

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

RECUPERACIÓN DEL CARBONATO DE CALCIO PROVENIENTE DE LOS FINOS DE LA CLASIFICACIÓN DE LA CALIZA EN LA CORPORACIÓN DE CEMENTO ANDINO CA

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
para optar al Título de
Ingeniero en Minas
Por el Br. Lezama López Pedro C.

Caracas, octubre de 2001.

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

RECUPERACIÓN DEL CARBONATO DE CALCIO PROVENIENTE DE LOS FINOS DE LA CLASIFICACIÓN DE LA CALIZA EN LA CORPORACIÓN DE CEMENTO ANDINO CA

TUTOR ACADÉMICO: Prof. Mónica Martíz

TUTOR INDUSTRIAL: Ing. Wellman Argüello

Presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
para optar al Título de
Ingeniero en Minas
Por el Br. Lezama López Pedro C.

Caracas, octubre de 2001.

©Lezama López Pedro, 2001.

Hecho el Depósito de Ley.

Depósito Legal lft.4872001620208

AGRADECIMIENTOS

Al Departamento de Minas de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la Universidad Central de Venezuela por permitir la realización del presente trabajo especial de grado.

A la profesora Mónica Martíz, por su labor como tutor académico y coordinadora de las actividades necesarias para la culminación del presente trabajo.

A la Corporación de Cemento Andino, por su imprescindible aporte para la realización del presente trabajo especial de grado, así como a todo el personal de la Corporación Andina de Cemento.

Al ingeniero Wellman Argüello jefe del departamento de cantera, por su labor como tutor industrial y coordinador de las actividades realizadas en la empresa.

Al ingeniero Edgar Molina jefe del departamento de control de calidad, por su el aporte prestado durante las actividades realizadas en los laboratorios de la empresa.

Al profesor Manuel García, por su colaboración durante las actividades realizadas en los laboratorios de la Universidad Central de Venezuela.

A José Chitti y Francisco Fernández por la colaboración prestada.

A mi Familia.

Lezama L., Pedro C.

**RECUPERACIÓN DEL CARBONATO DE CALCIO
PROVENIENTE DE LOS FINOS DE LA CLASIFICACIÓN
DE LA CALIZA EN LA CORPORACIÓN DE CEMENTO ANDINO CA**

Tutor Académico: Prof. Mónica Martíz. Tutor Industrial: Ing. Welman Argüello.

Tesis. Caracas, UCV Facultad de Ingeniería Escuela de Geología Minas y Geofísica.

Año 2001, 141 pp.

**Palabras Claves: Cemento, Cal, Carbonato de Calcio, Corporación Andina de Cemento,
Trujillo, Clasificación isodrómica, Clasificador en Espiral.**

Resumen. El presente trabajo se realizó bajo la petición de la Corporación Andina de Cemento CA para realizar estudios respecto a la posibilidad de recuperación del carbonato de calcio presente en los finos, el cual representa el 38% de las reservas y que es producto de la clasificación mecánica de la roca caliza proveniente de la unidad 4.

Se realizó un muestreo de la escombrera de finos del cual se determinaron las siguientes características: CaO 27,88%; SiO₂ 25,68%; Al₂O₃ 9,75%; Fe₂O₃ 2,88% y P₂O₅ 1,21%. Con un 62,40% pasante de la malla #40 (0,425 mm); la fracción entre las mallas - #18 + #40 se le determinó una velocidad de sedimentación de 5,954 cm/seg a dilución infinita.

Se concluyó que el método de recuperación debe ser realizado por vía húmeda para poder disgregar los terrones y separar las partículas finas que se encuentran adheridas a las más gruesas. Se utilizó el tamaño máximo de las partículas de 25 mm (1 pulg.) para seleccionar el equipo clasificador. El clasificador en espiral o clasificador de tornillo sin fin, permite trabajar con el rango granulométrico del material además, tiene la versatilidad de poder ser empleado tanto como clasificador como lavador por lo que fue seleccionado como el equipo de ensayo.

Los ensayos de clasificación se realizaron bajo cuatro niveles de velocidad de rotación de la espiral (13; 19; 28 y 40 rpm) con un caudal de agua de 13 l/min y un 30% de sólidos en la alimentación. La máxima recuperación de cal se logró a 13 rpm obteniéndose una recuperación del 82,13%; se presentó un máximo secundario en el ensayo de 28 rpm que mostró una recuperación del 77,65%. La mínima recuperación de fosfato se obtuvo en el ensayo de 40 rpm la cual fue del 57,50%.

Aunque todos los ensayos presentaron Módulos de Sílice dentro de los rangos, ningún ensayo presentó valores del Factor de Saturación de Cal, ni del Módulo de Alúmina dentro de los rangos estipulados para obtener un producto que no requiera de correctivos para su empleo como mezcla cruda en el proceso de elaboración del cemento.

INDICE

AGRADECIMIENTOS

RESUMEN	I
---------	---

LISTA DE TABLAS	VII
-----------------	-----

LISTA DE FIGURAS	X
------------------	---

INTRODUCCIÓN	1
--------------	---

CAPITULO 1. GENERALIDADES	2
----------------------------------	----------

1.1. Objetivos	2
----------------	---

1.1.1. Objetivo General	2
-------------------------	---

1.1.2. Objetivos Específicos	2
------------------------------	---

1.2. Geología	2
---------------	---

1.2.1. Geología Regional	2
--------------------------	---

1.2.2. Geología Local	4
-----------------------	---

1.2.3. Muestra Específica.	6
----------------------------	---

1.3. Corporación de Cemento Andino CA.	7
--	---

1.3.1. Reseña Histórica	7
-------------------------	---

1.3.2. Ubicación	8
------------------	---

1.3.3. Descripción del Proceso	9
--------------------------------	---

1.3.4. Comercialización	12
-------------------------	----

CAPITULO 2. CEMENTO	15
2.1. Materia Prima.	15
2.1.1. Mezcla	17
2.2. Proceso de Elaboración del Cemento	24
2.2.1. Proceso de Extracción	24
2.2.2. Molienda de la Materia Prima	25
2.2.3. Calcinado	27
2.2.4. Molienda Final	31
2.3. Productos	31
 CAPITULO 3. CLASIFICACIÓN ISODRÓMICA	 35
3.1. Fundamento	35
3.2. Movimiento de Cuerpos en un Fluido	36
3.2.1. Coeficiente de Arrastre	36
3.2.2. Velocidad Límite	38
3.2.3. Partículas no Esféricas	44
3.2.4. Relaciones de Isodromía	48
3.2.5. Sedimentación	48
3.2.6. Estanques de Asentamiento	51
 CAPITULO 4. CLASIFICADOR DE TORNILLO SIN FIN	 55
4.1. Principio de Operación	56
4.2. Factores de Selección	61

CAPITULO 5. DESARROLLO EXPERIMENTAL	69
5.1. Metodología	69
5.2. Toma de Muestra	71
5.3. Caracterización de la Muestra	77
5.3.1. Análisis Granulométrico	77
5.3.2. Análisis Instrumentales	81
5.3.2.1.Refracción de Rx	81
5.3.2.2.Difracción de Rx	81
5.3.3. Velocidad de Sedimentación	87
5.3.4. Humedad y Densidad	90
5.4. Montaje Experimental	91
5.4.1. Descripción del equipo	91
5.4.2. Variables Experimentales	94
5.4.3. Ensayos Cualitativos	97
5.5. Ensayos Exploratorios	100
5.6. Análisis de los Ensayos Exploratorios	108
5.7. Diseño experimental	116
5.8. Ensayos Definitivos	117
5.9. Análisis de los Resultados	122
 CAPITULO 6. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	 133
6.1. Conclusiones	133
6.2. Recomendaciones	137

ANEXOS

- Anexo I. Normativa ASTM C50-78 (Parte)
- Anexo II. Ubicación en Coordenadas UTM de las Calicatas y el Borde de la Escombrera
- Anexo III. Balance de Masas para los Ensayos Exploratorios
- Anexo IV. Análisis de Varianza de los Ensayos Exploratorios
- Anexo V. Balance de masas para los Ensayos Definitivos
- Anexo VI. Análisis de Varianza de los Ensayos Definitivos
- Anexo VII. Procedimiento para el Análisis Químico por Vía Húmeda del Porcentaje de CaO
- Anexo VIII. Procedimiento Para el Análisis Químico por Refracción de Rx

LISTA DE FIGURAS

Figura 1.1.	Mapa Municipal del Estado Trujillo.	8
Figura 1.2.	Linderos de la Corporación de Cemento Andino CA.	9
Figura 1.3.	Flujo grama de las operaciones para la elaboración del Cemento	14
Figura 2.1.	Relación a una atmósfera de presión del sistema C-A-S, se resalta el área $C_3S-C_2S-C_3A$.	18
Figura 2.2.	Relación entre el FSC y el MS según las características de cocción del Clinker	22
Figura 2.3.	Zonas de reacción y perfil de temperaturas para el gas y el clinker (material) en un horno del proceso por vía húmeda.	29
Figura 3.1.	Gráfica del factor de fricción para partículas	38
Figura 3.2.	Datos de la figura 3.1 vueltos a trazar en función de $fd Re^2$ y fd / Re contra Re .	44
Figura 3.3.	Esquema de funcionamiento de un estanque ideal.	52
Figura 4.1.	Clasificador en Espiral	55
Figura 4.2.	Sección Transversal de un Clasificador en Espiral.	59
Figura 4.3.	Trayectoria de las Partículas Dentro del Clasificador en Espiral.	59
Figura 4.4.	Diámetros Disponibles de las Espirales.	62
Figura 4.5.	Pasos Aviables para los Espirales.	62
Figura 4.6.	Número de Espirales Disponibles.	63
Figura 4.7.	Relaciones de Poleas para el Control de Velocidad.	64
Figura 4.8.	Longitudes de Espirales Disponibles.	64
Figura 4.9.	Profundidades Estándar del Estanque.	65

Figura 4.10.	Secciones Estándar del Estanque.	66
Figura 4.11.	Ensamblajes Disponibles para los Clasificadores en Espiral.	66
Figura 4.12.	Sistema de la Caja de Agua en Spray.	68
Figura 5.1.	Flujo grama del proceso experimental.	70
Figura 5.2.	Fotografía de la Berma de la Escombrera de Finos.	72
Figura 5.3.	Calicata Realizada para la Toma de Muestra.	72
Figura 5.4.	Proceso de Cuarteo de la Muestra.	72
Figura 5.5.	Muestra Empacada e Identificada de una Calicata.	73
Figura 5.6.	Mapa de Ubicación de las Calicatas en la Escombrera.	74
Figura 5.7.	Ladera de la Escombrera.	75
Figura 5.8.	Filas de Muestreo a lo Largo de la Ladera.	75
Figura 5.9.	Embalaje de la Muestra.	76
Figura 5.10.	Curvas Granulométricas de la Cabeza.	80
Figura 5.11.	Porcentaje de Óxidos por Fracción de Tamaño.	84
Figura 5.12.	Velocidades de Sedimentación Según el Porcentaje de Sólidos en la Pulpa.	89
Figura 5.13.	Clasificador en Espiral de Laboratorio.	92
Figura 5.14.	Caja Reductora del Clasificador de Laboratorio.	92
Figura 5.15.	Alimentador Vibratorio.	93
Figura 5.16.	Diagrama de las Zonas de Desenlodado.	100
Figura 5.17.	Granulometría (%Pasante) de la DS de los EE y de la Alimentación.	107
Figura 5.18.	Efecto del %Sólidos en los Óxidos Presentes en la DS.	113
Figura 5.19.	Efecto del %Sólidos en la Recuperación de los Óxidos.	114
Figura 5.20.	Efecto de las RPM en los Óxidos Presentes en la DS.	115

Figura 5.21.	Efecto de las RPM en la Recuperación de los Óxidos.	115
Figura 5.22.	Granulometría (%Pasante) de la DS de los ED y de la Alimentación.	122
Figura 5.23.	Eficiencia contra RPM de los ED.	123
Figura 5.24.	Productividad de la DS en los ED.	124
Figura 5.25.	%H (DS) y %Sólidos (DI) para los ED.	125
Figura 5.26.	Óxidos Presentes en la DS (ED).	127
Figura 5.27.	Óxidos Presentes en la DI (ED).	127
Figura 5.28.	Porcentaje de Recuperación (ED).	128
Figura 5.29.	Factores de Calidad de los ED.	130

LISTA DE TABLAS

Tabla 2.1.	Composición Aproximada del clinker	30
Tabla 2.2.	Tipos de Cemento Estándar	33
Tabla 3.1.	Valores de K para distintas formas de partículas	47
Tabla 5.1.	Distribución Granulométrica en Seco. (CASA)	78
Tabla 5.2.	Distribución Granulométrica en Seco. (UCV)	79
Tabla 5.3.	Distribución Granulométrica en Húmedo. (UCV)	79
Tabla 5.4.	Características Químicas de la Escombrera de Finos.	82
Tabla 5.5.	Composición Química de las Fracciones de Tamaño.	83
Tabla 5.6.	Composición Esperada de una Clasificación Ideal del Material.	85
Tabla 5.7.	Factores Esperados en una Clasificación Ideal del Material.	85
Tabla 5.8.	Velocidades de Sedimentación a Dilución Infinita.	87
Tabla 5.9.	Velocidades de Sedimentación (cm/seg) Según el Porcentaje de Sólidos en la Pulpa.	89
Tabla 5.10.	Velocidades de Giro de la Espiral.	92
Tabla 5.11.	Análisis Químico de la Alimentación (EE).	101
Tabla 5.12.	Parámetros Físicos del ensayo 13-30.	102
Tabla 5.13.	Distribución de Masa en los Productos (13-30).	102
Tabla 5.14.	Análisis Químico de los Productos (13-30).	102
Tabla 5.15.	Análisis Químico Promedio de los Productos (13-30).	102
Tabla 5.16.	Parámetros Físicos del ensayo 13-40.	103
Tabla 5.17.	Distribución de Masa en los Productos (13-40).	103
Tabla 5.18.	Análisis Químico de los Productos (13-40).	103

Tabla 5.29.	Análisis Químico Promedio de los Productos (13-40).	103
Tabla 5.20.	Parámetros Físicos del ensayo 40-30.	104
Tabla 5.21.	Distribución de Masa en los Productos (40-30).	104
Tabla 5.22.	Análisis Químico de los Productos (40-30).	104
Tabla 5.23.	Análisis Químico Promedio de los Productos (40-30).	104
Tabla 5.24.	Parámetros Físicos del ensayo 40-40.	105
Tabla 5.25.	Distribución de Masa en los Productos (40-40).	105
Tabla 5.26.	Análisis Químico de los Productos (40-40).	105
Tabla 5.27.	Análisis Químico Promedio de los Productos (40-40).	105
Tabla 5.28.	Masa Promedio en gr. de los Óxidos Recuperados (EE).	106
Tabla 5.29.	Recuperación Promedio de los EE.	106
Tabla 5.30.	Eficiencia y Producción de los EE.	106
Tabla 5.31.	% Pasante del producto de la DS de los EE.	107
Tabla 5.32.	Efecto del %Sólidos en la Alimentación sobre PQ.	109
Tabla 5.33.	Efecto del %Sólidos en la Alimentación sobre PF.	109
Tabla 5.34.	Efecto de las RPM sobre PQ.	110
Tabla 5.35.	Efecto de las RPM sobre PF.	110
Tabla 5.36.	Efecto de las Variables sobre la Recuperación.	110
Tabla 5.37.	Análisis Químico de la Alimentación (ED).	117
Tabla 5.38.	Parámetros Físicos del ensayo 19.	118
Tabla 5.39.	Distribución de Masa en los Productos (19).	118
Tabla 5.40.	Análisis Químico de los Productos (19).	118
Tabla 5.41.	Análisis Químico Promedio de los Productos (19).	118
Tabla 5.42.	Parámetros Físicos del ensayo 28.	119

Tabla 5.43.	Distribución de Masa en los Productos (28).	119
Tabla 5.44.	Análisis Químico de los Productos (28).	119
Tabla 5.45.	Análisis Químico Promedio de los Productos (28).	119
Tabla 5.46.	Masa Promedio en gr. de los Óxidos Recuperados (ED).	120
Tabla 5.47.	Recuperación Promedio de los ED.	120
Tabla 5.48.	Eficiencia y Producción de los ED.	121
Tabla 5.49.	% Pasante del producto de la DS de los ED.	121

INTRODUCCIÓN

La explotación de un recurso natural no renovable conlleva a su eventual agotamiento, es por ello que se hace cada día más importante el lograr el máximo aprovechamiento de estos recursos; lo que ha motivado a llevar a cabo avances tecnológicos que permiten hoy recuperar materia prima de lo que anteriormente era considerado como desecho, e incluso considerar rentables yacimientos que antiguamente no lo eran.

La Corporación de Cemento Andino CA ha encontrado que el material de desecho del proceso de clasificación de la caliza del sector U4, denominado finos, presenta un elevado porcentaje de carbonato de calcio, el cual es vital para la industria del cemento. Estudios preliminares realizados por la empresa determinaron concentraciones de carbonato de calcio de alrededor del 50%, lo cual representa aproximadamente, que el 38% de las reservas se encuentran en estos finos que son actualmente desaprovechados.

Sobre la base de lo anteriormente mencionado, surge la necesidad de estudiar las posibilidades de recuperar el carbonato de calcio presente en estos finos, siendo necesario explorar la aplicabilidad de los diversos métodos de concentración de minerales, de acuerdo con las características específicas del material presente.

Para garantizar una verdadera fiabilidad de los ensayos, es imperativo realizar un patrón de muestreo que garantice la máxima representatividad de las muestras a ensayar. Así como determinar las características mineralógicas y físicas de la muestra, lo que permitirá especificar los métodos o variantes de estos para la recuperación propuesta.

CAPITULO 1. GENERALIDADES

1.1. OBJETIVOS

1.1.1. Objetivo General

- Obtener la máxima recuperación del carbonato de calcio presente en los finos desechados que se obtienen en la clasificación granulométrica de la roca caliza perteneciente a la unidad 4, de la Corporación de Cemento Andino CA.

1.1.2. Objetivos Específicos

- Definir el mejor método de recuperación del carbonato en finos sobre la base de las propiedades físicas y químicas del material según las especificaciones requeridas por la Corporación de Cemento Andino CA.
- Disminuir la cantidad de material desechado por tonelada de caliza extraída, mediante el aprovechamiento de la fracción de finos rica en carbonatos.
- Incrementar las reservas de carbonato de calcio mediante el aprovechamiento del mismo que se encuentra presente en los finos.
- Alargar la vida útil del yacimiento al obtenerse un mayor rendimiento de la caliza explotada.

1.2. GEOLOGÍA

1.2.1. Geología Regional

La geología de la región del Estado Trujillo, donde se encuentran las instalaciones de la Corporación de Cemento Andino CA, está constituida por dos grandes formaciones típicas de ésta región, las cuales son la Formación Maraca y la Formación la Luna, y que debido a las

diferencias geológicas entre éstas se presentan rocas calizas de distintas calidades, lo que impone una mayor dificultad en la explotación y planeación de avance de la cantera, así como el control de las reservas geológicas disponibles.

- **Formación Maraca.** Es un índice estratigráfico que se extiende desde Perijá hasta los Andes de Lara. El espesor de la formación es siempre pequeño y varía entre un máximo de 120 m en las cabeceras del río Negro, adelgazando rápidamente a un promedio de 70 m en Perijá hasta la sección tipo de caño Maraca donde tiene 50 m. Hacia la región andina se adelgaza aún más, hasta espesores cercanos a los 8 m cerca de Escuque, Estado Trujillo y está ausente en el subsuelo de Barinas. Se compone típicamente de calizas arenosas conchíferas, gris en capas gruesas. Las calizas son más abundantes hacia la base y el espesor de la unidad no sobrepasa 10 a 20 m. El contacto entre la Formación Maraca y la Formación La Luna suprayacente es un cambio litológico contrastante que sugiere un cambio violento de ambiente. La edad de La Formación Maraca es Albiense Superior.
- **Formación La Luna.** Constituye la unidad litoestratigráfica más característica del Cretácico de Venezuela Occidental, de modo similar a la Formación Querecual en Venezuela Oriental. Consiste típicamente en calizas laminadas densas de color gris oscuro a negro, carbonáceas a bituminosas, con espesores de pocos centímetros y de arcillas, calcáreas o no, de color negro; como carácter notorio la formación presenta concreciones elipsoidales y discoidales de caliza negra dura, cuyo diámetro varía de pequeñas a casi un metro. La Formación La Luna se extiende por toda Venezuela Occidental con una litología uniforme, aunque el contenido de carbonato de calcio es mayor al norte de la región andina.

1.2.2. Geología Local

Los yacimientos explotados por la Corporación Andina de Cemento CA, están constituidos por arcilla esquistosa, caliza arcillosa, caliza y caliza masiva con arenisca y materias gruesas entremezcladas. Litológicamente, los distintos tipos de rocas son bastante diferentes y al respecto fueron agrupados en 10 unidades representados en orden descendiente, las unidades 1 a la 4 corresponden a la Formación La Luna aportando el 70% de la caliza explotada y las unidades 5 a la 10 pertenecen a la Formación Maraca que aporta el restante 30% de la caliza. Su descripción litológica es la siguiente:

- **Unidad 1:** Es una formación arenosa conteniendo arenisca de color rojo y anaranjado-café de grano medio hasta gruesa y arenisca sin capas con menores capas de arcilla. Dicha unidad alcanza espesores hasta de 30 metros.
- **Unidad 2:** Comprende arcilla esquistosa fisible con capas menores de arenisca. La arcilla esquistosa es de color predominante negro pero bajo los efectos de la meteorización, adquiere tonalidades rojas, anaranjadas y café. Yacimientos ferruginosos y calcáreos. La unidad varía entre 25 y 40 metros de espesor.
- **Unidad 3:** Es el miembro superior de la Formación La Luna y emerge en la cumbre occidental y oriental de la colina. En dirección este, la unidad tiene un espesor aparente de más de 80 m pero el espesor real será probablemente del orden de 55 a 60 metros, como es indicado en las perforaciones llevadas a cabo. Litológicamente, la unidad comprende mayormente arcilla esquistosas negras con capas delgadas de carbón no calcáreas con capas entremezcladas de arcillas esquistosas calcáreas y calizas, de un espesor de 10 metros, en intervalos regulares por toda la secuencia. La secuencia se caracteriza por la presencia de pirita, bien en forma repartida o bien en concentraciones

locales. En los niveles superiores, sin embargo, normalmente entre 15 y 20 metros debajo de las capas de superficie, la pirita está ampliamente oxidada por la acción de la intemperie.

- **Unidad 4:** Es el miembro inferior de la Formación La Luna y se extiende a lo largo de la cresta central y del flanco occidental de la colina. La unidad en general es de un espesor de 60 a 70 metros y comprende formaciones de caliza, caliza arcillosa y arcilla esquistosa calcárea. Igual a la formación de arcilla esquistosa colocada arriba, la Unidad 4 se caracteriza por una cantidad variable de materiales de pirita y de carbón, además, contiene capas delgadas de material fosfático, que eleva los contenidos locales de fósforo.
- **Unidad 5:** Se encuentra debajo de la Formación La Luna. El espesor es generalmente de 50 m, se caracteriza esta unidad por la presencia de caliza de una calidad total inferior, incluye caliza de tonalidad rojiza y café, contiene arenisca esquistosa.
- **Unidad 6:** Es predominantemente arenisca en que una capa de caliza o arcilla esquistosa está desarrollada. En la parte norte de la colina hay amplia existencia de la arenisca y según los sondeos realizados tiene un espesor entre 30 y 33 metros.
- **Unidad 7:** Se da a lo largo del flanco occidental de la colina y forma la cresta de la cumbre en el extremo septentrional. El espesor varía de aproximadamente 10 a 18 metros y la unidad consiste principalmente de caliza masiva de alta calidad con caliza arenosa en su parte más baja. Un reducido horizonte de arcilla esquistosa existe localmente en la parte superior de la unidad. La unidad se caracteriza por la presencia de un horizonte de fósiles distinguibles, la capa “Actaeonella.”
- **Unidad 8:** Es un horizonte de arenisca de un espesor de 8 a 10 metros. Existe en el flanco occidental de la colina, en la parte central y septentrional del yacimiento.

- **Unidad 9:** Es la más gruesa de las formaciones de caliza masiva, su espesor es de 35 m. La unidad contiene 3 capas intermedias de arenisca que existe en toda el área y que en total comprende el 21-25% del espesor total de la formación. Las areniscas se caracterizan por su espesor de aproximadamente 3 metros y se considera que se pueden extraer independientemente de los horizontes de caliza. Los cuatro horizontes de caliza de la unidad 9 tienen un espesor de 50 a 70 m cada uno. Consisten de caliza de alta calidad, muchas veces de granulometría fina, cada capa va siendo arenosa en dirección a la base y tiene normalmente un contacto más o menos transitorio con el horizonte de arenisca situado debajo. Las dos capas superiores son en promedio más bajas que las dos inferiores.
- **Unidad 10:** Está constituida de arenisca con espesores promedio de 24 metros. Esto es una prueba de que este horizonte incluye menos desarrollos de caliza en la profundidad.

1.2.3. Muestra Específica

El material de estudio proviene de la escombrera de finos, en la cual se deposita todo el material denominado fino que proviene de la etapa de clasificación de la Unidad 4; la cual es arrancada mediante medios mecánicos e inmediatamente es colocada en la clasificadora móvil “Ambassador” marca Nordberg con una producción de 150 t/h, consta de un piso Grizzly con barras separadas a 10 cm (4 pulg.) y una criba inferior de 10 x 1,9 cm (4 x 3/4 pulg.), ambas con una superficie de 3.4 x 2.1 m.

De manera que se obtienen tres productos de la clasificación de la Unidad 4, se tiene el producto de alto carbonato de calcio ($\text{CaCO}_3 \approx 86\%$) que es el retenido del Grizzly de 4 pulg. luego se tiene el producto denominado 3/4 de pulg. que es el retenido de la criba de 4 x 3/4 de

pulg. cuyo carbonato de calcio es inferior al anterior ($\text{CaCO}_3 \approx 70-76\%$) y por último se tiene el producto denominado finos que es el pasante de dicha criba y que posee el menor porcentaje de carbonato de calcio de los productos ($\text{CaCO}_3 \approx 39-45\%$) y por ende es depositado en la escombrera de finos. En esta escombrera se encuentran depositadas alrededor de 60.000 ton.

1.3. CORPORACIÓN DE CEMENTO ANDINO CA

1.3.1. Reseña Histórica

La cantera y planta de cemento que actualmente conforman la Corporación de Cemento Andino CA fue fundada en 1976 bajo el nombre de Cemento Andino SA con un capital de Bs. 20.000.000 el cual después de sucesivas modificaciones se incrementó hasta alcanzar unos Bs. 245.000.000 siendo el 45% de dicho monto aportado por el estado venezolano a través de la Corporación Venezolana de Fomento (CVF).

Desde su creación, se contrataron los servicios de la empresa Cementia Engeneering and Consulting Ltd. de Suiza, la cual realizó los estudios de factibilidad, construcción y puesta en marcha de la planta, seleccionándose las Llanadas de Monay para la ubicación de la planta y las colinas de Torococo adyacentes a la planta para la ubicación de la cantera. El 7 de febrero de 1980 se inician las actividades de construcción de la planta y en Octubre de 1982 se inician las operaciones con una capacidad de producción de 540.000 ton./año. Luego en 1994 la empresa pasó en su totalidad a pertenecer al Estado Venezolano. Posteriormente en 1998 el grupo cementero colombiano Cementos del Caribe adquiere mediante un proceso de privatización a Cemento Andino SA (CASA) y a partir de entonces asume el nombre de Corporación de Cemento Andino CA

1.3.2. Ubicación

La Corporación de Cemento Andino CA se encuentra localizada en la región andina, al norte del Estado Trujillo en el municipio Candelaria, Parroquia Carrillo. La empresa la componen dos áreas principales, el área de cantera, la cual se ubica en el cerro Torococo y el área de planta que se encuentra en las Llanadas de Monay a unos 1800 m al oeste del cerro Torococo.

El acceso a la planta se encuentra a una hora de camino de la ciudad de Valera y a unas dos horas de Barquisimeto, teniendo entre las poblaciones más cercanas a Monay, Los Silos y Chejende (fig. 1.1.). El área total ocupada por la corporación es de 500 Ha según los linderos mostrados en la fig. 1.2.



Figura 1.1. Mapa Municipal del Estado Trujillo.

Fuente: www.eureca.com.ve

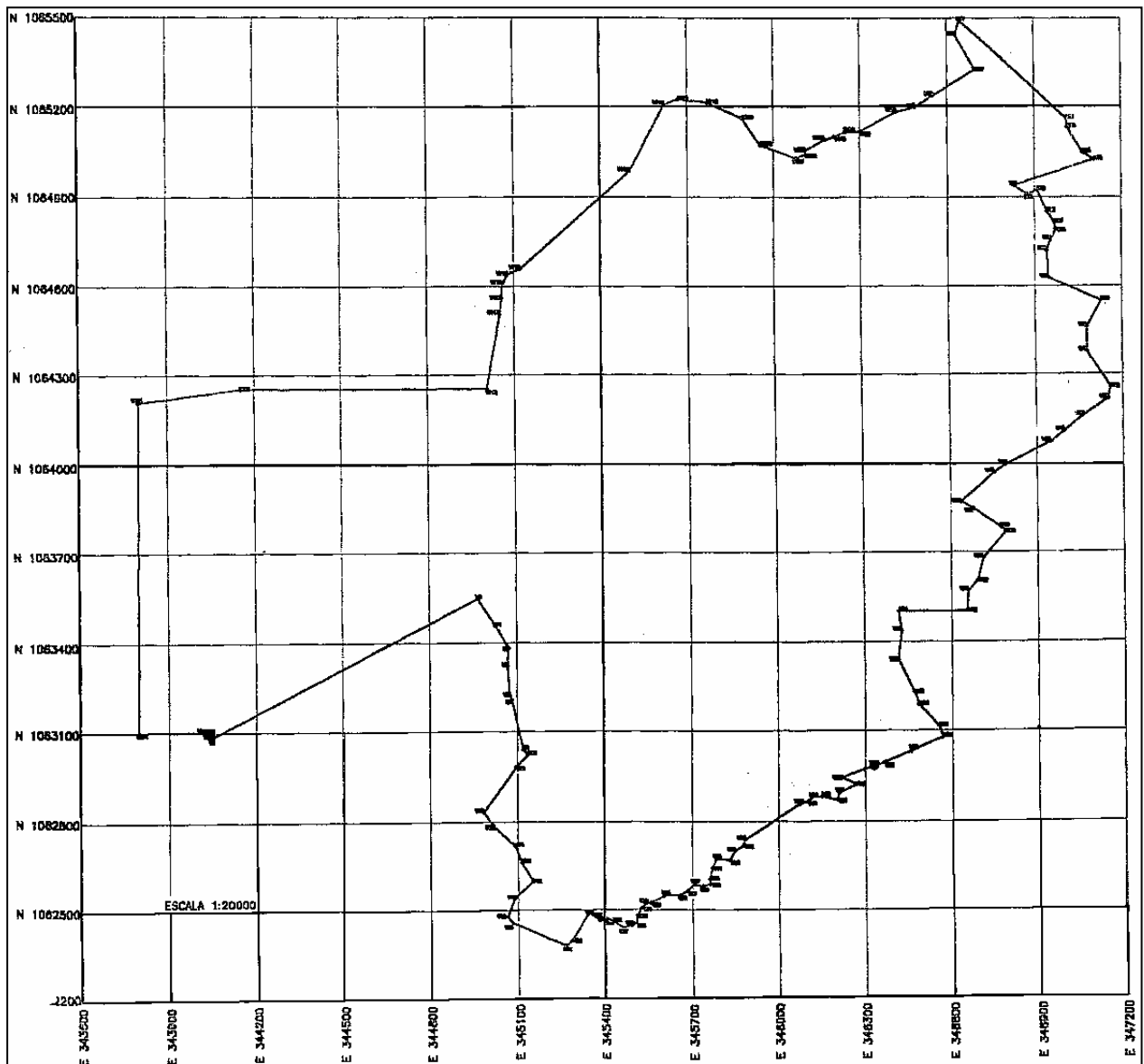


Figura 1.2. Linderos de la Corporación de Cemento Andino CA.
Fuente: Corporación de Cemento Andino CA.

1.3.3. Descripción del Proceso

El proceso de fabricación del cemento comienza con la extracción de la materia prima procedente de las canteras propiedad de la Corporación Cemento Andino, CA en la Serranía de Torococo, ubicada al Este de la planta. La materia prima obtenida es transportada mediante camiones de 35 ton a través de 2,4 km. de vías internas hasta el edificio donde se encuentra instalada la *trituradora de martillo*, con capacidad para procesar 500 t/h en forma continua, la

cual admite rocas hasta tamaños de 1000 mm entre aristas y las reduce hasta tamaños mínimos de 25 mm. Esta instalación tiene incorporado un filtro de mangas para evitar la emanación de partículas de polvo al ambiente.

El material triturado es llevado en una cinta transportadora techada de aproximadamente 1,5 Km hasta la *torre de muestras*, donde en forma automática y periódica son extraídas muestras del material triturado y enviadas al *laboratorio de control de calidad*, donde permanentemente se realizan los análisis de refracción de Rx para medir la calidad desde las primeras etapas del proceso.

Luego, el material continúa en una cinta transportadora techada hasta el *patio de prehomogeneización* que es un domo donde se apila mediante capas sucesivas (Método Chevrón), con una capacidad de 35.000 ton. La homogeneización se completa durante la recuperación mediante un rascador de rastrillo que recupera el material de manera transversal a la pila circular lo que permite la recolección simultánea de todas las capas que conforman la pila.

El material homogeneizado es enviado a la etapa de *molienda de crudo*. Debido a que el material que se encuentra en el *patio de prehomogeneización* no cumple con los requerimientos para la formación adecuada de clinker, se le agrega mediante dosificadores controlados por el *departamento de control de calidad*, ciertas cantidades de materiales correctivos tales como caliza de alta pureza, arenisca y mineral de hierro; hasta lograr que el material cumpla con las especificaciones fijadas. Una vez preparada la materia prima, se envía a un molino de bolas de 4,4 m de diámetro x 10,50 m de largo y una capacidad nominal para procesar unas 138 t/h. El sistema de molienda de crudo es de circuito cerrado a través de un arreglo de separadores estáticos y dinámicos. A través del molino se hacen circular los gases de combustión procedentes

del precalentador del horno, a fin de eliminar la humedad durante la molienda y producir harina cruda seca, la cual es transportada a dos silos de homogeneización con capacidad para 1.500 ton cada uno. Una vez homogeneizada la harina cruda y garantizadas las especificaciones mediante los análisis respectivos en el *laboratorio de control de calidad*, se procede al almacenamiento de ésta en dos silos de 4.500 ton cada uno.

El proceso continua con la extracción de la harina cruda de los silos, y se envía a un precalentador DOPOL de cuatro etapas, donde el material fluye en contracorriente dentro de los ciclones neumáticos para los gases del horno, produciéndose una transferencia de calor que eleva la temperatura de la harina hasta 800 °C, lo que inicia el proceso de calcinación para luego entrar *al horno rotatorio*. Desde su entrada al *horno rotatorio* la harina alcanza temperaturas de 850 °C, con lo que se inician las reacciones químicas que conducirán a la constitución de compuestos estables, que ocurren dentro de la zona de cocción a una temperatura de 1.400 °C; estos compuestos estables son enfriados bruscamente hasta 100 °C, lo cual permite la solidificación de todos estos compuestos como un único material que se denomina clinker.

El *horno rotatorio* tiene 4,20 m de diámetro (4,60 m en la entrada) x 65 m de largo y una capacidad nominal de producción de 75 ton/h de clinker, (1.800 ton/día). Emplea petróleo residual como combustible para su calentamiento. Todos los gases de la combustión del horno son pasados a través del precalentador y el molino de crudo siendo aprovechados como fuente de calor; por lo que una vez enfriados estos gases, se hacen pasar a través de un filtro electrostático de alta eficiencia, con el fin de eliminar las partículas de polvo antes de su emisión a la atmósfera. El clinker al salir del enfriador de placas es transportado a dos silos con una capacidad de almacenamiento de 15.000 ton cada uno.

La *molienda de cemento* es el paso final del proceso productivo, y la misma consiste en alimentar con clinker y una pequeña proporción (3 a 4%) de yeso, a un molino de bolas de dos cámaras de 4,4 m de diámetro x 10,60 m de largo y una capacidad nominal para procesar 90 ton./h. para lograr una finura de 3,050 cm²/gr (Blaine) del cemento; el molino de bolas trabaja en circuito cerrado a través de dos separadores dinámicos provistos de reguladores de velocidad, para ajustar la finura del cemento.

El cemento producido en el molino es depositado en tres silos de 6.800 ton cada uno, desde los cuales se extrae para su empaque en sacos de 42,5 kg, a través de dos máquinas ensacadoras cuya producción nominal es de 2.000 sacos/h cada una; además se despacha cemento a granel a través de una estación de 150 ton/h

Se puede visualizar la estructura del proceso a través de la figura 1.3. la cual muestra un esquema del proceso de elaboración del cemento en la Corporación Andina de Cementos.

1.3.4. Comercialización

La comercialización del producto final, Cemento Portland, se ubica en un 80% para consumo nacional y un 20% para exportación hacia las islas del Caribe; el mismo se realiza en sacos de 42,5 kg y en ventas a granel despachadas en remolques particulares.

En el mercado nacional se comercializa el cemento a los Estados: Barinas, Portuguesa, Zulia, Trujillo, Lara, Mérida, Táchira, Apure y Territorio Amazonas. Cabe destacar que la cartera de clientes nacionales está integrada por 100 clientes, los cuales son distribuidores exclusivos y quienes adquieren el producto a precio de planta.

En cuanto a las exportaciones, actualmente el producto se comercializa en Haití y República Dominicana, donde son transportadas por vía marítima a través del puerto La Ceiba ubicado al oeste del Estado Trujillo.

