

**PROPUESTA DE UN PROCESO PARA LA REDUCCIÓN DE IMPUREZAS PRESENTES EN LOS
CAOLINES DE OIBA (SANTANDER), PARA LA PRODUCCIÓN DE CEMENTO BLANCO**

**LEIDY MORA ROMERO
CARLOS AUGUSTO MEJÍA MIRANDA**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO-QUÍMICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA
BUCARAMANGA
2005**

**PROPUESTA DE UN PROCESO PARA LA REDUCCIÓN DE IMPUREZAS PRESENTES EN LOS
CAOLINES DE OIBA (SANTANDER), PARA LA PRODUCCIÓN DE CEMENTO BLANCO**

**LEIDY MORA ROMERO
CARLOS AUGUSTO MEJÍA MIRANDA**

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

**Director
DIONISIO LAVERDE CATAÑO
Ingeniero Metalúrgico Ph.D.**

**Codirector
JOSÉ JULIÁN YÁNEZ TRASLAVIÑA
Ingeniero Metalúrgico**

**UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER
FACULTAD DE INGENIERÍAS FÍSICO-QUÍMICAS
ESCUELA DE INGENIERÍA METALÚRGICA Y CIENCIA DE MATERIALES
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA
BUCARAMANGA
2005**

A Dios, que me dió la bendición de la Vida.

A mis padres, Víctor Antonio y Alcira Maria por sus esfuerzos, apoyo y cariño, porque sin ellos no hubiera sido lo que soy.

A mis nueve hermanos por brindarme apoyo y cariño.

A mi amorcito, José Julián, por apoyarme, colaborarme y estar a mi lado en todo momento.

A Carlitos, por ser más que un compañero, un excelente amigo, gracias.

A mis mejores amigos y todos aquellos que de una u otra forma me apoyaron.

Leidy Mora

A Dios, que siempre ilumina mi vida
A mis padres, Carlos y Luz Marina por
brindarme todo su apoyo y confianza y a
quienes debo todo lo que soy.
A mis hermanos Oscar y Laura.
A mi tía Rosaura por todo el cariño
A mi esposa Meredy por su amor y
paciencia.
A mi hijo Carlos Andrés a quien esperamos
con todo el amor.
A mis amigos Cesar y Enrique por todos
estos años compartidos.
A Leidy por ser una excelente compañera
y amiga, muchos éxitos.

Carlos Augusto

AGRADECIMIENTOS

Los autores expresan sus agradecimientos sinceros a:

- A las escuelas de Ingeniería Metalúrgica e Ingeniería Química de la Universidad Industrial de Santander, por la oportunidad de crecer a nivel profesional y humano.

- Al Grupo de Investigaciones en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente, al Prof. Julio Elías Pedraza Rosas, Prof. Gustavo Neira, Prof. Humberto Escalante Hernández, al Qco. Olger Giovanni Mendoza y en agradecimiento especial al Ing. Metalúrgico José Julián Yáñez Traslaviña; por su grandiosa y valiosa colaboración durante la ejecución de este proyecto.

- Al Ph.D. Dionisio Laverde Cataño, por sus recomendaciones y aportes para el desarrollo del proyecto.

- A todas aquellas personas que de una u otra forma colaboraron para que este proyecto se llevara a cabo.

RESUMEN

TÍTULO: PROPUESTA DE UN PROCESO PARA LA REDUCCIÓN DE IMPUREZAS PRESENTES EN LOS CAOLINES DE OIBA (SANTANDER), PARA LA PRODUCCIÓN DE CEMENTO BLANCO

AUTORES: MORA ROMERO, Leidy*
MEJÍA MIRANDA, Carlos Augusto**

PALABRAS CLAVES: Arcillas caoliníticas, metalurgia extractiva, sedimentación, concentración centrífuga, separación magnética, flotación y lixiviación.

DESCRIPCIÓN: Actualmente la explotación de la arcilla caolinítica en la mina Barroblanco se realiza manualmente seleccionando el mineral que no contenga impurezas visibles, las cuales se observan por una coloración de amarillo y gris en la superficie producida por los óxidos de hierro y titanio. Sin embargo este mineral no es apto para la industria del cemento blanco debido al contenido de impurezas que presenta, por esta razón es necesario la implementación de un proceso que permita reducir el contenido de cuarzo, hierro y titanio, y así, poder obtener una arcilla caolinítica con un alto contenido de alúmina.

Para llevar a cabo la propuesta de un sistema de beneficio, se partió de la caracterización del mineral dando como resultado que es una arcilla caolinítica de tipo ball clay. Una vez identificado el tipo de arcilla se realizaron los diferentes estudios metalúrgicos los cuales involucraron los procesos sedimentación libre, sedimentación centrífuga, separación magnética, flotación y lixiviación, esto con el objetivo de conocer el comportamiento de este mineral frente a estos procesos. Según los análisis de los resultados experimentales se seleccionó la sedimentación libre como proceso principal metalúrgico el cual permitió obtener una arcilla con las características deseadas.

Como resultado final se presentó una propuesta de beneficio que involucró trituración, disgregación, sedimentación libre, floculación y por último el secado del mineral para obtener una arcilla que puede ser utilizada en la industria del cemento blanco.

* Modalidad del proyecto: Investigación

** Facultad de Ingenierías Físicoquímicas, escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de materiales, e Ingeniería Química. Director: Ph.D. Dionisio Laverde. Codirector: Ing. José Julián Yáñez T.

ABSTRACT

TITLE: PROPOSAL OF A PROCESS FOR THE REDUCTION OF PRESENT SLUDGES IN THE KAOLINS FROM OIBA (SANTANDER), FOR THE PRODUCTION OF WHITE CEMENT

AUTHORES: MORA ROMERO, Leidy*
MEJÍA MIRANDA, Carlos Augusto**

KEY WORDS: kaolinitic clay, extractive metallurgy, sedimentation, concentration centrifuges, magnetic separation, flotation and bleaching.

DESCRIPCIÓN: At the moment the exploitation of the kaolinitic clay in the mine Barroblanco is carried out manually, selecting the mineral that doesn't contain visible sludges, which are observed by a yellow and gray coloration in the surface, taken place by the iron oxides and titanium. However this mineral is not capable for the industry of the white cement due to the content of sludges, for this reason is necessary the implementation of a process that allows to reduce the quartz, iron and titanium content, and by this way, to be able to obtain a kaolinitic clay with a high alumina content.

To carry out the proposal of a system of benefit, was started from the characterization of the mineral which gave as a result that it is kaolinitic clay of type ball clay. Once identified the clay type it was carried out the different studies metallurgists which involve the processes of free sedimentation, centrifuges sedimentation, magnetic separation, flotation and bleaching, all this with the objective of knowing the behavior of this mineral in front of these processes. According to the analyses of the experimental results the free sedimentation was selected as process main metallurgist, which allowed obtaining clay with the wanted characteristics.

As a final result a proposal of benefit was presented which involved trituration, disintegration, free sedimentation, flocculation and finally a drying process of the mineral to obtain clay that can be used in the industry of the white cement.

* Modalidad del proyecto: Investigación

** Facultad de Ingenierías Físicoquímicas, escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de materiales, e Ingeniería Química. Director: Ph.D. Dionisio Laverde. Codirector: Ing. José Julián Yáñez T.

CONTENIDO

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS	4
1.1 MINERALES ARCILLOSOS	4
1.1.1 La caolinita	5
1.1.2 Las montmorillonitas	7
1.1.3 La illita	7
1.2 MINERALES OCURRENTES CON LAS ROCAS ARCILLOSAS	7
1.3 CLASIFICACIÓN DE LAS ARCILLAS	8
1.3.1 Caolines ó china clays	9
1.3.2 Arcillas de color blanco en cocido	10
1.3.3 Arcillas de color rojo en cocido.	11
1.4 PRINCIPALES USOS DE LAS ARCILLAS CAOLINÍTIAS	11
1.4.1 Arcillas caoliníticas para la industria del cemento blanco	12
1.5 PRINCIPALES PROCESOS QUÍMICOS – METALÚRGICOS UTILIZADOS EN EL BENEFICIO DE ARCILLAS CAOLINÍTIAS	13
1.5.1 Beneficio en vía seca.	14
1.5.2 Beneficio en vía húmeda.	14
2 METODOLOGÍA EXPERIMENTAL	20
2.1 ETAPA I CONOCIMIENTO DE LOS PROCESOS PARA EL BENEFICIO DE LAS MENAS DE CAOLÍN	21
2.2 ETAPA II CARACTERIZACIÓN GEOQUÍMICA, FISCOQUÍMICA Y METALÚRGICA	22

2.2.1	Caracterización geoquímica	23
2.2.2	Caracterización fisicoquímica	23
2.2.3	Caracterización metalúrgica	24
2.2.4	Clasificación de la arcilla caolinítica	24
2.2.5	Muestras seleccionadas para el estudio metalúrgico	24
2.3	ETAPA III DESARROLLO EXPERIMENTAL DE LOS PROCESOS DE BENEFICIO DEL CAOLÍN	24
2.3.1	Estudio de concentración gravimétrica	25
2.3.2	Estudio de separación magnética de alta intensidad en húmedo	28
2.3.3	Estudio del proceso de flotación inversa	29
2.3.4	Estudio del proceso de lixiviación	31
2.4	ETAPA IV EVALUACIÓN Y SELECCIÓN DEL SISTEMA DE BENEFICIO ADECUADO	32
2.5	ETAPA V DISEÑO BÁSICO DE INGENIERÍA DE UNA PLANTA PROPUESTA PARA EL BENEFICIO DEL CAOLÍN	33
3	RESULTADOS OBTENIDOS Y DISCUSIÓN	34
3.1	CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL	34
3.1.1	Composición mineralógica	34
3.1.2	Composición química	36
3.1.3	Caracterización fisicoquímica	37
3.1.4	Caracterización metalúrgica	37
3.2	MUESTRAS SELECCIONADAS PARA EL ESTUDIO METALÚRGICO	38
3.3	ESTUDIO METALÚRGICO PARA EL BENEFICIO DE LAS ARCILLAS CAOLINÍTICAS	40
3.3.1	Estudio de Sedimentación libre	40
3.3.2	Concentración centrífuga	45

