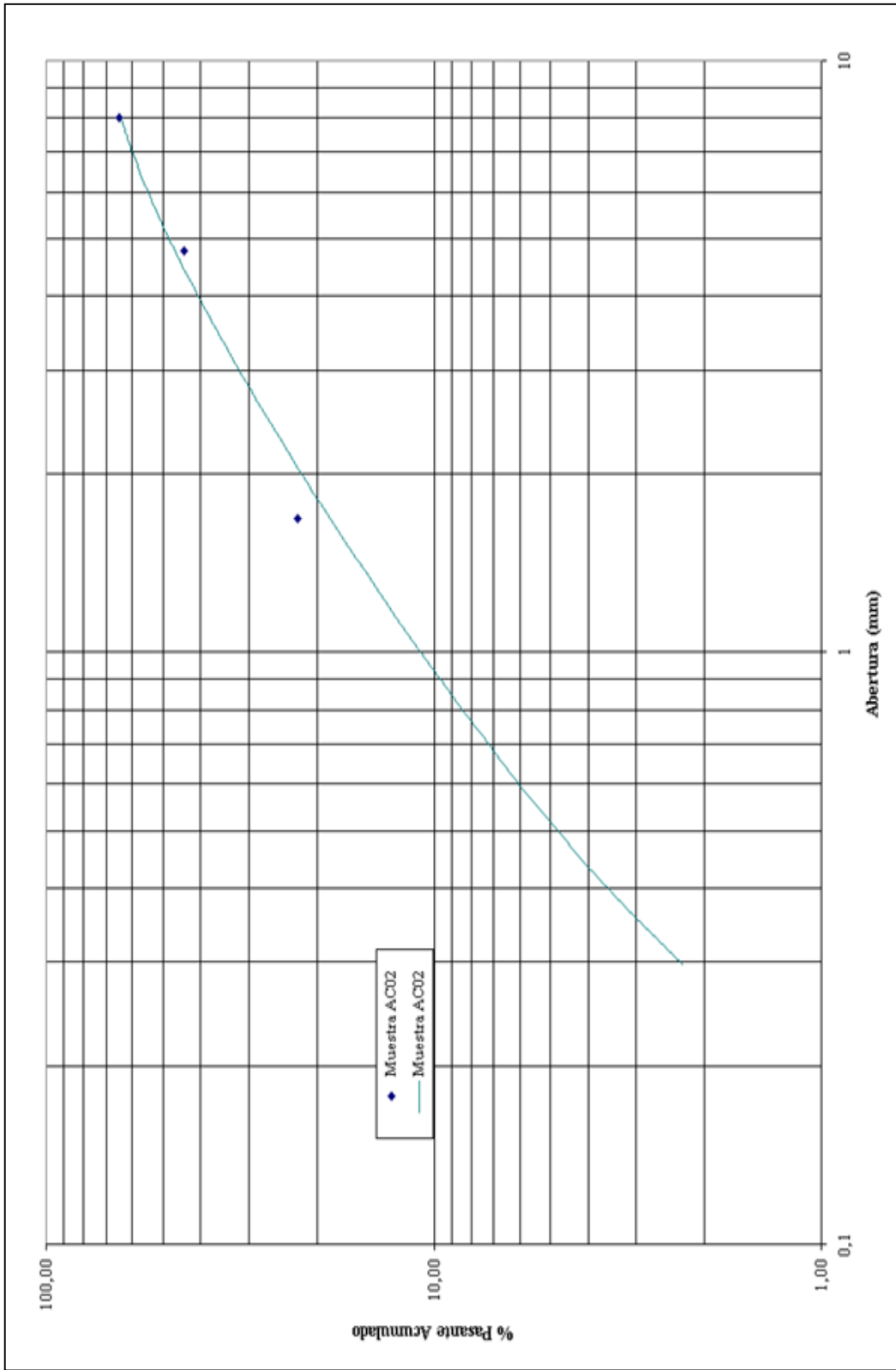


Figura 4.8. Distribución granulométrica muestra AC02.

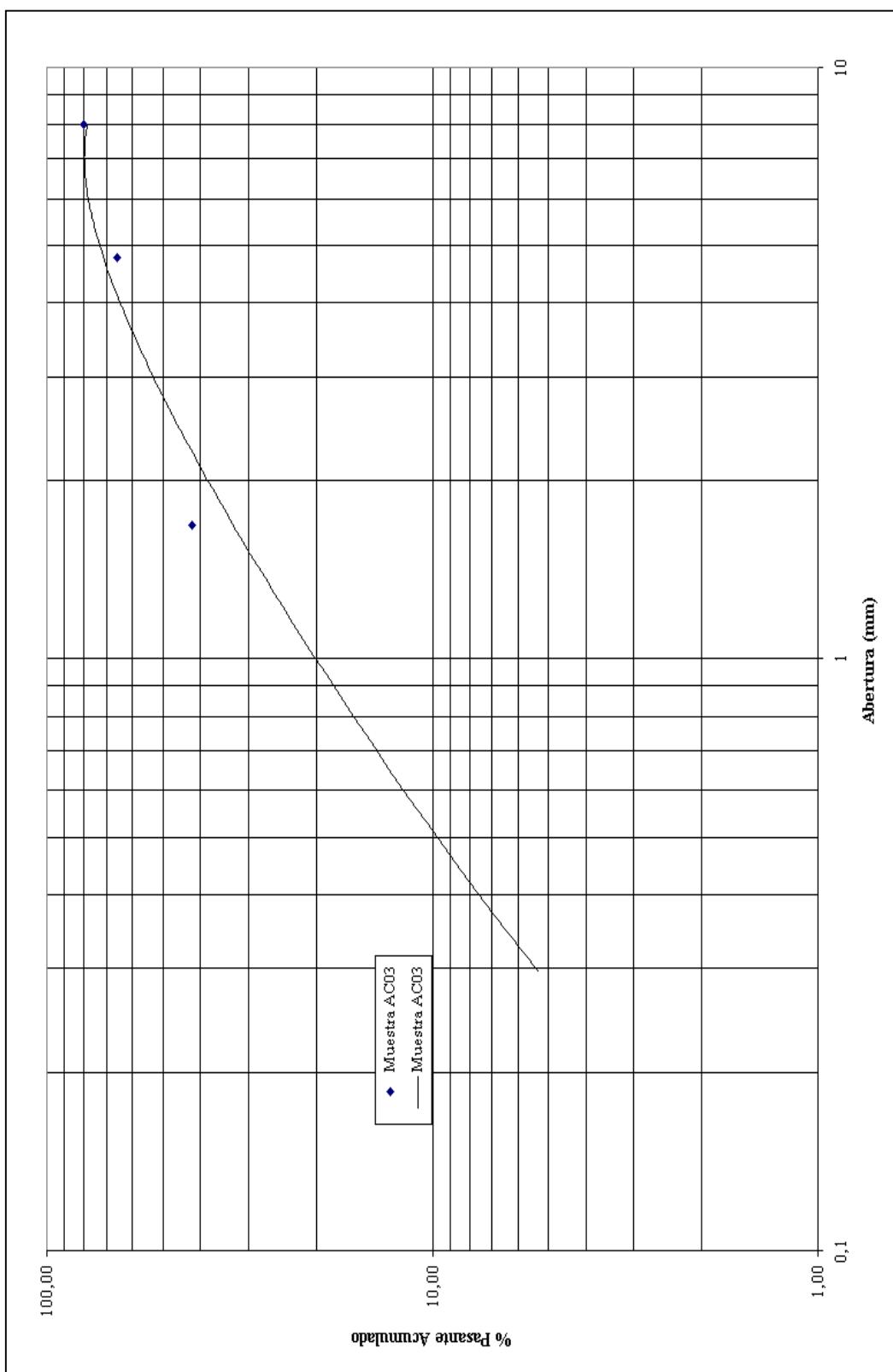


Figura 4.9. Distribución granulométrica muestra AC03.

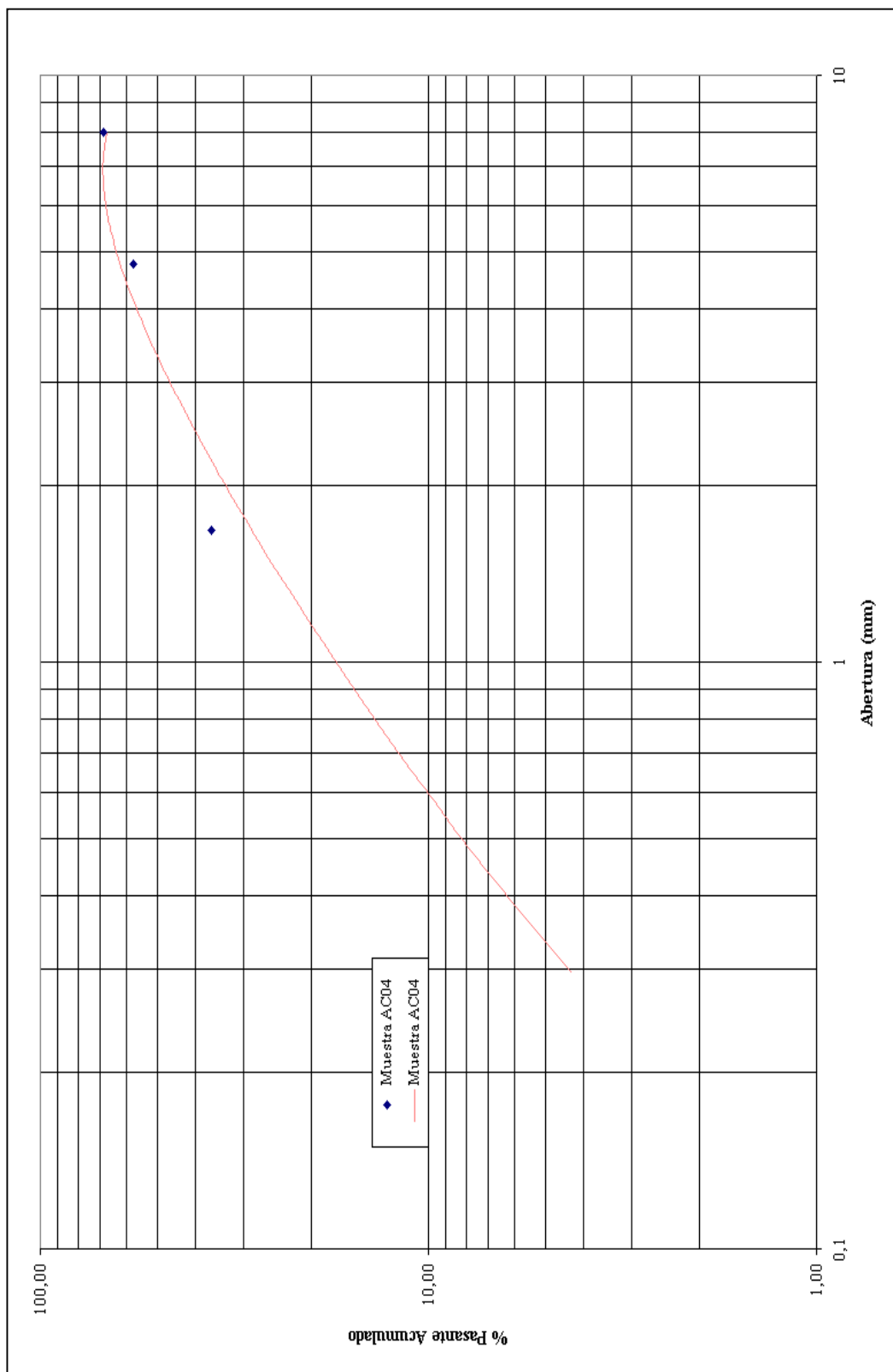


Figura 4.10. Distribución granulométrica muestra AC04.

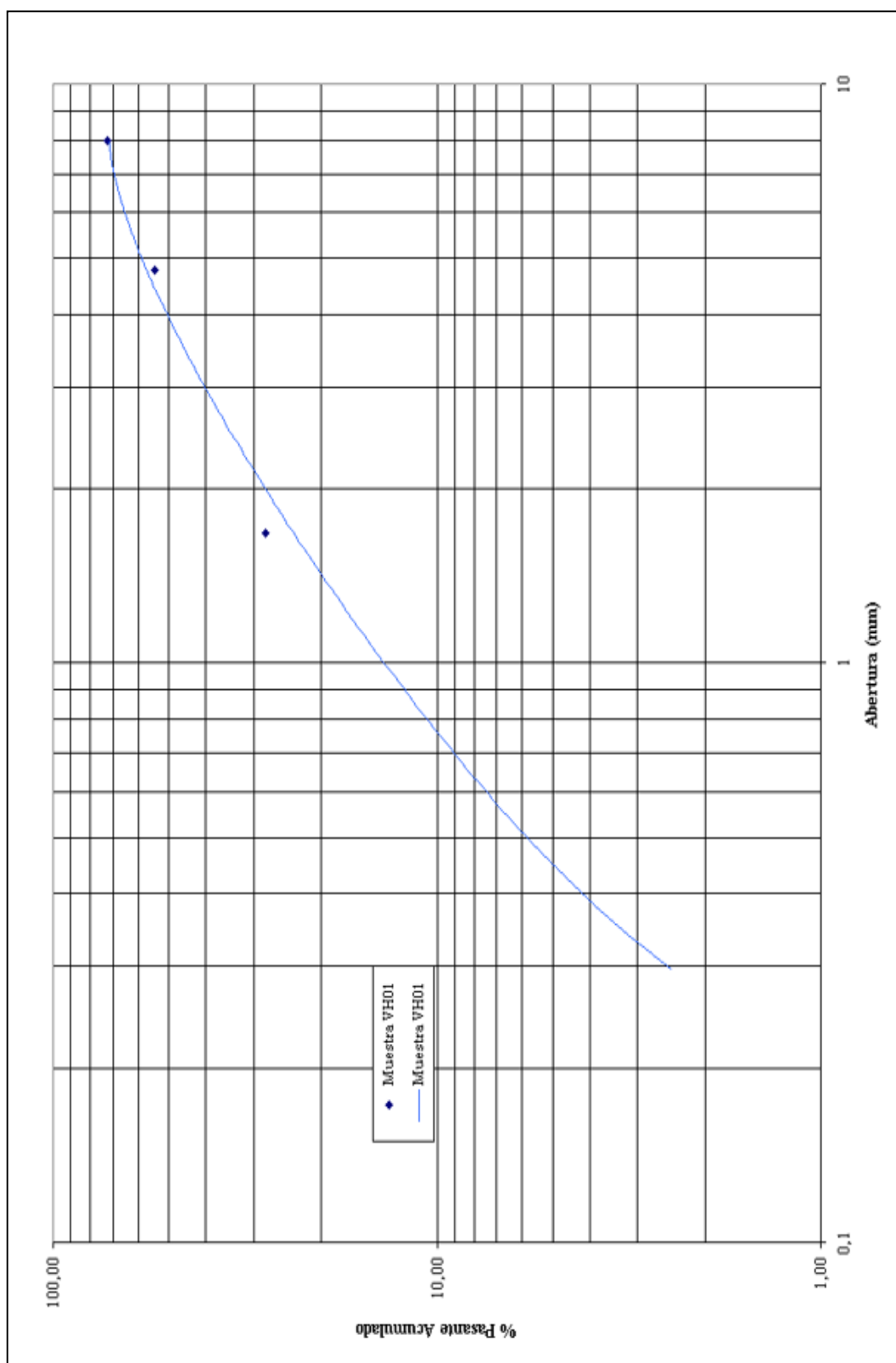


Figura 4.11. Distribución granulométrica muestra VH01.

