

**ESTUDIO DEL MEJORAMIENTO DE LA CALIDAD DE LOS
CAOLINES DEL MUNICIPIO DE OIBA (SANTANDER)
USANDO FLOTACION COLUMNAR**

**JOSE MARIO CALA NAVARRO
YEZID ORLANDO GARCÍA PORTILLA**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO-QUIMICAS
ESCUELA DE INGENIERIA METALÚRGICA Y CIENCIA DE
MATERIALES
BUCARAMANGA
2005**

**ESTUDIO DEL MEJORAMIENTO DE LA CALIDAD DE LOS
CAOLINES DEL MUNICIPIO DE OIBA (SANTANDER)
USANDO FLOTACION COLUMNAR**

**JOSE MARIO CALA NAVARRO
YEZID ORLANDO GARCÍA PORTILLA**

**Trabajo de Grado para optar al título de
Ingeniero Metalúrgico**

**Director
Julio Elías Pedraza Rosas
Ingeniero Metalúrgico**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO-QUIMICAS
ESCUELA DE INGENIERIA METALÚRGICA Y CIENCIA DE
MATERIALES
BUCARAMANGA
2005**

A **DIOS** por protegerme cada día y darme todo lo que tengo. GRACIAS DIOS

A mi madre **AMANDA**, por darme su amor, dedicación y por hacer de mí la persona que soy, GRACIAS MAMI

A mi padre **JOSE**, por su responsabilidad, compromiso, y entregar todo su vida de trabajo para mí formación, GRACIAS PAPI

A mi hermano **VICTOR**, por ser mi ejemplo de vida, GRACIAS VICTOR

A mi hermano **CARLOS**, por su paciencia, consejos y cuidar de mí. GRACIAS
CARLOS

A **MARCY** por su cariño y apoyo.

A ellos por ser las personas que más me quieren.....y en las que puedo confiar.

José Mario

Doy gracias a DIOS, porqué fue el que me permitió ser lo que soy y poder llegar a cumplir este objetivo tan importante. Igualmente agradezco a mi familia, porque gracias a su apoyo incondicional culminé esta etapa de mi vida. A mis padres Juan de Dios García Lizcano y Lilia Portilla de García y a mis hermanos Juan Carlos y Francisco Javier, que son mi ejemplo y gracias a la paciencia que me tuvieron, logré el título de Ingeniero Metalúrgico.

Gracias a la Universidad Industrial de Santander por las herramientas académicas y humanas; a las personas que de una u otra manera aportaron un granito de arena en tan importante etapa de mi vida. Espero con la gracia de DIOS ser un profesional que contribuya a mejorar la calidad de vida de los colombianos.

Yezid Orlando

AGRADECIMIENTOS

Nuestros sinceros agradecimientos a:

Profesor Julio Pedraza, director del proyecto por su colaboración y apoyo para la realización del presente trabajo de grado.

A todos los miembros del Grupo de Investigaciones en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente por su colaboración en el desarrollo del proyecto.

Al Ingeniero José Julián Yáñez por sus valiosos aportes y constante asesoría en la realización de este proyecto de grado.

TABLA DE CONTENIDO

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
1. FUNDAMENTO TEORICO	4
1.1 GENERALIDADES SOBRE LOS CAOLÍNES	4
1.1.1 Definición	4
1.1.2 Características	4
1.1.2.1 Estructura molecular de los caolines	5
1.1.3 Aplicaciones industriales	7
1.2 BENEFICIO DE LOS CAOLINES	13
1.2.1 Sedimentación	13
1.2.2 Flotación por espumas	15
1.2.2.1 Flotación de la Caolinita	18
1.2.2.2 Flotación con hidroxamatos de las impurezas titaníferas	18
1.2.2.3 Ultraflotación de las impurezas titaníferas	19
1.2.3 Equipos de flotación	21
1.3 FLOTACIÓN COLUMNAR	22
1.3.1 Zonas de la celda columnar	25
1.3.2 Diseños de columnas de flotación	26
1.3.3 Variables del proceso	31
1.3.4 Ventajas de la flotación en celda columnar	32
1.3.4.1 Control	32
1.3.4.2 Capacidad	32
1.3.4.3 Ahorro de energía	32
1.3.4.4 Espacio	33
1.3.4.5 Mantenimiento	33
1.3.4.6 Metalúrgica	33

2. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL	35
2.1 CONOCIMIENTO GEOLÓGICO DEL YACIMIENTO	37
2.2 MUESTREO DE LA MENA EN ESTUDIO	39
2.3 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL EN ESTUDIO	41
2.3.1 Caracterización geoquímica y mineralógica	42
2.3.2 Caracterización físicoquímica	42
2.4 FORMACIÓN DE COMPÓSITOS	43
2.5 PURIFICACIÓN DEL CAOLÍN EMPLEANDO LA SEDIMENTACIÓN	44
2.5.1 Diseño experimental para las pruebas de sedimentación	44
2.5.2 Procedimiento para las pruebas de sedimentación	44
2.6 PURIFICACIÓN DEL CAOLÍN EMPLEANDO FLOTACIÓN	45
2.6.1 Microflotación en Tubo Hallimond	45
2.6.1.1 Sistema experimental	46
2.6.1.2 Ensayos preliminares y selección de reactivo espumante	47
2.6.1.3 Acondicionamiento del mineral	48
2.6.1.4 Diseño experimental para las pruebas de microflotación en tubo Hallimond	49
2.6.1.5 Procedimiento de operación en el tubo Hallimond	50
2.6.2 Flotación en columna	50
2.6.2.1 Diseño, construcción, montaje y funcionamiento de la celda columnar	50
2.6.2.2 Acondicionamiento del mineral	51
2.6.2.3 Sistema y diseño experimental para la flotación en columna	51
2.6.2.4 Procedimiento de operación de la columna	53
2.7 PROPUESTA DE SISTEMA DE BENEFICIO	54
3. RESULTADOS EXPERIMENTALES Y SUS ANÁLISIS	55

3.1 CONOCIMIENTO GEOLÓGICO DEL YACIMIENTO	55
3.2 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL	59
3.2.1 Análisis geoquímico y mineralógico	59
3.2.2 Caracterización fisicoquímica	63
3.3 PURIFICACIÓN DEL CAOLÍN EMPLEANDO SEDIMENTACIÓN	70
3.4 PURIFICACIÓN DEL CAOLÍN EMPLEANDO FLOTACIÓN	76
3.4.1 Flotación en Tubo Hallimond	76
3.4.1.1 Flotación selectiva utilizando como colector hidroxamatos	77
3.4.1.2 Ultraflotación	79
3.4.1.3 Calidad del caolín obtenido por ultraflotación en tubo Hallimond	85
3.4.2 Flotación en celda columnar	85
3.4.2.1 Diseño y construcción de la columna de flotación	86
3.4.2.2 Montaje y ajuste del funcionamiento de la columna de flotación	88
3.4.2.3 Efecto de las variables operativas en la ultraflotación de impurezas de TiO ₂ en el caolín usando la celda columnar	91
3.4.2.4 Calidad del caolín obtenido por ultraflotación en celda columnar	96
3.5 PROPUESTA DE SISTEMA DE BENEFICIO	97
3.5.1 Etapa de producción minera	97
3.5.2 Etapa de reducción de tamaño	97
3.5.3 Etapa de purificación por sedimentación	99
3.5.4 Etapa de purificación por flotación	100
3.5.5 Etapa de filtración y secado	101
3.5.6 Balance de Masa de la Propuesta de Beneficio	102
4. CONCLUSIONES	103
5. RECOMENDACIONES	105

BIBLIOGRAFÍA	106
ANEXOS	110

LISTA DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1. Propiedades físicas de los caolines	5
Tabla 2. Composición química de un caolín ideal.	8
Tabla 3. Composición química, mineralógica y granulométrica media de caolines (productos comerciales) para diversas aplicaciones industriales.	11
Tabla 4. Componentes típicos del cuerpo (%) para diferentes tipos de cerámica.	12
Tabla 5. Resultados comparativos de mineral plomo-zinc	33
Tabla 6. Resultados comparativos de flotación de mineral de cobre	344
Tabla 7. Procedencia y nomenclatura de las muestras tomadas de los niveles de cada frente de explotación.	40
Tabla 8. Espumantes utilizados para el proceso de flotación.	48
Tabla 9. Variables de flotación y su rango de valores de experimentación.	49
Tabla 10. Variables operativas y rangos de trabajo.	52
Tabla 11. Cálculo de recursos minerales medidos en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68.	56
Tabla 12. Cálculo de recursos minerales indicados en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68.	56
Tabla 13. Cálculo de recursos minerales inferidos en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68.	57
Tabla 14. Composición química de las muestras por niveles del Frente de explotación S11.	59
Tabla 15. Composición química de las muestras por niveles del Frente de explotación S12.	59
Tabla 16. Composición química de las muestras por niveles del Frente de explotación S13.	60
Tabla 17. Composición química del compuesto CS11.	60

Tabla 18. Composición química del compósito CS12.	60
Tabla 19. Composición química del compósito CS13.	61
Tabla 20. Composición química del compósito final (CS14).	61
Tabla 21. Composición mineralógica del compósito CS11.	61
Tabla 22. Composición mineralógica del compósito CS12.	62
Tabla 23. Composición mineralógica del compósito CS13.	62
Tabla 24. Contenido de humedad de las muestras de los niveles de cada frente de explotación.	63
Tabla 25. Acidez de las muestras de los niveles de cada frente de explotación.	64
Tabla 26. Valores de la densidad real de muestras de una mezcla en parte iguales, de los tres compósitos CS11, CS12 y CS13.	666
Tabla 27. Distribución granulométrica de las muestras por niveles para el frente de explotación S11.	67
Tabla 28. Distribución granulométrica de las muestras por niveles para el frente de explotación S12.	68
Tabla 29. Distribución granulométrica de las muestras por niveles para el frente de explotación S13.	68
Tabla 30. Distribución microgranulométrica de la mena para cada compósito.	69
Tabla 31. Distribución microgranulométrica del compósito CS14.	70
Tabla 32. Influencia del % sólidos en la pulpa compósito CS14 (Tiempo de sedimentación 50 min.; pH 6; % Dispersante 0.5).	72
Tabla 33. Influencia del tiempo de sedimentación compósito CS14 (% Dispersante 0,5; pH 10; % Sólidos 30).	73
Tabla 34. Influencia del pH en sedimentación de pulpa del compósito CS14 (% Dispersante 0,5; Tiempo de sedimentación 70min.; % Sólidos 30)	73
Tabla 35. Mejores condiciones obtenidas para sedimentación.	75
Tabla 36. Composición química del caolín purificado por sedimentación.	75
Tabla 37. Distribución granulométrica del caolín purificado después de la sedimentación.	76

Tabla 38. Resultados de los ensayos de flotación en Tubo Hallimond usando AERO 6493.	77
Tabla 39. Resultados de los ensayos de flotación en tubo Hallimond usando AERO 6494.	78
Tabla 40. Condiciones de la Prueba No 1 de ultraflotación.	79
Tabla 41. Influencia de la dosificación de depresante en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.	79
Tabla 42. Condiciones de la Prueba No 2 de ultraflotación	80
Tabla 43. Influencia de la dosificación del colector en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.	81
Tabla 44. Condiciones de la Prueba No 3 de ultraflotación.	82
Tabla 45. Influencia de la cantidad del mineral portador (%CaCO ₃) en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.	82
Tabla 46. Condiciones de la Prueba No 4 de ultraflotación	83
Tabla 47. Influencia del porcentaje de sólidos en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.	84
Tabla 48. Condiciones más apropiadas para la remoción de anatasa (TiO ₂) por flotación en tubo Hallimond.	85
Tabla 49. Control de las variables operativas de la celda columnar.	89
Tabla 50. Condiciones de la prueba No 1 de flotación en celda columnar.	89
Tabla 51. Influencia de la altura de la columna sobre el % de recuperación del mineral portador.	90
Tabla 52. Efecto del tiempo de estabilización de la columna sobre la recuperación del mineral portador.	91
Tabla 53. Condiciones de la prueba No 3 de la flotación en celda columna.	92
Tabla 54. Efecto del caudal de alimentación de la columna sobre la remoción de TiO ₂ del caolín.	92
Tabla 55. Condiciones de la Prueba No 4 de flotación en celda columnar.	94

Tabla 56. Efecto del bias en la operación de la columna sobre la remoción de TiO ₂ del caolín.	94
Tabla 57. Condiciones de las variables operativas de la columna de flotación.	96
Tabla 58. Composición química del compuesto CS14 después de flotación en celda columnar.	96

LISTA DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1. Estructura de las arcillas.	6
Figura 2. Sistema de beneficio estándar del caolín.	14
Figura 3. Representación esquemática del proceso de flotación portadora.	21
Figura 4. Columna de Flotación.	24
Figura 5. Zonas de la columna de flotación.	26
Figura 6. Metodología experimental utilizada.	36
Figura 7. Localización Geográfica de la Vereda Barro Blanco, Municipio de Oiba (Santander).	38
Figura 8. Localización de las perforaciones y los frentes de explotación en el área de la Licencia Minera N° 070-68.	39
Figura 9. Fotografía de un frente de explotación.	41
Figura 10. Esquema del Tubo Hallimond.	46
Figura 11. Montaje del sistema de flotación en tubo Hallimond.	47
Figura 12. Montaje del sistema de flotación en columna.	51
Figura 13. Corte geológico del yacimiento de caolines de la vereda Barro Blanco, Licencia Minera N° 070-68.	56
Figura 14. Categorización de recursos minerales para el depósito de caolines de la vereda Barro Blanco en Oiba, Santander.	58
Figura 15. Variación de la viscosidad de pulpas de los compósitos en función de los porcentajes de sólidos.	65
Figura 16. Curvas de Velocidad de sedimentación para el compósito CS14 (0.3 %, 0.5% y 1.0% V/P; ml/g de dispersante silicato de sodio).	66
Figura 17. Distribución microgranulométrica del mineral pasante acumulativo de los compósitos.	69
Figura 18. Curvas de sedimentación C-S14 (1% V/P de silicato de sodio)	71

Figura 19. Influencia de la dosificación del dispersante al variar los porcentajes de sólidos (CS14, Tiempo 100 min).	72
Figura 20. Influencia del % sólidos en la pulpa del compuesto CS14 (Tiempo de sedimentación 50 min.; pH 6; % Dispersante 0.5).	73
Figura 21. Influencia del tiempo de sedimentación del compuesto CS14 (% Dispersante 0,5; pH 10; % Sólidos 30).	74
Figura 22. Influencia del pH en sedimentación de pulpa del compuesto CS14 (% Dispersante 0,5; Tiempo de sedimentación 70min.; % Sólidos 30).	74
Figura 23. Efecto de la dosificación de depresante en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.	80
Figura 24. Efecto de la dosificación del colector en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.	81
Figura 25. Efecto de la cantidad del mineral portador en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.	83
Figura 26. Efecto del porcentaje de sólidos en el acondicionamiento.	84
Figura 27. Fotografía de la columna de flotación	87
Figura 28. Efecto de la altura de la columna de flotación sobre el % de recuperación del mineral portador.	90
Figura 29. Efecto del caudal de alimentación de la columna sobre la remoción de TiO ₂ del caolín.	93
Figura 30. Efecto del caudal de alimentación de la columna sobre el porcentaje de recuperación (no flotados) del caolín.	93
Figura 31. Efecto de la relación bias en la operación de la columna sobre la remoción de TiO ₂ del caolín.	95
Figura 32. Efecto de la relación bias en la operación de la columna, sobre el porcentaje de recuperación (no flotados) del caolín.	95
Figura 33. Diagrama de flujo propuesto para el beneficio de caolines del yacimiento Barro Blanco en Oiba, Santander, Licencia minera N° 070-68	98

LISTA DE ANEXOS

	Pág.
ANEXO A. Metodología de los Ensayos para la Caracterización del Mineral.	110
ANEXO B. Difractogramas de los Compósitos CS11, CS12 Y CS13.	118
ANEXO C. Ficha Técnica de Reactivos Usados	122
ANEXO D. Especificaciones (valores guías) de arcillas caoliníticas recopiladas según la literatura técnica	127

RESUMEN

TITULO: ESTUDIO DEL MEJORAMIENTO DE LA CALIDAD DE LOS CAOLINES DEL MUNICIPIO DE OIBA (SANTANDER) USANDO FLOTACION COLUMNAR.*

AUTORES: José Mario Cala Navarro
Yezid Orlando García Portilla.**

PALABRAS CLAVES:

Caolín, Sedimentación, Flotación Columnar.

DESCRIPCIÓN

Es bien conocido que Colombia posee mineralizaciones de caolín en diferentes lugares, siendo uno de ellos el municipio de Oiba (Santander). Desde hace varios años el caolín de esa región, es extraído y comercializado sin ningún proceso de beneficio que mejoré su calidad; de tal forma, sus aplicaciones son muy limitadas.

Durante el beneficio del caolín se pueden utilizar diversas operaciones y equipos individuales o combinados según la complejidad de la materia prima y las especificaciones de calidad exigidas por la industria.

El objetivo de este trabajo fue el de estudiar la factibilidad de mejorar la calidad de los caolines del yacimiento Barroblanco del municipio de Oiba (Santander), usando flotación columnar, con el fin de obtener un producto con la composición química requerida en diferentes industrias de base tecnológica.

En una primera etapa, se realizó la caracterización del mineral, identificando y cuantificando los principales componentes y contaminantes, como caolinita, illita, moscovita, cuarzo y algunos otros óxidos metálicos; mediante análisis mineralógico y geoquímico.

En la segunda etapa, se aplicaron procesos de purificación empleando la sedimentación libre para separar el cuarzo, seguido de la flotación columnar para remover el óxido de titanio, estudiando el efecto de variables como el tiempo, el pH, y la dosificación de reactivos.

En una tercera etapa y con ayuda de la determinación de las características fisicoquímicas y metalúrgicas se elaboró y se propuso un diagrama de flujo, y luego se seleccionaron los equipos para el montaje de una planta piloto para el beneficio del mineral.

* Trabajo de investigación.

** Facultad de Ingenierías Físico Químicas, Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales, Director Ing. Julio Elías Pedraza Rosas

SUMMARY

TITLE: STUDY OF THE IMPROVEMENT OF THE QUALITY OF THE KAOLINS OF THE MUNICIPALITY OF OIBA (SANTANDER) USING COLUMNAR FLOTATION *

AUTHORS: José Mario Cala Navarro
Yezid Orlando García Portilla.**

KEY WORDS:

Kaolin, sedimentation, columnar flotation.

DESCRIPTION:

It is well known that Colombia has mines of kaolin in different places. One of them is located in Oiba (Santander). In this region, especially in Barroblanco, kaolin has been extracted and commercialized for many years ago without any beneficial process that improves its quality. For this reason, its applications are very limited.

During the kaolin processing it's common to use different operations and equipments individual or combined depending on the complexity of the raw materials and the quality terms required by the industry.

The purpose of this work is the study of the feasibility to improve the quality of kaolin in Barroblanco's field using columnar flotation in order to obtain a product that fulfils the chemical composition required by technological industries.

First of all, the minerals were characterized. In order to identified and quantified the components and contaminants such as caolinita, illita, moscovita, quartz and some other metallic oxides using a mineralogical and geochemical analysis.

After that, processes of purifications were applied using: free sedimentation, in order to separate quartz, followed of the columnar flotation in order to remove titanium oxide. It was also taken into account variables such as time, pH and the dosage of reagents.

Finally, a flow diagram was made and proposed, using the physicochemical and metallurgical characteristics found. Then, the equipment required was chosen to assemble a pilot plant to benefit the mineral.

* Research work.

** Faculty of physics and chemical engineering, Faculty of metallurgical engineering and science of materials, Headmaster engineer Julio Elías Pedraza Rosas

INTRODUCCIÓN

Santander y específicamente el municipio de Oiba dispone de un considerable potencial de caolín, pero a pesar de esto, no tienen ningún conocimiento sobre las reservas reales y las características de sus minas. En general todo el proceso se efectúa empíricamente debido a la carencia de información, acerca de la caracterización del mineral, aspecto indispensable para la formulación de alternativas del mejoramiento de los procesos. A esto se suma las precarias condiciones técnicas, socioeconómicas y de salubridad que enfrenta la población minera, debido a la utilización generalizada de técnicas y equipos artesanales, procesos obsoletos y no optimizados.

A partir de Febrero del año 2004, el Grupo de Investigaciones en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente de la Universidad Industrial de Santander planteó y desarrolló la investigación “Mejoramiento de la calidad de los caolines de Oiba (Santander), para la fabricación de cemento blanco, cerámicos y papel”, que fue favorecida con el apoyo financiero de COLCIENCIAS. El proyecto que llevó el título “**ESTUDIO DEL MEJORAMIENTO DE LA CALIDAD DE LOS CAOLINES DEL MUNICIPIO DE OIBA (SANTANDER) USANDO FLOTACION COLUMNAR**”, hizo parte del macroproyecto, el cual tenía como propósito conocer el tipo de arcilla que hay en la zona de la Licencia Minera N° 070-68 localizada en la vereda Barroblanco de Oiba (Santander); conocimiento relacionado con sus componentes químicos y mineralógicos, su comportamiento en diversas operaciones de beneficio metalúrgico, a fin de hacer una propuesta válida y científicamente fundamentada para mejorar la calidad de este material.

El proceso actual de explotación y producción del caolín, en la vereda Barro blanco del municipio de Oiba (Santander), no es el adecuado para lograr un

producto de la calidad química requerida necesaria para su uso en las industrias de alta exigencia de materias primas, tales como la del cemento blanco, la de los cerámicos y la del papel, entre otras. En esas condiciones el caolín es apto sólo para uso en la fabricación de cementos grises y cerámicas artesanales. Por tanto, es necesario realizar estudios apropiados que permitan llegar a las condiciones de composición químicas adecuadas del mineral para su uso como materia prima en algunas de las industrias antes mencionadas. Con la realización del actual trabajo de grado se pretende dar aportes significativos al proceso de tratamiento al que se somete el caolín extraído en el municipio de Oiba (Santander), lo cual, además de buscar, mejorar la calidad del caolín, indirectamente se mejorará la calidad de vida del personal que depende de ésta actividad económica, trayendo consigo un aporte significativo en el desarrollo económico regional y nacional.

En la factibilidad técnica de preparar el caolín con las características que exigen las industrias que lo utilizan como materia prima se pueden usar diversas operaciones y procesos quimicometalúrgicos individuales o combinados. Para el desarrollo de este proyecto se realizaron pruebas a escala de laboratorio, que permitieron conocer el comportamiento del mineral cuando éste fue sometido a procesos de purificación, empleando la sedimentación y la flotación en celda columnar.

El desarrollo de las columnas de flotación es uno de los mayores éxitos obtenidos en el área del procesamiento de minerales en las últimas décadas. Estas se caracterizan por las posibilidades de aprovechamiento de partículas finas o gruesas debido a la selectividad, sencillo control del proceso, ahorro de energía, ausencia de partes móviles, menor necesidad de espacio y un diseño más simple.

Por lo anterior el objetivo general de este trabajo fue el de estudiar la factibilidad de mejorar la calidad de los caolines del yacimiento Barro Blanco del municipio de Oiba (Santander) usando flotación columnar, con el fin de obtener un producto con

la composición química requerida en diferentes industrias de base tecnológica. Asimismo los objetivos específicos fueron:

- Caracterizar los caolines de los diferentes frentes de explotación del yacimiento Barro Blanco.
- Realizar el diseño, ajuste y puesta en funcionamiento de una columna de flotación a nivel de laboratorio.
- Determinar experimentalmente el valor más apropiado de las variables del proceso de flotación columnar con el fin de obtener un producto de composición química de acuerdo a las exigencias de diferentes industrias.
- Establecer la viabilidad técnica del uso de la flotación columnar para el mineral en estudio.

Con el trabajo realizado y el cumplimiento de los objetivos antes nombrados se clasificó el tipo de caolín existente en la zona en estudio, se comprobó que la sedimentación es eficiente para la eliminación de cuarzo y que el proceso de ultraflotación en celda columnar para la separación de anatasa da elevados porcentajes de recuperación con una remoción del 42 %. Finalmente se da una propuesta de beneficio de acuerdo a las condiciones más favorables obtenidas en este trabajo de investigación.

1. FUNDAMENTO TEÓRICO

1.1 GENERALIDADES SOBRE LOS CAOLINES

1.1.1 Definición. Las rocas denominadas “caolines” son silicatos de aluminio hidratados $\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$. Están constituidas mayoritariamente por uno de los siguientes minerales: caolinita, haloisita, dickita y nacrita. El más común de todos ellos es la caolinita, aunque los restantes forman ocasionalmente depósitos explotables comercialmente. El caolín es una arcilla blanca después de la cocción ⁽²⁹⁾, que tiene numerosos usos y requiere a su vez de varias especificaciones para poder utilizarlo.

1.1.2 Características. El término caolín es de origen chino, derivado de Kao ling, nombre local de las colinas cercanas a la localidad de Jauchu Fu en la provincia de Kiangsi, donde este material blanco se ha explotado durante siglos (se comenzó a usar antes del siglo III a.c.). Por su color y aplicaciones el caolín también ha sido llamado “tierra blanca”, “arcilla blanca” y “tierra de porcelana”.

Los caolines se forman por alteración de silicatos alumínicos, principalmente de feldespatos, en un ambiente cálido y húmedo. Los depósitos suelen contener otros minerales, principalmente en la fracción no arcillosa de grano más grueso, tales como cuarzo, micas, goethita, hematitas, pirita, rutilo, anatasa, ilmenita y trazas de turmalina, zircón y otros minerales pesados, así como otros tipos de minerales de arcilla, tales como illita y esmectita. La mayoría de estos minerales deben eliminarse previamente a su comercialización mediante procesos de lavado y

refinamiento que refuerzan sus principales características comerciales, tales como la blancura y la refractariedad.

Algunas propiedades físicas del caolín se resumen en la Tabla 1 ⁽³⁰⁾.

Tabla 1. Propiedades físicas de los caolines

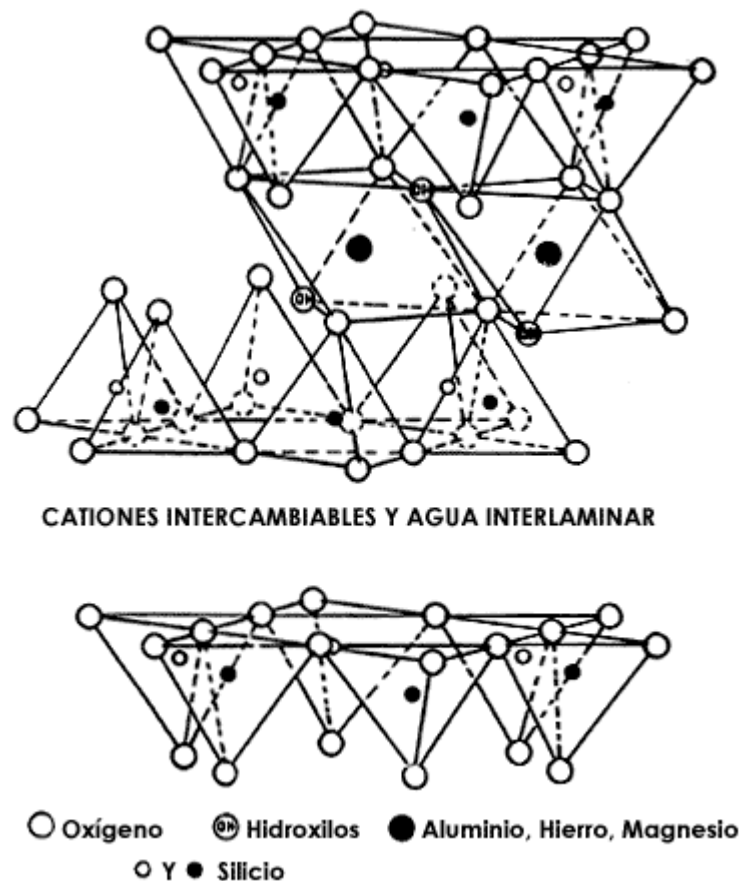
Dureza	1 á 2.5
Peso Específico	2.60 á 2.63
Índice de Refracción	1,561
Punto de Fusión	En estado puro alrededor de 1.850°C, pero que desciende en relación con la proporción de las impurezas contenidas.
Fractura	Concoidal, terrosa.
Color	Blanco, amarillo, verdoso, azulado y otros tonos de coloración, según la clase de impurezas presentes.
Caracteres Ópticos Internos	Transparente a translúcido; opaco.
Raya	Blanca, amarillenta, rojiza, gris.
Disgregación = "Slaking", (del inglés "to slake = disgregarse)	Propiedad física que consiste en la facilidad de disgregarse o dispersarse, convirtiéndose en finas plaquitas de aspecto micáceo, al ser sumergida en agua dulce en trozos de sustancia.
Caracteres Organolépticos:	Untuosa al tacto; se adhiere ligeramente a la lengua y desprende olor a tierra húmeda con el aliento.

Las propiedades químicas de los caolines dependen particularmente tanto de la naturaleza como de la proporción de las impurezas presentes.

1.1.2.1. Estructura molecular de los caolines. Numerosos investigadores han logrado determinar con bastante detalle la estructura molecular de los "minerales de la arcilla", al igual que del resto de los filosilicatos, resultando que en la gran mayoría de los casos, consiste de dos unidades estructurales; una de las cuales se compone de dos delgadas capas laminares de moléculas de oxígeno ú oxhidrilo (OH), estrechamente distribuidas de manera que estén adyacentes la una a la otra, y entre las que los átomos de aluminio, hierro o magnesio, se hallan incrustados en coordinación octaédrica, de tal modo que se encuentran equidistantes de seis oxígenos ú oxhidrilos. La segunda clase de unidades

estructurales está constituida por tetraedros de silicio, en donde en cada tetraedro, un átomo de silicio está equidistante de los cuatro oxígenos u oxhidrilos, que se necesitan para equilibrar la estructura acomodada en la forma de un tetraedro, con un átomo de silicio en el centro. Los grupos de tetraedros de silicio están arreglados para formar una malla reticular que se repite indefinidamente dentro de una capa laminar de composición $\text{Si}_4\text{O}_6 (\text{OH})_4$. Los tetraedros están además acomodados de manera que las puntas de todos ellos se orientan en la misma dirección, encontrándose sus respectivas bases en un mismo plano. Esta estructura se representa en la Figura 1 ⁽³¹⁾.

Figura 1. Estructura de las arcillas.



En lo que respecta particularmente a la estructura de la caolinita, fue sugerida de manera general por primera vez por Pauling, expuesta después con mayor detalle por Grunner y revisada posteriormente por Brindley y otros. En forma esquemática puede decirse que la estructura de la caolinita consiste en una sola lámina tetraédrica y más otra única lámina octaédrica, combinadas ambas de tal forma, que las puntas de los tetraedros están orientadas en una sola dirección y hacia el centro de la nueva unidad común, compuesta por las láminas tetraédricas y octaédricas. En las capas comunes a los grupos octaédricos y tetraédricos, dos tercios de los átomos están compartidos por el silicio y el aluminio, y entonces los oxhidrilos se convierten en oxígenos.