3.3.3	Separación magnética de alta intensidad en húmedo	48
3.3.4	Estudio de flotación inversa	49
3.3.5	Estudio del proceso de lixiviación	51
4	PLANTA PROPUESTA PARA EL BENEFICIO DEL MINERAL CAOLINÍTICO DE OIBA (SANTANDER), PARA LA PRODUCCIÓN DE CEMENTO BLANCO	54
4.1	EVALUACIÓN Y SELECCIÓN DEL SISTEMA DE BENEFICIO ADECUADO	54
4.2	DESCRIPCIÓN DE LAS ÁREAS DE LA PLANTA	59
4.2.1	Área de trituración	59
4.2.2	Área de disgregación	63
4.2.3	Área de desarenamiento.	65
4.2.4	Área de filtración.	67
4.3	PARÁMETROS DE DISEÑO	69
4.3.1	Características generales	70
4.3.2	Contenido mineralógico de mina	70
4.3.3	Etapa de trituración	70
4.3.5	Etapa de disgregación	70
4.3.6	Etapa de desarenamiento	70
4.3.7	Etapa de floculación y filtración	71
4.3.8	Etapa de secado	71
4.3.9	Porcentaje de recuperación total	71
	CONCLUSIONES	75
	RECOMENDACIONES	77
	BIBLIOGRAFÍA	78
	ANEXOS	81

LISTA DE TABLAS

	pág.
Tabla 1. Minerales de la arcilla	4
Tabla 2. Composición química del caolín para la fabricación de cemento blanco	13
Tabla 3. profundidad de los niveles de cada frente de explotación	21
Tabla 4. Condiciones de operación del equipo de separación magnética	29
Tabla 5. Composición mineralogica de los niveles del frente S11	34
Tabla 6. Composición mineralógica de los niveles del frente S12	34
Tabla 7. Composición mineralógica de los niveles del frente S13	35
Tabla 8. Análisis químico para el frente S11 con sus respectivos niveles	36
Tabla 9. Análisis químico para el frente S12 con sus respectivos niveles	36
Tabla 10. Análisis químico para el frente S13 con sus respectivos niveles	36
Tabla 11. Distribución microgranulométrica del frente S11 con sus respectivos niveles	38
Tabla 12. Composición mineralógica para los tres composites	38
Tabla 13. Análisis químico para los tres composites	39
Tabla 14. Viscosidad de pulpa a diferentes porcentajes de sólidos de los tres composites	39
Tabla 15. Distribución granulométrica y microgranulométrica de los tres composites	39
Tabla 16. Valores de potencial zeta en función de la dosificación del	41

	dispersante	
Tabla 17.	Composición mineralógica del composite C-S14	42
Tabla 18.	Análisis químico para el composite C-S14	42
Tabla 19.	Distribución granulométrica y microgranulométrica del composite C-S14	43
Tabla 20.	Viscosidad del composite C-S14 a diferentes porcentajes de sólidos. (sin dispersante)	43
Tabla 21.	Análisis químico del ensayo con la mejores condiciones del hidrociclón	46
Tabla 22.	Análisis químico del ensayo con la mejores condiciones del hidrociclón	48
Tabla 23.	Condiciones de operación para los procesos principales	55
Tabla 24.	Análisis químico del resultado de los procesos principales	57
Tabla 25.	Especificaciones de la trituradora de rodillos triples	62
Tabla 26.	Especificaciones de la tolva cilíndrica con descarga cónica	62
Tabla 27.	Especificaciones de las celdas de atricción	64
Tabla 28.	Especificaciones del espesador	66
Tabla 29.	Especificaciones tanque de acidulación	68
Tabla 30.	Especificaciones tanque de floculación	68
Tabla 31.	Especificaciones del filtro de tambor de vacío	69
Tabla 32.	Balance de masa del proceso propuesto para el beneficio de la arcilla caolinítica de Oiba (Santander), para la producción de cemento blanco	73
Tabla C1.	Descripción de los dispersantes utilizados en el estudio de desarenamiento	97
Tabla C2.	Diseño estadístico 3^2 y resultados para el estudio de sedimentación	97
Tabla C3.	Influencia del diámetro del rebalse en la eficiencia del	98

hidrociclón. Hidrociclón con diámetro de rebalse de 12mm

Tabla C4.	Influencia del diámetro del rebalse en la eficiencia del hidrociclón. Hidrociclón con diámetro de rebalse de 35mm	99
Tabla C5.	Influencia de la variación del diámetro de descarga en el porcentaje de recuperación y el D_{50}	99
Tabla C6.	Distribución granulométrica y microgranulométrica del frente S12 con sus respectivos niveles	106
Tabla C7.	Distribución granulométrica y microgranulométrica del frente S13 con sus respectivos niveles	106

LISTA DE FIGURAS

	pág.
Figura 1. a) capa tetraédrica; (b) capa octaédrica; (c) estructura de la caolinita	6
Figura 2. Fotografía de la caolinita. Microscopio electrónico de barrido (SEM)	6
Figura 3. Consumo de arcilla caoliníficas en el mundo	12
Figura 4. Flujograma general simplificado del beneficio en húmedo de arcillas caoliníficas	15
Figura 5. Esquema de la ultraflotación	17
Figura 6. Esquema de la metodología empleada para el desarrollo del proyecto	20
Figura 7. Frentes de explotación de la mina Barroblanco ubicada en Oiba (Santander)	22
Figura 8. Esquema del proceso general realizado	54
Figura 9. Esquema del balance de masa de los procesos principales	56
Figura 10. Diagrama de bloques de la planta propuesta del mineral caolinífico	58
Figura 11. Fotografía del mineral explotado en Barroblanco	60
Figura 12. Esquema de la trituradora de rodillos triples	61
Figura 13. Esquema de la tolva cilíndrica con descarga cónica	61
Figura 14. Esquema de la celda de atricción	64
Figura 15. Esquema del espesador de arenas	66
Figura 16. Esquema del tanque de floculación	67
Figura 17. Esquema del filtro de tambor de vacío	69

Figura 18.	Diagrama de flujo de la planta propuesta para el beneficio de la arcilla caolinífrica de Oiba (Santander), para la producción de cemento blanco.	72
Figura A1.	Fotografías de la mina Barroblanco, con sus respectivos frentes de explotación	82
Figura B1	Difractograma para el composite C-S11	85
Figura B2	Difractograma para el composite C-S12	86
Figura B3	Difractograma para el composite C-S13	87
Figura B4	Fotografía y esquema de la pipeta Andreasen	94
Figura C1	Equipo y aspas utilizadas en la dispersión de la pulpa	95
Figura C2.	Probeta utilizada en el estudio de sedimentación libre	95
Figura C3.	Esquema del sistema sifón empleado para recuperación de suspendidos	96
Figura C4.	Equipo Zetameter	96
Figura C5.	Fotografía y esquema del montaje utilizado para separación centrifuga.	98
Figura C6.	Fotografía del sistema utilizado para el estudio de la separación magnética	101
Figura C7.	Esquema del sistema utilizado en separación magnética	101
Figura C8.	Equipo de centrifugación para la preparación de la pulpa para el acondicionamiento.	102
Figura C9.	Etapa de acondicionamiento de la pulpa con los reactivos para la flotación.	102
Figura C10.	Fotografía del equipo utilizado para la flotación de impurezas	103
Figura C11.	Figura C11. Fotografía del montaje de la prueba de filtración	105

LISTA DE GRÁFICAS

	pág.
Gráfica 1. Curvas de sedimentación del composite C-S11, con silicato de sodio y pirofosfato de sodio	40
Gráfica 2. Curvas de sedimentación del composite C-S12, con silicato de sodio y pirofosfato de sodio	41
Gráfica 3. Curvas de sedimentación del composite C-S13, con silicato de sodio y pirofosfato de sodio	41
Gráfica 4. Curva de sedimentación del composite C-S14	44
Gráfica 5. Curvas del % Recuperación del mineral con respecto al tiempo de sedimentación a diferentes valores de pH	44
Gráfica 6. Variación de la relación Al_2O_3/SiO_2 con respecto al tiempo de sedimentación a pH 10	45
Gráfica 7. Influencia del diámetro de descarga en: a) D_{50} y b) Porcentaje de recuperación a dos porcentajes de sólidos de pulpa diferentes	46
Gráfica 8. Comparación de los mejores resultados del estudio de desarenamiento con respecto a la relación del contenido de Al_2O_3/SiO_2 (a) y el % de recuperación de mineral (b)	49
Gráfica 9. % TiO_2 removido y porcentaje de recuperación del mineral con respecto a la dosificación de los colectores Aero 6494 y 6493	49
Gráfica 10. % TiO_2 removido y % recuperación del mineral Vs la velocidad de acondicionamiento	50
Gráfica 11. % TiO_2 removido y % recuperación del mineral con respecto al tiempo de flotación	51
Gráfica 12. % Fe_2O_3 removido Vs dosificación de ácido sulfúrico a temperatura de 25 y 90°C. Tiempo 4 horas	51
Gráfica 13. % Fe_2O_3 removido Vs dosificación de ácido oxálico con mezcla de ácido sulfúrico de 10 y 100 Kg/t mineral	52
Gráfica 14. % de remoción de Fe_2O_3 Vs dosificación de ácido oxálico a las temperatura de 25 y 90°C	53

LISTA DE ANEXOS

	pág.
Anexo A. MINA Barroblanco UBICADA EN OIBA (SANTANDER)	82
Anexo B. METODOLOGÍA DE LOS ENSAYOS PARA LA CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL	83
Anexo C. METODOLOGÍA EMPLEADA EN LOS ENSAYOS DE BENEFICIO DEL MINERAL	95
Anexo D. DISTRIBUCIÓN GRANULOMÉTRICA Y MICROGRANULOMÉTRICA DE LOS FRENTES S12 Y S13	106

INTRODUCCIÓN

La utilización de los minerales industriales, como las arcillas caoliníticas, han alcanzado un alto grado de importancia económica en el campo del procesamiento de los minerales no-metálicos en los últimos tiempos, lo que ha llevado a diferentes estudios de investigación para el tratamiento de este mineral, con el fin de obtener un producto de alta calidad que pueda ser utilizado en las industrias de mayor exigencia, como es el caso de cerámicos, papel, cemento blanco, pintura, entre otros.

Hasta 1960 se consideraba que en Colombia la principal fuente grande de arcillas caoliníticas puras para fabricación de porcelana fina se encontraba en el Valle del Cauca, en el sitio Tierras Blancas, zona bañada por la quebrada Guavito (afluente del río Guachicano). Posteriormente, se descubrieron nuevos yacimientos de arcillas en el país, INGEOMINAS en 1970, publicó estudios geológicos de las arcillas de Antioquia y de la Sabana de Bogotá. Según los estudios realizados en 1976 por INGEOMINAS y el DANE, en diferentes regiones geográfica-políticas de Colombia existen yacimientos de arcillas caoliníticas en: Antioquia, Bolívar, Boyacá, Caldas, Cauca, Cundinamarca, Huila, Magdalena, Putumayo, Santanderes, Tolima y Valle del Cauca. (1)

Santander posee yacimientos de arcillas caoliníticas, específicamente en el municipio de Oiba, en el cual existen cuatro zonas fundamentales de mineralización: Piedevalto, Macanal, Platanillo y Barroblanco. Actualmente en la zona minera de Barroblanco se está explotando las arcillas caoliníticas en la región de manera artesanal, y se comercializa aplicando únicamente un sistema burdo de beneficio en seco, que contempla las siguientes etapas: descapote, arranque, secado al ambiente, molienda, embalaje, transporte, y por último la comercialización.