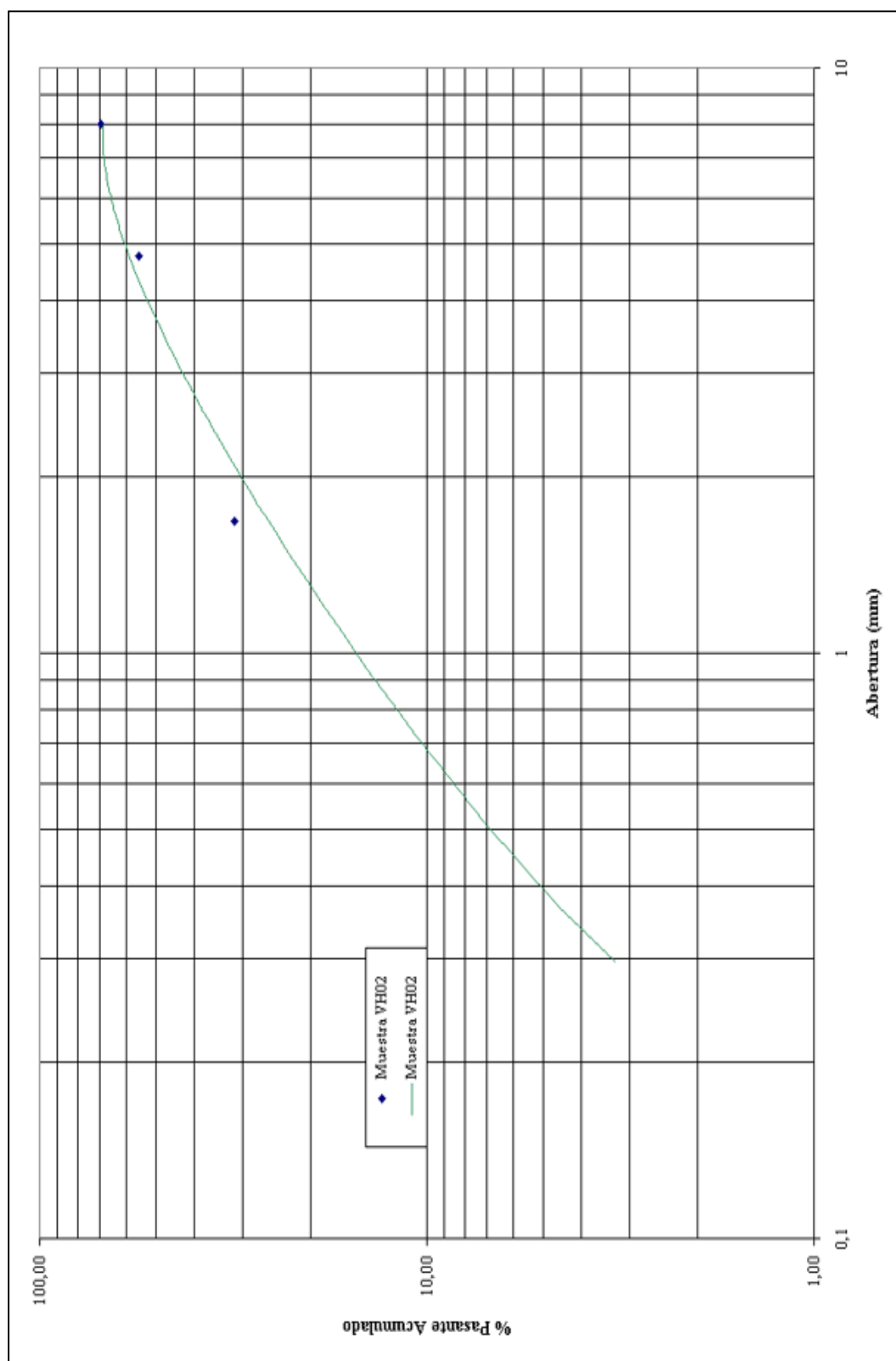


Figura 4.12. Distribución granulométrica muestra VH02.

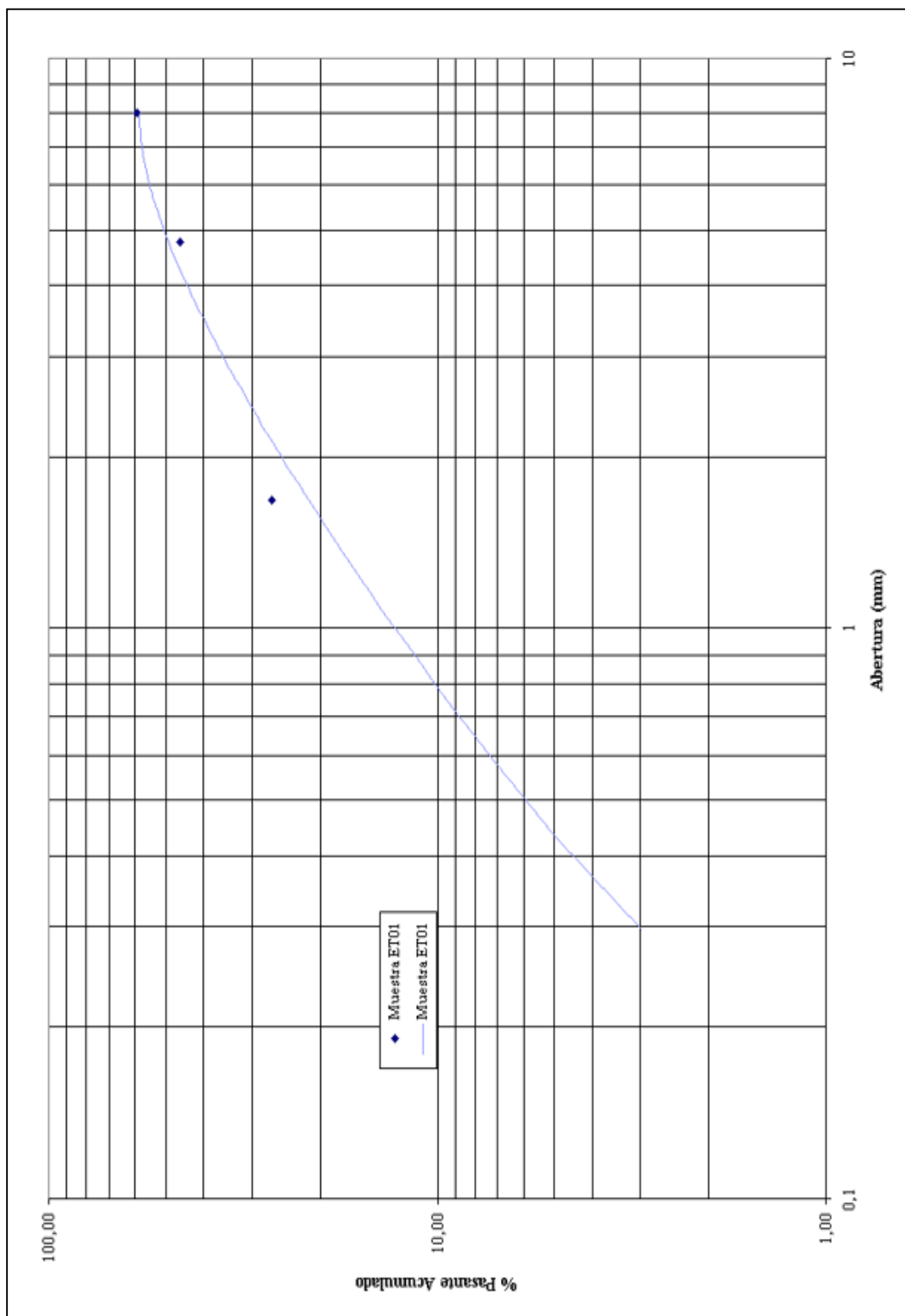


Figura 4.13. Distribución granulométrica muestra ET01.

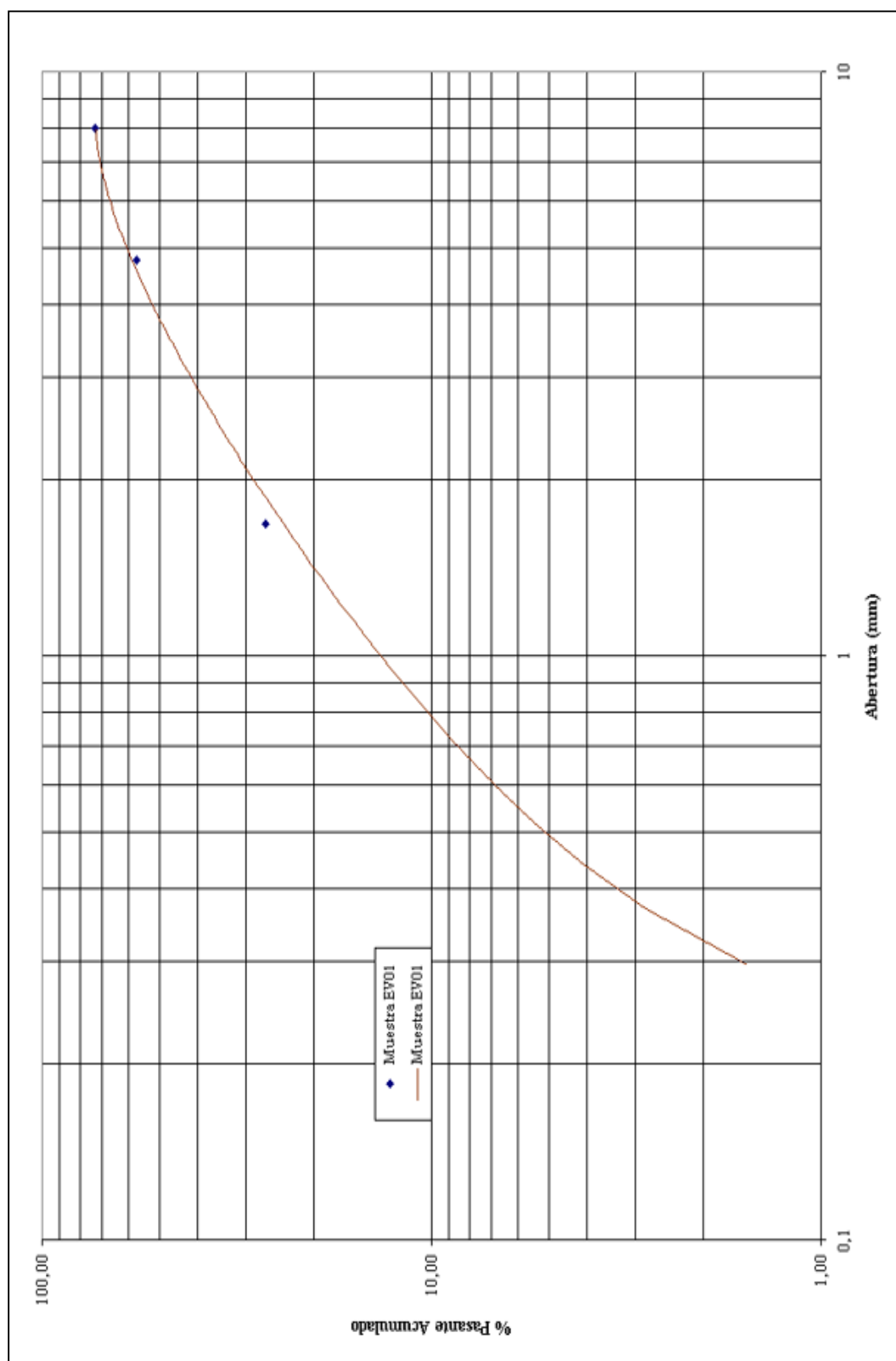


Figura 4.14. Distribución granulométrica muestra EV01.