Las estructuras de los minerales del grupo de los caolines consisten en los dos tipos de unidades laminares anteriormente descritos, apilados los unos encima de los otros siguiendo la dirección del plano en que están orientadas las bases de los tetraedros; las variaciones que diferencian a los miembros del grupo referido, consisten en las distintas posiciones posibles de los átomos de aluminio en las capas o lechos laminares octaédricos. Numerosas conclusiones referentes a las propiedades de las diversas arcillas del grupo de los caolines, se han obtenido como resultado del estudio detallado de sus respectivas estructuras moleculares.

1.1.3 Aplicaciones industriales. El caolín es uno de los minerales industriales más versátiles en sus diversas aplicaciones porque es químicamente inerte en un rango de pH de 4 a 9, tiene una conductividad baja tanto para el calor como para la electricidad, es hidrofílico, se dispersa fácilmente en agua, es de color blanco (cuando es puro), tiene una alta plasticidad y es muy resistente a elevadas temperaturas.

Para que este material pueda ser utilizado industrialmente, la composición química se constituye en la principal y más importante característica de cualquier arcilla

caolinífrica. En la Tabla 2 ⁽¹⁸⁾ se presenta la composición química de un caolín ideal.

Tabla 2. Composición química de un caolín ideal.

	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%TiO ₂	%LOI
Caolín Ideal	46.5	----	39.5	----	----	----	----	14

El caolín es un mineral muy importante desde el punto de vista industrial. Ha sido utilizado desde la antigüedad para numerosos usos. En el siglo XVI adquirió gran fama, entre la nobleza, la porcelana fabricada a base de pastas cerámicas ricas en caolín. Un buen caolín puede contener 33-38% de alúmina reportada como (Al₂O₃); 45-55% de sílice reportada como (SiO₂); por debajo del 1% de hierro reportado como (Fe₂O₃); 0.5-1.5% de titanio reportado como (TiO₂); trazas de óxidos de metales alcalinos y de 8-15% de pérdidas por ignición. Los principales usos a los que se destina en la actualidad son ⁽²⁵⁾:

- Material de relleno, extensor y absorbente, en la producción de: papel, productos de cauchos, plásticos, pinturas, barnices, tintas, insecticidas, pegantes, fertilizantes minerales, productos farmacéuticos y cosméticos, detergentes, lápices de colores, productos de asbesto, material de cubrimiento termoplástico y textiles.
- Material de revestimiento en el papel.
- Agente de unión, en la elaboración de: moldes de fundición y comida animal.
- Material cerámico, en: porcelana, cerámicas refractarias, porcelana electrotécnica, monolitos cerámicos (portadores de catálisis en autos), membranas cerámicas (en procesos de filtración industrial) y catalizadores (en procesos de cracking).

- Materia prima para la síntesis de: Al, sulfato de Al, fosfato de Al, zeolitas, componentes químicos, fibra de vidrio, y agente bombeador en la perforación de pozos de perforación.
- Producción de cementos especiales: cemento blanco, cemento refractario y cemento resistente a la acidez.

Como consecuencia de la gran variedad de aplicaciones para los caolines, estos pueden ser clasificados de acuerdo con sus usos y propiedades en ⁽²⁶⁾:

Caolines (china clay): son los materiales arcillosos más blancos, puros y costosos. En general son caolines residuales de ocurrencia limitada, aunque existe un tipo sedimentario considerado como no-plástico. Esta constituido por caolinita y en menor proporción halloisita y dickita. Tiene un peso específico de 2.6 y un punto de fusión de 1785°C.

Arcillas Plásticas o Grasas (ball clays o grass clays): es un tipo de caolín sedimentario de elevada plasticidad, alta calidad y refractario, cuyo color después de cocción es blanco. Mineralógicamente, las arcillas plásticas o ball clays son fundamentalmente caolinítico-illítas. Los colores oscuros de estos caolines son debidos a la presencia de materia orgánica, la cual puede encontrarse hasta en un 16 % (en peso). Estos caolines son utilizados principalmente por la industria de pavimentos y revestimientos cerámicos para la fabricación del soporte o cuerpo, así como en los subsectores de loza y electroporcelana ⁽³⁹⁾. En general son empleados para suministrar cualidades como plasticidad y alto poder de unión.

Arcillas Refractarias (fire clays): incluye a todas las arcillas refractarias excluyendo al caolín y a las arcillas plásticas (ball clays). La mayor parte de este tipo especial de caolín es de origen sedimentario. Existen cuatro grupos de arcillas refractarias: a) arcillas plásticas (plastic clays), compuestas por caolinita pobremente cristalizada y su mayor impureza es la illita; b) arcillas de semi-

pedernal (semi-flint clays), compuestas por caolinita bien cristalizada e impurezas; c) arcillas de pedernal (flint clays), compuestas por caolinita bien cristalizada y libre de impurezas; d) arcillas de pedernal nodular (nodular-flint clays), compuestas por caolinita bien cristalizada que contiene diasporo o boemita. El origen sedimentario de estos caolines es muy común; inclusive las arcillas refractarias de mejor calidad provienen de estratos sedimentarios que infrayacen en capas de carbón (underclays).

Debido a que el ácido de la materia vegetal lixivia el Fe, y los álcalis de los feldespatos son solubilizados, las arcillas refractarias poseen bajos contenidos de óxidos e hidróxidos de Fe, Mg y álcalis; por lo que son capaces de soportar temperaturas superiores a 1500 °C. Están compuestas principalmente por caolinita, aunque normalmente contienen otras rocas, como diásporo (hidróxido de Al), pedernal, sales y arcillas bauxíticas. Su utilidad principal es en la industria del refractario, ya que en la fabricación de pavimentos y revestimientos cerámicos es muy reducida. Generalmente no son arcillas plásticas.

Arcillas de Pedernal (flint clays): son materiales duros y compactos de fractura concoidea. Están compuestas de caolinita relativamente ordenada (bien cristalizada) con bajos contenidos en Fe y en otros materiales fundentes. Son caolines muy abrasivos y están altamente calificadas como materias primas para refractarios. Su riqueza en caolinita es del orden del 90 %, conteniendo además óxidos e hidróxidos de Al, pirita y materia orgánica.

Este tipo de caolines, descritos anteriormente se conoce por su alto contenido de caolinita y su color es blanco después de quemados.

La composición química ideal de los caolines para diferentes usos se presenta en la Tabla 3 ⁽²⁵⁾.

Tabla 3. Composición química, mineralógica y granulométrica media de caolines (productos comerciales) para diversas aplicaciones industriales.

	Caolines cerámicos	Caolines de relleno	Caolín estucado, caolines de recubrimiento
Composición química (%)			
SiO ₂	46 - 51	46 – 48	45,1 – 47,3
Al ₂ O ₃	36 - 38	36,5 – 39	37,1 - 38,4
Fe ₂ O ₃	0,5 - 1,1	0,3 - 1,0	0,3 - 1,9
TiO ₂	0,02 - 1,6	0,1 - 1,5	0,3 - 1,4
CaO	0,05 - 0,5	0,03 - 0,1	0,04 - 0,05
MgO	0,1 - 0,4	0,1 - 0,2	0,1 - 0,25
K ₂ O	0,2 - 2,8	0,2 - 1,5	0,05 - 0,91
Na ₂ O	0,03 - 0,1	0,05 - 0,2	0,1 - 0,25
LOI	11,3 - 13,6	12,4 - 13,7	13,0 – 13,9
Composición mineralógica (%)			
Caolinita	74 - 97	88 – 97	91 - >98
Mica	2 - 20	3 – 9	<0,5
Cuarzo	1 - 6	Trazas – 2	0,1 – 1
Feldespato	Trazas - 1	1 – 10	Trazas – 6
Otros	Trazas - 1	Trazas- 1,5	<2
Granulometría (%):			
>45 µm			<0,05
<2 µm	39 - 68	30 – 78	50 – 98

En la industria cerámica, las arcillas se constituyen en la materia prima esencial para la elaboración de los diferentes tipos de pastas. En la Tabla 4 se muestran los porcentajes en peso de los componentes típicos.

Tabla 4. Componentes típicos del cuerpo (%) para diferentes tipos de cerámica.

Pasta	Base plástica			Fundente		Material de relleno (carga)		
	Ball clay	Caolín	Arcilla de gres	Piedra	Feldespatos	Cuarzo	Huesos calcinados	Chamota
Barro cocido	25	25		15		35		
Gres	30-40		25-35		20-25			20-30
Loza	20-25	20-25			15-25	25-30		
Porcelana		40-50			20-30	15-25		
Porcelana de huesos		20-25		25-30			45-50	

Joel Bender y Jonathan P. Hellerstein Vidrio, cerámica y materiales afines. Capítulo 84 p. 13.

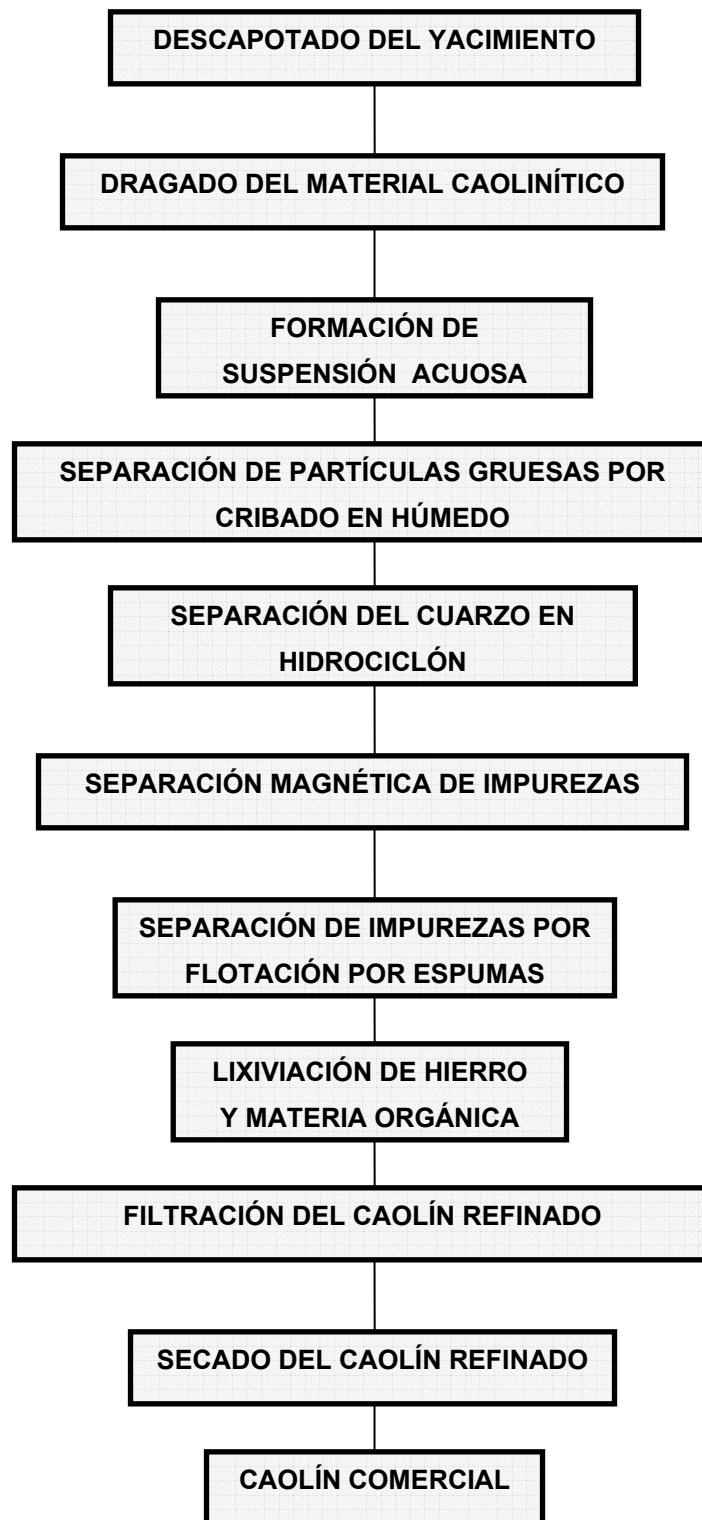
1.2 BENEFICIO DE LOS CAOLINES

El rendimiento de las rocas caoliníticas varía generalmente entre el 10 y el 20%. Casi siempre el beneficio implica la formación de suspensiones acuosas que se refinan por procesos de elutriación o clasificación granulométrica en hidroseparadores (tanques de sedimentación, centrifugas o hidrociclones, o bien combinando estos equipos). Durante el refinado las propiedades tales como el color y las de flujo o reológicas pueden ser mejoradas mediante operaciones tales como el tratamiento químico, la separación magnética de alta intensidad, la flotación por espumas, la floculación selectiva, la deslaminación y la calcinación. El sistema de beneficio estándar, es el que se ilustra en la Figura 2.

1.2.1 Sedimentación. Es una operación que consiste en separar de una suspensión el líquido claro, que sobrenada la superficie, y un lodo con una concentración elevada de materia sólida ⁽¹⁴⁾. Este proceso se basa en los equilibrios que se establezcan entre las fuerzas de gravedad que actúan sobre las partículas y la resistencia que ofrecen las superficies desiguales de los sedimentos al movimiento. Lo anterior muchas veces se refuerza por la inercia de los sólidos en suspensión.

Este proceso metalúrgico puede ser continuo o discontinuo. En la discontinuidad, la suspensión se deja en reposo durante un periodo de tiempo suficiente para que las partículas sedimenten, al finalizar dicho periodo se recoge la solución clarificada y el lodo sedimentado. En la operación continua, la alimentación se introduce en un sedimentador, la solución suspendida y el lodo sedimentado se recogen en forma continua ⁽¹⁴⁾.

Figura 2. Sistema de beneficio estándar del caolín



El proceso de sedimentación en el beneficio de los caolines es requerido principalmente para la eliminación de cuarzo, con el fin de incrementar el porcentaje de alúmina. Esto puede llevarse a cabo gracias al uso adecuado de agentes dispersantes.

1.2.2 Flotación por espumas. Es un proceso universal que tiene múltiples facetas, aplicaciones y posibilidades, y cuyo objetivo es la separación de materiales de distinto origen desde pulpas acuosas por medio de burbujas de gas y con base en sus propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas.

Fundamentalmente el proceso de flotación contempla un contacto íntimo entre tres fases de las cuales la líquida (H_2O) y la gaseosa (aire) son casi siempre invariables, mientras que la sólida (materias orgánicas e inorgánicas) es aquella que generalmente varía y desde el punto de vista de la mineralogía estaría formada por los minerales en toda su gama de variedades ⁽³²⁾.

En este proceso el tratamiento químico juega un papel muy importante, pues mediante éste se crean las condiciones favorables para la adherencia de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire. Estas burbujas de aire llevan consigo los minerales seleccionados a la superficie de la pulpa y forman una espuma estabilizada que es recogida mientras los otros minerales permanecen sumergidas en ella. Casi en todos los casos para que un mineral pueda flotarse es necesario llevarlo a un tamaño lo suficientemente fino, de modo que las burbujas de aire sean capaces de atraparlos y llevarlos hasta la superficie de la pulpa.

Teóricamente puede aplicarse a cualquier mezcla de partículas que se hallen esencialmente libres unas de las otras y que sean lo suficientemente pequeñas para ser elevadas por las burbujas de gas. Sin embargo, existe un límite de tamaño pues minerales extremadamente finos no pueden ser flotados mediante

este método, teniendo que recurrir a una flotación más sofisticada denominada ultraflotación.

La concentración por flotación puede considerarse en términos de dos grupos de variables. Inicialmente, las condiciones químicas, que consisten en hacer hidrofóbicas las superficies de ciertas especies minerales, mientras que a las superficies de otras especies se les hace hidrófilicas ⁽¹⁴⁾, seguido por las condiciones físico mecánicas, que determinan las características de la máquina de flotación.

En general tanto el proceso de flotación como el de ultraflotación están compuestos por las siguientes etapas:

- Reducción de tamaño de mineral, lo suficientemente fino, para separar los minerales valiosos uno de otro, así como de los minerales de ganga adherente.
- Preparación de las condiciones favorables para la adherencia de los minerales deseados a las burbujas de aire.
- Creación de una corriente ascendente de burbuja de aire en la pulpa de mineral.
- Formación de una espuma cargada de mineral en la superficie de la pulpa.
- Extracción de la espuma cargada de mineral.

Aunque teóricamente la reducción de tamaño no forma parte de la flotación, tiene una importante influencia sobre el proceso, ya que ésta es la encargada de liberar el mineral valioso de la ganga.

La creación de la corriente ascendente de burbujas de aire se logra con una máquina de flotación, que produce las burbujas ya sea mediante agitación mecánica de la pulpa de mineral o introduciendo aire directamente bajo presión.

Para obtener una adherencia de las partículas de mineral a las burbujas de aire, se debe formar una película de superficie hidrofóbica sobre las partículas a flotar y una película de superficie hidrofílica o humectable sobre todas las demás.

Puesto que la mayoría de los minerales son hidrofílicos por naturaleza, para lograr una separación por flotación, las superficies de los minerales deben poseer ciertas características que son obtenidas por la adición de ciertos reactivos. Los reactivos colectores son aquellos que siendo adsorbidos por la superficie de las partículas en forma de capas muy finas aumentan la flotabilidad (ángulo de contacto) de las mismas; los reactivos depresantes se usan para modificar la superficie de algunos de los materiales de modo que se dificulte la adsorción del colector o promotor sobre la superficie de las partículas del mismo, estos reactivos ayudan a dar selectividad (agudeza de la separación) a la flotación pues retienen a los materiales no deseados; los reactivos activadores se usan para hacer tratable la superficie de los minerales con el revestimiento de colector o promotor, y en general se adsorben con reacción química; los reactivos modificadores de pH regulan la facilidad de formación de las películas e influyen en la carga superficial de los minerales; los reactivos espumantes son necesarios para promover la formación de las burbujas y para evitar la unión de las burbujas de aire cuando llegan a la superficie del agua (lo que implicaría la destrucción de la espuma) manteniendo una espuma persistente que luego permite la separación del mineral flotado, deben ser sustancias poco solubles y no ionizables que al concentrarse en las interfases aire-agua reduzcan la tensión superficial del agua.

Cabe mencionar que entre los reactivos descritos anteriormente, los colectores son los que definen y determinan el proceso de flotación.

En los últimos años se han buscado métodos generales de flotación para el beneficio del caolín, sin embargo no todos los depósitos de caolín responden de la misma manera. La presencia de trazas de impurezas, la distribución del tamaño de las partículas del caolín, y el grado de liberación de las mismas son los factores claves que gobiernan la selectividad y el rendimiento de los procesos de flotación (21).

En la flotación del caolín se emplean diversos procesos de flotación, a continuación se describen algunos de ellos.

1.2.2.1. Flotación de la Caolinita. La Caolinita es el mineral predominante del caolín (Deribere, 1952). Dentro de las características se encuentra su reducido tamaño de partícula y presencia de carga en su superficie, lo cual le otorga propiedades fisicoquímicas muy particulares tales como: capacidad de formar agregados voluminosos o mantenerse dispersa, retención y liberación de moléculas orgánicas e inorgánicas. En el caso de la flotación de la caolinita se utiliza como colector sales de alquilamonio, debido a la adsorción electrostática de iones individuales, adsorción de complejos iono-moleculares y la coadsorción de iones y moléculas, fenómenos responsables de los mecanismos de flotación.

1.2.2.2. Flotación con hidroxamatos de las impurezas titaníferas. Los hidroxamatos son un tipo de quelatos químicos cuya fórmula química es $(R-C(O)-NH-OM)$, donde R es un grupo alquil, aril o alquil-aril, y M representa un álcali, un metal alcalino o hidrógeno. Estos reactivos se adsorben por quimisorción, y existen indicios de que éste es un mecanismo exitoso para mejorar la flotación de partículas finas debido a dos razones principales: la presencia de interacciones químicas específicas entre el ión o molécula del colector y los sitios catiónicos metálicos sobre la superficie; y en segundo lugar debido a que la concentración

residual de colector en sistemas quimiadsorbentes es baja, lo cual evita el consumo excesivo de colector.

Los colectores de tipo hidroxamato pueden ser utilizados eficientemente a valores de pH por encima de 6, en los cuales se alcanza totalmente la dispersión de la arcilla. Las cantidades de estos reactivos de flotación son mucho menores que las utilizadas en los procesos de flotación convencional con ácidos grasos. Además, los colectores hidroxamato poseen propiedades espumantes, evitando que estos sean necesarios para llevar a cabo la flotación. El colector se suministra como una microemulsión agua-aceite, y el porcentaje de sólidos durante el acondicionamiento puede ser de hasta un 70% en peso, mientras que los sólidos de flotación convencional oscilan entre un 15 y 45%.

La flotación con colectores de tipo hidroxamato consta de dos etapas básicas como son la dispersión de la pulpa y el acondicionamiento con el colector.

Las características que distinguen a los colectores hidroxamato son:

- Relativa insensibilidad al tipo de dispersante utilizado y a los altos porcentajes de sólidos durante el acondicionamiento y la flotación.
- El acondicionamiento del pH generalmente es mantenido entre 8 y 10, dado que a menores valores el proceso no es tan eficiente, y a pHs mayores de 10 se da un exceso de espuma, el cual puede inhibir la separación. En muchos sistemas de flotación que utiliza hidroxamato como colector, y el pH óptimo se ha encontrado entre 9 y 10.

1.2.2.3. Ultraflotación de las impurezas titaníferas. Debido a que las partículas de caolín son extremadamente pequeñas, la eliminación de los contaminantes existentes en éste se hace muy difícil y casi imposible utilizando el método de

flotación convencional por espumas. La ultraflotación es el concepto sobre la separación de minerales que extiende los principios de la flotación a un rango de submicrones. La clave de la ultraflotación es incrementar la superficie disponible para la flotación de partículas finas mediante la adición conveniente de un mineral portador en un rango de tamaño de 325 mallas Tyler ⁽³³⁾. Minerales tales como la calcita, sílice, barita, sulfuros son usados como posibles portadores.

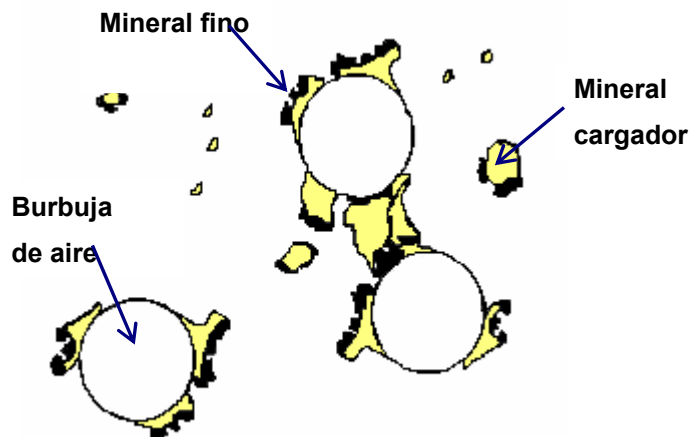
En la flotación convencional las burbujas de aire solas hacen el trabajo, en la ultraflotación las partículas que van a ser flotadas se juntan al portador y posteriormente son rápidamente eliminadas con la espuma.

Así este método de flotación comprende un concepto especial en el arte de la flotación que definitivamente extiende su aplicación a los minerales de tamaño de partículas menores a 10 micrones. Este puede ser aplicado con resultados igualmente buenos para el alimento en el cual el componente valioso es concentrado en el producto espumoso, o en el producto de descarga de la máquina.

Cuando se trata de caolines, los principales contaminantes removidos en el proceso de ultraflotación son los minerales titaníferos, aunque en algunos casos es posible eliminar también minerales de hierro como la hematita ⁽³³⁾.

La ultraflotación fue originalmente desarrollada para mejorar el color de las arcillas caoliníficas utilizando como mineral cargador la calcita y como reactivo colector ácidos grasos. En este proceso, los iones de calcio disueltos actúan como activadores para que el colector se adsorba sobre la superficie del mineral. Al mismo tiempo las burbujas capturan las partículas de cargador que van recubiertas con partículas ultrafinas de anatasa; tal como se puede apreciar en la Figura 3 ⁽¹⁴⁾.

Figura 3. Representación esquemática del proceso de flotación portadora.



De acuerdo con Wang y Somasundaran ⁽⁴²⁾, la adherencia de la anatasa sobre la calcita, es debida a la unión hidrofóbica entre las capas aceitosas adsorbidas en las superficies del mineral. Los mismos autores proporcionaron una explicación del efecto benéfico de la agitación a alta velocidad durante los procesos de acondicionamiento en la ultraflotación, en que los iones de calcio disueltos se adsorben sobre las superficies de la caolinita y de la anatasa, facilitando la adsorción del colector. Por lo tanto, con alta agitación, el recubrimiento de colector no se forma sobre la caolinita, sino que permanece fuertemente sobre la anatasa, dando como resultado la selectividad necesaria para el proceso de flotación.

1.2.3 Equipos de flotación. Las máquinas de flotación tienen por objeto principal airear la pulpa de una forma completa, y mantener de una manera homogénea los sólidos en la pulpa. Por tal razón se han introducido un gran número de máquinas de flotación que pueden ser clasificados en dos tipos:

- **Máquinas de flotación mecánicas:** Son las más usadas en la flotación de los minerales metálicos. Poseen un impulsor que gira dentro de mamparas. Se introduce aire a través del impulsor para proporcionar buena dispersión y

suficiente mezclado para dar origen a las colisiones entre partícula y burbuja que son el prerequisite esencial para la adherencia de partículas a las burbujas. El diseño del impulsor y de las mamparas de dispersión varía considerablemente de una máquina a otra. En cada máquina se requiere una región de gran turbulencia, pero también una zona de quietud adyacente a la capa de espuma en la cual puedan elevarse las burbujas cargadas de mineral sin separación turbulenta de las partículas que van adheridas a la superficie de la burbuja.

- Máquinas de flotación neumáticas: Estas máquinas utilizan aire comprimido a la vez para la aireación y para la agitación. Tienen la ventaja de presentar una agitación relativamente moderada y de producir una espuma limpia, desprovista suficientemente de partículas de ganga. Además, el tiempo de contacto es menor que en las celdas mecánicas. La celda columnar es una de las más antiguas y más simples celdas de flotación ⁽⁹⁾.

1.3 FLOTACIÓN COLUMNAR

Un avance muy importante en la tecnología de la flotación por espumas ha sido la rápida y emergente aceptación de la flotación columnar durante los años recientes.

Las columnas de flotación se diferencian notablemente de las máquinas de flotación convencionales tanto en el diseño como en la filosofía operativa, lo que motivó en un inicio su lenta aceptación en la industria del procesamiento de minerales; más ahora, estos equipos están siendo empleados en muchas concentradoras del mundo y se están considerando en el tratamiento de una amplia gama de minerales metálicos y no metálicos, teniendo en cuenta los progresos en los criterios de diseño y de parámetros operacionales.

Los canadienses Pierre Boutin, Remi Tremblay y Don Wheeler desarrollaron el concepto en los primeros años de la década del 60 y desde entonces, varias compañías han instalado celdas de flotación columnar en circuitos de limpieza y relimpieza de minerales de litio, plomo, zinc y oro, así como también en el tratamiento del carbón ⁽⁹⁾.

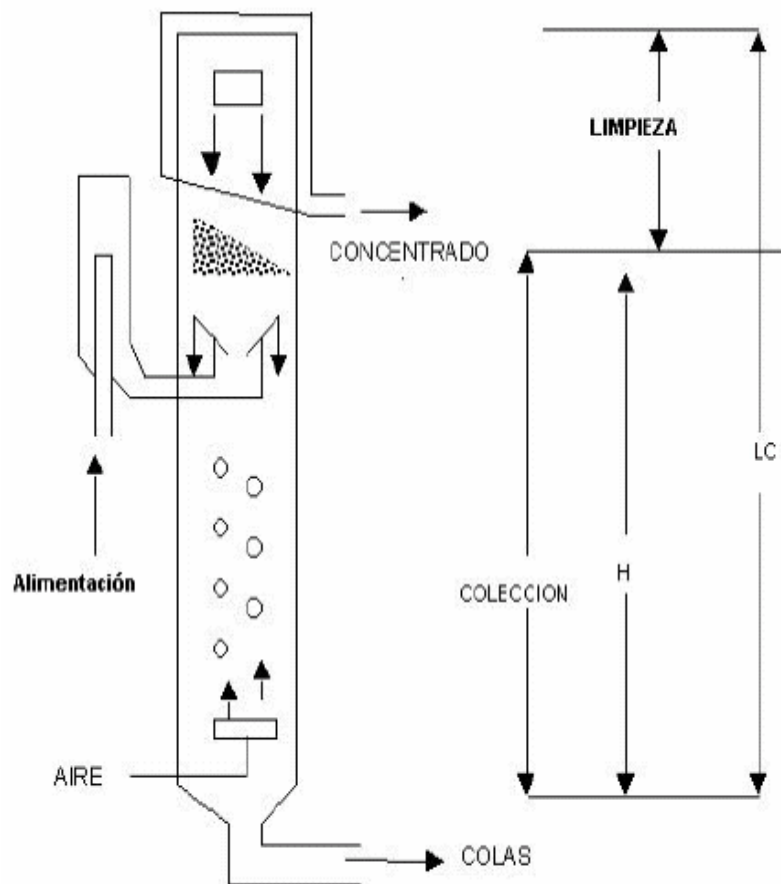
La atmósfera mecánica única que se produce en la celda columnar conduce a extender el proceso de flotación a tamaños de partículas mucho más gruesos y finos que aquellos posibles de aplicar en las celdas mecánicas, aún cuando los resultados industriales más exitosos se han obtenido en la recuperación de partículas finas.

La *flotación en columnas* difiere de la flotación en celdas convencionales, en cuatro aspectos básicos ⁽¹⁴⁾:

- Geometría de la celda (Relación altura- diámetro).
- Presencia de agua de lavado
- Ausencia de agitación mecánica
- Sistemas de generación de burbujas

La columna de flotación, Figura 4, es una celda de sección circular o cuadrada, en la que la pulpa mineral acondicionada es alimentada a 1/3 o 1/4 de distancia desde el tope; el aire es introducido mediante difusores que se encuentran cerca de la base y el agua de lavado ingresa a través de regaderas o atomizadores ubicados en el tope de la columna y/o en el seno de la camada de espuma. Esta celda conserva los mismos principios de fisicoquímica de superficies que se aplican a la flotación en celda convencional, siendo la cinética de flotación mucho más rápida en la columna de flotación.

Figura 4. Columna de Flotación



El aire a presión es introducido mediante generadores internos o externos de burbujas y son los inyectores de aire los que reciben mayor atención en toda instalación antigua o nueva; se puede afirmar que los generadores de burbuja son el corazón de la celda columnar ⁽⁹⁾.