Las labores de explotación en cada una de las minas se realizan seleccionando manualmente el mineral que contenga menos impurezas visibles, es decir, se eliminan los niveles del mineral que presentan tonos de colores naranja y gris, los cuales contienen principalmente óxidos de hierro, óxidos de titanio, sulfuros metálicos (pirita) y cuarzo. Este sistema de arranque conlleva a una explotación inadecuada, ya que se desecha gran cantidad de mineral que puede ser sometido a los procesos de beneficio.

Por otra parte, los mineros de la zona no cuentan con un estudio preliminar de las características mineralógicas, fisicoquímicas y metalúrgicas de estas menas, lo que conlleva a realizar los procesos de beneficio de una forma empírica sin considerar las características del mineral, lo cual afecta la selección de un proceso de purificación adecuado que permita encaminar el producto hacia determinadas aplicaciones.

En síntesis, los procesos que se llevan actualmente para el beneficio de la arcilla caolinítica no ofrecen un producto con la composición necesaria para la aplicación en la industria del cemento blanco ni para ningún otro sector. Por esta razón es necesario beneficiarlo con el fin de incrementar el contenido de alúmina hasta un 30 a 35%, reducir la sílice y otras impurezas, para obtener una arcilla caolinítica con las características químicas necesarias.

El presente trabajo de investigación se llevó a cabo a partir de las minas ubicadas en la vereda Barroblanco, siendo esta la zona con mayor cantidad de reservas probables (24'502.500 t (1)). Para lograr esta meta, entidades como COLCIENCIAS y la UIS con su Grupo de Investigaciones en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente, han unido sus esfuerzos; naciendo de esta unión un macroproyecto de investigación, del cual hace parte el proyecto en mención, para el mejoramiento del proceso de beneficio de arcillas caoliníticas, que es el primer paso en la tecnificación de la minería en la región.

Los objetivos trazados para llevar a cabo el presente trabajo de grado fueron los siguientes:

- ✓ Determinar los principales componentes presentes en los caolines de Oiba (Santander), realizando una caracterización mineralógica, geoquímica, fisicoquímica y metalúrgica.

- ✓ Realizar los ensayos experimentales de beneficio del caolín, para la reducción de impurezas, utilizando diferentes procesos metalúrgicos en húmedo (sedimentación, separación magnética de alta intensidad, flotación por espumas y lixiviación) con el fin de obtener un producto con la composición química requerida.

- ✓ Evaluar y seleccionar los procesos de beneficio más adecuados, según los resultados obtenidos en la fase experimental.

- ✓ Proponer la ingeniería básica de una planta, con sus equipos principales, para la reducción de impurezas en las arcillas caoliníticas para la producción de cemento blanco.

El estudio se inició con la caracterización geoquímica, fisicoquímica y metalúrgica del mineral recolectado por los geólogos encargados. Posteriormente se evaluaron los diferentes procesos metalúrgicos utilizados para el beneficio de este tipo minera, para finalmente proponer el sistema de tratamiento.

1. FUNDAMENTOS TEÓRICOS

1.1 MINERALES ARCILLOSOS

Los minerales arcillosos son filosilicatos hidratados que se presentan en cristales muy pequeños ($<8\mu\text{m}$) en forma de láminas hexagonales y a veces de fibras. Su estructura se puede identificar por análisis de rayos X (difracción de rayos X) y se caracteriza por la superposición de hojas compuestas de capas tetraédricas (capas ct) de $[\text{Si}_2\text{O}_5]^{-2}$ y de capas octaédricas (capas co) a base de octaedros de brucita $\text{Mg}(\text{OH})_2$ o de gibbsita $\text{Al}(\text{OH})_3$. Las ordenaciones de las capas en las hojas son del tipo ct-co ó ct-co-ct y entre estas últimas se colocan diversos cationes, como el K^+ , Na^+ y Ca^{2+} . Los minerales de la arcilla son muy numerosos destacando entre ellos la caolinita, illita y la montmorillonita. En la Tabla 1 se presenta los minerales más destacados en las arcillas caoliníficas.

Tabla 1. Minerales de la arcilla

Subgrupo	Especie química	Minerales habituales
Caolín $\text{X}_n(\text{Y}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$	Caolinita	Nacrita, Ortorrómbica, $\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$ Dickita, Monoclínica, $\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$ Halloysita, Triclínica, $\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$ Caolinita, Triclínica, $\text{Al}_2(\text{Si}_2\text{O}_5)(\text{OH})_4$
Mica $\text{X}_n(\text{Y}_2\text{O}_5)(\text{OH})_2\text{Z}_m\text{WH}_2\text{O}$	Montmorillonitas	Montmorillonitas $(\text{Al}_{1,51}\text{Fe}_{0,07}\text{Mg}_{0,6})(\text{Al}_{0,28}\text{Si}_{3,72})\text{O}_{10}(\text{OH})_2\text{Na}_{0,33}$ Beidillita $(\text{Al}_{1,46}\text{Fe}_{0,5}\text{Mg}_{0,08})(\text{Al}_{0,36}\text{Si}_{3,64})\text{O}_{10}(\text{OH})_2\text{Na}_{0,40}$ Nontronita $(\text{Fe}_{1,67}\text{Mg}_{0,33})(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{OH})_2\text{Na}_{0,33}$ y $\text{Fe}_{2,22}(\text{AlSi}_3\text{O}_{10})(\text{OH})_2\text{Na}_{0,33}$
		Hectorita $(\text{Mg}_{2,67}\text{Li}_{0,33})(\text{Si}_4\text{O}_{10})(\text{F},\text{OH})_2\text{Na}_{0,33}$ Saponita $\text{Mg}_3(\text{Al}_{0,33}\text{Si}_{3,67})\text{O}_{10}(\text{OH})_2\text{Na}_{0,33}$
	Illitas	Gran variedad de minerales

Fuente: ARBA, Antonio. BELTRÁN, Vicente. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica. Graficas Castañ, S.L. España. 1997.

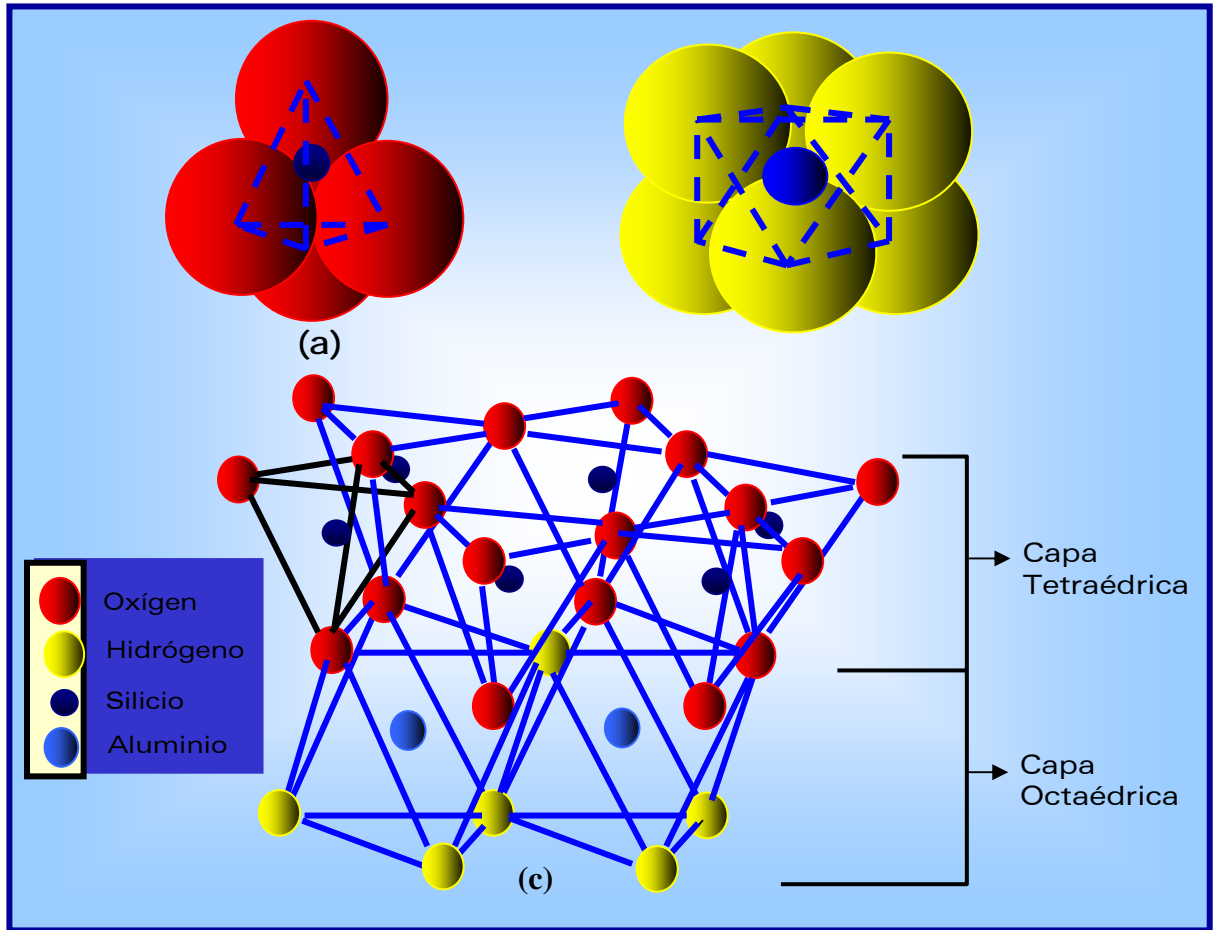
1.1.1 La caolinita. Composicionalmente la caolinita es un silicato aluminico hidratado con un grado muy bajo de sustituciones isomórficas. La fórmula teórica de la caolinita es $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, dando una composición química de 46,3% SiO_2 , 39,8% Al_2O_3 y 13,9% H_2O . La estructura de la caolinita es la de un filosilicato del tipo 1:1 dioctaédrico, es decir, sus unidades estructurales laminares están constituidas por una capa tetraédrica y una capa octaédrica ensambladas al compartir los oxígenos apicales de la primera. Los cationes de *Si* se alojan en la capa tetraédrica coordinados con cuatro oxígenos y los cationes de *Al* en la capa octaédrica, coordinados con los oxígenos apicales de los tetraedros y con grupos hidroxilos (Figura 1). Con respecto a otros filosilicatos, en esta estructura hay poca sustitución de dichos cationes por otros, aunque puede haber algo de Fe sustituyendo el Al y algo de Al sustituyendo al Si.

La causa de las variedades estructurales, denominadas politipos, es el mayor o menor grado de orden en el apilamiento de las láminas estructurales 1:1 que forman los cristales, existiendo caolinitas desordenadas, semiordenadas y ordenadas. El desorden estructural de la caolinita puede obtenerse fácilmente por molienda en seco o delaminación en húmedo.