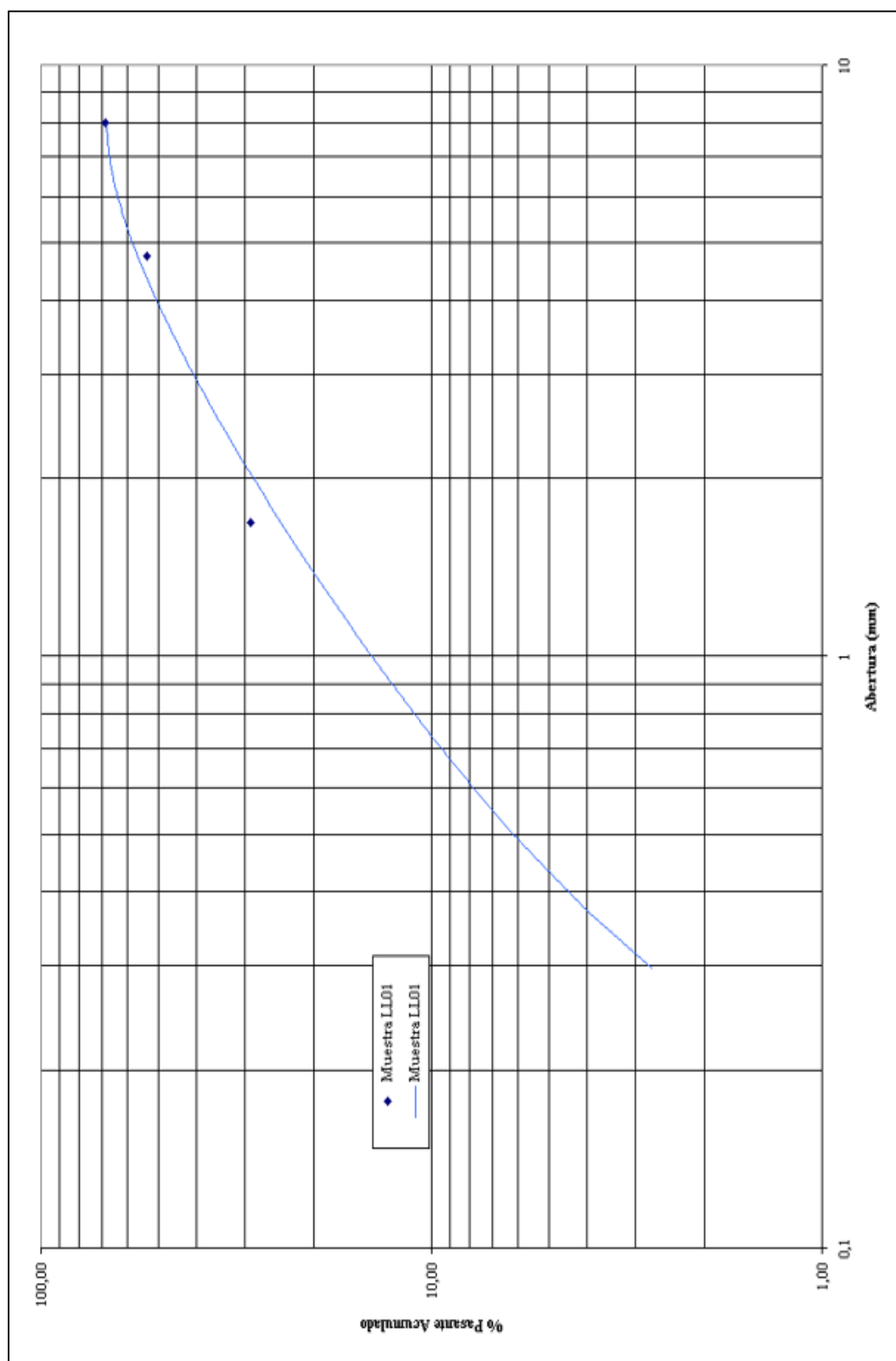


Figura 4.15. Distribución granulométrica muestra LL01.

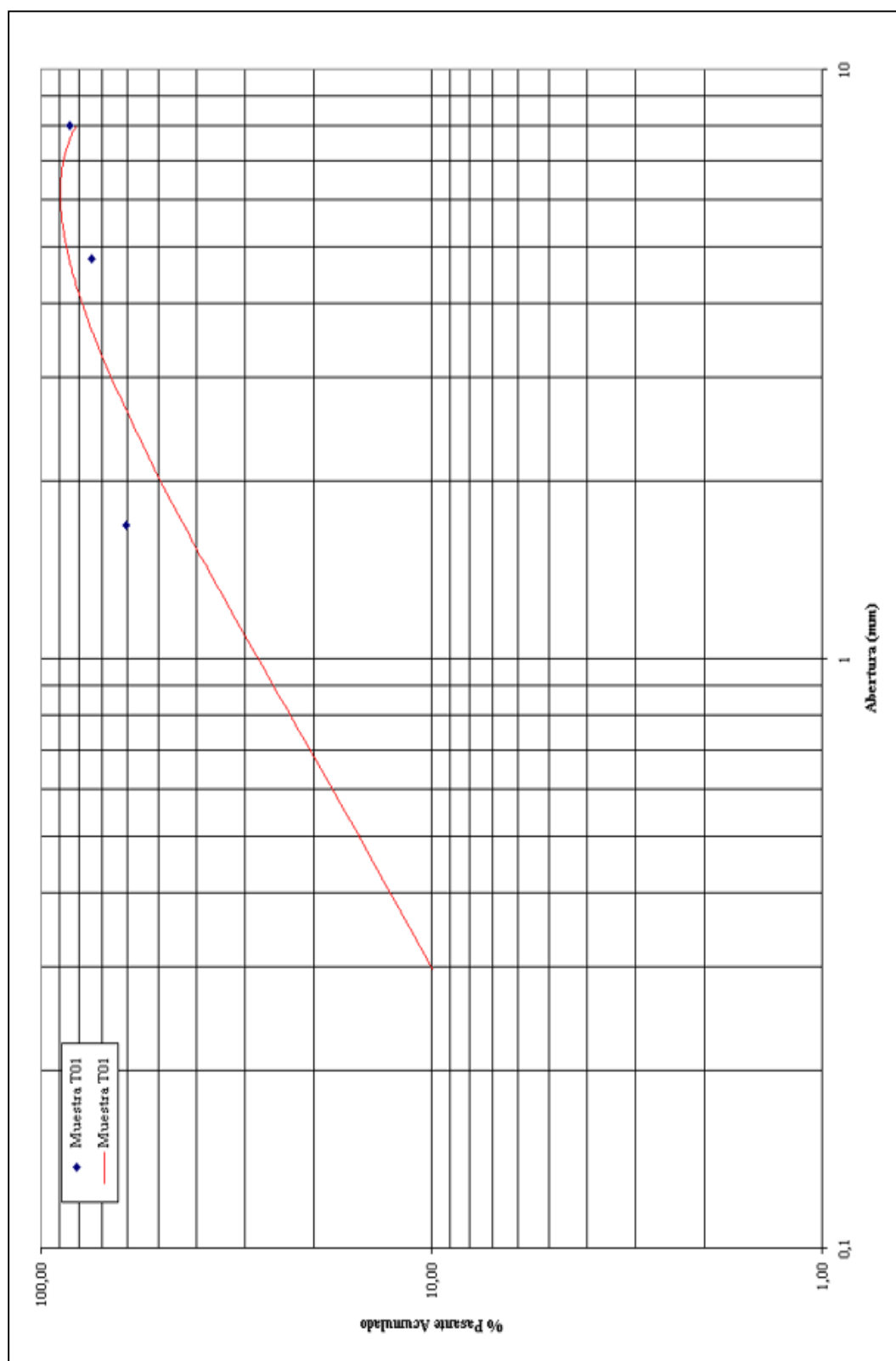


Figura 4.16. Distribución granulométrica muestra T01.

De los ensayos granulométricos para cada una de las muestras y siguiendo la clasificación de las partículas de acuerdo a su dimensión, propuesta por (Pelaez, 1976), se describe en la tabla 4.14 lo siguiente:

Tabla 4.14. Descripción granulométrica de las muestras.

Muestra	Descripción
AC01	Alto contenido de partículas mayores a las 50 mallas (0,297 mm), representado por 76,57% de material retenido acumulado, clasificándose como arenas.
AC02	Elevado contenido de partículas mayores a las 50 mallas (0,297 mm), con un 80,48%, clasificándose como arenas.
AC03	Esta muestra presenta un alto contenido de partículas clasificadas como arenas, con un 74,22% de material retenido en la malla 50 (0,297mm)
AC04	Alta presencia de partículas mayores a 0,177 mm (80 mallas), con un 61,84%, clasificándose como finos.
VH01	Presencia media de partículas mayores de las 50 mallas (0,297 mm), representado con un 42,85%, clasificándose como arenas.
VH02	Elevado contenido de partículas con dimensiones superiores a 0,297 mm (50 mallas), con 78,36%, clasificándose como arenas.
ET01	Muestra conformada por partículas clasificadas como arenas, con dimensiones superiores a 0,297mm (50 mallas), representado por 66,98%.
EV01	Alta presencia de partículas de tamaño superior a las 50 mallas (0,297 mm), retenido 73,22% del material, clasificadas como arenas.
LL01	Alto contenido de partículas clasificadas como arenas, con 68,03% de material retenido hasta las 50 mallas (0,297 mm).
T01	Elevado contenido de partículas de tamaño superior a las 50 mallas (0,177 mm), 86,99% de material retenido antes de dicha malla, clasificada como arenas.

4.3.5.- Análisis de Liberación

El grado de liberación (f) es el porcentaje de un mineral dado que existe en la forma de partículas libres, partículas que contienen sólo ese mineral, con relación del total de la muestra. Las partículas que contienen a la vez los minerales de valor y de desecho, se conocen como partículas no liberadas o mixtas y gran parte de las dificultades que se experimentan en la separación de minerales, radica en el tratamiento de estas partículas, necesitando de posteriores trituraciones para poder ser liberadas en su totalidad, lo que se traduce en un aumento considerable de los costos de producción.

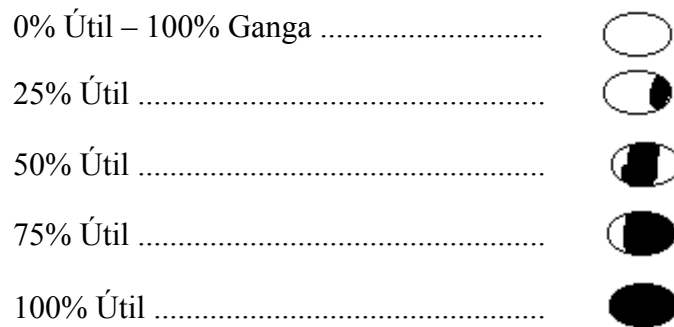
El conteo modal no debe ser menor de un valor aproximado de 300 cuadrículas totalizadas, ya que si se disminuye dicha cantidad se genera un error porcentual, que no representaría al todo uno contenido en la sección examinada y con ello se arrastraría una mala interpretación microscópica que conllevaría a una interpretación errónea del grado de liberación.

El procedimiento empleado para realizar el análisis de liberación, requiere de la recolección del material retenido por cada uno de los tamices, luego de realizado el análisis granulométrico en húmedo, efectuándose individualmente para cada una de las porciones de material recolectadas, en el Laboratorio de Petrografía Ígneo – Metamórfica del Departamento de Geología y bajo un microscopio de luz polarizada marca Leitz Wetzlar Orthoplan (figura 4.17), con oculares de 12,5X, una plantilla micrométrica, un contador manual y una lámpara de refuerzo.

Cada una de las muestras fueron colocadas en portaobjetos, procediendo al conteo de las partículas con la ayuda de la plantilla micrométrica, la cual permite el desplazamiento horizontal y vertical del portaobjeto, fijando la posición vertical realizando un barrido horizontal; una vez terminado el barrido horizontal, se varía la posición vertical repitiendo el proceso de barrido. En este ensayo se comienza con asentar los valores porcentuales, tomando como base el útil liberado y expresando,

por medio de cantidades numéricas, las proporciones entre ganga y útil que describen a las partículas mixtas. Para este estudio se tomó como mineral útil la pirita, ya que en ella se encuentra asociado el oro, debido a que no se pudo determinar la presencia de oro libre.

El criterio para llevar a cabo el conteo de partículas, se basó en las diferentes relaciones de liberación, tal como se describe a continuación:



Con los datos obtenidos se realiza el cálculo para el grado de liberación, determinando el número de partículas ganga en los mixtos, aplicando la siguiente relación:

$$No. Partículas Ganga en los Mixtos = \frac{\sum \%Mixtos}{100} \quad (4.2)$$

El número de partículas útiles en los mixtos se obtiene de la diferencia entre:

$$\# Partículas Útiles = \# Partículas Mixtas - \# Partículas Ganga \quad (4.3)$$

El grado de liberación (f), se obtiene aplicando la fórmula de Gaudin:

$$f = \frac{\# Partículas Útiles Libres}{\# Partículas Útiles Libres + \# Partículas Útiles Mixto} * 100 \quad (4.4)$$



Figura 4.17. Microscopio de luz polarizada Leitz Wetzlar Orthoplan.

Los resultados del análisis de liberación para cada una de las muestras, en cada uno de sus productos retenidos por malla, luego de la trituración, se muestran a continuación en las tablas 4.15 a la 4.24.