La terminología usada en este equipo es:

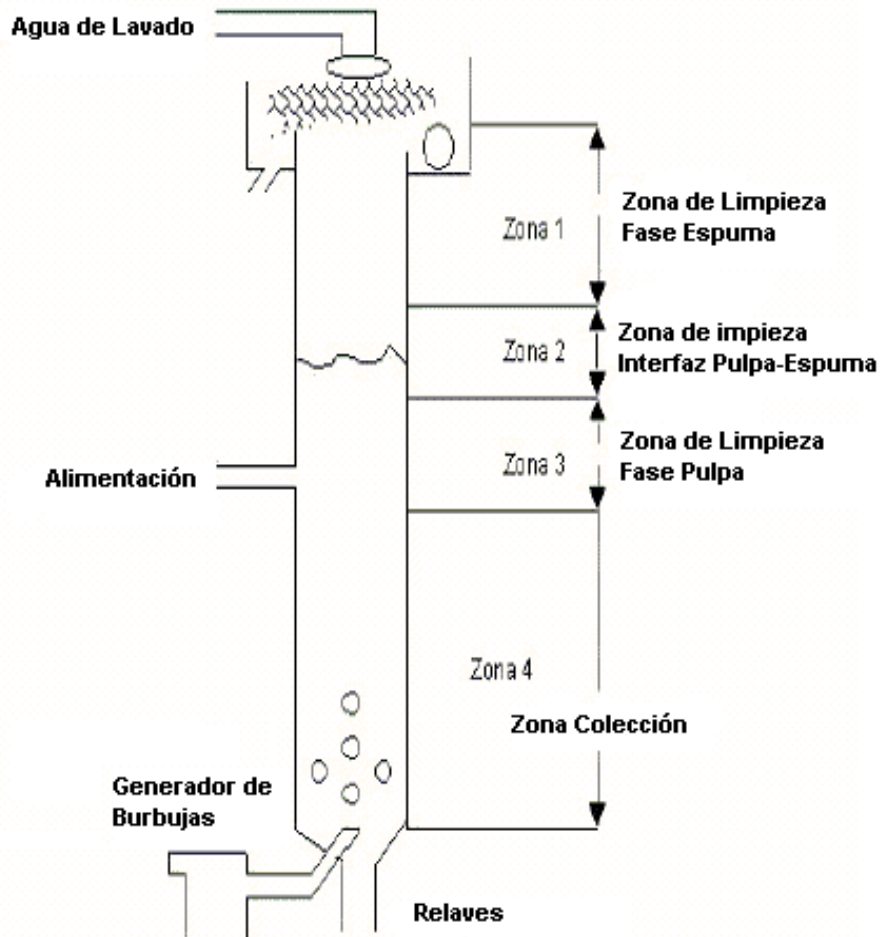
- **Holdup:** Se define como el % de volumen en la columna usada por el aire en cualquier momento. Este es directamente proporcional al caudal de aire e inversamente proporcional al diámetro de la burbuja.

- ***Impending holdup:*** Deficiencia para trasladar el concentrado al labio del overflow de la columna.
- ***Bías:*** Es la relación que hay entre el flujo del relave y el flujo de alimentación; este valor es igual o mayor que la unidad producto de la adición de agua de lavado.
- ***Spargers:*** Son generadores de burbujas en forma tubular con pequeños agujeros a través de los cuales se inyecta aire.
- ***Coalescencia:*** Periodo en el que no puede extenderse el holdup en una columna; en este punto las burbujas colapsan y se crea una caída en la recuperación.

1.3.1 Zonas de la celda columnar. Se distinguen dos regiones básicas en una columna de flotación, las cuales se indican en la Figura 4: región de recuperación o colección y región de limpieza. En la Figura 5 se observan en detalle las diferentes zonas en que se puede dividir una columna.

- Zona de limpieza: fase espuma, región que se extiende hacia arriba desde la interfase pulpa espuma hasta el rebalse de la columna.
- Zona de limpieza: interfase pulpa-espuma, región de longitud arbitraria en la interfase pulpa-espuma; a esta región se le asigna el espacio entre 0.15 m sobre la interfase y 0.15 m por debajo de la interfase.

Figura 5. Zonas de la columna de flotación



- Zona de limpieza: fase pulpa; región que se extiende hacia abajo desde la interfaz pulpa-espuma hasta la tobera de inyección del material de alimentación.
- Zona de colección, región que se extiende hacia abajo desde la tobera de inyección o alimentación hasta los difusores.

1.3.2 Diseños de columnas de flotación. En el transcurso de los últimos años, se han realizado muchos avances en la flotación columnar y existen diversos

diseños en Australia, Canadá, Estados Unidos, Inglaterra, Polonia y Rusia, los cuales conservan en varios aspectos la idea original de la celda columnar. La mayoría de ellos han puesto mayor énfasis en la zona de recuperación ya sea con nuevas formas de generación de burbujas o métodos eficaces de suspensión de partículas. Otros diseños se centran en el mejoramiento de la acción de limpieza de las espumas ⁽⁹⁾.

Un gran número de columnas de flotación operan en un régimen en contracorriente, la alimentación se realiza en la parte superior, y el aire se introduce por la parte inferior, y las colas (partículas hidrofílicas) se evacuan por la parte inferior. También existen columnas que introducen el aire y la pulpa por la parte inferior de la celda, y las colas también se descargan por el mismo lugar; éste tipo de columnas se consideran como de corriente paralela. Actualmente se han desarrollado aparatos que combinan corrientes paralelas y contracorriente de pulpa aire.

En trabajos realizados por F.Dedek ⁽⁹⁾, en una columna a contracorriente de pulpa aire, se demostró que la velocidad de ascensión de las burbujas se reduce, lo que incrementa el tiempo de retención, aumentando el coeficiente de utilización del aire y la capacidad específica de la celda, lo cual conlleva a que en un régimen a contracorriente la propiedad de colisión burbuja – partícula sea mayor. Por tal razón este tipo de flujo es muy utilizado para partículas muy finas.

Cabe mencionar que el diseño de las celdas columnares, es más bien empírico ya que no existen fórmulas teóricas definidas de los diferentes criterios de diseño que entran en juego en este tipo de equipos. A continuación se explican algunos tipos de columnas de flotación y sus principales características.

- **Celda Columnar Canadiense.**

Es el prototipo de las celdas columnares. Las celdas comerciales canadienses se construyen como unidades rectangulares altas, es decir son de sección cuadrada,

con tamaños de 18, 36, y 72 pulgadas cuadradas. Estas dimensiones representan la longitud de la sección cuadrada vista de planta.

Estas celdas se están usando en el tratamiento de minerales metálicos, no metálicos y carbón; ya sean en las etapas rougher, scavenger o de limpieza de los circuitos de flotación.

- **Celda Columnar Deister Flotaire.**

La celda columnar Flotaire, fue inventada por los americanos Hollingsworth y Saap de Phoslab Inc., Florida, para el tratamiento de minerales de fosfatos, y es manufacturada por The Deister Concentrador Co. Inc., Glasgow, U.S.A.

En la celda columnar Flotaire, el ingreso de la pulpa de alimentación acondicionada con reactivos se realiza mediante un tubo vertical que comunica a la cámara de distribución de alimentación. Las partículas de alimentación caen distribuidas contra un flujo ascendente de burbujas de aire. Las partículas que no son tocadas por las burbujas se descargan a través del ducto de relaves, mientras que las adheridas a las burbujas rebasan el labio de la celda y se trasladan a la tubería del concentrado.

A la celda se introduce una mezcla de aire y agua presurizada con tensión superficial reducida, por efecto de los surfactantes, hacia el interior de la celda columnar y desde la base, de tal forma que las burbujas asciendan uniformemente recorriendo toda el área del tanque.

Entre las celdas de flotación columnar, la Flotaire es la que más se ha desarrollado y desde hace varios años se ha introducido en el mercado internacional.

- **Celda Columna Leeds.**

La columna Leeds está diseñada para proporcionar en forma muy efectiva una espuma limpia en contracorriente. Esta celda fue inventada por Dell en la Universidad de Leeds, Inglaterra, con fines de aplicación en la industria del carbón.

La columna Leeds consta esencialmente de un cierto número de barreras que realizan la limpieza de la espuma. Es análoga a la flotación con múltiples etapas de limpieza y relimpieza que se realiza en máquinas de separación por flotación. Está montada verticalmente en una unidad simple y compacta. Cada una de las barreras es idéntica a la otra. Están separadas a casi 230 mm en forma vertical de la siguiente y dispuestas horizontalmente en el cilindro. Una sola barrera consta de dos juegos paralelos de varillas que cubren la sección circular del depósito. La disposición de las varillas es tal que las varillas superiores descansan sobre los espacios de las varillas inferiores. Todas las varillas se pueden mover de forma vertical unos pocos milímetros debido a que las varillas superiores son ligeramente más densas que el agua y las varillas inferiores lo son ligeramente menores; así cuando el cilindro está lleno de agua los juegos de varillas se presionan mutuamente debido a su flotabilidad.

Durante la operación, las burbujas cargadas de mineral, que se originan en la parte más baja del depósito ascienden hasta que se encuentran la primera barrera, donde se juntan bajo el juego superior de varillas en los espacios comprendidos entre las varillas inferiores. Cuando se ha reunido suficientes burbujas debajo de una varilla, ésta flota, y las burbujas escapan hacia arriba contra la corriente de agua de lavado. Esta operación se repite en cada barrera, hasta que se logra una espuma mineralizada completamente libre de partículas de ganga que han sufrido arrastre y la espuma rebosa por la parte superior de la máquina.

- **Celda Columnar Hydrochem.**

A fines de 1986, Prochem, a través de su subsidiaria Hydrochem Developments Ltd., condujo una serie de pruebas de flotación a nivel de laboratorio, lo cual dio como resultado el desarrollo de la celda columnar Hydrochem, la cual está diseñada para optimizar el contacto burbuja/partícula para diferentes tamaños de partículas mediante diversos grados de agitación (en el interior de la celda) y diversos tamaños de burbujas en distintas secciones de la columna.

El diseño incorpora las mejores características de las celdas mecánicas y de las celdas convencionales: un fluido agitado de régimen óptimo y una cama de espuma profunda para la limpieza.

La celda Hydrochem es similar a una celda columnar clásica. La diferencia radica en que en el interior posee un solo eje central con varios impulsores, separados por discos montados axialmente que en conjunto agitan la suspensión. El grado de agitación en cada zona se puede variar dependiendo del número de alabes de cada impulsor, o el diámetro del impulsor y el diámetro de los discos de separación.

Un prototipo del equipo Hydrochem, se instaló por primera vez en Marzo de 1988 en la planta Arthur White de Dickenson Mines Ltd., de 1,675 m de diámetro por 6,095 m de altura para tratar 900 TM/día de residuos de lixiviación por cianuración de mineral aurífero. De esta experiencia se concluyó que la celda columna Hydrochem utiliza sólo un cuarto de la potencia y del área superficial de un banco de flotación con celdas mecánicas convencionales.

Los anteriores son algunos ejemplos de diseños de columnas de flotación existentes, cabe mencionar que existen más, pero lo interesante es analizar como en estos equipos al influir sobre algunos de sus parámetros de diseño, se pueden llegar a obtener resultados satisfactorios dependiendo de la aplicación.

1.3.3 Variables del proceso. Las principales variables que influyen en la operación de flotación columnar son:

- Flujo de aire: Es una de las variables más importantes en el proceso ya que su control tiene un efecto significativo en el tenor del concentrado, el % de recuperación, la producción del enjambre y el tamaño de las burbujas ⁽²⁸⁾.
- Flujo de agua de lavado: Posee 3 funciones importantes en el funcionamiento de la columna ⁽²⁸⁾: formar y regular el bias, limpiar y lubricar el concentrado, y mantener la interfase pulpa/espuma lo que se logra satisfaciendo la ecuación del balance básico de una columna de flotación:

$$Q_F + Q_{WW} = Q_T + Q_C$$

Donde los subíndices F, WW, T y C son alimento, agua de lavado, colas y concentrado respectivamente.

- Tamaño de las burbujas: Afecta directamente la eficiencia del proceso ya que su distribución y tamaño promedio genera el área superficial adecuada para el contacto entre la burbuja y el mineral a flotar. El uso de burbujas pequeñas de elevada área superficial permite la obtención de niveles más altos en la cinética de la colección y el transporte de los sólidos. Cuando las burbujas son de tamaño muy reducido, se presenta una velocidad de ascenso muy baja, perdiéndose las partículas hidrofóbicas colectadas con la corriente de mineral no flotado. Llegándose a un intervalo promedio del tamaño de las burbujas que oscila entre 0.5-2 mm de diámetro ⁽²⁸⁾.
- Bias: es un parámetro que relaciona el caudal de colas con el caudal de alimentación (Q_T / Q_F). En la operación con bias negativo, (Q_T / Q_F) < 1, el flujo de alimentación es siempre mayor que el flujo de relaves, causando la inundación de la columna, y obteniéndose un producto de baja ley. En la operación de bias positivo, (Q_T / Q_F) > 1, el flujo de alimentación es menor que

el flujo de relaves. Para esta última operación los flujos pueden ser compensados con el agua de lavado ⁽²⁸⁾.

- **Altura de la cama de espuma:** Es de gran importancia en la selectividad del proceso de flotación ya que entre más altura tenga la cama de espuma, habrá menos arrastre del tipo hidráulico, ya que la función de limpieza de agua de lavado será más eficiente. La altura de la cama de espuma en conjunto con el agua de lavado son dos variables de gran importancia para obtener mayor eficiencia.

1.3.4 Ventajas de la flotación en celda columnar.

1.3.4.1. Control. La celda columnar cuando está completamente automatizada, permite un completo control sobre todas las condiciones físicas de operación, haciéndolo más fácil y consistente. La información de los flujos de alimentación, concentrado y relaves proporciona la base para un control químico vía operador o computadora.

1.3.4.2. Capacidad. La celda columnar es un equipo de flotación más rápido que las celdas mecánicas convencionales y puede trabajar con pulpas que tienen altos porcentajes de sólidos; ambas características dan una mayor capacidad del equipo.

1.3.4.3. Ahorro de energía. Casi todas las versiones de celdas columnares no tienen partes en movimiento, además sustituyen un gran número de celdas convencionales, dejando de prescindir de una buena parte de motores y bombas, teniendo un ahorro considerable de energía eléctrica. Como el requerimiento de

aire es indispensable, se necesita de un compresor, pero el volumen de aire que se usa es bajo y oscila entre el 10 y el 20 % del volumen efectivo de la celda.

1.3.4.4. Espacio. La celda columnar solamente necesita un pequeño espacio horizontal. Así por ejemplo, una sección de flotación que trata 2000TM/día de mineral sulfurado típico con una celda columnar de 183 mm de diámetro ocupa un área menor de 10 m².

1.3.4.5. Mantenimiento. Debido a la no existencia de partes en movimiento, la estructura dura un largo tiempo. La instrumentación está relativamente libre de mantenimiento. Sin embargo las lonas de los spargers requieren una revisión periódica.

1.3.4.6. Metalúrgicas. La operación de las celdas columnares produce un concentrado de mayor grado y una más alta recuperación de partículas finas que las celdas convencionales. En las tablas 5 y 6 ⁽³⁴⁾ se presentan dos ejemplos.

Tabla 5. Resultados comparativos de mineral plomo-zinc

PRODUCTO	CELDA CONVENCIONAL			CELDA COLUMNAR			DIFERENCIA		
	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe	Pb	Zn	Fe
Conc. Pb. (%)	60.40	10.00	7.00	63.50	8.00	4.10	+ 3.10	- 2.00	- 2.90
%Recuperación	21.40	4.92	7.32	25.63	4.48	4.88	+ 4.23	- 0.44	- 2.44
Conc. Zn (%)	1.20	54.60	5.90	1.00	56.00	5.02	- 0.20	+ 1.40	- 0.88
%Recuperación	16.70	19.50	13.80	14.56	22.20	13.14	- 2.14	+ 2.70	- 0.66

Tabla 6. Resultados comparativos de flotación de mineral de cobre

	Celda Columnar	Celda Convencional	Diferencia
% Recuperación	86.55	85.63	0.92
% Cu en concentrado	29.14	26.29	2.85

2. METODOLOGIA EXPERIMENTAL

El proyecto se desarrolló a través de una serie de etapas, planteadas inicialmente en el plan de proyecto, las cuales consistieron en:

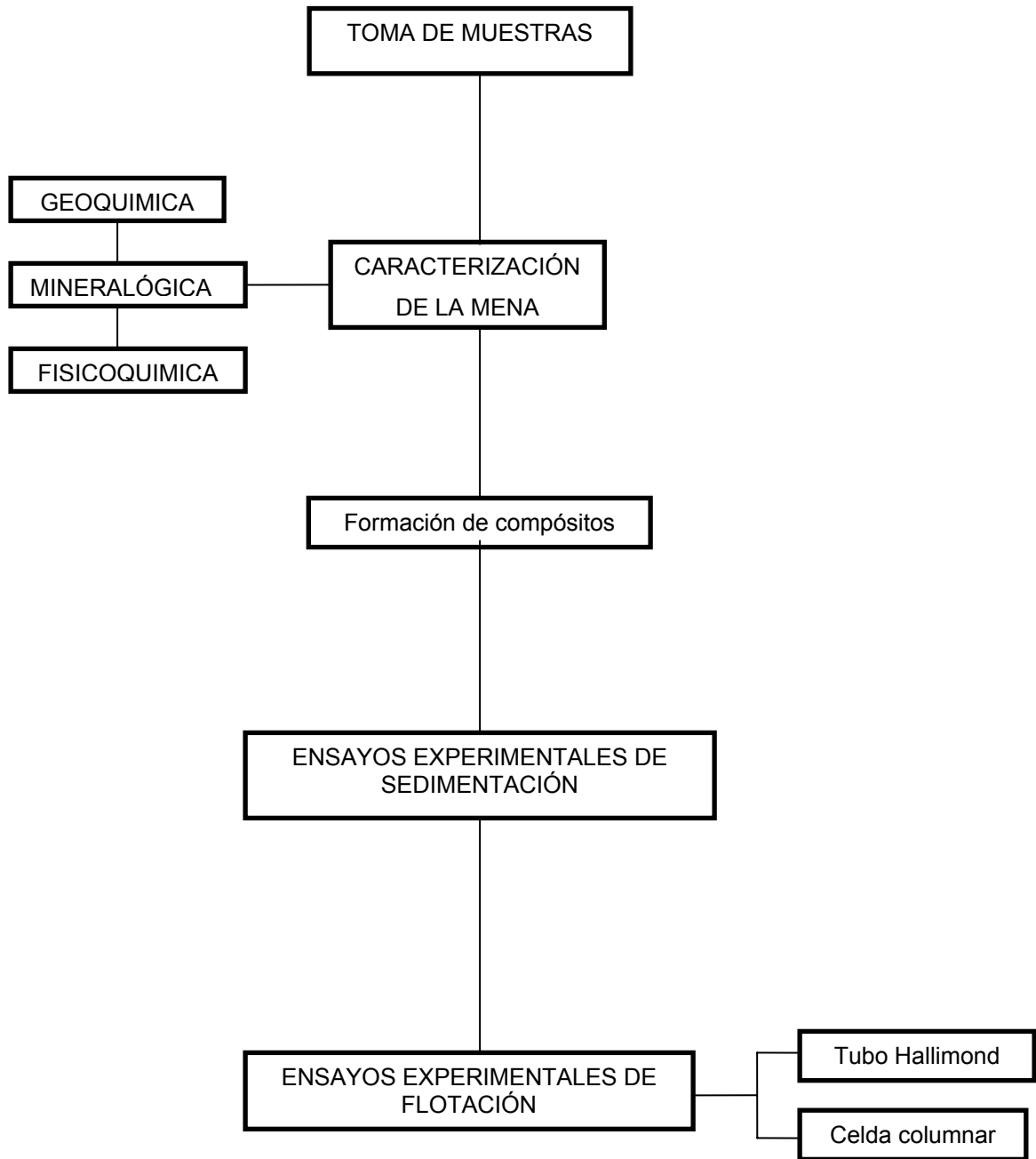
- Revisión bibliográfica.
- Caracterización de las menas.
- Montaje de la columna de flotación.
- Identificación de las variables operativas de flotación.
- Flotación en columna del caolín.
- Propuesta del circuito de beneficio.
- Elaboración del informe final.

Adicional a las etapas anteriores se llevo acabo un estudio geológico, con el objetivo de tener un conocimiento más detallado del yacimiento en estudio y específicamente del área bajo la Licencia Minera N° 070-68. También se realizó una etapa experimental de sedimentación libre, que tuvo como fin la eliminación de gran parte del cuarzo presente en la mena, antes de someterla al proceso de flotación.

En este trabajo se estudio con mayor detalle el comportamiento del mineral en el proceso de ultraflotación en columna, pues fue necesario comprobar la hipótesis de la flotabilidad de impurezas de TiO_2 presentes en el caolín, y así buscar las condiciones adecuadas de las variables que hacen parte del proceso.

A continuación se presenta la Figura 6, en donde se esquematiza de manera simplificada la metodología del trabajo experimental que se desarrolló.

Figura 6. Metodología experimental utilizada.



2.1 CONOCIMIENTO GEOLÓGICO DEL YACIMIENTO

En el municipio de Oiba, Santander, se encuentra 4 zonas fundamentales de mineralización caolinítica: Piedealto, Macanal, Platanillo y Barro Blanco. Las reservas probables por depósito son las siguientes ⁽³⁸⁾:

Depósito Piedealto.....	2'557.500 T
Depósito Macanal.....	5'434.770 T
Depósito Platanillo.....	4'642.000 T
Depósito Barro Blanco.....	24'502.500 T
Total.....	37'136.770 T

El depósito Barro Blanco, localizado en la vereda de su mismo nombre (Figura 7), incluye la zona correspondiente a la Licencia Minera N° 070-68 (Figura 8), actualmente explotada por la Cooperativa Agro-Minera de Barro Blanco.

Puesto que se determinó que esta área minera adolecía de estudios geológicos y de reservas detalladas se decidió adelantar un trabajo al respecto, con ayuda de estudiantes y profesores de la Escuela de Geología de la Universidad Industrial de Santander, para lo cual se realizó una etapa de campo, la que incluyó las actividades de reconocimiento y estudio del área. La base cartográfica empleada en el área a escala 1:500 fue tomada del trabajo de Rodríguez R. y Rodríguez D. (1998). Esta se complementó con una serie de perforaciones y toma de muestras en los actuales frentes de explotación. Finalmente después de realizar los análisis de laboratorio y cálculos respectivos se pudo describir geológicamente el yacimiento y lo más importante conocer sus reservas.

2.2 MUESTREO DE LA MENA EN ESTUDIO

En esta actividad, realizada por dos estudiantes tesistas de Geología de la Universidad Industrial de Santander con la asesoría del profesor Carlos García, se tomaron muestras de tres frentes actuales de explotación, los que se indican en la Figura 8, denominados S11, S12 y S13, aprovechando el método de explotación que actualmente tienen los mineros. Se partió desde las capas más superficiales a las más profundas, tomando muestras representativas de cada capa y midiendo su espesor. La procedencia y la nomenclatura utilizadas de las muestras recolectadas se muestran en la Tabla 7.

Figura 8. Localización de las perforaciones y los frentes de explotación en el área de la Licencia Minera N° 070-68.

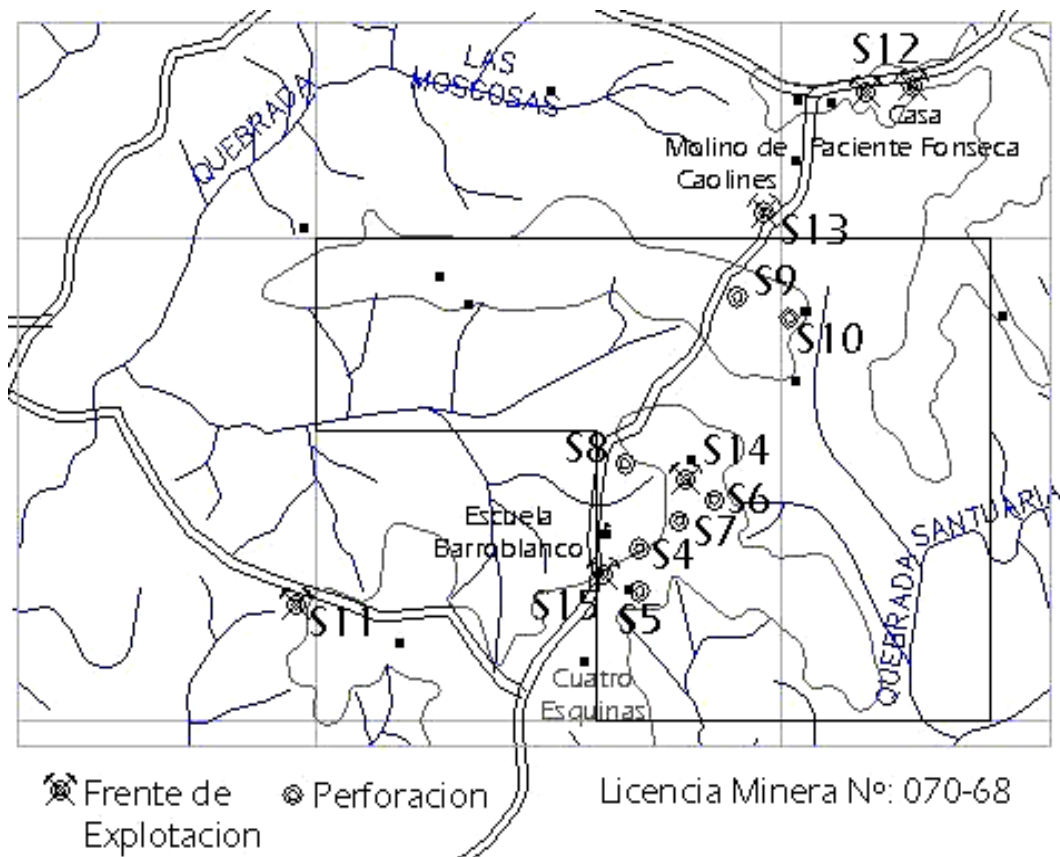


Tabla 7. Procedencia y nomenclatura de las muestras tomadas de los niveles de cada frente de explotación.

Frente de explotación	Nomenclatura de las Muestras Tomadas	Profundidad (desde la superficie)
S11. Está ubicado 500m al W de Cuatro Esquinas (Vereda Barro Blanco), junto a la vía que conduce hacia el Municipio de Oiba. Este frente de explotación se encuentra bajo 60cm de suelo.	S11-0	0.01m a .93m
	S11-1	0.93m a 1.8m
	S11-2	1.8m a 1.98
	S11-3	1.98m a 3.73m
	S11-4	3.73m a 4.5m
	S11-5	4.5m a 6.5m
S12. Está ubicado a 100m hacia el E de la Casa de Paciente Fonseca, junto a la vía que conduce de la Vereda Barroblanco, hacia el Municipio de Charala. El frente se encuentra bajo 60cm de suelo.	S12-0	0.6m a 1.3m
	S12-1	1.3m a 2.3m
	S12-2	2.3m a 3.3m
	S12-3	3.3m a 6.6m
S13. Está ubicado 100m hacia el S del Molino de Caolines, sobre la vía que conduce hacia la Escuela Rural de Barroblanco. Este frente de explotación se presenta bajo 30cm de suelo	S13-0	0.3m a 1.9m
	S13-2	2m a 2.4m
	S13-3	2.4m a 3.6m
	S13-4	3.6m a 4.8m
	S13-5	4.8m a 6.8m

En total se recolectaron aproximadamente 140 Kg de muestras de cada frente de explotación, las cuales fueron llevadas al laboratorio, para su posterior análisis, en bolsas que las protegían del contacto con el medio ambiente para evitar su contaminación.

Una fotografía de un frente de explotación de este yacimiento se muestra en la Figura 9.

Figura 9. Fotografía de un frente de explotación.



2.3 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL EN ESTUDIO

Se realizó con el fin de determinar las características de la mena en los diferentes niveles de cada frente de explotación, con el propósito de definir las operaciones y procesos metalúrgicos más adecuados para su beneficio. Los métodos de análisis y ensayo utilizados para la caracterización del mineral se presentan en el Anexo A.

Las muestras recolectadas fueron secadas al ambiente y luego trituradas, hasta obtener un tamaño de partícula menor de 5 mm. Por cuarteo se tomó una

muestra representativa para realizar los posteriores análisis que se describen a continuación.

2.3.1 Caracterización geoquímica y mineralógica. Se determinó la composición química para cada una de las muestras aplicando la Norma ASTM C 323-56 (1990). Para la determinación de las especies mineralógicas presentes en la mena se utilizó la técnica de análisis por difracción de rayos X, la cual fue realizada en el Laboratorio de Difracción de Rayos X de la Escuela de Química de la Universidad Industrial de Santander.

2.3.2 Caracterización Fisicoquímica. Se llevó a cabo con el fin de determinar los siguientes parámetros:

- Humedad.
- Nivel de acidez (Norma ASTM 11 D 4972 -89).
- Viscosidad.
- Densidad real (Norma ASTM C 329-88).
- Velocidad de sedimentación.
- Distribución granulométrica.

Para la determinación del porcentaje de humedad de mena (Anexo A), las muestras recolectadas de la zona minera de Barro Blanco se transportaron en envases sellados con el fin de evitar la pérdida del agua presente en las muestras.

La determinación de acidez de la mena se realizó preparando una pulpa al 10% de la muestra a evaluar en agua destilada. Posteriormente manteniendo la pulpa en agitación, se hizo la lectura introduciendo el electrodo del pHmetro registrando el respectivo valor.

Para la determinación de la viscosidad de las pulpas, se empleó un viscosímetro de agujas marca Brookfield (Escuela Ingeniería Química de la Universidad Industrial de Santander). Las medidas de viscosidad se tomaron a diferentes porcentajes de sólidos.

La densidad real del mineral se determinó por el método picnométrico, el procedimiento se describe en el Anexo A.

Se evaluó la velocidad de sedimentación de un compuesto formado a partir de proporciones iguales de los tres frentes de explotación en estudio. Adicionalmente se realizó un estudio de sedimentación el cual se detalla más adelante.

La distribución granulométrica de las muestras de cada nivel, se determinó mediante la disgregación en húmedo con adición de dispersante (silicato de sodio) y posterior tamizado a través de la malla 325 Tyler. La fracción de mineral pasante de esta malla se analizó microgranulométricamente, mediante el uso de la pipeta Andreasen. Adicionalmente, la determinación de la distribución de tamaño de los compósitos formados se realizó mediante un fotosedimentador, marca LUMOSSED (Escuela Ingeniería Química de la Universidad Industrial de Santander), con el cual se obtienen resultados más precisos.

2.4 FORMACIÓN DE COMPÓSITOS

Se formaron compósitos para cada uno de los tres frentes de explotación, denominados CS11, CS12 y CS13. Para tal efecto se mezclaron cantidades iguales de los niveles similares de cada frente de explotación. Con base en los resultados de la caracterización de los diferentes compósitos, se decidió formar un compuesto final denominado CS14; mezclando fracciones iguales de los compósitos CS11, CS12 y CS13.

2.5 PURIFICACIÓN DEL CAOLÍN MEDIANTE LA SEDIMENTACIÓN

La sedimentación se usó para eliminar el cuarzo libre presente en el mineral cabeza. Inicialmente se realizaron ensayos sin ningún reactivo químico obteniéndose resultados no satisfactorios, puesto que el cuarzo en su superficie poseía las partículas de caolín adheridas. Por lo anterior se usó como dispersante silicato de sodio y para ajustar el pH se utilizó hidróxido de amonio y ácido sulfúrico.