Por otra parte, las arcillas se caracterizan por estar constituidas por partículas laminares muy pequeñas de diámetro generalmente inferior a $0,5 \mu\text{m}$, mientras que las partículas de caolín son más gruesas, presentándose en un rango que va desde $0,1$ a $100 \mu\text{m}$. En la Figura 2 se presenta una fotografía de la caolinita en forma de pequeñas láminas, con un tamaño promedio de $5 \mu\text{m}$.

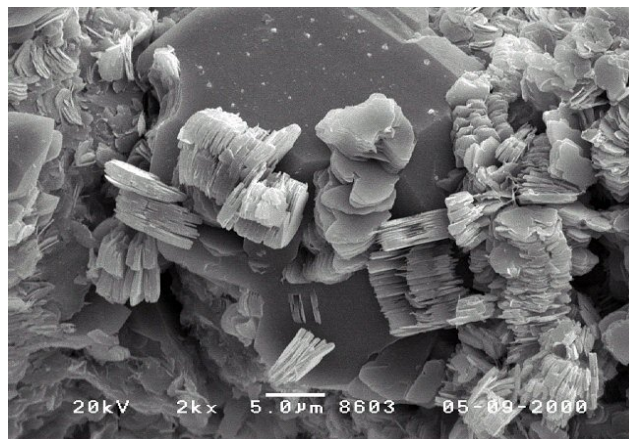
El grado de cristalinidad de la caolinita es importante en el efecto de adsorción de moléculas de agua de las suspensiones, en donde los cristales de caolinita alcanzan algún grado de hidrólisis.

Figura 1. (a) capa tetraédrica; (b) capa octaédrica; (c) estructura de la caolinita



Fuente: <http://membres.lycos.fr/cambrien/kaolins.htm>

Figura 2. Fotografía de la caolinita. Microscopio electrónico de barrido (SEM)



Fuente: <http://webmineral.com/specimens/picshow.php?id=1283>

1.1.2 Las montmorillonitas. Las montmorillonitas son un conjunto o familia de minerales arcillosos, que están compuestos por hojas constituidas por tres capas (ct-co-ct) de silicatos de los tipos dioctaédricos y trioctaédricos. La característica más destacable de estos minerales es su capacidad para absorber moléculas de agua entre hojas, produciendo una marcada dilatación de su estructura. Los minerales dioctaédricos son: montmorillonita, beidellita y nontronita, y los trioctaédricos: hectorita y saponita.

1.1.3 La illita. Es un término general aplicado a los minerales micáceos de la arcilla. Las illitas se diferencian de las micas por presentar menos silicio sustituido por aluminio, contener más agua y tener una parte de potasio sustituido por calcio y magnesio. Los minerales que constituyen este grupo se conocen por una gran variedad de nombres y aún no se ha aceptado un terminología estándar. Otros nombres utilizados para denominar este grupo son mica hidratada y sericita. Estos minerales se presentan siempre contaminados con impurezas que son difíciles de eliminar, resultando extremadamente complicado determinar la composición química exacta de los mismos. Todos los minerales del grupo de las illitas son dioctaédricos aunque, probablemente, exista alguna serie trioctaédrica.

1.2 MINERALES OCURRENTES CON LAS ROCAS ARCILLOSAS

Los minerales arcillosos rara vez se presentan en estado puro. Por el contrario, junto a ellos se presentan un gran número de minerales ocurrentes, por lo que la composición mineralógica de estas rocas suele ser muy compleja y variable.

Uno de los componentes más frecuentes de las arcillas es la sílice. Esta especie mineralógica se presenta en la mayor parte de las variedades de arcilla, en forma de cuarzo u otra forma cristalina o amorfa de sílice. En las arcillas residuales se encuentra, principalmente, como cuarzo cristalino ya que es un compuesto común de las rocas ígneas y no es alterado por los agentes atmosféricos. Las arcillas sedimentarias también contienen normalmente cantidades apreciables

de cuarzo que ha sido transportado y depositado junto con los minerales arcillosos.

Los carbonatos también son muy frecuentes en las arcillas. El tipo de carbonato más común es la calcita, y a veces pequeñas cantidades de magnesita ($MgCO_3$). Los feldespatos son componentes habituales de las arcillas residuales, sin embargo, rara vez se presentan en arcillas sedimentarias. Las micas no hidratadas, tales como moscovita y la biotita, son bastante estables por lo que se encuentran a menudo en las rocas arcillosas. Estos últimos cristalizan en masas laminares fácilmente exfoliables.

Los principales minerales de hierro presentes en las rocas arcillosas, de los que depende en gran parte el color de la arcilla tanto en crudo como en cocido, son la magnetita (Fe_3O_4), la hematita ($\alpha-Fe_2O_3$), la limonita ($FeO.OH.nH_2O$), la goetita ($\alpha-FeO.OH$) y la siderita ($FeCO_3$). Al igual que los minerales de hierro existen otros que afectan el color en crudo y cocido de las arcillas, como son los óxidos de titanio presentes Mineralógicamente como rutilo y anatasa (TiO_2).

La materia orgánica o carbonosa es otro componente presente en las arcillas en proporciones muy variables en función del origen y características del yacimiento. Esta impureza proporciona a la arcilla un color que varía desde el gris al negro en función de su contenido. Las fracciones más finas ejercen una gran influencia sobre las propiedades coloidales de la arcilla¹.

1.3 CLASIFICACIÓN DE LAS ARCILLAS

La clasificación de las arcillas, es una tarea difícil que conduce a distintos resultados según sea el punto de vista geológico, mineralógico, referido a las propiedades o de acuerdo con el uso.

¹ BARBA, Antonio. BELTRÁN, Vicente. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica. Graficas Castañ, S.L. España. 1997. p. 45.

Según la clasificación mineralógica, los tipos de arcillas está dada por el mineral arcilloso predominante: arcillas caoliníticas, illíticas, montmorilloníticas, etc. Por otro lado si existen dos ó más minerales arcillosos la clasificación se establece considerando los minerales mayoritarios. Así, por ejemplo, se encuentran las arcillas illítico-caoliníticas, las caoliníticas-halloysíticas, etc.

De este modo, las arcillas caoliníticas empleadas a nivel industrial se pueden dividir en tres grandes grupos:

1.3.1 Caolines ó china clays.² 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.). El caolín es una roca blanca o ligeramente coloreada, por su color y aplicaciones ha sido también llamado "tierra blanca", "arcilla blanca" y "tierra de porcelana".

Los diferentes orígenes geológicos que presentan las arcillas y los caolines inciden notablemente, no tanto sobre sus respectivas composiciones mineralógicas como sobre sus propiedades físicas y tecnológicas. Así, las arcillas se caracterizan por estar constituidas por partículas laminares muy pequeñas de diámetro generalmente inferior a 0,5µm, mientras que las partículas del caolín son más gruesas y su estructura cristalina se encuentra, por lo general, menos degradada³.

El mineral que caracteriza a la mayor parte de los caolines es la caolinita. Sin embargo, no existe sólo un mineral del caolín, aunque sí es cierto que la caolinita es el más típico y abundante. Es así, que al grupo del caolín pertenecen los minerales arcillosos como la Nacrita, Dickita y Halloysita. A este conjunto de minerales se les denomina comúnmente familia de las kanditas.

² <http://www.CaolinsAsturianos.com/> El caolín, sus formas y sus usos.htm

³ http://www.min_no_metalico_caolin_pirofilita.pdf.

1.3.2 Arcillas de color blanco en cocido.

1.3.2.1 Ball clay. El término “ball clay” es utilizado para designar cualquier tipo de arcilla sedimentaria de elevada plasticidad cuyo color después de la cocción es blanco. Este término tiene su origen en el antiguo método de explotación de la minería inglesa consistente en cortar la arcilla en cubos que se redondeaban para su transporte. Mineralógicamente, las arcillas ball clay están constituidas fundamentalmente por caolinita, micas (illita y monmorillonita) y cuarzo. La caolinita de estas arcillas tiene generalmente un retículo cristalino desordenado con tamaños de partícula extremadamente finos. Los colores oscuros de estas arcillas son debidos a la presencia de materia orgánica, la cual puede encontrarse hasta en un 16 % (en peso), pero que en general no suele ser superior del 1-2 %. Esta impureza se puede presentar en fragmentos de lignito o bien como recubrimiento coloidal que rodea a las partículas arcillosas, el cual puede oxidarse durante la cocción más fácilmente. Estas arcillas son utilizadas principalmente por la industria de pavimentos y revestimientos cerámicos, bien sea para la fabricación del soporte o del engobe, así como en los subsectores de loza y porcelana(eléctrica, sanitaria, artística, etc)⁴.

1.3.2.2 Fire clay. Arcillas con bajos contenidos de óxidos e hidróxidos de hierro, magnesio y álcalis, y que es capaz de soportar temperaturas superiores a 1500 °C. Están compuestas principalmente por caolinita, aunque normalmente contienen otras rocas, como diásporo, pedernal y pizarras, y arcillas bauxíticas. Su utilidad principal es la de la industria del refractario, ya que en la fabricación de pavimentos y revestimientos cerámicos es muy reducida. No son arcillas plásticas como las ball clay⁵.

⁴ BARBA, Antonio. BELTRÁN, Vicente. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica. Graficas Castañ, S.L. España. 1997. p. 70.

⁵ BARBA, Antonio. BELTRÁN, Vicente. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica. Graficas Castañ, S.L. España. 1997. p. 82.

1.3.2.3 Flint clay. Las arcillas flint clay son materiales duros y compactos de fractura concoidea. Están compuestas de caolinita relativamente ordenada con bajos contenidos en hierro y en otros materiales fundentes. Son arcillas muy abrasivas y están altamente cualificadas como materias primas para refractarios. Su riqueza en caolinita es del orden del 90 %, conteniendo además óxidos e hidróxidos de aluminio, pirita y materia orgánica. Actualmente estas arcillas son destinadas a la fabricación de chamota. Es pues un material caolinífico exclusivo para la industria cerámica refractaria con excelente calidad.

1.3.3 Arcillas de color rojo en cocido.

1.3.3.1 Arcillas refractarias. Las propiedades de estas arcillas pueden ser muy variables, presentando como única característica común el comportamiento refractario durante la cocción

1.3.3.2 Arcillas fundentes. Estas arcillas también pueden presentar características muy diferentes, siendo el comportamiento fundente la única propiedad que los une.