DIAGRAMA DEL PROCESO DE PLANTA

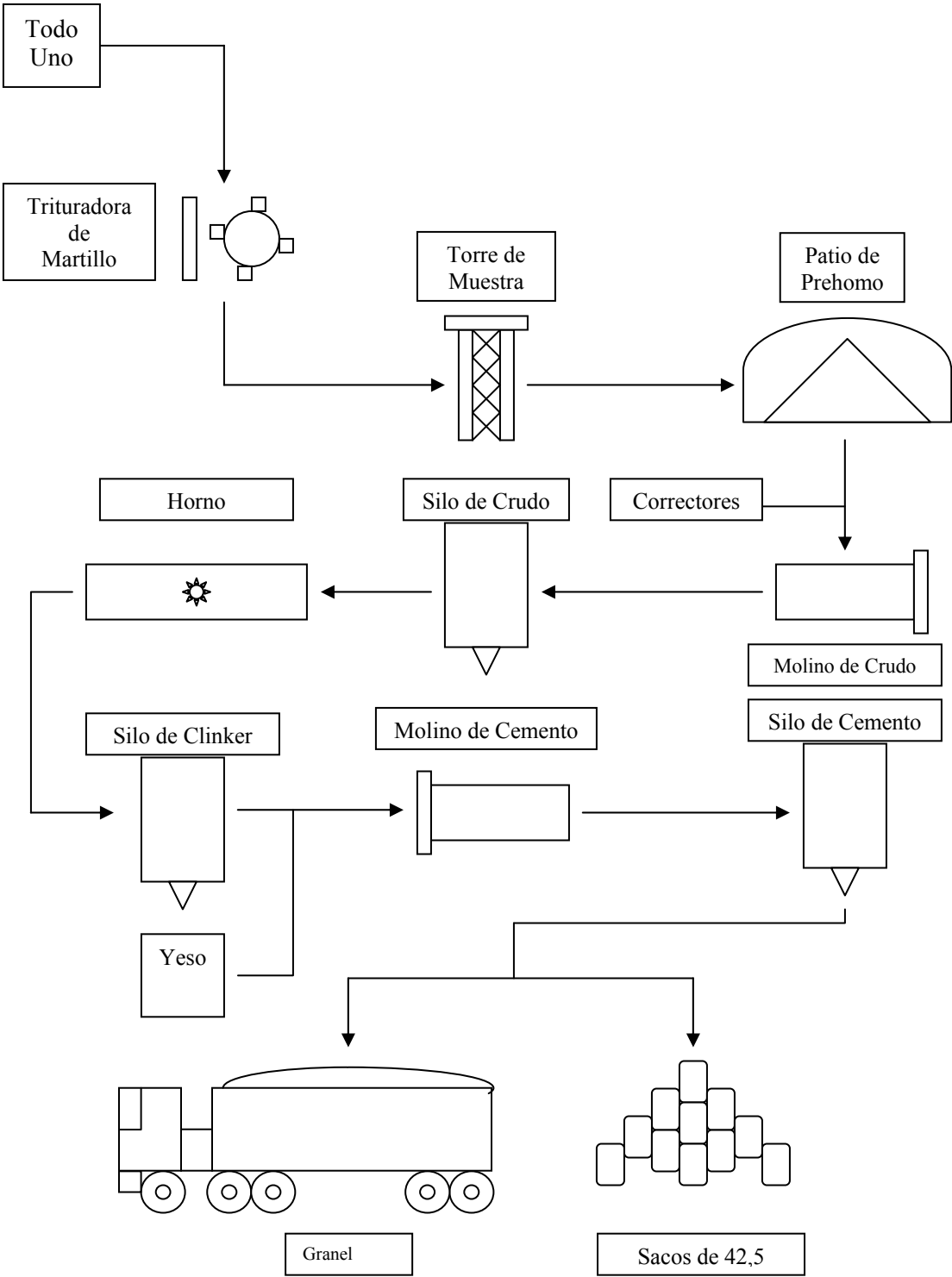


Figura 1.3. Flujograma de las operaciones para la elaboración del Cemento

CAPITULO 2. CEMENTO

La característica principal del cemento es que es un material calcinado que se endurece en reacción con el agua cuando es mezclado como una pasta. El cemento es un material muy conocido desde épocas remotas, se tienen datos que se utilizaba una mezcla primitiva de cemento durante la construcción de las pirámides Egipcias; también los Romanos y los Griegos utilizaban cemento producido mediante la mezcla de cenizas volcánicas y cal, siendo ampliamente usado en las grandes estructuras romanas lo que permitió su expansión como material constructivo.

El tipo de cemento más ampliamente usado es el cemento tipo Portland, el cual fue patentado en 1824 en Inglaterra por Joseph Aspdin quien lo produjo mediante la calcinación de calizas impuras (argilíticas) las cuales posteriormente se les dio el nombre de roca cemento. El nombre del cemento Portland se deriva a la similitud entre el concreto elaborado con este tipo de cemento con las famosas calizas de la Isla Portland en la costa sur de Inglaterra.

2.1. MATERIA PRIMA

La roca cemento que contiene las cantidades óptimas de cal, alúmina y sílice que originalmente era la utilizada para la elaboración del cemento Portland es realmente escasa. Pero debido a que la elaboración del cemento es un proceso químico permite una gran flexibilidad en la elección de las materias primas con la finalidad de producir una mezcla con las cantidades apropiadas de cal, alúmina y sílice sin necesidad de que las características físicas o mineralógicas de éstas tengan mayor influencia.

Es por ello que en la actualidad la elaboración de cemento tipo Portland permite el uso de una amplia gama de materiales que pueden incluir desechos industriales de actividades diversas.

Como ya se mencionó, el cemento Portland está compuesto esencialmente de tres óxidos dominantes, la *Cal* (CaO), la *Alumina* (Al₂O₃) y la *Sílice* (SiO₂).

La fuente de cal se encuentra generalmente disponible en forma de carbonato de calcio (CaCO₃) que es el componente principal de las rocas calizas y en sus variaciones como mármoles y marga. Aunque también se emplean otras fuentes de carbonato de calcio como son las conchas (ostras o coquinas) en las cuales se aprovecha el carbonato de calcio precipitado orgánicamente; inclusive se pueden usar escorias ricas en cal así como otros desechos industriales pueden ser adaptados como fuente de cal para la elaboración del cemento.

En la Corporación de Cemento Andino CA, se utiliza roca caliza como materia prima de carbonato de calcio, estas calizas provienen de las formaciones La Luna y Maraca, estableciéndose una clasificación de acuerdo al porcentaje presente de carbonato de calcio en Caliza Rica a aquella que posee CaCO₃ Mayor al 90 % y La Luna a aquella que proviene de dicha formación y cuyo carbonato de calcio oscila entre 80% y 85%.

Las rocas calizas empleadas por la Corporación de Cemento Andino CA en la elaboración del cemento presentan las siguientes características físicas.

Peso Específico (banco): $\delta b = 2.400 \text{ Kg/m}^3$

Peso Específico (aparente): $\delta a = 1.500 \text{ Kg/m}^3$

Porcentaje de Esponjamiento: $E = 60\%$

Ángulo de Fricción Interna: $\Phi i = 35^\circ$

Cohesión: $C = 35 \text{ T/m}^2$

Las rocas calizas siempre contendrán cierta cantidad de alúmina y sílice que reaccionará con parte de la cal presente. A manera de compensar el exceso de cal proveniente de la roca caliza se utilizan materiales ricos en sílice como las areniscas, esquistos y lodolitas; así como materiales ricos en alúmina como lodolitas, arcillas y limolitas. A parte de las fuentes naturales de sílice y alúmina también se pueden emplear desechos como escorias, cenizas, lodos rojos provenientes del procesamiento de la bauxita, colas de procesos de molienda o lavado. En general puede ser usada casi cualquier fuente de sílice y alúmina proveniente de un desecho industrial siempre y cuando sea fácil de calcinar y no contenga elementos nocivos para el fraguado o la resistencia del cemento. A excepción de la manufactura del cemento blanco, es imprescindible la adición de hierro como una de las materias primas, generalmente se emplean lateritas ferruginosas aunque también se puede emplear una amplia gama de desechos ferrosos.

2.1.1. Mezcla

Si bien se tiene cierto grado de libertad para escoger la materia prima, las proporciones sobre la base de las cuales se realiza la mezcla cruda para su posterior calcinación y elaboración del clinker son mucho más estrictas y se establecen en relación con los constituyentes químicos de éstas.

La materia prima más común para la elaboración del cemento es la roca caliza y los esquistos, teniendo en cuenta que su importancia radica en sus componentes químicos y no en el tipo de roca en sí. Debido a la simplicidad de los componentes con los que se elabora el cemento, es posible representarlos en un diagrama de fases para el sistema $\text{CaO-Al}_2\text{O}_3\text{-SiO}_2$ (figura 2.1).

Aunque ocurren un gran número de fases en éste sistema, sólo es de interés el área triangular formada por los vértices C_3S , C_2S y C_3A (Ca_3SiO_5 , Ca_2SiO_4 y $\text{Ca}_3\text{Al}_2\text{O}_6$), ya que ésta

representa las condiciones óptimas de la mezcla. En éste diagrama se representan las composiciones típicas de la roca caliza y de los esquists, luego se unen ambos puntos con una línea recta para luego determinar la proporción de la mezcla que debe estar sobre el área ya mencionada.

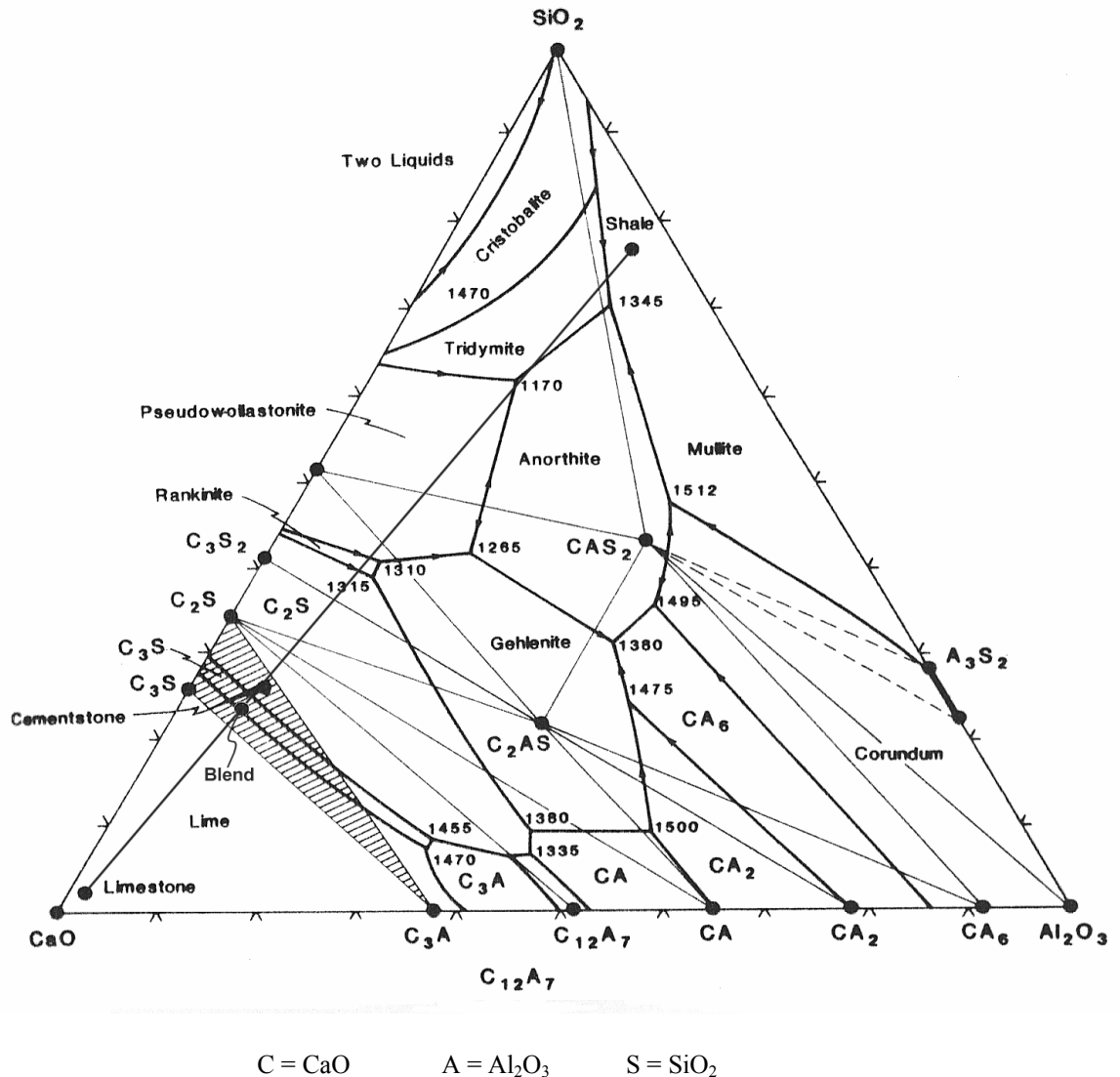


Figura 2.1. Relación a una atmósfera de presión del sistema C-A-S, se resalta el área C₃S-C₂S-C₃A.
Fuente: DAC Mining 1995.

Se debe tener en cuenta que las proporciones de materia prima obtenidas por éste método son simplemente indicativas, ya que no se compensa la pérdida de dióxido de carbono de la roca caliza, el porcentaje de agua y otros volátiles presentes en las materias primas así como no

representa el contenido de hierro de éstas. Por lo cual el método gráfico simplemente se emplea para obtener una mejor comprensión del proceso de mezcla de las materias primas.

Para poder determinar los factores que permiten calcular la mezcla de materias primas, es esencial determinar la composición química de las materias primas, “lo cual es rutinariamente determinado utilizando el análisis de fluorescencia de rayos X” (DAC Mining, 1995; Industrial Minerals and Rocs, 1983). Estos factores son los que permitirán calcular con precisión la mezcla de las materias primas según su composición química.

Factor de Saturación de Cal (FSC) o Lime Saturation Factor (LSF): Este factor es una medida de la reactividad de la mezcla sin dejar cal libre. Cuando el FSC es igual a 1, la cantidad de cal presente en la mezcla balancea exactamente las cantidades de sílice, hierro y alúmina, lo que implica un 100% de saturación de cal. Si el FSC es mayor que 1, habrá cal libre en la producción de clinker que no reaccionó por falta de componentes; y si por el contrario el FSC es menor que 1, habrá un excedente de alúmina y sílice. La sobresaturación de cal ($FSC > 1$) causa la expansión del mortero cuando se hidrata para formar portlandita, sin embargo la insuficiencia de cal ($FSC < 1$) ocasiona una fase no hidráulica, es decir que no reacciona con el agua. El FSC es calculado a partir del análisis químico de la materia prima según la ecuación 2.1.

$$FSC = \frac{CaO}{2,80(SiO_2) + 1,18(Al_2O_3) + 0,65(Fe_2O_3)} \quad \text{Ec. 2.1.}$$

En donde la fórmula del óxido representa el porcentaje en peso del mismo. En la práctica, el FSC de la mezcla cruda está comprendido usualmente entre 0,90 y 0,98; siendo el valor de la saturación más usado por diversas plantas de cemento de 0,96. Sin embargo para la elaboración

de la mezcla de las materias primas se debe tener en cuenta la cantidad de sílice, alúmina y óxido férrico presente en la roca caliza así como la cantidad de cal presente en los esquistos u otras fuentes de alúmina y sílice.

Para determinar las proporciones de las materias primas se calcula el FSC para cada una. Lo cual puede entenderse más fácilmente siguiendo el procedimiento expuesto a continuación.

- Se calcula el $FSC_{(caliza)}$ el cual se corrige por la el $FSC_{(mezcla)}$ deseado (0,96) lo que representa el número de partes de cal que saturarán los óxidos presentes en la caliza. De manera que $FSC_{(caliza)} * 0,96 = X$ partes de cal que reaccionarán con la sílice, hierro y alúmina de la caliza.
- Al porcentaje de cal (CaO) presente en la caliza se le restan las X partes de caliza que no serán aportadas a la mezcla y se obtiene el total de partes de cal que es capaz de aportar la caliza hacia la mezcla. Por lo que se tiene que $CaO_{(caliza)} - X = X_a$ partes de cal que se aportan.
- De manera similar se calcula el $FSC_{(esquisto)}$ y se corrige por el $FSC_{(mezcla)}$ deseado (0,96) lo que representa el número de partes de óxidos de sílice, hierro y alúmina que saturarán la cal presente en el esquisto. De manera que $FSC_{(esquisto)} * 0,96 = Y$ partes de óxidos que reaccionarán con la cal del esquisto.
- A las Y partes de óxidos se le resta el porcentaje de cal (CaO) presente en el esquisto con el cual reaccionarán, obteniéndose el total de partes de óxidos de sílice, hierro y alúmina que es capaz de aportar el esquisto hacia la mezcla. Donde $Y - CaO_{(esquisto)} = Y_a$ partes de cal que se requerirán para saturar los óxidos presentes en el esquisto.

Lo cual implica que para una reacción completa una unidad de esquisto requiere Y_a partes equivalentes de cal, pero una unidad de caliza puede dar X_a partes equivalentes de cal. Por lo cual la cantidad de caliza necesaria para satisfacer una unidad de esquisto viene dada por el radio esquisto/caliza (Y_a/X_a).

Dado el caso de que no se tengan dos componentes, caliza y esquisto, sino que haya uno que aporte cal, otro rico en sílice, otro rico en alúmina y por último una laterita rica en hierro, es engorroso aplicar el método calculando el FSC para cada una de las materias primas, por lo que es común realizar una mezcla de éstas que luego será mezclada con la caliza. Para ello son de gran utilidad el uso del Módulo de Sílice (MS) y el Módulo de Alúmina (MA), además el FSC sólo nos indica si las partes de cal están equilibradas respecto a las partes equivalentes de óxidos pero no brinda ninguna información respecto a si alguno de los óxidos está en exceso o en déficit, por lo cual esto debe ser controlado mediante la utilización de los módulos que se explicarán a continuación.

Módulo de Sílice (MS) o Silica Ratio (SR): Es un factor que permite establecer una relación entre la sílice, la alúmina y el hierro presentes en la mezcla de acuerdo al porcentaje presente de cada uno de estos óxidos en la mezcla o bien en las materias primas. El módulo de sílice tiene una utilidad vital en el proceso de control de la mezcla cruda, ya que permite establecer si es necesaria la adición de correctivos de sílice o si bien ésta se encuentra en exceso y es necesario compensar con más caliza u alguno de los otros óxidos. El MS se calcula mediante la siguiente ecuación:

$$MS = \frac{SiO_2}{Al_2O_3 + Fe_2O_3} \quad \text{Ec. 2.2.}$$

El módulo de sílice para la mezcla cruda se debe encontrar entre 2,3 a 2,35 y teniendo como límites los valores de 2,0 y 3,0. Aunque estos valores son ajustados de acuerdo a las características del clinker formado de manera de controlar indirectamente las variables de la materia prima así como el proceso de elaboración del clinker. Si el MS es menor a 2 se obtendrá un clinker de cocción fácil con exceso de fase líquida, ataque a los refractarios del horno, costra fusible, formación de aglomerados, clinker duro, condiciones del horno inestable, bajo consumo térmico y se obtendrá un cemento de baja resistencia. Si por el contrario, el MS es mayor a 3 la cocción será difícil con poca fase líquida, cargas térmicas elevadas, poca costra, clinker polvoriento, cal libre elevada, condiciones del horno inestables y se obtendrá un cemento de alta resistencia inicial pero de fraguado lento.

Para tener una idea de la relación entre el MS y el FSC, se puede observar en la figura 2.2 como varían las propiedades de cocción del clinker según el MS y el FSC. Mediante el control del FSC y el MS de la mezcla cruda se controlan estos mismos parámetros para la cocción del clinker, lo cual es de gran importancia en el control de calidad y para el consumo óptimo de combustible.

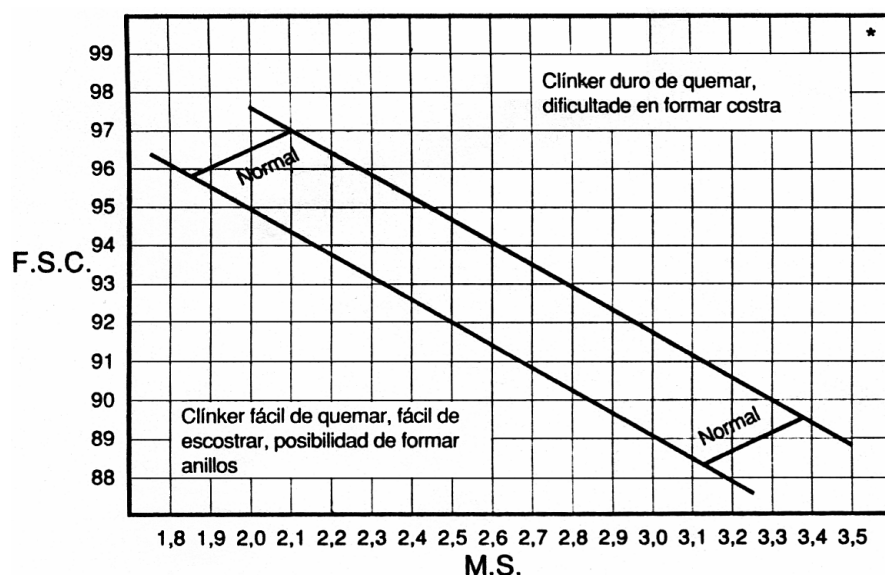


Figura 2.2. Relación entre el FSC y el MS según las características de cocción del Clinker
Fuente: Corporación de Cemento Andino CA.

Módulo de Alúmina (MA) o Alumina Ratio (AR): Al igual que el MS, representa una relación entre la alúmina y el óxido de hierro presentes en la mezcla o en la materia prima. El MA está usualmente comprendido entre 1,65 y 1,75 aunque al igual que el MS, el rango de trabajo será establecido de acuerdo a la materia prima disponible y al tipo y calidad del producto deseado.

$$MA = \frac{Al_2O_3}{Fe_2O_3} \quad \text{Ec. 2.3.}$$

En general, el MA está restringido en el rango comprendido entre 1,3 y 2,5. Si el MA es mayor a 2,5 se obtendrá una fase líquida viscosa produciéndose un cemento de alta resistencia inicial. Si por el contrario el MA es menor a 1,3 la fase líquida será fluida y se producirá un cemento de baja resistencia inicial y bajo calor de hidratación.

A manera de verificar la estabilidad del proceso, es recomendado realizar variaciones diarias dentro de las siguientes valores: FSC $\pm$ 1,0; MS $\pm$ 0,1 y MA $\pm$ 0,1. Si se obtiene una gran dispersión de datos diarios es porque existe inestabilidad en el proceso.

El FSC, el MS y el MA son los parámetros de mayor importancia para la preparación de la mezcla cruda así como para el control del proceso de elaboración del cemento. Sin embargo existe una gran cantidad de factores que son de un uso más específico y que son imprescindibles para un apropiado control de fases específicas dentro del proceso, como son el porcentaje de fase líquida, el índice de costra, la temperatura teórica de sinterización, el índice de sinterización, la aptitud de sinterización, el equivalente alcalino, la composición potencial de Bogue entre otros y que no serán tratados en la presente Tesis Especial de Grado debido a que no poseen relación con el tema desarrollado.

2.2. PROCESO DE ELABORACIÓN DEL CEMENTO

Si bien se obtuvo una descripción sobre el proceso de elaboración del cemento en el capítulo 1, ésta era referida estrictamente a la planta de cemento de Cemento Andino CA. Por lo cual en esta sección se explicara el proceso de elaboración del cemento de una manera más general y detallada.

Los pasos en el proceso de elaboración del cemento están definidos como aquellas etapas en las cuales ocurre algún cambio físico o químico de los materiales a medida que progresan de su condición de materia prima a la del producto terminado. Es por ello que el transporte implicado entre las distintas etapas no es considerado como parte de los pasos en el proceso. Una gran parte del proceso implica la reducción de tamaño y el completo mezclado de las materias primas. De los cambios químicos, el más importante es la calcinación de la cal en un ambiente que promueva la reacción de ésta con el resto de los componentes para así obtener los minerales y vidrios artificiales que conforman el clinker.

2.2.1. Proceso de Extracción

La extracción de la materia prima es el primer paso del proceso de elaboración del cemento. Como ya se mencionó, es posible tener un gran grado de libertad en cuanto a la materia prima, por lo cual el proceso de obtención variará acorde con éste. Debido a que la materia prima más común que proporciona la cal es la roca caliza se puede decir que el proceso se inicia con la extracción en mina de la roca caliza, lo cual implica en la mayoría de los casos el uso de explosivos, equipos de carga y equipos de transporte hasta la planta de trituración. Dado que el tamaño fino de la caliza no representa una limitante en el proceso, es una práctica común el diseñar las voladuras para que produzcan la mayor cantidad de finos posibles de una manera económica bajo la mentalidad de permitir que los explosivos hagan el trabajo. Sin embargo, se

debe tener en cuenta las limitaciones en cuanto a los niveles de ruido y el control de vibraciones, en especial si existen poblaciones en los alrededores de la cantera. En la mayoría de las canteras el proceso de control de la mezcla empieza desde la elección del frente a explotar, ya que es común el muestreo y evaluación de los frentes disponibles de acuerdo a sus características químicas así como a los parámetros como el FSC, MS y MA a manera de poder anticipar las cantidades y calidades de los correctores requeridos. En cuanto al sistema de trituración, éste dependerá de las propiedades del sistema de molienda, inclusive es posible que no exista una etapa de trituración. De manera general, se presentan una o dos etapas de trituración siendo frecuente el uso Conos trituradores y Trituradoras de Impacto. De la etapa de trituración se espera obtener un tamaño máximo de salida, el cual está comprendido entre 9,5 mm (3/8”) hasta 63.5 mm (2 1/2”). La roca triturada es movida mediante cintas transportadoras hasta edificaciones de almacenamiento lo cual incrementa la homogeneidad de ésta al permitir mezclarse. En algunos casos se requiere de una etapa de beneficio, en la cual se remueve material indeseado de la roca caliza mediante proceso como la flotación, clasificación y lavado por ejemplo; así como la mezcla con materias primas de alta pureza para cumplir una calidad deseada.

2.2.2. Molienda de la Materia Prima

El objetivo principal de la molienda es el de reducir de tamaño la mezcla cruda al mismo tiempo de que es mezclada para la alimentación del horno. El estándar para esta etapa indica que el 90% del material debe ser pasante de la malla 200 (0,074 mm) con ningún material más grueso que la malla 50 (0,5 mm). Aunque ésta es una etapa de reducción de tamaño, tiene una gran importancia en la homogenización de la mezcla cruda lo que permite un proceso más uniforme. Es en esta etapa donde se pueden diferenciar dos técnicas para la elaboración del cemento, una por vía húmeda y otra por vía seca. Las primeras plantas de cemento eran por vía seca, es decir que el material era molido en seco, a medida que la tecnología mejoraba se creó el proceso por

vía húmeda en el cual el material entra al molino en forma de pulpa, o bien, se le adiciona el agua una vez dentro del molino; éste proceso presentaba la ventaja de proporcionar un mejor mezclado durante la etapa de molienda así como una reducción en la emisión de partículas a la atmósfera, además de que el costo del combustible era relativamente bajo. El proceso por vía húmeda resultó ser inapropiado a medida que el costo del combustible se elevaba, así como las mejoras tecnológicas, como los precalentadores que recuperan la energía desperdiciada por el horno y los separadores electrostáticos de polvo; lo que permitió el resurgimiento del proceso por vía seca como un proceso rentable y de bajo impacto ecológico.

Los molinos más utilizados en la industria del cemento son los molinos de barras y los molinos de bolas de acero. En el proceso por vía húmeda, el agua se adiciona directamente al molino o es introducida en forma de una pulpa de arcillas. En la molienda húmeda produce una pulpa cuyo contenido de agua debe ser el mínimo posible, generalmente entre 30% y 45% lo que permite que sea bombeada con facilidad. En éste proceso es indispensable el uso de equipos de clasificación para retornar el material sobredimensionado al molino, se utilizan cribas vibratorias o hidroclasificadores. Luego la pulpa molida es bombeada a tanques almacenadores donde es agitada mecánica o neumáticamente. El proceso por vía húmeda requiere de hornos rotatorios más largos y de equipos de alimentación más robustos.

En el proceso por vía seca el material es secado antes de su admisión al molino. Los secadores pueden poseer su propia fuente de calor aunque son preferidos los que recuperan el calor del horno rotatorio, siendo los más empleados los secadores rotatorios y en algunos casos se emplean clasificadores secadores. Para el proceso por vía seca existe una mayor libertad en la selección del equipo de molienda. El producto es un polvo seco y muy fino que clasificado mediante separadores de aire, regresando la fracción con sobre tamaño al molino. Por lo cual,

tanto en el proceso por vía húmeda como en vía seca la etapa de molienda se realiza en un circuito cerrado. Generalmente la carga circulante es mayor en el proceso por vía seca. El proceso de homogenización se realiza por medio de equipos neumáticos, siendo el material molido almacenado en silos que contribuyen a la homogenización de la mezcla así como garantizan una alimentación continua del horno. En el proceso por vía seca se emplean precalentadores que generalmente recuperan los gases calientes que salen del horno y lo ponen en contacto con el material molido mediante una batería de ciclones. El precalentamiento implica una calcinación parcial del carbonato, lo que dio origen al desarrollo de los precalcinadores cuya finalidad es que casi la totalidad del dióxido de carbono (CO_2) sea retirado de la mezcla cruda. Sin embargo se debe tener en cuenta que los sistemas de precalentado o precalcinado pueden ocasionar problemas complicados con los álcalis debido a las propiedades químicas de ciertas materias primas. Un requisito para la alimentación del horno es la formación de bolas (pellets) con el material que sale del precalentador, lo que implica la adición de cierta cantidad de agua.

En muchas plantas, el polvo de clinker recuperado es utilizado como parte de la materia prima, siendo reintroducido al sistema con el chorro de combustible (insuflación) o mediante otro sistema controlable de alimentación.

2.2.3. Calcinado

El calcinado es el proceso esencial para la manufactura del cemento moderno. La cocción a altas temperaturas permite que la materia prima molida y mezclada pueda reaccionar químicamente para producir el clinker el cual es un compuesto de minerales artificiales y vidrios.

El horno rotatorio es el corazón de la planta de cemento y por ende todo debe estar diseñado para que éste trabaje lo más cercano a su capacidad total. Por lo cual cualquier plan de

expansión o reducción de la capacidad de la planta de cemento implica un cambio en la capacidad del horno.

Los hornos rotatorios son básicamente grandes tubos de acero con diámetros promedio de 7,6 m y 231,6 m de largo, cuyo interior se encuentra revestido de una capa gruesa de material refractario que disminuye la pérdida de calor y proporciona una superficie adherente para la materia prima. El horno rotatorio se encuentra inclinado unos 3° respecto a la horizontal, lo cual permite que el movimiento rotatorio del horno que es de 50 a 90 rph acarree el material dentro del interior hasta la salida. “El tiempo de estadía del material dentro del horno es de varias horas aunque el la zona de quemado es sólo el 15% en longitud del horno, siendo mucho más importante el control de la temperatura de calcinación que el tiempo de estadía del material” (Industrial Minerals and Rocks, 1983).

El proceso dentro del horno involucra la evaporación de toda el agua presente, la descomposición termal de los minerales de arcilla entre los 300 y 650°C, el calcinado de la calcita a una temperatura mayor a los 800°C y culmina con la fase de sinterización en la cual se forma un flujo de materiales parcialmente fundidos a una temperatura mayor a 1427 a 1649°C, temperatura a la cual se forman los compuestos que constituyen el clinker. Inmediatamente es enfriado para permitir la cristalización de minerales artificiales y la formación de los vidrios que lo conforman. Estas fases toman lugar en distintas zonas del horno, lo que implica que a lo largo de su longitud la temperatura es variable como se observa en la figura 2.3.

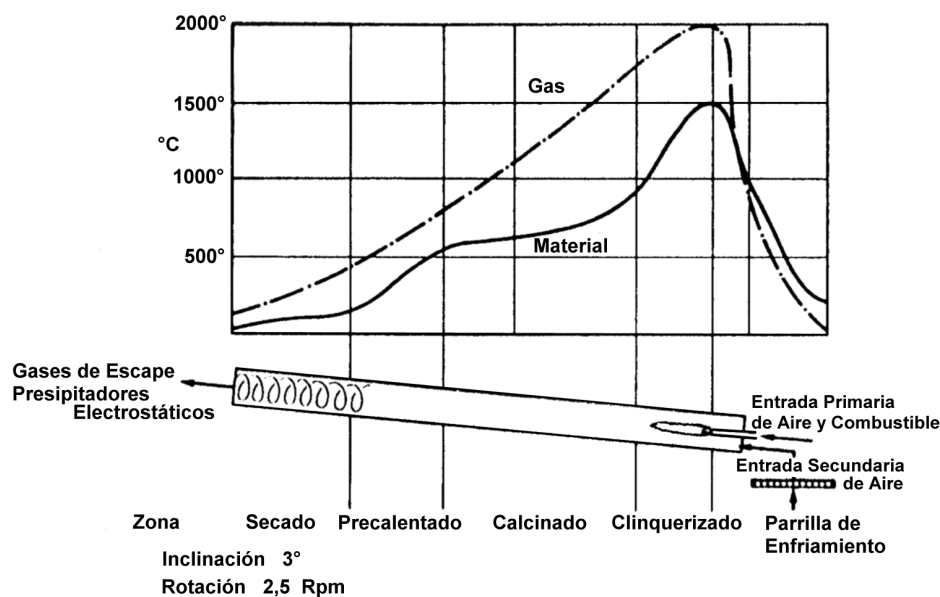


Figura 2.3. Zonas de reacción y perfil de temperaturas para el gas y el clinker (material) en un horno del proceso por vía húmeda. Fuente: Bye 1983.

En la figura 2.3 se puede notar que la temperatura del material se encuentra por debajo de la temperatura de los gases y no se incrementa con la misma proporción, lo cual refleja la naturaleza endotérmica de las reacciones químicas que se llevan a cabo dentro del horno.

Los componentes del clinker han sido intensivamente investigados y descritos, a continuación se muestra una tabla de los constituyentes principales del clinker descritos por Clausen en 1960 (Tabla 2.1). Con la finalidad de simplificar las largas fórmulas de los compuestos del cemento se ha desarrollado una terminología abreviada que es de amplia aceptación mediante la cual se resume la fórmula química de cada uno de los óxidos que intervienen por la primera letra del símbolo químico del elemento que compone dicho óxido. De manera que se expresan de la siguiente manera:



Compuesto	Abreviación	Composición Estequiométrica	Contenido Aproximado en el Cemento Portland tipo 1 (% P)
Silicato Tricálcico (Alita)	C ₃ S	Ca ₃ SiO ₅	45
Silicato Dicálcico (Belita)	C ₂ S	Ca ₂ SiO ₄	27
Aluminato Tricálcico	C ₃ A	Ca ₃ Al ₂ O ₆	11
Aluninoferrita Tetracálcica	C ₄ AF	Ca ₄ Al ₂ Fe ₂ O ₁₀	8

El cemento comercial contiene un 4-6% de yeso, 0,5% aprox. De Na₂O y K₂O junto con cierta cantidad de cal libre así como ciertas impurezas tales como MgO.

Tabla 2.1. Composición Aproximada del clinker.
Fuente: DAC Mining 1995; Industrial Minerals and Rocks 1983.

Durante la formación del clinker dentro del horno ocurren las siguientes reacciones químicas (Utilizando la nomenclatura abreviada).



La reacción 2.7 es catalizada con la presencia del C₄AF, lo que produce el silicato tricálcico conocido como alita (C₃S) la cual es responsable de la resistencia del concreto y por ende es un componente esencial del cemento. De manera ideal, el cemento Portland consistiría solamente de silicatos de calcio, pero ello no es posible de producirse en una sola fase de manera económica.

El clinker al dejar el horno es enfriado de diversas maneras y uno de los objetivos de los enfriadores de clinker es el de recuperar el calor que porta para su utilización en las etapas anteriores de secado o precalentamiento. Luego de salir de los enfriadores el clinker es transportado por cintas transportadoras hasta los silos de almacenamiento donde es mezclado y examinado antes de su admisión a la siguiente etapa.

2.2.4. Molienda Final

Para poder controlar y obtener el tiempo de fraguado deseado para el concreto hecho con el cemento, éste debe contener cierta cantidad de SO_3 por lo cual al clinker se le agrega un 3 a 6% de yeso para proveer esta cantidad de SO_3 ; también se puede emplear anhidrita o cualquier otra fuente de sulfato, que pueden sustituir una parte (no la totalidad) del yeso requerido.

El clinker y el yeso son mezclados y molidos en el molino, el cual trabaja bajo el sistema de circuito cerrado de molienda cuya clasificación se realiza por medio de separadores de aire, el tiempo de estadía dentro del molino dependerá del grado de finura deseado o exigido por las normativas ($160 \text{ m}^2/\text{Kg}$, según AASHTO). El producto terminado es enviado por medio de cintas transportadoras (donde es examinado químicamente mediante un espectómetro de Rx) a los silos de almacenamiento, para su posterior comercialización.

2.3. PRODUCTOS

El cemento Portland tipo 1 proporciona un estándar de cemento para fines constructivos, Sin embargo se producen ciertos tipos especiales de cemento para satisfacer una gama de condiciones particulares. De manera general se tienen los siguientes:

Cemento de Alta Alúmina. Éste es un cemento pobre en sílice. Es hecho mediante la fusión total de la bauxita y la caliza a unos 1700°C en un horno abierto. Las fases resultantes son dominadas por CA, CA_2 , C_2AS y C_2S . Bajo condiciones ideales el concreto hecho con este cemento desarrolla su resistencia total mucho más rápido que con el cemento Portland. En su fraguado está involucrada una pérdida de volumen, lo cual incrementa la porosidad del concreto y reduce su resistencia. Éste tipo de cemento no es utilizado para las aplicaciones de soporte de cargas.

Cemento Bajo en Álcalis. El cemento con un bajo contenido de álcalis es utilizado para la elaboración de concreto con cierto tipo de agregados como la grava dragada del mar que introducen álcalis a la mezcla, lo que permite especular que ocurrirá cierta reactividad entre los álcalis y el sílice. El cemento bajo en álcali está diseñado para tener un contenido máximo equivalente de Na_2O de 0,6% (el contenido equivalente de álcali se calcula en base al porcentaje en peso de $\text{Na}_2\text{O} + 62/94 \text{ K}_2\text{O}$).

Cemento Sulfato Resistente. Éste tipo de cemento está diseñado para situaciones donde el agua subterránea tiene un alto contenido de sulfatos, donde los suelos son ricos en sulfatos como el yeso o donde el agua marina estará en contacto con el cemento. El cemento sulfato resistente tiene un contenido de C_3A inferior al 3,5% lo cual se logra bajando el contenido de alúmina de la mezcla de las materias primas al 70% del valor normal; esto inhibe la formación del C_3A que reacciona con los sulfatos para formar ettringita, lo que causa una hinchazón y la falla como consecuencia de las fuerzas expansivas asociadas a dicho proceso.

Cemento de Fraguado Rápido. Éste es un tipo de cemento portland producido por un clinker rico en C_{12}A_7 o por su equivalente $\text{C}_{11}\text{A}_7 \cdot \text{CaF}_2$ el cual fragua en 30 a 60 min. aunque

adquiere su resistencia total a los 28 días. El clinker enriquecido de ésta manera se logra mediante la adición de bauxita ($\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$) y/o fluorita a la mezcla cruda que se introducirá al horno.

Las modificaciones mencionadas explican las distintas características de las variantes del cemento portland. De manera normalizada se tiene que existen cinco tipos de cemento, los cuales son:

Tipo I	Es el Cemento Portland estándar, para uso general, calificado para una amplia gama de usos, principalmente para la construcción.
Tipo II	Es el tipo de cemento calificado para la construcción en general con concreto que requiere una resistencia moderada a los sulfatos así como temperaturas moderadas de hidratación.
Tipo III	Es un cemento desarrollado para obtener altas resistencias iniciales.
Tipo IV	Es un tipo de cemento desarrollado para producir bajas temperaturas de hidratación.
Tipo V	Cemento diseñado para tener una alta resistencia a los sulfatos, desarrollado para la construcción marina y para otros medios ricos en sulfatos.

Tabla 2.2 Tipos de Cemento Estándar
Fuente: Industrial Minerals and Rocks, 1983.

Estos cinco tipos de cemento son modificados o combinados para obtener productos con mejores condiciones para ciertos usos específicos. A los tipos I, II y III se les adiciona un agente que permita la entrada de aire de manera que se obtienen las variantes IA, IIA y IIIA. El agente de entrada de aire es entremezclado con el tipo particular de clinker para obtener las variantes “A” de los tipos de cemento. El concreto hecho con estas variantes de cemento contendrá pequeñas y dispersas burbujas de aire, lo cual actúa como retardador ante ciertos tipos de deterioro, como es el producido por la congelación.

Si bien los cinco tipos básicos se encuentran normalizados, las variantes producidas por la adición de ciertos elementos a éstos tipos de cemento son comercializadas bajo un nombre de producto más que por sus especificaciones o fórmula composicional. Además de que muchos de los cementos vendidos bajo especificaciones son comercializados bajo nombres descriptivos para su uso o composición tales como el cemento de mampostería, para pozos petroleros, contra agua, cemento blanco, cemento de escoria de horno, etc. Sin embargo de la singularidad de cada uno de estos productos, deben cumplir con las características exigidas por las normativas.