Tabla 4.15. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC01.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	<i>f</i> (%)
50	288	180	76	46	16	606	117,5	133,5	11,99
80	240	176	76	58	52	602	125,5	177,5	29,30
100	170	134	117	98	84	603	165,5	249,5	33,67
120	162	132	103	110	98	605	167	265	36,98
150	155	128	96	118	103	601	168,5	271,5	37,94

Tabla 4.16. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC02.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	f (%)
50	255	187	80	49	29	600	123,5	152,5	19,02
80	233	197	74	62	36	602	132,75	168,75	21,33
100	204	175	94	75	53	601	147	200	26,50
120	185	150	108	84	73	600	154,5	227,5	32,09
150	166	132	113	103	88	602	166,75	254,75	34,54

Tabla 4.17. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC03.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	f (%)
50	297	175	62	39	28	601	104	132	21,21
80	243	173	79	59	46	600	127	173	26,59
100	181	154	145	78	66	624	169,5	235,5	28,03
120	170	137	111	96	85	599	161,75	246,75	34,45
150	159	134	122	101	90	606	170,25	260,25	34,58

Tabla 4.18. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra AC04.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	f (%)
50	294	199	50	31	26	600	98	124	20,97
80	300	112	66	67	56	601	111,25	167,25	33,48
100	236	147	85	71	60	599	132,5	192,5	31,17
120	248	160	70	60	62	600	120	182	34,07
150	199	108	95	94	101	597	145	246	41,06

Tabla 4.19. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra VH01.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	f (%)
50	340	167	51	33	9	600	92	101	8,91
80	199	169	93	85	54	600	152,5	206,5	26,15
100	168	134	115	96	87	600	163	250	34,78
120	150	133	118	107	92	600	172,5	264,5	34,80
150	159	142	97	92	110	600	153	263	41,83

Tabla 4.20. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra VH02.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	<i>f (%)</i>
50	354	170	42	28	6	600	84,5	90,5	6,63
80	222	154	88	70	66	600	135	201	32,84
100	176	150	102	80	92	600	148,5	240,5	38,25
120	164	132	100	86	118	600	147,5	265,5	44,44
150	157	147	94	78	124	600	142,25	266,25	46,57

Tabla 4.21. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra ET01.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	<i>f (%)</i>
50	210	162	122	88	18	600	167,5	185,5	9,70
80	198	152	120	80	50	600	158	208	24,04
100	188	142	118	96	56	600	166,5	222,5	25,17
120	184	140	114	90	72	600	159,5	231,5	31,10
150	164	130	114	104	86	598	167,5	253,5	33,93

Tabla 4.22. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra EV01.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	<i>f (%)</i>
50	270	204	50	46	28	598	110,5	138,5	20,22
80	220	148	100	84	48	600	150	198	24,24
100	170	162	108	88	74	602	160,5	234,5	31,56
120	158	146	116	100	84	604	169,5	253,5	33,14
150	144	132	124	108	90	598	176	266	33,83

Tabla 4.23. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra LL01.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	<i>f (%)</i>
50	232	168	100	72	28	600	146	174	16,09
80	276	148	84	70	22	600	131,5	153,5	14,33
100	198	162	104	84	50	598	155,5	205,5	24,33
120	232	141	108	66	53	600	138,75	191,75	27,64
150	232	143	94	72	59	600	136,75	195,75	30,14

Tabla 4.24. Conteo de partículas y grado de liberación, muestra T01.

Malla	Ganga	25%	50%	75%	100%	Total Contado	Útil Mixtos	Total Útil	<i>f</i>(%)
50	289	146	78	39	48	600	104,75	152,75	31,42
80	275	157	64	46	58	600	105,75	163,75	35,42
100	257	142	75	64	62	600	121	183	33,88
120	233	142	86	66	73	600	128	201	36,32
150	153	132	118	103	97	603	169,25	266,25	36,43

En los resultados obtenidos del análisis, el grado de liberación de la pirita aurífera en las muestras se eleva a medida que disminuye el tamaño de las partículas, es decir, la liberación de las partículas de pirita del cuarzo más elevada se alcanza a un tamaño de partícula menor a 0,125 mm, en la fracción de material retenida por 150 mallas. Esto trae como consecuencia que las muestras deben ser sometidas a una reducción de tamaño que garantice la mayor liberación posible de las partículas de pirita aurífera, las cuales son consideradas como el útil a ser recuperado mayoritariamente.

Las muestras recibidas provienen de las lagunas de colas de ASOCIMICORRE. Este material ya ha sido sometido a una proceso de beneficio mineral, justificándose de esta forma la ausencia de oro libre en el mismo, ya que éste fue extraído mediante el proceso de amalgamación. Se puede apreciar, a su vez, que el oro se encuentra asociado en la pirita aurífera, por no poseer ésta la afinidad requerida para la formación de la amalgama con el mercurio.

4.3.6.- Análisis de Moliendabilidad

Con el fin de alcanzar un 100% menor a las 100 mallas, se procedió a hacer un estudio de moliendabilidad, sólo a las muestras AC02, AC03 y VH02, basándose en la disponibilidad de mayor cantidad de masa de las mismas, para lo cual se preparó 1 Kg de material de cada una de las muestras seleccionadas como alimentación para el molino de barras marca Denver, con 10 barras de 30 cm de longitud cada una (figura 4.18). Cada kilogramo fue destinado para un tiempo de molienda, con el fin de determinar la distribución granulométrica del producto resultante en esos tiempos y, a su vez, obtener la gráfica Gaudin - Schuhman, la cual relaciona los resultados granulométricos con el tiempo necesario para lograr un producto triturado a una malla específica.



Figura 4.18. Molino de barras Denver de 1 Kg de capacidad.

La gráfica Gaudin – Schuhman es la representación gráfica que más favorece, por el trazo del tamaño “ d ”, contra el porcentaje acumulativo en escala logarítmica, para las mallas empleadas, con el propósito de encontrar el tiempo de molienda adecuado para una malla especificada y cumpliendo los requerimientos preestablecidos. Así, el porcentaje pasante a cualquier malla va a estar dado en función a un modulo de tamaño “ K ” obtenido; dicha expresión está dada por:

$$Pp = 100x\left(\frac{d}{k}\right)^{\alpha} \quad (4.5)$$

donde:

Pp : Porcentaje pasante a la dimensión d ,

α : Módulo de distribución.

De esta forma, despejando “ K ” se obtiene la dimensión indicando en el eje de las abcisas. Interceptando seguidamente la recta de tiempo, obteniendo en el eje de las ordenadas el tiempo de molienda necesario para obtener el 90% del material pasante del tamiz de malla de dimensión “ d ”.

Los datos obtenidos se pueden observar mediante las tablas 4.25 a la 4.27, donde se exponen los resultados de la granulometría del material de alimentación al molino y por tiempo de molienda para las muestras AC02, AC03 Y VH02, respectivamente:

a) Muestra analizada AC02.

Tabla 4.25. Análisis granulométrico del producto de la molienda, muestra AC02.

		Alimentación	36 Minutos	54 Minutos
Malla	Abertura (mm)	% Pasante Acumulado	% Pasante Acumulado	% Pasante Acumulado
10	2	97,9	100	100
20	0,85	60,4	100	100
30	0,637	37,2	99,85	100
40	0,425	22	99,16	100
50	0,3	11,5	83,85	99,86
80	0,18	8,1	58,13	90,38
100	0,15	7,9	51,2	79,95
120	0,125	7,7	47,22	72,74
150	0,104	7,5	45,71	65,48
200	0,074	7,5	36,7	60,28
270	0,053	7,5	26,36	41,26
325	0,045	7,5	25,15	39,21
< 325	<0,05	0	0	0

Para obtener un producto que cumpla con 90% de los tamaños menores de la malla 100 (0,150 mm) para esta muestra, se requiere de un tiempo de molienda no menor de 68 minutos en el molino de barras, esto puede ser apreciado más fácilmente en la figura 4.19, resultado que es aplicable al resto de las muestras que integran el grupo por las características antes mencionadas.

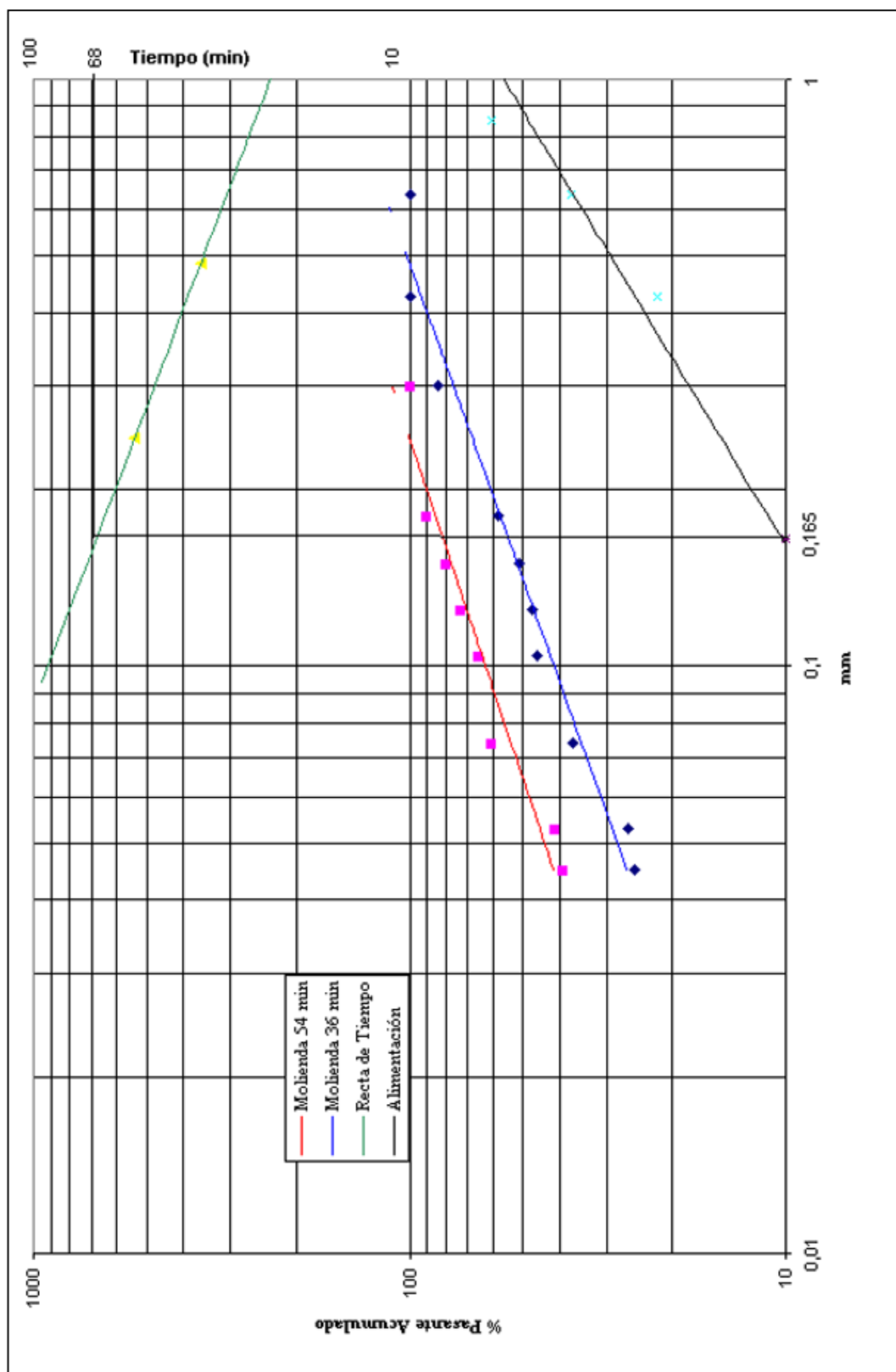


Figura 4.19. Distribución granulométrica de la molienda, Muestra AC02.

b) Muestra analizada AC03.

Tabla 4.26. Análisis granulométrico del producto de la molienda, muestra AC03.

		Alimentación	36 Minutos	54 Minutos
Malla	Abertura (mm)	% Pasante Acumulado	% Pasante Acumulado	% Pasante Acumulado
10	2	99,8	100	100
20	0,85	89,8	100	100
30	0,637	81,7	100	100
40	0,425	64,8	99,58	100
50	0,3	42,1	92,22	99,8
80	0,18	19,8	69,55	86,64
100	0,15	17,5	59,24	75,86
120	0,125	15,9	53,74	68,79
150	0,104	15,9	49,67	56,19
200	0,074	15,9	44,04	45,17
270	0,053	15,9	30,22	35,71
325	0,045	15,9	27,22	32,98
< 325	<0,05	0	0	0

Para obtener un producto que cumpla con 90% de los tamaños menores de las 100 mallas (0,150 mm) para esta muestra, garantizando un elevado grado de liberación, se requiere de un tiempo de molienda no menor de 92 minutos en el molino de barras; esto puede ser apreciado más fácilmente en la figura 4.20, resultado que es aplicable al resto de las muestras que integran el grupo por las características antes mencionadas.

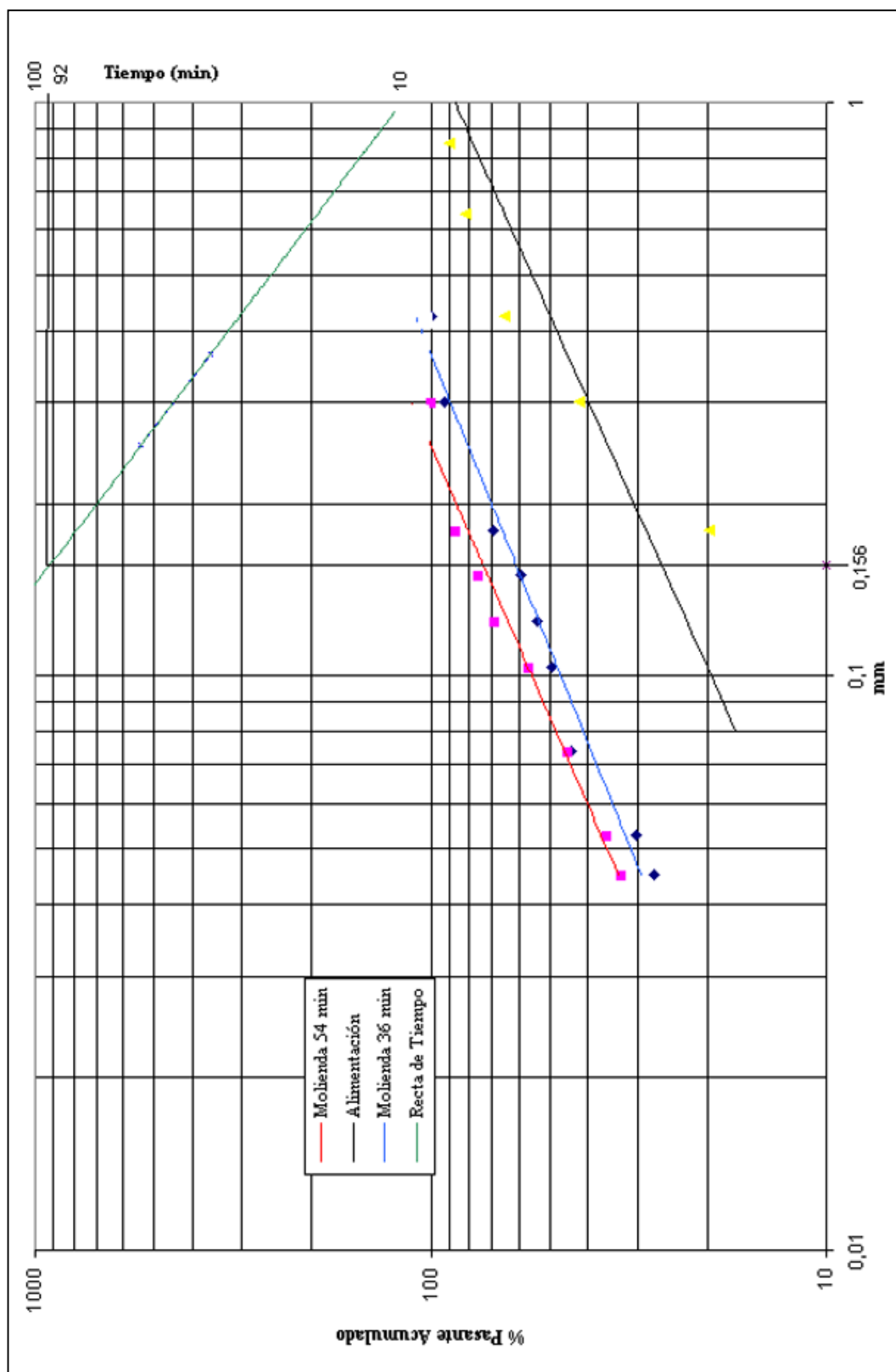


Figura 4.20. Distribución granulométrica de la molienda, Muestra AC03.

c) Muestra analizada VH02.