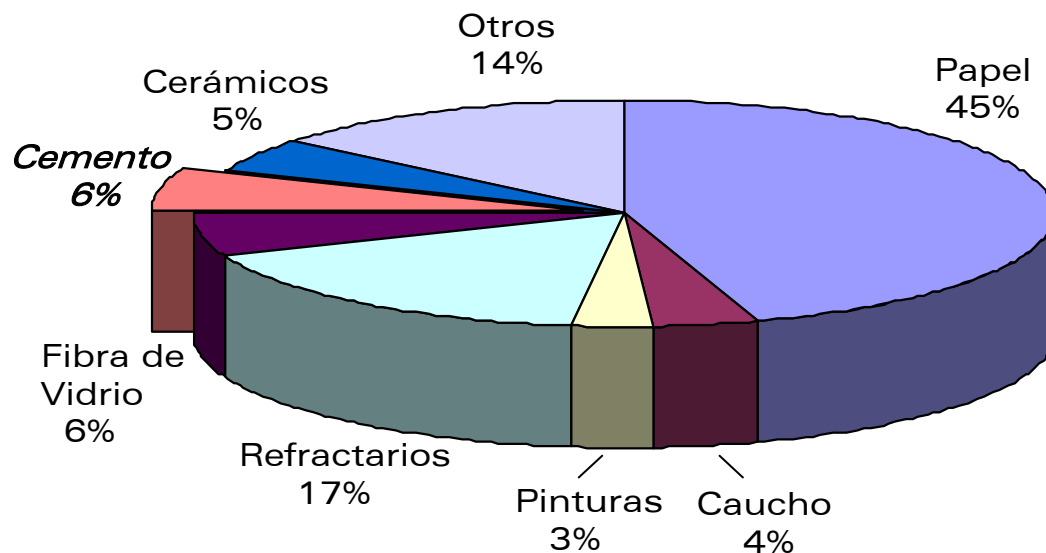
1.4 PRINCIPALES USOS DE LAS ARCILLAS CAOLINÍFICAS

Los usos de estas arcillas son muy numerosos y variados hasta el punto que el empleo de esta importante materia prima llega a cubrir más de un centenar de aplicaciones en productos industriales muy diferentes entre sí. Las causas principales que determinan esta amplitud y diversidad de usos son consecuencia de una serie de propiedades inherentes a su naturaleza, entre las que cabe destacar fundamentalmente su blancura, su inercia ante los agentes químicos, su ausencia de toxicidad, el tamaño fino de partícula, índice de refracción, etc.

Los principales usos industriales son: papel, tintas, cerámica, refractarios, caucho, plástico, adhesivos, vidrios, cemento, cosméticos y pesticida. La industria del

papel es el principal consumidor de caolín, con un 45% (Figura 3), seguido de la industria de los refractarios con un 17% y del cemento y fibra de vidrio con un 6% cada uno.

Figura 3. Consumo de arcilla caoliníticas en el mundo



Fuente: VEIGA, Marcello M. Process Mineralogy. The University of British Columbia. Dept. Mining and Mineral Process Engineering. Canadá. 2000.

1.4.1 Arcillas caoliníticas para la industria del cemento blanco. El cemento blanco se obtiene a partir de la producción de un clinker de color blanco, el cual es molido y mezclado con el yeso (y adición de fillers calcáreos en algunos tipos de cemento). El clinker blanco se obtiene por calcinación a una temperatura del orden de 1450-1500 °C en un horno rotatorio, a partir de una mezcla finamente dividida de piedra caliza y arcillas blancas de tipo caolinítico. Esta mezcla se denomina normalmente harina cruda y como consecuencia de las reacciones químicas que tienen lugar durante la cocción se forman nuevos minerales: silicatos de calcio y aluminatos de calcio, que una vez molidos conjuntamente con el yeso, serán los responsables de los procesos de hidratación y endurecimiento del cemento cuando éste se mezcle con agua. La adición

controlada de yeso en la molienda tiene como objetivo regular el tiempo de fraguado al igual que en los cementos grises.

Debido a que el color blanco del cemento se consigue a través de una selección de sus materias primas libres de hierro, manganeso y cromo, es importante el permanente cuidado en todas las etapas de fabricación, especialmente la molienda, para preservar su blancura. Los cementos blancos según la norma IRAM 50000/2000, deben tener un índice de blancura superior al 75%, determinado de acuerdo con la norma IRAM 1618⁶.

Por otra parte, los cementos blancos tienen las mismas resistencias e incluso mayores que los cementos grises.

1.4.1.1 Composición química del caolín para la fabricación del cemento blanco.

La composición química de las arcillas caoliníticas empleadas para la fabricación del cemento blanco, presentan un rango de trabajo, tal y como se presenta en Tabla 2

Tabla 2. Composición química del caolín para la fabricación de cemento blanco.

Composición química	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	TiO ₂	L.O.I.*
%	46 - 50	32 - 36	0,5 - 0,8	0,09	0,3 - 0,6	0,7 - 1,0	4 - 9

* L.O.I.: Pérdidas por ignición

Fuente: VU, D.D, Stroeven, P, Bui, V.B. Strength and durability aspects of calcined kaolin-blended Portland cement mortar and concrete. Ceramic & concrete composites. Páginas 471 - 478. 2001.

1.5 PRINCIPALES PROCESOS QUÍMICOS - METALÚRGICOS UTILIZADOS EN EL BENEFICIO DE ARCILLAS CAOLINÍTICAS

Recién explotadas las arcillas caoliníticas son más bien síliceas, con un elevado contenido en impurezas, tales como óxidos y sulfuros de hierro, óxidos de titanio

⁶ http://www.cerroblando.com.ar/productos/cemento_tolteca.html

(anatasa, rutilo), mica, feldespatos, materia orgánica, entre otros, siendo en general el porcentaje de mineral arcilloso inferior incluso al 20 %. Únicamente después de su beneficio la composición de este material puede aproximarse a la de la caolinita (porcentaje de caolinita: 80 %).

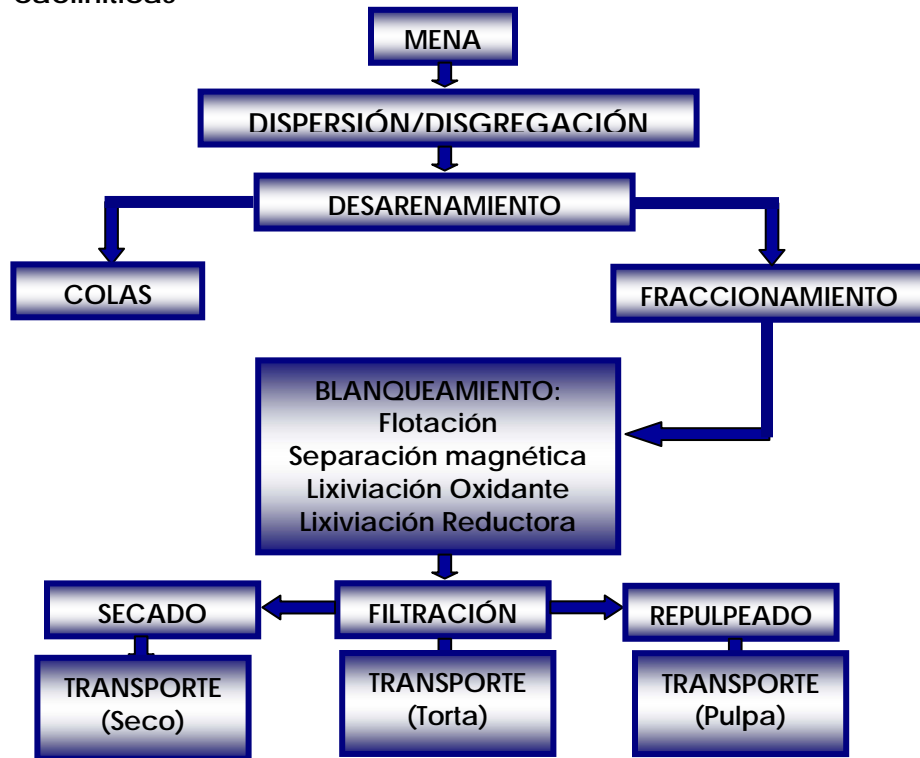
Básicamente los procesos utilizados en el beneficio de estas arcillas se clasifican en dos de acuerdo a la calidad de las arcillas caoliníticas: seco y húmedo⁷.

1.5.1 Beneficio por vía seca. El sistema de beneficio por vía seca es simple y consta de: trituración, secado, pulverización y clasificación neumática. Este sistema es muy empleado para las arcillas caoliníticas que de cierta forma, ya poseen la blancura y distribución granulométrica adecuadas, y contiene bajo tenor de cuarzo. La mayoría de estas arcillas en estado natural, no poseen estas propiedades, y por esto predomina el beneficio en vía húmeda.

1.5.2 Beneficio por vía húmeda. Las impurezas en las arcillas caoliníticas son de tipo óxidos e hidróxidos de hierro, óxidos de titanio, materia orgánica, mica, feldespato y cuarzo, las cuales afectan directamente en las propiedades de blancura y abrasión del caolín. La remoción de esas impurezas se realiza a través de beneficio en húmedo y consta en términos generales de: dispersión / disgregación, desarenamiento, clasificación, fraccionamiento granulométrico a través de centrífuga, separación magnética de alta intensidad, flotación, lixiviación, filtración y secado. Esto se muestra en forma de flujograma en la Figura 4.

⁷ BENVINDO DA LUZ, Adao. ESTUDO DE REOXIDACAO E REDUCAO DE FERRO CONTIDO EM CAULINS. Escola Politécnica. Universidade de Sao Paulo. Departamento de Engenharia de Minas. Sao Paulo. 1998.

Figura 4. Flujograma general simplificado del beneficio en húmedo de arcillas caoliníticas



Fuente: BENVINDO DA LUZ, Adao. ESTUDO DE REOXIDACAO E REDUCAO DE FERRO CONTIDO EM CAULINS. Escola Politécnica. Universidade de Sao Paulo. Departamento de Engenharia de Minas. Sao Paulo. 1998.

1.5.2.1 Dispersión / disgregación. En este proceso se aprovecha la propiedad hidrofílica de la arcilla caolinítica, sin embargo, debido a las cargas presente en los bordes de sus partículas, ocasionadas por enlaces rotos, se hace necesario la adición de un dispersante químico para la anulación de dichas cargas. De esta manera se puede lograr una pulpa con menor viscosidad y mayor facilidad de trabajo para su posterior tratamiento.

1.5.2.2 Desarenamiento. Consiste en la eliminación de partículas de tamaño grueso como el cuarzo, donde se aprovecha la fuerza de la gravedad y la diferencia de tamaños entre los minerales. El desarenamiento se puede realizar mediante los procesos de sedimentación ó concentración centrifuga.

Sedimentación libre. Es la acción de asentamiento de partículas sólidas, en un medio fluido, bajo la fuerza de la gravedad. Para este proceso es necesario tener en cuenta la velocidad de descenso de cada tipo de partícula presente en la pulpa. La ley de Stokes permite determinar el tiempo necesario para que una partícula descienda bajo el efecto de la gravedad dentro de un fluido. Por lo tanto el tiempo de sedimentación es un factor importante en las operaciones que involucran la sedimentación.