CAPITULO 3. CLASIFICACIÓN ISODRÓMICA

3.1. FUNDAMENTO

La clasificación isodrómica está definida como la separación de partículas sólidas en fracciones o clases de tamaños o pesos según su rapidez de asentamiento en un fluido que proporciona cierta resistencia al movimiento de dicha partícula. (Kelly, 1990; Industrial Minerals and Rocs, 1983; Pelaez, 1975). Aunque es muy común el pensamiento de que la clasificación es una separación por tamaños, es más bien una separación de acuerdo a la velocidad de asentamiento y por ello es afectada por cualquier variación en la densidad y forma de la partícula. Los fluidos mayormente empleados son el agua (clasificación en húmedo) o el aire (clasificación en seco o neumática). La fuerza principal que actúa en el asentamiento es la gravedad y de manera alternativa es la fuerza centrífuga sobre la cual se basa el diseño de los hidrociclones.

La separación puede hacerse de manera que en la sedimentación predomine una característica en específico de la partícula, bien sea el tamaño o la densidad. Si las partículas se desplazan con un movimiento uniforme las diferencias de velocidad se deberán principalmente a la diferencia de tamaños; si por el contrario las partículas se desplazan de manera acelerada o retardada será la diferencia de densidades la que predomine en su velocidad de asentamiento, por lo cual en este caso el proceso será mejor descrito como un proceso de concentración que como uno de clasificación.

La clasificación del género (material a tratar) por medio de los diversos equipos de clasificación isodrómica comienza a partir de tamaños inferiores a la malla 20 (0,8 mm) y llega hasta un tamaño de micrones, de manera práctica se realiza hasta la malla 200 (74 μ m).

Como ocurre en la mayoría de los equipos de separación, normalmente se obtienen dos productos en los equipos de clasificación. La corriente de respuesta positiva en la cual se encuentran las partículas de mayor velocidad de asentamiento y que son comúnmente llamadas *arenas* y que sedimentan en el sentido de la fuerza clasificadora (gravedad o centrífuga), por lo general tienen un contenido de agua menor lo que permite su separación del equipo por medio de la gravedad, de medios mecánicos o por presión inducida. La corriente de respuesta negativa contiene las partículas de menor velocidad de asentamiento y se le conoce como *derrame o lamas* en esta corriente se encuentra la mayor cantidad de agua y que se descarga por desplazamiento al ingresar la alimentación por la entrada del equipo.

Existen dos tipos básicos de clasificación, la clasificación por estanques y la hidráulica. En la clasificación mediante estanques se alimenta una pulpa con las partículas sólidas en suspensión en un estanque con unas dimensiones dadas y a una velocidad tal que sólo una fracción de las partículas tendrá el tiempo suficiente para sedimentar dentro del estanque mientras que el resto continuará en suspensión y saldrán de éste en forma de una pulpa enriquecida de partículas de velocidad de asentamiento lento que conforman las lamas. En la clasificación hidráulica la pulpa es introducida en una o varias columnas a través de las cuales circula una corriente ascendente de agua a una velocidad controlada, de manera que aquellas partículas cuya velocidad de sedimentación sea menor o igual a la velocidad de ascenso de la corriente no podrán sedimentar y serán expulsadas en el rebose, mientras que las partículas con mayor velocidad de asentamiento sedimentarán en el interior de la columna conformando las arenas.

3.2. MOVIMIENTO DE CUERPOS EN UN FLUIDO

3.2.1. Coeficiente de Arrastre

Los problemas del movimiento de cuerpos a través de fluidos están vinculados con la relación entre la fuerza de arrastre que actúa sobre el cuerpo y la velocidad relativa del sólido respecto al fluido. Las fuerzas de arrastre o caída de presión se consideran como un número adimensional que se conoce como el *factor de fricción* el cual puede definirse con la siguiente expresión.

$$fd = \frac{F}{AE} \quad \text{Ec. 3.1}$$

Donde F es la fuerza de arrastre, A es el área característica sobre la cual se considera que actúa la fuerza y E es la energía característica por unidad de volumen. De manera general, fd disminuye al aumentar la turbulencia del fluido (menor número de Reynolds) pero como todos los sistemas de flujo están asociados a una capa límite de flujo laminar, fd no puede ser igual a cero sino que más bien tiende a un valor mínimo.

Dado que la Energía característica viene dada por la expresión:

$$E = \frac{\rho_f \times v^2}{2} \quad \text{Ec. 3.2}$$

Sustituyendo en la ecuación 3.1 se convierte en la siguiente expresión:

$$fd = \frac{2F}{\rho_f \times v^2 \times A} \quad \text{Ec. 3.3}$$

Dicho factor de fricción también es denominado como coeficiente de arrastre y varía acorde la forma de la partícula se aleje de la forma de una esfera. El factor de fricción puede ser calculado a partir de la figura 3.1 en la cual se evalúa el comportamiento del factor de fricción contra el número de Reynolds de acuerdo a los distintos grados de esfericidad de la partícula.

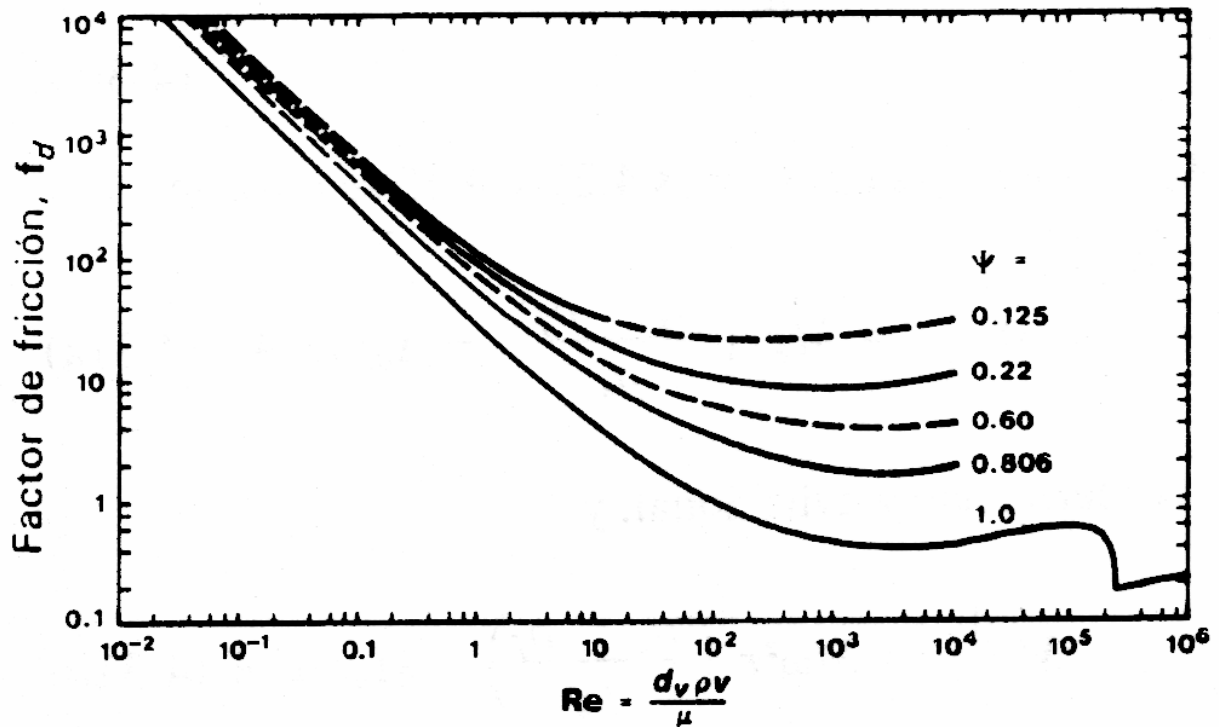


Figura 3.1 Gráfica del factor de fricción para partículas. Fuente: Kelly 1990

3.2.2. Velocidad Límite

En el vacío todos los cuerpos, independientemente de su densidad, caerían con la misma velocidad, ya que la aceleración de gravedad es igual para todos los cuerpos. Sin embargo, si el cuerpo se encuentra en el seno de un fluido, bien sea agua o aire, éste fluido ejercerá una resistencia al movimiento del cuerpo dentro del fluido (movimiento relativo partícula fluido) la cual modifica la acción de la gravedad sobre el cuerpo ya que la gravedad no sólo tiene que mover al cuerpo sino que además debe vencer dicha resistencia.

La acción de la gravedad depende de la masa del cuerpo que cae mientras que la resistencia que se opone a su caída depende principalmente de su superficie y se debe al trabajo necesario para vencer la viscosidad del fluido, desalojar un volumen de líquido igual al del cuerpo y para vencer la fricción entre las caras del cuerpo y el líquido.

Dado que la resistencia al movimiento se incrementa a medida que éste se incrementa, se alcanzará un punto de equilibrio entre las fuerzas de sedimentación, de empuje y la resistencia, de manera que el cuerpo se desacelerará hasta caer con velocidad constante. Esta velocidad constante es conocida como *velocidad límite o velocidad terminal* y se denota por " V_{∞} ".

De manera formal se concibe la velocidad terminal como la velocidad constante que alcanza una partícula a dilución infinita dentro del seno de un fluido. Si bien en la práctica no es concebible una dilución infinita, se ha demostrado experimentalmente que las ondas causadas por el desplazamiento de la partícula no afectan el movimiento de ésta si la distancia entre la partícula y cualquier otra o a la pared del recipiente, es mayor a veinte veces su diámetro.

Se han establecido leyes de caída para expresar la velocidad límite en función de la densidad, forma, tamaño de la partícula y de las características del fluido para poder describir los fenómenos de sedimentación. Se han descrito tres intervalos los cuales están limitados según la turbulencia del fluido que se genera alrededor de la partícula mientras ésta cae; primero se tiene el intervalo de Stokes que se aplica para flujo laminar, es decir con un número de Reynolds (Re) menor a 0,2. Luego se tiene el intervalo de Rittinger para flujo turbulento con Re mayor a 500 y en la región comprendida entre Re mayor a 0,2 y Re menor a 500 se tiene la zona intermedia. De manera teórica se trabaja en función de partículas esféricas de densidad ρ_s y diámetro d_0 .

De manera que la masa de la partícula (M) es $d_0^3 \cdot \rho_s \cdot \pi/6$; y su área (A) es $d_0^2 \cdot \pi/4$.

Stokes dedujo que bajo las condiciones de flujo laminar la fuerza de arrastre que actúa sobre una partícula esférica se debía enteramente a fuerzas viscosas del fluido de manera que obtuvo la expresión:

$$F_d = 3\pi \cdot d_0 \cdot v \cdot \mu \quad \text{Ec. 3.4}$$

Y al utilizar esta expresión para calcular la velocidad terminal de la partícula esférica obtuvo la expresión:

$$V_\infty = \frac{(\rho_s - \rho_f) \cdot g \cdot d_o^2}{18\mu} \quad \text{Ec. 3.5}$$

Donde μ es la viscosidad del fluido ($\mu_{\text{agua}} 1 \cdot 10^{-3}$; $\mu_{\text{aire}} 17,5 \cdot 10^{-6}$ Kg.seg./m); y ρ es la densidad del sólido/fluido y v es la velocidad de la partícula.

Para un sólido y un fluido dado la fórmula será de la forma $y = kx^2$. La ley de Stokes es aplicable sólo cuando la caída de la partícula no agite el fluido más allá del flujo laminar, por lo cual es sólo aplicable a partículas de tamaños pequeños cuya masa no es suficiente para producir un flujo turbulento.

Por lo tanto el diámetro máximo que puede tener una partícula para que caiga dentro de la ley de Stokes viene dado al calcular el Re del fluido según la siguiente expresión:

$$\text{Re} = \frac{d_0 \cdot v \cdot \rho_f}{\mu} \quad \text{Ec. 3.6}$$

Siendo aplicable la Ley de Stokes sólo si se obtiene un Re menor o igual a 0,2.

La Ley de Rittinger presupone que aunque las partículas del fluido están en reposo pueden moverse libremente, que los choques entre ellas y con el cuerpo que se desplaza son elásticos, que la sección transversal del volumen de fluido desplazado por el sólido al moverse es igual a la proyección de dicho sólido sobre un plano perpendicular en dirección al movimiento y que la resistencia que se opone a dicho sólido es la misma que si se tratase de una placa con la forma y orientación de la proyección mencionada.

De acuerdo a la mecánica de fluidos se tiene que la resistencia al movimiento de un cuerpo en un fluido es:

$$Fd = fd \cdot A \cdot \rho_f \cdot \frac{V^2}{2g} \quad \text{Ec. 3.7}$$

Donde fd es una constante de proporcionalidad para la velocidad del cuerpo también conocido como coeficiente de arrastre.

La velocidad terminal se alcanzará cuando la aceleración sea cero lo que se cumple para un valor de velocidad igual a:

$$V_{\infty} = \sqrt{\frac{4 \cdot g}{3 \cdot fd}} \cdot \sqrt{\frac{(\rho_s - \rho_f) \cdot d_0}{\rho_f}} \quad \text{Ec. 3.8}$$

Es frecuente que se exprese el primer término radical por una constante K .

Si el fluido es agua se tiene que $\rho_f = 1$, para esferas de diámetro mayor a 0,5 cm el término $fd = 0,5$ y con un valor de gravedad de $9,8 \text{ m/s}^2$ se obtiene un valor de $K = 5,11$. Por lo

que es de uso común para el cálculo de la velocidad terminal de un cuerpo en agua la expresión simplificada:

$$V_{\infty} = 5,11 \cdot \sqrt{d_0 \cdot (\rho_s - 1)} \quad \text{Ec. 3.9}$$

Experimentalmente se ha demostrado que el término fd no es constante sino que varía según la forma, simetría y orientación del cuerpo. Para un sólido y un fluido dado la expresión de velocidad será de la forma $y = kx^{1/2}$.

Para la zona intermedia entre $Re\ 0,2$ y $Re\ 500$, no se ha podido deducir matemáticamente una fórmula de la velocidad límite, a pesar de que la mayoría de las operaciones de clasificación se realizan con partículas que se encuentran en ésta región.

Se ha determinado de manera experimental que las partículas esféricas a medida que aumentan su velocidad y se alejan del campo de aplicación de la Ley de Stokes, hay un paso gradual del flujo laminar al turbulento.

De acuerdo al número de Reynolds calculado a partir de la expresión 3.6 se tendrán los intervalos de aplicación para las siguientes expresiones del factor de fricción fd .

$$fd = \frac{24}{Re} \quad \text{Para } Re < 2,0 \quad \text{Ec. 3.10}$$

$$fd \approx \frac{18,5}{Re^{0,6}} \quad \text{Para } 2,0 < Re < 500 \quad \text{Ec. 3.11}$$

$$fd \approx 0,44 \quad \text{Para } Re > 500 \quad \text{Ec. 3.12}$$

El rango del flujo laminar se limita hasta un valor de $Re = 0,2$. Es debido al efecto de transición entre los flujos laminar y turbulento, que la expresión 3.10 es más precisa que la expresión 3.11 en el rango comprendido entre $0,2 < Re < 2,0$. Para el intervalo de flujo turbulento ($Re > 500$), el coeficiente de arrastre es casi independiente de Re por lo que prácticamente es un valor constante.

Tanto la figura 3.1 como las ecuaciones 3.10 a 3.12 pueden ser utilizadas para evaluar el diámetro de la esfera (d_0) o la velocidad terminal (V_∞). Sin embargo se origina el inconveniente de que la incógnita se presenta tanto en fd como en Re , además del inconveniente de tener una expresión según el rango de Re con el que se trabaja. Una forma más ventajosa es utilizar la relación entre el coeficiente de arrastre y el número de Reynolds ya que con éstos se puede reunir en un mismo gráfico los datos fd y Re para distintos grados de esfericidad (Ψ) y sin necesidad de seleccionar en específico una fórmula acorde con el valor de Re .

Para evitar los tanteos se pueden utilizar las ecuaciones 3.13 y 3.14 que son independientes de v y d_0 respectivamente y como existe una relación única entre fd y Re , una representación gráfica de $fd \cdot Re^2$ o de fd / Re (figura 4.2) también permite evaluar v y d_0 .

$$fd \cdot Re^2 = \frac{4}{3}(\rho_s - \rho_f) \cdot \frac{\rho_f g}{\mu^2} \cdot d_0^2 \quad \text{Ec. 3.13}$$

$$\frac{fd}{Re} = \frac{4}{3} \left(\frac{\rho_s - \rho_f}{\rho_f} \right) \cdot \frac{\mu \cdot g}{V_\infty^3} \quad \text{Ec. 3.14}$$

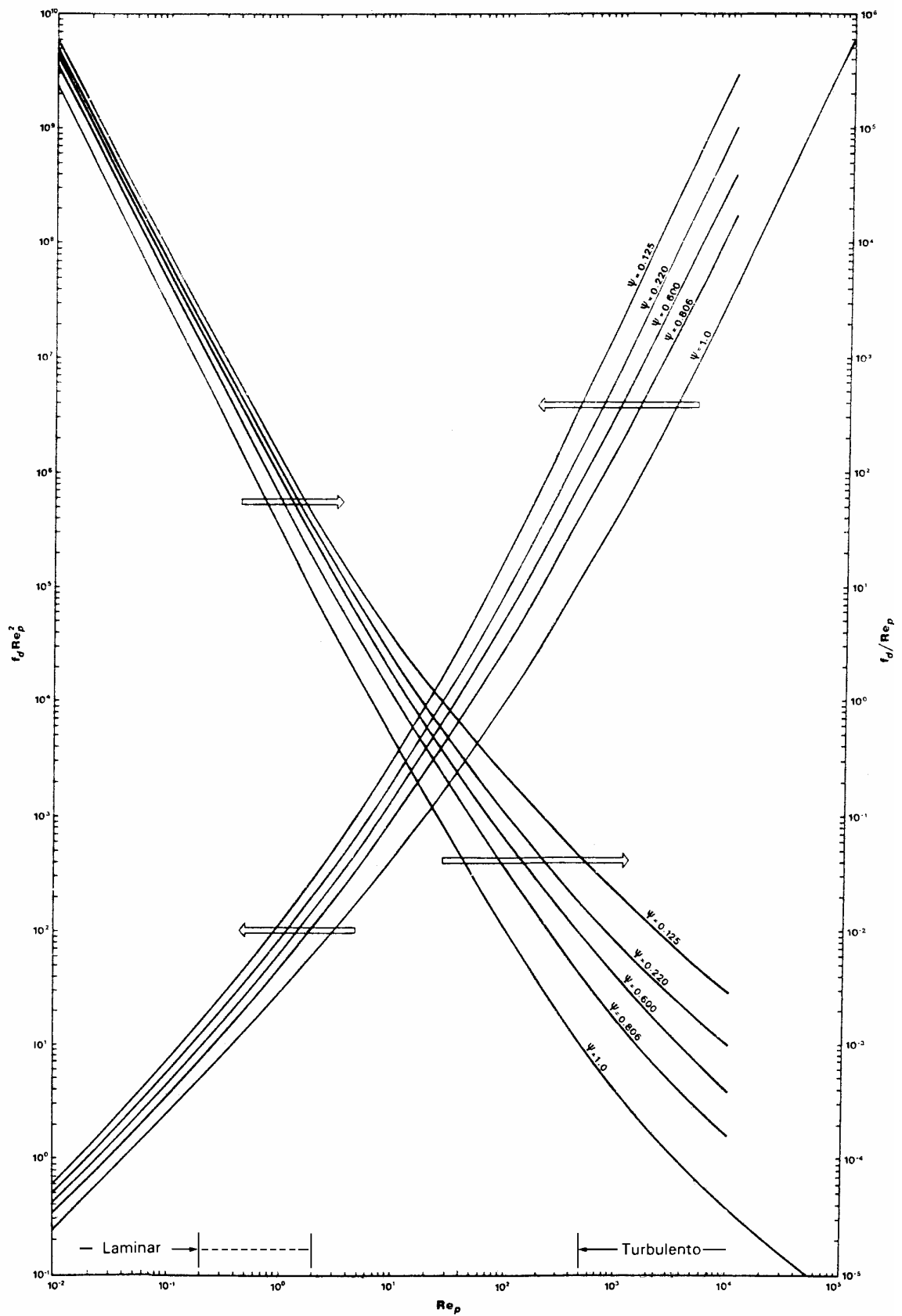


Figura 3.2 Datos de la figura 3.1 vueltos a trazar en función de $f_d Re^2$ y f_d / Re contra Re .
Fuente: Kelly 1990.

3.2.3. Partículas no Esféricas

Hasta el momento todas las definiciones se basan en el diámetro de partículas esféricas por lo cual es preciso establecer relaciones para partículas no esféricas ya que existe una diferencia entre el diámetro de la partícula y su área respecto al diámetro y área de una esfera.

Si las partículas se desplazan dentro de un flujo laminar éstas prácticamente no cambiarán de posición, es decir que descienden de manera aleatoria según sean depositadas en el fluido; en cambio si las partículas se desplazan en un flujo turbulento tenderán a orientarse para oponer la máxima resistencia al movimiento. Esto significa que las partículas irregulares tienen una mayor variación en velocidad entre el flujo laminar y el turbulento que las partículas esféricas. Es por ello que es necesario utilizar diámetros de esferas equivalentes en lugar de utilizar el diámetro de abertura del tamiz con el cual se clasifican las partículas.

Se debe tener en cuenta que de todas las formas posibles es la esfera la que posee la menor superficie respecto a su volumen, por consiguiente la esfera posee la geometría con menor resistencia al desplazamiento que cualquier otra forma con igual volumen de esto se deriva que la velocidad límite para una partícula esférica será máxima respecto a cualquier partícula con igual volumen y por lo tanto en la práctica se deben obtener velocidades de límites menores que las esperadas teóricamente con partículas esféricas.

Si se replantea la ecuación 3.8 para la velocidad terminal según Rittinger, se obtiene el diámetro de caída libre (d_t), que es el diámetro de una esfera que tiene la densidad y la misma velocidad de caída libre que la partícula en un fluido de la misma viscosidad y densidad.

$$d_t = \frac{3}{4} \cdot fd \cdot \frac{V_\infty^2}{g} \cdot \left(\frac{\rho_f}{\rho_s - \rho_f} \right) \quad \text{Ec. 3.15}$$

Para el intervalo de flujo laminar se tiene el diámetro de Stokes (d_{St}), el cual es el diámetro de caída libre pero en flujo laminar y se obtiene mediante la expresión:

$$d_{St} = \frac{18 \cdot V_\infty}{(\rho_s - \rho_f) \cdot g} \quad \text{Ec. 3.16}$$

Para poder comparar los resultados experimentales con cuerpos irregulares a los de las esferas, Wadell definió el *grado de esfericidad* (Ψ) de un cuerpo a la relación que existe entre la superficie (s) de una esfera de igual volumen que la partícula respecto a la superficie real de la partícula (S).

$$\psi = \frac{s}{S} = \left(\frac{d_v}{d_s} \right)^2 \quad \text{Ec. 3.17}$$

El grado de esfericidad también se puede expresar como la relación entre el diámetro de volumen (d_v) que es el diámetro de una esfera que tiene el mismo volumen que la partícula y el diámetro de superficie (d_s) que es el diámetro de una esfera que tiene la misma área de superficie que la partícula. En la práctica se tiene que las esfericidades de las partículas se encuentran en el rango de 0,7 a 0,5 aunque existen minerales con esfericidades mayores como es el caso de la galena o menores como en la mica. Mientras mayor grado de esfericidad posea una partícula mayor velocidad límite poseerá ya que se acerca más a la condición de máximo volumen con mínima superficie.

Se ha demostrado experimentalmente que los granos irregulares tienen una velocidad de caída límite aproximadamente igual a la mitad a la de una esfera de igual volumen. Como ya se mencionó, en la ecuación 3.8 donde se calcula la velocidad terminal para el intervalo de Rittinger, era común expresar el primer término radical por una constante K , ésta constante aunque es independiente del diámetro y densidad de la partícula varía de acuerdo a su geometría y su valor es de 5,11 para partículas esféricas con diámetros mayores a 0,5 cm. Para diversas formas de granos Rittinger dedujo varios valores de K que se expresan en la tabla 3.1.

Forma de los granos	Diámetro Medio	Diámetro del Tamiz
Redondeados	$K = 3,20$	$K = 2,73$
Alargados	$K = 2,65$	$K = 2,37$
Laminares	$K = 2,25$	$K = 1,92$

Tabla 3.1 Valores de K para distintas formas de partículas. Fuente: Fernández, 1965.

Se toman los valores de K de la primera columna cuando se utiliza el diámetro medio de los granos y los de la segunda cuando se utiliza el diámetro de los orificios del tamiz que se utiliza para calibrarlos, aunque el diámetro del tamiz es mayor que el diámetro real de la partícula, el aumento de éste es compensado al obtener valores algo menores de K .

Generalmente se le da a K el valor de 2,44 que resulta de tomar los valores de la segunda columna si se supone una composición de 50% de granos redondeados, 25% de granos alargados y 25% de granos laminares; la cual es una proporción común y que permite evaluar rápidamente la velocidad límite de un conjunto de partículas.

3.2.4. Relaciones de Isodrómia

Si se tienen dos cuerpos esféricos cuyos diámetros sean d_1 y d_2 y cuyas densidades sean ρ_1 y ρ_2 serán isódromos cuando sus velocidades sean iguales y por tanto satisfagan la expresión:

$$\frac{d_1}{d_2} = \frac{\rho_2 - \rho_f}{\rho_1 - \rho_f} \quad \text{Rittinger} \quad \text{Ec. 3.18}$$

$$\frac{d_1}{d_2} = \sqrt{\frac{\rho_2 - \rho_f}{\rho_1 - \rho_f}} \quad \text{Stokes} \quad \text{Ec. 3.19}$$

Pero estas relaciones están basadas suponiendo granos esféricos por lo que en la práctica las relaciones de isodrómia varían de las teóricas mientras menor sea la esfericidad de los granos. Pero es de mayor influencia que mientras más difieran los granos entre sí de forma más se alejará la relación de isodromía real de la teórica.

Para el intervalo de Rittinger y con el uso del parámetro K es posible obtener relaciones de isodromía para partículas con distinta forma, de manera que la expresión 3.22 se transforma en la siguiente expresión:

$$\frac{d_1}{d_2} = \left(\frac{K_2}{K_1} \right)^2 \cdot \left(\frac{\rho_2 - \rho_f}{\rho_1 - \rho_f} \right) \quad \text{Ec. 3.20}$$

3.2.5. Sedimentación

La sedimentación en sí no es más que el proceso en el cual las partículas que se encuentran en suspensión en un fluido descienden hasta conformar un lecho de partículas en reposo. El cálculo de la velocidad límite no es más que la velocidad de sedimentación de una

partícula en un fluido, sin embargo la caída libre de partículas aisladas en el seno de un fluido no se realiza en la práctica. La realidad es que las partículas caen en masa, lo que produce una caída con obstáculos ya que las partículas interfieren entre sí durante su descenso.

Si consideramos dos partículas iguales que caen simultáneamente y suficientemente cerca como para interferirse, la velocidad de sedimentación de las partículas sería mayor que la velocidad límite de cada una de éstas, ya que en el espacio entre éstas la resistencia al avance se reduce porque cada partícula arrastra consigo cierto volumen de agua. Ahora si las partículas son de tamaños distintos la partícula grande arrastra consigo a la pequeña por lo que la acelera mientras que la pequeña tiende a retrasar a la grande.

Al caer simultáneamente una gran cantidad de partículas, todas tratarán de desplazar un volumen de fluido igual al suyo para poder desplazarse lo que origina corrientes ascensionales que afectan el movimiento del resto de las partículas que la rodean y mientras mayor sea la concentración de partículas más pequeños serán los intersticios entre estas por los cuales fluirían las corrientes y por ello la resistencia al desplazamiento sería mayor lo que origina que las partículas caigan con una velocidad menor a la velocidad terminal.

A manera de ejemplificar lo anteriormente mencionado, si se prepara una pulpa con partículas esféricas iguales y con una concentración volumétrica del 1% la distancia entre los centros de cada partícula sería de 3,74 veces su diámetro y la velocidad de sedimentación se reduciría al 94% de la velocidad terminal de una partícula. Si ahora se aumenta la concentración al 10%, la separación entre los centros de las esferas sería de 1,74 veces sus diámetros y la velocidad de sedimentación descendería al 50% de la velocidad terminal.

De lo anterior, se deduce que la velocidad de sedimentación disminuye a medida que aumenta la concentración de los sólidos en el fluido y que esto se debe a los efectos de obstrucción ocasionados por las corrientes ascensionales que se producen por el movimiento de las partículas dentro del seno del fluido.

Para determinar la velocidad de sedimentación acorde con la concentración de sólidos en el fluido existen diversas expresiones empíricas que son ampliamente utilizadas, siendo la más común la de Richardson y Zaki:

$$\frac{V_h}{V_\infty} = \varepsilon^n \quad \text{Ec. 3.21}$$

$$\varepsilon = \frac{\rho_s - \rho_p}{\rho_s - \rho_f} \quad \text{Ec. 3.22}$$

Donde: V_h es la velocidad de sedimentación; V_∞ es la velocidad terminal de una partícula y ρ es la densidad del sólido, fluido y pulpa.

El término n se obtiene a partir de la siguiente expresión en la cual β es la pendiente de la gráfica 3.1 evaluada en el punto de interés.

$$n = \frac{4,8}{2 + \beta} \quad \text{Ec. 3.23}$$

Si se tiene que D es la distancia entre el centro de la partícula y la pared u otra partícula, los efectos de pared se harán significativos cuando $D < 100 d_0$ por lo que se deben emplear relaciones más estrictas para el cálculo del parámetro n tales como (Davidson, 1971):

$$n = 4,65 + 20 \frac{d_0}{D} \quad \text{Re} < 0,2 \quad \text{Ec. 3.24}$$

$$n = \left(4,35 + 17,5 \frac{d_0}{D} \right) \cdot \text{Re}^{-0,03} \quad 0,2 < \text{Re} < 1 \quad \text{Ec. 3.25}$$

$$n = \left(4,45 + 18 \frac{d_0}{D} \right) \cdot \text{Re}^{-0,1} \quad 1 < \text{Re} < 200 \quad \text{Ec. 3.26}$$

$$n = 4,45 \cdot \text{Re}^{-0,1} \quad 200 < \text{Re} < 500 \quad \text{Ec. 3.27}$$

$$n = 2,39 \quad \text{Re} < 500 \quad \text{Ec. 3.28}$$

Para flujo laminar la ecuación de Steinour presenta una alternativa a la ecuación 3.21.

$$\frac{V_h}{V_\infty} = \varepsilon^2 \cdot 10^{-1,82 \cdot (1-\varepsilon)} \quad \text{Ec. 3.29}$$

Ambas ecuaciones proporcionan resultados similares lo que se debe a que ambas compensan tres efectos. Se ha demostrado que el término $10^{-1,82 \cdot (1-\varepsilon)}$ es la viscosidad relativa.

3.2.6. Estanques de Asentamiento

La base para la mayoría de los equipos de clasificado se encuentra en la teoría del tanque de sedimentación ideal. Éste no es más que un estanque que se alimenta con una pulpa que contiene cierta cantidad de sólidos en suspensión y que al pasar a través del estanque sale por el

derrame con un porcentaje menor de sólidos de manera que una fracción controlada de éstos tiene la oportunidad de sedimentar en el interior del estanque. Se puede considerar que los sólidos que entran en el estanque tienen la misma velocidad horizontal que el fluido que los transporta, pero además están sujetos a la fuerza de gravedad que los obliga a sedimentarse, por lo cual tendrán una velocidad vertical que será la velocidad de sedimentación de los sólidos, de manera que los sólidos dentro de la pulpa tendrán una componente horizontal y otra vertical de movimiento por lo que la fuerza resultante será diagonal descendente como se observa en la figura 3.3.

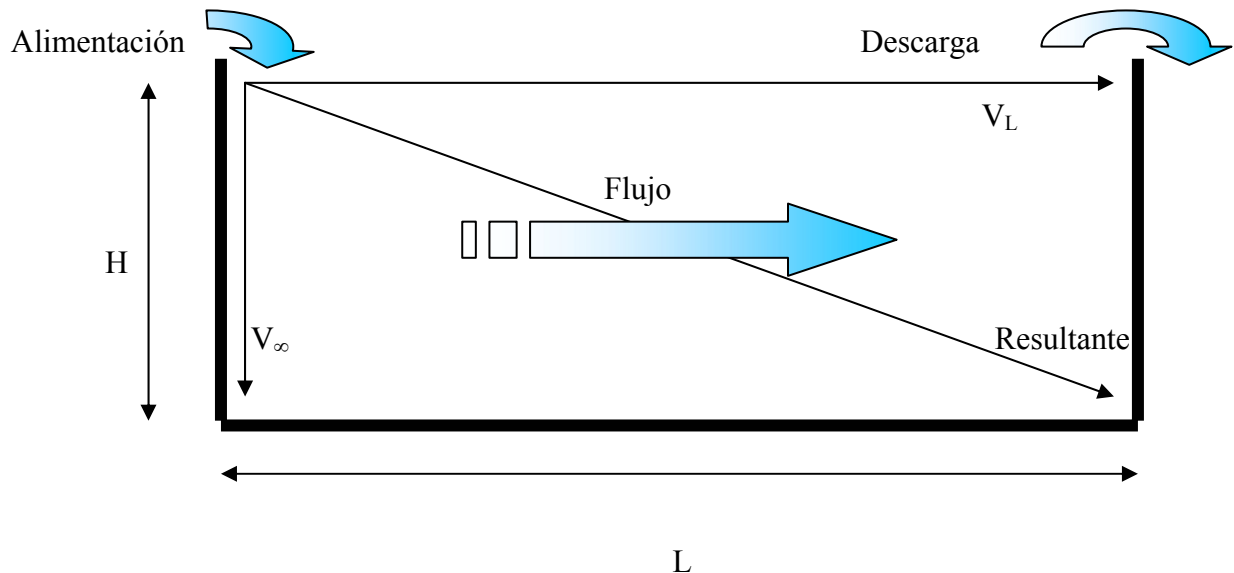


Figura 3.3 Esquema de funcionamiento de un estanque ideal.

El tamaño límite para que una partícula sedimente dentro del estanque es aquel cuya velocidad de asentamiento sea apenas lo suficientemente rápida como para recorrer la profundidad del estanque durante su estadía dentro de éste.

Si se dispone de un estanque de dimensiones L de largo, B de ancho y H de profundo, el tiempo necesario para que una partícula sedimente viene dada por la expresión:

$$t_h = \frac{H}{V_\infty} \quad \text{Ec. 3.30}$$

Y para que ésta partícula sea el tamaño límite, el tiempo de sedimentación tiene que ser igual al tiempo de residencia t_l .

$$t_l = \frac{L}{V_l} \quad \text{Ec. 3.31}$$

Pero como ya se mencionó la velocidad horizontal de la partícula (V_l) es la misma que la del fluido y por tanto satisface la ecuación:

$$V_l = \frac{Q}{B \cdot H} \quad \text{Ec. 3.32}$$

Donde Q es el caudal de fluido y $B \cdot H$ es el área transversal del estanque.

Dado que t_l es igual a t_h y sustituyendo en la ecuación 3.32 se obtiene:

$$V_\infty = \frac{Q}{B \cdot L} \quad \text{Ec. 3.33}$$

De manera que $B \cdot L$ es el área horizontal del estanque, lo cual implica que la capacidad para capturar una partícula dentro del estanque es independiente de la profundidad del mismo y que depende netamente del área disponible para la sedimentación, esto es conocido como el principio del área. Además se debe notar que no importa el valor de las distancias B y L mientras se mantenga el área.

En un estanque real se deben tener consideraciones más rigurosas ya que el porcentaje de sólidos en el fluido afectará su velocidad de sedimentación y por ende no se puede utilizar la velocidad terminal para los cálculos siendo necesario emplear la velocidad de sedimentación de la partícula para la concentración dada. Además existen gradientes de concentración, perfiles de flujo y corrientes de turbulencia que alejan del comportamiento ideal a las partículas lo que implica que sea necesaria un área mayor al área teórica y por lo tanto se ha definido un término conocido como *eficiencia de área* (η_A).

$$\eta_A = \frac{A_t}{A_r} * 100 \quad \text{Ec. 3.34}$$

Donde A_t es el área teórica de superficie y A_r es el área real de superficie necesaria. Los valores típicos de η_A están en el intervalo de 50 a 100% según la turbulencia del fluido aunque a caudales muy grandes y concentraciones altas el valor puede ser considerablemente menor.

Por lo tanto para un estanque real la expresión 3.33 se transforma en la siguiente ecuación:

$$V_h = \frac{Q}{\eta_A \cdot A} \quad \text{Ec. 3.35}$$

De manera que todas aquellas partículas cuya velocidad de sedimentación sea igual o mayor que la velocidad de sedimentación límite sedimentarán dentro del tanque mientras que todas aquellas con velocidad de sedimentación menor serán expulsadas por el derrame.

CAPITULO 4. CLASIFICADOR DE TORNILLO SIN FIN

El clasificador de tornillo sin fin o en espiral, es un tipo de clasificador mecánico (figura 4.1), el cual consta de un tanque de asentamiento con un fondo inclinado y una espiral de acero (tornillo sin fin) que sin tocar el fondo o los laterales del tanque se encarga de remover los sólidos hundidos y mantener una agitación en el tanque que impida decantar las partículas finas. De manera que en la parte superior del clasificador se descargan los sólidos arrastrados por la espiral y en la descarga inferior salen en suspensión las partículas finas incapaces de sumergirse.

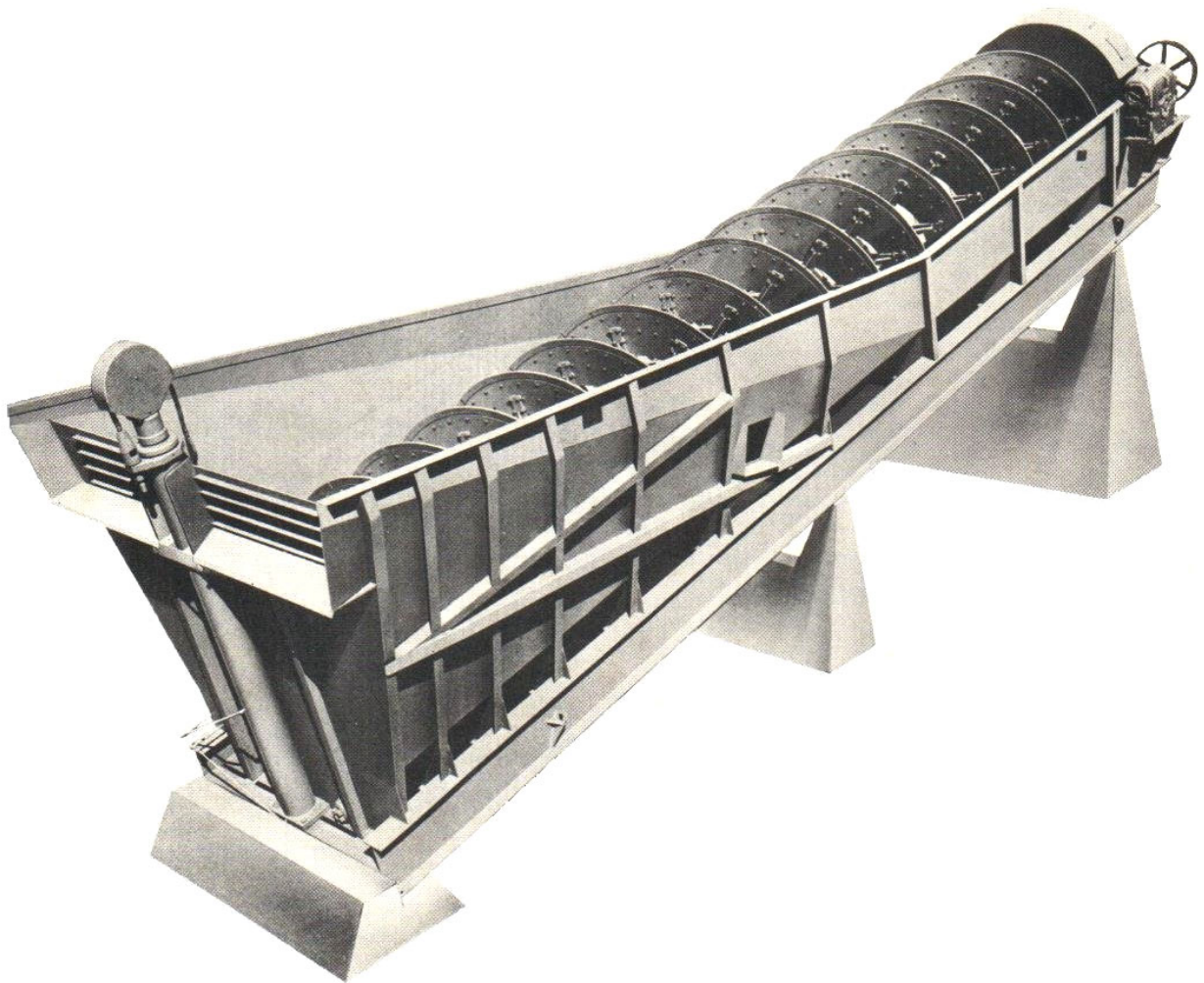


Figura 4.1. Clasificador en Espiral
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

El uso principal de este tipo de clasificadores se encuentra en los circuitos cerrados de molienda húmeda. Aunque también es ampliamente utilizado para las labores de deslamado, lavado y desagüe de sólidos.