2.5.1 Diseño experimental para las pruebas de sedimentación. Con el fin de conocer el comportamiento que tiene el mineral frente al proceso de sedimentación y determinar las variables de mayor influencia sobre el proceso, se llevó a cabo un diseño experimental clásico, es decir, conocer el efecto de una variable dejando constantes los demás parámetros. Las variables y sus rangos de valores estudiados fueron: cantidad de dispersante (0.3 – 1.0% V/P), % de sólidos de pulpa (20 – 40% P/P), tiempo de sedimentación (30 – 70 min) y pH (6 – 10). Los rangos fueron obtenidos a partir de pruebas preliminares y de la bibliografía consultada. La eficiencia de cada prueba experimental se determinó calculando los índices metalúrgicos, tales como el porcentaje de recuperación y la razón de purificación (relación alúmina/sílice). El porcentaje de recuperación hace referencia a la relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso y el caolín alimentado al proceso en peso.

2.5.2 Procedimiento para las pruebas de sedimentación. Primero se llevó a cabo la disgregación del mineral, ajustando el porcentaje de sólidos correspondiente con el fin de liberar y mantener en suspensión las partículas arcillosas. La disgregación del mineral se realizó en un recipiente cilíndrico de 6 cm de diámetro y 15 cm de altura, posteriormente se agregaba el dispersante

(silicato de sodio) y se acondicionaba el pH (hidróxido de amonio) a los valores establecidos. Las pruebas de sedimentación se llevaron a cabo en probetas de 500 ml. Finalmente se realizaba la toma de muestra correspondiente con el fin de determinar la eficiencia de cada prueba experimental.

2.6 PURIFICACIÓN DEL CAOLÍN EMPLEANDO FLOTACIÓN

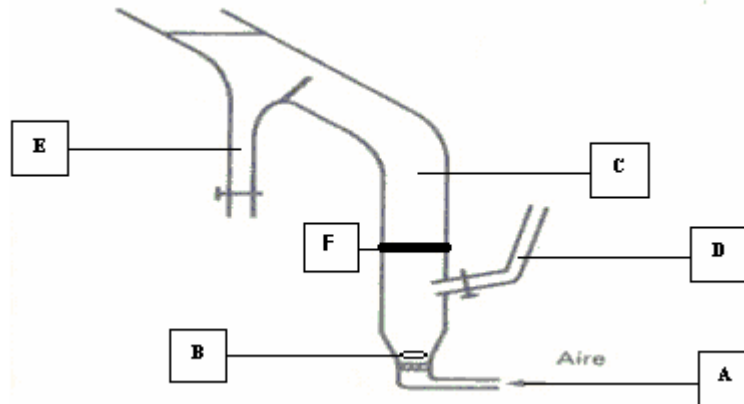
Después de haber eliminado gran parte de la sílice por medio de la sedimentación, la pulpa de caolín se llevó al proceso de flotación con el fin de remover las impurezas de TiO_2 . Esta etapa del proyecto se llevó a cabo en dos partes. En la primera, se estudió la dosificación y los tipos de reactivos a usar en el proceso, mediante pruebas en tubo Hallimond y en la segunda parte se realizó la experimentación en la columna de flotación, una vez se montó y se puso a funcionar en el laboratorio.

2.6.1 Microflotación en Tubo Hallimond. Se utilizó un tubo Hallimond modificado ya que este tipo de equipo es el más apropiado para realizar los estudios básicos de flotación. Su importancia radica en el hecho de que se utilizan pequeñas muestras de mineral y reactivos, obteniéndose resultados reproducibles en celdas. Se usaron muestras de 4 gramos de mineral, debidamente acondicionado. En la Figura 10 se presenta una representación de la microcelda.

Este sistema cuenta con una entrada de aire (A) el cual pasa a través de un disco de vidrio sinterizado en el fondo de la celda. La agitación se consigue por un agitador magnético (B). La muestra se coloca sobre el disco sinterizado y una parte del licor de flotación es agregado a la muestra y el mineral se acondiciona a los reactivos, teniendo en cuenta que las pruebas tengan un tiempo de

acondicionamiento y una agitación adecuados para posibilitar el contacto del mineral con el licor de flotación.

Figura 10. Esquema del Tubo Hallimond.

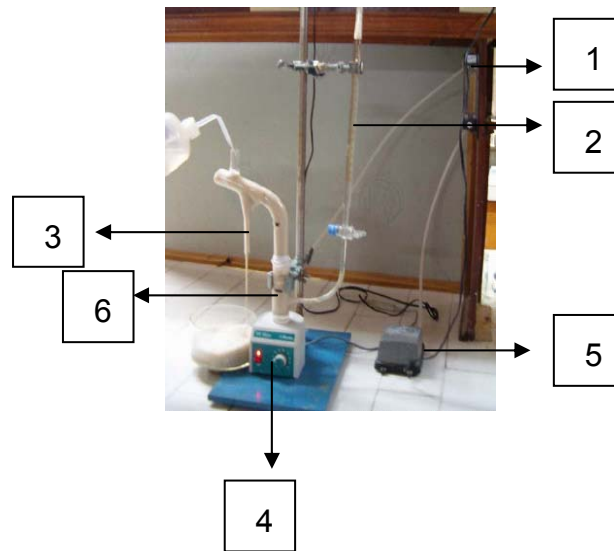


La flotación se lleva a cabo conectando el flujo de aire, teniendo en cuenta que el nivel de la celda de flotación (C) no baje para evitar un posible arrastre de partículas hidofílicas, para lo cual se ingresa progresivamente licor de flotación por el conducto (D). El tiempo de flotación debe ser determinado dependiendo de la cantidad de muestra a ser estudiada y de la calidad del producto a obtener. El material flotado se recoge en el conducto diseñado para tal fin (E). El material hundido es recogido una vez la celda ha sido desensamblada (F).

2.6.1.1. Sistema experimental. Los ensayos en la microcelda de flotación tubo Hallimond, fueron llevados a cabo con el fin de determinar las mejores condiciones en cuanto a la cantidad y tiempo de acondicionamiento de los reactivos necesarios para la eliminación de las impurezas de anatasa (TiO_2) presentes en el caolín.

El montaje consta de una bomba de aire, rotámetro (para medir el flujo de aire), tubo Hallimond, agitador magnético y dosificador de licor de flotación. En la fotografía de la Figura 11, se presenta el sistema utilizado en el laboratorio para realizar la experimentación. Adicionalmente se utilizó un pHmetro

Figura 11. Montaje del sistema de flotación en tubo Hallimond.



1. Rotámetro.
2. Alimento del licor.
3. Descarga de flotados.
4. Agitador magnético.
5. Bomba de aire.
6. Tubo Hallimond.

La experimentación en tubo Hallimond se realizó utilizando dos procesos: *Flotación portadora o ultraflotación* y *Flotación selectiva utilizando como colector hidroxamatos*.

2.6.1.2. Ensayos preliminares y selección de reactivo espumante. Inicialmente con este sistema experimental se realizaron pruebas preliminares para determinar las condiciones de funcionamiento de la microcelda de flotación, tales como el flujo de aire y la intensidad de agitación.

Debido a que la formación de espuma es una variable de alta importancia, se ensayaron los reactivos que se incluyen en la Tabla 8, con el fin de determinar el más adecuado para los propósitos de este trabajo.

Tabla 8. Espumantes utilizados para el proceso de flotación.

ESPUMANTES	
AEROFROTH 88 FROTHER	2-Ethylhexanol
AEROFROTH 76A FROTHER	2-Ethylhexanol 2-Ethyl-2-hexenal 2-Ethylhexenol
AEROFROTH 65 FROTHER	Polypropylene glycol
ACEITE DE PINO	Terpineoles alfa, beta y gama.
GENAPOL	Lauril Sulfato de Sodio

2.6.1.3. Acondicionamiento del mineral. La pulpa del mineral de alimento para los ensayos de microflotación procedía de una etapa previa de sedimentación.

Para el proceso de ultraflotación, el acondicionamiento fue llevado a cabo en un tanque cilíndrico de 6 cm de diámetro y 15 cm de altura. Inicialmente se ajustó el pH, entre 10 y 10.5 ⁽³³⁾, se agregó el mineral portador a una agitación de 2500 r.p.m por un tiempo de 10 minutos; posteriormente se adicionó el colector, dejándolo actuar por 25 minutos a 1500 r.p.m. Luego se añadió el espumante dejando la agitación en 1000 r.p.m por 5 minutos.

Para el proceso de flotación selectiva utilizando como colector el hidroxamato, se utilizó un recipiente cilíndrico de 7 cm de diámetro y 16 cm de altura, donde la pulpa alimento era ajustada a un pH de 9 – 10 ⁽²¹⁾ y a porcentajes de sólidos altos, entre 25 a 65%. Para lograrlo se utilizó una centrifuga a 11000 r.p.m., por un tiempo de 20 minutos luego se tomaba la muestra y se llevaba a agitación de

2500 r.p.m, donde se añadía el colector, dejando acondicionar por 25 minutos; finalmente se alimentaba al tubo Hallimond.

2.6.1.4. Diseño experimental para las pruebas de microflotación en tubo Hallimond. Se evaluó la variación en la dosificación de reactivos con el fin de remover las impurezas de anatasa del producto del compuesto CS14, proveniente de los suspendidos del proceso de sedimentación, realizando un diseño experimental clásico, es decir, conocer el efecto de una variable dejando constantes las demás.

En la Tabla 9 se presentan las variables junto con su rango de valores de experimentación tenidos en cuenta en la microflotación, para los dos procesos empleados.

Tabla 9. Variables de flotación y su rango de valores de experimentación.

Tipo de Flotación	pH	Depresante	Colector	Espumante	Mineral portador	% Sólidos
Ultra-Flotación	10-10.5 NH ₄ OH **	Silicato de sodio* 0 - 0.3%V/P	Ácido oleico* 0.05 – 0.4%P/P	Genapol* 0.15 – 0.25%(P/P)	Calcita* 6-22% (P/P)	20 - 40
Flotación selectiva	9-10 NH ₄ OH **	-----	Aero 6493*** 0.1 -0.3 % (P/P)		-----	55-65
			Aero 6494*** 0.1-0.3% (P/P)			65

Los tiempos de flotación fueron entre 4-15 minutos

*Reactivos comercializados por Laboratorio León S.A. Bucaramanga.

**Reactivos tipo analítico.

***Reactivos producido por Industrias CYTEC

Se realizaron ensayos preliminares con el fin de determinar los rangos de trabajo más adecuados teniendo en cuenta la bibliografía relacionada con el tema.

La eficiencia de cada prueba experimental se determinó calculando los índices metalúrgicos, tales como porcentaje de recuperación y el porcentaje de TiO_2 en el producto de caolín. El porcentaje de recuperación hace referencia a la relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

2.6.1.5. Procedimiento de operación en el tubo Hallimond. Para los dos procesos de flotación realizados en tubo Hallimond se partió del mineral acondicionado, se preparó un licor ajustando el pH al valor de experimentación el cual se alimentaba al tubo Hallimond con el fin de mantener un nivel establecido de la interfase pulpa espuma. Posteriormente se introducía a la microcolumna aire proveniente de una bomba, controlando su caudal (15 cc/min) por medio de un rotámetro. Finalmente se dejaba un tiempo determinado (Tabla 9) para recolectar las muestras de los flotados y no flotados, con el fin de determinar las variables respuesta establecidas (% de TiO_2 y % de $CaCO_3$ en el producto de arcilla).

2.6.2 Flotación en Columna. A partir de los resultados obtenidos de la experimentación en el tubo Hallimond se concluyó que el proceso de ultraflotación fue más eficiente que el de flotación selectiva con hidroxamatos, entonces se decidió realizar el estudio en la celda columnar manteniendo constante las cantidades de reactivos más favorables en el proceso de ultraflotación, a fin de evaluar las variables operativas de la columna.

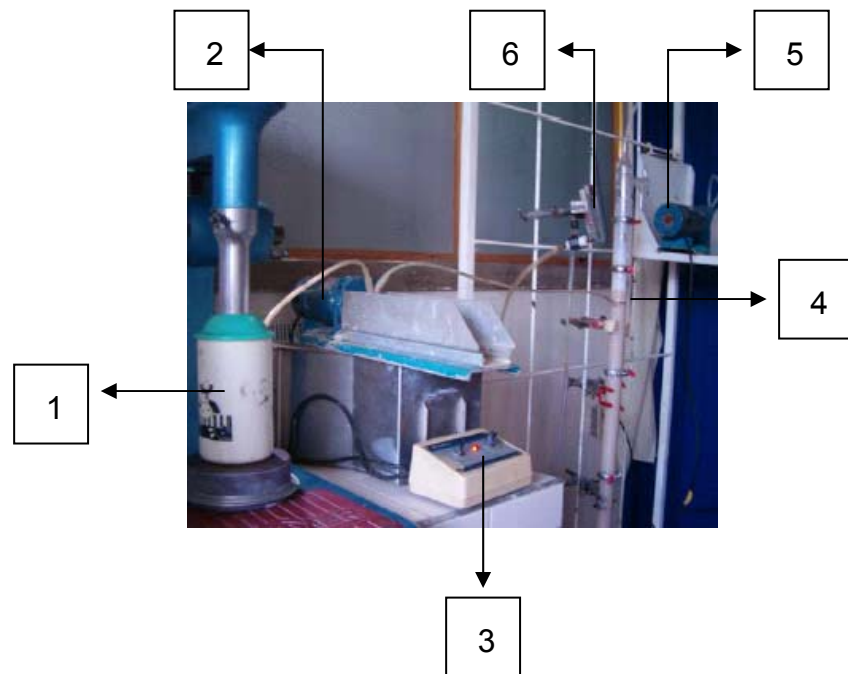
2.6.2.1. Diseño, construcción, montaje y funcionamiento de la celda columnar. Debido a que en el laboratorio del Grupo de Investigaciones en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente de la Universidad Industrial de Santander, no se contaba con una celda columnar para realizar los estudios

experimentales, fue necesario diseñar, construir y montar una columna de flotación a nivel de laboratorio, cuyos detalles se presentan en el Capítulo 3.

2.6.2.2. Acondicionamiento del mineral. El acondicionamiento del mineral y la dosificación de los reactivos, fue similar a lo expuesto para la ultraflotación en tubo Hallimond.

2.6.2.3. Sistema y diseño experimental para la flotación en columna. En la Figura 12 se muestra el sistema experimental empleado para realizar los ensayos en la columna de flotación.

Figura 12. Montaje del sistema de flotación en columna.



1. Tanque de acondicionamiento con agitación
2. Bomba dosificadora de pulpa alimento de la columna.
3. Controlador del caudal de entrada de pulpa alimento.

4. Columna de Flotación.
5. Bomba dosificadora de agua de lavado.
6. Rotámetro (control del caudal del aire).

Con el ánimo de describir el comportamiento de la flotación y encontrar la influencia de las variables de mayor importancia sobre el proceso, se realizó un diseño de experimentos clásico. Las variables operativas y su rango de trabajo se presentan en la Tabla 10.

Tabla 10. Variables operativas y rangos de trabajo.

Variables Operativas	Rangos de Trabajo
Caudal de aire	100 – 110 cc/min.
Altura de la columna	0.3 m – 1.12 m
Caudal de alimentación	18 – 63 cc/min
Biass (Q_T / Q_F)	1.0 – 2.0
Caudal de agua de lavado	El necesario para mantener el nivel de la interfase pulpa/espuma de la columna.
Caudal de espuma con impurezas de TiO_2.	Se obtiene de la ecuación del balance básico de la columna de flotación

El porcentaje en peso de anatasa (TiO_2) y el porcentaje de recuperación, del caolín purificado (no-flotados), son las variables que se escogieron como respuesta, determinadas por el análisis químico elemental del caolín purificado,

recogido como producto en el fondo de la columna de flotación y su respectivo peso en relación al alimentado.

2.6.2.4. Procedimiento de operación de la columna. Inicialmente se preparó el licor ajustando el pH entre 10 - 10.5 y agregando el espumante. Posteriormente este licor se llevó al interior de la columna para referenciar las dos zonas, zona de limpieza y zona de recolección. Teniendo el nivel establecido, se introducía a la columna la alimentación de la pulpa debidamente acondicionada, lo cual se realizó y controló por medio de una bomba peristáltica. Tan pronto la pulpa entraba en contacto con el licor se introducía el aire proveniente de una bomba, controlando su caudal por medio de un rotámetro. El sistema en ese instante era dinámico, por esta razón se debía regular los caudales de descarga y agua de lavado.

El caudal de los no flotados, que depende de la relación bías y del caudal de alimentación, se controlaba por medio de una llave de descarga, y se determinaba usando una probeta graduada, contabilizando el tiempo. El caudal de los flotados se determinó utilizando la ecuación básica del balance de una columna de flotación ($Q_F + Q_{WW} = Q_T + Q_C$).

El caudal del agua de lavado que tiene como función mantener el nivel de la interfase pulpa espuma establecida por el licor, se controlaba por medio de una bomba peristáltica.

Finalmente bajo estas condiciones se dejaba el tiempo necesario en el cual las variables operativas se estabilizaban, con el fin de realizar la toma de muestra correspondiente, para determinar las variables respuestas establecidas.

2.7 PROPUESTA DE SISTEMA DE BENEFICIO

Con el ánimo de cumplir con el último objetivo propuesto en el plan de proyecto, el cual consistió en establecer la viabilidad técnica del uso de flotación para el mineral en estudio; la última parte de este trabajo de grado se centra en hacer una propuesta válida y científicamente fundamentada para mejorar la calidad de este material en estudio, realizándose una propuesta de un sistema de beneficio, de acuerdo a la información bibliográfica y a los resultados obtenidos a nivel de laboratorio, a partir de las mejores condiciones de operación; junto con el correspondiente balance de masa.

3. RESULTADOS EXPERIMENTALES Y SU ANÁLISIS

3.1 CONOCIMIENTO GEOLÓGICO DEL YACIMIENTO¹

De acuerdo con el estudio de campo realizado por los geólogos y a la información obtenida de las perforaciones y muestras respectivas de los actuales frentes de explotación de la Licencia Minera N° 070-68, se pudo obtener el corte geológico del yacimiento, el cual se presenta en la Figura 13.

Con el ánimo de esquematizar la categorización de los recursos minerales para el depósito de caolines de la vereda Barro Blanco, se presenta la Figura 14.

A partir de la Figura 13, se pudieron determinar los espesores promedio del depósito de caolín (región B y D), ya que son necesarios para determinar las reservas del yacimiento. Por otra parte se midieron las áreas correspondientes a los sitios de perforación (Figura 14) en la Licencia Minera, con el fin de determinar el volumen del depósito.

Finalmente para el cálculo de las reservas del yacimiento se determinó la densidad de la mena, siguiendo la norma ASTM C 329-88, obteniéndose una densidad promedio de 2,62 t/m³.

La información anterior permitió cuantificar los Recursos Minerales Medidos, Recursos Minerales Indicados y Recursos Minerales Inferidos, siguiendo el procedimiento establecido según la Clasificación Internacional de Recursos

¹ Capítulo 4. Informe final presentado a conciencias proyecto “Mejoramiento de la Calidad de los Caolines de Oiba (Santander), para la Fabricación de Cemento Blanco, Cerámicos y Papel”.

Minerales y Reservas Minerales (Vaughan, W. S., & Felderhof, S., 2002), cuyos resultados se reportan en las tablas 11, 12 y 13.

Figura 13. Corte geológico del yacimiento de caolines de la vereda Barro Blanco, Licencia Minera N° 070-68.

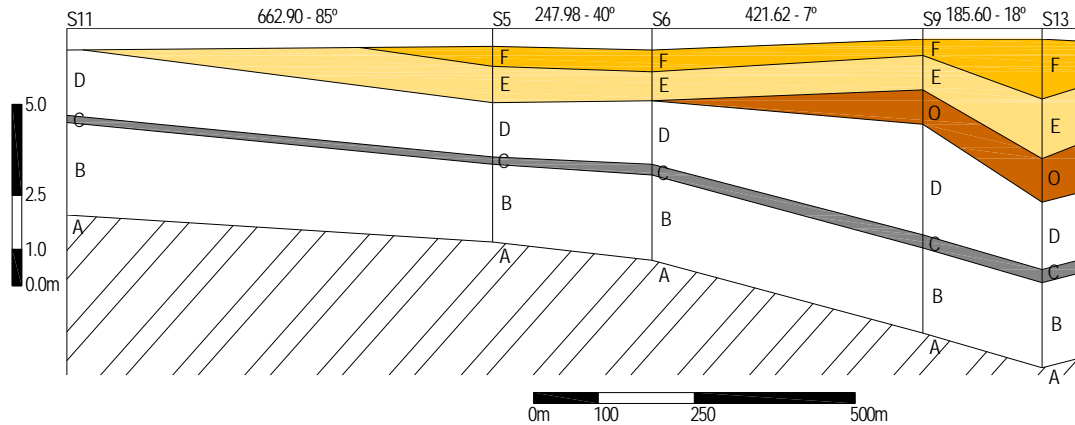


Tabla 11. Cálculo de recursos minerales medidos en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68

NIVEL	RECURSOS MINERALES MEDIDOS			
	Espesor (m)	Área (m ²)	Volumen (m ³) (Espesor * Área)	Tonelaje (Volumen* Densidad)
D	1,86	120912,60	224.897,44	589.231,28
B	2,35		284.144,61	744.458,88
Total				1'333.689

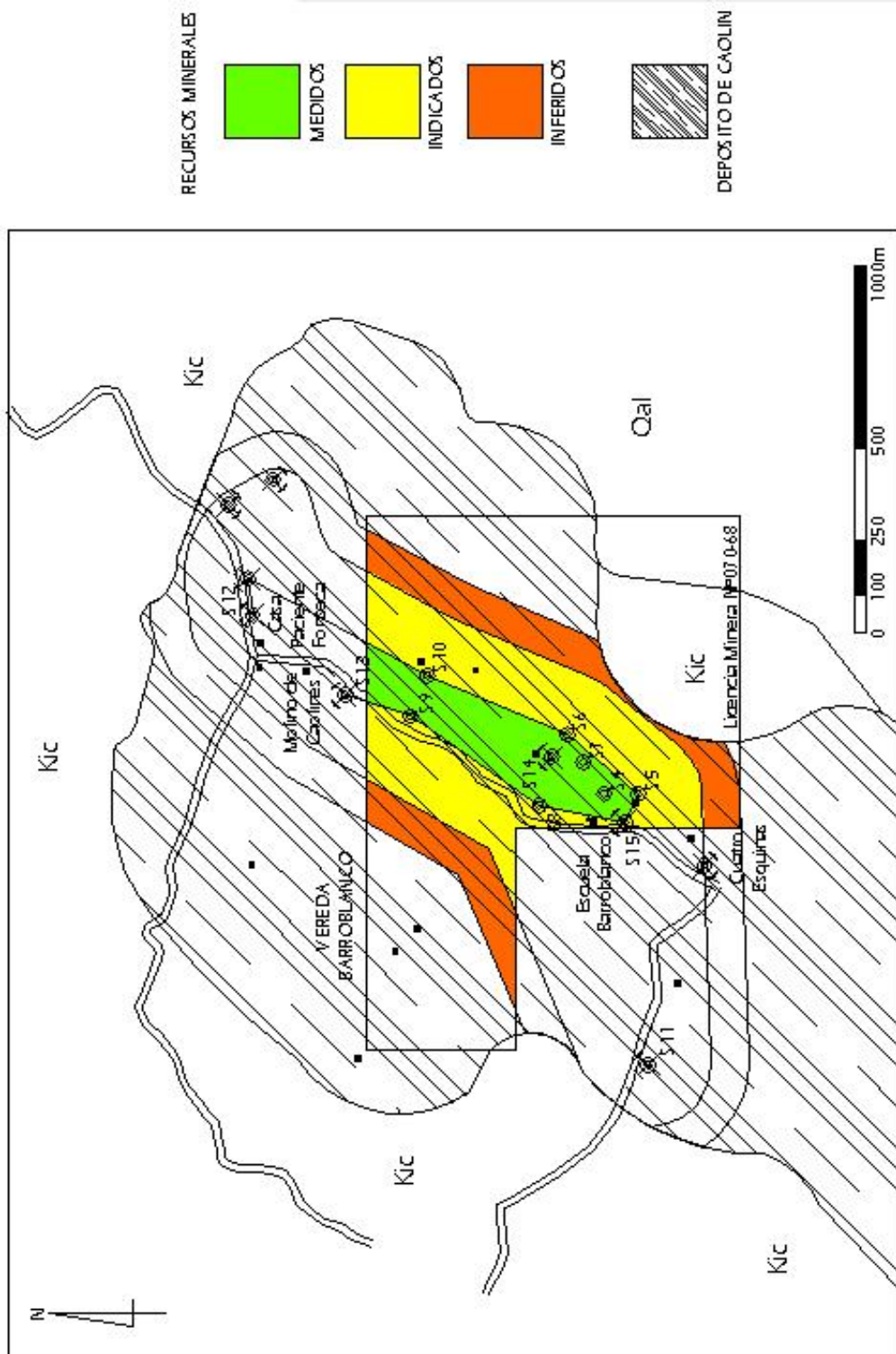
Tabla 12. Cálculo de recursos minerales indicados en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68

NIVEL	RECURSOS MINERALES INDICADOS			
	Espesor (m)	Área (m ²)	Volumen (m ³) (Espesor * Área)	Tonelaje (Volumen* Densidad)
D	1,86	293.872,17	546.602,24	1'432.097,86
B	2,35		690.599,60	1'809.370,95
Total				3'241.469

Tabla 13. Cálculo de recursos minerales inferidos en el área de la Licencia Minera N° 070 – 68

NIVEL	RECURSOS MINERALES INFERIDOS			
	Espesor (m)	Área (m ²)	Volumen (m ³) (Espesor * Área)	Tonelaje (Volumen* Densidad)
D	1,86	163.060,64	303.292,79	794.627,11
B	2,35		383.192,50	1'003.964,36
Total				1'798.591

Figura 14. Categorización de recursos minerales para el depósito de caolines de la vereda Barro Blanco en Oiba, Santander.



3.2 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

3.2.1 Análisis Geoquímico y Mineralógico. Los resultados de la composición química para las muestras tomadas de los niveles de cada uno de los frentes de explotación S11, S12 y S13 son representados en la tablas 14, 15 y 16, respectivamente.

Tabla 14. Composición química de las muestras por niveles del Frente de explotación S11.

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%LOI
S11 - 0	68,93	0,50	20,52	4,17	0,13	1,11	5,03
S11 - 1	68,72	0,45	20,66	3,83	0,19	1,04	5,58
S11 - 2	76,92	0,32	15,66	2,33	0,22	0,75	4,29
S11 - 3	66,13	0,07	16,50	4,52	0,04	1,49	7,93
S11 - 4	62,43	2,52	23,59	5,72	0,19	1,59	6,59
S11 - 5	77,50	0,32	10,84	0,54	0,08	0,09	4,01

Tabla 15. Composición química de las muestras por niveles del Frente de explotación S12.

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%LOI
S12 - 0	71,81	2,04	25,89	0,78	0,04	0,07	4,39
S12 - 1	58,61	2,95	36,70	1,12	0,01	0,08	7,85
S12 - 2	53,33	1,52	33,20	0,90	0,14	0,13	6,77
S12 - 3	63,16	1,08	24,77	0,39	0,23	0,12	5,37

Tabla 16. Composición química de las muestras por niveles del Frente de explotación S13.

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%LOI
S13 - 0	46,93	1,41	32,95	8,54	0,08	0,04	9,53
S13 - 2	64,38	0,92	19,30	4,41	0,05	0,03	7,70
S13 - 3	65,13	1,00	21,24	5,22	0,09	0,03	5,73
S13 - 4	33,51	0,57	15,30	3,64	0,10	0,02	45,45
S13 - 5	59,76	1,28	24,49	10,15	0,17	0,03	6,57

Se formaron compósitos para cada uno de los frentes de explotación en estudio, para tal efecto se mezclaron cantidades iguales de los niveles de cada frente de explotación. Los resultados de la composición química de los compósitos CS11, CS12 y CS13, se muestran en las tablas 17, 18, 19, respectivamente.

Tabla 17. Composición química del compósito CS11.

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%TiO ₂	%LOI
C-S11	66,40	1,00	17,98	3,70	0,20	0,84	0,96	4,98
C-S11	68,16	1,05	20,13	4,16	0,25	0,93	0,96	4,97

Tabla 18. Composición química del compósito CS12.

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%TiO ₂	%LOI
C-S12	51,84	1,13	22,04	4,19	0,20	0,457	1,65	5,95
C-S12	54,53	1,11	22,24	4,83	0,21	0,406	1,61	6,01

Tabla 19. Composición química del compósito CS13.

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%TiO ₂	%LOI
C-S13	61,48	0,88	19,24	3,97	0,28	0,347	1,80	7,02
C-S13	59,39	0,91	18,74	3,74	0,30	0,344	1,93	6,98

Para obtener una muestra característica de la zona minera en estudio, se formó un compósito CS14, el cual está constituido por cantidades iguales en peso de los compósitos CS11, CS12 y CS13.

La composición química del compósito CS14 se presenta en la Tabla 20.

Tabla 20. Composición química del compósito final (CS14).

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaO	%MgO	%TiO ₂	%LOI
CS14	61,93	0,61	27,6	4,79	0,22	0,55	1,40	5,87
CS14	61,04	0,66	27,2	4,85	0,18	0,59	1,43	5,66

El análisis por difracción de rayos X para los compósitos CS11, CS12 y CS13 reportaron la presencia de las especies mineralógicas que se registran en las tablas 21, 22 y 23, así mismo, los difractogramas correspondientes se presentan en el Anexo B.

Tabla 21. Composición mineralógica del compósito CS11.

FASE		NOMBRE	%
CRISTALINA	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	Caolinita	12.37
	$K_2(Al_{3.74}Fe_{0.26})(Si_6Al_2O_{20})(OH)_4$	Moscovita	9.38
	TiO ₂	Anatasa	1.91
	SiO ₂	Cuarzo	49.11
	$(K,H_3O)Al_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$	Illita	17.50
Amorfos			9.73

Tabla 22. Composición mineralógica del compuesto CS12.

FASE		NOMBRE	%
CRISTALINA	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	Caolinita	4.88
	$\text{K}_2(\text{Al}_{3.74}\text{Fe}_{0.26})(\text{Si}_6\text{Al}_2\text{O}_{20})(\text{OH})_4$	Moscovita	7.27
	TiO_2	Anatasa	3.15
	SiO_2	Cuarzo	32.44
	$(\text{K},\text{H}_3\text{O})\text{Al}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$	Illita	36.00
Amorfos			16.26

Tabla 23. Composición mineralógica del compuesto CS13.

FASE		NOMBRE	%
CRISTALINA	$\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	Caolinita	10.57
	$\text{K}_2(\text{Al}_{3.74}\text{Fe}_{0.26})(\text{Si}_6\text{Al}_2\text{O}_{20})(\text{OH})_4$	Moscovita	11.52
	TiO_2	Anatasa	3.54
	SiO_2	Cuarzo	37.89
	$(\text{K},\text{H}_3\text{O})\text{Al}_2\text{Si}_3\text{AlO}_{10}(\text{OH})_2$	Illita	35.42
Amorfos			1.06

Los resultados de los análisis de los compósitos reportan la presencia en gran proporción de especies mineralógicas diferentes a los que corresponden al grupo del caolín como son: cuarzo, illita, moscovita y anatasa, ya que según la definición dada para los caolines en el Capítulo 1, estos se forman en gran proporción por especies mineralógicas tales como caolinita, haloisita, dickita y nacrita.