Separación centrífuga. Para este proceso se utiliza un hidrociclón, el cual es un equipo de clasificación de operación continua que utiliza la fuerza centrífuga para acelerar la velocidad de asentamiento de las partículas. El factor que se tiene en cuenta para definir la eficiencia de un hidrociclón, es el D_{50} ó tamaño de partícula que tiene una eficiencia del 50%, es decir, el diámetro de partícula que ingresa en el alimento, del cual el 50% en peso cae por la descarga y el otro 50% sale por el rebalse.

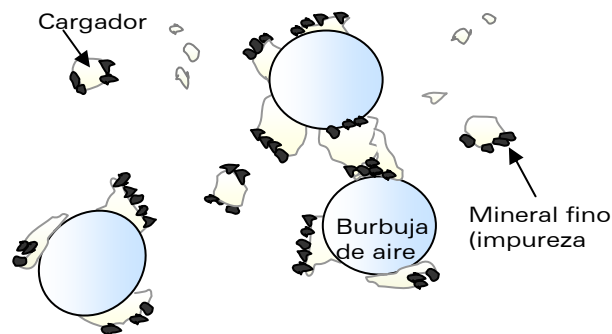
1.5.2.3 Blanqueamiento. Para el blanqueamiento de las arcillas es posible la aplicación de diferentes procesos, los cuales se describen a continuación.

1.5.2.3.1 Separación magnética. La separación magnética de alta intensidad (campo cerca de 15.000 Gauss) es una técnica convencional empleada en el beneficio del caolín, para la remoción de óxidos de hierro, óxidos de titanio (rutilo ó anatasa) y algunos tipos de micas. Más recientemente y con esa misma finalidad, han sido desarrollados los separadores magnéticos a base de superconductores y con sistema de criogenia, con un flujo considerable de hasta 50.000 Gauss. Su aplicación es forzosamente limitada.

1.5.2.3.2 Flotación inversa. Consiste en la remoción de impurezas de óxidos de hierro y titanio. Una de las primeras referencias sobre la flotación inversa de arcillas para la remoción de impurezas minerales de titaniferros proviene de la patente de Leek (1951). Este investigador usó una emulsión de un ácido graso y

una amina de ácido graso (una combinación de iones positivos y negativos) como colector en una pulpa de arcilla de-floculada. Desde entonces el proceso tuvo varias modificaciones y alteraciones. Un nuevo concepto en la flotación fue introducido por Greenet y otros (1961), el cual es conocido actualmente como flotación con cargador ó ultraflotación. En este proceso el acondicionamiento del caolín es logrado por dos reactivos esenciales, el colector y el mineral auxiliar (calcita). La disolución de los iones de calcio actúan como activador sobre la superficie del mineral para la absorción del colector, en donde las impurezas minerales son atrapadas, y posteriormente son arrastradas en la burbuja de aire y finalmente flotadas (Figura 5).

Figura 5. Esquema de la ultraflotación



Fuente: MUTHUR, Sharad. Kaolin Flotation. *Journal of Colloid and Interface Science* 256, 153-158. 2002.

Una importante condición para realizar la flotación es el desprendimiento y liberación de las impurezas minerales desde la superficie/interfases de las partículas de arcilla, el cual es alcanzado por impactos de alto corte impartido durante el acondicionamiento pre-flotación con el dispersante. El concepto de corte – acondicionamiento (agitación) de la arcilla antes de la flotación, con el dispersante, colector y un activador para minerales de titanio fue propuesto por Cundy (1969). Sin embargo, después de la patente de Cundy, todos los trabajos siguientes para la flotación de minerales titaníferos de arcillas invariablemente consistió en un acondicionamiento pre – flotación. Engel y otros (1997) de la

misma manera concluyeron que el acondicionamiento de alta intensidad antes de la flotación es el resultado de un tratamiento mecánico-químico en la aglomeración de los finos a los flóculos y al mantener la alta velocidad de corte ayuda a incrementar la cobertura de la superficie de los flóculos, lo cual mejora la flotación. Ion y Hilderbrand (1986) y más tarde Wang y Nagaraj (1987) extendieron esto a los caolines y observaron que el hidroxamato exhibía mejor selectividad y que no necesitaba de un activador para la flotación. El preacondicionamiento de alto corte con dispersante y colector es esencial para la flotación con hidroxamatos. Ellos pudieron incluso beneficiar satisfactoriamente los caolines de East Georgia en los cuales se dificultaba su proceso al usar ácidos grasos por la extrema fineza de estas arcilla (90% menor a 2 μ m). De aquí se puede observar que existen muchos métodos para la remoción de titanoferos en el caolín y por tal no existe un único método. Esto conlleva a posteriores y continuas investigaciones⁸.

1.5.2.3.3 Lixiviación. Los minerales industriales como las arcillas caoliníticas, usualmente contienen minerales de hierro en pequeñas cantidades (0,5-3%), que las hacen invendibles en algunos casos y en otros se puede vender pero a precios muy bajos. Por tal motivo la disolución del óxido férrico es un problema de interés particular para los productores de estos minerales industriales, ya que la presencia de pequeñas cantidades de hierro férrico y/o ferroso en el caolín puede restringir su uso en muchos campos industriales. Por ejemplo, el hierro ferroso es indeseable en la producción de cementos blancos y cerámicos porque éste es oxidado a hierro férrico, cuando los productos son calcinados impartiendo un color naranja al caolín.

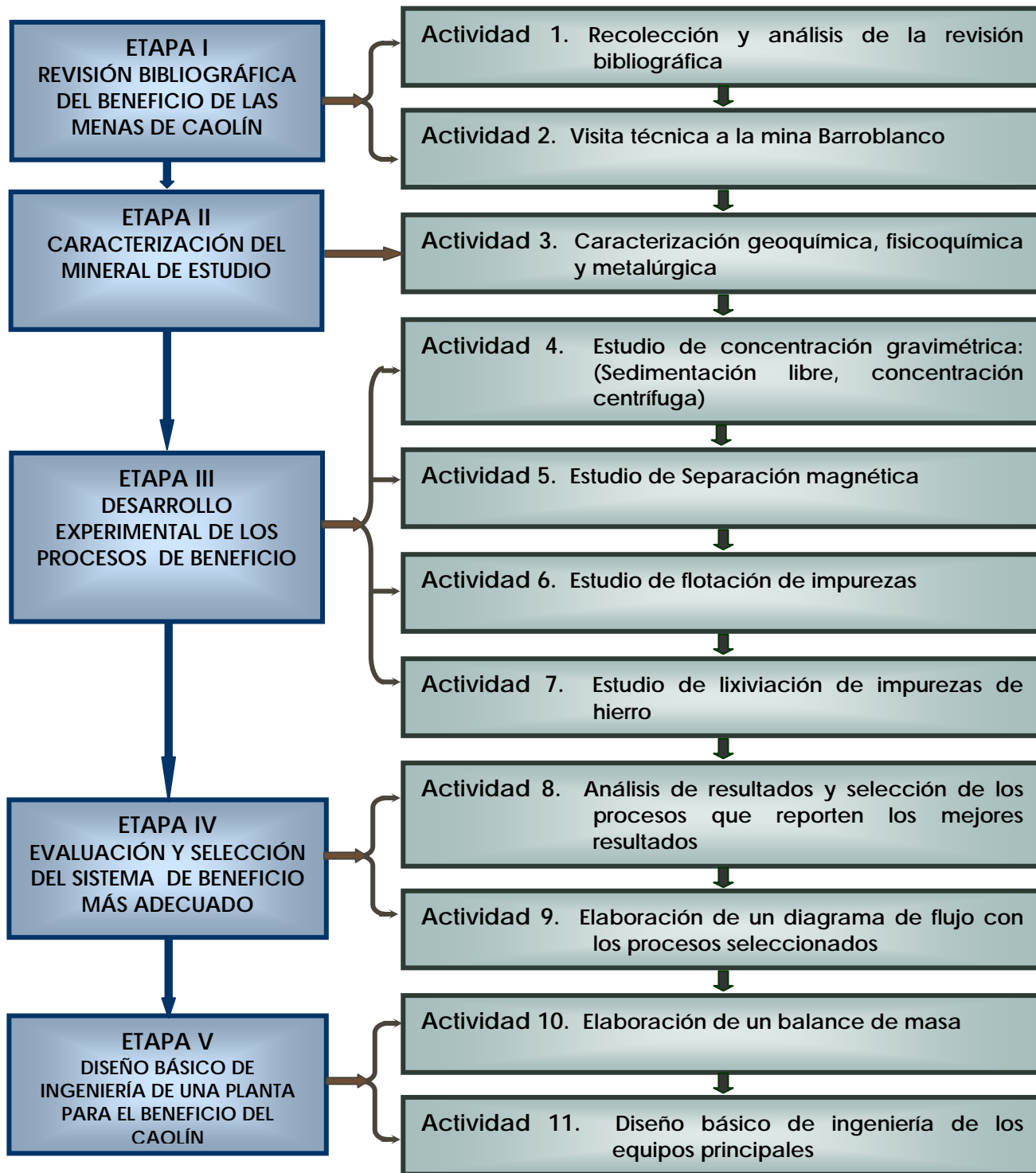
Considerables estudios han sido dirigidos hacia la remoción de contaminantes de hierro por métodos físicos y químicos. Sin embargo, las técnicas de separación

⁸ RAGHAVAN, P. CHANDRASEKHAR, s. Separation of titaniferous impurities from kaolin by high shear pretreatment and froth flotation. Applied CLAY Science. 2003.

física como la flotación son generalmente menos eficientes para la remoción de hierro que la lixiviación química. La lixiviación ácida reductiva es uno de los más conocidos y más empleados en los procesos químicos de beneficio de minerales de interés industrial. La lixiviación ácida convencional con ditionito de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_4$) empleada para la lixiviación de estos minerales no siempre permite obtener una alta calidad de las arcillas caoliníticas, por esta razón, en algunos casos se hace necesario la lixiviación ácida convencional (H_2SO_4 ó HCl), pero estos son costosos y los efluentes obtenidos son ecológicamente inaceptables.

2. METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

Figura 6. Esquema de la metodología empleada para el desarrollo del proyecto



En la Figura 6, se muestran las etapas y sus correspondientes actividades para el desarrollo y ejecución de este proyecto. A continuación se hace una breve descripción de ellas, enfatizando en sus objetivos y en la forma como se desarrollaron.