El uso de un clasificador mecánico en aplicaciones de lavado presenta varias ventajas respecto a otros equipos lavadores y de clasificación como los trómeles, las cribas hidráulicas y los hidrociclones; éstas ventajas radican en su bajo mantenimiento y bajos costos operativos. Además, que en los clasificadores en espiral el producto presenta una humedad inferior respecto al producto de los demás equipos, ya que éste presenta una zona que permite que los sólidos escurran la mayor cantidad del agua de lavado.

4.1. PRINCIPIO DE OPERACIÓN

El clasificador en espiral actúa sobre la base de los estanques de sedimentación, de manera que éste realiza una clasificación isodrómica de las partículas. Se puede concebir el clasificador en espiral como un estanque de sedimentación con un dispositivo para la extracción del material hundido.

A diferencia de un estanque de sedimentación ideal, en el clasificador en espiral existen corrientes de turbulencia ocasionadas por el giro del espiral dentro del seno del fluido; estas corrientes pueden ser controladas mediante el mayor o menor hundimiento del espiral dentro del fluido. Si bien las corrientes afectan la caída libre de las partículas, también permiten mantener una pulpa relativamente homogénea dentro del estanque lo que permite que las condiciones de sedimentación sean estables durante el proceso.

Dentro del clasificador, la pulpa mantendrá ciertos sólidos en suspensión debido a la agitación producida por la espiral, éstos se encontrarán estratificados de manera que los de mayor tamaño o densidad se encontrarán más cerca del fondo y las más finas o de menor densidad se encontrarán más cerca del rebose en la parte superior. Mientras el clasificador está en marcha es imprescindible establecer un equilibrio dinámico entre las arenas que entran por la alimentación, las que salen por la descarga y el grado de agitación producido.

Como resultado de la agitación producida por la espiral, ciertas partículas serán lo suficientemente grandes o densas como para no poder salir por el rebose pero no serán lo bastante densas como para vencer las corrientes de turbulencia y por ende quedan suspendidas dentro de la pulpa. Este conjunto de partículas es el que conforma la columna trémula, la cual ayuda en la clasificación del género al imponer una resistencia al paso de las partículas dentro del fluido y sólo permitirá sedimentar a aquellas partículas cuya masa sea lo suficiente como para vencer dicha resistencia.

Si no se establece un equilibrio entre el género que llega a la columna trémula y el que lo abandona en la descarga de arenas, el espesor de la columna se irá incrementando y la agitación en la sección superior a ésta se reducirá, lo que permitirá que más partículas pasen a formar parte de la columna incrementando su peso hasta que ésta colapsa y todo el material desciende de manera abrupta en caída libre; luego se volverá a formar la columna y volverá a colapsar de manera que se producirán pulsaciones en las descargas de arenas y de lamas. De manera que en la descarga de arenas aparecerán lamas y cada vez que la columna colapse el rebose presentará mayor proporción de las partículas más finas.

Para controlar la descarga de un clasificador en espiral sin modificar el área de sedimentación se puede incrementar la cantidad de agua en la pulpa, lo cual disminuirá su densidad y permitirá que las partículas gruesas caigan más rápido de manera de impedir que salgan por el rebose partículas más gruesas de las deseadas. Si por el contrario se incrementa la agitación dentro del estanque (mayor velocidad de giro de la espiral), el efecto es el inverso ya que permitiría que más partículas entren en suspensión y se obtendrá una descarga de partículas más gruesas. Todo ello permite mantener el control del proceso y evitar las pulsaciones de la columna trémula.

Debido a que la clasificación se realiza sobre la base de la teoría de estanques de sedimentación, el tamaño limitativo de sedimentación es directamente controlado por el área de sedimentación disponible y la eficiencia de dicha área. El área de sedimentación dependerá del ancho del estanque, de la pendiente del mismo y de la altura del rebose. Mientras que la eficiencia del área dependerá del nivel de turbulencia de la superficie de sedimentación. De manera general, la eficiencia de área para un clasificador en espiral es del 50% pudiendo ser tan baja como el 30% en casos especiales o alrededor de un 60% en condiciones de poca turbulencia.

Para el caso de las arenas, la capacidad de arrastre del espiral dependerá del número de espirales que contenga el eje, del paso de cada espira, al ancho de la hoja que conforma la espira, de la pendiente del tanque y de las características físicas del material tales como esfericidad ángulo de reposo, tamaño de grano, de la densidad del material, etc.

En un estudio realizado por Stewart y Restarick en un clasificador en espiral pequeño, demostraron que pueden reconocerse cuatro regiones principales (ver figura 4.2 y 4.3).

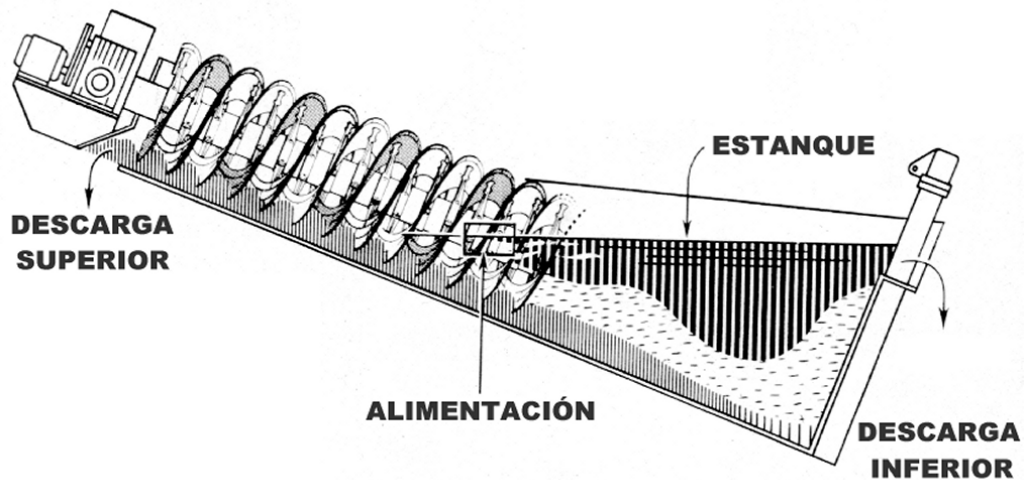


Figura 4.2. Sección Transversal de un Clasificador en Espiral.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

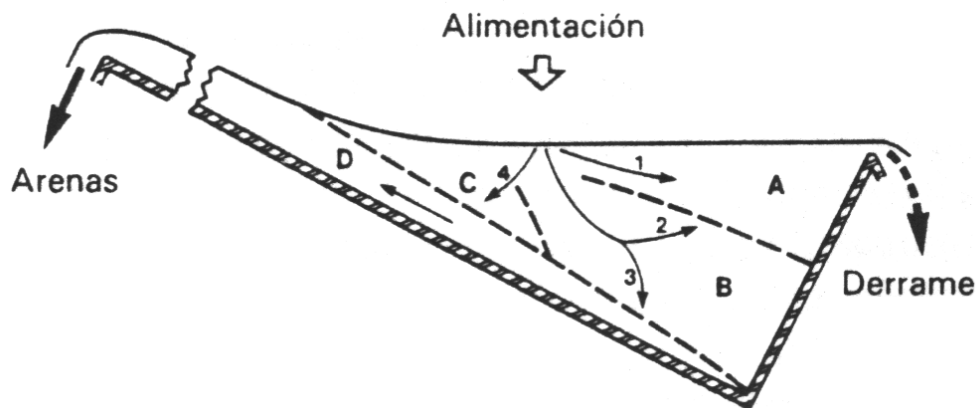


Figura 4.3. Trayectoria de las Partículas Dentro del Clasificador en Espiral.
Fuente: Kelly 1990.

La región *A* es la región situada justo encima del espiral y en la cual la densidad de la pulpa es baja y las partículas se dirigen principalmente hacia el derrame. En esta región las partículas tienen un comportamiento de caída libre. La espiral gira en el cuerpo principal del estanque que representa la zona *B* desde la cual las partículas pueden dirigirse tanto al derrame como al fondo del estanque; es en esta región donde se conforma la columna trémula y las partículas pasan a tener un comportamiento de caída con obstáculos. En la región *C* casi todas las

partículas se hunden para conformar las arenas, mientras que en la región **D** que representa todo el fondo del estanque es donde se acumulan todas las arenas para ser transportadas por el espiral hacia la descarga superior.

En consecuencia, puede considerarse que ocurre la descarga a lo largo de cuatro rutas principales. En la ruta **1** las partículas son conducidas a través de la región **A** casi directamente al derrame; alrededor del 40 a 50% de las partículas inferiores a la malla de corte salen por éste recorrido y tienen un tiempo de residencia de 0,1 a 0,3 veces del tiempo de residencia promedio para todas las partículas del derrame. Los sólidos que se conducen al derrame a través de la ruta **2** atraviesan la región **B** donde el material es bien mezclado y existe la mayor turbulencia del fluido, estas partículas tienen un tiempo de residencia de 1,6 veces el tiempo promedio de residencia de las partículas del derrame.

La ruta **3** conduce la mayoría de las partículas que conforman las arenas, si bien el tiempo de residencia disminuye al aumentar el tamaño de las partículas (porque poseen mayores velocidades de sedimentación). Aun así, estos tiempos de residencia son de cinco a seis veces más altos que los que presentan las partículas más grandes que salen por la ruta **4**. Se debe tener en cuenta que el tiempo de residencia de las partículas que conforman las arenas se incrementa aún más por la velocidad de arrastre de la espiral, la cual es dependiente de la velocidad de giro y del paso entre las hélices.

La eficiencia de un clasificador en espiral viene expresada por la relación entre el material clasificado en la descarga inferior (rebose) y la cantidad de material clasificable que hay en la alimentación. Sea “**A**” la cantidad en peso de alimentación y “**a**” el porcentaje de material inferior a la malla de corte presente en la alimentación. Y sea “**R**” el peso del material que sale

por la descarga inferior con “r” porcentaje de material inferior a la malla de corte. La eficiencia del clasificador vendrá dada por la expresión:

$$E = 10.000 \cdot \frac{R}{A} \cdot \frac{(r - a)}{a(100 - a)} \quad \text{Ec. 4.1}$$

Dicha expresión está referida hacia la descarga inferior, ya que como se mencionó, el principal uso de los clasificadores en espiral es para los circuitos cerrados de molienda y en ellos la fracción de interés es el material que sale por la descarga inferior. Sin embargo, no existe ningún inconveniente en su aplicación cuando el producto de interés son las arenas de la descarga superior.

4.2. FACTORES DE SELECCIÓN

Existen diversas modificaciones realizadas al diseño básico del clasificador para satisfacer condiciones específicas de separación de acuerdo al género a tratar, siendo estas modificaciones características imprescindibles para la selección de un equipo de clasificación en espiral. Para ello se explican a continuación cuales son estas características básicas y su efecto en el producto esperado.

El Diámetro del Espiral: El diámetro del espiral controla directamente el ancho del estanque de sedimentación y por ende el área de sedimentación, siendo los diámetros mayores los que implican una mayor área de sedimentación y un menor tamaño de separación en la descarga (figura 4.4). Un gran diámetro de la espira también implica una mayor capacidad de arrastre de lo que resulta una alta productividad de arenas. De manera general, la selección del diámetro está relegada al tamaño de separación deseado y en balance con la capacidad de arrastre requerida.

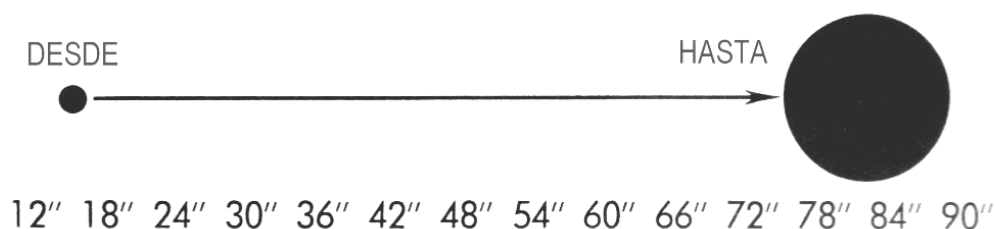


Figura 4.4. Diámetros Disponibles de las Espirales.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

El Paso del Espiral: El paso de una espira no es más que la distancia horizontal que existe entre dos secciones periféricas de la espiral al completar una vuelta alrededor del eje. La diferencia entre el paso de la espiral es una de las características más notorias entre las distintas empresas que fabrican clasificadores en espiral. Se ofrecen dos valores de paso en el mercado uno del 50% y otro del 75% del diámetro del espiral (figura 4.5). La principal diferencia radica en la capacidad y velocidad de arrastre por cada revolución de la espira, siendo el paso mayor el que ofrece una mayor capacidad de arrastre por revolución además de un menor costo en recubrimientos para la espiral, mientras que un paso menor ofrece un mayor tiempo de desagüe para el material, así como una mayor agitación de la pulpa lo que produce una clasificación más selectiva.



Figura 4.5. Pasos Aviables para los Espirales.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

El Número de Espiras: Una espiral es sencilla, doble o triple según el número de espirales que contenga el eje sobre el cual giran (figura 4.6). Una espiral doble tendrá el doble de capacidad de arrastre que una espiral sencilla y de igual manera una espiral triple tendrá el triple de capacidad de arrastre que una espiral sencilla. El incremento de espirales también incrementa la turbulencia del fluido y por ende produce una clasificación más tosca, además de que duplica o triplica el costo en forros para las espirales. Las espirales múltiples se utilizan principalmente cuando la espiral debe girar muy lento para controlar la turbulencia y es necesario la rápida extracción de las arenas, también se emplean para obtener altas productividades en equipos relativamente pequeños y en los cuales no se requiera una separación muy precisa.

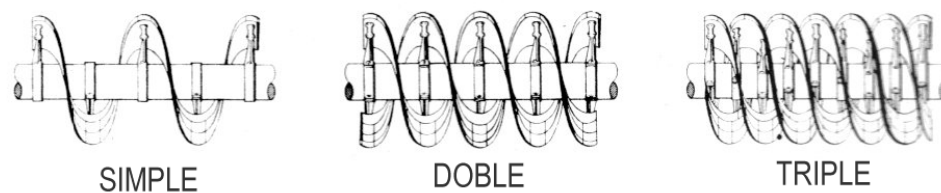


Figura 4.6. Número de Espirales Disponibles.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

Velocidad de la Espiral: Para la selección de la velocidad de la espiral se emplea la velocidad periférica y no la velocidad en revoluciones por minuto, lo cual permite establecer un rango de velocidades de acuerdo a las aplicaciones, de manera que espirales con diámetros diferentes pero para la misma aplicación tendrán la misma velocidad periférica aunque las velocidades medidas en revoluciones por minuto sean diferentes. Generalmente se tiene que para una separación de arenas mayores a la malla #100 se debe emplear una velocidad periférica de entre 26 y 30 m/min (85 - 100 fpm) y para arenas mayores a malla #200 se deben emplear velocidades de entre 18 y 27 m/min (60 - 90 fpm). De manera específica, existe una velocidad

periférica adecuada para cada material de acuerdo a su tamaño, densidad, esfericidad, ángulo de reposo, tamaño de separación deseado y calidad requerida de la separación (figura 4.7).

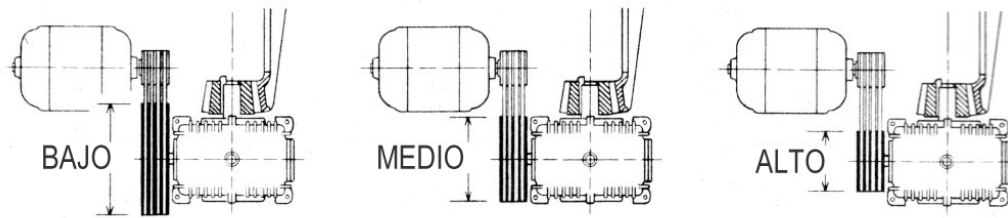


Figura 4.7. Relaciones de Poleas para el Control de Velocidad.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

Longitud de la Espiral: La longitud de la espiral puede ser ajustada mediante la adición o sustracción de secciones de la espiral, por lo general cada fabricante ofrece ciertos tamaños estándar de longitud (figura 4.8). La longitud del espiral permite tener control sobre la humedad del producto ya que permite controlar el tiempo de residencia del material en la zona de drenado. En su aplicación en circuitos cerrados la longitud de la espiral viene dada por la geometría de los equipos.

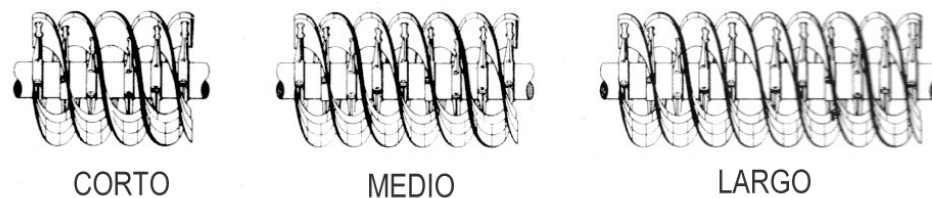


Figura 4.8. Longitudes de Espirales Disponibles.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

Profundidad del Tanque: Ésta es otra característica distintiva de cada fabricante, de manera que el número de cada modelo o serie se refiere a esta característica, la cual no es más que el porcentaje de hundimiento de la primera espiral dentro del tanque; por ejemplo las series 90, 125 y 150 de la empresa Wemco (figura 4.9), se refieren a que la primera espiral queda un 90,

125 o 150% sumergida dentro del tanque. La selección de la profundidad del tanque tiene un efecto directo sobre el área de sedimentación disponible en la superficie (se debe recordar que el tanque está inclinado y al aumentar la profundidad aumenta la distancia horizontal entre la descarga y el límite del agua en contacto con el tanque) y en el tamaño límite de separación, además también tiene una gran influencia en la turbulencia del fluido. Las series profundas como la 150 son utilizadas para la clasificación de partículas finas (Malla #100 y menor) en las cuales se requiere de una gran área de sedimentación y de una mínima turbulencia; por el contrario la serie 90 se emplea para clasificaciones más gruesas (mínimo malla #65) donde se requieren condiciones de áreas reducidas y corrientes de turbulencias altas. Además, todas las series cuentan con una pequeña presa ajustable a lo largo de la zona de descarga que permite el ajuste de la altura para que se adapte mejor a las condiciones requeridas.



Figura 4.9. Profundidades Estándar del Estanque.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

Sección del Tanque: La sección del tanque clasificador tiene un efecto directo sobre el área de sedimentación disponible y por lo cual tiene un marcado efecto sobre el tamaño de separación. Se disponen de tres secciones de tanques: recta, modificada y amplia (figura 4.10). Esta modificación de sección sólo tiene lugar en la parte inferior del tanque de manera que la zona de desagüe sigue siendo recta; su utilidad radica en que permite incrementar el área de sedimentación sin necesidad de incrementar el diámetro del espiral. El modelo recto se emplea para separaciones gruesas y operaciones de lavado y deslamado. El modelo modificado presenta

una sección más amplia que el modelo recto lo que incrementa el área de sedimentación, se emplea principalmente para separaciones inferiores a la malla #65. El modelo amplio se utiliza para separaciones finas con un bajo contenido de arenas en las cuales se requiere de una gran área de sedimentación y una capacidad de arrastre relativamente pequeña, se emplea para separaciones de malla #100 y menores.



Figura 4.10. Secciones Estándar del Estanque.
Fuente: Catálogo de Clasificadores WEMCO

Ensamblaje: El tanque puede ser de ensamble sencillo, el cual posee un solo eje con espiral o doble en el cual existen dos ejes que portan los espirales (figura 4.11). Cada uno posee su propia caja de engranajes pero ambos son movidos por un solo motor con su reductor. Los dos espirales giran en sentido contrario hacia el centro. Las unidades dobles se emplean cuando se requiere una alta capacidad pero se dispone de poco espacio. La capacidad de descarga de un tanque recto doble es el doble de la de uno simple; la de un tanque doble modificado es aproximadamente de 190% y la de un tanque doble amplio es de alrededor del 170% de sus equivalentes simples.

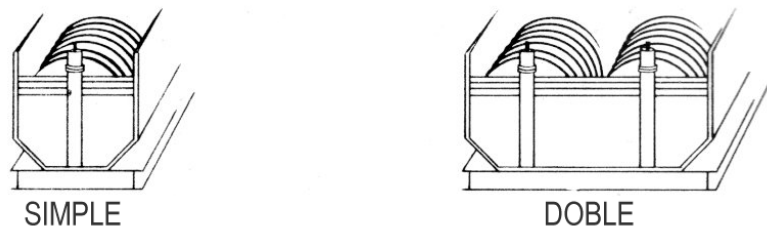


Figura 4.11. Ensamblajes Disponibles para los Clasificadores en Espiral.

La Pendiente del Tanque: De manera estándar se ofrecen tres pendientes para el tanque del clasificador las cuales son 14° , 16° y 18° . La selección de la pendiente dependerá del grado de deslizamiento del material sobre el tanque y del porcentaje de humedad requerido en las arenas. De manera estándar, los clasificadores vienen con pendientes de 16° y su incremento reduce el área de sedimentación e incrementa la zona de drenaje, por lo que es usado para separaciones gruesas y lavados en circuito simple donde la característica principal es la humedad del producto, mientras que una disminución en la pendiente incrementa el área de sedimentación y reduce la zona de drenaje, siendo empleada para la sedimentación de partículas muy finas. De manera general las pendientes de los tanques se encuentran en el rango entre $9,5^\circ$ y $20,5^\circ$.

Cajas de Agua en Spray: Éste es uno de los dispositivos especiales que ofrecen las compañías fabricantes para satisfacer necesidades específicas. Las cajas de agua en spray son dispositivos que se colocan en el fondo del estanque de sedimentación y permiten arrojar chorros de agua a presión dentro del tanque para mejorar la atrición del material durante las operaciones de lavado y así permitir lograr que las lamas que se encuentran adheridas a las arenas se separen y entren en suspensión para su expulsión por el rebose (figura 4.12). Además de las cajas de agua en spray, se presentan diversas variantes para las operaciones de lavado tales como chorros de agua a presión desde uno de los laterales del canal por donde se transportan las arenas o desde la parte superior del mismo.

También son ofrecidos por los fabricantes otros implementos o modificaciones para cubrir cada rango de aplicación de los clasificadores en espiral; entre los cuales se puede mencionar aleaciones resistentes a medios ácidos, forros de goma o de acero de alta dureza para los espirales, modificaciones para su aplicación en concentración por medio denso, paso variable de

la espiral en donde las primeras espiras tienen un paso del 50% y paulatinamente se incrementa hasta llegar a un paso del 75% e inclusive se ofrece la posibilidad de sustituir las dos primeras espiras por paletas que agitan con mayor fuerza el estanque y mejora la atrición del material durante el lavado, además de aumentar las corrientes de turbulencia y permitir separar partículas de mayor tamaño.

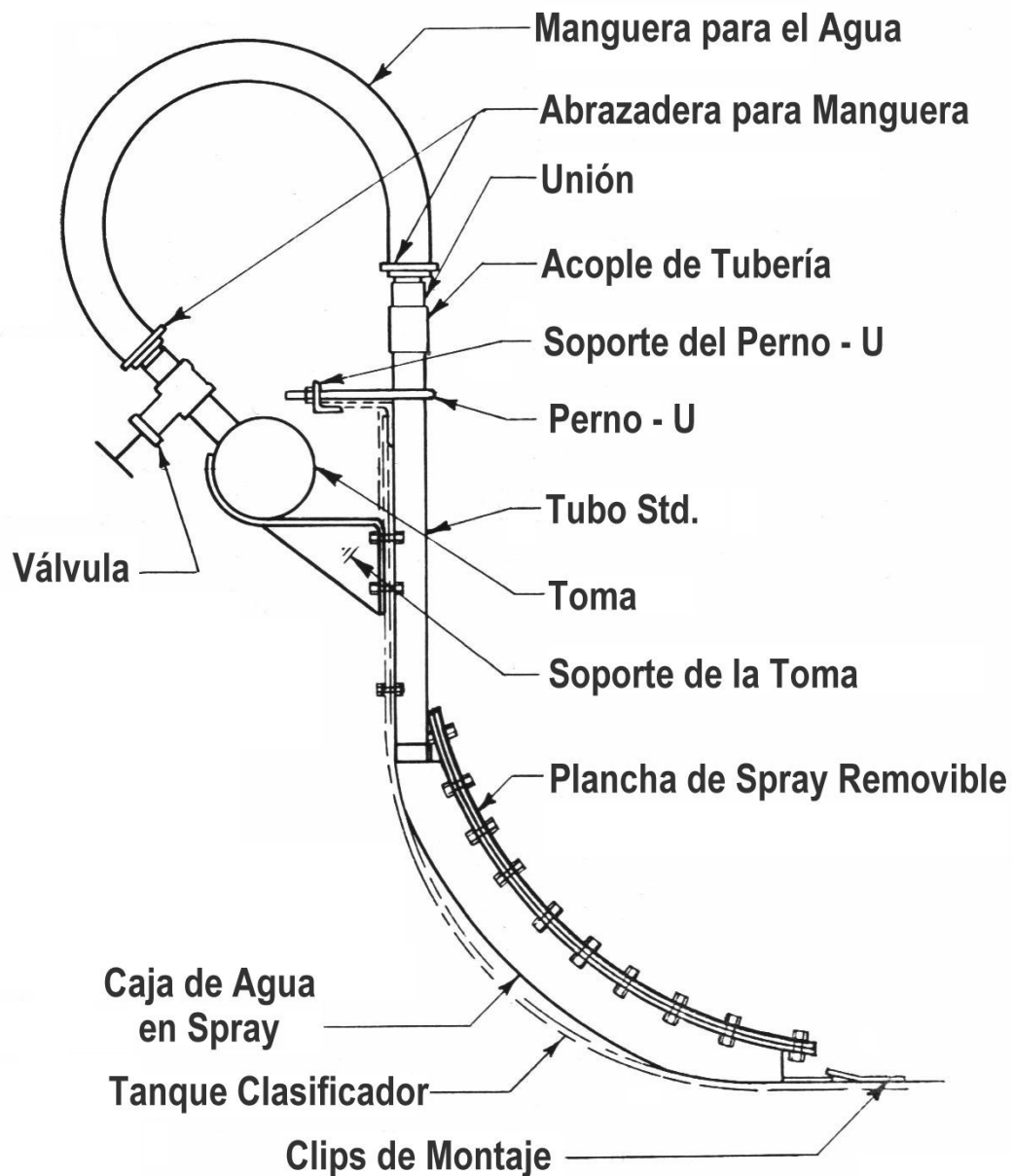


Figura 4.12: Sistema de la Caja de Agua en Spray.
Fuente: Catálogo de Clasificadores Akins. Industrias MSI

CAPITULO 5 DESARROLLO EXPERIMENTAL

5.1. METODOLOGÍA

El estudio de la recuperación del carbonato de calcio presente en los finos producto de la clasificación mecánica de la roca caliza, se abordó mediante una investigación de tipo experimental pura, en la cual se modifican las variables independientes que conforman las condiciones de ensayo y se mide su efecto en las variables dependientes como lo son las características físicas y químicas del producto. El desarrollo experimental se realizó siguiendo la metodología que se muestra a continuación y que se representa por la figura 5.1.

1. Toma y homogenización de la muestra.
2. Caracterización física y química de la muestra.
3. Instalación y puesta en marcha del clasificador en espiral.
4. Ensayos cualitativos.
5. Ensayos exploratorios.
6. Análisis físicos y químicos de los productos.
7. Diseño experimental.
8. Ensayos definitivos.
9. Análisis físicos y químicos de los productos.
10. Análisis de los resultados.

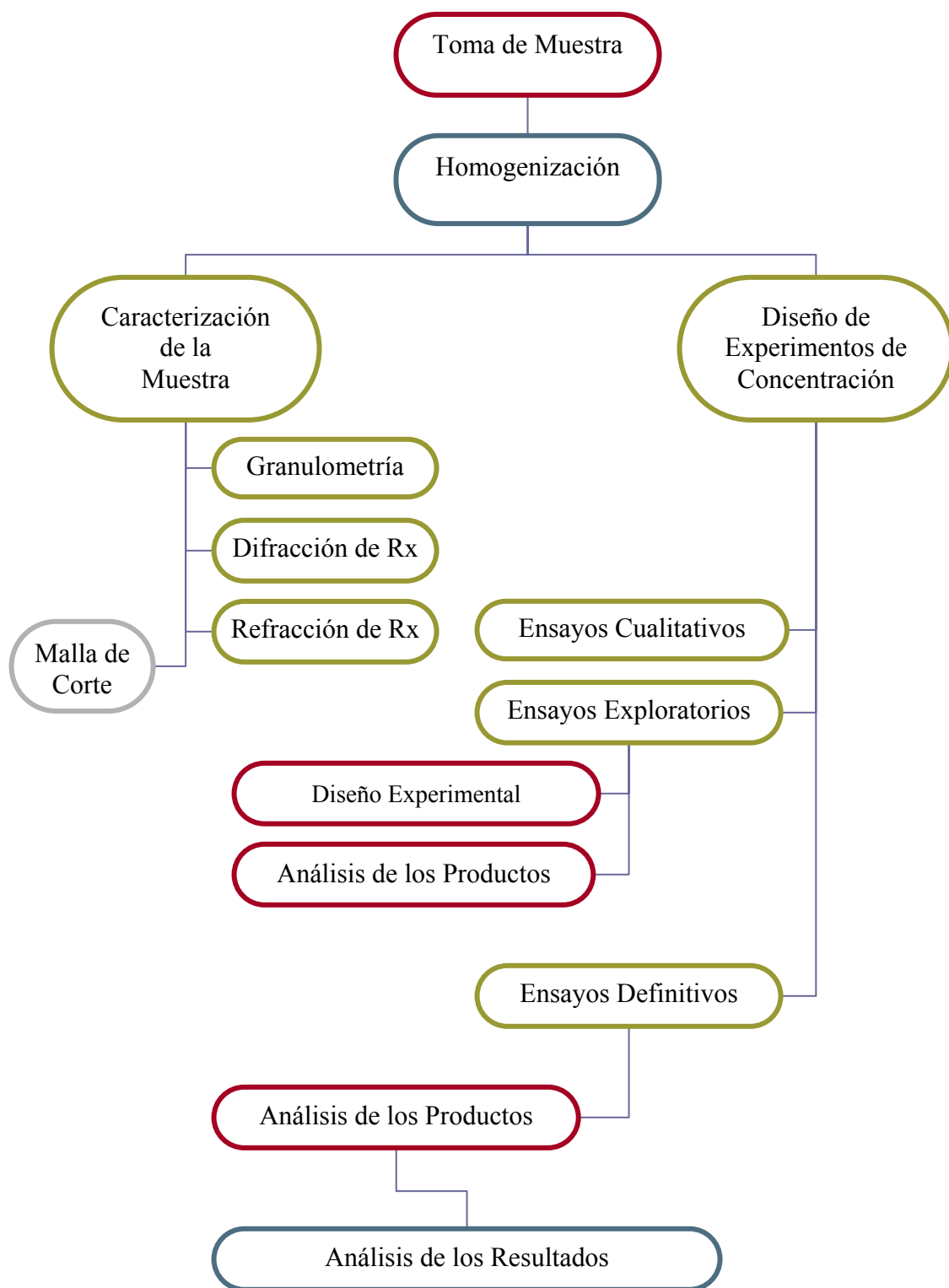


Figura 5.1. Flujograma del Proceso Experimental.

5.2. TOMA DE LA MUESTRA

Como ya se mencionó en el primer capítulo, la muestra procede de la clasificación mecánica de la roca caliza, de la cual la fracción menor a la criba de 10 x 1,9 cm (4 x ¾ pulg.) es arrojada en una escombrera. La escombrera en estudio se encuentra finalizada por lo que no existen más operaciones sobre ella.

Para la toma de muestras se cumplió con parte de la normativa ASTM C-50-78 para el muestreo de material granulado en pilas (Anexo I). La toma de muestras se realizó tanto en la berma como en la ladera de la escombrera. Se utilizaron técnicas de muestreo distintas para la berma y para la ladera debido a la dificultad de trabajo sobre la pendiente.

Para la berma (figura 5.2) se empleó un sistema de muestreo en calicatas de 50x50x50 cm. como se observa en la figura 5.3. Se realizaron 45 calicatas distribuidas en 15 columnas perpendiculares al borde del talud y de 3 calicatas por columna de manera que, cada columna estaba separada 6 m y cada calicata 3 m; el levantamiento se realizó con una cinta métrica. Para la elaboración de las calicatas se dispuso de un personal de cuatro obreros, cuatro picos y cuatro palas así como de bolsas plásticas para las muestras y bolsas plásticas de 1,3x2 m para la homogeneización y cuarteo.

El material proveniente de cada calicata se cuarteó 4 veces y se empacó en bolsas plásticas recolectándose aproximadamente 10 Kg. en cada una; siendo numeradas por su posición (Figuras 5.4 y 5.5). Se emplearon números para distinguir las columnas y letras para distinguir las filas.



Figura 5.2. Fotografía de la Berma de la Escombrera de Finos.



Figura 5.3. Calicata Realizada para la Toma de Muestra.



Figura 5.4. Proceso de Cuarteo de la Muestra.

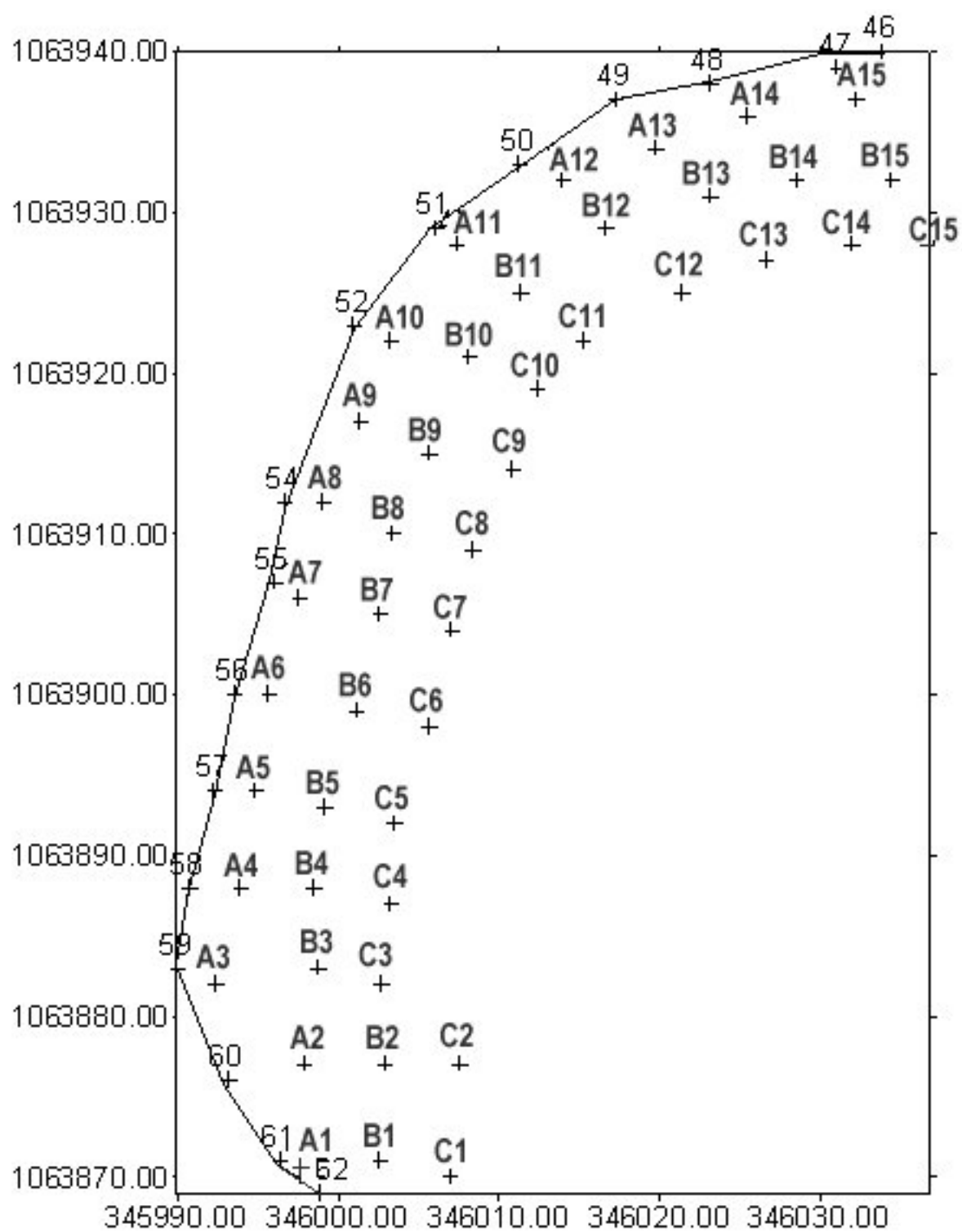


Figura 5.5. Muestra Empacada e Identificada de una Calicata.

El levantamiento topográfico de las calicatas fue realizado por el equipo de topografía de la Corporación de Cemento Andino CA el cual facilitó la tabla de ubicación en coordenadas UTM (Anexo II) y la figura 5.6.

Para el muestreo en la ladera de la escombrera, se realizó mediante muestras puntuales tomadas cada 10 m a lo largo de 2 filas. La primera situada a 12,5 m (distancia medida sobre la pendiente) por debajo del borde y la segunda a 10 m por debajo de la primera fila. (figuras 5.7 y 5.8). Recolectándose un total de 10 muestras en la primera fila y 12 muestras en la segunda de 10 Kg. aproximadamente cada una.

Con la finalidad de reducir los costos de los ensayos químicos, las muestras fueron agrupadas de manera que cada columna de calicatas representa un grupo y en la ladera las muestras de cada fila se unieron para formar 2 grupos por fila; de manera que se disponen de 15 muestras provenientes de la berma y 4 muestras de la ladera.



UBICACION DE CALICATAS EN BOTADERO

ESCALA 1:500

Figura 5.6. Mapa de Ubicación de las Calicatas en la Escombrera.
Fuente: Corporación de Cemento Andino CA



Figura 5.7. Ladera de la Escombrera.



Figura 5.8. Filas de Muestreo a lo Largo de la Ladera.