De los diferentes compósitos el que presenta la mayor proporción de minerales pertenecientes al grupo de caolín es el CS11. Los dos compósitos restantes (CS12 y CS13) poseen composiciones de impurezas similares como es la anatasa. El Fe_2O_3 considerado como impureza en los caolines, no fue detectado por este tipo de análisis, posiblemente por las pequeñas cantidades presentes o que hace parte de la fracción amorfa.

Finalmente se observó que el cuarzo, la illita y la moscovita están presentes en grandes cantidades.

3.2.2 Caracterización Fisicoquímica. Los resultados de humedad de cada frente de explotación se presentan en la Tabla 24.

Tabla 24. Contenido de humedad de las muestras de los niveles de cada frente de explotación.

Frente de explotación	Nomenclatura de las Muestras Tomadas	% Humedad
S11	S11-0	33.77
	S11-1	34.66
	S11-2	28.13
	S11-3	27.45
	S11-4	71.62
	S11-5	67.07
S12	S12-0	41.33
	S12-1	38.84
	S12-2	15.52
	S12-3	13.51
S13	S13-0	38.12
	S13-2	38.11
	S13-3	20.92
	S13-4	19.70
	S13-5	26.53

Teniendo en cuenta los resultados de la Tabla 24, se pudo determinar que el porcentaje de humedad promedio del depósito con la Licencia Minera N° 070-68 corresponde al 29.23%. Este porcentaje de humedad alto, favorece la selección de procesos de beneficio en húmedo.

Los resultados de acidez de las muestras de los niveles de cada frente de explotación, se presentan en la Tabla 25.

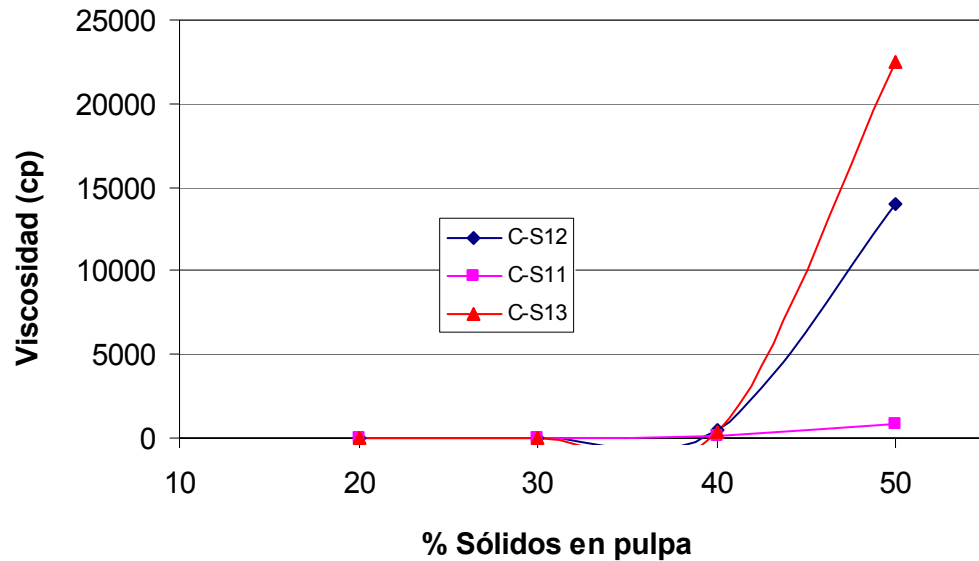
Tabla 25. Acidez de las muestras de los niveles de cada frente de explotación.

MUESTRA	ACIDEZ (pH)
S11-0	4.28
S11-1	4.30
S11-2	4.52
S11-3	4.52
S11-4	4.03
S11-5	4.65
CS11	4.38
S12-0	4.32
S12-1	4.14
S12-2	4.25
S12-3	4.53
CS12	4.31
S13-0	4.49
S13-2	4.80
S13-3	4.19
S13-4	4.17
S13-5	4.78
CS13	4.49

Con los resultados de la Tabla 25 se pudo determinar que la mena del depósito con Licencia Minera N° 070-68, posee una acidez promedio de 4.30.

Los resultados de la viscosidad de pulpas de los tres compósitos a diferentes porcentajes de sólidos, se muestran en la Figura 15.

Figura 15. Variación de la viscosidad de pulpas de los compósitos en función de los porcentajes de sólidos.



Analizando la gráfica anterior (Figura 15) se observa que el aumentar los porcentajes de sólidos de 40 a 50% se presenta un incremento elevado en la viscosidad de las pulpas, especialmente en los frentes CS12 y CS13. Dado que el compósito CS13 es el que contiene menor cantidad de cuarzo y a la vez mayor cantidad de arcilla, sus pulpas presentan altos valores de viscosidad.

Los valores de la densidad real determinados en cuatro muestras de una mezcla, en proporciones iguales, de los tres compósitos (CS11, CS12, CS13) se presentan en la Tabla 26.

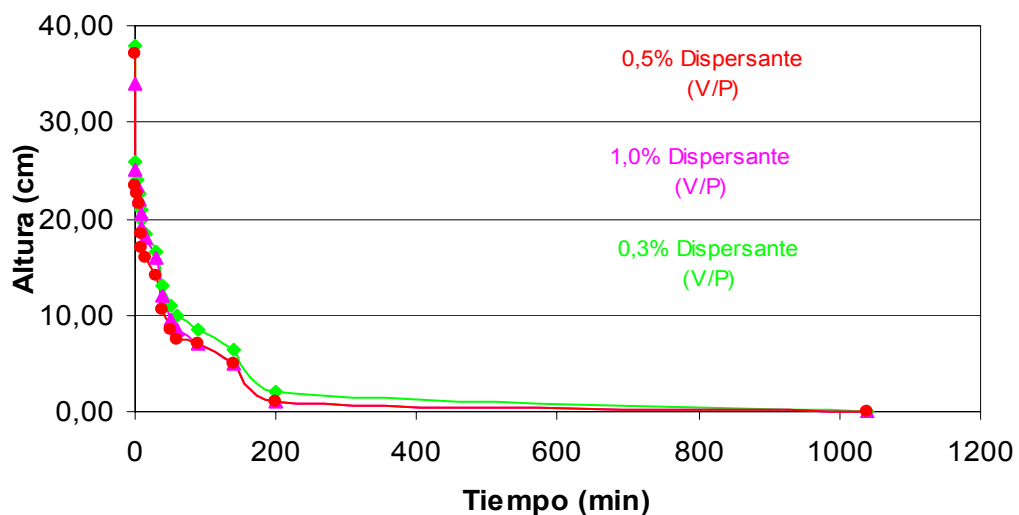
Tabla 26. Valores de la densidad real de muestras de una mezcla en parte iguales, de los tres compósitos CS11, CS12 y CS13.

Ensayo	Densidad real (g/cm ³)
1	2.64
2	2.60
3	2.63
4	2.61

Con los resultados de la Tabla 26 se pudo determinar que la mena del depósito con Licencia Minera N° 070-68, posee una densidad real promedio de 2.62 (g/cm³).

El comportamiento de la velocidad de sedimentación del compósito CS14 a diferentes cantidades de dispersante, se presenta en la Figura 16.

Figura 16. Curvas de Velocidad de sedimentación para el compósito CS14 (0.3 %, 0.5% y 1.0% V/P; ml/g de dispersante silicato de sodio).



En la Figura 16 se observa que las tres curvas de velocidad de sedimentación para los tres porcentajes de dispersante (%V/P;ml/g) utilizados poseen un

comportamiento similar. La velocidad de sedimentación promedio encontrada para el compuesto CS14, corresponde a 0.35 cm/min.

En las tablas 27, 28 y 29 se presenta la distribución granulométrica (en húmedo) de los niveles de cada uno de los frentes de explotación, obtenidos mediante el método de la pipeta Andreasen (Anexo A). En la Tabla 30 y Figura 17 se presentan los resultados obtenidos de la distribución microgranulométrica para los compósitos CS11, CS12, CS13, usando un fotosedimentador.

Tabla 27. Distribución granulométrica de las muestras por niveles para el frente de explotación S11.

Diámetro Partícula D_{pi} [μm]	Muestra S11- 0 % mineral pasante	Muestra S11- 1 % mineral pasante	Muestra S11- 2 % mineral pasante	Muestra S11- 3 % mineral pasante	Muestra S11- 4 % mineral pasante	Muestra S11- 5 % mineral pasante
150	99,7	97,7	91,7	99,9	99,3	94,2
45	96,8	87,2	83,9	98,4	96,5	78,0
29,16	87,1	78,5	75,5	88,6	86,8	70,2
20,62	77,5	69,8	67,1	78,8	77,2	62,4
14,58	67,8	61,1	58,7	68,9	67,5	54,6
10,31	58,1	52,3	50,3	59,1	57,9	46,8
7,29	48,4	43,6	41,9	49,2	48,2	39,0

Tabla 28. Distribución granulométrica de las muestras por niveles para el frente de explotación S12.

Diámetro partícula D_{pj} [μm]	Muestra S12 - 0 % mineral pasante	Muestra S12 - 1 % mineral pasante	Muestra S12 - 2 % mineral pasante	Muestra S12 - 3 % mineral pasante
150	98,2	99,4	99,5	99,9
45	82,3	95,5	98,3	95,4
41,2	81,8	91,4	96,8	92,5
29,2	75,2	79,6	96,4	89,3
23,8	68,5	69,9	94,9	86,3
20,6	65,5	65,7	93,5	84,8
14,6	63,6	58,5	82,5	81,5
10,3	62,1	52,9	79,4	75,6
7,3	55,5	45,3	76,7	70,7

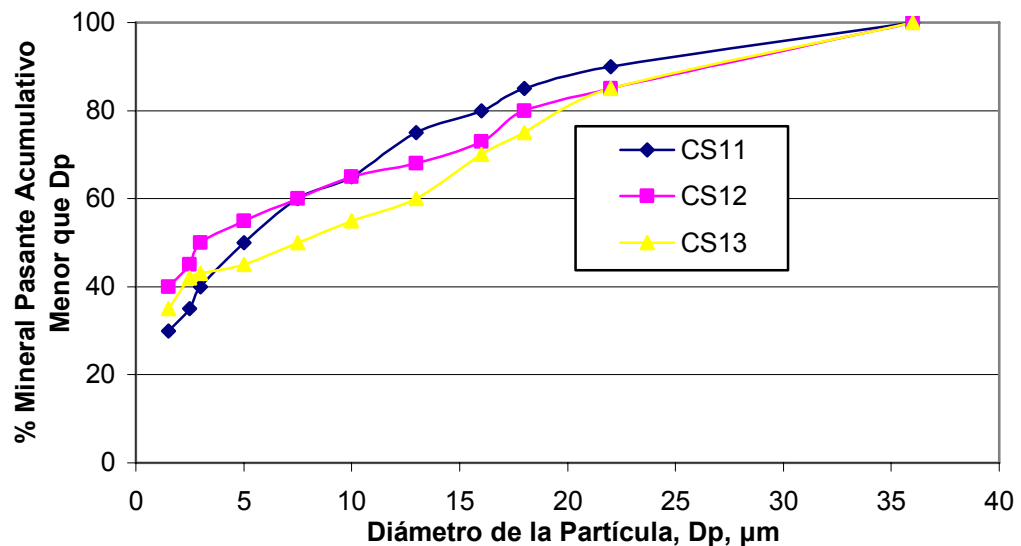
Tabla 29. Distribución granulométrica de las muestras por niveles para el frente de explotación S13.

Diámetro partícula D_{pj} [μm]	Muestra S13 - 1 % mineral pasante	Muestra S13 - 2 % mineral pasante	Muestra S13 - 3 % mineral pasante	Muestra S13 - 4 % mineral pasante
150	98,7	99,4	83,5	99,9
45	86,9	90,4	74,6	98,3
41,2	81,2	86,6	72,1	89,1
29,2	75,7	82,8	69,3	88,9
23,8	71,5	81,7	68,3	88,1
20,6	69,9	81,2	67,1	87,1
14,6	68,1	76,9	65,5	86,6
10,3	62,9	69,9	64,0	81,1
7,3	56,4	63,4	62,7	73,8

Tabla 30. Distribución microgranulométrica de la mena para cada compuesto.

Diámetro partícula [μm] D_{pi}	C-S11 [%]Acumulativo inferior a D_{pi}	C-S12 [%]Acumulativo inferior a D_{pi}	C-S13 [%] Acumulativo inferior a D_{pi}
36	100	100	100
22	90	85	85
18	85	80	75
16	80	73	70
13	75	68	60
10	65	65	55
7.5	60	60	50
5	50	55	45
3	40	50	43
2.5	35	45	42
1.5	30	40	35

Figura 17. Distribución microgranulométrica del mineral pasante acumulativo de los compósitos.



Analizando las tablas 27, 28, 29, y 30 y especialmente la Figura 17, se puede observar comportamientos similares tanto en los niveles como en los frentes de

explotación. Lo anterior es un soporte adicional para la formación del compósito CS14. En la Tabla 31 se presenta su distribución microgranulométrica.

Tabla 31. Distribución microgranulométrica del compósito CS14.

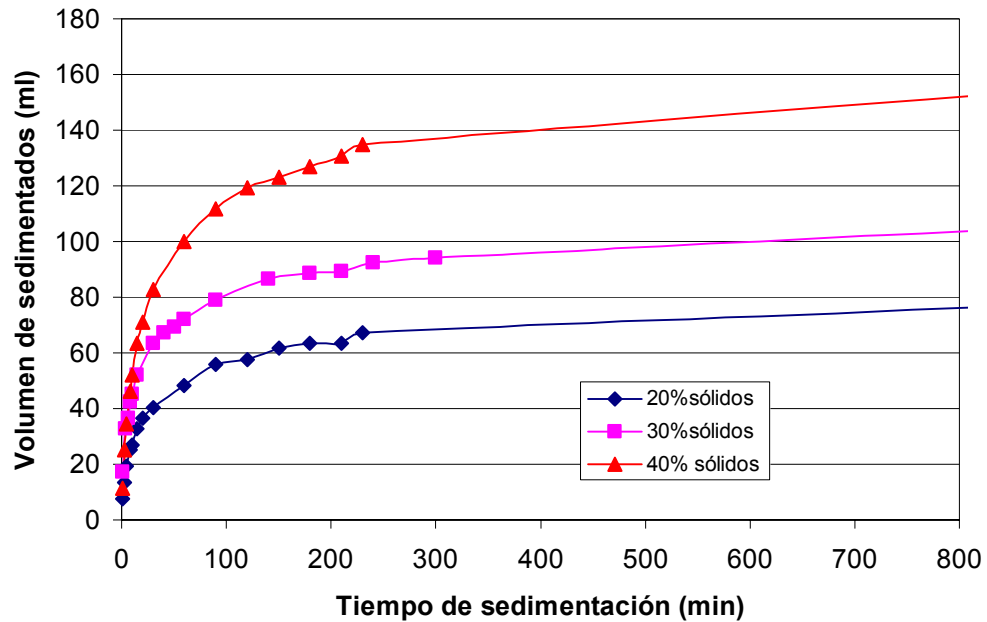
Diámetro de partícula (micras)	%Pasante acumulado
40	97,6
25	95
20	92,4
15	89,5
8	81,5
5	73,2
2	58,5
1	50,3
0,8	47,5
0,4	35,4

Finalmente con la distribución granulométrica (50% < 2 μ m) y la composición mineralógica (18 – 36% illita, 5 – 12% caolinita, 49 – 32% cuarzo) obtenidas y de acuerdo a la Tabla 1 del Anexo D, este caolín es de tipo ball clay. Este resultado se opone a los estudios antes realizados ⁽²⁷⁾ ya que estos demostraban un caolín de mayor pureza.

3.3 PURIFICACION DEL CAOLIN EMPLEANDO SEDIMENTACION

Con base en el compósito CS14, se determinó el comportamiento de la velocidad de sedimentación al variar el porcentaje de sólidos (Figura 18).

Figura 18. Curvas de sedimentación C-S14 (1% V/P de silicato de sodio)

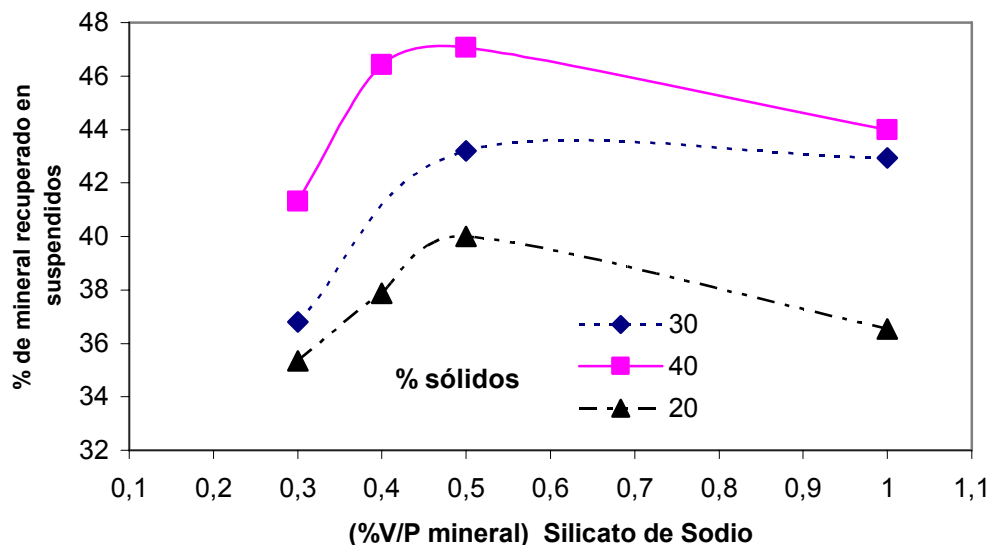


Las curvas de la Figura 18 muestran claramente que al aumentar el porcentaje de sólidos, la altura de sedimentos es mayor, así mismo se puede observar que a tiempos cercanos a los 100 minutos la altura de sedimentados no cambia significativamente.

Los resultados obtenidos para determinar la dosificación del dispersante al variar los porcentajes de sólidos, se presentan en la Figura 19.

En la Figura 19 se observa que la dosificación más adecuada de silicato de sodio fue 0.5% V/P (ml/g) ya que para cantidades menores, no se logra una dispersión completa del mineral, ocasionando un porcentaje de recuperación bajo. Para cantidades mayores a 0.5% V/P se ocasiona una excesiva dispersión de las partículas permitiendo nuevamente bajos porcentajes de recuperación.

Figura 19. Influencia de la dosificación del dispersante al variar los porcentajes de sólidos (CS14, Tiempo 100 min).



Para la influencia de las demás variables que influyen sobre el proceso, los resultados obtenidos se reportan en las tablas 32, 33, 34 y sus gráficos corresponden a las figuras 20, 21, y 22 respectivamente.

Tabla 32. Influencia del % sólidos en la pulpa compósito CS14 (Tiempo de sedimentación 50 min.; pH 6; % Dispersante 0.5).

Ensayo	% Sólidos	% Recuperación	Al ₂ O ₃ / SiO ₂
1	20	67,63	0,78
2	30	79,03	0,76
3	40	78,95	0,65
2 Duplicado	30	80,05	0,77

Figura 20. Influencia del % sólidos en la pulpa del compuesto CS14 (Tiempo de sedimentación 50 min.; pH 6; % Dispersante 0.5).

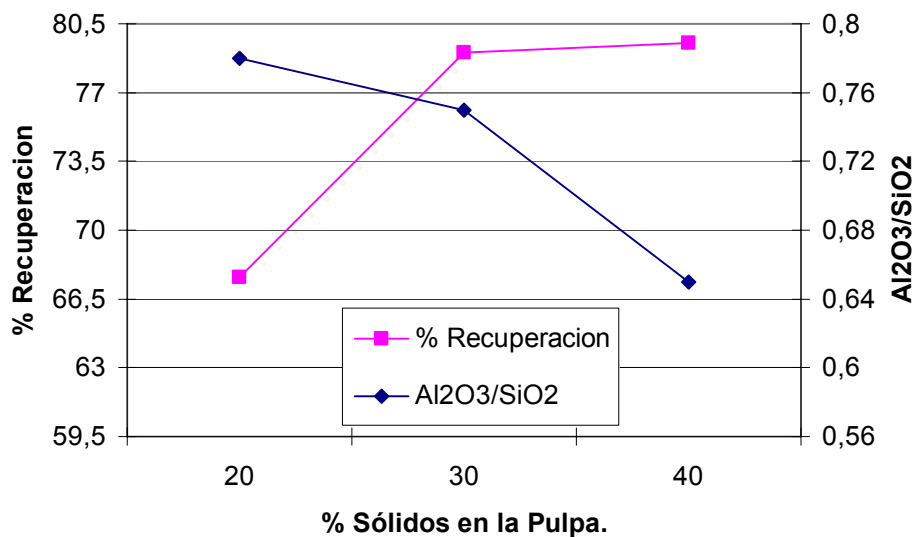


Tabla 33. Influencia del tiempo de sedimentación compuesto CS14 (% Dispersante 0,5; pH 10; % Sólidos 30).

Ensayo	Tiempo de sedimentación (min)	% Recuperación	Al ₂ O ₃ / SiO ₂
3	30	82,44	0,62
4	50	79,21	0,73
5	70	78,95	0,74
5 Duplicado	70	77,52	0,75

Tabla 34. Influencia del pH en sedimentación de pulpa del compuesto CS14 (% Dispersante 0,5; Tiempo de sedimentación 70min.; % Sólidos 30)

Ensayo	pH	% Recuperación	Al ₂ O ₃ / SiO ₂
8	6	69,80	0,77
9	8	76,42	0,69
10	10	78,95	0,76
10 Duplicado	10	77,43	0,75

Figura 21. Influencia del tiempo de sedimentación del compuesto CS14 (% Dispersante 0,5; pH 10; % Sólidos 30).

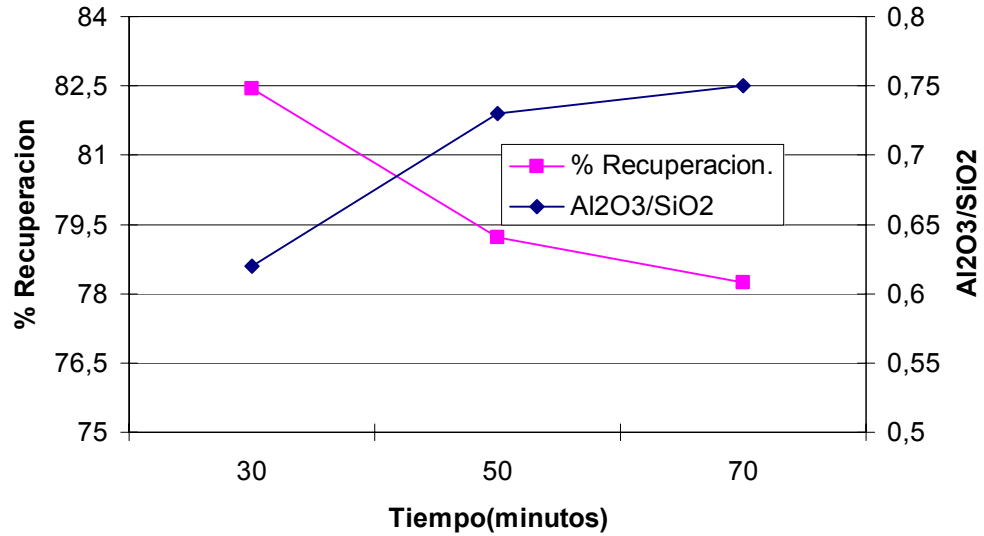
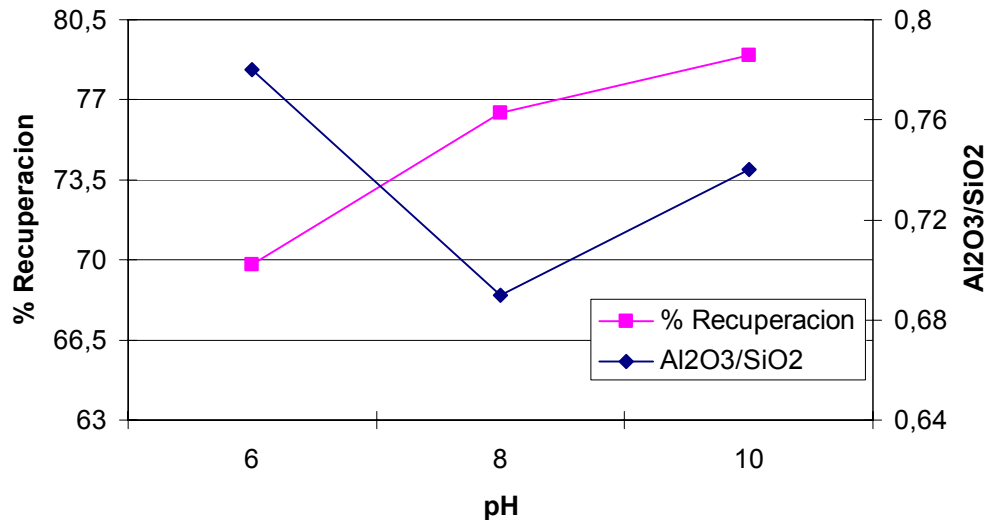


Figura 22. Influencia del pH en sedimentación de pulpa del compuesto CS14 (% Dispersante 0,5; Tiempo de sedimentación 70min.; % Sólidos 30).



En la Figura 20, puede notarse que la mayor razón de purificación, se presenta a 20% de sólidos, pero a la vez hay los menores porcentajes de recuperación, por

esta razón se tomo 30% de sólidos que permite altos porcentajes de recuperación y una razón de purificación similar.

Para los ensayos con diferentes tiempos de sedimentación, entre el rango de 30 a 70 minutos y pH de la pulpa de 10 (Figura 21), se obtuvieron los mejores resultados a un tiempo de sedimentación de 70 minutos, alta razón de purificación y alto porcentaje de recuperación. A tiempos superiores se mantiene la razón de purificación constante pero se disminuye significativamente el porcentaje de recuperación. Caso contrario, a tiempos menores se obtienen altos % de recuperación pero bajas razones de purificación.

Finalmente en la Figura 22, se puede analizar la influencia del pH, observándose que a un pH de 10 se logran tanto altos porcentajes de recuperación como altas razones de purificación.

3.3.1 Calidad del Caolín Obtenido por Sedimentación. La composición química y la distribución granulométrica obtenidas, a las mejores condiciones citadas en la Tabla 35, se presentan en las tablas 36 y 37.

Tabla 35. Mejores condiciones obtenidas para sedimentación.

Tiempo de sedimentación (min)	70
%Dispersante	0,5
%Sólidos	30
pH	10

Tabla 36. Composición química del caolín purificado por sedimentación.

Muestra	%SiO₂	%Fe₂O₃	%Al₂O₃	%K₂O	%CaO	%MgO	%TiO₂
CS14	51,35	0,88	38,18	6,01	0,11	0,72	1,20

Tabla 37. Distribución granulométrica del caolín purificado después de la sedimentación.

Tamaño de partícula (micras)	%Pasante acumulado
40	99
25	99,2
20	99,5
15	99,7
8	99,4
5	96,2
2	80,7
1,5	76,6
0,8	66,6
0,4	51

El caolín purificado en la etapa de sedimentación, cumple con las especificaciones en cuanto a composición química y distribución granulométrica mostrada en la Tabla 2 del Anexo D, para la utilización como materia prima en la producción de gres, losa cerámica sanitaria, porcelana electrotécnica y arcilla plástica ligante.

3.4 PURIFICACIÓN DEL CAOLÍN EMPLEANDO FLOTACION

3.4.1 Flotación en Tubo Hallimond. Después de montado todo el sistema experimental del tubo Hallimond se realizaron diferentes ensayos preliminares para conocer el funcionamiento de la microcelda, con lo cual se concluyó, que

trabajar con un flujo de aire de 15 cc/min, a una agitación de 30 r.p.m. la celda funcionaba correctamente.

Los espumantes presentados en la Tabla 8, fueron usados en los ensayos preliminares para cada uno de los procesos de flotación tenidos en cuenta en la presente investigación: i) flotación por floculación y ii) flotación portadora, obteniéndose para las dos situaciones el Genapol como el espumante más apropiado ya que formaba una espuma lo suficientemente estable para evitar la desintegración de la misma y el retorno subsecuente de las partículas a la pulpa antes de que aquellas sean removidas.

3.4.1.1. Flotación selectiva utilizando como colector hidroxamatos. En esta etapa de la investigación se trabajó utilizando valores de las variables dentro del rango presentado en la Tabla 8. Los resultados se presentan en las tablas 38 y 39.

Tabla 38. Resultados de los ensayos de flotación en Tubo Hallimond usando AERO 6493.

%Sólidos	%Colector (P/P)	Tiempo de Flotación (min)	% Espumante (P/P)	% TiO ₂ *	% Recuperación**
55	0,2	15	0.2	1,07	89,15
55	0,2	15	0.16	1,12	94
55	0,2	15	0.23	1,47	88,3
55	0,15	7	0.2	1,29	90
55	0,15	10	0.2	1,27	89,2
55	0,15	15	0.2	1,47	87,3
65	0,2	15	0.16	1,18	95,37
55	0,2	15	0.16	1,12	94
65	0,3	7	0.16	1,28	96,31
65	0,1	7	0.16	1,06	94,4
65	0,2	7	0.16	1,11	93,84

*Porcentaje en peso de TiO₂ en el producto del caolín (no flotado).

**Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

Tabla 39. Resultados de los ensayos de flotación en tubo Hallimond usando AERO 6494.

%Sólidos	%Colector (P/P)	Tiempo de Flotación (min)	%Espumante (P/P)	% TiO ₂ *	% Recuperación **
65	0,1	5	0.16	1,34	90,12
65	0,2	5	0.16	1,2	96,26
65	0,3	5	0.16	1,36	96,57
65	0,3	5	0.16	1,3	95,4
65	0,3	4	0.16	1,38	97,05
65	0,3	7	0.16	1,28	96,31
65	0,2	5	0.16	1,2	96,26
65	0,2	5	0.2	1,34	94,5
65	0,2	5	0.23	1,4	94,58

*Porcentaje en peso de TiO₂ en el producto del caolín (no flotado).

**Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

En las tablas 38 y 39, se reportan los resultados obtenidos en la flotación utilizando como colector los reactivos comerciales tipo hidroxamato Aero 6493 y Aero 6494 de industrias CYTEC, respectivamente. De estos resultados no se observa una disminución en el contenido de TiO₂ del caolín procesado, concluyéndose que este proceso no es el adecuado.

Por el contrario en algunos ensayos se obtuvo un aumento en el contenido de TiO₂ en el caolín, producto de la flotabilidad de otras especies mineralógicas. Posiblemente, esta respuesta se debe al mecanismo de flotación de la microcolumna, ya que en otros trabajos con las celdas convencionales Denver se obtuvieron resultados aceptables.

3.4.1.2. Ultraflotación. En esta etapa de la investigación se trabajó utilizando valores de las variables dentro del rango presentado en la Tabla 9. Los resultados se presenta a continuación.

Prueba No 1. Influencia de la dosificación del silicato de sodio bajo las condiciones presentadas en la Tabla 40, con el fin de deprimirle caolín.

Tabla 40. Condiciones de la Prueba No 1 de ultraflotación.