2.1 ETAPA I CONOCIMIENTO DE LOS PROCESOS PARA EL BENEFICIO DE LAS MENAS DE CAOLÍN

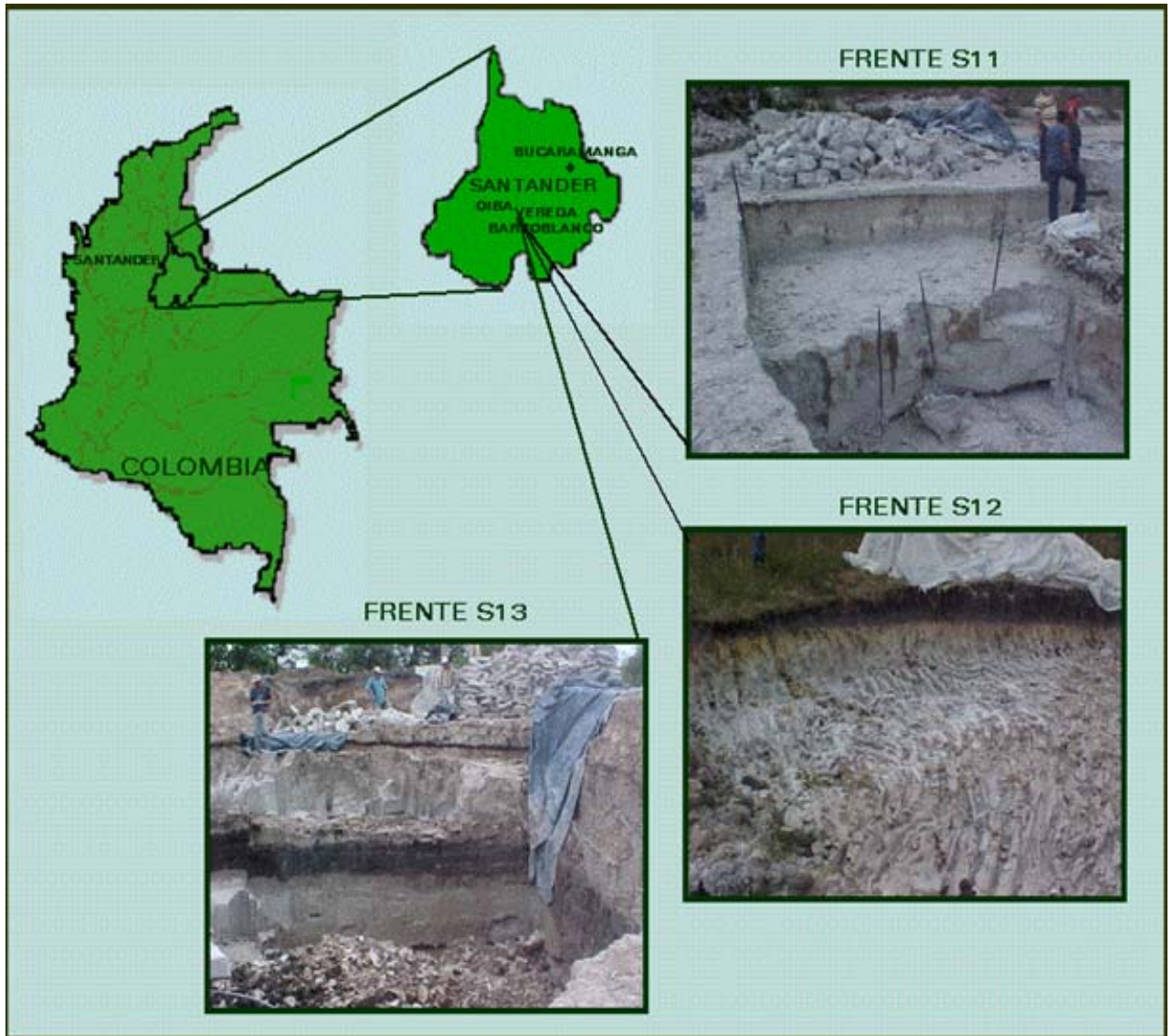
Esta etapa se realizó con el fin de adquirir la fundamentación teórica de los procesos de beneficio aplicables a los minerales de caolín. Además se realizó una visita técnica a la mina Barroblanco, ubicada en Oiba (Santander), para recolectar información acerca de los procesos utilizados por los mineros. Esto se hizo con el fin de conocer el panorama minero de la región y los procesos que actualmente aplican.

De la visita técnica realizada a la mina se tomaron las muestras para llevar a cabo este proyecto. Actualmente la zona minera de Barroblanco, está siendo explotada en tres frentes de explotación, codificados de la siguiente forma: S11, S12 y S13, los cuales presentan diferentes niveles de afloramiento, como se muestra en la Figura 7. De estos tres frentes de explotación, se tomaron muestras de cada uno de los niveles. Las distancias de nivel a nivel se muestran en la Tabla 3.

Tabla 3. profundidad de los niveles de cada frente de explotación

Frentes de explotación			
Nivel	Profundidad desde la superficie [m]		
	S11	S12	S13
0	0.01 a .93	0.6 a 1.3	0.3 a 1.9
1	0.93 a 1.8	1.3 a 2.3	2 a 2.4
2	1.8 a 1.98	2.3 a 3.3	2.4 a 3.6
3	1.98 a 3.73	3.3 a 6.6	3.6 a 4.8
4	3.73 a 4.9	--	4.8 a 6.8
5	4.9 a 7	--	--

Figura 7. Frentes de explotación de la mina Barroblanco ubicada en Oiba (Santander)



2.2 ETAPA II CARACTERIZACIÓN GEOQUÍMICA, FÍSICOQUÍMICA Y METALÚRGICA

La metodología empleada para la caracterización del mineral se presenta detalladamente a continuación.

2.2.1 Caracterización geoquímica. La caracterización geoquímica, se efectuó a cada una de las muestras recolectadas de los diferentes niveles de los tres frentes de explotación. Es así, que se determinó la composición mineralógica y química de cada muestra, con el fin de clasificar e identificar el tipo de arcilla caolinítica que se presentaba en el yacimiento.

2.2.1.1 Composición mineralógica. La determinación de los componentes mineralógicos, se determinó por la técnica de Difracción de Rayos X, DRX, siendo esta una de las técnicas más utilizada para el manejo de minerales arcillosos. Los ensayos por DRX, fueron realizados en el Laboratorio de Difracción de Rayos – X de la Universidad Industrial de Santander. El tipo de análisis realizado fue la determinación cuantitativa de las especies mineralógicas cristalinas presentes en cada muestra.

2.2.1.2 Composición química. Para la determinación de la composición química, cada una de las muestras recolectadas se separó en dos fracciones granulométricas, con el fin de observar y analizar la composición química en cada una de estas. Las muestras fueron preparadas y tamizadas a través de la malla 325 Tyler, y se determinaron los elementos de cada fracción de mineral por medio de una digestión ácida, según el procedimiento consignado en el Anexo B. Con los elementos determinados se cuantificó cada especie mineralógica de la arcilla.

2.2.2 Caracterización fisicoquímica. Los ensayos de caracterización fisicoquímica, se llevaron a cabo a los tres frentes, con el fin de determinar algunos parámetros operacionales de los procesos de beneficio a evaluar. Los parámetros evaluados fueron:

- ✓ Humedad de mina
- ✓ Nivel de acidez
- ✓ Densidad real

El procedimiento para la determinación de cada uno de estos parámetros se muestra en el Anexo B.

2.2.3 Caracterización metalúrgica. La característica metalúrgica considerada de mayor importancia fue la distribución de tamaño de partícula del mineral a tratar, la cual indica el posible comportamiento de las especies de tamaño fino con respecto a los de tamaño grueso, principalmente en los procesos de concentración gravimétrica.

2.2.4 Clasificación de la arcilla caolinítica. Basados en los resultados obtenidos de la caracterización de la mina Barroblanco y la revisión bibliográfica, se analizó y clasificó el tipo de arcilla estudiada.

2.2.5 Muestras seleccionadas para el estudio metalúrgico. A partir de los resultados obtenidos en la caracterización del mineral de cada nivel, de los tres frentes de explotación, se realizó la conformación de los composites para el estudio metalúrgico del beneficio del mineral, el cual está contemplado en la etapa III.

2.3 ETAPA III DESARROLLO EXPERIMENTAL DE LOS PROCESOS DE BENEFICIO DEL CAOLÍN

Los procesos de beneficio evaluados durante el desarrollo del estudio metalúrgico, se seleccionaron según los procesos utilizados actualmente a nivel mundial por las industrias de minerales arcillosos. Las etapas de beneficio estudiadas para la purificación de las arcillas caoliníticas, se desarrollaron con el objetivo de obtener un caolín aplicable en la fabricación de cemento blanco.

Los procesos evaluados durante el desarrollo del proyecto fueron: Desarenamiento por sedimentación e hidrociclón, flotación inversa por espumas y lixiviación.

2.3.1 Estudio de concentración gravimétrica. El estudio del proceso de desarenamiento fue seleccionado como alternativa tecnológica para la reducción del contenido de cuarzo, cuyo tamaño granulométrico y densidad es superior al de las arcillas.

Para la realización de las pruebas de concentración gravimétrica se emplearon los siguientes métodos:

2.3.1.1 Estudio de la sedimentación libre. Mediante el estudio del proceso de sedimentación para la reducción del contenido de cuarzo, se evaluaron las siguientes variables: porcentaje de sólidos en la pulpa, tipo de dispersante, dosificación de dispersante, pH de pulpa y tiempo de sedimentación. Las variables respuesta analizadas durante este estudio fueron: porcentaje de recuperación y relación $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ en el mineral suspendido, la cual debe estar en un valor aproximado de 0,85, que es la relación de la caolinita e illita en esta puro.

La preparación de las muestras del mineral en forma de pulpas, se realizó disgregado por agitación mecánica el mineral en agua, con adición de un dispersante, el cual actuó como defloculante haciendo que las partículas arcillosas se repelieran unas de otras y de esta manera lograr mantener en suspensión el mineral. Además, fue necesaria la utilización de aspas de doble hélice invertida para generar una turbulencia de la pulpa, permitiendo de esta forma una mejor disgregación del mineral. El equipo y aspas, empleadas para la dispersión de la pulpa se presenta en la Figura C1 del Anexo C.

Los ensayos de sedimentación se realizaron en probetas de 250 mL. La lectura en milímetros de la altura de sedimentos, se realizó a diferentes tiempos mediante el

uso de papel milimetrado pegado a partir de la base de la probeta ensayada. En la Figura C2 del Anexo C se presenta una fotografía de las probetas empleadas para estos ensayos.

Para la selección del porcentaje de sólidos de pulpa se tuvo en cuenta la variación de la viscosidad a diferentes porcentajes de sólidos sin dispersante, y según los resultados el 30% de sólidos permite la disgregación de la pulpa y el buen funcionamiento del equipo disgregador.

2.3.1.1.1 Selección del tipo de dispersante y su dosificación. Una vez determinado el porcentaje de sólidos de pulpa adecuado, se procedió a la selección de un solo tipo de dispersante (pirofosfato ó silicato de sodio), seleccionados según revisión bibliográfica. Para la determinación de la cantidad necesaria del dispersante, se tuvo en cuenta la variación de la velocidad de sedimentación con la adición de diferentes cantidades de cada uno de ellos. Estas pruebas se realizaron con los composites conformados según los resultados de la caracterización del mineral.