Una vez culminados los ensayos físicos y químicos de la muestra en los laboratorios de la Corporación de Cemento Andino, se procedió a su embalaje para el transporte al laboratorio de Preparación y Concentración de Menas del Departamento de Minas de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Central de Venezuela (Laboratorio de PCM).

El material fue colocado aleatoriamente dentro de 4 barriles con la finalidad de prehomogeneizar la muestra total. Cada barril se encontraba forrado en su interior, con dos bolsas plásticas, para mantener la humedad de la muestra e impedir la contaminación de la misma con el barril (figura 5.9). Todos los barriles se encontraban herméticamente sellados.



Figura 5.9. Embalaje de la Muestra.

Una vez que los barriles se encontraban en el laboratorio de PCM de la universidad, se procedió a homogeneizar la muestra total y a colocarla nuevamente dentro de los barriles para sus ensayos posteriores.

5.3. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA

5.3.1. Análisis Granulométrico

Mediante el análisis granulométrico se determina la distribución de tamaños de grano para el género, lo que permite conocer la cantidad de material presente en cada fracción de tamaño y de ésta manera delimitar las posibles metodologías a emplear para la recuperación del género o el control de un proceso. Además, el empleo del análisis granulométrico en conjunto con los análisis químicos para cada fracción de tamaño, permite establecer la malla de corte o fracción en la cual se obtienen las condiciones deseables.

El análisis granulométrico se realizó por vía seca en los laboratorios de la Corporación de Cemento Andino SA. Para ello se tomó una muestra representativa de la muestra general tomada en campo y se colocó en un horno desecador durante 4 horas a 70 °C para que la muestra perdiese su humedad y pudieran ser disgregados los terrones y el material fino adherido a las partículas mayores. La granulometría se realizó con una cantidad de 3162,2 gr. (seco) de material y empleando la serie normalizada de tamices ASTM o su equivalente Tyler; empleándose la siguiente distribución de tamaños; 1", $\frac{3}{4}$ ", $\frac{1}{2}$ ", $\frac{3}{8}$ ", $\frac{1}{4}$ ", #4, #40, #100 y #200. El tamizado se realizó mediante sacudida manual de los tamices durante el tiempo necesario para que pasase todo el material. Obteniéndose los resultados expresados en la tabla 5.2.

Para corroborar los resultados obtenidos y debido a que en los laboratorios de la empresa no se contaba con un sacudidor mecánico ni con tamices comprendidos entre la malla #4 y la malla #40, se realizó una segunda granulometría en seco en el laboratorio de PCM de la Universidad Central de Venezuela, con una muestra de 2031,0 gr (seco) utilizando el sacudidor mecánico y la siguiente distribución de tamaños; #4, #8, #18, #40, # 100 y #200. Los resultados se expresan en la tabla 5.3.

Debido a que en ambas granulometrías se observó gran presencia de terrones para ser disgregados y aún después de culminadas las granulometrías se notó que en las fracciones mayores existía una cierta cantidad de material fino adherida a éstas, se decidió realizar una granulometría por vía húmeda de manera que se garantice que el material fino se desprenda de los gruesos y que sea clasificado.

Para ello se utilizó la serie de tamices 1", $\frac{3}{4}$ ", $\frac{1}{2}$ ", $\frac{1}{4}$ ", #4, #8, #18, #40 y #100, una muestra de 5000,0 gr. (seco) la cual fue sumergida en agua y atricionada manualmente, luego la muestra se pasó a través de los tamices en el sacudidor mecánico con un flujo constante de agua durante 12 minutos. Los resultados se representan en la tabla 5.4. La representación gráfica de las tres granulometrías se presenta en la figura 5.10.

	Tamaño (mm)	Retenido (gr.)	Retenido Acumulado	Retenido (%)	Pasante (gr.)	Pasante (%)
1"	25,000	165,30	165,30	5,23	2996,90	94,77
3/4"	19,000	156,50	321,80	10,18	2840,40	89,82
1/2"	12,500	363,50	685,30	21,67	2476,90	78,33
3/8"	9,500	125,10	810,40	25,63	2351,80	74,37
1/4"	6,300	301,20	1111,60	35,15	2050,60	64,85
#4	4,750	220,20	1331,80	42,12	1830,40	57,88
#40	0,425	1272,00	2603,80	82,34	558,40	17,66
#100	0,150	332,50	2936,30	92,86	225,90	7,14
#200	0,074	141,40	3077,70	97,33	84,50	2,67
- #200	0,010	84,50	3162,20	100,00	0,00	0,00
Masa Total =		3162,20				

Tabla 5.1. Distribución Granulométrica en Seco. (CASA)

	Tamaño (mm)	Retenido (gr.)	Retenido Acumulado	Retenido (%)	Pasante (gr.)	Pasante (%)
#4	4,750	-	-	-	1201,00	59,13
#8	2,360	347,20	1177,20	57,96	853,80	42,04
#18	1,000	212,30	1389,50	68,41	641,50	31,59
#40	0,425	271,80	1661,30	81,80	369,70	18,20
#100	0,150	268,90	1930,20	95,04	100,80	4,96
#200	0,074	90,20	2020,40	99,48	10,60	0,52
- #200	0,010	10,60	2031,00	100,00	0,00	0,00
Masa Total =		2031,00				

Tabla 5.2. Distribución Granulométrica en Seco. (UCV)

	Tamaño (mm)	Retenido (gr.)	Retenido Acumulado	Retenido (%)	Pasante (gr.)	Pasante (%)
1"	25,000	50,00	50,00	1,00	4950,00	99,00
3/4"	19,000	39,00	89,00	1,78	4911,00	98,22
1/2"	12,500	247,00	336,00	6,72	4664,00	93,28
1/4"	6,300	591,00	927,00	18,54	4073,00	81,46
#4	4,750	192,00	1119,00	22,38	3881,00	77,62
#8	2,360	356,00	1475,00	29,50	3525,00	70,50
#18	1,000	225,00	1700,00	34,00	3300,00	66,00
#40	0,425	180,00	1880,00	37,60	3120,00	62,40
#100	0,150	300,00	2180,00	43,60	2820,00	56,40
- #100	0,010	2820,00	5000,00	100,00	0,00	0,00
Masa Total =		5000,00				

Tabla 5.3. Distribución Granulométrica en Húmedo. (UCV)

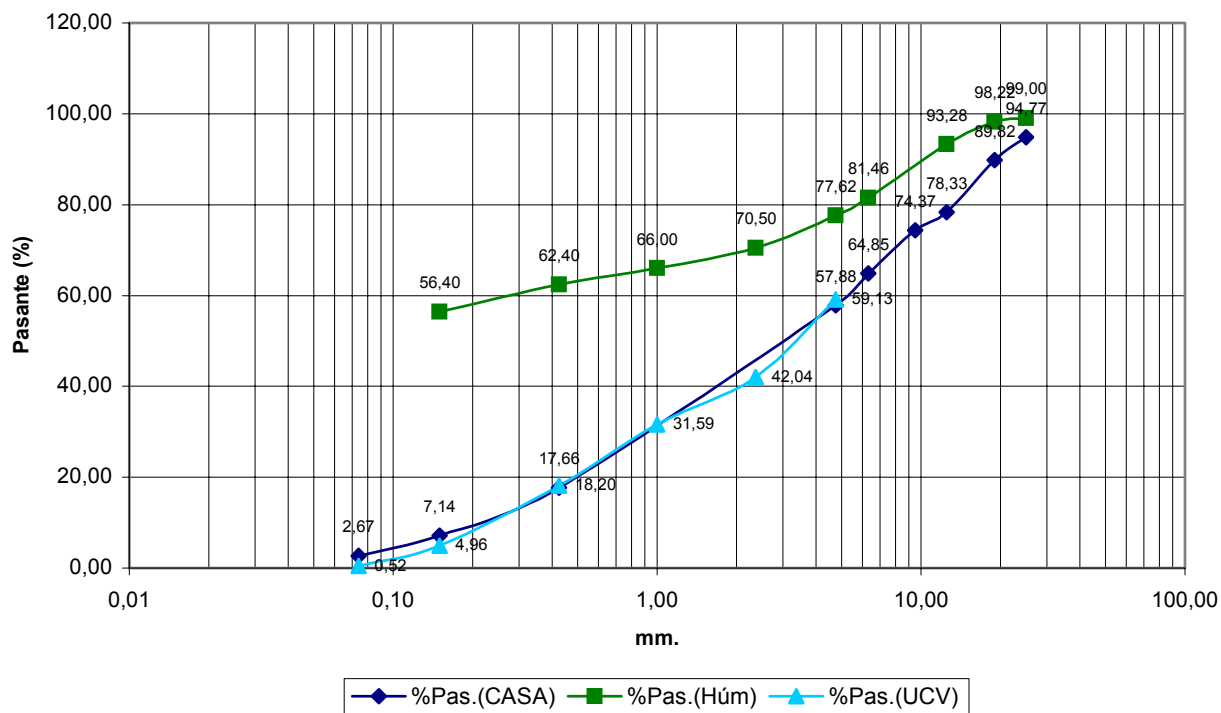


Figura 5.10. Curvas Granulométricas de la Cabeza.

Del análisis granulométrico se deriva que la diferencia entre el tamizado manual y el tamizado mecánico no tuvo una influencia importante en la distribución granulométrica, sin embargo la realización de la granulometría por vía húmeda muestra que el porcentaje de finos es muy superior al encontrado en el tamizado por vía seca, lo cual se debe a la adhesión de las partículas finas a las de mayor tamaño de manera que su masa era reportada en fracciones muy superiores a la del tamaño real de las partículas. Por ende, se emplearán los resultados de la granulometría húmeda para el diseño de los ensayos de recuperación.

5.3.2. Análisis Instrumentales

5.3.2.1. Difracción de rayos X

El análisis de difracción de Rayos X es un análisis instrumental cualitativo, en el cual se reconocen los minerales que componen una muestra. Por el hecho de ser cualitativo la información suministrada sólo permite conocer los minerales presentes más no las cantidades exactas de éstos.

Mediante el análisis de Rayos X realizado en el Laboratorio de Difracción de Rayos X del Departamento de Geología se determinó la presencia de los siguientes minerales:

Calcita

Micas

Cuarzo

Caolinita

Feldespato

Minerales de Arcilla

Carbonatofluorapatito

5.3.2.2. Refracción de rayos X

A diferencia del análisis por difracción, la refracción de Rayos X es un análisis cuantitativo en el cual no se reconoce la mineralogía de la muestra más sí se reconocen las cantidades de óxidos presentes.

Para el análisis de refracción de Rayos X se empleó la máquina de ensayos Cubix XRF Spectrometer de la Phillips. Éste es un instrumento de bajo poder y de longitud de onda

dispersiva que puede ser usado para los análisis de los elementos de bajo número atómico desde el carbón hasta el uranio; además, de estar diseñado para su uso en un ambiente industrial.

Para la determinación de los porcentajes de óxidos presentes en una muestra se requiere de una curva de calibración con parámetros similares a los que se espera de la muestra. Para determinar cual de las curvas de calibración debe ser empleada se procede a determinar el porcentaje de cal (CaO) mediante un análisis por vía húmeda de la muestra y sobre la base de éste se elige la curva que comprenda un rango que contenga dicho porcentaje.

Para la caracterización química de la muestra se realizaron los análisis de refracción de rayos X a cada grupo de muestras y posteriormente se calcularon las características químicas de la escombrera en general. Los resultados de dichos análisis pueden observarse en la tabla 5.4.

	Promedio	Mínimo	Máximo	Desviación. Estándar.	R/2	Precisión (%)
CaO	27,88	26,89	28,87	2,0494	0,9878	96,5
SiO₂	25,68	24,77	26,60	1,9062	0,9188	96,4
Al₂O₃	9,75	9,14	10,35	1,2561	0,6055	93,8
Fe₂O₃	2,88	2,75	3,01	0,2683	0,1293	95,5
P₂O₅	1,21	1,16	1,26	0,1003	0,0483	96,0
FSC	0,3302	0,3076	0,3528	0,0469	0,0226	93,2
MS	2,0434	1,9877	2,0990	0,1155	0,0557	97,3
MA	3,3935	3,2133	3,5737	0,3739	0,1802	94,7

Tabla 5.4. Características Químicas de la Escombrera de Finos.

Los cálculos estadísticos se realizaron mediante la prueba t para un nivel de confianza del 95%. Se realizó una prueba de factor F para determinar si existía una diferencia apreciable entre

las técnicas de muestreo empleadas para la berma y para la ladera dando un resultado negativo, por lo cual no existe diferencia entre las muestras obtenidas y se pueden tratar como miembros de una misma población para la caracterización de la escombrera de finos.

Aunque el equipo empleado permitía detectar una mayor variedad de óxidos, sólo se tomaron en cuenta los que tienen una relevancia directa en la selección del material y que permiten calcular los parámetros de módulo de sílice, módulo de alúmina y factor de saturación de cal. Además, se incluyó en el estudio las variaciones del P_2O_5 porque éste es inconveniente para la elaboración del cemento y se requiere que se disminuya su presencia en el producto lo máximo posible.

Para determinar la malla de corte, se realizó el análisis químico de cada fracción de la granulometría por vía húmeda, de manera que se obtuvieron los resultados que se muestran en la tabla 5.5.

	Tamaño (mm)	%CaCO₃	%CaO	%SiO₂	%Al₂O₃	%Fe₂O₃	%P₂O₅
3/4"	19,000	91,55	51,27	6,54	1,49	0,71	0,48
1/2"	12,500	87,98	49,27	8,94	1,47	0,65	0,92
1/4"	6,300	80,27	44,95	12,03	2,47	1,32	1,00
#4	4,750	73,04	40,90	14,56	3,92	1,93	0,99
#8	2,360	69,02	38,65	16,13	4,95	2,26	0,95
#18	1,000	68,00	38,08	15,66	5,04	3,06	0,93
#40	0,425	64,07	35,88	17,57	5,92	3,48	0,99
#100	0,150	63,96	35,82	18,05	5,65	3,17	1,22
- #100	0,010	44,80	25,09	29,06	10,33	3,27	1,28

Tabla 5.5. Composición Química de las Fracciones de Tamaño.

Éstos resultados pueden ser interpretados más fácilmente mediante su visualización gráfica en la figura 5.11.

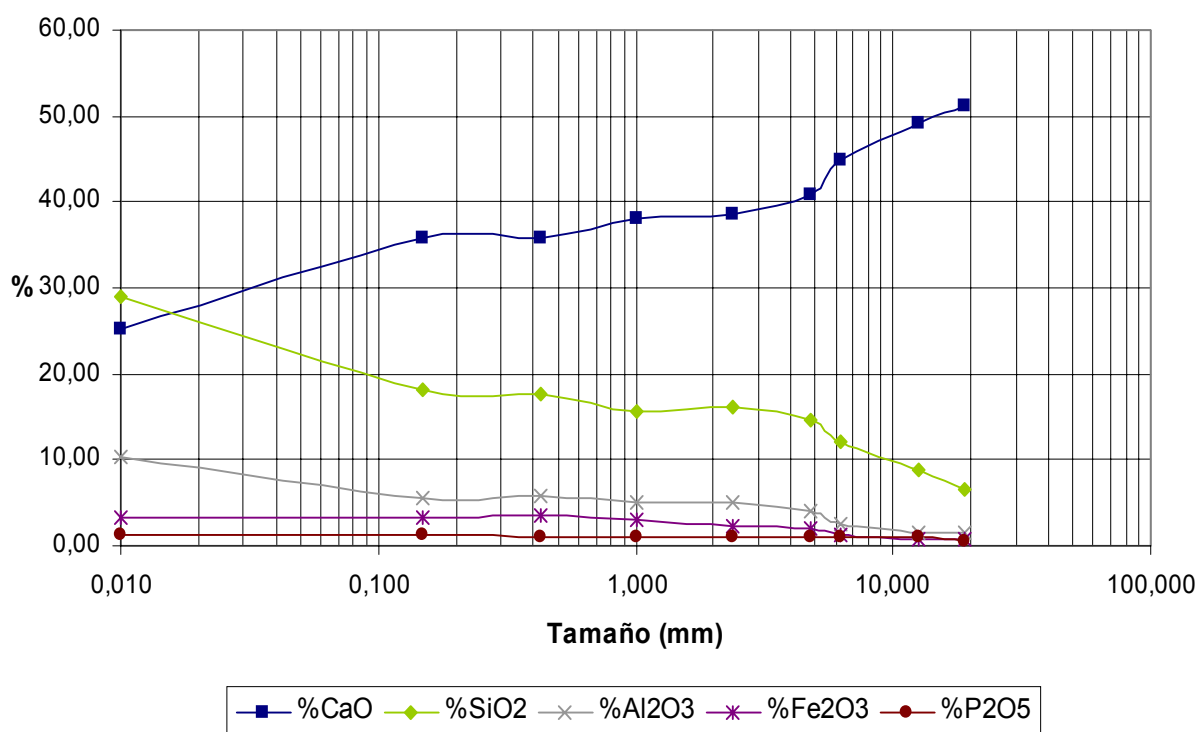


Figura 5.11. Porcentaje de Óxidos por Fracción de Tamaño.

Se puede observar que existe una interrelación entre los porcentajes de cal y de sílice, siendo éstos inversamente proporcionales así como estrictamente ligados con la granulometría. Sin embargo el P_2O_5 y el Fe_2O_3 están prácticamente desligados de la granulometría. Mientras que la alúmina permanece casi constante en el rango entre 0,150 y 4,75 mm, teniendo un incremento considerable en la fracción más fina y con una presencia reducida para los tamaños mayores.

Sobre la base de los datos obtenidos del análisis granulométrico (Tabla 5.3) y del análisis químico de las fracciones de tamaños (Tabla 5.5) se puede construir un conjunto de tablas a

manera de obtener un estimado de las características que se obtendría de un producto mediante una clasificación ideal a un tamaño dado de separación.

A continuación se presenta el juego de tablas (Tablas 5.6 y 5.7) para las características esperadas de una clasificación ideal de la muestra tomada para cada fracción granulométrica.

Tamiz	%CaO	%SiO₂	%Fe₂O₃	%Al₂O₃	%P₂O₅
3/4"	22,4666	2,8658	0,3111	0,6529	0,2103
1/2"	42,1703	7,3311	0,5602	1,2536	0,7320
1/4"	43,9425	10,3268	1,0446	2,0291	0,9029
#4	43,4204	11,0532	1,1965	2,3535	0,9178
#8	42,2691	12,2785	1,4532	2,9802	0,9256
#18	41,7146	12,7260	1,6659	3,2528	0,9262
#40	41,1560	13,1898	1,8396	3,5082	0,9323
#100	40,4217	13,8587	2,0227	3,8029	0,9719
- #100	31,7746	22,4322	2,7262	7,4842	1,1457

Tabla 5.6. Composición Esperada de una Clasificación Ideal del Material.

Tamiz	FSC	MS	MA
3/4"	2,4971	2,9727	2,0986
1/2"	1,8851	4,0418	2,2376
1/4"	1,3737	3,3597	1,9424
#4	1,2584	3,1135	1,9670
#8	1,0883	2,7695	2,0508
#18	1,0286	2,5873	1,9526
#40	0,9737	2,4664	1,9071
#100	0,9062	2,3789	1,8802
- #100	0,4328	2,1970	2,7453

Tabla 5.7. Factores Esperados en una Clasificación Ideal del Material.

Cada fila de las tablas presentadas representa la calidad que se esperaría si se eliminase totalmente las fracciones inferiores a la malla de dicha fila.

De la tabla 5.7 de los factores esperados para la clasificación ideal de la muestra y de acuerdo al rango en que éstos deben estar, se define la malla de corte o fracción hasta la cual se satisfacen con los requerimientos de la mezcla cruda para la elaboración del cemento.

Como se explicó en el capítulo 2, el factor de saturación de cal (FSC) debe estar comprendido en un rango entre 0,9 a 0,98; condición que sólo se cumplen para la malla #40 y #100. El módulo de sílice (MS) de estar entre 2,0 y 3,0 siendo preferible que oscile entre 2,30 a 2,35; esta condición la satisfacen todos los tamaños menores a la malla #4, pero los valores que más se acercan a 2,35 son la malla #40 y la #100. Respecto al módulo de alúmina, todas las fracciones se encuentran dentro del rango entre 1,30 y 2,50, sin embargo las fracciones que más se acercan al rango 1,65 a 1,75 siguen siendo los tamaños #40 y #100.

De lo anterior se deduce que la malla de corte puede ser la #40 o la #100. Sin embargo, debido a que el FSC es mayor para la malla #40 y que presenta un valor que no requiere de adición de cal, se define la malla #40 (0,425 mm) como la malla de corte. Se debe tener en cuenta que de acuerdo al análisis granulométrico el 62,4% del material es pasante de la malla #40 y por ende sólo se recuperará el 37,6%.

Aunque estos valores son para el caso de una clasificación ideal y debido a que en una clasificación real la eficiencia es menor al 100% se recuperará un porcentaje algo mayor y las calidades serán algo inferiores.

5.3.3. Velocidad de Sedimentación

Las velocidades de sedimentación se obtuvieron mediante ensayos de tubo largo, el cual consiste en medir la velocidad con que una partícula recorre el tubo en presencia de un fluido en reposo, en este caso el agua. Se determinó la velocidad de sedimentación de las partículas retenidas de las mallas #8; #18; #40; #100 y #200.

El análisis se realizó con el uso de un cilindro graduado de 40 cm de longitud con un volumen de 2 lts, en el cual se colocó en su superficie alrededor de 1 gr de muestra y se media el tiempo en que la mitad de las partículas sedimentaban. Para cada fracción se tomó un total de 10 mediciones de la velocidad de sedimentación y se calculó el promedio de dichas mediciones, los cuales se reportan en la tabla 5.8.

Malla #	8	18	40	100	200
mm	2,360	1,000	0,425	0,150	0,075
Vs _∞ (cm/seg)	14,5388	10,7275	5,9535	2,7213	0,8190

Tabla 5.8. Velocidades de Sedimentación a Dilución Infinita.

Estos valores son obtenidos bajo la condición de un flujo en reposo y con una dilución infinita, por lo cual deben ser corregidos según la dilución a utilizarse y la turbulencia del flujo.

Para determinar la velocidad de sedimentación a las condiciones requeridas, se utilizó la relación de Richardson y Zaki, la cual viene expresada por la siguiente ecuación:

$$\varepsilon^n = \frac{V_h}{V_\infty} \quad \text{Ec. 5.1.}$$

Donde:

V_h = Velocidad de Sedimentación

V_∞ = Velocidad de Sedimentación a Dilución Infinita

$n = 2,39$ (para flujo turbulento, $Rep > 500$)

$$\varepsilon = \frac{(\rho_s - \rho_p)}{(\rho_s - \rho_l)} \quad \text{Ec. 5.2.}$$

Donde:

ρ_s = Densidad del Sólido (2,60 gr/cc) Determinada en el laboratorio de PCM.

ρ_l = Densidad del Líquido (1 gr/cc)

ρ_p = Densidad de la Pulpa (en función del Porcentaje de Sólidos)

$$\rho_p = \frac{100}{\frac{\%S}{\rho_s} + (100 - \%S)} \quad \text{Ec. 5.3.}$$

De manera que se puede calcular V_h con la siguiente expresión:

$$V_h = \varepsilon^n \cdot V_\infty \quad \text{Ec.5.4.}$$

El porcentaje de sólidos se estableció a partir de los folletos de clasificadores en espiral de las compañías Wemco, Denver y Akins. Las cuales recomiendan para una separación en malla 40 (0,425 mm) un porcentaje de sólidos alrededor del 35%.

De manera que según la expresión 5.4 se obtienen las velocidades de sedimentación según el porcentaje de sólidos en la pulpa, las cuales se representan en la tabla 5.9 donde se observa la velocidad de sedimentación de cada fracción de tamaño según el porcentaje de sólidos presentes. Estos resultados pueden apreciarse más fácilmente por medio de la figura 5.12.

		Malla (#) / Tamaño (mm)				
		8	18	40	100	200
ε^n	%S	2,360	1,000	0,425	0,150	0,075
--	0	14,5388	10,7275	5,9535	2,7213	0,8190
0,9048	10	13,1551	9,7065	5,3869	2,4623	0,7411
0,8030	20	11,6745	8,6140	4,7806	2,1852	0,6577
0,6944	30	10,0962	7,4495	4,1343	1,8897	0,5688
0,5795	40	8,4257	6,2169	3,4502	1,5771	0,4747

Tabla 5.9. Velocidades de Sedimentación (cm/seg) Según el Porcentaje de Sólidos en la Pulpa.

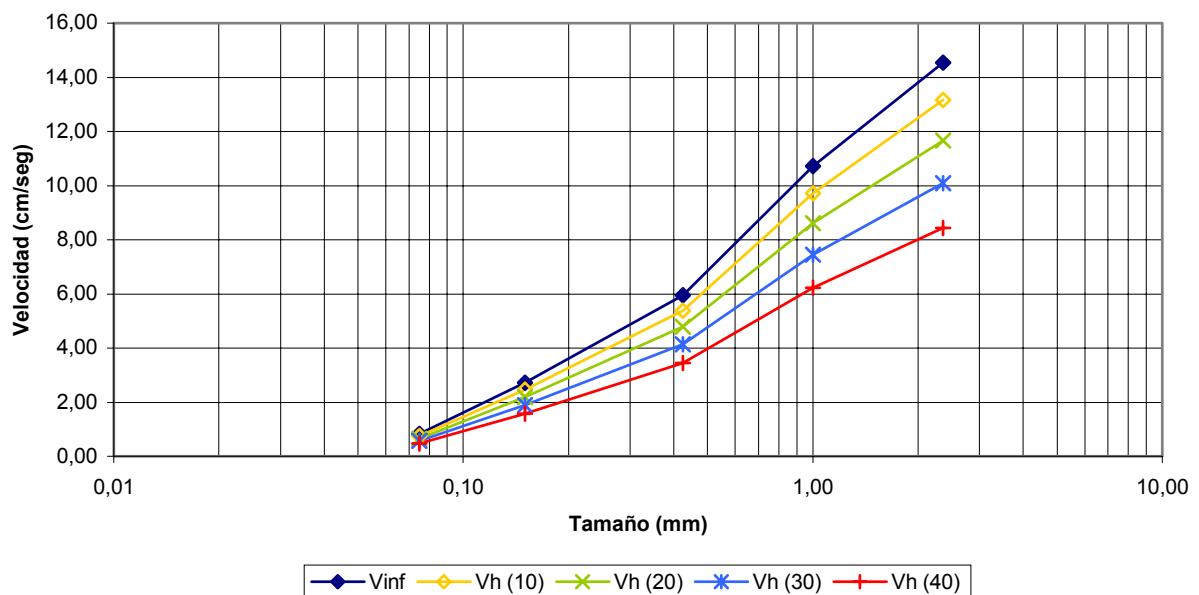


Figura 5.12. Velocidades de Sedimentación Según el Porcentaje de Sólidos en la Pulpa.

Como puede observarse en el gráfico 5.12 la velocidad de sedimentación de las partículas disminuye al aumentar el porcentaje de sólidos, lo cual se debe a la obstrucción que causan unas partículas con otras durante la sedimentación. También se debe notar que para las partículas más finas la velocidad varía muy poco mientras que para las partículas gruesas la disminución de la velocidad es considerable.

Respecto a las lamas o partículas finas inferiores a la malla #200, la velocidad de sedimentación se determinó mediante un ensayo de tubo largo con un porcentaje de sólidos del 8% dando como resultado una velocidad de sedimentación de 0,35 cm/seg. Debido a la gran diferencia de velocidades de sedimentación entre las lamas y las partículas de roca, la separación entre éstas resulta sencilla mientras se cuente con un buen sistema de atricionado. Es por ello, que la fracción de interés es la escogida en función de la diferencia de velocidad de sedimentación entre las partículas retenidas en la malla #40 respecto a las retenidas en la malla #100; de manera que se desea que todas las partículas iguales o inferiores a la malla #100 sean eliminadas por el rebose y que todas las partículas iguales o mayores a la malla #40 sean recuperadas en el proceso.

5.3.4. Humedad y Densidad

Debido a la necesidad de conocer la masa real de muestra para los ensayos, se procedió a determinar el porcentaje de humedad presente en la muestra. Para ello se tomó una fracción representativa de todo el material muestreado; de éste se tomó una cantidad de 1,5 Kg y se colocó en una estufa durante 6 horas a 105 °C, dando como resultado una masa seca de 1,4 Kg y una humedad de 6,6667 %. Para determinar la densidad de las partículas menores a la malla #40 se preparó una pulpa con un 10 %S y se midió en la balanza de pulpas una densidad de 2,2 gr/cm³; mientras que para las partículas gruesas (+#40 -#4) se determinó la densidad mediante el volumen de agua desplazado, obteniéndose una densidad de 2,6033 gr/cm³.

5.4. MONTAJE EXPERIMENTAL

De acuerdo a la caracterización de la muestra se debe elegir el equipo que permita realizar la recuperación deseada según dichas características y de acuerdo al producto deseado. De acuerdo al análisis granulométrico se deduce que el proceso se debe realizar por vía húmeda. Es por ello que se seleccionó el clasificador en espiral o clasificador de tornillo sin fin para realizar la operación de lavado del material. Se prefirió éste equipo por que permite realizar separaciones finas (malla #200 y malla #100) sin tener grandes restricciones en el tamaño de la alimentación; además de que proporciona un efecto atricionador a medida que la espiral gira dentro del estanque. También se tomó en consideración que el proceso de elaboración del cemento en la Corporación de Cemento Andino es por vía seca y por tanto la humedad del producto recuperado es un factor importante dentro de la selección del equipo y siendo el caso de que el clasificador en espiral consta con una sección para que el material escurra el agua de lavado por lo cual el producto no sale como una pulpa y presenta una humedad inferior a la esperada con otros equipos de lavado.

5.4.1. Descripción del Equipo

Se empleó el clasificador en espiral de laboratorio marca Denver del laboratorio de Preparación y Concentración de Minerales del Departamento de Minas de la UCV (figura 5.13.).

Este equipo consta de una espiral de 12 secciones con un diámetro de 15,24 cm (6 pulg.), un ancho de hélice de 2,7 cm, paso de 11,43 cm, ($\frac{3}{4}$ diámetro) y altura entre la espiral y el tanque de 6,35 mm. Cabe destacar que la principal diferencia entre el modelo de laboratorio y el industrial es que el rodamiento de la espiral se encuentra en la mitad del eje de la misma y no en el extremo inferior de ésta. Además, consta de una canal semicircular de 17,78 cm (7 pulg.) de diámetro con una longitud de 137,16 cm (54 pulg.) con una pendiente de 16,6°.

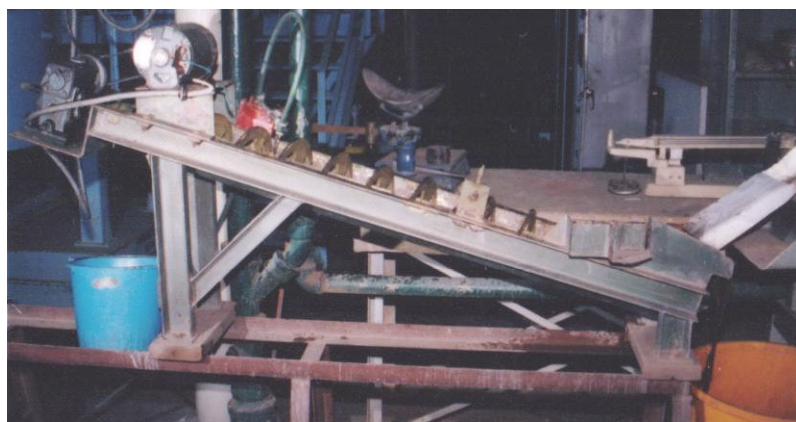


Figura 5.13. Clasificador en Espiral de Laboratorio.

También posee una caja reductora con cuatro velocidades mediante la selección del juego de poleas unidas con una correa de sección trapezoidal (figura 5.14.); las velocidades determinadas se muestran en la tabla 5.10.

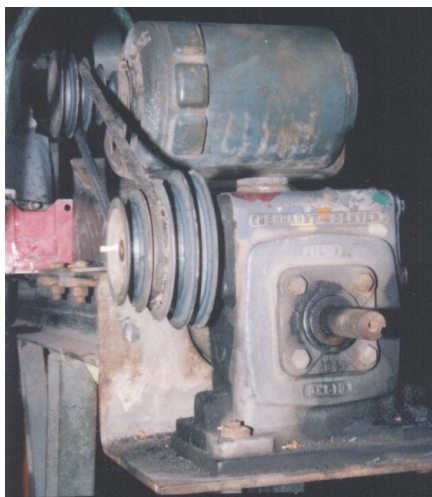


Figura 5.14. Caja Reductora del Clasificador de Laboratorio.

Velocidad	RPM	Vp (m/min.)
1	13	6,2241
2	19	9,0968
3	28	13,4058
4	40	19,1512

Tabla 5.10. Velocidades de Giro de la Espiral.

Debido a que el equipo se encontraba inoperativo fue necesaria la reparación y acondicionamiento del mismo, por lo cual se requirió de engrasar todos los rodamientos, eliminar el óxido y pintar el equipo. Además se colocaron forros protectores de goma en el fondo del canal con la finalidad de disminuir la altura entre la espiral y el canal de 6,35 mm a 4,00 mm, para mejorar la capacidad de arrastre de las partículas finas; así como para impedir la contaminación del material si este llegase a desprender parte de la pintura del equipo.

Para la alimentación se empleó el alimentador del equipo de separación magnética. Este alimentador consta de una tolva de gran tamaño, una salida regulable según la granulometría y de un control de la vibración del canal transportador; el canal vibratorio del alimentador permite una alimentación continua y controlada independientemente del tamaño de grano que se presenta en la alimentación, lo cual permitió trabajar con facilidad con el rango de tamaños presentes en la muestra. El alimentador se colocó paralelo a la descarga inferior y permitiendo una descarga en contra de la corriente de agua. Debido a la diferencia de altura entre el alimentador y el clasificador en espiral, se colocó una canal inclinada fija (figura 5.15).

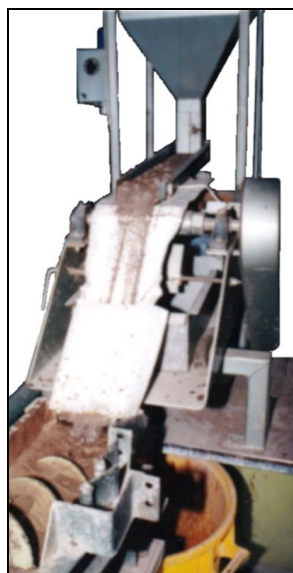


Figura 5.15. Alimentador Vibratorio.

5.4.2. Variables Experimentales

Como se describió en el capítulo cuatro, existe una variedad de factores que se pueden modificar en el clasificador en espiral según el tamaño de separación y la producción requerida. Algunos de estos factores son parámetros que se fijan de acuerdo al material y a las condiciones de trabajo y otros son variables que se deben ajustar de acuerdo a las características requeridas.

-Velocidad de Giro de la Espiral. Esta variable afecta la producción de la descarga superior, así como el tiempo de permanencia de las partículas en la canal, lo que implica un mayor o menor tiempo para el desenlodado y escurrimiento del material que va a la descarga superior. Además, proporciona un efecto de turbulencia en el estanque de sedimentación, el cual afecta la velocidad de sedimentación de las partículas así como el espesor de la columna trémula; efectos cuya influencia no puede ser predecible y por ende deben ser ajustados según el comportamiento del producto. Ésta es una de las variables de mayor influencia para los clasificadores en espiral.

-Profundidad de la Espiral. El porcentaje de sumergimiento de la espiral varía la turbulencia del fluido, además si ésta se incrementa se incrementa el área de sedimentación disponible lo que en conjunto permite la sedimentación de partículas con un menor diámetro, originándose un producto con mayor porcentaje de finos. Es por ello que se fijo este factor en lo mínimo que permite el equipo y no se requiere de su modificación dentro de los ensayos.

-Porcentaje de Sólidos. El porcentaje de sólidos presentes en la pulpa del estanque de sedimentación varía la densidad de la pulpa, con lo cual varía la velocidad de sedimentación de las partículas. Existen dos posibilidades de variar el porcentaje de sólidos en una pulpa, se puede variar el caudal de agua y dejar constante la alimentación o bien se puede variar la alimentación y

dejar constante el caudal de agua. Se decidió variar la alimentación y dejar constante el caudal de agua, debido a que es el mismo caudal de agua el que proporciona la energía de barrido de los finos hacia la descarga inferior, por lo que al mantener el caudal constante se pueden realizar comparaciones entre las distintas diluciones de pulpa porque la energía de arrastre de los finos se mantiene igual. Ésta es otra de las principales variables de los clasificadores en espiral, si bien los manuales de los fabricantes recomiendan un porcentaje de sólidos “promedio” según el tamaño de separación, éste debe ser ajustado experimentalmente hasta conseguir las condiciones deseadas en los productos.

-Área de Sedimentación. El área de sedimentación es un factor que se calcula sobre la base de la velocidad de sedimentación de la partícula límite (malla de corte) y del caudal de agua disponible. Este parámetro se calcula para las condiciones experimentales dadas y no se modifica ya que cualquier cambio en el área de sedimentación cambia el tamaño de separación. El área de sedimentación se calcula según la expresión 3.35 del capítulo 3.

-Eficiencia de Área. La eficiencia del área de sedimentación es un factor que depende de la turbulencia del fluido así como de la influencia de ésta en la totalidad del área. Para estanques ideales o con poca turbulencia la eficiencia de área es del 100% y para clasificadores en espiral con un nivel elevado de turbulencia es del 50%; por lo tanto el valor oscila dentro de éste rango. Sin embargo el valor óptimo se establece mediante ensayos y midiendo las características de los productos. Una vez que se obtiene la eficiencia de área este parámetro se fija y no se modifica dado que cualquier cambio disminuirá la eficiencia del clasificador.

De lo anterior se desprende que el experimento es de dos variables, la velocidad de giro de la espiral y el porcentaje de sólidos de la pulpa. Este tipo de ensayos es denominado A*B Factorial, ya que consta de las combinaciones de los dos factores a estudiar.

Como ya se mencionó, el clasificador en espiral de laboratorio consta de 4 variaciones de velocidad y de acuerdo a los catálogos de los fabricantes la densidad de pulpa recomendada para una separación en la malla # 40 (425 μm) es del 35% para arenas con una densidad de 2,6 gr/cc. Sin embargo se propuso variar el porcentaje de sólidos para poder estimar el porcentaje de sólidos óptimo de acuerdo a las características de la muestra tomada. Entonces, se realizará el estudio variando en un 5% el porcentaje de sólidos recomendado y se trabajará con porcentajes de sólidos comprendidos entre 30% y 40%.

Por ser un experimento A*B Factorial, se puede calcular el número de ensayos como 4 variaciones de velocidad (13, 19, 28 y 40 RPM) por 3 variaciones de porcentaje de sólidos (30, 35 y 40%), dando un total de 12 ensayos, que multiplicado por 2 repeticiones da un total de 24 ensayos; éste es el número de ensayos requerido para estudiar todas las variaciones propuestas del porcentaje de sólidos y de la velocidad de giro de la espiral. Sin embargo el número real de ensayos se determinará al realizar los ensayos exploratorios, los cuales tienen la finalidad de medir el efecto de dichas variaciones, y determinar su importancia o no en el experimento.

La masa de cada ensayo será de 10,66 Kg (10 Kg seco) de manera de exceder la masa recomendada por la norma ASTM C50-78 para muestras con presencia de partículas de 1 pulgada, y para permitir que el equipo entre en pleno régimen durante los ensayos.

En cada ensayo se calculará la producción (Kg./min.), la humedad del producto, la eficiencia del clasificado y las características químicas de los productos.

5.4.3. Ensayos Cualitativos

Es imprescindible al momento de realizar un experimento la necesidad de realizar ensayos cualitativos (en éste tipo de ensayos no se mide cuantitativamente los resultados sino que se evalúa cualitativamente tanto los resultados como la metodología de ensayo). La principal razón bajo la cual se realizaron estos ensayos fue para determinar si las variaciones experimentales propuestas eran posibles de realizar en los equipos y fijar los parámetros de trabajo para el equipo tales como el área de sedimentación y la eficiencia de dicha área.