Tabla 4.27. Análisis granulométrico del producto de la molienda, muestra VH02.

		Alimentación	18 Minutos	72 Minutos
Malla	Abertura (mm)	% Pasante Acumulado	% Pasante Acumulado	% Pasante Acumulado
10	2	96,1	100	100
20	0,85	63,45	99,85	100
30	0,637	44,1	98,8	100
40	0,425	28,2	86,26	100
50	0,3	9,4	61,19	100
80	0,18	5,5	56,22	82,93
100	0,15	4,6	34,21	71,90
120	0,125	3,75	30,07	63,54
150	0,104	2,8	26,67	58,17
200	0,074	2	23,8	48,84
270	0,053	1,05	18,11	42,17
325	0,045	0,3	15,33	36,16
< 325	<0,05	0	0	0

Para obtener un producto que cumpla con 90% de los tamaños menores de las 100 mallas (0,150 mm) para esta muestra, se requiere de un tiempo de molienda no menor de 206 minutos en el molino de barras, esto puede ser apreciado más fácilmente en la figura 4.21, resultado que es aplicable al resto de las muestras que integran el grupo, por las características antes mencionadas.

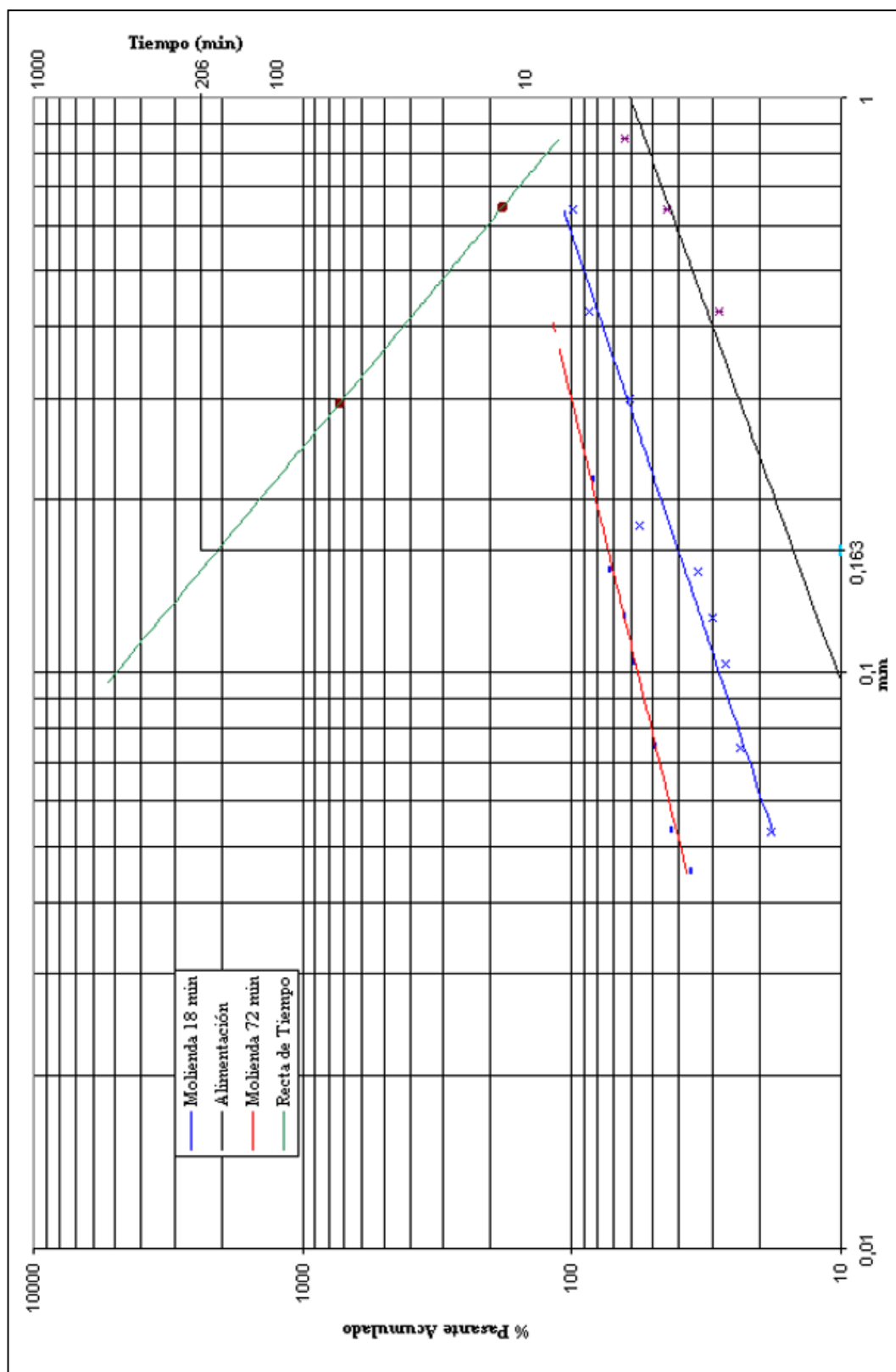


Figura 4.21. Distribución granulométrica de la molienda, Muestra VH02.

De los resultados obtenidos del análisis de moliendabilidad, estos permiten establecer que las muestras requieren de tiempos de molienda prolongados para lograr la máxima liberación del oro, debido a la presencia elevada de cuarzo como mineral mayoritario, a fin de garantizar que todas éstas sean pasantes en un 100 % de la malla 100 (0,150 mm). El tiempo mínimo de molienda requerido es de 206 minutos, para las masas de muestra que quedaron de cada una de ellas.

4.4.- PREPARACIÓN DE LA ALIMENTACIÓN

Las muestras fueron preparadas por separado, de acuerdo a la granulometría del material con el que se necesitaba alimentar a los equipos de concentración empleados. Ésta se realizó mediante una clasificación por dimensión donde se obtuvieron dos subproductos, estableciendo un corte granulométrico en la malla 200. El primer subproducto obtenido es un material que es pasante de la malla 100 (0,150 mm) y retenido en la malla 200 (0,074 mm); el segundo es un producto que es pasante de la malla 200. Esta clasificación dimensional fue realizada mediante el empleo del equipo denominado Rot – Tap. Esta clasificación, por dimensión previa, es ejecutada debido a que los equipos empleados para la concentración trabajan mejor para muestras de alimentación que han sido clasificadas, elevando de esta forma los porcentajes de recuperación y los tenores a obtener.

A estos dos subproductos se les realizó el análisis de tenor de oro, como se puede observar en la tabla 4.28, ya que estos datos son empleados para los cálculos de porcentaje de recuperación.

Tabla 4.28. Tenor de oro por malla, muestra de alimentación.

	Tenor -100 / 200 mallas	Tenor –200 mallas
Muestra	(gr Au /ton)	(gr Au /ton)
AC01	6,900	13,433
AC02	18,167	29,800
AC03	14,583	11,600
VH01	13,600	10,067
VH02	10,217	12,433
EV01	24,100	33,267
ET01	10,133	36,300
T01	12,083	4,967
LL01	-	40,717

Los subproductos obtenidos son tratados de forma diferente, por tal motivo se establece dos fases de concentración de los mismos a las cuales se denominan: *Fase 1* y *Fase 2*. En la *Fase 1*, el subproducto a utilizar es el material pasante de las 100 mallas y retenido por las 200 mallas, éste es sometido a un proceso de desbaste para la obtención de un preconcentrado mediante el empleo de la Mesa Wilfley y luego a una limpieza por medio del Concentrador Knelson; obteniéndose como producto final un concentrado *C1*. En la *Fase 2*, el subproducto a utilizar es el material pasante de las 200 mallas, éste es sometido a un proceso de limpieza en el Concentrador Knelson, obteniéndose como producto final un concentrado *C2*.

4.5.- PARÁMETROS DE OPERACIÓN

Con el propósito de fijar las variables que permiten la concentración en la Mesa Wilfley o Mesa de Sacudidas, fueron tomados en consideración los parámetros teóricos sobre el empleo del equipo para la obtención de concentrados de menas auríferas y adicionalmente como factor primordial de verificación, la formación de una bien diferenciada banda de minerales útiles o más densos, los cuales son

fácilmente identificables dada su coloración oscura, en comparación con la ganga generada durante el proceso de concentración sobre una muestra de 1 Kilogramo de la muestra AC02, muestra que poseía la mayor masa en comparación con el resto de las ellas.

De la prueba realizada se establecieron unos valores que permiten una separación de los productos por medio de la Mesa Wilfley, obteniendo como resultados los siguientes datos de operación de la misma mostrados en la tabla 4.29:

Tabla 4.29. Parámetros de operación para la Mesa Wilfley.

Parámetro	Valor
Frecuencia de Sacudidas	300 sacudidas / minuto
Amplitud de la Sacudida	1 cm
Ángulo de inclinación del tablero	6 °
Dilución de la Pulpa	30% en peso en sólido
Razón de Alimentación	18,5 Kg/h
Caudal de Agua de Lavado	5,31 lt/minuto
Caudal de Agua de Dilución	7,25 lt/minuto

Para fijar las variables propias de operación del Concentrador Knelson, con el fin de obtener la mayor cantidad de masa de concentrado, fueron considerados valores teóricos de operación del equipo y resultados obtenidos en trabajos previamente realizados en el mismo, además de los obtenidos de las pruebas de carácter cualitativo realizado a una muestra específica; debido a la indisponibilidad de masa suficiente por muestra para la ejecución de dichos análisis.

Las pruebas que permitieron medir el efecto de la presión de fluidización sobre el concentrado de la muestra y que ésta a su vez sea capaz de soportar el lecho de partículas, se realizaron tomando una razón de alimentación de 18 Kg/h y una dilución de la pulpa de 40% de peso en sólido, variando la presión de fluidización a dos niveles, el primero ejecutando el ensayo a una presión de 2,8 psi y el segundo a una presión de 3,2 psi, obteniendo los siguientes resultados expuestos en la tabla 4.30:

Tabla 4.30. Resultados de pruebas para Concentrador Knelson.

Ensayo	Presión	Peso Total	Peso Concentrado	Peso Cola
AC01-1	2,8 psi	3500 gr	189 gr	3310 gr
AC01-2	3,2 psi	3000 gr	102 gr	2895 gr

Los resultados obtenidos, permiten establecer la presión mínima de fluidización en 2,8 psi, debido a que con esta presión hay mayor obtención de masa de concentrado y la variación de presión al ser alimentado el material es sólo de 0,2 psi; a una presión de 3,2 psi, la masa de concentrado es considerablemente menor que a la presión de 2,8 psi y la variación de presión es casi imperceptible, indicando un posible rechazo de material útil del cono de concentración que pasa a las colas, factor que no es favorable para el ensayo.

La presión de fluidización establecida, es aplicada sólo para la fracción de material retenido por la malla 200 (0,074 mm). La fracción restante, pasante de dicha malla, fue sometida al proceso de concentración a una presión de fluidización de 2,6 psi, debido a las características granulométricas presentadas; dicha fracción posee dimensiones de partículas inferiores en comparación con la fracción anterior, requiriendo de una presión menor con el fin de evitar el rechazo de partículas útiles que pasen a las colas, debido a la menor fuerza de sedimentación ejercida por este material dentro del lecho fluidizado. Para establecer esta presión, fue tomado como referencia trabajos previamente realizados, con muestras que presentaron granulometrías similares y los resultados del análisis cualitativo ejecutado para una

muestra específica, observándose la relevante coloración oscura del concentrado recuperado, como consecuencia de la presencia de minerales de alta densidad, en comparación con las colas generadas durante el ensayo.

4.6.- ENSAYOS DE CONCENTRACIÓN

Los ensayos de concentración, de acuerdo al circuito de tratamiento planteado (figura 4.22), han sido divididos en dos fases de trabajo principales, comprendiendo la primera fase un proceso de desbaste, ejecutado por la Mesa Wilfley y seguido de la limpieza final ejecutada por el Concentrador Knelson, para la obtención del concentrado para la fracción de material retenido por las 200 mallas; la segunda fase está conformada por un proceso de limpieza ejecutado por el Concentrador Knelson, para la obtención del concentrado final para la fracción de material pasante de las 200 mallas.

4.6.1.- Pruebas de Desbaste – Limpieza (Fase 1)

Esta fase de tratamiento requiere del paso del material por la Mesa Wilfley (equipo de desbaste) y luego por el Concentrador Knelson (equipo de limpieza), a fin de obtener los concentrados finales para la fracción de material retenido por las 200 mallas.