%Colector (P/P)	0,20%
pH	10-10,5
%Portador (P/P)	13%
Tiempo Flotación	8min
%Espumante (P/P)	0,25
% Solidos en el acondicionamiento (P/P)	20%

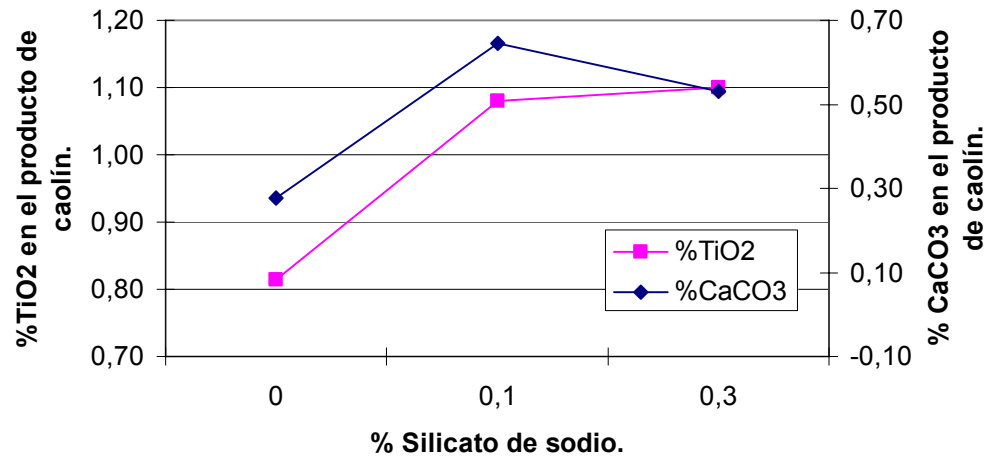
Los resultados obtenidos de la Prueba N° 1 de ultraflotación se muestran en la Tabla 41 y Figura 23.

Tabla 41. Influencia de la dosificación de depresante en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.

Ensayo	%Depresante (Silicato de Sodio)	%TiO ₂ en el producto de caolín	%CaCO ₃ en el producto de caolín	%Recuperación*
1	0	0,82	0,26	95,65
2	0,1	1,08	0,64	95,73
3	0,3	1,1	0,53	95,28
1 Duplicado	0	0,81	0,30	95,57

*Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

Figura 23. Efecto de la dosificación de depresante en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.



Según el comportamiento de la Figura 23 se puede decir que a mayor cantidad de silicato de sodio hay una disminución en la eficiencia del proceso. Esto es causado posiblemente porque el silicato de sodio puede deprimir la anatasa (TiO_2).

Prueba No 2. Influencia de la dosificación del colector de acuerdo a las condiciones de la Tabla 42.

Tabla 42. Condiciones de la Prueba No 2 de ultraflotación

pH	10-10,5
%Portador (P/P)	13%
Tiempo Flotación	8min
%Espumante (P/P)	0.25%
% Sólidos en el acondicionamiento (P/P)	20%

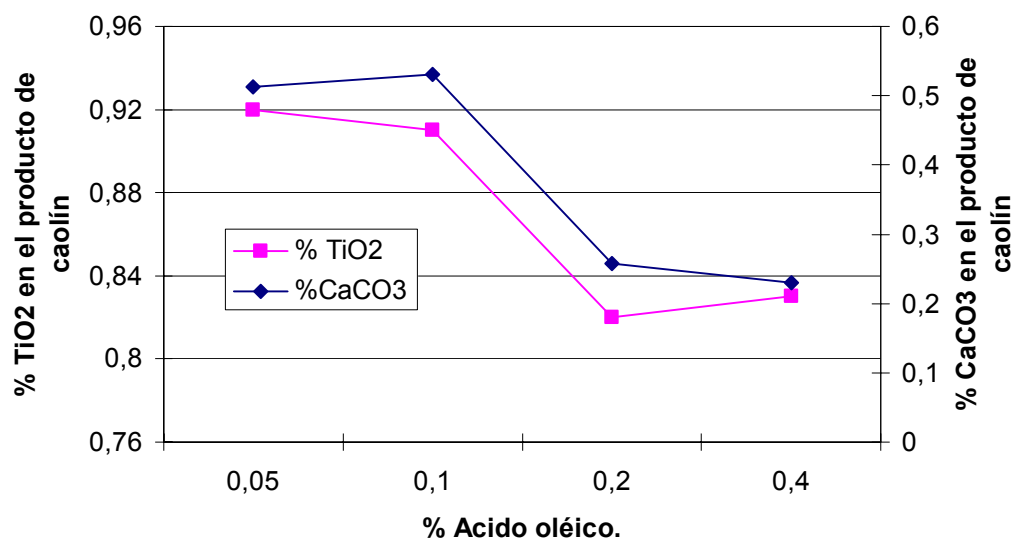
Los resultados obtenidos de la Prueba N° 2 de ultraflotación se muestran en la Tabla 43 y Figura 24.

Tabla 43. Influencia de la dosificación del colector en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.

Ensayo	%Colector	%TiO ₂ en el producto de caolín	%CaCO ₃ en el producto de caolín	%Recuperación*
4	0,05	0,92	0,51	94,67
5	0,1	0,91	0,53	94,75
6	0,2	0,82	0,26	95,65
7	0,4	0,84	0,23	96,01
7 Duplicado	0,4	0,83	0,24	96,13

*Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

Figura 24. Efecto de la dosificación del colector en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.



En la Tabla 43 y Figura 24 se observa que a 0.2% de colector (ácido oléico), se obtuvo un producto de caolín con la menor cantidad de anatasa (TiO₂) y alto porcentaje de recuperación. A menores cantidades de colector no existen las condiciones adecuadas para que las impurezas de TiO₂ se adhieran al mineral portador (CaCO₃).

Prueba No 3. Influencia de la cantidad de mineral cargador (CaCO_3) de impurezas de TiO_2 en el proceso de ultraflotación. Las condiciones para los ensayos se resumen en la Tabla 44.

Tabla 44. Condiciones de la Prueba No 3 de ultraflotación.

Colector (P/P)	0,20%
pH	10-10,5
Relación Calcita/Colector	0,65
Tiempo Flotación	8min
%Espumante (P/P)	0,25%
% Sólidos en el acondicionamiento (P/P)	20%

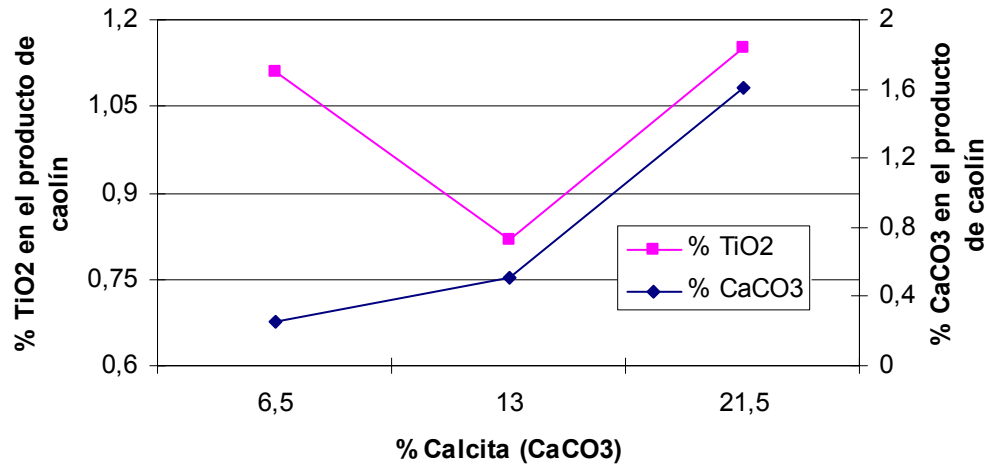
Los resultados obtenidos de la Prueba N° 3 de ultraflotación, se muestran en la Tabla 45 y Figura 25.

Tabla 45. Influencia de la cantidad del mineral portador (% CaCO_3) en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.

Ensayo	%Calcita	% TiO_2 en el producto de caolín	% CaCO_3 en el producto de caolín	%Recuperación*
8	6,5	1,11	0,26	95,65
9	13	0,82	0,50	96,72
10	21,5	1,15	1,61	93,00
9 Duplicado	6,5	0,83	0,51	95,87

*Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

Figura 25. Efecto de la cantidad del mineral portador en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.



En la Tabla 45 y Figura 25, se observa que para 13% (%P/P) de calcita con respecto al caolín seco se obtuvo la menor cantidad de TiO₂ en el producto de caolín, con un alto porcentaje de recuperación. A menores cantidades de mineral portador, no existen suficientes probabilidades de interacción entre el mineral portador y las impurezas de TiO₂, conllevando a una menor remoción. A altas cantidades de mineral portador se observa una disminución en su flotabilidad, llevando a una baja eliminación de TiO₂.

Prueba No 4. Influencia del porcentaje de sólidos en el acondicionamiento de la pulpa. Las condiciones a la cual se llevaron a cabo las pruebas se muestran en la Tabla 46.

Tabla 46. Condiciones de la Prueba No 4 de ultraflotación

Colector (P/P)	0,20%
pH	10-10,5
%Portador (P/P)	13%
Tiempo Flotación	8min
%Espumante (P/P)	0,25%
% Sólidos en el acondicionamiento (P/P)	20%

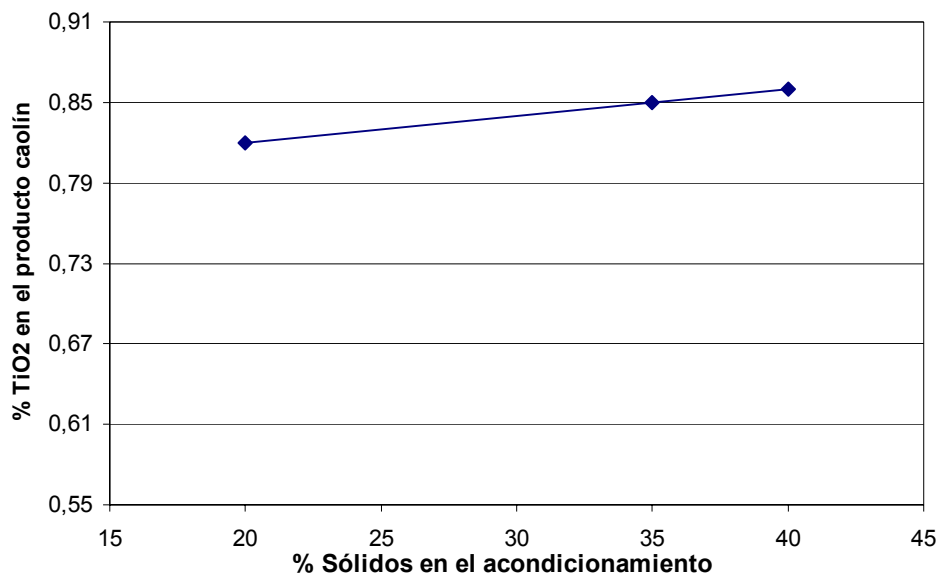
Los resultados obtenidos de la Prueba N° 4 de ultraflotación, se muestran en la Tabla 47 y Figura 26.

Tabla 47. Influencia del porcentaje de sólidos en los ensayos de ultraflotación en tubo Hallimond.

%Sólidos en el Acondicionamiento	%TiO ₂ en el producto de caolín	%CaCO ₃ en el producto de caolín	%Recuperación*
20	0,82	0.50	95,65
35	0,85	0.57	90,62
40	0,86	0.60	88,33

*Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

Figura 26. Efecto del porcentaje de sólidos en el acondicionamiento.



En la Tabla 47 y Figura 26, se observa que al existir un aumento en el porcentaje de sólidos se mantiene la remoción de TiO₂. Es decir, que el % sólidos de la pulpa en el acondicionamiento no tiene una marcada influencia en el mecanismo del proceso de ultraflotación estudiado.

3.4.1.3. Calidad del caolín obtenido por ultraflotación en tubo Hallimond. Las condiciones para las cuales se obtuvieron los mejores resultados de ultraflotación en tubo Hallimond se presentan en la Tabla 48.

Tabla 48. Condiciones más apropiadas para la remoción de anatasa (TiO_2) por flotación en tubo Hallimond.

Variables	Valor
Porcentaje de sólidos en el acondicionamiento.	20% (P/P)
Cantidad de depresante	----
Cantidad de colector	0.2% (P/P)
Cantidad de mineral portador	13% (P/P)
Cantidad de espumante.	0.25% (P/P)
pH	10 - 10.5

Bajo estas condiciones se pudo mejorar la calidad del caolín en cuanto a la remoción de anatasa (TiO_2).

3.4.2 Flotación en Celda Columnar. Se partió de los resultados obtenidos en el tubo Hallimond, Tabla 48, a fin de dejar fijos los valores de estas, con el objeto de analizar la influencia de las diferentes variables operativas de la columna de flotación, las cuales fueron:

- Caudal de aire
- Altura de la columna
- Caudal de alimentación
- Relación bás
- Caudal de agua de lavado
- Caudal de espuma

3.4.2.1. Diseño y construcción de la columna de flotación. Los elementos básicos de una columna, son la unidad de alimentación y su distribución a través de la sección de la columna, los difusores que dan lugar a la formación de burbujas de aire, la altura de la columna, el diámetro y la capacidad.

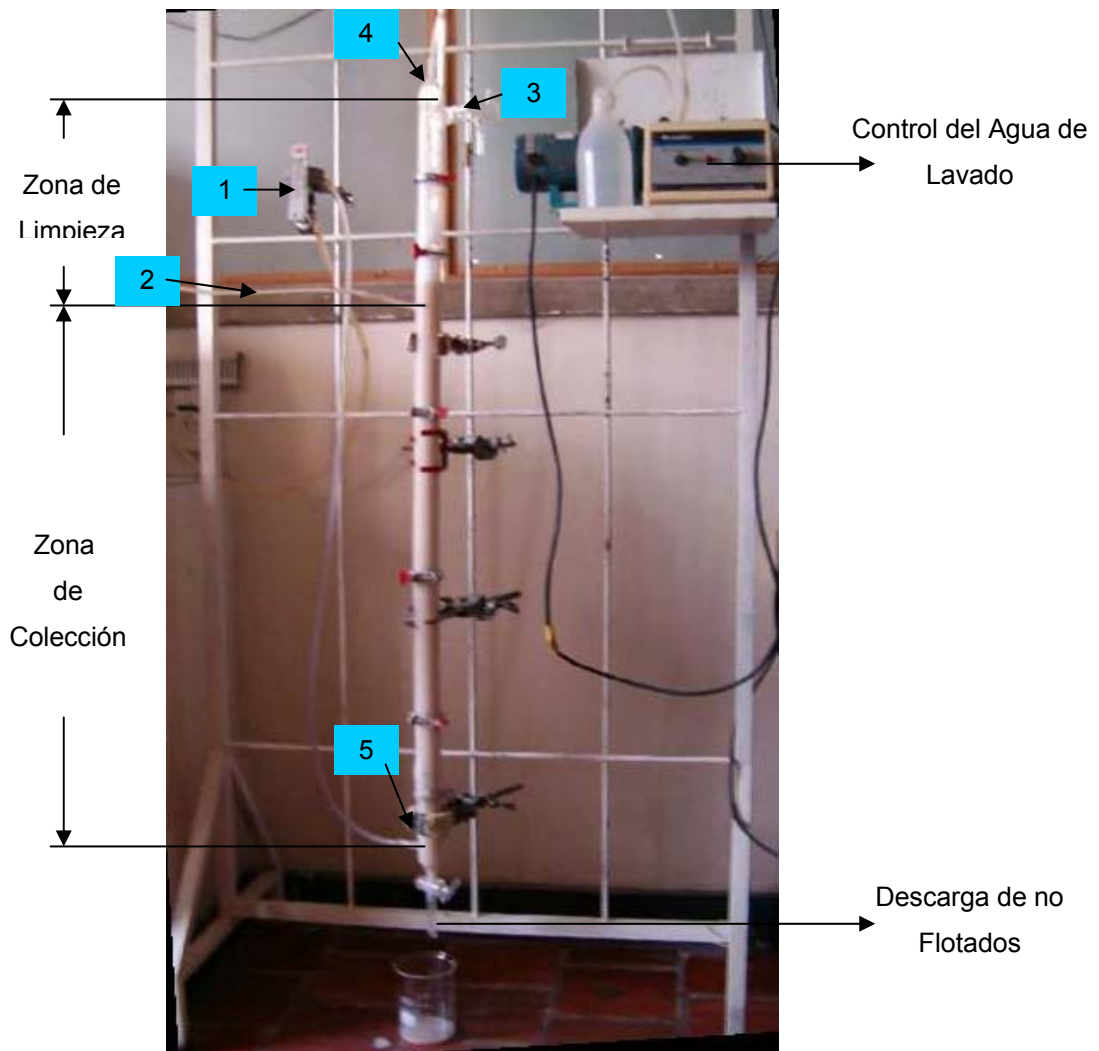
La unidad de alimentación y su distribución a través de la sección de la columna, son factores muy importantes que define la flotación de partículas finas. Esta se debe realizar de manera uniforme, y generalmente sucede a 1/3 o 1/4 de la altura de la columna, desde la parte superior.

Para la elección de los difusores (burbujeadores) se han desarrollado varias técnicas, con el fin de producir el enjambre de burbujas y disminuir el diámetro de las mismas. Los más comunes son los de materiales cerámicos porosos donde la generación de burbujas consiste en la introducción de aire en el agua, a través del material poroso. Generalmente se usan visores en la parte inferior y superior de la columna; a fin de controlar los niveles de distribución de burbujas dentro de la celda, asumiendo una densidad de pulpa similar en toda la zona de recuperación. Para la construcción del cuerpo principal de la columna, a nivel de laboratorio se recomienda el uso de materiales de vidrio transparente a fin de observar todo el fenómeno de ultraflotación.

La capacidad de la columna viene dada en primera instancia por el diámetro (d) y posteriormente por la altura (h). Como consecuencia, existe una relación (h/d) apropiada. En caso de usar un diámetro muy grande, la aireación no sería uniforme ocasionando un efecto negativo en la eficiencia del proceso. Estas relaciones son dependientes del tipo de material que se desea flotar. Existen diversas investigaciones referentes al tema ⁽⁹⁾, pero para el caso de los caolines es poca la información de que se dispone.

La altura juega un papel importante en el diseño de la columna, ya que esta determina el tiempo de flotación, la capacidad de transporte de las burbujas y por tanto la selectividad del proceso de separación. Desafortunadamente teniendo esta importancia, actualmente no existe un método aceptado para establecer cuál sería la altura más apropiada, sin embargo existen autores que opinan que un incremento en la altura de la columna ocasiona un aumento en la eficiencia.

Figura 27. Fotografía de la columna de flotación



1. Rotámetro (Control del caudal de aire que llega al difusor).
2. Entrada de la pulpa alimento previamente acondicionada.

3. Descarga de flotados (mineral portador, calcita con TiO_2).
4. Disco de vidrio perforada para permitir la entrada de agua de lavado.
5. Difusor (spargers).

La celda columnar fue construida en el laboratorio de Grupo de Investigaciones en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente de la Universidad Industrial de Santander, con columnas de vidrio modulares de 3 cm de diámetro, con el fin de obtener diferentes alturas de la columna y analizar la influencia de esta manteniendo constante la relación entre las zonas de limpieza y colección (1/4), el agua de lavado se ubicó en la parte superior de la columna donde se colocó una capa de vidrio perforada a la altura de la descarga de espuma. Una fotografía de la columna de flotación se observa en la Figura 27.

Para producir las burbujas se utilizó un disco de vidrio sinterizado No 5, por donde el aire que se inyectaba a la columna proveniente de una bomba de aire, daba lugar a la formación de burbujas al interior de la celda columnar.

3.4.2.2. Montaje y ajuste del funcionamiento de la columna de flotación. En esta etapa del trabajo se hicieron pruebas preliminares, que consistieron en fijar las condiciones adecuadas para la operación del equipo de flotación. Manteniendo flujos de aire constante, entre 100 y 110 cc/min, se establecieron rangos de trabajo de las variables mencionadas en la Tabla 49, con el objeto de realizar el estudio operativo en la celda columnar.

En la Tabla 49, se presentan, las variables operativas de la columna de flotación, junto con su respectivo control.

Tabla 49. Control de las variables operativas de la celda columnar.

Variables Operativas	Control
Caudal de alimentación	Bomba peristáltica
Caudal de aire	Rotámetro
Caudal de caolín purificado	Llave de descarga
Caudal de espuma con relaves	Probeta graduada
Caudal de agua de lavado	Bomba peristáltica

El nivel se dejó por encima del punto de alimentación con el fin de que el mineral proveniente del acondicionamiento entrara en contacto con el licor de la columna cuyo pH fue previamente acondicionado, según los resultados obtenidos en los ensayos de microflotación en el tubo Hallimond. Adicionalmente se le agregaba una cantidad de espumante con el objetivo de obtener burbujas más pequeñas.

Por ultimo se recogían muestras de flotado y no flotado, se secaban para determinar % de recuperación y realizar los análisis químicos respectivos.

Prueba No 1. Influencia de la altura de la columna. Se realizaron pruebas con el mineral portador, y tomando como variable respuesta el porcentaje de recuperación de dicho mineral, ya que es determinante para el tiempo de flotación, la capacidad de transporte de las burbujas y por lo tanto para el proceso de separación. Las condiciones de trabajo utilizadas se muestran en la Tabla 50.

Tabla 50. Condiciones de la prueba No 1 de flotación en celda columnar.

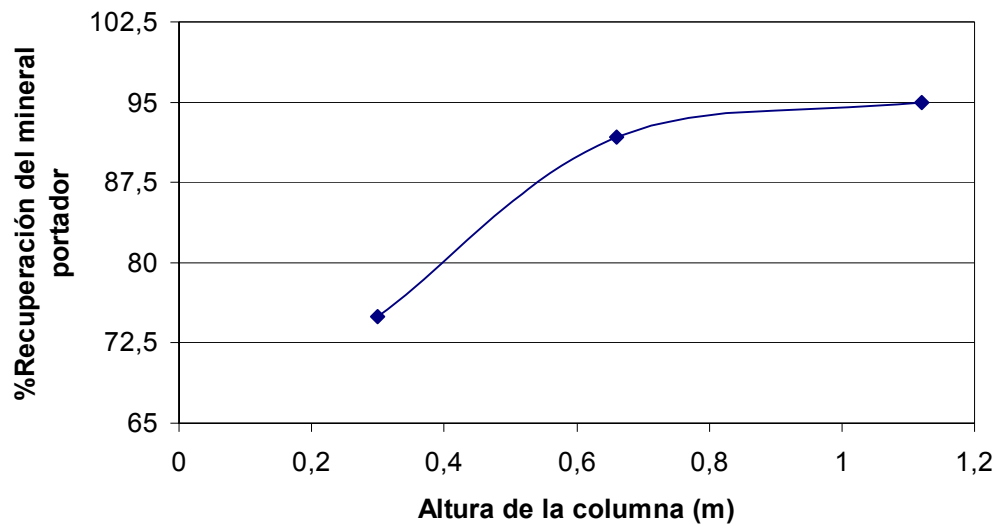
Caudal de alimentación	23cc/min
Bias	1,5
Caudal de agua de lavado	48cc/min
Caudal de caolín purificado	35cc/min
Caudal de aire	105cc/min

Los resultados obtenidos de la Prueba N° 1 de ultraflotación en celda columnar, se muestran en la Tabla 51 y Figura 28.

Tabla 51. Influencia de la altura de la columna sobre el % de recuperación del mineral portador.

Altura de la Columna (m)	% Recuperación del mineral portador flotado
0,30	75,0
0,30	76,4
0,66	91,7
0,66	90,8
1,12	95,0
1,12	96,2

Figura 28. Efecto de la altura de la columna de flotación sobre el % de recuperación del mineral portador.



Según la Figura 28, se observa resultados favorables de % recuperación del mineral portador, calcita, cuando se trabaja a una altura de columna de 1,12m; por lo cual todos los siguientes ensayos se realizaron con esta altura de la columna.

Prueba No 2. Influencia del tiempo de estabilización de la columna.

Realizando pruebas con el mineral portador, se observan resultados que se muestran en la Tabla 52.

Tabla 52. Efecto del tiempo de estabilización de la columna sobre la recuperación del mineral portador.

Tiempo de estabilización (Minutos)	% Recuperación del mineral portador
2	92.16
4	95.76
6	97.93
8	97.68
10	96.8
14	91.36
16	91.45

En la Tabla 52 se observa que a tiempos de 6 y 8 minutos se presentaban los porcentajes de recuperación más altos. Por lo tanto, la toma de muestra se llevó a cabo a los 8 minutos.

3.4.2.3. Efecto de las variables operativas en la ultraflotación de impurezas de TiO₂ en el caolín usando la celda columnar. Establecido el ajuste del funcionamiento de la columna de flotación se analizó la influencia de las variables operativas en el proceso.

Prueba No 3. Influencia del caudal de alimentación a la celda columnar. Las condiciones de operación se muestran en la Tabla 53.

Tabla 53. Condiciones de la prueba No 3 de la flotación en celda columnar.

Altura de la columna	1,12 m
Bias	1,5
Caudal de aire	105cc/min

Los resultados obtenidos de la Prueba N° 3 de ultraflotación en celda columnar, se muestran en la Tabla 54, Figura 29 y Figura 30.

Tabla 54. Efecto del caudal de alimentación de la columna sobre la remoción de TiO₂ del caolín.

Caudal de Alimentación (cc/min)	%TiO₂ en el producto de caolín	%CaCO₃ en el producto de caolín	% Recuperación*
18	0,87	0,32	86,6
23	0,88	0,47	94,8
48	1,10	1,25	96,5
62	1,16	1,82	98,2
23	0,86	0,40	95,2

*Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

A partir de las figuras 29 y 30, se observa que al existir un aumento en el caudal de alimentación el % de recuperación aumenta debido al bias ya que gracias a este parámetro hay un incremento en el caudal de caolín purificado (no flotados). Adicionalmente existe una disminución en la eficiencia del proceso ya que los caudales son muy altos ocasionando que no se den tiempos suficientes de residencia para que se lleve a cabo el proceso. Por esta razón las condiciones más apropiadas corresponden a un caudal de 23 cc/min ya que se observa alta remoción de titanio y adicionalmente un % de recuperación aceptable.

Figura 29. Efecto del caudal de alimentación de la columna sobre la remoción de TiO_2 del caolín.

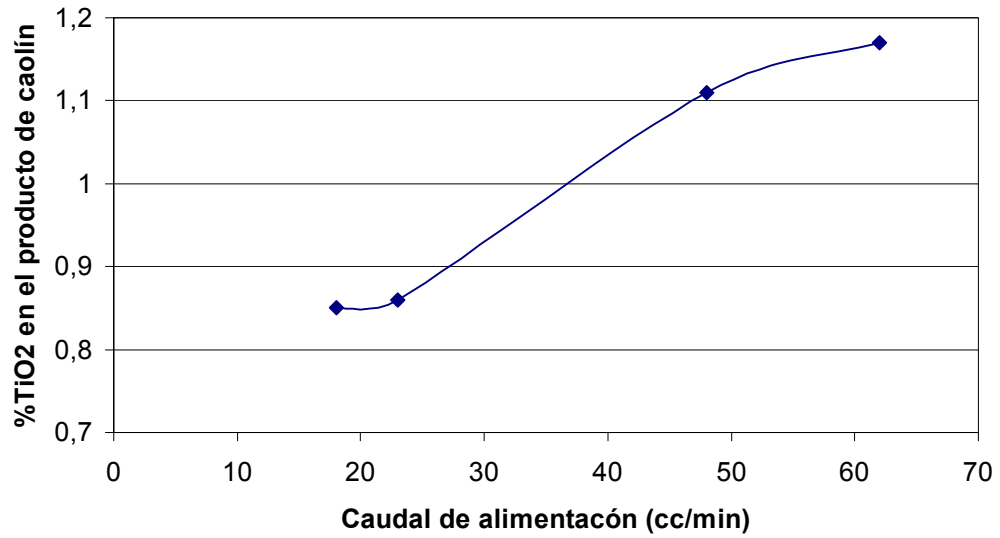
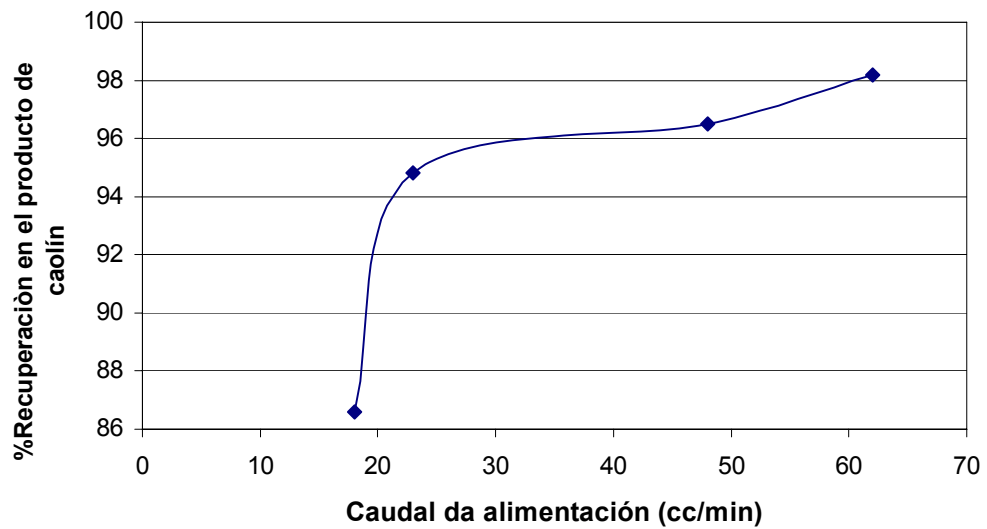


Figura 30. Efecto del caudal de alimentación de la columna sobre el porcentaje de recuperación (no flotados) del caolín.



Prueba No 4. Influencia de la relación bás. La cual debe ser mayor o igual que 1, esta relación se controla por la adición del agua de lavado, las condiciones de trabajo se muestran en la Tabla 55.

Tabla 55. Condiciones de la Prueba No 4 de flotación en celda columnar.

Altura de la columna	1,12 m
Caudal de alimentación	23cc/min
Caudal de aire	105cc/min

Los resultados obtenidos de la Prueba N° 4 de ultraflotación en celda columnar, se muestran en la Tabla 56, Figura 31 y Figura 32.

Tabla 56. Efecto del bás en la operación de la columna sobre la remoción de TiO_2 del caolín.

BIASS	%TiO_2 en el producto de caolín	%$CaCO_3$ en el Producto de caolín	% Recuperación*
1	0,79	0,35	82,6
1,5	0,86	0,53	94,8
2,0	1,15	1,25	96,5
1	0,76	0,39	80,5

*Relación entre el porcentaje del caolín purificado en peso (no flotado) y el caolín alimentado al proceso en peso.

Figura 31. Efecto de la relación bás en la operación de la columna sobre la remoción de TiO_2 del caolín.