Primeramente se procedió al cálculo del área de sedimentación, para lo cual fue necesario determinar el caudal de agua disponible, tomando cinco mediciones a distintas horas. Debido a las fluctuaciones del caudal máximo disponible, el caudal de trabajo (Q) se fijó en 13 l/min. que expresado en unidades más convenientes es $216,667 \text{ cm}^3/\text{seg}$.

Luego, para determinar la velocidad de sedimentación de las partículas de la malla #40 se calculó el término ε^n promedio entre las condiciones de trabajo de la dilución de pulpa (30 y 40%). Obteniéndose un valor de $\varepsilon^n = 0,6370$. Por lo que se obtiene una velocidad media de sedimentación (V_h) de $3,7921 \text{ cm/seg}$.

Sustituyendo los valores de V_h y Q en la expresión 3.35 del capítulo 3 se obtiene el valor del área de sedimentación (A) de $57,13692 \text{ cm}^2$. Dado que el área horizontal viene dada por las dimensiones de largo y ancho (L y B) y que el ancho (B) del canal es fijo y mide 17,78 cm, se

calcula el largo del área, el cual medido desde el rebose indica la zona por donde debe introducirse la alimentación; el largo (L) es igual a 3,214 cm $\approx$ 3,2 cm.

Con el área de trabajo se procedió a determinar el comportamiento del montaje experimental bajo las condiciones extremas de los ensayos. Se realizaron dos pruebas una con el mínimo de velocidad y de porcentaje de sólidos (30% y 13 RPM) y otra con el máximo porcentaje de sólidos y de velocidad (40% y 40 RPM). En ambos casos no existieron problemas con el alimentador; sin embargo en ambos casos se obtuvieron problemas con las partículas mayores a 25 mm (1 in) las cuales se atoraban en el rodamiento central de la espiral. Es por ello que se decidió cribar la alimentación para separar las partículas mayores a 25 mm y éstas eran alimentadas manualmente en la sección posterior al rodamiento.

Para determinar la eficiencia del área se realizaron dos ensayos con un porcentaje de sólidos del 40% a 40 RPM, las cuales son condiciones extremas de turbulencia y alimentación. Un ensayo con una eficiencia de área del 100% y otro con una eficiencia de área del 50% (doble del área calculada). Se midió la densidad de la pulpa en el rebose y la cantidad de partículas mayores a la malla #40. En ambos casos no se presentaron partículas mayores a la malla de corte en el rebose, sin embargo al trabajar con una eficiencia de área del 100% se obtuvo una densidad de pulpa más elevada, lo que indica una mayor cantidad de finos eliminados en el rebose. Por ello se decidió emplear una eficiencia de área del 100%.

Debido a que las condiciones de turbulencia son elevadas y el área de sedimentación pequeña, la eficiencia de área debería alejarse del 100%, sin embargo éste valor presentó resultados mejores; lo cual puede explicarse mediante la forma de entrada de la alimentación, ya que ésta entra al equipo en contra de la corriente de agua con cierta velocidad, mejorando la

separación de las partículas finas de las gruesas y al incrementar el área de sedimentación se proporciona el tiempo suficiente para que parte de estas partículas sedimenten dentro del estanque.

Otro factor que se determinó cualitativamente es la posición de la entrada de agua en el la canal. En los catálogos se observa que algunas compañías colocan la entrada del agua de lavado en la sección inferior del canal, más específicamente en la zona cercana al borde del estanque de sedimentación (límite donde se acumula el agua en la canal); mientras que en otros casos era colocada en el borde superior del canal cerca de la descarga superior. La razón de ello es el mayor o menor efecto de desenlodado así como la mayor o menor distancia para el drenaje y control de la humedad del producto.

Para determinar la zona de entrada del agua, se realizó un ensayo con la toma de agua situada a unos 47,4 cm de la descarga superior (30 cm desde el borde del estanque), con un porcentaje de sólidos del 40% y una velocidad de la espiral de 19 RPM. Se esperó hasta que el equipo entrara en pleno régimen y se suspendió de manera brusca la alimentación y el caudal de agua. Con la finalidad de observar el comportamiento del material a medida que asciende por la canal y escurre el agua del estanque.

Se pudo observar la presencia de dos sectores donde se apreciaba una fuerte acción de desenlodado y escurrido (figura 5.16), la primera zona se situaba a una distancia entre 70 y 75 cm de la descarga superior (entre 7,4 y 2,4 cm desde el borde del estanque) y la segunda a una distancia entre 30 y 40 cm de la descarga superior (entre 47,4 y 37,4 cm desde el borde del estanque).

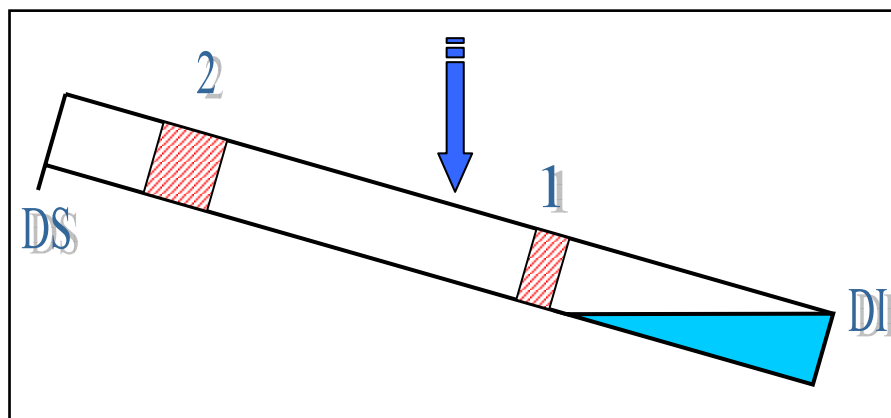


Figura 5.16. Diagrama de las Zonas de Desenlodado.

Sobre la base de las observaciones realizadas, se decidió fijar la entrada de agua a la mayor distancia posible del estanque a unos 30 cm de la descarga superior, con la finalidad de obtener el máximo efecto de desenlodado y obtener un producto más limpio y con la menor cantidad de arcillas posibles. Esto proporciona el inconveniente de sólo dejar 30 cm para escurrir el agua de lavado, pero al material poseer una baja cantidad de arcillas se escurrirá rápidamente el agua proporcionando un producto limpio y con una humedad relativamente baja.

5.5. ENSAYOS EXPLORATORIOS

Los ensayos exploratorios tienen como finalidad medir el efecto que ocasiona la modificación de las variables dentro del rango de acción propuesto para los ensayos. Lo que permite evaluar la intensidad con lo que las distintas variables actúan, así como determinar si existen efectos de interacción entre éstas.

Los ensayos exploratorios realizados se emplearon para medir el efecto de la velocidad de giro de la espiral y del porcentaje de sólidos en la alimentación, teniendo en cuenta determinar el efecto de éstas en la recuperación del carbonato de calcio, sílice, fósforo, hierro y alúmina; más que su efecto en la clasificación del material.

Los ensayos exploratorios se realizaron bajo la metodología determinada en los ensayos cualitativos, de manera que se empleó una muestra de 10,667 Kg. un caudal de agua de alrededor de 13 l/seg. con una entrada de agua situada a 30 cm de la descarga superior. Realizándose ensayos por duplicado bajo las condiciones máximas y mínimas de velocidad de giro de la espiral y del porcentaje de sólidos en la alimentación.

Porcentaje de Sólidos en la Alimentación (%S): 30% y 40%

Velocidad de Giro de la Espiral (RPM): 13 y 40

A continuación se presenta el conjunto de datos obtenidos a partir de los ensayos exploratorios (tablas 5.11 a 5.27). Cada ensayo se encuentra identificado por dos números separados por un guión, el primero representa la velocidad de giro de la espiral y el segundo representa el porcentaje de sólidos en la alimentación; de manera que el **ensayo 13-30** representa el ensayo realizado con una velocidad de giro de la espiral de 13 rpm y 30 %S en la alimentación. Primeramente se presenta la caracterización de la alimentación de los ensayos exploratorios (EE).

	1	2	Promedio
CaO	30,66 %	30,60 %	30,63 %
SiO₂	23,39 %	23,38 %	23,39 %
Al₂O₃	9,08 %	9,07 %	9,08 %
Fe₂O₃	2,56 %	2,56 %	2,56 %
P₂O₅	1,27 %	1,28 %	1,28 %
FSC	0,3937	0,3932	0,3934
MS	2,0095	2,0103	2,0099
MA	3,5469	3,5430	3,5449

Tabla 5.11. Análisis Químico de la Alimentación (EE).

Ensayo 13-30:

	Q (l/m)	Alimentación (Kg/min)	Tiempo (min)	Densidad pulpa (DI) (gr/cc)	%S DI	Humedad (%) DS
A	13,0	3,76	4,57	1,030	5,0	5,83
B	13,2	3,76	4,03	1,025	4,5	6,52
Promedio	13,1	3,76	4,30	1,028	4,8	6,18

Tabla 5.12. Parámetros Físicos del ensayo 13-30.

	DS (gr)	C (gr)	DI (gr)
A	2020	5070	2903
B	1992	5507	2501
Promedio	2006	5289	2702

Tabla 5.13. Distribución de Masa en los Productos (13-30).

	A DS	B DS	A C	B C	A DI	B DI
CaCO₃	70,32	67,52	60,05	57,64	33,75	33,00
CaO	39,38	37,81	33,63	32,28	18,90	18,48
SiO₂	16,05	16,99	20,16	21,54	32,66	32,87
Al₂O₃	4,82	4,97	7,19	7,42	12,70	13,04
Fe₂O₃	1,38	1,66	2,35	2,41	3,40	3,44
P₂O₅	0,99	1,51	1,18	1,16	1,41	1,46
FSC	0,76	0,69	0,51	0,46	0,17	0,17
MS	2,59	2,56	2,11	2,19	2,03	1,99
MA	3,49	2,99	3,06	3,08	3,74	3,79

Tabla 5.14. Análisis Químico de los Productos (13-30).

	DS	C	DI
CaCO₃	68,92	58,85	33,38
CaO	38,60	32,96	18,69
SiO₂	16,52	20,85	32,77
Al₂O₃	4,90	7,31	12,87
Fe₂O₃	1,52	2,38	3,42
P₂O₅	1,25	1,17	1,44
FSC	0,73	0,48	0,17
MS	2,58	2,15	2,01
MA	3,22	3,07	3,76

Tabla 5.15. Análisis Químico Promedio de los Productos (13-30).

Ensayo 13-40:

	Q (l/s)	Alimentación (Kg/min)	Tiempo (min)	Densidad pulpa (DI) (gr/cc)	%S DI	Humedad (%) DS
A	13,1	5,510	3,42	1,070	12,0	8,82
B	13,1	5,510	2,75	1,060	10,0	8,42
Promedio	13,1	5,510	3,08	1,065	11,0	8,62

Tabla 5.16. Parámetros Físicos del ensayo 13-40.

	DS (gr)	C (gr)	DI (gr)
A	2542	4535	2923
B	2371	5103	2526
Promedio	2457	4819	2725

Tabla 5.17. Distribución de Masa en los Productos (13-40).

	A DS	B DS	A C	B C	A DI	B DI
CaCO₃	66,46	64,75	59,07	57,46	34,63	35,07
CaO	37,22	36,26	33,08	32,18	19,39	19,64
SiO₂	17,81	18,53	21,36	21,34	32,21	31,76
Al₂O₃	5,48	5,75	6,82	7,65	12,54	12,22
Fe₂O₃	1,67	1,84	2,41	2,45	3,39	3,40
P₂O₅	1,00	0,98	1,09	1,12	1,41	1,39
FSC	0,65	0,61	0,48	0,46	0,18	0,19
MS	2,49	2,44	2,31	2,11	2,02	2,03
MA	3,28	3,13	2,83	3,12	3,70	3,59

Tabla 5.18. Análisis Químico de los Productos (13-40).

	DS	C	DI
CaCO₃	65,61	58,27	34,85
CaO	36,74	32,63	19,52
SiO₂	18,17	21,35	31,99
Al₂O₃	5,62	7,24	12,38
Fe₂O₃	1,76	2,43	3,40
P₂O₅	0,99	1,11	1,40
FSC	0,63	0,47	0,18
MS	2,47	2,21	2,03
MA	3,20	2,98	3,65

Tabla 5.19. Análisis Químico Promedio de los Productos (13-40).

Ensayo 40-30:

	Q (l/s)	Alimentación (Kg/min)	Tiempo (min)	Densidad pulpa (DI) (gr/cc)	%S DI	Humedad (%) DS
A	13,1	3,76	3,17	1,055	10,0	9,96
B	13,0	3,76	2,43	1,070	12,0	9,95
Promedio	13,0	3,76	2,80	1,063	11,0	9,95

Tabla 5.20. Parámetros Físicos del ensayo 40-30.

	DS (gr)	C (gr)	DI (gr)
A	4196	2396	3408
B	4129	2798	3073
Promedio	4163	2597	3241

Tabla 5.21. Distribución de Masa en los Productos (40-30).

	A DS	B DS	A C	B C	A DI	B DI
CaCO₃	64,27	65,34	54,98	53,04	39,64	35,21
CaO	35,99	36,59	30,79	29,70	22,20	19,72
SiO₂	18,38	17,59	22,48	24,10	29,27	31,70
Al₂O₃	6,02	6,02	8,14	9,08	10,62	12,13
Fe₂O₃	1,73	1,91	3,00	2,95	3,28	3,38
P₂O₅	1,14	0,99	1,12	1,14	1,37	1,44
FSC	0,60	0,64	0,41	0,37	0,23	0,19
MS	2,37	2,22	2,02	2,00	2,11	2,04
MA	3,48	3,15	2,71	3,08	3,24	3,59

Tabla 5.22. Análisis Químico de los Productos (40-30).

	DS	C	DI
CaCO₃	64,80	54,01	37,43
CaO	36,29	30,25	20,96
SiO₂	17,99	23,29	30,49
Al₂O₃	6,02	8,61	11,38
Fe₂O₃	1,82	2,98	3,33
P₂O₅	1,07	1,13	1,41
FSC	0,62	0,39	0,21
MS	2,29	2,01	2,07
MA	3,31	2,89	3,42

Tabla 5.23. Análisis Químico Promedio de los Productos (40-30).

Ensayo 40-40:

	Q (l/s)	Alimentación (Kg/min)	Tiempo (min)	Densidad pulpa (DI) (gr/cc)	%S DI	Humedad (%) DS
A	13,1	5,510	2,27	1,090	15,0	9,43
B	13,1	5,510	2,18	1,100	16,5	10,76
Promedio	13,1	5,510	2,23	1,095	15,8	10,09

Tabla 5.24. Parámetros Físicos del ensayo 40-40.

	DS (gr)	C (gr)	DI (gr)
A	4055	2812	3133
B	4154	2769	3077
Promedio	4105	2791	3105

Tabla 5.25. Distribución de Masa en los Productos (40-40).

	A DS	B DS	A C	B C	A DI	B DI
CaCO₃	71,32	60,84	53,41	52,18	43,23	35,45
CaO	39,94	34,07	29,91	29,22	24,21	19,85
SiO₂	14,61	21,15	23,66	24,18	30,11	31,59
Al₂O₃	4,71	6,00	8,61	8,94	11,21	12,22
Fe₂O₃	1,72	1,99	2,74	3,05	3,22	3,37
P₂O₅	0,95	1,21	1,19	1,21	1,59	1,63
FSC	0,84	0,50	0,38	0,36	0,24	0,19
MS	2,27	2,65	2,08	2,02	2,09	2,03
MA	2,74	3,02	3,14	2,93	3,48	3,63

Tabla 5.26. Análisis Químico de los Productos (40-40).

	DS	C	DI
CaCO₃	66,08	52,79	39,34
CaO	37,01	29,57	22,03
SiO₂	17,88	23,92	30,85
Al₂O₃	5,36	8,78	11,72
Fe₂O₃	1,86	2,90	3,30
P₂O₅	1,08	1,20	1,61
FSC	0,64	0,37	0,22
MS	2,48	2,05	2,06
MA	2,89	3,03	3,56

Tabla 5.27. Análisis Químico Promedio de los Productos (40-40).

La recuperación viene dada por los sólidos hundidos totales, es decir, la masa total de sólidos que no fue eliminada en la descarga inferior (DI), la cual representa la masa de la descarga superior más la masa de la cama (DS+C). La recuperación se calculó a partir de la tabla 5.28 y sus resultados se muestran en la tabla 5.29.

	Alimentación	13-30	13-40	40-30	40-40
CaO	3063,00	2517,04	2478,65	2298,81	2357,13
SiO₂	2339,00	1434,04	1470,00	1354,04	1390,09
Al₂O₃	908,00	484,52	488,55	475,95	467,85
Fe₂O₃	256,00	156,36	160,49	150,14	154,99
P₂O₅	128,00	86,95	77,76	73,85	78,36

Tabla 5.28. Masa Promedio en gr. de los Óxidos Recuperados (EE).

	13-30	13-40	40-30	40-40
CaO	82,1757	80,9224	75,0510	76,9548
SiO₂	61,3101	62,8473	57,8895	59,4308
Al₂O₃	53,3611	53,8050	52,4176	51,5252
Fe₂O₃	61,0771	62,6925	58,6502	60,5437
P₂O₅	67,9300	60,7528	57,6950	61,2210

Tabla 5.29. Recuperación Promedio de los EE.

La eficiencia del clasificado se determinó al medir la cantidad de material retenido en la malla de corte (#40) en la descarga inferior en un lapso de 1 minuto. Se debe destacar que en todos los ensayos el 100% de la descarga inferior resultó ser menor a la malla de corte. Se determinó la productividad de la descarga superior; éstos resultados se muestran en la tabla 5.30.

		RPM	
		13	40
Eficiencias (%)	30%	43,30	51,93
	40%	43,66	49,76
Producción (Kg/min)	30%	0,4675	1,4876
	40%	0,7977	1,8457

Tabla 5.30. Eficiencia y Producción de los EE.

Con la finalidad de aumentar el conocimiento sobre las características del producto obtenido se realizaron análisis granulométricos en húmedo de la descarga superior con una masa de 1 Kg. seco y se compararon con la granulometría de la muestra anteriormente establecida. Resultados que se aprecian en la tabla 5.31 y en la figura 5.17.

Malla	Tamaño (mm)	% Pasante			
		13-30	13-40	40-30	40-40
3/4"	19,000	87,60	91,50	94,40	89,90
1/2"	12,500	73,50	78,60	83,65	79,95
1/4"	6,300	43,80	54,90	58,15	57,85
# 4	4,750	37,05	48,60	50,25	52,15
# 8	2,360	31,00	40,45	40,10	42,40
# 18	1,000	28,15	35,00	34,90	36,45
# 40	0,425	26,55	32,10	32,20	34,00

Tabla 5.31. % Pasante del producto de la DS de los EE.

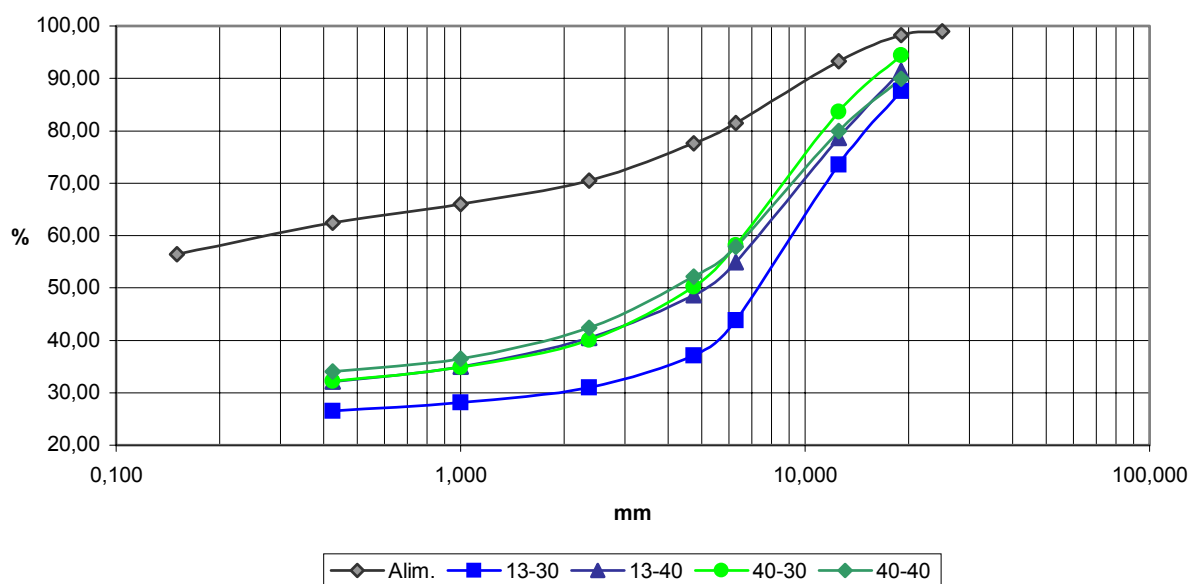


Figura 5.17 Granulometría (%Pasante) de la DS de los EE y de la Alimentación.

5.6. ANÁLISIS DE LOS ENSAYOS EXPLORATORIOS.

Para el correcto análisis de los resultados obtenidos en los ensayos exploratorios, se debe tener en cuenta que el objetivo del presente trabajo no es la clasificación del material en sí, sino que se está aprovechando la distribución granulométrica del material para obtener la mayor recuperación del carbonato de calcio presente, al eliminar parte de la fracción fina pobre. Es por ello que se debe evaluar la influencia de las variables no en la clasificación en sí, sino en su efecto sobre las características químicas del producto obtenido.

Del conjunto de respuestas obtenidas, se pueden clasificar éstas en dos grandes grupos. El grupo de los parámetros físicos (PF), tales como la humedad del producto, el porcentaje de sólidos en la descarga inferior, la densidad de la pulpa, la eficiencia del clasificado, la productividad de la descarga superior y la granulometría del producto. Y el grupo de los parámetros químicos (PQ), tales como el porcentaje de óxidos presentes, el MS, el MA y el FSC; siendo este grupo el de mayor importancia para la toma de decisiones respecto al diseño experimental. El balance de masas para los EE se encuentra representado en el anexo III, el cual fue necesario para el cálculo de la recuperación de los óxidos de interés.

Se determinó mediante el análisis de varianza de los resultados (anexo IV) que no existe una diferencia estadística entre las repeticiones de los ensayos, por lo cual se puede utilizar la media de dichos valores para representar el comportamiento de las condiciones estudiadas. También se determinó que tanto para los parámetros físicos como para los químicos, las variables de velocidad de giro de la espiral y del porcentaje de sólidos en la alimentación no presentan efectos de interacción, lo cual permite estudiar el comportamiento de cada variable de manera independiente.

Para estudiar el comportamiento de cada variable, se deben construir tablas de resultados en los cuales se promedian los valores de la variable que no está en estudio, es por ello que para ensayar el efecto del porcentaje de sólidos en la alimentación, se deben promediar los valores que tengan igual porcentaje de sólidos independientemente de bajo cual velocidad de giro se hayan obtenido dichos resultados.

Para determinar el efecto del porcentaje de sólidos en la alimentación se construyeron las tablas 5.32 y 5.33, en las cuales se promedia el efecto de dicha variable.

	30 %			40 %		
	DS	C	DI	DS	C	DI
CaO	37,44	31,60	19,83	36,87	31,10	20,77
SiO₂	17,25	22,07	31,63	18,03	22,64	31,42
Al₂O₃	5,46	7,96	12,12	5,49	8,01	12,05
Fe₂O₃	1,67	2,68	3,38	1,81	2,66	3,35
P₂O₅	1,16	1,15	1,42	1,04	1,15	1,51

Tabla 5.32. Efecto del %Sólidos en la Alimentación sobre PQ.

	30 %	40 %
Producción (Kg/min)	0,9766	1,3207
Eficiencia (%)	47,6162	46,7107
%H DS	8,0633	9,3583
%S DI	7,8750	13,3750

Tabla 5.33. Efecto del %Sólidos en la Alimentación sobre PF.

Igualmente se construyeron las tablas necesarias para interpretar el efecto de la velocidad de giro de la espiral (Tablas 5.34 y 5.36).

	30 %			40 %		
	DS	C	DI	DS	C	DI
CaO	37,67	32,79	19,10	36,65	29,91	21,50
SiO₂	17,35	21,10	32,38	17,93	23,61	30,67
Al₂O₃	5,26	7,27	12,63	5,69	8,69	11,55
Fe₂O₃	1,64	2,41	3,41	1,84	2,94	3,31
P₂O₅	1,12	1,14	1,42	1,07	1,17	1,51

Tabla 5.34. Efecto de las RPM sobre PQ.

	30 %	40 %
Producción (Kg/min)	0,6316	1,6657
Eficiencia (%)	43,4816	50,8454
%H DS	7,3988	10,0228
%S DI	7,8750	13,3750

Tabla 5.35. Efecto de las RPM sobre PF.

Rec. %	%Sól. Alimentación		RPM	
	30	40	13	40
CaO	78,6134	78,9386	81,5490	76,0029
SiO₂	59,5998	61,1391	62,0787	58,6601
Al₂O₃	52,8893	52,6651	53,5831	51,9714
Fe₂O₃	59,8637	61,6181	61,8848	59,5969
P₂O₅	62,8125	60,9869	64,3414	59,4580

Tabla 5.36. Efecto de las Variables sobre la Recuperación.

Ya con el conjunto de tablas de los efectos así como con los análisis de varianza se puede analizar el efecto de cada variable sobre los parámetros medidos en los ensayos.

1° Parámetros Físicos.

En cuanto a los parámetros físicos se determinó tanto por el análisis de varianza como por el análisis de los resultados marginales que ambas variables presentan una influencia significativa sobre los resultados y que entre éstas no existen efectos interactivos. Además de que se aprecia una mayor influencia de la velocidad de giro de la espiral respecto al porcentaje de sólidos en la alimentación.

A) Efecto de la variación del porcentaje de sólidos en la alimentación:

Al incrementar ésta variable se puede notar un incremento en el porcentaje de sólidos en la descarga inferior así como un aumento en la producción de la descarga superior; lo cual se debe que para incrementar el porcentaje de sólidos en la alimentación manteniendo el caudal constante se debe incrementar la tasa de alimentación y al entrar una mayor cantidad de materia al sistema una mayor cantidad de materia tendrá que salir de éste.

Además, el incremento en la producción de la descarga superior implica que esta mayor cantidad de sólidos que son arrastrados por la espiral porten consigo una mayor cantidad de agua hacia la descarga superior por lo que también se incrementa la humedad del producto.

Respecto a la eficiencia del clasificado, se puede apreciar que al incrementar el porcentaje de sólidos de la alimentación la eficiencia disminuye, lo cual se debe que al incrementar la velocidad de alimentación las partículas de material entran en alimentación forzada de manera que entran más aglomeradas al clasificador y permite que las partículas gruesas arrastren consigo una mayor cantidad de partículas finas hasta el fondo del estanque impidiendo que sean eliminadas en la descarga inferior.

B) Efecto de la velocidad de rotación de la espiral:

El efecto más directo de incrementar la velocidad de giro de la espiral radica en que incrementa su velocidad de transporte lo cual implica un efecto inmediato en el aumento de la producción de la descarga superior. Además, dicho incremento de la velocidad de transporte implica un menor tiempo de residencia del material dentro del canal lo cual reduce el tiempo de escurrido del material y por ello su humedad será mayor.

Si bien la velocidad rotación de la espiral no presenta ningún efecto directo sobre la velocidad de sedimentación del material, se observa una clara influencia de esta variable sobre la eficiencia y el porcentaje de sólidos en la descarga inferior. Esto se explica debido al efecto indirecto que ocasiona la rotación de la espiral en el fluido, ya que al incrementar ésta también se incrementa la turbulencia del fluido. El incremento de la turbulencia del fluido permite la presencia de partículas más gruesas en la columna trémula las cuales actúan como barrera dificultando el paso de las partículas finas hacia el fondo del estanque y facilitando su salida por el derrame. También se debe tener en cuenta que al incrementar la velocidad de giro de la espiral se incrementa el efecto atricionador que ésta ejerce sobre el material, permitiendo separar las partículas finas que se encuentran adheridas a las más gruesas. Todo ello explica el efecto observado de que al incrementar la velocidad de giro se incrementa la eficiencia del clasificador y el porcentaje de sólidos de la descarga inferior.

Para culminar con los efectos observados sobre los parámetros físicos se puede apreciar en la figura 5.17 de la comparación de las granulometrías húmedas de los productos que los ensayos 13-40; 40-30 y 40-40 presentan respuestas similares y aunque ambas variables influyen en dicha respuesta sus efectos no proporcionan grandes modificaciones en los valores. Sólo el ensayo 13-30 presenta un contenido de finos sensiblemente menores. Por tanto se puede apreciar

que se disminuyó el porcentaje pasante de la malla de corte (#40) en aproximadamente la mitad independientemente de las condiciones de ensayo.

2° Parámetros Químicos:

En lo referente a las características químicas de los productos obtenidos, se determinó mediante los análisis de varianza ambas variables no presentan efectos de interacción en las respuestas obtenidas de los óxidos analizados. Además se notó que bajo dicho análisis ninguna de las variables presenta efectos significativos sobre los resultados bajo las condiciones de significancia fijadas (95%).

A) Efecto de la variación del porcentaje de sólidos en la alimentación:

Dado que no se obtuvo respuestas en los análisis de varianza el efecto se determinó a partir de los análisis marginales, los cuales corroboran el análisis realizado por el estudio de la varianza. De manera que como se observa en las figuras 5.18 el cambio en el porcentaje de sólidos no presentó una variación significativa en los óxidos presentes en la descarga superior de los ensayos.

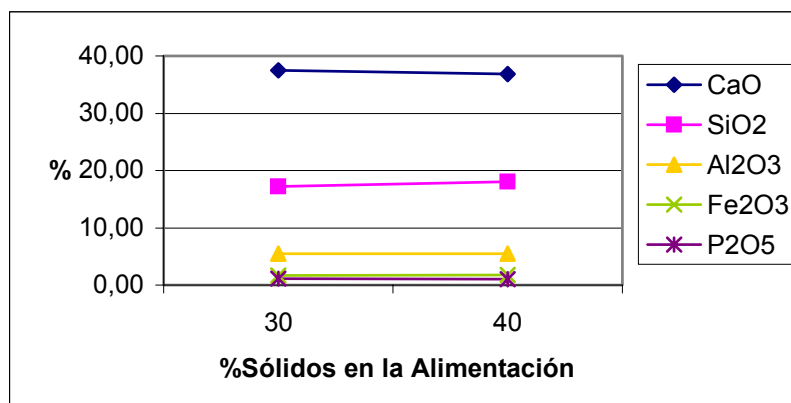


Figura 5.18. Efecto del %Sólidos en los Óxidos Presentes en la DS.

En forma similar, se aprecia en la figura 5.19 que la modificación del porcentaje de sólidos en la alimentación no presentó una respuesta considerable en las recuperaciones de los óxidos medidos.

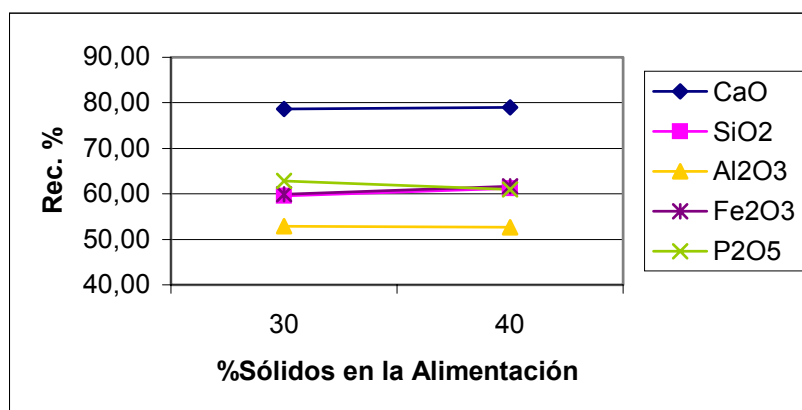


Figura 5.19. Efecto del %Sólidos en la Recuperación de los Óxidos.

Como se puede apreciar en ambos gráficos (5.18 y 5.19) se corrobora el análisis realizado mediante el estudio de la varianza, por lo cual la variable del porcentaje de sólidos en la alimentación no presenta ningún efecto considerable sobre los parámetros químicos.

B) Efecto de la velocidad de rotación de la espiral:

Al igual que con la variable del porcentaje de sólidos, el análisis de varianza tampoco mostró efectos significativos en los resultados al variar la velocidad de giro de la espiral y de igual manera en la figura 5.20 no se observa un efecto significativo en el porcentaje presente de los óxidos en la descarga superior. Sin embargo en la figura 5.21 si se observa cierto efecto sostenido de la variación de la velocidad de giro de la espiral en la recuperación obtenida de los diversos óxidos, lo cual implica que la modificación de dicha variable tiene un mínimo efecto sobre la recuperación.

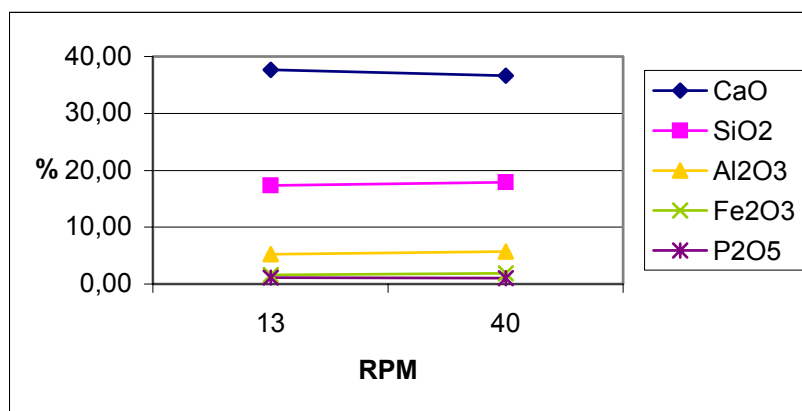


Figura 5.20. Efecto de las RPM en los Óxidos Presentes en la DS.

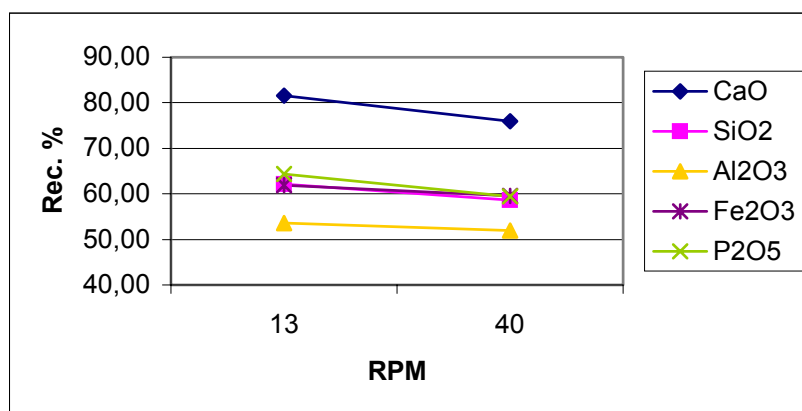


Figura 5.21. Efecto de las RPM en la Recuperación de los Óxidos.

Aunque la variación de la velocidad de giro de la espiral no presentó un efecto significativo en los óxidos presentes en la descarga superior, si presenta un efecto en la recuperación de los diversos óxidos medidos. Dado que la intención de los ensayos exploratorios es determinar el efecto de las variables estudiadas sobre los productos, se puede concluir que ambas variables tienen un marcado efecto sobre los parámetros físicos tales como la humedad del producto, el porcentaje de sólidos en la descarga inferior, la productividad en la descarga superior y la eficiencia del clasificado. Sin embargo estos parámetros físicos no son de interés vital en el

desarrollo del presente trabajo dado que el objetivo principal radica en obtener la recuperación de carbonato de calcio más alta, estando lo más cercano posible a las condiciones de calidad para la materia prima en la industria del cemento y por ende es de mayor importancia el efecto de las variables sobre los parámetros químicos.

Debido a que la variación del porcentaje de sólidos en la alimentación no presentó ningún efecto sobre dichos parámetros, se determinó anular el estudio de dicha variable para los ensayos definitivos de recuperación. De manera que sólo se estudiará el efecto en la variación de la velocidad de giro de la espiral y se fijará el porcentaje de sólidos en la alimentación según la conveniencia en la realización de los subsecuentes ensayos definitivos.

5.7. DISEÑO EXPERIMENTAL

Sobre la base de los análisis de resultados de los ensayos exploratorios se define el diseño experimental de los ensayos definitivos. Debido a que no se obtuvo respuesta al variar el porcentaje de sólidos en la alimentación en los parámetros químicos se eliminó dicha variable de los ensayos definitivos; por lo cual los ensayos definitivos serán de una sola variable que es la velocidad de giro de la espiral que se variará entre los valores de 13, 19, 28 y 40 RPM.

En lo referente al porcentaje de sólidos en la alimentación, éste deja de ser considerado una variable y se convierte en un parámetro de trabajo. Sobre la base de sus efectos en los parámetros físicos y por la facilidad al realizar los ensayos se fijó el porcentaje de sólidos en la alimentación en un 30%, ya que bajo éste valor se alcanza el valor de eficiencia más alto, una menor humedad del producto además, que facilita la ejecución de los ensayos dado que alarga la duración de los mismos facilitando la recolección de los datos. De manera definitiva se tiene que se realizarán cuatro ensayos, uno por cada nivel de velocidad de rotación de la espiral, con sus

repeticiones dando un total de ocho ensayos. Se mantendrán estables todos los parámetros que se fijaron para el desarrollo de los ensayos exploratorios, por tanto la masa de cada ensayo seguirá siendo de 10 Kg. (seco), se mantendrá el caudal de agua en 13 l/seg. También se continuará con el estudio del efecto de la velocidad de rotación de la espiral en los parámetros físicos.

5.8. ENSAYOS DEFINITIVOS

Dado que dentro de las condiciones de estudio de los EE se encuentra parte de las condiciones de los ED, se utilizarán los resultados de éstas como válidos para los ED. Por lo cual los resultados de los ensayos 13-30 y 40-30 serán tomados para los ensayos definitivos. Debido a que el porcentaje de sólidos en la alimentación pasó a ser un parámetro fijo, se decidió cambiar la nomenclatura de los ensayos, de manera que cada ensayo será representado sólo por el nivel de la variable, por consiguiente cada nivel de la velocidad de giro identificará a cada ensayo. A continuación se presentan las características químicas de la alimentación de cada conjunto de ensayos (tabla 40) y el conjunto de tablas que componen los resultados de los ED (tabla 37 a 45).

	13 y 40			19 y 28		
	1	2	Promedio	1	2	Promedio
CaO	30,66 %	30,60 %	30,63 %	28,96 %	28,97 %	28,97 %
SiO₂	23,39 %	23,38 %	23,39 %	25,09 %	25,22 %	25,16 %
Al₂O₃	9,08 %	9,07 %	9,08 %	10,11 %	10,11 %	10,11 %
Fe₂O₃	2,56 %	2,56 %	2,56 %	2,76 %	2,75 %	2,76 %
P₂O₅	1,27 %	1,28 %	1,28 %	1,31 %	1,32 %	1,32 %
FSC	0,3937	0,3932	0,3934	0,3449	0,3435	0,3442
MS	2,0095	2,0103	2,0099	1,9495	1,9611	1,9553
MA	3,5469	3,5430	3,5449	3,6630	3,6764	3,6697

Tabla 5.37. Análisis Químico de la Alimentación (ED).