La pulpa es alimentada a la Mesa Wilfley bajo las condiciones de operación estipuladas (primera etapa); luego de la operación de desbaste, el material retenido en los primeros cuatro recipientes colectores, es tomado como el concentrado y el retenido en los restantes recipientes, son considerados como colas. Ambos materiales son recolectados para ser secados, preparando el concentrado para la siguiente etapa.

El concentrado de la etapa anterior, es alimentado al Concentrador Knelson bajo las condiciones de operación previamente establecidas para dicho equipo (segunda etapa); el retenido en el cono de concentración es llamado concentrado *C1* y el material rechazado es llamado cola. Ambos materiales son recolectados y secados.

Los concentrados obtenidos de las dos etapas, son pesados y homogenizados, para luego ser tomada una fracción representativa del mismo, a fin de realizar el análisis pirometalúrgico para la determinación del tenor de oro de cada uno de ellos.

4.6.2.- Pruebas de Limpieza (Fase 2)

La segunda fase comprende el material pasante de las 200 mallas, ejecutándose ésta en una sola etapa con el Concentrador Knelson como equipo de limpieza. La pulpa es alimentada al Concentrador Knelson bajo las condiciones de operación deseadas para el equipo. El material retenido en el cono de concentración es llamado concentrado *C2* y el material rechazado es llamado cola. Ambos materiales son recolectados y secados.

El concentrado obtenido es pesado y homogenizado, tomando una fracción de éste para realizar el análisis pirometalúrgico, a fin de determinar el tenor de oro.

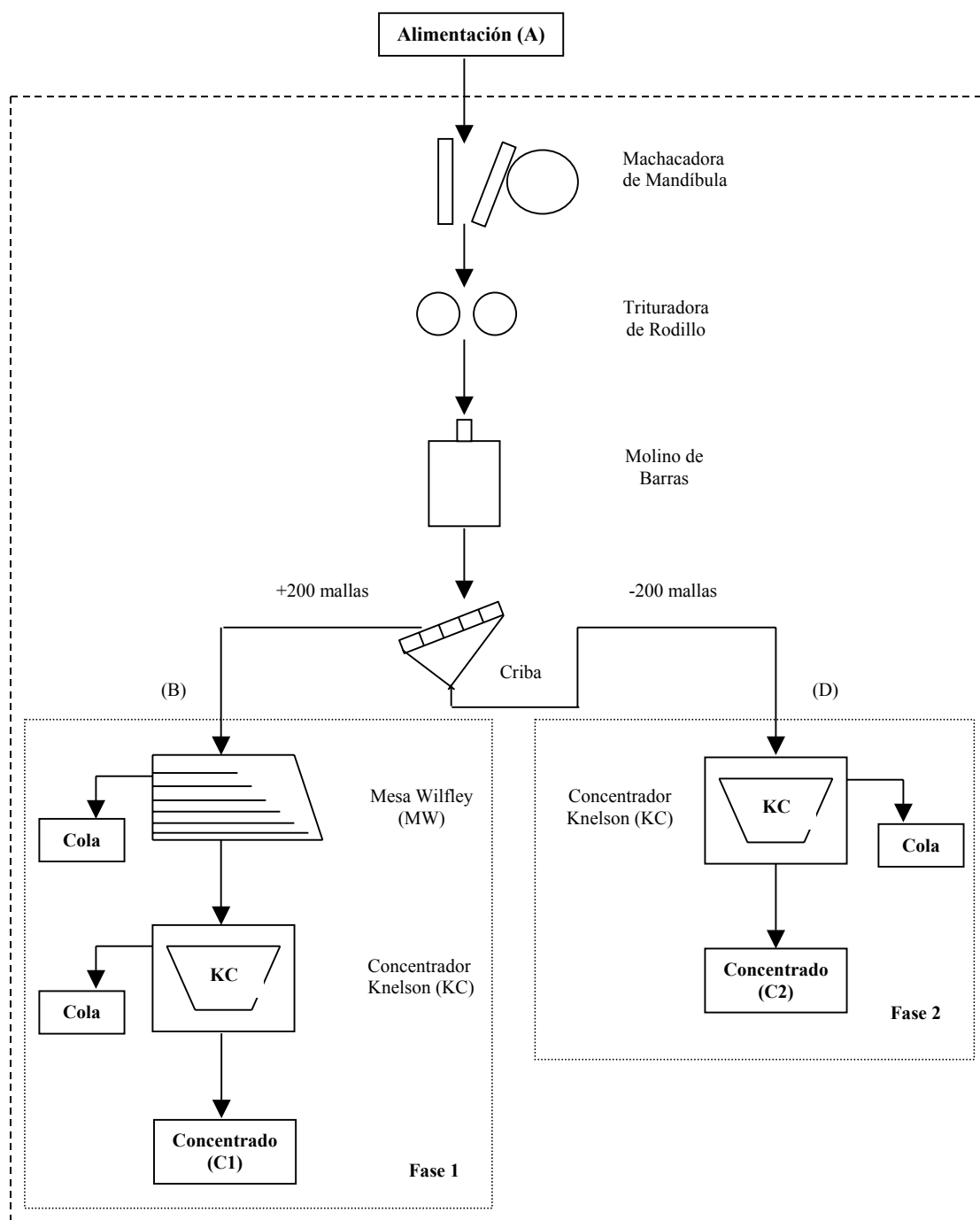


Figura 4.22. Circuito de tratamiento empleado.

4.7.- RESULTADOS OBTENIDOS

4.7.1.- Resultados de Concentración

De los ensayos de concentración realizados, bajo las condiciones de operación establecidas para cada una de las muestras y equipos empleados, se obtuvieron los resultados que se reflejan en las tablas 4.32 y 4.33, donde se observa el grado de concentración del proceso de desbaste + limpieza, seguido respectivamente para la fracción de material retenido por las 200 mallas; el grado de concentración del proceso de limpieza seguido para la fracción de material pasante de las 200 mallas.

Como medida de comprobación de los resultados obtenidos, se calculó el porcentaje de recuperación para cada uno de los concentrados obtenidos, correspondientes a cada una de las muestras estudiadas, al final de cada fase de tratamiento, apreciándose mediante la tabla 4.34. Para el cálculo del porcentaje de recuperación, se empleó la siguiente fórmula (4.6):

$$\%R = \left(\frac{Cxc}{Axa} \right) \times 100 \quad (4.6)$$

donde C , es la peso del concentrado; c es el tenor del concentrado obtenido; A , peso de la alimentación y a , tenor de la alimentación. Para el cálculo de la recuperación no se tomaron en consideración las pérdidas, como consecuencia de las limitantes presentadas a nivel de disponibilidad de materiales para la ejecución de análisis de tenor de oro para las colas.

Como una verificación adicional, se considera el circuito de tratamiento planteado para el material que proviene de la laguna de colas de la asociación, como un circuito unitario de tratamiento, evaluando la alimentación total del material al circuito por muestra y la suma de los concentrados finales, respectivamente (figura 4.34), mediante la fórmula (4.7), que plantea lo siguiente:

$$\%RTotal = \left(\frac{C1xc1 + C2xc2}{Axa} \right) \times 100 \quad (4.7)$$

La tabla 4.35 expone el balance pirometalúrgico realizado para cada una de las muestras estudiadas, subproductos obtenidos y sus concentrados correspondientes para las fases de tratamiento, representados estos resultados en miligramos de oro para ser apreciados con mayor detalle. Las tablas presentadas a continuación poseen la siguiente nomenclatura, indicada en la tabla 4.31:

Tabla 4.31. Nomenclatura empleada.

Nomenclatura	Descripción
MW	Mesa Wilfley
KC	Concentrador Knelson
K1.1	Grado de concentración de la Fase 1, primera etapa
K1.2	Grado de concentración de la Fase 1, segunda etapa
K2	Grado de concentración, Fase 2
A	Masa de la alimentación
a	Tenor de oro de la alimentación
B	Masa de la alimentación, Fase 1
b	Tenor de oro de la alimentación, Fase 1
D	Masa de la alimentación, Fase 2
d	Tenor de oro de la alimentación, Fase 2
C1	Masa del concentrado, Fase 1
c1	Tenor de oro del concentrado, Fase 1
C2	Masa del concentrado, Fase 2
c2	Tenor de oro del concentrado, Fase 2

Tabla 4.32. Resultados de ensayos de concentración por muestra, material retenido 200 mallas.

Muestra	Descripción	Tenor (gr Au/ton)	MW (gr)	% Peso	K1.1	KC (gr)	%Peso	Tenor (gr Au/ton)	K1.2
AC01	Alimentación	6,900	9.050			6.000			
	Concentrado		6.150	67,96		291	4,85	210,100	
	Cola		2.260	24,97	1,47	5.620	93,67		20,62
AC02	Alimentación	18,167	12.650			6.290			
	Concentrado		6.350	50,20		113	1,80	1.846,800	
	Cola		4.650	36,76	1,99	6.071	96,52		55,66
AC03	Alimentación	14,583	9.000			5.000			
	Concentrado		5.150	57,22		111	2,22	1.152,300	
	Cola		3.550	39,44	1,75	4.689	93,78		45,05
VH01	Alimentación	13,600	7.750			3.400			
	Concentrado		3.650	47,10		81	2,38	1.285,400	
	Cola		3.400	43,87	2,12	3.170	93,24		41,98
VH02	Alimentación	10,217	8.700			5.030			
	Concentrado		5.150	59,20		94	1,87	841,400	
	Cola		2.550	29,31	1,69	4.882	97,06		53,51
ET01	Alimentación	24,100	5.800			3.020			
	Concentrado		3.100	53,45		98	3,25	1.196,100	
	Cola		2.150	37,07	1,87	2.771	91,75		30,82
EV01	Alimentación	10,133	7.700			3.853			
	Concentrado		3.950	51,30		88	2,28	728,700	
	Cola		3.572	46,39	1,95	3.632	94,26		43,78
T01	Alimentación	12,083	3.350			2.545			
	Concentrado		2.667	79,61		107	4,20	314,300	
	Cola		352	10,51	1,26	2.408	94,62		23,79

Tabla 4.33. Resultados de ensayos de concentración por muestra, material pasante 200 mallas.

Muestra	Descripción	Tenor (gr Au/ton)	KC (gr)	%Peso	Tenor (gr Au/ton)	K2
AC01	Alimentación	13,433	3.400			
	Concentrado		485	14,26	19,200	
	Cola		2.032	59,76		7,01
AC02	Alimentación	29,800	2.715			
	Concentrado		113	4,16	147,300	
	Cola		2.546	93,78		24,03
AC03	Alimentación	11,600	3.050			
	Concentrado		242	7,93	54,700	
	Cola		2.715	89,02		12,60
VH01	Alimentación	10,067	2.150			
	Concentrado		71	3,30	78,700	
	Cola		2.076	96,56		30,28
VH02	Alimentación	12,433	2.600			
	Concentrado		262	10,08	18,900	
	Cola		1.817	69,88		9,92
ET01	Alimentación	33,267	2.300			
	Concentrado		274	11,91	48,200	
	Cola		1.714	74,52		8,39
EV01	Alimentación	36,300	1.612			
	Concentrado		246	15,26	45,400	
	Cola		1.264	78,41		6,55
LL01	Alimentación	4,967	3.725			
	Concentrado		186	4,99	29,900	
	Cola		2.907	78,04		20,03
T01	Alimentación	40,717	981			
	Concentrado		172	17,53	84,800	
	Cola		741	75,54		5,70

Tabla 4.34. Porcentajes de recuperación de concentrados.

Muestra	%R C1 (Fase 1)	%R C2 (Fase 2)	%R Total
AC01	97,91	20,39	63,58
AC02	90,81	20,57	68,53
AC03	97,45	37,41	84,27
VH01	98,78	25,82	86,12
VH02	88,98	15,32	68,44
ET01	83,86	17,26	57,78
EV01	82,18	19,09	53,90
LL01	-	30,06	24,68
T01	83,08	36,52	48,76

Tabla 4.35. Balances pirometalúrgicos del proceso completo seguido, para cada una de las muestras.

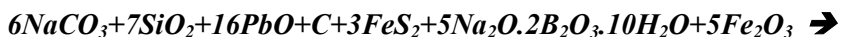
Muestra	Axa (mg)	Bxb+Dxd (mg)	Bxb (mg)	C1xc1 (mg)	C1xc1<Bxb (mg)	Dxd (mg)	C2xc2 (mg)	C2xc2<D.d (mg)
AC01	110,805	108,118	62,445	61,139	1,306	45,673	9,312	36,361
AC02	328,811	310,715	229,808	208,688	21,120	80,907	16,645	64,262
AC03	167,495	166,630	131,250	127,905	3,345	35,380	13,237	22,143
VH01	127,380	127,043	105,400	104,117	1,283	21,643	5,588	16,056
VH02	122,793	121,212	88,885	79,092	9,793	32,327	4,952	27,375
ET01	225,720	216,293	139,780	117,218	22,562	76,513	13,207	63,307
EV01	139,680	136,542	78,027	64,126	13,901	58,516	11,168	47,347
LL01	22,536	18,501	-	-	-	18,501	5,561	12,939
T01	98,891	80,422	40,479	33,630	6,849	39,943	14,586	25,357

4.7.2.- Pirometalurgia de los Concentrados Obtenidos

La pirometalurgia ejecutada para la determinación del tenor de oro en los concentrados obtenidos fue objeto de estudio detallado, con el propósito de determinar la carga fundente más eficiente para la fusión del oro y una óptima separación de las fases, debido a la marcada diferencia de peso específico entre los dos líquidos generados, permitiendo una completa segregación de las mismas, obteniendo el metal precioso aleado y la escoria.

En este análisis se contemplaron variaciones en la cantidad de los reactivos fundentes empleados y la masa del concentrado de la muestra a ser estudiada; respetando además la reacción química que se genera durante el proceso de la fusión del oro, y evaluando la presencia de ciertos minerales de carácter oxidante como es la hematita; minerales que luego de la limpieza pueden ser detectados más fácilmente por la reducción del contenido de minerales no deseados en las muestras.