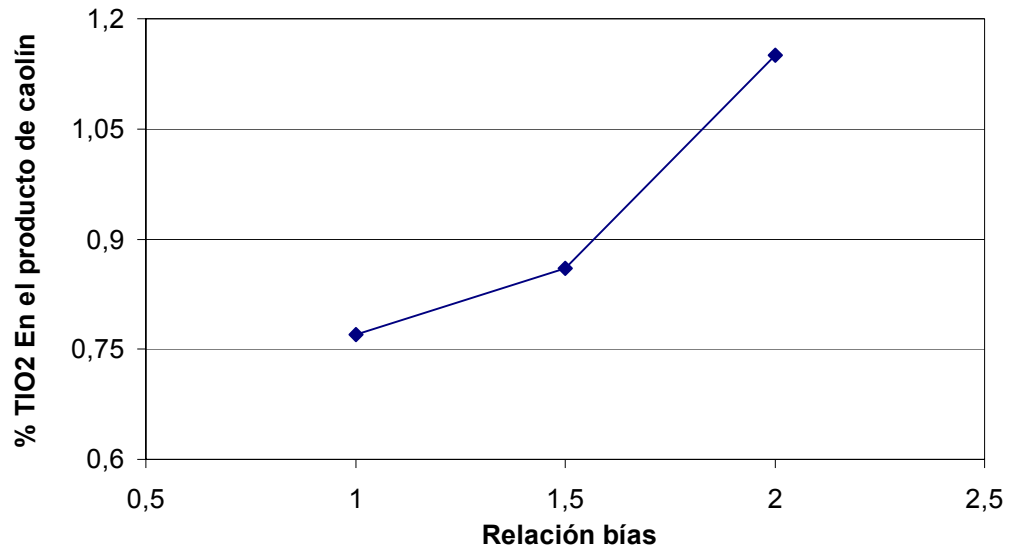
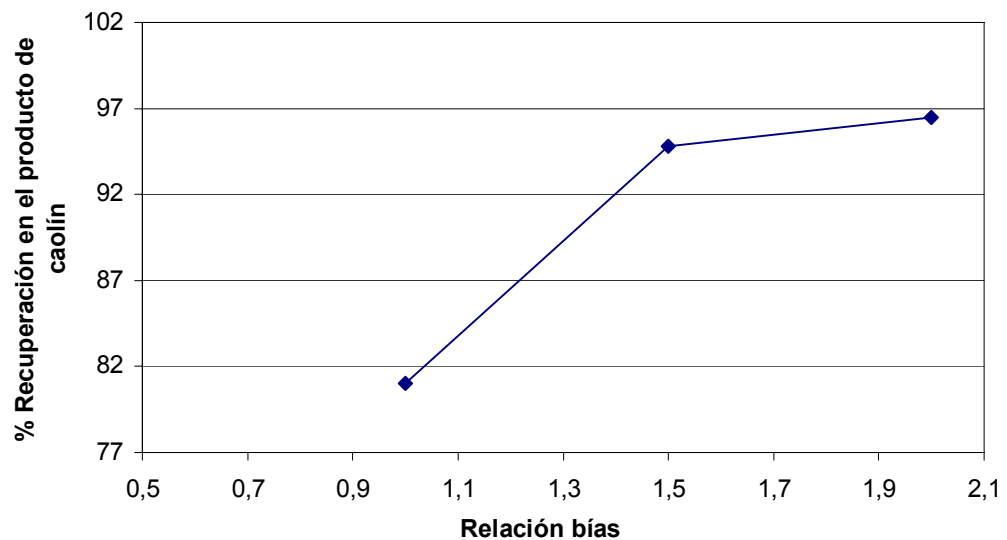


Figura 32. Efecto de la relación bás en la operación de la columna, sobre el porcentaje de recuperación (no flotados) del caolín.



Observando la Figura 31, a una relación bás de 1 se observa la mayor remoción de anatasa (TiO_2), pero igualmente el menor porcentaje de recuperación (Figura 32). Por lo anterior se tomó como mejor condición un bás de 1, ya que es de

mayor importancia la remoción de impurezas en el presente trabajo de investigación.

3.4.2.4. Calidad del caolín obtenido por ultraflotación en celda columnar.

Como resultado de las anteriores pruebas se determinaron las condiciones presentadas en la Tabla 57, bajo las cuales se obtuvieron los mejores resultados.

Tabla 57. Condiciones de las variables operativas de la columna de flotación.

Variables Operativas	Condiciones establecidas
Altura de la columna	1.12m
Caudal de aire	100 – 110 cc/min
Caudal de alimentación	23 cc/min
Relación bás	1.0

La composición química del caolín obtenida, con estas condiciones se presentan en la Tabla 58.

Tabla 58. Composición química del compósito CS14 después de flotación en celda columnar.

Muestra	%SiO ₂	%Fe ₂ O ₃	%Al ₂ O ₃	%K ₂ O	%CaCO ₃	%MgO	%TiO ₂
CS14	50,03	0,83	37,52	6,52	0,48	0,81	0,77
CS14Duplicado	52,05	0,78	38,61	6,49	0,52	0,77	0,75

Con el producto de la purificación del caolín utilizando flotación columnar se obtuvo una composición química adecuada para la fabricación de azulejos y baldosas de cerámica fina de acuerdo a la Tabla 2 del Anexo D.

3.5 PROPUESTA DE SISTEMA DE BENEFICIO

Para cumplir el último objetivo propuesto en este trabajo de grado, el cual consistió en establecer la viabilidad técnica del uso de flotación columnar para el mineral en estudio, en la Figura 33 se presenta el diagrama de flujo de la planta de procesamiento propuesta, de acuerdo con los resultados obtenidos en la investigación y la bibliografía consultada. El beneficio del caolín contempla las etapas que a continuación se describen.

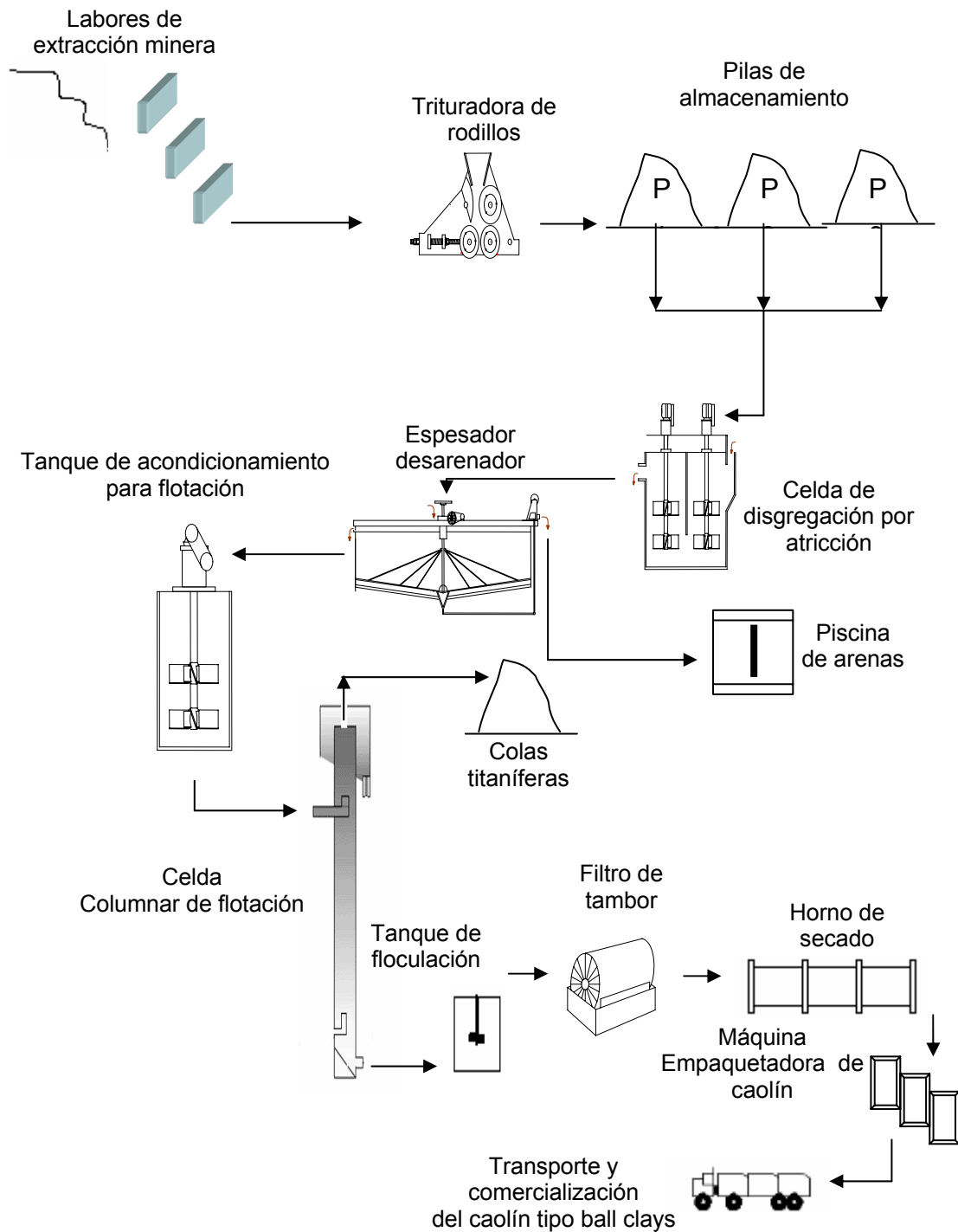
3.5.1 Etapa de producción minera. Este sistema de beneficio consta de labores manuales de explotación, lo cual fue seleccionado con el fin de evitar un mal impacto sociocultural y al mismo tiempo económico de los mineros de la región ya que gran parte de la población ejerce esta labor.¹ El mineral de mina contiene una humedad del 29% y una densidad promedio de 2.62 g/cm³.

3.5.2 Etapa de reducción de tamaño. Esta comprende la trituración en rodillos y la disgregación en celdas de atricción.

Debido a que el mineral es explotado en forma de cubos o terrones, cuyas dimensiones promedio pueden ser de 25 cm X 25 cm X 25 cm, se propone un área de trituración para obtener una reducción de tamaño hasta 2.54 cm. El equipo de trituración seleccionado es una trituradora de rodillo triple, ya que este es especial para arcillas plásticas⁽²⁷⁾.

¹ Capítulo 3. Informe final presentado a conciencias proyecto “Mejoramiento de la Calidad de los Caolines de Oiba (Santander), para la Fabricación de Cemento Blanco, Cerámicos y Papel”.

Figura 33. Diagrama de flujo propuesto para el beneficio de caolines del yacimiento Barro Blanco en Oiba, Santander, Licencia minera N° 070-68



Posteriormente el mineral es depositado en tres pilas de almacenamiento, una para cada frente de explotación, con el fin de asegurar un flujo adecuado y continuo del mineral alimentado a la operación de disgregación.

La disgregación tiene como objetivo liberar y mantener en suspensión las partículas arcillosas. Esto se logra empleando una celda de disgregación por atrición con la adición continua y controlada de agua, dispersante (silicato de sodio) y con acondicionamiento del pH. La celda de disgregación se debe alimentar con partes iguales de material de las pilas de almacenamiento correspondiente a cada frente de explotación a una agitación de 2500 r.p.m durante 30 minutos, obteniéndose una mezcla con la siguiente composición química.

SiO ₂	61,49	%
Al ₂ O ₃	27,3	%
Fe ₂ O ₃	0,64	%
K ₂ O	4,82	%
MgO	0,57	%
TiO ₂	1,42	%

3.5.3 Etapa de purificación por sedimentación. La descarga de la pulpa disgregada servirá de alimento a la etapa de desarenamiento por sedimentación en un espesador, el cual tiene como propósito la eliminación de la mayor parte del cuarzo libre presente en el mineral, dando lugar a dos productos, los sedimentos y los suspendidos. En los sedimentos o arenas se encuentra el cuarzo y en los suspendidos estarán los minerales arcillosos, a continuación se presentan las composiciones químicas.

Composición química hundidos (cuarzo)

SiO ₂	84,06 %
Al ₂ O ₃	3,08 %
Fe ₂ O ₃	0,11 %
K ₂ O	2,17 %
MgO	0,24 %
TiO ₂	1,9 %

Composición química suspendidos (caolín)

SiO ₂	51,35 %
Al ₂ O ₃	38,18 %
Fe ₂ O ₃	0,88 %
K ₂ O	6,01 %
MgO	0,72 %
TiO ₂	1,20 %

3.5.4 Etapa de purificación por flotación. La pulpa de suspendidos será llevada a un tanque de acondicionamiento, para ser alimentada al proceso de ultraflotación en celda columnar, que tiene como fin la remoción de impurezas de TiO₂, las cuales rebalsan por la parte superior de la celda columnar (flotado), y el mineral de interés o producto purificado se descarga por la parte inferior (no flotados).

Acondicionamiento para ultraflotación

Porcentaje de sólidos de pulpa	23	%
Mineral portador (Calcita)	13	%
Reactivo modificador de pH	Hidróxido de amonio	pH 10-10,5
Colector (Ácido Oleico)	0,2	%
Espumante (Genapol)	0,25	%

Ultraflotación en celda columnar

Porcentaje de recuperación (No flotados)	81	%
Remoción de Anatasa (TiO ₂)	42	%

Composición flotados

SiO ₂	21,58	%
Al ₂ O ₃	14,55	%
Fe ₂ O ₃	0,645	%
K ₂ O	0,20	%
MgO	0,028	%
TiO ₂	2,36	%
CaCO ₃	58,41	%

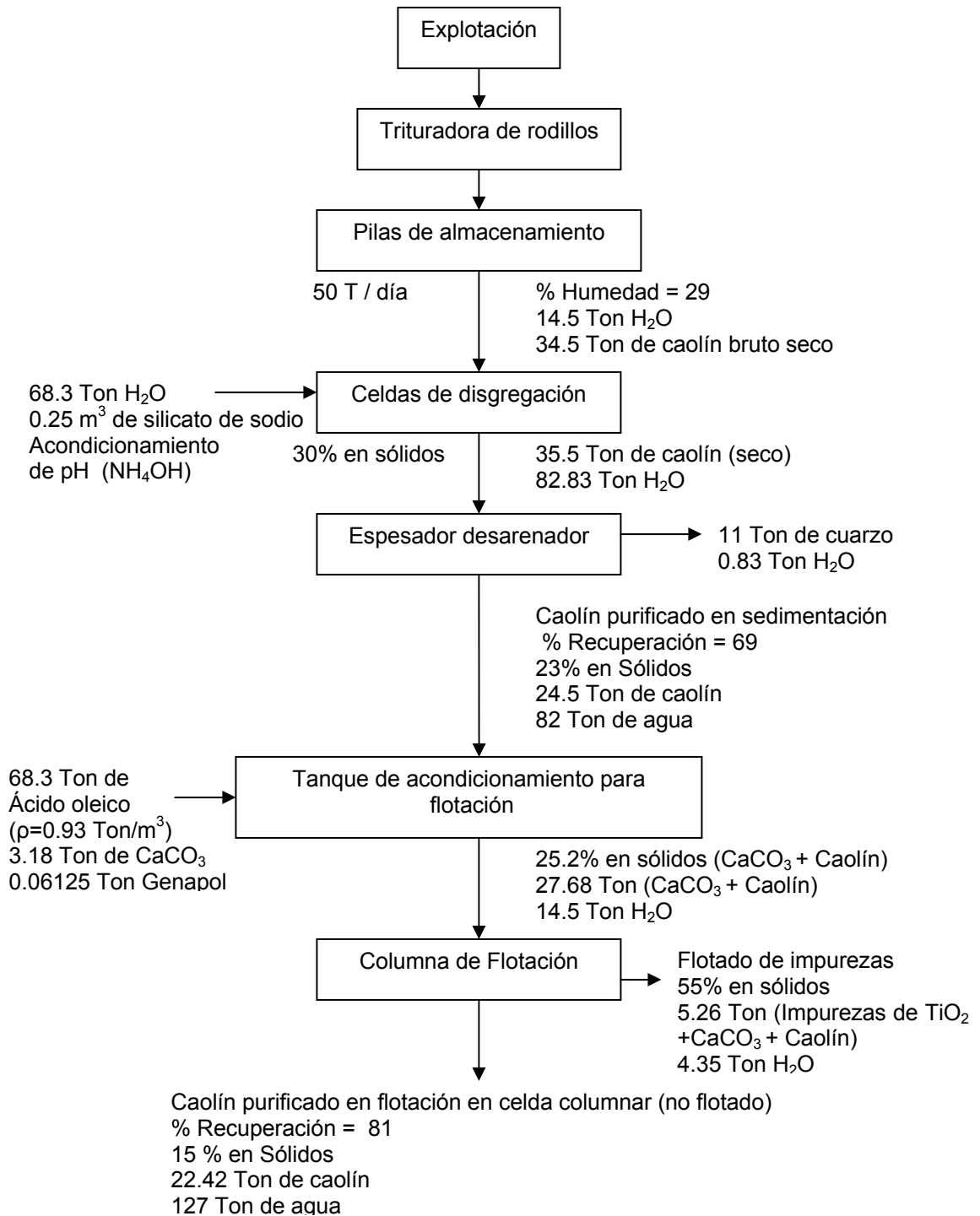
Composición no flotados

SiO ₂	51,04	%
Al ₂ O ₃	38,30	%
Fe ₂ O ₃	0,81	%
K ₂ O	6,52	%
MgO	0,78	%
TiO ₂	0,76	%
CaCO ₃	0,50	%

3.5.5 Etapa de filtración y secado. El caolín purificado se lleva al proceso de filtración, para lo cual se propone un filtro rotatorio de tambor. Para ser efectiva la filtración, debido a la granulometría tan fina del mineral, será necesario la adición de un floculante (sulfato de aluminio). Finalmente se realiza el secado del producto purificado en un horno rotatorio para su posterior empaque y comercialización.

El producto purificado obtenido después de realizar el beneficio antes mencionado, es adecuado para la fabricación de cerámica fina de acuerdo a la Tabla 2 que se encuentre en el Anexo D.

3.5.6 Balance de masa de la propuesta de beneficio.



% Recuperación de caolín purificado para la planta = 63.15%

4. CONCLUSIONES

La caracterización geoquímica y mineralógica del depósito arcilloso de la zona minera de Barro Blanco, corresponde a una arcilla caolinítica tipo ball clays. Estas arcillas presentan propiedades plásticas excelentes, como para ser utilizadas en la elaboración de pastas cerámicas para gres, barro cocido y loza.

En el proceso de sedimentación para la eliminación de cuarzo libre presente en el mineral en estudio, se obtuvieron resultados satisfactorios ya que se incrementó el porcentaje de alúmina de un 27.4% a un 38.18%. A si mismo la distribución granulométrica pasó de 58.5% a un 80.7% de partículas menores de 2 micras. Con la composición química y el tamaño de grano obtenidos en esta etapa de purificación, el caolín es apto para ser utilizado como materia prima en la industria de cemento blanco, y podría ser una materia prima potencial para la elaboración de materiales aislantes eléctricos (electroporcelanas).

Para una relación de altura diámetro (h/d) constante en una celda de flotación columnar, la eficiencia del proceso de flotación depende del caudal de alimentación y la relación bias. Lo anterior se puede observar en la Figura 29 donde existe la presencia de un límite para el caudal de alimentación, en el cual, caudales superiores hay un decaimiento en la flotación de impurezas titaníferas, de la misma manera, se observa en la Figura 32 que para el mineral estudiado la relación bias corresponde al menor valor que admite el funcionamiento de una columna de flotación. Bajo este escenario estos dos factores descritos anteriormente pueden determinar el tiempo de residencia en el interior de la columna de flotación.

El proceso de ultraflotación en celda columnar hizo posible remover las impurezas de anatasa (TiO_2) presentes en el mineral en estudio hasta un 42%, con altos

porcentajes de recuperación (81%), logrando un caolín cuya composición química cumple para el uso en la elaboración de pastas cerámicas finas.

Fue posible la remoción de impurezas de TiO_2 en el caolín utilizando ultraflotación en celda columnar, lo cual indica que este equipo de flotación podría aplicarse al tratamiento de minerales ultrafinos como es el caso del mineral arcilloso que se encuentra en el municipio de Oiba (Santander).

5. RECOMENDACIONES

Realizar estudios con el objeto de mejorar el diseño de columnas de flotación, hallando correlaciones para determinar las dimensiones que se ajusten a las condiciones de operación.

Determinar en que forma está el hierro presente en el mineral estudiado, con el fin de establecer si es cristalino o amorfo, si está formando compuestos de hierros ó se encuentra como átomo sustitucional de otras especies no ferrosas.

Estudiar el posible uso de la sílice producto de la etapa de desarenamiento, con el fin de utilizarla como materia prima en diferentes industrias.

Hacer un estudio donde se pueda establecer la factibilidad de la extracción del titanio en el producto de espumas en la flotación con la celda columnar.

BIBLIOGRAFIA.

1. Angulo, R. Recursos Minerales de Colombia. Publicaciones Geológicas Especiales. 2ª Edición. Ingeominas. Bogota, Tomo II. Páginas 637-659. 1987.
2. HURLBUT, C. Manual de mineralogía de Dana. Segunda Edición. Editorial Reverté S.A. España, 1977.J.
3. BESRA, L.; SENGUPTA, D.K.; ROY, S.K.; AY, P. Polymer adsorption: its correlation with flocculation and dewatering of kaolin suspension in the presence an absence of surfactants. International Journal Mineral Process,66 . Páginas 183 – 202, 2002.
4. CASTELLANOS, M. Prospectiva de procesos químicos para los minerales de caolín y yeso de la Provincia Guantana. Ingeniería Química. Universidad Industrial de Santander. 1989.
5. CHANDRASEKHAR, S., RAMASWAMY, S. Influencia de las impurezas minerales sobre las propiedades del Caolín y sus productos termalmente tratados. Applied Clay Science N° 21. Páginas 133 - 142. 2002.
6. DONDI, M., et al. Chemical, mineralogical and ceramic properties of kaolinitic materials from the Tresnuraghes mining district (Western Sardinia, Italy). Applied Clay Science – 18. Páginas 145 – 155. 2001.
7. FERNANDES, R.; BENVINDO, A. Caracterizacao tecnológica de caulim para a indústria de papel. Rio de Janeiro: CETEM. 1991.
8. FRIEDMAN, G., & SANDERS, J. Principles of Sedimentology. John Wiley and Sons. New York. Páginas 167 – 199. 1981
9. RUBINSTEIN, J. Flotación en Columna Procesos, Diseños y Prácticas. Primera Edición. Editorial Rocas y Minerales. Madrid 1997.
10. GÁMIZ, E.; MELGOSA, M.; Et al. Relationships between chemico-mineralogical composition and color properties in selected natural and calcined Spanish kaolins. Applied Clay Science,28. Páginas 269 – 282, 2005.

11. GUSTAFSSON, J., NORDENSWAN, E., ROSENHOLM, J.B. Effect of pH on the sedimentation, ξ - potencial, and rheology of anatasa suspensions. *Colloids and Surfaces A: Physicochemical Engennier* – 212. Páginas 235 – 247. 2003.
12. HART, R., PIERRE, T., GILKES, R. Presencia de Hierro en Caolines de Indonesia y el Norte de Australia. *Clay Minerals*, N° 37. Páginas 671 - 685. 2002.
13. HART, R., WIRIYAKITNETEEKUL, W., GILKES, R. Propiedades de los Caolines de Tailandia. *Clay Minerals*, N° 38. Páginas 71 - 94. 2003.
14. KELLY, G; SPOTTISWOOD, D. Introducción al Procesamiento de Minerales. Segunda Edición. Editorial Limusa S.A. España, 1990.
15. LARROYD, F., PETTER, C.O., SAMPAIO, C.H. Purification of north Brazilian kaolin by selective flocculation. *Minerals Enginnering* – 15. Páginas 1191 – 1192. 2002.
16. MPOFU, P.; ADDAI-MENSAH, J.; RALSTON, J. Investigation of the effect of poymer structure type on flocculation, rheology and dewatering behaviour of kaolinite dispersions. *International Journal Mineral Process*, 71 . Páginas 247 – 268, 2003.
17. MURRAY, H.H., KOGEL, J.E. Engineered clay products for the paper industry. *Applied Clay Science*. In Press. 2005.
18. MUTHUR, Sharad. Kaolin Flotation. *Journal of Colloid and Interface Science* 256, 153-158. 2002.
19. NAVARRO, W. Caracterización físico-química del yacimiento caolínico de Macanal (Santander) y su aplicación industrial. *Ingeniería Química*. Universidad Industrial de Santander. 1991.
20. NUÑEZ, A. Arcillas. En: Angulo R. Recursos Minerales de Colombia. *Publicaciones Geológicas Especiales*. Ingeominas. Bogota, Tomo I. Páginas 13-23. 1978.
21. RAGHAVAN, P. CHANDRASEKHAR, S. Separation of titaniferrous impurities from kaolin by high shear pretreatment and froth flotation. *Applied Clay Science*. 2003.

22. SAIKIA, N.J.; BHARALI, D.J.; Et al. Characterization, beneficiation and utilization of a kaolinite clay from Assam, India. *Applied Clay Science* – 24. Páginas 93 – 103. 2003
23. SEI, J., et al. Characterization of kaolinitic clays from the Ivory Coast (West Africa). *Applied Clay Science* - 27. Páginas 235 – 239 . 2004.
24. SWORSKA, A.; LASKOWSKI, J.; CYMERMAN, G. Flocculation of the Syncrude fine tailings. Part I. Effect of pH, polymer dosage and Mg^{+2} and Ca^{+2} cations. *International Journal Mineral Process*, 60 . Páginas 143 – 152, 2000.
25. LORENZ, W.; GWOSDZ, W.; Manual para la evaluación geológica-técnica de recursos minerales de construcción. Instituto Federal de Geociencias y Recursos Naturales. Alemania. 2002.
26. BARBA, A. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Primera Edición. Instituto de Tecnología Cerámica. España, 1997.
27. VILLANUEVA, L. Diseño de un sistema de beneficio de caolines de Oiba (Santander), utilizados como materia prima en la utilización de cemento blanco. Ingeniería Química. Universidad Industrial de Santander. 1992.
28. ATAÑERO, A.; NUÑEZ, P. Avances en Flotación Columnar. Departamento de Ingeniería Metalúrgica. UNMSM. 2003.
29. NORTON, F. Refractarios. Primera Edición. Editorial Blume. España. 1971.
30. CABRERA, A. Minerales No Metálicos. Instituto Nacional de Investigación y Fomentos Mineros Memorando N. 8. Perú 1965.
31. SALMANG H. Los Fundamentos Físicos y Químicos de la Cerámica. Primera Edición. Editorial Reverté S.A. España. 1955.
32. ORTEGA, A. Separación de minerales por diferentes mojabilidad superficial. Ensayos de laboratorio en química e industria. Vol. 29 N° 6. Páginas 405-415. 1983.
33. ABDEL-KHALEK, N.; HASSAN, F.; ARAFA M. carrier flotation of ultrafine egyptian kaolin *Fizykochemiczne Problemy Metalurgii*, 32 (1998), 265–273
34. CÁRDENAS, D.; D. BEGAZO; T. Torres. Celdas Convencionales vs. Celdas Columna. Escuela de Postgrado de Ingeniería Metalúrgica. UNSA. 2000.

35. SIERRA, F.; "Evaluación Tecnológica del Proceso de Flotación: Celda Columna", Revista Rocas y Minerales, p. 50, junio de 1987.
36. GUERRERO H., CARDOZO A. Desulfuración de Carbones Usando Flotación Columnar. Trabajo de Grado, Ingeniería Química, Universidad Industrial de Santander, Bucaramanga, 2000.
37. VEGLIÓ, F., et al. Drum leaching test in iron removal from quartz using oxalic and sulphuric acids. International Journal Mineral Process, 54 . Páginas 183 – 200, 1998.
38. PORTILLA, M. Exploración Geológica y Cálculo de Reservas Probables de Arcilla y Yeso, con Fines Industriales en la Provincia de Guanenta. Universidad Industrial de Santander. 1989.
39. DALE, A. Modern Ceramic Practice. Maclaren & Sons Ltd, London. 1964
40. <http://www.caolins-asturianos.com>
41. [http:// www.economia.gob.mx](http://www.economia.gob.mx)
42. WANG, S.S., NAGARAJ, D.R. Novel collectors and processes for making and using same. US Pat. 4,871,466. 1987.

**ANEXO A: METODOLOGIA DE LOS ENSAYOS PARA LA CARACTERIZACION
DEL MINERAL**

➤ DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE HUMEDAD

Las muestras obtenidas directamente de la mina fueron transportadas en bolsas selladas para lograr el mayor grado de conservación.

Materiales y equipos

- Balanza analítica
- Estufa
- Desecador.

Procedimiento

- Pesar $1g \pm 0,1mg$ de muestra en un vidrio reloj.
- Calentar en una estufa durante 1h entre 105 y 110 °C.
- Dejar enfriar la muestra en un desecador.
- Pesar la muestra y repetir el procedimiento hasta peso constante.

- Realizar los siguientes cálculos.

$$\text{Contenido de humedad: } \%H = \frac{W_m - W_s}{W_m} * 100\%$$

Donde:

W_m : Peso de la muestra

W_s : Peso de la muestra seca

➤ DETERMINACION DENSIDAD REAL. Norma ASTM C 329-88.

- Secar la muestra a una temperatura de $110 \pm 5^\circ\text{C}$.
- La granulometría del mineral debe ser -4.75mm .

- Pesar el picnómetro vacío, M_f , previamente limpio y seco (secar en estufa de laboratorio).
- Introducir dentro del picnómetro el mineral en estudio (ocupando entre la mitad y los $\frac{3}{4}$ parte del volumen del picnómetro) y pesar, restar la masa del picnómetro vacío (M_f), y así determinar el peso de la muestra seca M_o (para muestras con partículas de tamaño máximo de 2mm el peso mínimo de la muestra es de 20 gramos, para tamaños máximos de 4.75mm son 100gr.)
- Adicionar líquido para humectar completamente el sólido y sacar todas las burbujas de aire que están presentes.
- El líquido elegido debe humectar completamente el mineral de tal forma que penetre fácilmente en el interior de los poros y además no presente ninguna reacción con el sólido.
- Completar con el líquido hasta llenar el picnómetro (tener en cuenta la tapa y el capilar) y pesar, M_b .
- Vaciar el picnómetro y limpiarlo.
- Llenar el picnómetro con el líquido elegido y pesar, M_a .
- Introducir el termómetro en el agua y registrar la temperatura, con 0.5°C de precisión.
- Cálculo de la densidad.

$$\rho = \frac{M_o \times \rho_l}{[M_o + (M_a - M_b)]}$$

Donde:

ρ = Densidad real del mineral.

M_o = Peso de la muestra sólida seca.

ρ_l = Densidad del líquido

M_a = Peso del picnómetro lleno de agua.

M_b = Peso del picnómetro con agua más muestra.

➤ **DETERMINACIÓN DE LA SÍLICE TOTAL (SiO₂) y ÓXIDOS METÁLICOS EN ARCILLAS. Norma ASTM C 323 - 56 (1990).**

Equipos y material de laboratorio

- Balanza analítica.
- Crisoles de platino.
- Mufla
- Plancha de calentamiento
- Equipo de absorción atómica marca.