Ensayo 19:

	Q (l/s)	Alimentación (Kg/min)	Tiempo (min)	Densidad pulpa (DI) (gr/cc)	%S DI	Humedad (%) DS
A	13,1	3,86	2,92	1,065	11,0	7,10
B	13,1	3,86	3,25	1,050	8,5	7,31
Promedio	13,1	3,86	3,09	1,058	9,8	7,20

Tabla 5.38. Parámetros Físicos del ensayo 19.

	DS (gr)	C (gr)	DI (gr)
A	2775	4369	2856
B	1940	4845	3215
Promedio	2358	4607	3036

Tabla 5.39. Distribución de Masa en los Productos (19).

	A DS	B DS	A C	B C	A DI	B DI
CaCO₃	66,86	69,02	53,21	56,75	34,79	33,57
CaO	37,44	38,65	29,80	31,78	19,48	18,80
SiO₂	16,90	15,88	24,38	22,02	32,19	32,73
Al₂O₃	5,99	5,30	9,45	8,60	12,80	13,25
Fe₂O₃	1,78	1,44	2,90	2,81	3,47	3,49
P₂O₅	1,12	1,01	1,22	1,13	1,42	1,44
FSC	0,67	0,75	0,37	0,43	0,18	0,17
MS	2,18	2,36	1,98	1,93	1,98	1,96
MA	3,37	3,68	3,26	3,07	3,69	3,80

Tabla 5.40. Análisis Químico de los Productos (19).

	DS	C	DI
CaCO₃	67,94	54,98	34,18
CaO	38,05	30,79	19,14
SiO₂	16,39	23,20	32,46
Al₂O₃	5,65	9,02	13,02
Fe₂O₃	1,61	2,85	3,48
P₂O₅	1,06	1,18	1,43
FSC	0,71	0,40	0,18
MS	2,26	1,95	1,97
MA	3,51	3,17	3,74

Tabla 5.41. Análisis Químico Promedio de los Productos (19).

Ensayo 28:

	Q (l/s)	Alimentación (Kg/min)	Tiempo (min)	Densidad pulpa (DI) (gr/cc)	%S DI	Humedad (%) DS
A	13,0	3,86	2,70	1,075	13,0	8,98
B	13,1	3,86	2,85	1,075	13,0	7,85
Promedio	13,1	3,86	2,78	1,075	13,0	8,41

Tabla 5.42. Parámetros Físicos del ensayo 28.

	DS (gr)	C (gr)	DI (gr)
A	2586	4508	2906
B	2500	4080	3420
Promedio	2543	4294	3163

Tabla 5.43. Distribución de Masa en los Productos (28).

	A DS	B DS	A C	B C	A DI	B DI
CaCO₃	62,68	70,16	53,51	54,90	31,29	34,79
CaO	35,10	39,29	29,97	30,75	17,53	19,49
SiO₂	19,11	14,98	23,92	22,96	33,88	31,93
Al₂O₃	6,89	5,28	9,44	8,93	13,97	12,76
Fe₂O₃	2,06	1,51	2,92	2,93	3,51	3,49
P₂O₅	1,09	0,92	1,21	1,22	1,44	1,43
FSC	0,56	0,80	0,37	0,40	0,15	0,18
MS	2,14	2,21	1,94	1,94	1,94	1,97
MA	3,34	3,50	3,24	3,05	3,98	3,66

Tabla 5.44. Análisis Químico de los Productos (28).

	DS	C	DI
CaCO₃	66,42	54,21	33,04
CaO	37,20	30,36	18,51
SiO₂	17,04	23,44	32,90
Al₂O₃	6,08	9,19	13,36
Fe₂O₃	1,78	2,92	3,50
P₂O₅	1,01	1,21	1,44
FSC	0,66	0,39	0,17
MS	2,17	1,94	1,95
MA	3,41	3,14	3,82

Tabla 5.45. Análisis Químico Promedio de los Productos (28).

Como ya se mencionó, los resultados de los ensayos 13 y 40 corresponden a los resultados de los ensayos exploratorios 13-30 y 40-30 que comprenden las tablas 15~18 y 23~ 26.

La recuperación viene dada por los sólidos hundidos totales la cual representa la masa de la descarga superior más la masa de la cama (DS+C). La recuperación se calculó a partir de la tabla 5.46 (que se calculó según el balance de masas mostrado en el anexo V) y sus resultados se encuentran en la tabla 5.47.

	Alimentación	13	40	Alimentación	19	28
CaO	3063,00	2517,04	2298,81	2897,00	2315,13	2249,51
SiO₂	2339,00	1434,04	1354,04	2516,00	1454,38	1443,00
Al₂O₃	908,00	484,52	475,95	1011,00	549,18	550,38
Fe₂O₃	256,00	156,36	150,14	276,00	169,79	167,57
P₂O₅	128,00	86,95	73,85	132,00	79,29	77,61

Tabla 5. 46. Masa Promedio en gr. de los Óxidos Recuperados (ED).

	13	19	28	40
CaO	82,1757	75,5837	77,6497	75,0510
SiO₂	61,3101	62,1796	57,3528	57,8895
Al₂O₃	53,3611	60,4826	54,4395	52,4176
Fe₂O₃	61,0771	66,3236	60,7152	58,6502
P₂O₅	67,9300	61,9475	58,7933	57,6950

Tabla 5.47. Recuperación Promedio de los ED.

Se empleó la misma metodología de los ensayos exploratorios para determinar la eficiencia del clasificado la cual se basa en medir la cantidad de material retenido en la malla de corte (#40) en la descarga inferior en un lapso de 1 min. Al igual que en los EE, la descarga inferior de todos los ensayos el 100% de las partículas era inferior a la malla de corte. También se determinó la productividad de la descarga superior; éstos resultados se muestran a continuación en la tabla 5.48.

	13	19	28	40
Eficiencias (%)	43,30	48,65	50,69	51,93
Producción (Kg/min)	0,467	0,764	0,916	1,487

Tabla 5.48. Eficiencia y Producción de los ED.

Continuando con la metodología propuesta, se determinó la granulometría de todas las descargas superiores de los ED y se comparó con la granulometría de la alimentación. Lo que permitirá afinar el estudio del efecto de la variable velocidad de giro de la espiral en la granulometría del producto. Tales resultados se presentan a continuación en la tabla 5.49.

Malla	Tamaño (mm)	% Pasante			
		13	19	28	40
3/4"	19,000	87,60	91,25	92,30	94,40
1/2"	12,500	73,50	76,15	80,00	83,65
1/4"	6,300	43,80	48,30	53,25	58,15
# 4	4,750	37,05	42,50	45,00	50,25
# 8	2,360	31,00	36,80	36,00	40,10
# 18	1,000	28,15	33,90	32,00	34,90
# 40	0,425	26,55	32,10	30,40	32,20

Tabla 5.49. % Pasante del producto de la DS de los ED.

Estos valores se comparan gráficamente con el porcentaje pasante obtenido en la alimentación (figura 5.22.)

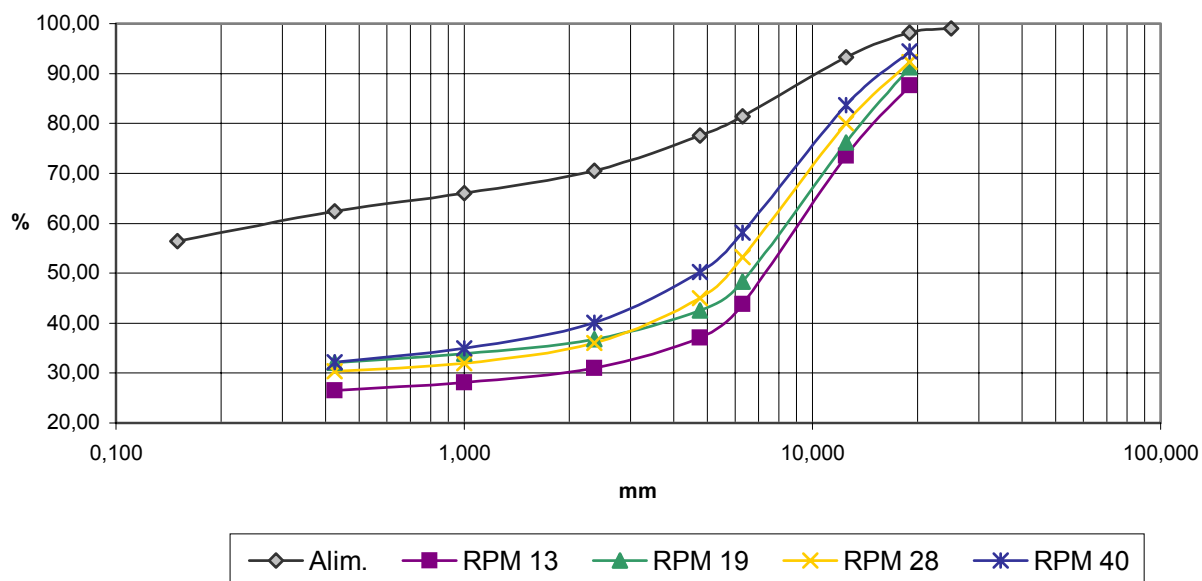


Figura 5.22. Granulometría (%Pasante) de la DS de los ED y de la Alimentación.

5.9. ANÁLISIS DE RESULTADOS

Continuando con la metodología empleada para el análisis de los ensayos exploratorios, los efectos ocasionados por la variable velocidad de giro de la espiral se encuentran agrupados en efectos sobre los parámetros físicos (PF) y parámetros químicos (PQ). De igual manera, el balance de masas de los ED se encuentra representado en el anexo V.

1° Parámetros Físicos.

De acuerdo al análisis granulométrico realizado a los productos obtenidos en la descarga superior (tabla 5.49 y figura 5.22) se puede observar una influencia directa de la variación de la velocidad de giro de la espiral en la granulometría del producto, en la cual mientras mayor sea la velocidad de giro de la espiral mayor será el porcentaje de finos presente en el producto. Es de notar que para una velocidad de giro de la espiral de 19 rpm el comportamiento de la granulometría difiere a partir de un tamaño de partícula de 2,36 mm (malla #8) del comportamiento general del producto en la DS; aunque se pudiese pensar que dicha variación se

deba a una pulsación en la columna trémula, ésta no se evidenció en el porcentaje de sólidos determinado en la descarga inferior ni en las masas de la descarga superior, cama y descarga inferior. Se tiene que en promedio se reduce el porcentaje de finos menores a la malla de corte presentes en el producto en un 48,58 %; de lo cual se deduce que un gran porcentaje de los finos se encuentra fuertemente adherido a las partículas más gruesas lo que permite su paso a través del equipo sin ser clasificadas.

En lo referente a la eficiencia del clasificado, se determinó que el comportamiento de ésta es dependiente a la velocidad de rotación de la espiral, aunque su respuesta no es lineal, de manera que para bajas velocidades de rotación se tienen bajas eficiencias y para altas velocidades de rotación se obtienen mayores eficiencias aunque dicho incremento es mucho menor que el incremento en la velocidad de rotación; lo cual es apreciable en la figura 5.23.

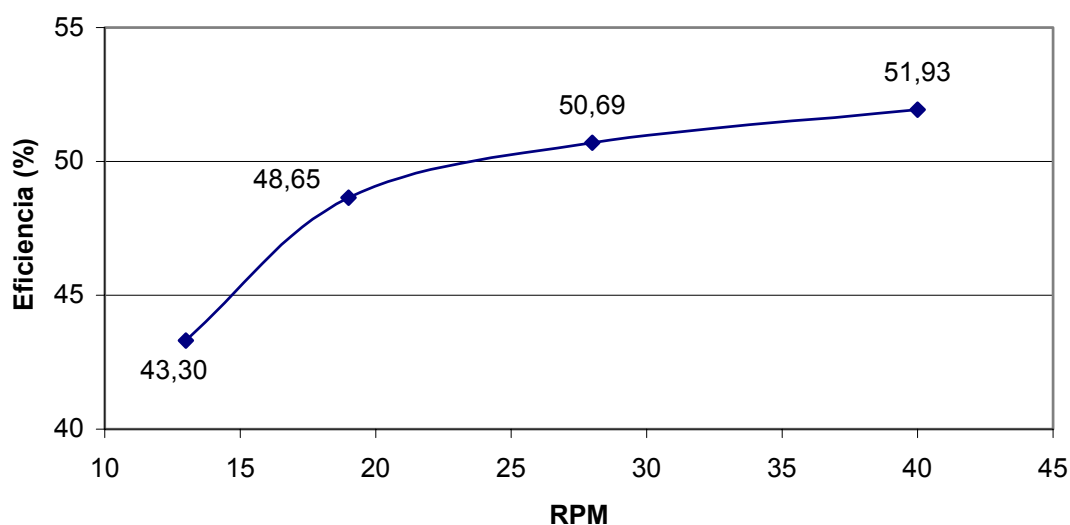


Figura 5.23. Eficiencia contra RPM de los ED.

Como se evidenció en el análisis granulométrico, la adhesión entre las partículas gruesas y finas impide que una gran cantidad de éstas sean clasificadas, es por ello que aún cuando el 100%

de las partículas presentes en la descarga inferior de todos los ensayos era menor a la malla de corte (#40) se obtienen eficiencias bajas, ello implica la necesidad de incrementar el efecto de atricionado dentro del clasificador y esto se evidencia al observar que al incrementar la velocidad de giro de la espiral se incrementa la eficiencia del clasificado. Además, el incremento de la velocidad de rotación no sólo incrementa el efecto atricionador sino que también aumenta las corrientes de turbulencia lo cual permite que partículas más gruesas pasen a formar parte de la columna trémula y actúen impidiendo el paso de las partículas más finas a las arenas.

Uno de los efectos más directos del incremento de la velocidad de rotación de la espiral es en la productividad de ésta. Como se observa en la figura 5.24, la productividad posee un comportamiento que tiende a ser lineal respecto a las variaciones de la velocidad de rotación, éste comportamiento se debe a que es la misma espiral la que proporciona el transporte de los sólidos hundidos hacia la descarga superior.

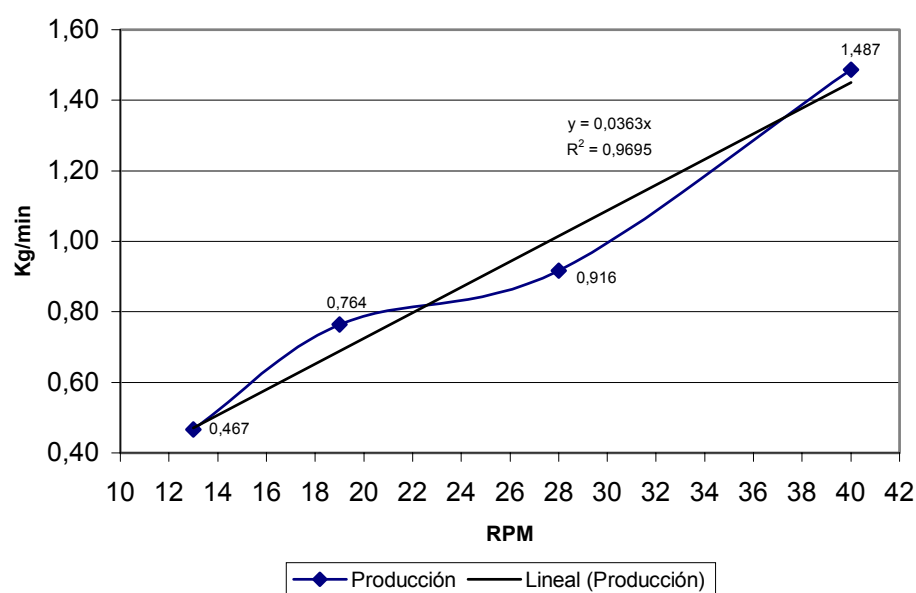


Figura 5.24. Productividad de la DS en los ED.

Al igual que en los EE, la influencia de la velocidad de giro de la espiral no ejerce un a influencia directa sobre el porcentaje de sólidos que son expulsados por la descarga inferior, sin embargo su efecto indirecto se debe al incremento de las corrientes de turbulencia al incrementarse la velocidad de rotación así como su efecto sobre la columna trémula. Es por ello que se puede apreciar en la figura 5.25 el efecto de la velocidad de giro de la espiral en el porcentaje de sólidos presentes en la descarga inferior, donde se nota que el efecto presenta un máximo de 13 % para una velocidad de rotación de 28 rpm a partir de la cual dicho porcentaje desciende. Una explicación para aquella respuesta, implica que a partir de éste valor de la velocidad de giro las corrientes de turbulencia son tan elevadas que logran oponer resistencia al arrastre de las partículas finas hacia la descarga inferior lo que incrementa su tiempo de residencia en el tanque de sedimentación. Otra explicación es que a partir de 28 rpm la columna trémula se vuelva inestable produciéndose pulsaciones, de manera que se hunda cierta cantidad de partículas finas lo que disminuye el porcentaje de sólidos que sale por la descarga inferior.

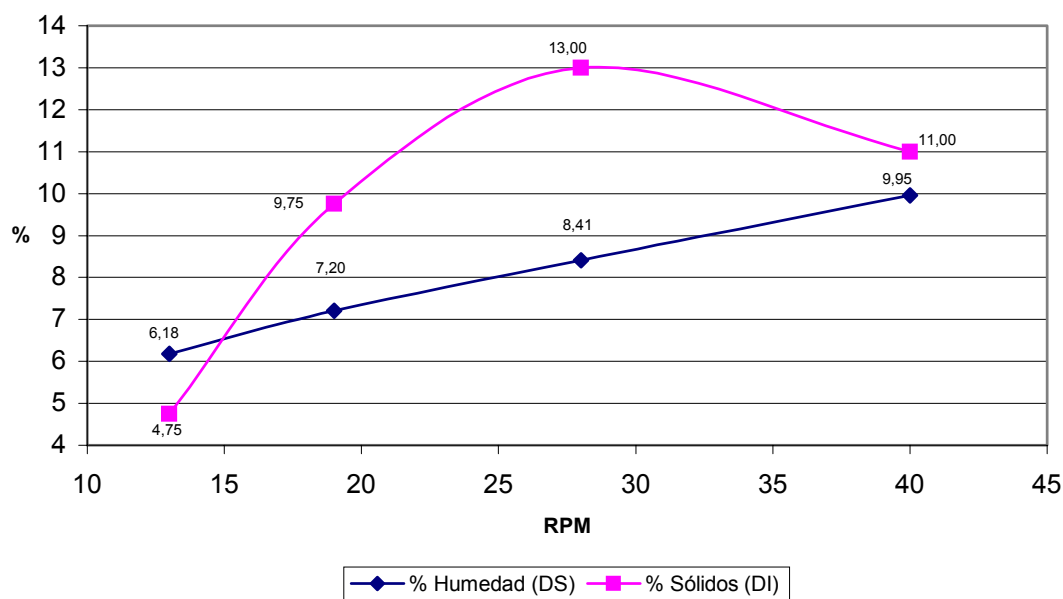


Figura 5.25. %H (DS) y %Sólidos (DI) para los ED.

Además del porcentaje de sólidos presentes en la descarga inferior, también se observa en la figura 5.25 el efecto de la velocidad de rotación de la espiral en el porcentaje de humedad del producto que sale por la descarga superior. Se debe tener en cuenta que la humedad en la alimentación es de 6,67%, por lo cual las humedades determinadas son relativamente bajas para un producto que proviene de una clasificación en húmedo y que sólo posee 30 cm. de la canal para escurrir parte del agua de lavado. Se puede notar que la respuesta del porcentaje de humedad en la descarga superior presenta una marcada tendencia lineal respecto a las variaciones de la velocidad de giro de la espiral y esto se debe a la influencia directa que tiene dicha variable sobre el tiempo de residencia del material en la canal. Dada la tendencia lineal de la humedad respecto a la velocidad de giro de la espiral, se puede calcular la razón de drenado en 0,1381 %H/RPM.

2° Parámetros Químicos:

En lo referente a los parámetros químicos, el análisis de varianza (anexo VI) no reportó diferencias significativas entre las repeticiones de los porcentajes de óxidos determinados en la DS por lo que se puede utilizar la media de dichos valores para representar el comportamiento del ensayo bajo las condiciones dadas; aun que tampoco reportó efecto de la variación de la velocidad de giro de la espiral respecto a los porcentajes determinados de los óxidos.

Sin embargo al observar la figura 5.26 se puede observar que existe una tendencia sostenida a la disminución del porcentaje presente de CaO en la DS cuando se incrementa la velocidad de rotación de la espiral, de igual manera que se observa una tendencia al incremento del SiO₂, del Al₂O₃ y del Fe₂O₃ aunque no presentan diferencias tan marcadas como con el CaO. El porcentaje de P₂O₅ presenta una leve tendencia a la disminución con el aumento de la velocidad de giro de la espiral aunque su respuesta es más modesta que la de los otros óxidos.

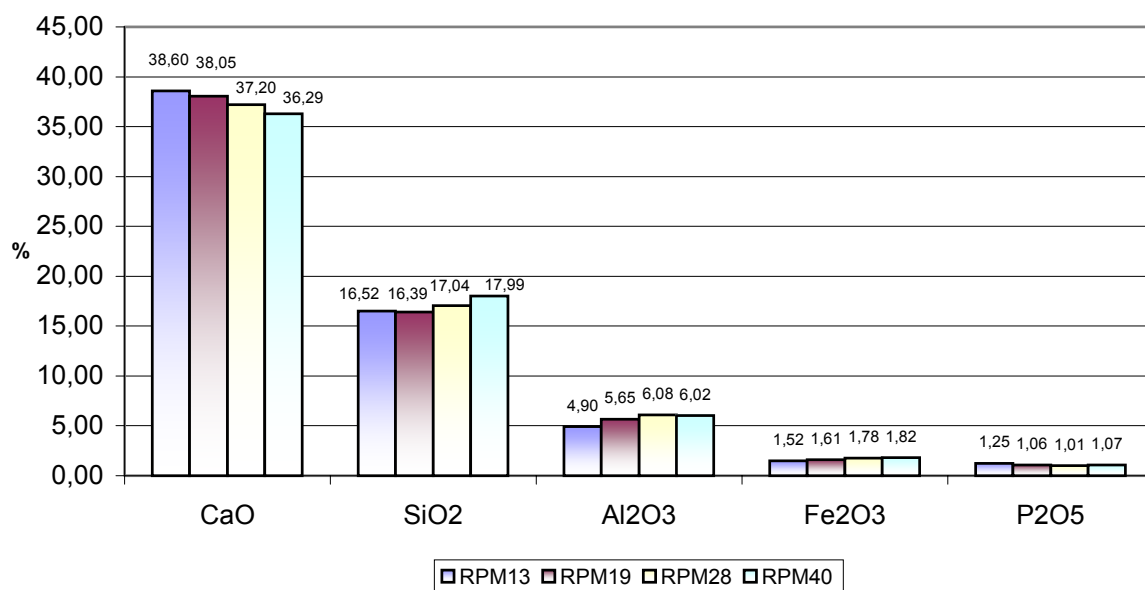


Figura 5.26. Óxidos Presentes en la DS (ED).

Aun cuando se puede apreciar ciertas tendencias en la composición de la DS, dichas tendencias no coinciden con los porcentajes de óxidos presentes en la DI (figura 5.28), en la cual no se aprecia ninguna tendencia al incrementar la velocidad de giro de la espiral.

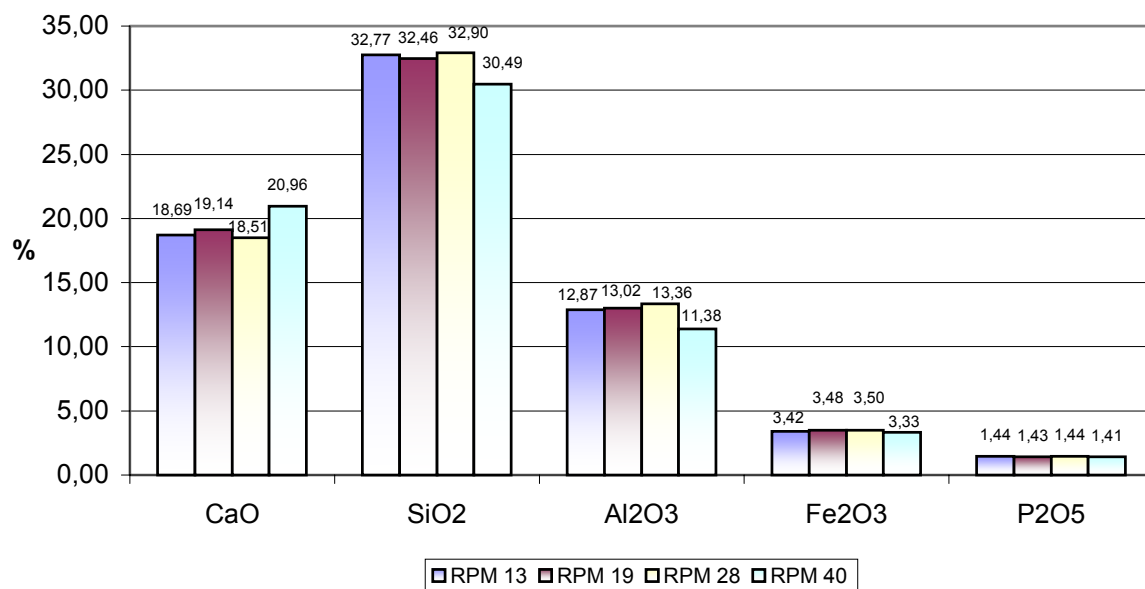


Figura 5.27. Óxidos Presentes en la DI (ED).

Ello comprueba que el comportamiento de la cama es variable según las condiciones de ensayo, por lo que parte de los efectos ocasionados por el incremento de la velocidad de giro de la espiral son amortiguados con las variaciones de la columna trémula.

Al realizar el estudio de los efectos de la velocidad de giro de la espiral sobre la recuperación de los diversos óxidos (figura 5.28), se comprueba la tendencia observada en los EE a la disminución en la recuperación de éstos al incrementarse la velocidad de rotación de la espiral; aunque se observa que el comportamiento de la recuperación no es de forma lineal.

La disminución en la recuperación de los óxidos que se encuentran asociado en mayor medida con los finos como es el caso del P_2O_5 , concuerda con el incremento de la eficiencia que se produce al aumentar la velocidad de rotación de la espiral.

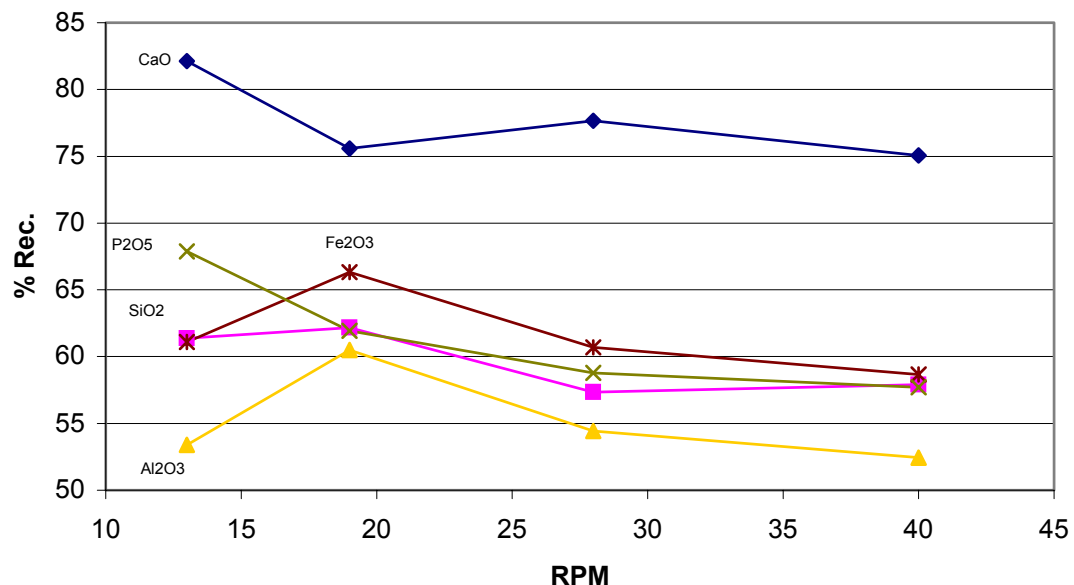


Figura 5.28. Porcentaje de Recuperación (ED).

Se puede notar que la recuperación del Fe_2O_3 y el Al_2O_3 presentan un comportamiento similar, lo que conlleva a pensar que la mayor parte de este par de óxidos están asociados litológicamente por lo que la recuperación de uno implica la recuperación del otro por pertenecer a la misma roca. Así mismo, se puede apreciar que el CaO y el SiO_2 tienen comportamientos inversos, por lo que el incremento en la recuperación de uno implica la disminución en la recuperación del otro. Mientras que la recuperación del P_2O_5 disminuye independientemente del comportamiento de la recuperación de los demás óxidos pero tiene un comportamiento inverso a la eficiencia del clasificado lo cual demuestra su asociación con las partículas finas.

Además de los parámetros químicos ya analizados, se debe tener en cuenta los factores de calidad que permiten caracterizar los resultados obtenidos respecto a su utilización como materia prima para la elaboración del cemento.

A continuación se muestra la figura 5.29 en la cual se encuentran representados el FSC, MS y el MA para las DS obtenidas en cada ensayo, así como las características de la alimentación, de la clasificación ideal (producto de la granulometría por vía húmeda) y los rangos máximos y mínimos para cada factor los cuales corresponderán según su color a cierto factor. Se tiene que para el FSC el rango está comprendido entre 0,90 y 0,98; para el MS está entre 2,00 y 3,00; y para el MA se encuentra dentro de 1,30 y 2,50. Se debe tener en cuenta que estos parámetros son generales y que cada planta de cemento los ajusta según las condiciones propias del proceso y de la materia prima disponible.

En la figura se puede observar que bajo ninguna de las condiciones de ensayo se alcanzó satisfacer las condiciones generales para proporcionar un producto que no requiera ser corregido y que pueda ingresar directamente al proceso.

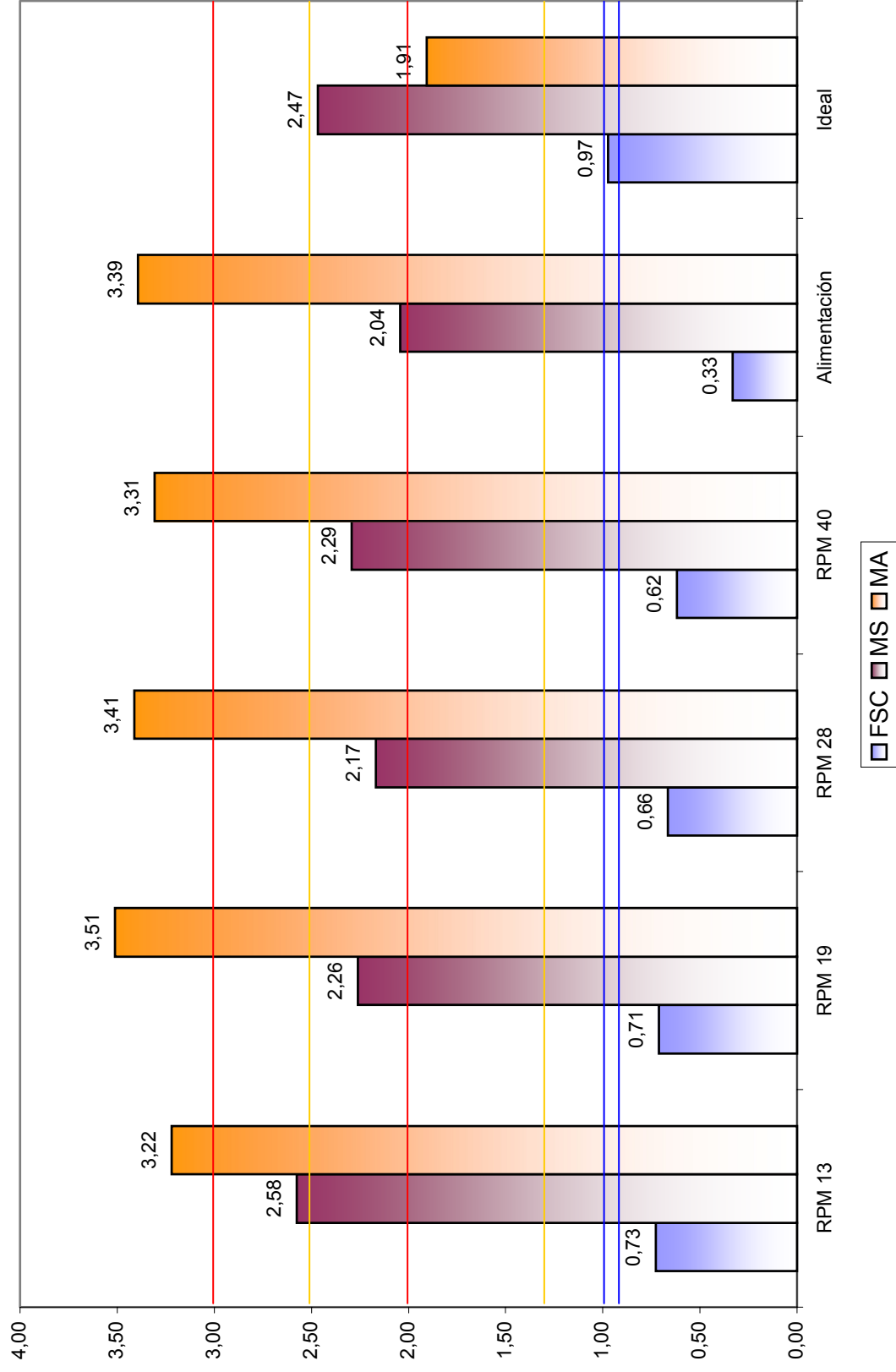


Figura 5.29. Factores de Calidad de los ED.

Como se puede observar en la figura 5.30 se logró incrementar el FSC entre un 88% y 121%, así como se aprecia una leve tendencia a la disminución de dicho factor con el incremento de la velocidad de rotación de la espiral, alcanzándose el valor de FSC más elevado en el ensayo de 13 rpm. En cuanto al MS, éste se encuentra dentro del rango para todos los ensayos realizados; obteniéndose el valor más cercano a la media del rango en el ensayo de 13 rpm. Y por último se tiene que el MA se encuentra muy por encima del valor máximo para todos los ensayos, además de que no presenta ninguna respuesta ante las variaciones de la velocidad de giro de la espiral, alcanzándose valores que son superiores a los encontrados en la alimentación.

De ello se deriva que bajo ninguna de las condiciones de ensayo se obtiene un producto de condiciones óptimas y por tanto para poder ser empleado como materia prima debe corregirse el exceso de alúmina y el déficit de cal que se presentó en los productos.

Sin embargo si se observan los parámetros alcanzados por una clasificación ideal en la malla #40 (0,425 mm) que es producto del retenido de dicha malla en la granulometría por vía húmeda realizada, se puede observar que todos los parámetros se encuentran dentro de sus rangos de una manera muy holgada. Dado que la eficiencia de la clasificación ideal (granulometría por vía húmeda) es muy elevada, es decir próxima al 100%, se puede deducir que dichos parámetros no se alcanzan debido a las pobres eficiencias obtenidas en los ensayos de clasificación.

Aún cuando no se presenta una relación directa entre la eficiencia del clasificado y los factores de calidad, si se puede apreciar mediante los análisis granulométricos realizados en la DS que el porcentaje de finos menores a la malla de corte aumenta al incrementarse la velocidad de rotación de la espiral, aunque la curva de eficiencia presenta un comportamiento contrario; lo cual implica que la granulometría de la DS y por ende los factores de calidad dependen del

tiempo de residencia de los sólidos hundidos dentro del equipo, lo que permite una mayor acción del agua de lavado sobre los sólidos que están siendo arrastrados por la espiral permitiendo separar las partículas finas que se encuentran adheridas a las partículas gruesas y que no fueron clasificadas por el equipo. Ello explica por qué en los ensayos cuyas eficiencias eran bajas y que presentaban valores bajos del porcentaje de sólidos en la DI presentan granulometrías en la DS con menor porcentaje de finos que los ensayos con mayor eficiencia y mayor porcentaje de sólidos en la DI.

6.1. CONCLUSIONES

Se determinó que el material muestreado de la escombrera de finos presenta un porcentaje de cal (CaO) de 27,88%; sílica (SiO_2) de 25,68%; alúmina (Al_2O_3) de 9,75%; de óxido férrico (Fe_2O_3) de 2,88% y fosfato (P_2O_5) de 1,21%. Presentando un 62,40% del material pasante de la malla #40 (0,425 mm); con una fracción comprendida entre las mallas - #18 + #40 (-1,000 +0,425 mm) que presenta una velocidad de sedimentación de 5,954 cm/seg a dilución infinita.

El método de recuperación de los finos carbonatados debe ser realizado por vía húmeda para poder disgregar los terrones y separar las partículas finas que se encuentran adheridas a las gruesas. Se empleó el tamaño máximo de las partículas que es de 25 mm (1 pulg.) en la selección del equipo capaz de separar a la malla #40 sin que las partículas gruesas presenten un inconveniente en la alimentación, obteniéndose que el equipo que permite separación entre tamaños finos y que admite trabajar con partículas de hasta 25 cm es el clasificador en espiral también conocido como clasificador de tornillo sin fin; el cual tiene la versatilidad de poder ser empleado tanto como equipo clasificador como de equipo lavador, características que se adaptan perfectamente para las operaciones de clasificado a la malla #40, de atricionado y lavado del material.

De los ensayos de clasificación exploratorios se determinó que el porcentaje de sólidos en la alimentación no presenta una influencia sobre la recuperación de los óxidos estudiados ni sobre las características químicas del producto en la descarga superior (DS). Aunque si tiene efecto

sobre los parámetros físicos tales como la eficiencia, el porcentaje de sólidos en la descarga inferior (DI) y la productividad en la DS.

En los ensayos de clasificación definitivos se determinó que la velocidad de rotación de la espiral sí presenta una influencia en la recuperación de los óxidos estudiados, de los cuales se puede describir que su recuperación disminuye con el aumento de la velocidad de rotación de la espiral. La máxima recuperación de cal se obtuvo en el ensayo de 13 rpm lográndose una recuperación del 82,13%; se presentó un máximo secundario en el ensayo de 28 rpm que mostró una recuperación del 77,65%. La mínima recuperación de fosfato se obtuvo en el ensayo de 40 rpm la cual fue del 57,50%. También se pudo observar que las recuperaciones del óxido férrico y de la alúmina presentan un comportamiento semejante, demostrando su asociación litológica.

Se logró disminuir el porcentaje de finos (partículas menores a la malla #40) en el producto de la DS desde un 62,40% en la alimentación hasta un 26,55% para el ensayo de 13 rpm y de 32,20% para el ensayo de 40 rpm; se determinó que tales valores se encuentran relacionados con el tiempo de residencia del material dentro del equipo. Sin embargo, se debe tener en cuenta que el agua de lavado no ingresa a presión en el equipo de laboratorio, lo cual no ocurre en los equipos industriales, ello restringe la acción de lavado en el equipo de laboratorio y por ende dependerá de la permanencia del material bajo su efecto, mientras que en los equipos industriales se puede incrementar la presión de entrada del agua de lavado para que ésta tenga una fuerte acción de desenlodado permitiendo compensar el incremento en la velocidad de rotación de la espiral.

La eficiencia del clasificado tiene una relación directa y ascendente conforme se incrementa la velocidad de rotación de la espiral, alcanzándose una eficiencia máxima de 51,93%

para el ensayo de 40 rpm y un valor mínimo de 43,30% para el ensayo de 13 rpm. De igual manera se tiene que el comportamiento de la productividad en la DS del clasificador es directamente proporcional al incremento de la velocidad de giro de la espiral, teniendo un comportamiento que puede ser descrito mediante su aproximación a una línea recta, alcanzándose un máximo de productividad de 1,487 Kg/min para el ensayo de 40 rpm.