La reacción química que se genera durante la fusión del oro, para dichas muestras es la siguiente:



La reacción generada permite conocer la masa mínima para reactivo fundente requerido, garantizando una óptima fusión del oro, la separación total de las moléculas de plomo, que será aleado con los metales preciosos y el arrastre completo de las moléculas de hierro a las escorias, gracias a la formación del trisilicato férrico, evitando la presencia de subsilicatos ferrosos que puedan corroer las paredes internas del crisol, como consecuencia de la elevada afinidad que existe entre el mismo y la sílice que constituye al crisol.

Las masas mínimas de los reactivos, obtenidos teóricamente mediante la reacción química y que a su vez avale los puntos antes descritos son: 29,48 gr de NaCO_3 , 5,48 gr de Bórax Deca-Hidratado, 17,13 gr de Sílice y 10 gr de muestra; éstas pueden ser ligeramente elevadas, agregando en exceso algunos de estos reactivos, a fin de garantizar la formación de los compuestos finales requeridos.

Las variaciones de la carga fundente, pueden ser observadas en la tabla 4.35, tomando el concentrado retenido de la malla 200 de la muestra AC01 como objeto principal de estudio y los resultados obtenidos por crisol se pueden observar en la tabla 4.36.

Tabla 4.36. Carga fundente para prueba de fusión al crisol de concentrados, muestra AC01.

Reactivo / Muestra (gr)	Crisol #1	Crisol #2	Crisol #3	Crisol #4
Litargirio	30	30	30	30
Carbonato	30	30	15	30
Bórax	5	5	10	5
Sílice	5	5	2	0
Harina	2	2	2	1
Muestra	15	10	15	15

Tabla 4.37. Resultados de Tenor de oro para concentrados de prueba de fusión al crisol.

Crisol	mg Au	Tenor (gr Au /ton)
1	9,18	306,00
2	21,432	714,40
3	13,9	463,33
4	10,523	350,77

De este ensayo realizado se toma como carga a ser utilizada la empleada en el crisol #2 con unas variaciones significativas en los contenidos de harina y sílice, aumentando la harina de dos a tres gramos, estando por encima de la masa requerida de la misma con el propósito de alcanzar la reducción total del plomo presente en el litargirio. La sílice varía de cinco a veinte gramos, de manera tal de aumentar el grado de acidez de la muestra ensayada y garantizar la formación del trisilicato férrico, evitando la corrosión del crisol, dado que esto puede traer como consecuencia el agrietamiento de las paredes del mismo, existiendo la posibilidad de tener una pérdida considerable del producto de la fusión.

En los Difractogramas de Rayos X realizados para los concentrados (figura 4.14 y 4.15), se exponen minerales adicionales que en las muestras cabezas no se muestran. Estos difractogramas permiten definir la presencia de tremolita, magnesiohornblenda, hematita, ferroactinolita, kaersutita, actinolita, pirita, cadmio – oro y kaolinita, destacándose entre ellos la pirita como mineral útil y cadmio – oro, que también denota la presencia de oro.

La presencia de estos minerales pesados altera las características del material en estudio, indicando que la mena es de un alto poder oxidante y de un carácter muy básico, como consecuencia de la elevada presencia de óxidos férricos y la considerable disminución del contenido de sílice proporcionada por el cuarzo, deprimiendo el carácter reductor propio de la pirita, siendo éstas además, un tipo de menas relativamente raras de encontrar, exigiendo una evaluación especial.

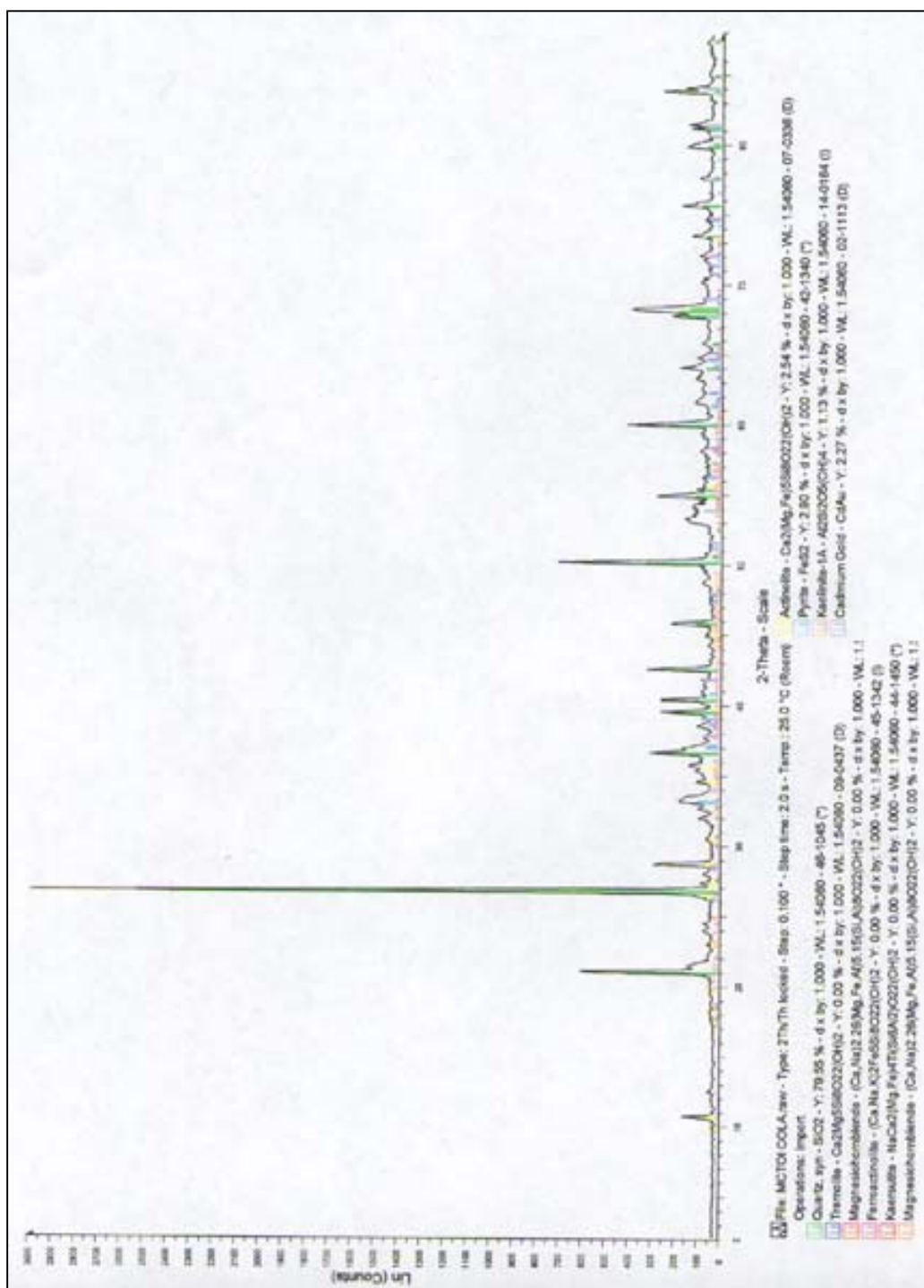


Figura 4.23. Difractograma del concentrado KC, muestra ET01.

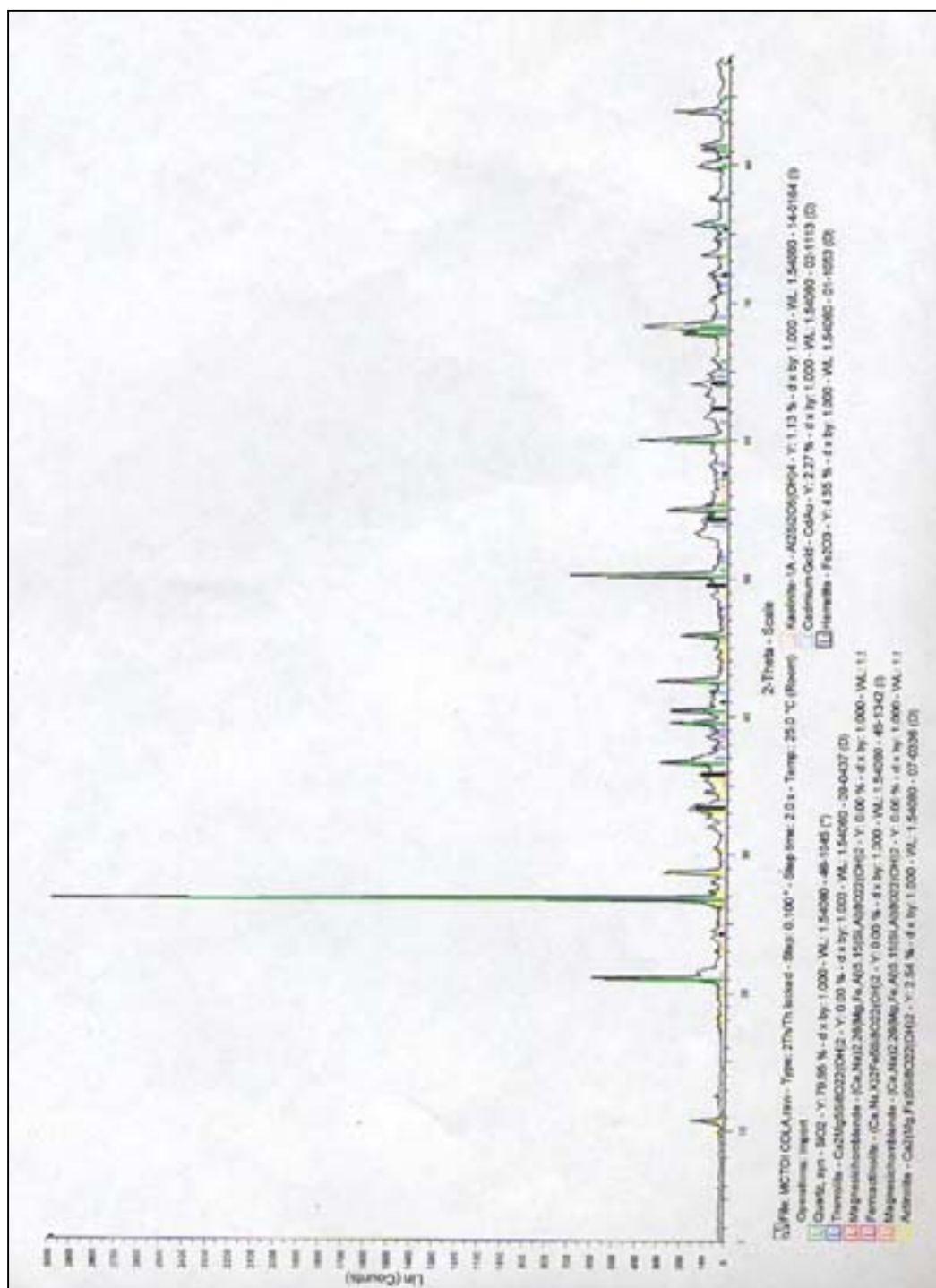


Figura 4.24. Difractograma del concentrado KC, muestra AC01.

Para verificar la característica oxidante de las muestras en estudio se realizó un análisis de contenido de azufre. Este estudio se llevó a cabo por el Método Gasométrico, con un equipo analizador de azufre y carbono, marca LECO CS-200, que se encuentra ubicado en el Laboratorio Químico Instrumental de la Escuela de Metalurgia y Ciencias de los Materiales. El equipo utiliza la diferencia de conductividad térmica entre el oxígeno y el dióxido de carbono.

Para este método, una muestra de peso conocida es depositada en un crisol especial de cerámica de la misma casa fabricante del equipo; el crisol que contiene la muestra es colocado en un horno de inducción de alta frecuencia que posee el equipo, en un tubo de combustión encerrado, por donde atraviesa el oxígeno. La muestra es calentada a una temperatura mayor a los 1.650 °C, oxidándose y quemándose por completo. Todo el carbono que contiene la muestra es oxidado a CO₂ e igualmente el azufre es oxidado a bióxido de azufre (SO₂), mientras que el hierro y otros elementos aleados son convertidos en óxidos sólidos.

El análisis gasométrico fue realizado para la muestra ET01, indicando que la muestra cabeza y el concentrado del Concentrador Knelson, contienen 0,00287% y 0,00481% respectivamente. Con los resultados obtenidos de este análisis, se puede observar que aunque hay un aumento del contenido de azufre en la muestra, éste no tiene el efecto reductor esperado en el momento de la fusión del crisol.

4.8.- ANÁLISIS DE RESULTADOS

4.8.1.- Fase 1

Los resultados obtenidos, luego de la ejecución de los análisis de concentración para cada una de las muestras, permiten apreciar un considerable incremento en el tenor de oro para cada una de ellas.

La Mesa Wilfley, demuestra ser un óptimo equipo a ser empleado como equipo de desbaste para la obtención de preconcentrados, logrando realizar una primera depuración del género que es alimentado, estableciendo como requisito de operación, el tiempo de permanencia y el recorrido del material sobre el tablero, siendo este lo más prolongado posible, asegurando que el efecto de las sacudidas y el caudal del agua de lavado, logren desplazar a las partículas que debido a la marcada diferencia de densidad, comprobada durante los ensayos de concentración, por medio de observaciones cualitativas, apreciándose la formación de amplias y bien marcadas bandas de minerales oscuros y claros, que se generan debido a la diferencia de densidades (útiles y estériles), además, el empleo de la Mesa Wilfley como equipo de desbaste de oro, con un material que ha sido clasificado previamente, permite una mayor recuperación de oro, ya que los finos de –200 mallas dificultan la operación de desbaste.

El preconcentrado obtenido durante el proceso de desbaste en la Mesa Wilfley sigue a una segunda etapa de limpieza, gracias al empleo del Concentrador Knelson para la obtención del concentrado final. El mayor tenor de oro obtenido para los concentrados de esta fase, se presenta en la muestra AC02 con 1.846,800 gr Au / ton y el menor tenor de oro se presenta en la muestra AC01 con 210,100 gr Au / ton.