Reactivos

- Carbonato de sodio (Na₂CO₃)
- Ácido Clorhídrico (HCl) en relación 1:1
- Ácido Clorhídrico (HCl) puro
- Ácido Fluorhídrico (HF) puro
- Ácido Perclórico (HClO₄)
- Hidróxido de amonio

Procedimiento

- Pesar 3g de carbonato de sodio en un crisol de platino con tapa
- Tarar y pesar 0,25g (Wm) de la muestra de caolín sobre la medida anterior.
- Mezclar muy bien con un alambre, y agregar una capa de carbonato de sodio sobre la mezcla
- Tapar el crisol y llevar a la mufla hasta 950 °C.
- Realizar un montaje con un vaso de precipitado de 600mL, vidrio reloj que cubra el vaso y una varilla de vidrio con policía.
- Introducir el crisol después de la calcinación de la muestra en el vaso con el montaje, introduciendo en el crisol la varilla.
- Agregar cuidadosamente ácido clorhídrico 1:1 dentro del crisol de platino.

- Esperar durante un tiempo hasta que termine de burbujear completamente y cuidadosamente lavar el crisol, teniendo cuidado que la muestra quede totalmente dentro del vaso de precipitado de 600ml.
- Adicionar entre 15 a 20mL de ácido perclórico y dejar secar en una plancha.
- Adicionar 5mL de HCl puro y agua caliente.
- Dejar enfriar.
- Aforar en un balón de 100mL.
- Filtrar y recoger el filtrado para la lectura de los metales (Al, Fe, Ca, K, Ti) en el equipo de absorción atómica preparando los respectivos patrones.
- Al papel filtro adicionar tres gotas de hidróxido de amonio, y calcinarlo a 1000°C.
- Pesar el calcinado (W1).
- Adicionar sobre el calcinado 5mL de HF y dejar evaporar completamente la sílice.
- Calcinar el crisol de platino con tapa (1000°C).
- Introducir en un desecador y pesar (W2).

Sílice Total:

$$\% SiO_2 = \frac{W1 - W2}{Wm} * 100\%$$

➤ **DETERMINACION DEL NIVEL DE ACIDEZ. Norma ASTM 11 D 4972 - 89.**

Materiales y reactivos

- Balanza analítica.
- pH metro.
- Vaso de precipitado
- Agua destilada.

Procedimiento

- Tomar 10 g de mineral con granulometría menor a 2 mm.
- Llevarlo a un recipiente de vidrio adicionándole 100 ml de agua destilada.
- Mezclar y dejar reposar por una hora
- Leer el pH con el pH metro.

➤ METODO COE-CLAVENGER MODIFICADO PARA DETERMINAR LA VELOCIDA DE SEDIMENTACION

Equipos y material de laboratorio

- Probeta de vidrio de 500ml.
- Agua.
- Cronometro.
- Lámpara de luz blanca (si es necesario).
- Mineral.

Procedimiento

- Pesar los gramos de mineral con una granulometría acorde con las futuras condiciones de operación.
- Preparar el porcentaje de sólidos estipulados.
- Homogenizar la pulpa por 1 hora.
- Agregar la cantidad de dispersante estipulada (silicato de sodio).
- Dejar sedimentar la pulpa tomando lecturas en mm desde la superficie de la pulpa hasta la interfase a medida que transcurre el tiempo (minutos). Los tiempos a medir son: 0, 0.5, 1, 1.5, 2, 2.5, 3, 3.5, 4, 4.5, 5, 6, 7, 8, 9, 10, 30, 45, 60, 70, 90 (minutos).
- Construir la gráfica de la altura de la interfase solución clara y pulpa versus el tiempo.

➤ **DETERMINACION DEL ANALISIS MICROGRANULOMETRICO UTILIZANDO LA PIPETA ANDREASEN.**

Equipos y material de laboratorio

- Pipeteador.
- Probeta de 600ml tipo Andreason.

Procedimiento

- Se prepara una pulpa al 3% en peso completamente dispersa, se afora a 600ml y se agita.
- Se toma inicialmente una muestra en un petri (tiempo = 0 minutos.) de 10ml para corroborar el 100% de la concentración (p0).
- Seguidamente se toman muestras sucesivas de 10ml a los siguientes tiempos 1, 2, 4, 8, 16, 32, 64 minutos.
- Para tiempos superiores a los indicados se requiere proteger la pipeta dentro de un entorno de temperatura controlada.
- La determinación de la cantidad de polvo, en la muestra extraída se determina mediante secado, posteriormente enfriamiento en un desecador y pesado.
- Se calcula el porcentaje de mineral pasante:

$$\%WP_t = \frac{(p_3 - p_2) * 100}{p_0}$$

$\%WP_t$ = porcentaje de mineral pasante en el tiempo t.

p_3 = peso de petri + muestra seca en el tiempo t

p_2 = peso de petri.

p_0 = Muestra seca en el tiempo 0.

- El tamaño de partícula se determina a partir de los tiempos y alturas predeterminadas, con correcciones para la variación de la profundidad debido a la extracción de la muestra.

Calculo del tamaño de partícula:

$$dst = \sqrt{\frac{18\mu\eta}{(\rho_s - \rho_f)g}}$$

dst = diámetro de stokes

μ = Velocidad de sedimentación de la partícula por efecto de la gravedad.

$$\mu = \frac{\chi}{t} \quad \chi = \text{nivel de altura de la pulpa en la probeta Andreason}$$

t = tiempo para la toma de muestra.

η = Viscosidad del agua

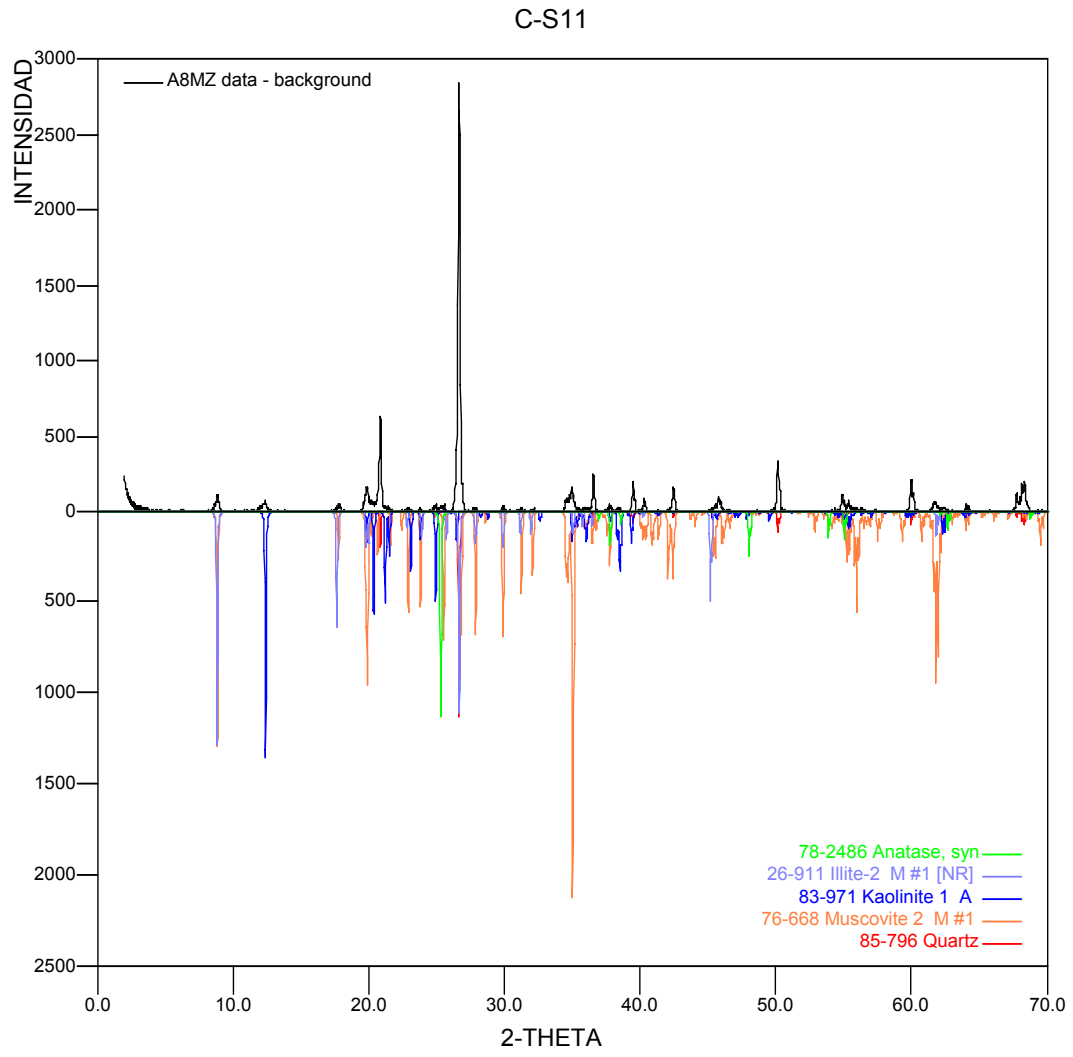
ρ_s = Densidad de la partícula sólida.

ρ_f = Densidad del fluido.

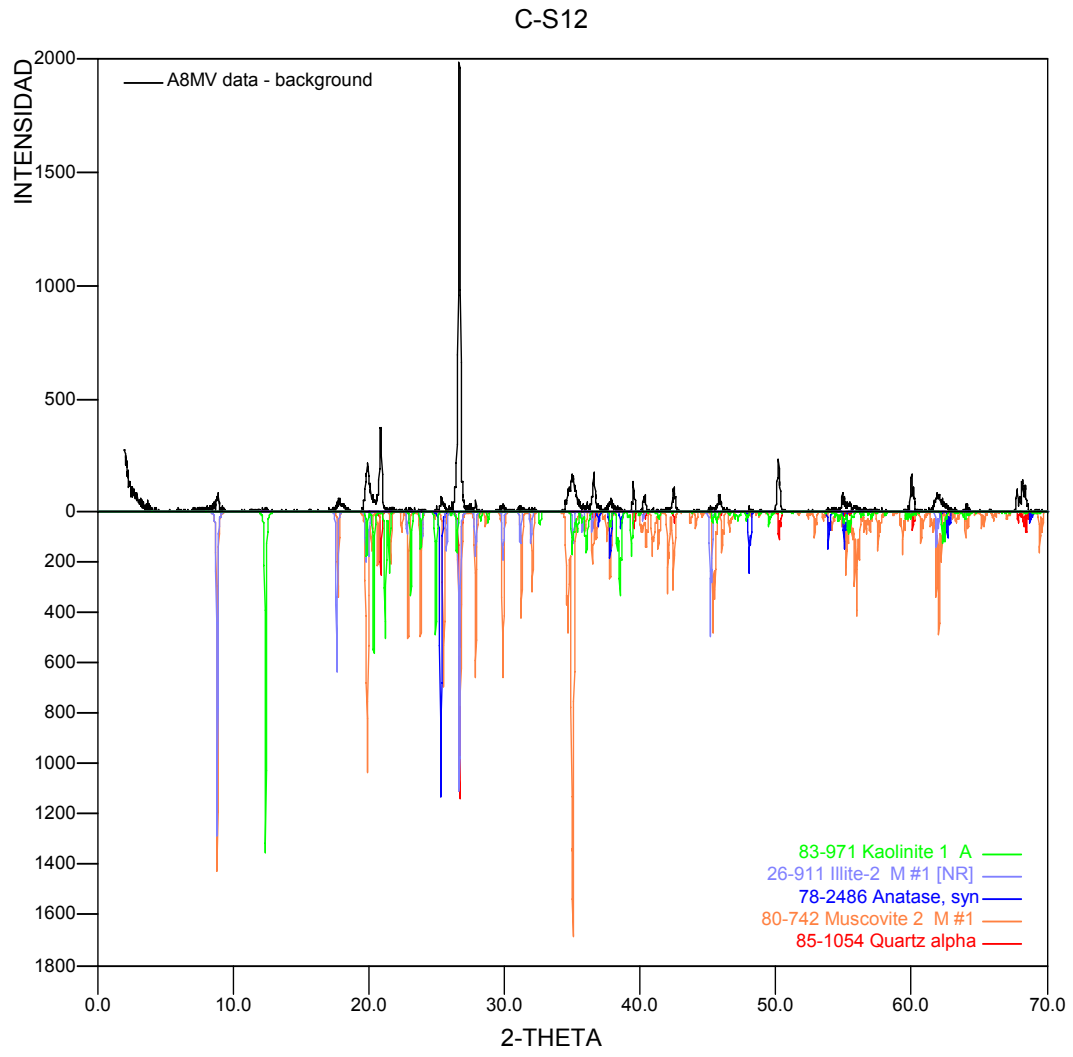
g = Aceleración de la gravedad.

ANEXO B: DIFRACTOGRAMAS DE LOS COMPÓSITOS CS11, CS12, Y CS13

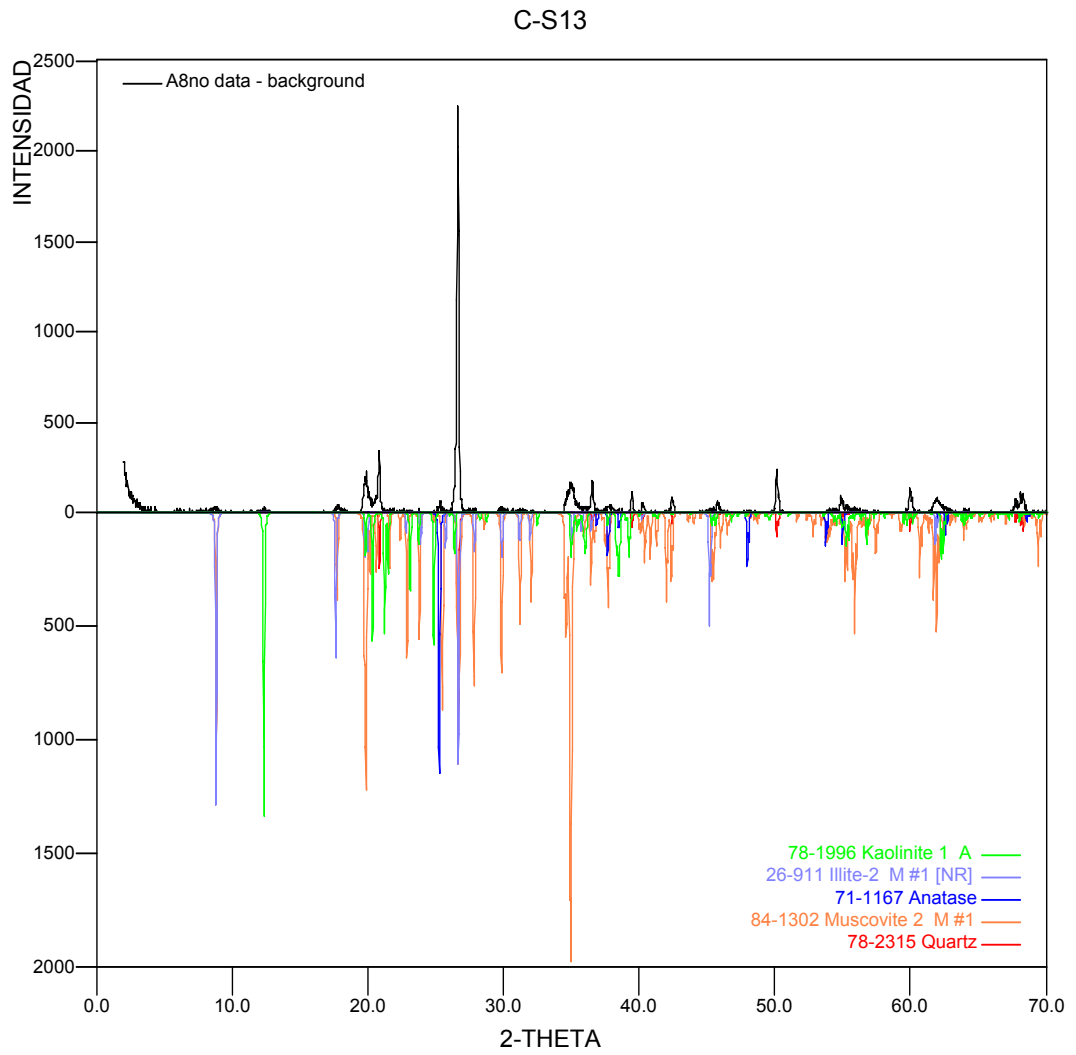
Difractograma CS11.



Difractograma CS12



Difractograma CS13



ANEXO C: FICHA TÉCNICA DE REACTIVOS



Laboratorios León S.A.

**FICHA TECNICA
SILICATO DE SODIO**

1. DESCRIPCION:

Líquido grisáceo, muy denso.

2. ESPECIFICACIONES:

- DENSIDAD: 40.0-42.0
- ALCALINIDAD: 8.74-9.74
- SILICE (%SiO₂): 26.22-30.56
- SÓLIDOS TOTALES: 363.1-40.5%
- RELACION (Na₂O: SiO₂): 1:3.00-1:3.15

3. USOS:

- CERAMICA: Son usados como desfloculante en cerámica.
- JABONES Y DETERGENTES, PAPEL Y DERIVADOS, TEXTILES: Para suavizar aguas.
- CONCRETO y CEMENTO: Fortalecedor de concreto.
- OTROS: En la producción de los derivados de la sílica.

4. PRESENTACION COMERCIAL:

- FRASCO X 500 mL
- GALON
- GARRAFA DE 5 GALONES X 31 KLS
- GARRAFA DE 15 GALONES X 84 KLS
- TAMBOR DE 55 GALONES X 300 KLS

Carrera 25 No. 11-50 • Apartado Aéreo 728 - Cables "LION" • Bucaramanga - Colombia
GERENCIA: 6348314 • VENTAS: 6456773 - 6453804 - 6450666 - 6453472 - 6343447 • Fax: 6345919
E-mail: lableon@colopremium.com



Laboratorios León S. A.

**FICHA TECNICA
GENAPOL-LAURIL SULFATO DE SODIO**

1. DESCRIPCION:

Líquido viscoso transparente e incoloro, de olor tenue, al agitarlo forma espuma.

2. ESPECIFICACIONES:

- COLOR ABS 400nm: 0.176 máximo
- GRAVEDAD ESPECÍFICA A 25°C: 1.041-1.050
- VISCOSIDAD cP a 25°C: 200 máximo
- HIERRO: 5.0 ppm
- pH (10% acuoso a 25 °C): 6.5-7.5
- % ACTIVOS (PM 382): 27.0-28.0
- % CLORUROS: 0.4 máximo
- ACEITE LIBRE: 0.7% máximo
- FORMALDEHIDO: 300-400ppm

3. USOS:

- Agente emulsificante
- Detergente
- Se usa en ungüentos, polvos para dientes y otros preparados farmacéuticos
- También se usa en la industria de los metales y pigmentos

4. PRESENTACION COMERCIAL:

- FRASCO X 500 mL
- GALON
- GARRFA DE 5 GALONES X 20 KLS

Carrera 25 No. 11-50 • Apartado Aéreo 728 - Cables "LION" • Bucaramanga - Colombia
GERENCIA: 6348314 • VENTAS: 6456773 - 6453804 - 6450666 - 6453472 - 6343447 • Fax: 6345919
E-mail: lahleon@anlpremium.com



Laboratorios León S.A.

**FICHA TECNICA
ACIDO OLEICO**

1. DESCRIPCION:

Líquido amarillo de olor característico

2. ESPECIFICACIONES:

- DENSIDAD RELATIVA: 0.900-0.906
- COLOR GARDENER: 4 máximo
- VALOR ACIDO (mg KOH/g): 194 mínimo
- ACIDOS GRASOS: 93.5 mínimo
- VISCOSIDAD (Pa-s) 25°C: 0.025-0.035
- CONTENIDO DE HUMEDAD: 0.1 máximo
- PUNTO DE INFLAMACION :> 190° C
- INDICE DE REFRACCION 25°C: 1.46-1.47

3. USOS:

- Farmacéutico: como coadyudante para emulsiones, ungüentos y cosméticos
- Compuestos para pulimentar
- Lubricantes
- Flotación de minerales
- Intermedio para síntesis orgánica
- Aditivo para alimentos
- Base para jabones
- Fabricación de oleatos

4. PRESENTACION COMERCIAL:

- FRASCO x 500mL
- GALON



Laboratorios León S.A.

**FICHA TECNICA
CARBONATO DE CALCIO TECNICO**

1. DESCRIPCION:

Polvo fino homogéneo de color blanco.

2. ESPECIFICACIONES:

- HUMEDAD: 0.18% máximo
- DENSIDAD: 2.76g/cc
- TAMAÑO DE PARTICULA (retención en tamiz malla 325): 1%

3. USOS:

- INDUSTRIA PLASTICA: En PVC, evita la combustión.
- CEMENTO: Se usa en la fabricación de cemento (Portland y natural).
- OTROS: Se usa en piedras para edificar, se emplea en la fabricación de cal, fuente de dióxido de carbono, fabricación de álcalis, eliminación de SO₂ de los gases de chimenea y agricultura.

4. PRESENTACION COMERCIAL:

- KILO
- BULTO X 50 KLS

Carrera 25 No. 11-50 • Apartado Aéreo 728 - Cables "LION" • Bucaramanga - Colombia
GERENCIA: 6348314 • VENTAS: 6456773 - 6453804 - 6450666 - 6453472 - 6343447 • Fax: 6345919
E-mail: lableon@calceon.com

**ANEXO D. ESPECIFICACIONES (VALORES GUÍAS) DE ARCILLAS
CAOLÍNITICAS RECOPIADAS SEGÚN LA LITERATURA TÉCNICA**

Tabla 1. Composición química, mineralógica y granulométrica media de arcillas caolinífticas (ball clay, arcilla en bruto).

	Caolín plástico (<i>ball clay</i>)	Caolín plástico silíceo
Composición química (%) (sin pérdida por recocido)		
SiO ₂	45 - 60	60 - 80
Al ₂ O ₃	25 - 35	15 - 25
Fe ₂ O ₃	0,3 - 0,4 (Ø <2)	0,3 - 0,4 (Ø <2)
TiO ₂	aprox. 1,0	aprox. 1,0
CaO, MgO	< 1,0	< 1,0
K ₂ O	0,5 - 4,0 (1,5 - 2,5)	0,5 - 4,0 (1,5 - 2,5)
Na ₂ O	0 - 0,75 (Ø 0,35)	0 - 0,75 (Ø 0,35)
Composición mineralógica (%)		
Caolinita	35 - 80	>20 - 35
Mica/illita	15 - 30	< 20
Cuarzo	8 - 35	35 - ~60
Sustancia orgánica	0 - 16	0 - 16
Granulometría	40 - 90 % <2 µm (los más: >80 % <2 µm)	más grueso

Tabla 2. Especificaciones (valores guía) de arcillas caoliníticas (*ball clay*) para diferentes campos aplicativos.

	Cerámica fina				Cerámica refractaria		Agricultura	Química
	Gres	Loza, cerámica sanitaria	Azulejos y baldosas	Porcelana eletrotécnica	Arcilla plástica ligante	Chamota	Arcilla ligante para forraje	Relleno/carga
Composición química (%)								
SiO ₂	(42) 48-72	46-5	56-70	55-60	<55	48-55	48-58	<56
Al ₂ O ₃	>17-39	>20-35 (37)	20-28	25-30	>30	30-35	29-35	30-33
Fe ₂ O ₃	(0,2) 0,4-<3	(0,4)<0,6-<2	<1,0	<1,5	<2,0	<0,5	<0,5	<1,0
TiO ₂	0,5-<1,7	0,7-<1,3	<1,0	<1,6	<1,5	<1,5	<0,5	<1,5
CaO	0,2-<0,8	0,2-<0,8 (<5)	0,2-0,7	0,2-0,5	0,3	0,2	0,2	0-0,5
MgO	0,2-<1,4	0,1-<0,8(<1,4)	0,4-0,8	0,2-0,5	0,1-0,7	0,1-0,3	0,1-0,3	0,2
K ₂ O	0,2-<3,5	0,9-	<3,0	<2,5	<3,0	1,4-2,2	0,7-2,0	<2,5
Na ₂ O		<3,1(<5)	0,2-0,6	0,2-0,4	0,2-0,6	0,3	0,1-0,5	0,2-0,4
PPR	5-<15	8-15	7-10	8-10	<15	<13	<15	8-11
Componentes tóxicos (ppm)							<30	
Propiedades fisicotécnicas								
Tamaño <2 µm (%)		70-90	>40	50-75	>70	65-95	>70	>70
Tamaño <1 µm (%)		>65			40-60			
Tamaño <0,5 µm (%)		45-70	16-25	16-50	>40	55-72		
Color del bizocho a 1120°C		blanco						
Encogimiento lineal a 1120°C (%)		9-12	10					
a 1220°C (%)		10-13	13					
Resistencia a la compresión seco (N/mm ²)		4-6	>3	>4	>4			
Refractariedad (SK)	(12) 14-26	28-31/32 (34)	28-33	>30	>33	>33		

Tabla 3. Especificaciones (valores guía) de caolines procesados para su aplicación como relleno/carga, portador y extendador en diversos sectores industriales.

	Relleno(carga)/portador/extendador								
	Papel	Pinturas	Cosmética	Farmacía	Insecticida	Nutrición, forraje	Goma/caucho, plásticos		
							grueso	medio	fino
Composición química (%)									
Sales solubles en agua	<0,1	<1,5	<0,1				<0,5	<0,5	<0,5
SiO ₂	44-48	47-56	44-48	44-49	46-49	44-49	47-51	47-51	47-51
Al ₂ O ₃	36-38	33-37	34-38	~34,0	~34,0	34-38	33-36	33-36	33-36
Fe ₂ O ₃	<1,2	<1,2	<0,9	<0,9	<1,0	<0,9	<0,9	<0,9	<0,9
TiO ₂	0,1-0,8	0,2-0,8	0,04-1,0	<1,1	~1,0	<1,1	<1,2	<1,2	<1,2
MgO	~0,2	0,2-1,3	~0,2	~0,2	~0,3	~0,2	<0,5	<0,5	<0,5
CaO	<0,1	<0,8	0,06-0,1	~0,1	0,1-0,3	~0,1	~0,2	~0,2	~0,2
K ₂ O	2,5	<1,9	<1,1	<0,5	<1,0	<0,5	<2,75	<2,75	<2,75
Na ₂ O	<0,2		~0,1	<0,2	<0,2	~0,1	<0,2	<0,2	<0,2
PPR	<14	<14	<15	<14	<13	<14	<14	<14	<14
Componentes tóxicos (ppm)									
F	<330								
Cu		<30	<30				<30	<30	<30
Mn		0-5	0-5				0-<5	0-<5	0-<5
As		<2	<2	<2		<2	0-<5	0-<5	0-<5
Pb, Hg, Cd		<20	<10	<10		<10			
Composición mineralógica (%)									
Caolinita	90-95	90-95	90		>80		>77	>80	>90
Illita/Mica	3-19	3-19			~14		~22	~19	<9
Feldespato	~1,0								
Cuarzo	<2,0	<1,0	<2,0		<1,0		<1,0	<1,0	<1,0
Sustancia orgánica	<0,2	<0,05							

Tabla 3, Continuación

	Relleno(carga)/portador/extendedor								
	Papel	Pinturas	Cosmética	Farmacía	Insecticida	Nutrición, forraje	Goma/caucho, plásticos		
	Propiedades fisicotécnicas								
Distribución granulométrica (%)									
<2 µm	40-70(>90)	45-70	45-78	>90	>90	>90	10-30	60-80	90-100
>5 µm	35-45			<2,0		<2,0		5-15	<1,0
>10 µm	6-12	<12,0	0,5-12	<1,0		<1,0	<30		
>20 µm	<1,0	<0,5(-<)5					<10	<5,0	<0,5
>45 µm	<0,05	<0,05	<0,05		<0,5	<0,5	<0,5	<0,5	<0,5
Remisión ISO (%)	>75->85	76-90	>83				70-80	70-80	70-80
pH	4,5-7,5	4,5-9,5	4,5-7,5		6-7		6-7	6-7	6-7
Superficie específica (m ² /g)	4-7	6-11			>5		~9	~9	~9
Abrasión (mg)	<27								
Adsorción de aceite (g/100g)		38 (40-45)					~40	~40	~40
Peso a granel (g/l)					>700				

Tabla 4. Especificaciones (valores guía) de otros caolines procesados para diversas aplicaciones industriales.

	Recubrimiento de papel (<i>coating</i>)		Cerámica			Vidrio
	Calidad normal	Primerísima calidad	Cerámica sanitaria	Porcelana	Cerámica refractaria	Fibra de vidrio
Composición química (%)						
SiO ₂	44-48	44 - 46	47-56	47-56	44-46	44-47
Al ₂ O ₃	36-38	37 - 39	31-37	33-37	35-38	~38
Fe ₂ O ₃	<0,9	< 0,9	<1,0	<0,9	<1,0	<0,9
TiO ₂	0,02-0,6	< 0,8	0,2-0,8	0,2-0,8	0,2-1,5	~0,2
MgO	0,06-0,2	0,06 - 0,2	<1,3	0,2-1,3	~0,3	0-0,3
CaO	<0,8	< 0,8	<0,8	<0,8	0,07-0,2	
K ₂ O	<1,0	< 1,0	<1,75	<1,6	<1,6	<1,0
Na ₂ O	<0,2	< 0,2	<0,1	<0,1	<0,2	
PPR	<14	< 14	<14	<14		
Componentes tóxicos (ppm)						
Cu			<0,01	<0,01		
Mn			<0,1	<0,1		
Composición mineralógica (%)						
Caolinita	>93	aprox. 99,5	>68	80-88	~90	>79
Illita/mica	~7,0		~20	~9,0	6-25	
Feldespato			~8	4-11		
Mineral interestratificado				<1,0		~3
Cuarzo	~0,5	<0,5	7-20	~1,5	2-7	~18
Sustancia orgánica	<0,05	<0,05	1-4	~1,5		

Tabla 4, Continuación

	Recubrimiento de papel (coating)		Cerámica			Vidrio
	Calidad normal	Primerísima calidad	Cerámica sanitaria	Porcelana	Cerámica refractaria	Fibra de vidrio
Propiedades fisicotécnicas						
Distribución granulométrica (%)						
<2 µm	>75->80 (100) ³⁾	>85->90 ³⁾	>40	>70	45-80	>32 ⁴⁾
>5 µm	2-5	<1,0	25-45			
>10 µm	0,2-2,0 (6,0)	<0,1	<18	<4,0	<8,0	<30
>20 µm	<0,5	<0,5			<2,0	
>45 µm	<0,03	<0,03	<0,1	<0,03		<0,05
>53 µm	<0,02	<0,02	>63 µm	0,01-<0,05		
Remisión ISO (%)	>84->87 (90)	>85->90	>70	>70	>70	
pH	4,5-7,5	4,5-7,5		6,5-7,5		
Viscosidad	véase también Tabla 5.5					
Concentración de viscosidad (%)	60-65	71-75				
Superficie específica (m ² /g)	(5) 10-12 (20)	(5) 10-12 (20)	6-9	10-24		~8,3
Abrasión (mg) (AT 1000)	<10 (<14)	<2				
Adsorción de aceite (g/100g)						
Peso a granel (g/l)	>750	>850				
Propiedades cerámicas:						
Encogimiento al quemar (%)			8-10,5			
Encogimiento al secar (%)			(1,5) 2-3,5 (4,5)			
Encogimiento total (%)			<12			
Remisión a 1180°C (%)			83-91			
Resistencia a la flexión en seco (N/mm ²)			>0,5	>1		
Refractariedad (SK)					>33	