Las pobres eficiencias así como el comportamiento de la curva de productividad obtenida se deben a dos razones fundamentales. La primera es la gran diferencia de altura entre el alimentador y el clasificador en espiral lo cual permite que las partículas entren de manera acelerada al equipo y por ende sus velocidades de sedimentación sean mayores a las calculadas en los ensayos de laboratorio. La segunda se debe al diseño del equipo de laboratorio, en el cual la espiral consta de doce secciones que producen una superficie discontinua lo que reduce su capacidad de arrastre además, que presenta el rodamiento en la mitad de la espira y no al final de la misma como ocurre en los equipos industriales, ello conlleva a que exista una zona en el centro de la espiral donde el material no puede ser transportado hasta que su volumen sea lo suficientemente grande como para sobrepasar el salto que hay entre una sección y la siguiente, dificultando el transporte de las partículas más pequeñas hacia la DS.

Dado que el proceso de elaboración de cemento en CASA es por vía seca, es de vital importancia el control del porcentaje de agua presente en la materia prima, en consecuencia se determino la humedad de los productos obtenidos para cada ensayo, la cual es linealmente dependiente de las variaciones de la velocidad de giro de la espiral. Se determinó la humedad de la alimentación dando un valor de 6,667% y se estableció como punto de comparación para la humedad de cada prueba. El menor valor de humedad fue de 6,176% que se presentó en el ensayo de 13 rpm y la máxima humedad fue de 9,951% para el ensayo de 40 rpm. Teniendo en cuenta

que sólo se dejaron 30 cm del canal para permitir que el material escurriera. El efecto de la velocidad de giro de la espiral sobre la humedad radica en que ésta controla la velocidad con que es acarreado el material dentro del canal, lo cual implica que las velocidades de rotación más altas proporcionan un paso más rápido del material a través de la zona de desagüe, lo que puede compensarse mediante el incremento en la longitud del canal.

De acuerdo a los parámetros de calidad utilizados (FSC, MA, MS), no se alcanzaron las condiciones límites para que el producto obtenido sea utilizable como materia prima sin necesidad de ser corregido por su composición. El ensayo que obtuvo el FSC más elevado fue el de 13 rpm el cual alcanzó un valor de 0,73 con un MS de 2,58 y un MA de 3,22; aunque se debe tener en cuenta que éste ensayo resultó ser el de menor eficiencia de clasificado pero con un mayor tiempo de lavado y drenado. El menor FSC se obtuvo en el ensayo de 40 rpm el cual reportó un valor de 0,62 con un MS de 2,04 y un MA de 3,31; siendo este el ensayo de mayor eficiencia de clasificado pero con menor tiempo de lavado y drenado. Dado que el FSC de la alimentación es de sólo 0,33 se obtuvo un incremento de dicho factor entre un 88% y un 121%.

Las razones por las que no se pudieron alcanzar mejores valores de los parámetros de calidad en los productos de la DS, radica en la baja eficiencia del clasificado, la falta de un atricionado más fuerte que permita separar los terrones de partículas finas y la reducida sección de lavado. Condiciones que son fácilmente solucionables en los equipos industriales.

6.2. RECOMENDACIONES

Dado que el porcentaje pasante de la malla de corte (0,425 mm) en la alimentación es del 62,40%, lo que implica que la mayor parte en peso es material de rechazo, se recomienda realizar un estudio económico para determinar si la recuperación del 37,60% restante justifica la inversión en el proceso.

Si bien el clasificador en espiral es un equipo de bajo mantenimiento y poco consumo de energía, se debe tener en cuenta que el producto de desecho resulta una pulpa con un alto porcentaje de sólidos en suspensión, lo que implica la necesidad de construir un estanque de sedimentación para las colas.

Se recomienda realizar ensayos a nivel de planta piloto manteniendo la malla de corte en 0,425 mm con velocidades periféricas de rotación de por lo menos 19,151 m/min. (equivalente a la velocidad de 40 rpm del equipo de laboratorio) y con entradas de agua a presión.

Con la finalidad de incrementar el efecto atricionador se recomienda el empleo de las cajas de agua en spray, prestando atención en que la velocidad de los chorros debe ser inferior a la velocidad de sedimentación de las partículas deseadas bajo el porcentaje de sólidos de trabajo.

Otra solución para incrementar el efecto de atricionado sin la necesidad de incrementar el gasto de agua se puede alcanzar mediante la sustitución de la primera sección de la espiral por paletas que incrementaran la turbulencia del agua y mejoran notablemente la acción de atricionado aunque, ello conlleva a una disminución en la capacidad al mismo tiempo que incrementa la potencia absorbida.

Debido a que el contenido de partículas en el agua no es un factor limitante en el equipo, se puede reciclar la mayor parte del agua al construir un estanque de sedimentación que permita sedimentar las partículas más gruesas que salen del derrame y dejando las partículas finas en suspensión que no tengan la posibilidad de sedimentar dentro del estanque del clasificador en espiral. Ello no sólo permite el ahorro de la mayor cantidad del agua requerida sino que también permite que la construcción del estanque de sedimentación sea más pequeña y por ende menos costosa en su construcción y mantenimiento. Lo cual permitirá que sólo se requiera del agua fresca necesaria para mantener constante el porcentaje de sólidos al final del estanque de sedimentación.

A causa de que el 62,40% del material no es de interés, y que éste está constituido principalmente por arcillas, con las siguientes características químicas: CaO de 26,12%; SiO₂ de 28,00%; Al₂O₃ de 9,88%; Fe₂O₃ de 3,26% y P₂O₅ de 1,27%. Se recomienda realizar estudios sobre la capacidad de obtener algún beneficio marginal de este subproducto, bien sea como material de uso agrícola para el mejoramiento del suelo o cualquier otra aplicación que no implique ninguna fase de tratamiento.

BIBLIOGRAFÍA

AMERICAN SOCIETY FOR TESTING AND MATERIALS. (1916). Philadelphia, USA.

Publicación anual de los estándar ASTM 1982, Parte 14, Norma C15-78 **Métodos Estándar de Muestreo, Inspección, Empaquetado y Marcado de los Productos de Cal y de Roca Caliza.**

DAC MINING (1995) **Introduction to Industrial Minerals**, Editorial Chapman & Hall. 1^{ra} Ed. Inglaterra. 276pp.

COMISIÓN VENEZOLANA DE ESTRATIGRAFÍA Y TERMINOLOGÍA. (1970) Léxico Estratigráfico de Venezuela. **Bol. Geol. Publicación Especial 4**, 756pp.

CORPORACIÓN DE CEMENTO ANDINO CA. (sin fecha). **Extracción y Trituración de Caliza** Proyecto: Módulo de Manufactura del JD Edwards, Inédito. Corporación de Cemento Andino CA. 34pp

FERNÁNDEZ EUSTAQUIO. (1965) **Preparación Mecánica de Minerales y Carbones**, Editorial Dossat, SA. 3^{ra} Ed. Madrid, España. 580pp.

HERNÁNDEZ ROBERTO Y COLABORADORES. (1991) **Metodología de la Investigación**, Ed. Mc Graw Hill. México. 505pp.

INGENIERÍA CAURA SA. (2000) **Evaluación Ambiental Específica Corporación de Cemento Andino CA**, Inédito. Corporación de Cemento Andino CA. 393pp.

- FREUND JOHN Y WALPOLE RONALD. (1974) **Estadística Matemática con Aplicaciones**, Editorial Prentice-Hall Hispanoamericana. 4^{ta} Ed. DF, México. 622pp.
- KELLY ERROL Y SPOTTISWOOD DAVID. (1990) **Introducción al Procesamiento de Minerales**, Editorial Limusa, SA. 1^{ra} Ed. DF, México. 515pp.
- LEFOND STANLEY J. (editor) (1983) **Industrial Minerals and Rocks**, Publicado por: The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. USA. 722 pp.
- MANUEL GARCÍA. (1999) **Recuperación de Oro Fino por Concentrador Knelson a partir de las Colas del Proceso de Beneficio de la Mena Aurífera de la Empresa CVG MINERVEN CA**, Inédito. Escuela de Geología Minas y Geofísica. UCV. Caracas. 124 pp.
- MILLER IRWIN. (1992) **Probabilidad y Estadística para Ingenieros**, Editorial Prentice-Hall Hispanoamericana. 4^{ta} Ed. DF, México. 624pp.
- NAVARRO UCAR. (1990) **Proyecto de Explotación 1991-1996**, Inédito. Corporación de Cemento Andino CA. 110pp.
- PELAEZ EDUARDO. (1976) **Preparación y Concentración de Minerales**, Inédito. Escuela de Geología Minas y Geofísica. UCV. Caracas. 4 Tomos. 424 pp.
- SOCIETY OF MINING ENGINEERS. (1985) **Mineral Processing Hand Book**, Publicado por: The American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. New York, USA. Volumen 1. 1079 pp.

STEWART P. Y RESTARICK C. (1967) **Dynamic Flow Characteristics of a Small Spiral Classifier**, Trans IMM (C), 76, C225 – C230.

TAGGART F. ARTHUR. (1966). **Elementos de Preparación de Minerales**, Ediciones Interciencia. Madrid, España. 648 pp.

Catálogos:

Akins Classifiers Div. of The Mine & Smelter Suplí Co. (sin fecha) Manual de Especificaciones. 24pp.

Denver Spiral Classifiers Div. of Denver Equipment Co. (sin fecha) Manual de Especificaciones C5C-B10. Impreso en Colorado, USA. 35pp.

Humboldt Clasificadores Div. de Klöckner Humboldt Deutz Köln (sin fecha) Manual de Especificaciones. 8pp.

Phillips. CubiX XRD & Cubix XRF TWIN System & SuperQ User's Guide. (sin fecha) Manual del Usuario. Capitulo 2, páginas 2-9 a 2-15.

Wemco. Western Machinery Company. (sin fecha) S-H Classifiers. Manual de Especificaciones C1-B33. Impreso en California, USA. 19pp.

URLs:

www.eureca.com.ve Mapa municipal del Estado Trujillo. Marzo de 2001.

ANEXOS

Anexo I. NORMATIVA ASTM C50-78 (Parte)

Métodos estándar de muestreo, inspección, empaquetado y marcado de los productos de cal y roca caliza.

Muestreo.

3. Trozos o Material a Granel.

- 3.1. Pilas o Carros. El material debe ser seleccionado de manera que represente un promedio de todas las partes de la pila o el carro y no deberá contener una parte desproporcional de los estratos superiores o inferiores. El material deberá constar de por lo menos 10 paleadas tomadas de diferentes partes de la pila o el carro de hoyos cavados aproximadamente 30,4 cm (1 ft). La cantidad total tomada no deberá pesar menos de 23 kg (50 lb) para una unidad de 27 ton métricas (30 tons) de material, con cantidades proporcionales para múltiplos de esta unidad, teniendo en cuenta que en ningún momento la cantidad total de material tomado pese menos de 23 kg (50 lb). Se deberán tomar muestras por triplicado de 2,3 kg (5lb) mediante mezclado y cuarteado de la muestra total, con trituración intermedia de ser necesario; si el tamaño de grano ha sido especificado, se deberán tomar muestras por triplicado según se prescribe en la tabla 1.

TABLA 1 Peso de Muestras Triplicadas

Tamaño Máximo del Producto in (mm)	Tamaño Mínimo de la Muestra lb (kg)
$\frac{3}{4}$ (19,0)	5 (2,3)
1 (25)	10 (4,5)
1 $\frac{1}{2}$ (37,5)	30 (13,6)
2 (50)	75 (34)

Si el tamaño de las partículas es superior a 2 in (50 mm) forma parte de la especificación, el tamaño de muestra mínimo deberá ser de por lo menos 100 veces el peso de la partícula más larga.

Anexo II. UBICACIÓN EN COORDENADAS UTM DE LAS CALICATAS Y EL BORDE DE LA ESCOMBRERA

ESTE	NORTE	COTA	PUNTO
345997,618	1063870,216	427,957	A1
346002,467	1063870,448	428,254	B1
346006,870	1063869,826	428,468	C1
345997,842	1063876,845	428,206	A2
346002,744	1063876,688	428,578	B2
346007,521	1063876,909	428,840	C2
345992,290	1063882,335	428,006	A3
345998,659	1063883,117	428,533	B3
346002,560	1063882,399	428,729	C3
345993,786	1063888,178	428,475	A4
345998,363	1063887,776	428,954	B4
346003,192	1063887,130	429,271	C4
345994,838	1063894,158	429,106	A5
345999,106	1063893,175	429,379	B5
346003,434	1063891,845	429,556	C5
345995,612	1063899,823	429,145	A6
346001,074	1063899,204	429,423	B6
346005,627	1063898,403	429,634	C6
345997,495	1063905,891	429,119	A7
346002,511	1063904,825	429,332	B7
346006,962	1063903,766	429,624	C7
345999,004	1063911,513	429,369	A8
346003,318	1063910,233	429,401	B8
346008,314	1063908,783	429,672	C8
346001,355	1063917,081	429,481	A9
346005,562	1063915,418	429,537	B9
346010,779	1063913,928	429,898	C9
346003,195	1063922,385	429,253	A10
346008,086	1063920,605	429,693	B10
346012,285	1063918,900	429,837	C10
346007,312	1063927,822	430,059	A11

ESTE	NORTE	COTA	PUNTO
346011,267	1063924,801	429,541	B11
346015,208	1063921,684	429,842	C11
346013,916	1063931,472	429,877	A12
346016,582	1063928,477	429,757	B12
346021,335	1063925,164	429,942	C12
346019,700	1063934,286	429,711	A13
346023,054	1063930,714	429,827	B13
346026,630	1063927,269	429,900	C13
346025,444	1063935,893	429,648	A14
346028,518	1063931,808	429,725	B14
346031,940	1063927,972	429,718	C14
346032,207	1063936,547	429,565	A15
346034,442	1063932,343	429,576	B15
346036,777	1063927,920	429,619	C15
346033,789	1063939,714	429,156	46
346031,006	1063938,867	429,440	47
346023,099	1063938,322	429,444	48
346017,195	1063936,510	429,481	49
346011,227	1063933,346	429,617	50
346005,999	1063929,320	429,308	51
346000,878	1063923,385	428,752	52
345996,562	1063911,867	429,033	54
345995,905	1063906,539	429,080	55
345993,508	1063900,036	428,753	56
345992,225	1063894,409	428,723	57
345990,643	1063888,117	427,705	58
345989,951	1063882,563	427,730	59
345993,055	1063876,149	428,075	60
345996,247	1063870,657	427,056	61
345998,847	1063868,751	427,479	62

Anexo III. BALANCE DE MASAS PARA LOS ENSAYOS EXPLORATORIOS

Todas las masas se encuentran en gramos.

DS= Descarga Superior C= Cama DI= Descarga Inferior.

13-30 = 13 RPM y 30 % Sólidos en la Alimentación.

Base 10 Kg.	Alimentación 13 y 40 (gr)
CaO	3063
SiO2	2339
Al2O3	908
Fe2O3	256
P2O5	128

13-30	A			B		
	DS	C	DI	DS	C	DI
CaO	795,4760	1705,0410	548,6670	753,1752	1777,6596	462,1848
SiO2	324,2100	1022,1120	948,1198	338,4408	1186,2078	822,0787
Al2O3	97,3640	364,5330	368,6810	99,0024	408,6194	326,1304
Fe2O3	27,8760	119,1450	98,7020	33,0672	132,7187	86,0344
P2O5	19,9980	59,8260	40,9323	30,0792	63,8812	36,5146
				Total A	Total B	
				3049,1840	2993,0196	
				2294,4418	2346,7273	
				830,5780	833,7522	
				245,7230	251,8203	
				120,7563	130,4750	

	A			B			
13-40	DS	C	DI	DS	C	DI	Total A
CaO	946,1324	1500,1780	566,7697	859,7246	1642,1454	496,1064	3013,0801
SiO2	452,7302	968,6760	941,4983	439,3463	1088,9802	802,2576	2362,9045
Al2O3	139,3016	309,2870	366,5442	136,3325	390,3795	308,6772	815,1328
Fe2O3	42,4514	109,2935	99,0897	43,6264	125,0235	85,8840	250,8346
P2O5	25,4200	49,4315	41,2143	23,2358	57,1536	35,1114	116,0658

	A			B			
40-30	DS	C	DI	DS	C	DI	Total A
CaO	1510,1404	737,7284	756,5760	1510,8011	831,0060	605,9956	3004,4448
SiO2	771,2248	538,6208	997,5216	726,2911	674,3180	974,1410	2307,3672
Al2O3	252,5992	195,0344	361,9296	248,5658	254,0584	372,7549	809,5632
Fe2O3	72,5908	71,8800	111,7824	78,8639	82,5410	103,8674	256,2532
P2O5	47,8344	26,8352	46,6896	40,8771	31,8972	44,2512	121,3592

	A			B			
40-40	DS	C	DI	DS	C	DI	Total A
CaO	1619,5670	841,0692	758,4993	1415,2678	809,1018	610,7845	3219,1355
SiO2	592,4355	665,3192	943,3463	878,5710	669,5442	972,0243	2201,1010
Al2O3	190,9905	242,1132	351,2093	249,2400	247,5486	376,0094	784,3130
Fe2O3	69,7460	77,0488	100,8826	82,6646	84,4545	103,6949	247,6774
P2O5	38,5225	33,4628	49,8147	50,2634	33,5049	50,1551	121,8000

Masa Promedio	13-30	13-40	40-30	40-40
CaO	3021,1018	3005,5283	2976,1238	3027,1448
SiO2	2320,5846	2346,7443	2341,0587	2360,6203
Al2O3	832,1651	825,2610	842,4712	828,5555
Fe2O3	248,7717	252,6843	260,7628	259,2457
P2O5	125,6157	115,7833	119,1924	127,8617

Alimentación-Respuesta	13-30	13-40	40-30	40-40
CaO	41,8982	57,4717	86,8762	35,8552
SiO2	18,4155	-7,7443	-2,0586	-21,6202
Al2O3	75,8349	82,7390	65,5288	79,4445
Fe2O3	7,2284	3,3157	-4,7627	-3,2457
P2O5	2,3844	12,2167	8,8077	0,1383
Total	145,7613	147,9989	154,3914	90,5721

	13-40			7,7443	Corregido
CaO	3005,5283	3005,5283	0,7157	5,5428	3011,0711
SiO2	2346,7443	0	0,0000	-7,7443	2339,0000
Al2O3	825,2610	825,2610	0,1965	1,5220	826,7830
Fe2O3	252,6843	252,6843	0,0602	0,4660	253,1503
P2O5	115,7833	115,7833	0,0276	0,2135	115,9968
	6546,0011	4199,2568			

	40-30			6,8214	Corregido
CaO	2976,1238	2976,1238	0,7558	5,1555	2981,2793
SiO2	2341,0587	0	0,0000	-2,0586	2339,0000
Al2O3	842,4712	842,4712	0,2139	1,4594	843,9306
Fe2O3	260,7628	0	0,0000	-4,7627	256,0000
P2O5	119,1924	119,1924	0,0303	0,2065	119,3988
	6539,6087	3937,7873			

	40-40			24,86595	Corregido
CaO	3027,1448	3027,1448	0,7599	18,8959	3046,0407
SiO2	2360,6203	0	0,0000	-21,6202	2339,0000
Al2O3	828,5555	828,5555	0,2080	5,1720	833,7275
Fe2O3	259,2457	0	0,0000	-3,2457	256,0000
P2O5	127,8617	127,8617	0,0321	0,7981	128,6598
	6603,4280	3983,5620			

Anexo IV. ANÁLISIS DE VARIANZA DE LOS ENSAYOS EXPLORATORIOS

C	=	Término de corrección.
SST	=	Suma de cuadrados total.
SS(Tr)	=	Suma de cuadrados de los tratamientos.
SSR	=	Suma de cuadrados de las repeticiones.
SSE	=	Suma de cuadrado del error.
SSA	=	Suma de cuadrados del efecto A.
SSB	=	Suma de cuadrados del efecto B.
SSAB	=	Suma de cuadrados del efecto de interacción de A y B.
F	=	Razón estadística (Distribución F) con v_1 , v_2 grados de libertad y con 95% de s
X	=	Hay efecto Significativo.
O	=	No hay efecto significativo.

EFFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE HUMEDAD DEL PRODUCTO EN LA DS

FACTOR A	FACTOR B			
RPM	%SOL	REP 1	REP 2	TOTAL
13	30	5,83	6,52	12,35
13	40	8,82	8,42	17,24
40	30	9,96	9,95	19,90
40	40	9,43	10,76	20,19
Total		34,04	35,65	69,69

C =	607,0173			30	40	
SST =	20,9937	13	12,351	17,244	29,595	
SS(Tr) =	19,7767	40	19,902	20,189	40,091	
SSR =	0,3264		32,253	37,433	69,686	
SSE =	0,8905					
		SSA =	13,770752			
		SSB =	3,35405			
		SSAB =	2,6519045			

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,326	0,326	1,10	10,1	O
RPM	1	13,771	13,771	46,39	10,1	X
%S	1	3,354	3,354	11,30	10,1	X
Interacción	1	2,652	2,652	8,93	10,1	O
Error	3	0,891	0,297			
Total	7	20,994				

EFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE SÓLIDOS EN LA DI

FACTOR A	FACTOR B			
RPM	%SOL	REP 1	REP 2	TOTAL
13	30	5,00	4,50	9,50
13	40	12,00	10,00	22,00
40	30	10,00	12,00	22,00
40	40	15,00	15,75	30,75
Total		42,00	42,25	84,25

C =	887,2578		30	40	
SST =	119,0547	13	9,5	22	31,5
SS(Tr) =	114,64844	40	22	30,75	52,75
SSR =	0,0078		31,5	52,75	84,25
SSE =	4,3984				
		SSA =	56,4453125		
		SSB =	56,4453125		
		SSAB =	1,7578125		

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,008	0,008	0,01	10,1	O
RPM	1	56,445	56,445	38,50	10,1	X
%S	1	56,445	56,445	38,50	10,1	X
Interacción	1	1,758	1,758	1,20	10,1	O
Error	3	4,398	1,466			
Total	7	119,055				

EFECTO SOBRE LA PRODUCTIVIDAD EN LA DS

FACTOR A	FACTOR B			
RPM	%SOL	REP 1	REP 2	TOTAL
13	30	0,44	0,49	0,94
13	40	0,74	0,86	1,61
40	30	1,32	1,70	3,02
40	40	1,79	1,90	3,69
Total		4,30	4,96	9,26

C =	10,7111		30	40	
SST =	2,4850	13	0,9362	1,6062	2,5424
SS(Tr) =	2,3997	40	3,0228	3,6916	6,7144
SSR =	0,0543		3,9591	5,2977	9,2568
SSE =	0,0310				
		SSA =	2,1757		
		SSB =	0,2240		
		SSAB =	0,0000		

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,054	0,054	5,25	10,1	O
RPM	1	2,176	2,176	210,50	10,1	X
%S	1	0,224	0,224	21,67	10,1	X
Interacción	1	0,000	0,000	0,00	10,1	O
Error	3	0,031	0,010			
Total	7	2,485				

EFFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE CaO EN LA DS

FACTOR A	FACTOR B			
RPM	%SOL	REP 1	REP 2	TOTAL
13	30	39,38	37,81	77,19
13	40	37,22	36,26	73,48
40	30	35,99	36,59	72,58
40	40	39,94	34,07	74,01
Total		152,53	144,73	297,26

C =	11045,4385		30	40	
SST =	25,1348	13	77,1900	73,4800	150,6700
SS(Tr) =	6,0331	40	72,5800	74,0100	146,5900
SSR =	7,6050		149,7700	147,4900	297,2600
SSE =	11,4967				
		SSA =	2,0808		
		SSB =	0,6498		
		SSAB =	3,3025		

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	7,605	7,605	1,984	10,1	O
RPM	1	2,081	2,081	0,543	10,1	O
%S	1	0,650	0,650	0,170	10,1	O
Interacción	1	3,302	3,302	0,862	10,1	O
Error	3	11,497	3,832			
Total	7	25,135				

EFFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE SiO₂ EN LA DS

FACTOR A	FACTOR B			
RPM	%SOL	REP 1	REP 2	TOTAL
13	30	16,05	16,99	33,04
13	40	17,81	18,53	36,34
40	30	18,38	17,59	35,97
40	40	14,61	21,15	35,76
Total		66,85	74,26	141,11

C =	2489,0040		30	40	
SST =	25,8227	13	33,0400	36,3400	69,3800
SS(Tr) =	3,4238	40	35,9700	35,7600	71,7300
SSR =	6,8635		69,0100	72,1000	141,1100
SSE =	15,5353				
		SSA =	0,6903		
		SSB =	1,1935		
		SSAB =	1,5400		

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	6,864	6,864	1,33	10,1	O
RPM	1	0,690	0,690	0,13	10,1	O
%S	1	1,194	1,194	0,23	10,1	O
Interacción	1	1,540	1,540	0,30	10,1	O
Error	3	15,535	5,178			
Total	7	25,823				

EFFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE Al_2O_3 EN LA DS

FACTOR A	FACTOR B			
RPM	%SOL	REP 1	REP 2	TOTAL
13	30	4,82	4,97	9,79
13	40	5,48	5,75	11,23
40	30	6,02	6,02	12,04
40	40	4,71	6,00	10,71
Total		21,03	22,74	43,77

C =	239,4766		30	40	
SST =	2,2145	13	9,7900	11,2300	21,0200
SS(Tr) =	1,3347	40	12,0400	10,7100	22,7500
SSR =	0,3655		21,8300	21,9400	43,7700
SSE =	0,5142				
		SSA =	0,3741		
		SSB =	0,0015		
		SSAB =	0,9591		

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,366	0,366	0,095	10,1	O
RPM	1	0,374	0,374	0,098	10,1	O
%S	1	0,002	0,002	0,000	10,1	O
Interacción	1	0,959	0,959	0,250	10,1	O
Error	3	0,514	0,171			
Total	7	2,214				

EFFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE Fe₂O₃ EN LA DS

FACTOR A	FACTOR B			
RPM	%SOL	REP 1	REP 2	TOTAL
13	30	1,38	1,66	3,04
13	40	1,67	1,84	3,51
40	30	1,73	1,91	3,64
40	40	1,67	1,84	3,51
Total		6,45	7,25	13,70

C =	23,4613		30	40	
SST =	0,1888	13	3,0400	3,5100	6,5500
SS(Tr) =	0,10445	40	3,6400	3,5100	7,1500
SSR =	0,0800		6,6800	7,0200	13,7000
SSE =	0,0043				
		SSA =	0,0450		
		SSB =	0,0145		
		SSAB =	0,0450		

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,080	0,080	0,015	10,1	O
RPM	1	0,045	0,045	0,009	10,1	O
%S	1	0,014	0,014	0,003	10,1	O
Interacción	1	0,045	0,045	0,009	10,1	O
Error	3	0,004	0,001			
Total	7	0,189				

EFFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE P₂O₅ EN LA DS

FACTOR A	FACTOR B	REP 1	REP 2	TOTAL
RPM	%SOL			
13	30	0,99	1,51	2,50
13	40	1,00	0,98	1,98
40	30	1,14	0,99	2,13
40	40	0,95	1,21	2,16
Total		4,08	4,69	8,77

C =	9,6141			30	40	
SST =	0,2528	13	2,5000	1,9800		4,4800
SS(Tr) =	0,0723	40	2,1300	2,1600		4,2900
SSR =	0,0465		4,6300	4,1400		8,7700
SSE =	0,1339					
			SSA =	0,0045		
			SSB =	0,0300		
			SSAB =	0,0378		

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,047	0,047	0,012	10,1	O
RPM	1	0,005	0,005	0,001	10,1	O
%S	1	0,030	0,030	0,008	10,1	O
Interacción	1	0,038	0,038	0,010	10,1	O
Error	3	0,134	0,045			
Total	7	0,253				

Anexo V. BALANCE DE MASAS PARA LOS ENSAYOS DEFINITIVOS

Todas las masas se encuentran en gramos.

DS= Descarga Superior C= Cama DI= Descarga Inferior.
13 = 13 RPM.

Los ensayos 13 y 40 son idénticos a los ensayos 13-30 y 40-30 de los ensayos exploratorios.

Base 10 kg	Promedio	Mínimo	Máximo	Alimentación 13 y 40	Alimentación 19 y 28
CaO	2788	2689	2887	3063,00	2897,00
SiO2	2568	2477	2660	2339,00	2516,00
Al2O3	975	914	1035	908,00	1011,00
Fe2O3	288	275	301	256,00	276,00
P2O5	121	116	126	128,00	132,00

	A			B			
19	DS	C	DI	DS	C	DI	Total A
CaO	1038,96	1301,74	556,35	749,81	1539,74	604,42	2897,05
SiO2	468,98	1064,94	919,35	307,98	1066,87	1052,11	2453,27
Al2O3	166,22	412,65	365,43	102,82	416,67	425,83	944,30
Fe2O3	49,26	126,48	99,10	27,94	135,90	112,20	274,84
P2O5	30,94	53,30	40,41	19,59	54,75	46,30	124,66

	A			B			
28	DS	C	DI	DS	C	DI	Total A
CaO	907,69	1350,82	509,28	982,25	1254,40	666,39	2767,78
SiO2	494,06	1078,31	984,55	374,38	936,77	1091,84	2556,92
Al2O3	178,05	425,56	405,82	131,88	364,34	436,39	1009,42
Fe2O3	53,27	131,41	102,00	37,63	119,54	119,19	286,68
P2O5	28,19	54,32	41,85	23,00	49,57	48,91	124,36

Masa Promedio	13	19	28	40
CaO	3021,10	2895,51	2835,41	2976,12
SiO2	2320,58	2440,11	2479,95	2341,06
Al2O3	832,17	944,81	971,02	842,47
Fe2O3	248,77	275,44	281,52	260,76
P2O5	125,62	122,65	122,92	119,19

Alimentación-Respuesta	13	19	28	40
CaO	41,8982	1,488325	61,59115	86,87625
SiO2	18,41545	75,89105	36,05015	-2,05865
Al2O3	75,8349	66,19175	39,9824	65,52885
Fe2O3	7,22835	0,558125	-5,5182	-4,76275
P2O5	2,38435	9,353025	9,0834	8,80765
TOTAL	145,76125	153,482275	141,1889	154,39135

	28			5,5182	Corregido
CaO	2835,4089	2835,4089	0,4424	2,4412	2837,8500
SiO2	2479,9499	2479,9499	0,3869	2,1352	2482,0850
Al2O3	971,0176	971,0176	0,1515	0,8360	971,8536
Fe2O3	281,5182	0	0,0000	-5,5182	276,0000
P2O5	122,9166	122,9166	0,0192	0,1058	123,0224
	6690,8111	6409,2929			

	40			6,8214	Corregido
CaO	2976,1238	2976,1238	0,7558	5,1555	2981,2793
SiO2	2341,0587	0	0,0000	-2,0587	2339,0000
Al2O3	842,4712	842,4712	0,2139	1,4594	843,9306
Fe2O3	260,7628	0	0,0000	-4,7627	256,0000
P2O5	119,1924	119,1924	0,0303	0,2065	119,3988
	6539,6087	3937,7873			

Anexo VI. ANÁLISIS DE VARIANZA DE LOS ENSAYOS DEFINITIVOS

Se continúa el uso de la nomenclatura del análisis de varianza de los ensayos exploratorios (Anexo IV).

EFFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE HUMEDAD DE LA DS

FACTOR A			
RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	5,83	6,52	12,35
19	7,10	7,31	14,41
28	8,98	7,85	16,83
40	9,96	9,95	19,90
Total	31,86	31,63	63,49

$$\begin{aligned}C &= 503,8249 \\SST &= 16,7454 \\SS(Tr) &= 15,8483 \\SSR &= 0,0066 \\SSE &= 0,8905\end{aligned}$$

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,007	0,007	0,02	10,1	O
RPM	3	15,848	5,283	17,80	9,28	X
Error	3	0,891	0,297			
Total	7	16,745				

EFECTO SOBRE EL PORCENTAJE DE SÓLIDOS EN LA DI

FACTOR A

RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	5,00	4,50	9,50
19	11,00	8,50	19,50
28	13,00	13,00	26,00
40	10,00	12,00	22,00
Total	39,00	38,00	77,00

$$\begin{aligned}
 C &= 741,1250 \\
 SST &= 79,3750 \\
 SS(Tr) &= 74,1250 \\
 SSR &= 0,1250 \\
 SSE &= 5,1250
 \end{aligned}$$

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,125	0,125	0,07	10,1	O
RPM	3	74,125	24,708	14,46	9,28	X
Error	3	5,125	1,708			
Total	7	79,375				

EFECTO SOBRE LA PRODUCTIVIDAD DE LA DS

FACTOR A

RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	442,34	493,88	936,22
19	853,85	664,38	1518,23
28	957,78	877,19	1834,97
40	1323,66	1699,18	3022,84
Total	3577,62	3734,64	7312,26

$$C = 6683636,92$$

$$SST = 1252486,31$$

$$SS(Tr) = 1159455,93$$

$$SSR = 3081,88$$

$$SSE = 89948,51$$

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	3081,877	3081,877	0,10	10,1	O
RPM	3	1159455,926	386485,309	12,89	9,28	X
Error	3	89948,511	29982,837			
Total	7	1252486,314				

EFECTO SOBRE EL CaO PRESENTE EN LA DS

FACTOR A

RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	39,38	37,81	77,19
19	37,44	38,65	76,09
28	35,10	39,29	74,39
40	35,99	36,59	72,58
Total	147,91	152,34	300,25

$$\begin{aligned}
 C &= 11268,7578 \\
 SST &= 17,0211 \\
 SS(Tr) &= 6,0985 \\
 SSR &= 2,4531 \\
 SSE &= 8,4694
 \end{aligned}$$

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	2,453	2,453	0,87	10,1	O
RPM	3	6,099	2,033	0,72	9,28	O
Error	3	8,469	2,823			
Total	7	17,021				

EFECTO SOBRE EL SiO₂ PRESENTE EN LA DS

FACTOR A

RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	16,05	16,99	33,04
19	16,90	15,88	32,78
28	19,11	14,98	34,08
40	18,38	17,59	35,97
Total	70,44	65,43	135,87

$$\begin{aligned}
 C &= 2307,4123 \\
 SST &= 12,9601 \\
 SS(Tr) &= 3,1525 \\
 SSR &= 3,1313 \\
 SSE &= 6,6764
 \end{aligned}$$

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	3,131	3,131	1,41	10,1	O
RPM	3	3,152	1,051	0,47	9,28	O
Error	3	6,676	2,225			
Total	7	12,960				

EFECTO SOBRE EL Al_2O_3 PRESENTE EN LA DS

FACTOR A

RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	4,82	4,97	9,79
19	5,99	5,30	11,29
28	6,89	5,28	12,16
40	6,02	6,02	12,04
Total	23,72	21,57	45,28

$$\begin{aligned}
 C &= 256,2848 \\
 SST &= 3,3283 \\
 SS(\text{Tr}) &= 1,7829 \\
 SSR &= 0,5778 \\
 SSE &= 0,9675
 \end{aligned}$$

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,578	0,578	1,79	10,1	O
RPM	3	1,783	0,594	1,84	9,28	O
Error	3	0,968	0,323			
Total	7	3,328				

EFFECTO SOBRE EL Fe₂O₃ PRESENTE EN LA DS

FACTOR A RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	1,38	1,66	3,04
19	1,78	1,44	3,22
28	2,06	1,51	3,57
40	1,73	1,91	3,64
Total	6,95	6,52	13,46

C = 22,6465
 SST = 0,3874
 SS(Tr) = 0,1219
 SSR = 0,0231
 SSE = 0,2424

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,023	0,023	0,29	10,1	O
RPM	3	0,122	0,041	0,50	9,28	O
Error	3	0,242	0,081			
Total	7	0,387				

EFECTO SOBRE EL P_2O_5 PRESENTE EN LA DS

FACTOR A			
RPM	REP 1	REP 2	TOTAL
13	0,99	1,51	2,50
19	1,12	1,01	2,13
28	1,09	0,92	2,01
40	1,14	0,99	2,13
Total	4,34	4,43	8,77

$$\begin{aligned}
 C &= 9,6032 \\
 SST &= 0,2346 \\
 SS(Tr) &= 0,0682 \\
 SSR &= 0,0011 \\
 SSE &= 0,1653
 \end{aligned}$$

Fuente de Variación	Grados de Libertad	Suma de Cuadrados	Cuadrado Medio	F Calculado	F Teórico	95% Signif. Alfa ,05
Repetición	1	0,001	0,001	0,02	10,1	O
RPM	3	0,068	0,023	0,41	9,28	O
Error	3	0,165	0,055			
Total	7	0,235				

Anexo VII. PROCEDIMIENTO PARA EL ANÁLISIS QUÍMICO POR VÍA HÚMEDA DEL PORCENTAJE DE CaO

Metodología:

Se pesa 1 gr de muestra finamente molida (100% pasante de la malla #100).

Se coloca la muestra en un frasco Erlenmeyer y se le adicionan 75 cm³ de agua destilada.

Se le agregan 25 cm³ de HCL con una concentración de 1 Normal.

Se deja ebulir durante 3min.

Se retira de la estufa y se le agregan 3 gotas de fenolftaleina.

Se titula con NaOH con una concentración de 0,5 Normal.

Cálculos:

$$\text{mlts NaOH} * K_{\text{base}} = X$$

$$K_{\text{ácido}} - X = \% \text{CaCO}_3$$

$$\% \text{CaO} = \% \text{CaCO}_3 * 0,56$$

Anexo VIII. PROCEDIMIENTO PARA EL ANÁLISIS QUÍMICO POR REFRACCIÓN DE Rx

Los análisis químicos se realizaron con el equipo CubiX XRF Spectrometer el cual es un instrumento de bajo poder y longitud de onda dispersiva que puede ser usado para el análisis de los elementos de bajo número atómico desde el carbón hasta elementos pesados como el uranio.

El equipo permite trabajar con dos preparaciones de muestras, una por prensado en la cual la muestra finamente pulverizada es compactada y otra en la cual se elabora un lente o perla con la ayuda de reactivos fundentes. La diferencia entre estas metodologías radica que en el ensayo por presión el equipo debe interpretar la presencia de los óxidos mientras que en la muestra por perlado el equipo detecta directamente la presencia de los mismos por lo que es más preciso. Además de la diferencia en la lectura de la muestra, se tiene que el análisis por prensado es más expedito y económico que el análisis por perla.

Análisis por Prensado:

Se pulveriza la muestra hasta obtener una granulometría 100% pasante de la malla #200.

Se homogeniza y cuartea el material pulverizado para tomar 6,0 gr de muestra.

Se coloca la muestra en la prensa, la cual ejerce una carga de 1,2 ton.

Se limpia de residuos la pastilla y se coloca en el equipo para su lectura.

Se selecciona la curva de calibración de acuerdo al %CaCO₃ que contenga la muestra.

Análisis por Perlado:

Se toma una muestra pulverizada (100% pasante de la malla #100) de 1,800 gr y se coloca en un crisol de platino.

Se le agregan 9,000 gr del fundente Spectromelt A12 (di-litiotetraborato y litiometaborato; 66-34)

Se le agrega 1,000 gr de nitrato de amonio.

Se coloca el crisol en el equipo de perlado, el cual funde la muestra y los reactivos a una temperatura de 1200 a 1300 °C luego la coloca en un plato de platino y enfría la perla hasta temperatura ambiente; obteniéndose un lente de 40 mm de diámetro y 3 mm de espesor.

Se monta la muestra dentro del anillo portador y se coloca en el equipo para su lectura.

Se selecciona la curva de calibración de acuerdo al %CaCO₃ que contenga la muestra.

Se introduce el valor de la Pérdida al Fuego de la muestra en el programa de medición.

Pérdida al Fuego:

Se toma 1,000 gr de muestra pulverizada 100% pasante de la malla #100 y se coloca en un crisol de cerámica.

Se coloca en un horno durante 45 minutos a una temperatura de 900 °C.

Se deja enfriar en un desecador hasta temperatura ambiente.

Se pesa la muestra y se calcula la diferencia de masa en porcentaje.