La fracción de material retenido por la malla 200 (0,074mm), presenta porcentajes de recuperación muy elevados como consecuencia del proceso de desbaste al cual fue sometida la muestra previamente de su pase por el Concentrador

Knelson, destacándose la muestra VH01 con la mayor recuperación con un 98,78 % y la muestra EV01 con el menor porcentaje de recuperación con 82,18 %. El grado de concentración para las muestras analizadas en esta fase, se encuentra en valores medios tales como la muestra AC02 con el mayor grado de concentración en 55,66 y la muestra AC01 con el menor en 20,62.

4.8.2.- Fase 2

Los resultados obtenidos para la segunda fase del proceso, luego de la ejecución de los análisis de concentración para cada una de las muestras, permiten apreciar un incremento en el tenor de oro de las mismas. Cabe destacar que los porcentajes de recuperación y los grados de concentración de éstas no son elevados, debido de que a esta fracción de material no se le estableció un límite inferior de clasificación dimensional, lo cual no garantizó una concentración ideal en el Concentrador Knelson, permitiendo que parte del oro que se encuentra presente pase a las colas.

Los tenores de oro de los concentrados obtenidos en esta segunda fase del proceso son poco menores en comparación con los obtenidos en la primera fase, encontrando el mayor tenor de oro de los concentrados obtenidos para la muestra AC02 con 147,300 gr Au / ton y el menor tenor de oro para la muestra VH02 con 18,900 gr Au / ton. El porcentaje de recuperación para ésta fase es muy variable, encontrando el mayor en la muestra AC03 con 37,41 % y el menor para la muestra VH02 con 15,32 %; al igual que el grado de concentración, donde se aprecia el mayor en la muestra VH01 con 30,28 y el menor en la muestra T01 con 5,70.

Con los resultados obtenidos de esta fase, se puede justificar la etapa de desbaste a la que es sometida cada una de las muestras, por medio de la Mesa Wilfley para continuar su paso al Concentrador Knelson.

Los resultados obtenidos pueden ser más fácilmente apreciados, mediante la figura 4.25, donde se presentan los tenores de oro para cada uno de los productos analizados

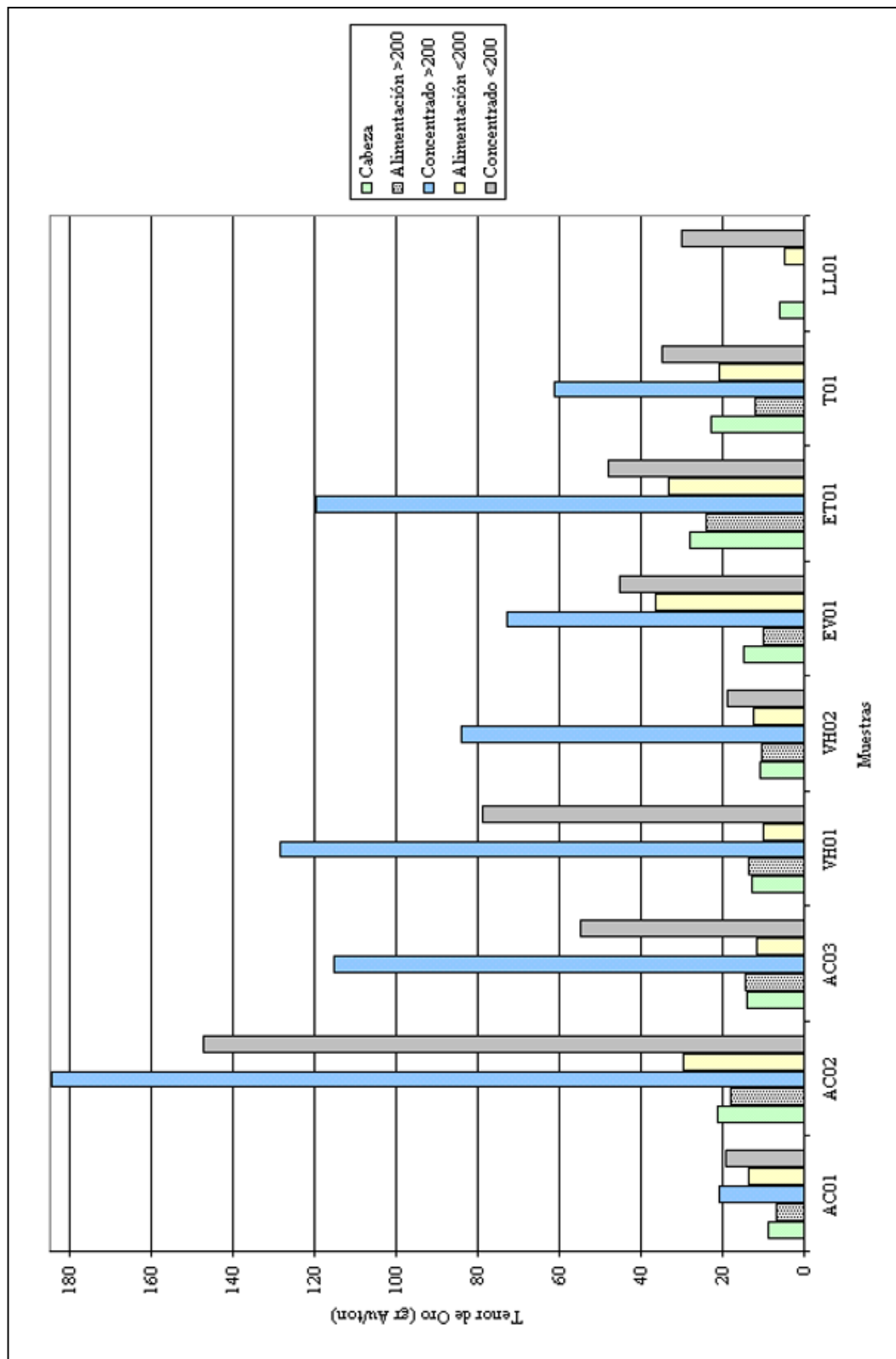


Figura 4.25. Representación gráfica del tenor de oro por muestra.

CONCLUSIONES

Los resultados obtenidos de este trabajo de investigación para la concentración gravimétrica, mediante el empleo de la Mesa Wilfley, como equipo de obtención de preconcentrados y el Concentrador Knelson, como equipo de limpieza y concentración definitiva, del oro contenido en las lagunas de colas de la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), permiten concluir lo siguiente:

- La utilización del método gravimétrico por corrientes de tipo fluvial, para la concentración del oro presente en las colas de la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), demuestra ser muy ventajosa.
- Una adecuada alimentación con una clasificación dimensional previa, demuestra ser óptima para los equipos, ajustándose esta clasificación a los parámetros de operación de los equipos empleados para la concentración.
- Las muestras recibidas destacan la ausencia de oro libre, debido a que éste encuentra asociado en la pirita, demostrándose que el proceso de amalgamación empleado por la Asociación Civil Minera Corregente es eficiente, permitiendo el paso de la pirita aurífera a las lagunas de colas.
- La ausencia de cuarzo en los concentrados obtenidos, como consecuencia del proceso de concentración (desbaste + limpieza), genera alteraciones en la acidez de las muestras, requiriendo ejecutar variaciones de importancia en la carga fundente a ser empleada para el análisis pirometalúrgico de dichos concentrados.
- El proceso, planteado en esta investigación, es considerado idóneo para la recuperación del oro contenido en las lagunas de colas de la asociación.

- La laguna de colas de la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), presenta un tenor de oro elevado, incrementándose considerablemente luego del proceso de desbaste y limpieza considerado en este trabajo de investigación.
- La máxima recuperación del oro contenido en las colas de la Asociación, es de un 98,78% para la muestra VH01, presentando un grado de concentración de 41,98 en su fracción retenida por la malla 200; para la fracción pasante de dicha malla, la recuperación mayor se presenta en la muestra AC03 con 37,41%, presentándose el mayor grado de recuperación en la muestra VH01 con 30,28.
- El mayor tenor de oro para los concentrados obtenidos en la *fase 1* del circuito planteado, se encuentra en la muestra AC02 con 1.846,800 gr Au / ton. El menor tenor de oro para esta sección antes mencionada, se encuentra en la muestra AC01 con 210,100 gr Au / ton.
- El mayor tenor de oro de los concentrados en la *fase 2*, se encuentra en la muestra LL01 con un tenor de 29,9 gr Au/ton, seguidamente de la muestra VH01 y AC03 con un tenor de 24,7 gr Au/ton, respectivamente.
- Para obtener elevados porcentajes de recuperación del oro contenido en las lagunas de colas de la asociación, es necesario establecer restricciones granulométricas del material cabeza a concentrar, requiriendo la realización de una clasificación granulométrica previa para cada muestra.
- Los concentrados de las muestras, enviadas por la asociación, presentan un bajo contenido de cuarzo y un elevado contenido de óxidos férricos, lo que genera su comportamiento básico con un elevado poder oxidante, requiriendo la incorporación de sílice reactiva, aumentando su acidez para evitar incidentes no deseados durante la ejecución de la pirometalurgia.

RECOMENDACIONES

El estudio realizado permite establecer las siguientes recomendaciones:

- Realizar modificaciones en los parámetros de operación de los equipos de concentración empleados, con el propósito de lograr un proceso de concentración óptimo, disponiendo de suficiente cantidad de masa por muestra para estos ensayos. La Mesa Wilfley puede presentar variaciones en la razón de alimentación, inclinación del tablero, caudal de agua de lavado, amplitud de la sacudida y la frecuencia de las mismas. En el caso del Concentrador Knelson se pueden realizar cambios en la razón de alimentación y la presión de fluidización.
- Continuar el estudio de concentración, con la aplicación de un circuito cerrado para el tratamiento de las muestras, permitiendo analizar las posibles pérdidas de mineral aurífero dentro de las colas del proceso.
- Evaluar por absorción atómica u otro método cuantitativo los concentrados obtenidos, lo cual permita determinar los contenidos de óxidos férricos presentes, responsables directos de la alteración del poder oxidante y carácter básico de las muestras, que permitiendo establecer los valores apropiados de carga fundente a ser empleados en los análisis de fusión al crisol de dichos concentrados.
- Implementar dentro del proceso productivo, de la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), el circuito de concentración definido en este trabajo de investigación, con el propósito de elevar la recuperación del oro e iniciar el retratamiento del material contenido en las lagunas de colas, contentivo de elevados tenores de oro, aumentando de esta forma los beneficios económicos de dicha asociación.

✦ Considerar dentro de los planes de mitigación de impacto ambiental de la Asociación Civil Minera Corregente (ASOCIMICORRE), un estudio detallado para la elaboración de nuevas lagunas de manejo de colas, las cuales se encuentren dotadas de geomembranas aislantes que eviten el paso de contaminantes a los suelos. Esto permite el manejo seguro de las colas generadas durante el proceso de retratamiento del material considerado en este trabajo de investigación, como consecuencia del elevado contenido de sulfuros que pueden generar alteraciones considerables en los suelos y al ambiente que rodea a la zona.

BIBLIOGRAFÍA

- BOADA, Sorangel (1990). **“Obtención de Preconcentrados de Circón, Rutilo e Ilmenita por Método Gravimétrico a partir de las Arenas Negras de la Zona de Boquerones, Distrito Cedeño Estado Bolívar”**. Trabajo Especial de Grado. Inédito. Universidad Central de Venezuela, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Caracas, Venezuela. 114 páginas.
- DANA – H. (1960). **“Manual de Mineralogía”**. Segunda Edición, Editorial Reverté, S.A. Barcelona, España. 600 páginas.
- DEPARTAMENTO DE R.R.P.P. MONARCH (sf). **“Monarch Resources Limited”**. Toronto, Canadá. 15 páginas.
- ESTRADA, Diyubeth (2001). **“Beneficio Mineral de la Mica Presente en la Cantera Cura, San Joaquín, Estado Carabobo”**. Trabajo Especial de Grado. Inédito. Universidad Central de Venezuela, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Caracas, Venezuela. 124 páginas.

- GARCÍA, Manuel (1999). **“Recuperación de Oro Fino por Concentrador Knelson a partir de las Colas del Proceso de Beneficio de la Mena Aurífera de la Empresa C.V.G. MINERVEN C.A.”**. Trabajo Especial de Grado. Inédito. Universidad Central de Venezuela, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Caracas, Venezuela. 125 páginas.

- KELLY, E. y D., SPOTTISWOOD, (1990). **“Introducción al Procesamiento de Minerales”**. Editorial Limusa, S.A. Distrito Federal, México. 515 páginas.

- MARTIZ, Mónica (2000). **“Obtención de Preconcentrados de Minerales Pesados de Circón e Ilmenita Provenientes de Depositos de la Zona de Villacoa, Distrito Cedeño, Estado Bolívar, por la Tecnología de Separación Gravimétrica”**. Trabajo de Ascenso. Inédito. Universidad Central de Venezuela, Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Caracas, Venezuela. 92 páginas.

- MARTIZ, Mónica (sin fecha). **“Guías de la Asignatura Minería del Oro”**. Universidad Central de Venezuela. Caracas, Venezuela. Inédito.

- MARTIZ, Mónica (sin fecha). **“Guías de la Asignatura Docimasia”**. Universidad Central de Venezuela. Caracas, Venezuela. Inédito.

- MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS (sin fecha). **“Informe Técnico Asociación Civil Minera Corregente, ASOCIMICORRE”**. Archivo General, Dirección de Catastro Minero, Ministerio de Energía y Minas. Caracas, Venezuela. 2 Folios.

- PELAEZ, Eduardo (1976). **“Preparación y Concentración de Minerales”**. Trabajo Multigrafiado. Escuela de Geología, Minas y Geofísica. Universidad Central de Venezuela. Caracas, Venezuela. 4 Tomos.

- TAGGART, Arthur (1966). **“Elementos de Preparación de Minerales”**. Primera Edición, Editorial Interciencias. Madrid, España. 2 Volúmenes.