Las dosificaciones mínimas de los reactivos evaluados, se determinó observando una buena dispersión del mineral en agua. Las cantidades mínimas de cada dispersante fueron: 0,3% [V/P] para el silicato de sodio y 0,05% [P/P] para el pirofosfato.

Para justificar la cantidad empleada de dispersante, fue necesaria la realización de lecturas de potencial zeta en el Zetámetro, ya que estas lecturas indican la carga superficial neta del mineral, mostrando exceso de carga negativa, positiva ó neutral. Cuando la carga neta es negativa permite la atracción entre partículas, dando como resultado una floculación, si es positiva hay una repulsión entre partículas, dando una excesiva dispersión, y si está en el punto cero la carga neta es neutral, donde se presentará las mejores condiciones para la

sedimentación de partículas de mayor densidad, como el cuarzo. El equipo empleado para estos ensayos se muestra en la Figura C4 del Anexo C.

2.3.1.1.2 Evaluación del pH y tiempo de sedimentación. Con los resultados obtenidos de las pruebas anteriores, las cuales se realizaron a valores de pH modificados por la adición del dispersante (6 – 6.5) se logró seleccionar el tipo y dosificación del dispersante. En estos ensayos se estudio el efecto de la modificación de pH a valores básicos, que son los recomendados por la literatura para la sedimentación de estos minerales. Para la modificación de pH se utilizó hidróxido de amonio y se analizó como variable respuesta los porcentajes de recuperación y la relación Al_2O_3/SiO_2 .

Para la recuperación del mineral presente en la pulpa de suspendidos, se diseñó un sistema sifón introduciendo a cierto tiempo de sedimentación, un tubo de vidrio hasta el nivel de la interfase del mineral hundido y la pulpa de suspendidos. Posteriormente las pulpas de los hundidos y los suspendidos se secaron por separado en estufa a una temperatura de $100 \pm 5^\circ C$. Finalmente se pesaron las fracciones de hundidos y sedimentos. En la Figura C3 del Anexo C se presenta el esquema del sistema empleado para la recuperación del mineral.

2.3.1.2 Concentración centrífuga. Por medio del estudio de centrifugación con hidrociclones, se evaluó la remoción del cuarzo presente en el mineral como otra alternativa de separación gravimétrica. Posteriormente los estudios de concentración centrífuga se compararon con los resultados de sedimentación, con el fin de seleccionar el proceso que ofreció mejores resultados..

La pulpa con el mineral a evaluar fue acondicionada previamente con la dosificación y tipo de dispersante seleccionado en el proceso de sedimentación. Para la realización de cada ensayo se emplearon 21 litros de pulpa, con el fin de mantener la presión de alimentación al hidrociclón constante. Esta presión se mantuvo a 10 psi, la cual es la presión recomendada según la literatura para este

tipo de mineral. Para la toma de las muestras del flujo de rebalse y de descarga, el sistema de hidrociclón se dejó por 5 minutos hasta alcanzar la estabilización y posteriormente se recolectaron las respectivas muestras. En la Figura C5 del Anexo C se muestra el esquema del sistema empleado.

2.3.1.2.1 Influencia de la variación del diámetro de rebalse. Los ensayos realizados en esta prueba, se llevaron a cabo con el fin de descartar la variable del diámetro del rebalse del hidrociclón. Es así, que se evaluaron dos hidrociclones con diámetros diferentes (12 y 35 mm) para un porcentaje de sólidos del 30% y un diámetro de descarga de 7.8 mm. En esta prueba se seleccionó el hidrociclón que presentó la mayor cantidad de mineral de tamaño grueso en la descarga, lo cual indicaba un aumento en la concentración de mineral arcilloso en el rebalse.

2.3.1.2.2 Influencia de la variación del diámetro de descarga y el porcentaje de sólidos de la pulpa del alimento. Con el hidrociclón seleccionado en los ensayos anteriores se evaluó la influencia del diámetro de descarga (7.8, 13.6 y 14.4 mm) y el porcentaje de sólidos en la pulpa de alimentación (15 – 30%).

2.3.2 Estudio de separación magnética de alta intensidad en húmedo. Con el fin de determinar la presencia de óxidos magnéticos de hierro en el mineral, se realizaron las pruebas en el equipo de separación magnética de alta intensidad en húmedo, ubicado en la planta de aceros de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica de la UIS.

Para la realización del estudio de separación magnética, se tomó la muestra de pulpa del mineral procedente del proceso de sedimentación.

La celda de separación magnética empleada para este proceso fue modificada con el fin de controlar el tiempo de residencia del mineral. Se diseñó un sistema de regulación de alimento y descarga de la pulpa. En la Figura C7 del Anexo C se

muestra la fotografía del montaje del sistema de agitación y bombeo de pulpa a la celda de separación magnética.

Las condiciones bajo las cuales se operó el equipo se presentan en la Tabla 4.

Tabla 4. Condiciones de operación del equipo de separación magnética

Parámetro	Valor	Unidad
Tipo de corriente	Directa	
Voltaje aplicado	80	V
Amperaje aplicado	4,5	A
Volumen de lecho de esferas	200	ML
Volumen de pulpa en el lecho	120	ML
Mineral de alimentación	Composite seleccionado	
Porcentajes de sólidos de pulpa	23	% en peso
Acidez de pulpa	10	PH
Flujos de pulpa	1,8	mL/s
	0,6	mL/s
Tiempo de residencia en el lecho	65	S

2.3.3 Estudio del proceso de flotación inversa. El estudio del proceso de flotación inversa por espumas, se planteó como alternativa para la remoción de las impurezas de óxidos de titanio y de hierro. Se llama flotación inversa, ya que en las espumas se flotan las impurezas y el mineral valioso queda en la pulpa de no flotados.

Según la revisión bibliográfica para la flotación de impurezas del mineral arcilloso caolinítico, actualmente se están empleando dos importantes técnicas, la ultraflotación y la flotación con hidroxamatos. La primera se estudió detalladamente en un proyecto de grado realizado en la Universidad Industrial de Santander, donde se muestra que al flotar con el mineral calcita como cargador y un colector como el ácido oléico, se permite una buena flotación de las impurezas, pero el inconveniente principal es la no posible recirculación del mineral calcita, que incrementa en costos este proceso. La flotación con

hidroxamatos fue la flotación que se llevó a cabo durante la ejecución de este proyecto, se escogió este proceso porque actualmente es el más selectivo. Sin embargo, para el uso de éste, es necesario tener en cuenta ciertos parámetros, entre ellos tenemos, un acondicionamiento con el colector a altos porcentajes de sólidos de pulpa y a altas velocidades de agitación, esto permitirá el mayor efecto entre el colector y las impurezas presentes en la pulpa. Después del pre-acondicionamiento se procedió a la flotación propiamente dicha.

En el caso de la flotación inversa de impurezas titaníferas, existe comercialmente en la industria minera de los caolines, reactivos que presentan una mezcla de reactivos como lo son las mezclas de hidroxamatos y alcoholes. Teniendo en cuenta lo anterior, para el presente estudio se evaluaron dos tipos de reactivos de estas mezclas (AERO 6494 Y AERO 6493), los cuales fueron suministrados por la compañía CYTEC de Chile. Las especificaciones y la ficha técnica completa de estos reactivos se presenta en el Anexo C.

De manera comprobatoria, se realizaron ensayos variando el porcentaje de sólidos de pulpa en el acondicionamiento, se trabajó con 30, 50 y 65% de sólidos. El mejor resultado en la remoción de titanio se obtuvo con un porcentaje del 65%, esto concuerda con los resultados de anteriores investigadores, quienes atribuyen que la interacción del reactivo con las impurezas es un proceso de quimiadsorción, ya que a altos porcentaje de sólidos la temperatura de la pulpa aumenta, alcanzando temperaturas de 65 – 70°C.

Debido a los altos porcentajes de sólidos en la pulpa requeridos para el acondicionamiento, se hizo necesario un proceso previo de centrifugación del mineral proveniente del proceso de sedimentación para la eliminación de agua.

Las variables consideradas para el estudio de flotación fueron las siguientes: Tipo de reactivo y su dosificación, velocidad de agitación en la etapa de acondicionamiento y el tiempo de flotación.

Las variables respuesta fueron: Porcentaje de recuperación del mineral en no-flotados y el porcentaje de remoción de impurezas.

En las fotografías mostradas en la Figura C10 del Anexo C, se observa el montaje del equipo para la realización de las pruebas de flotación.

2.3.3.1 Evaluación del tipo de reactivo para flotación de impurezas y su dosificación. Para simplificar el estudio de flotación y trabajar con un sólo reactivo de los AERO Promoters, se evaluaron a las mismas condiciones, para seleccionar el reactivo con los mejores resultados en la remoción de las impurezas titanoférricas, permitiendo una alta recuperación del mineral.

2.3.3.2 Evaluación de la velocidad de agitación de la pulpa en el acondicionamiento. Estos ensayos se realizaron con el fin de evaluar las velocidades de agitación durante la etapa de acondicionamiento, para analizar su influencia en la adsorción del reactivo sobre las impurezas, y si es posible tratar de disminuir la alta agitación recomendada por la literatura, debido a los inconvenientes en costo de manteniendo de los equipos que trabajan a estas revoluciones.

2.3.3.3 Evaluación del tiempo de flotación. Con el desarrollo de los últimos ensayos del estudio de flotación, se evaluó el tiempo de flotación en función del porcentaje de recuperación y remoción de óxido de titanio.

2.3.4 Estudio del proceso de lixiviación. Este estudio se realizó como alternativa para la reducción del porcentaje de hierro presente en el mineral, puesto que este metal es indeseado para la blancura del producto y el color de cocido.

Durante el estudio de lixiviación, inicialmente se evaluó el ditionito de sodio como agente lixivante, pero este reactivo no proporcionó buenos resultados en la

disolución del hierro, por esta razón se implementó el estudio con ácido sulfúrico y el ácido oxálico. Estos dos agentes lixiviantes se evaluaron a diferentes dosificaciones y a dos temperaturas (25 y 90°C). Los ensayos se realizaron en vasos de precipitados de 100 mL y se adicionaron 50 mL de la pulpa procedente del proceso de flotación. Los ensayos a 25°C fueron realizados con una agitación continua de 200rpm y un tiempo de 4 horas. Los ensayos realizados a 90°C se mantuvieron en agitación en un baño termostático usando un Shaker, con la misma agitación y tiempo. Finalizado el tiempo de lixiviación se filtraron las pulpas con el fin de recolectar una alícuota de la solución de pulpa, para determinar por absorción atómica el contenido de hierro disuelto.

2.3.4.1 Influencia de la temperatura en el ácido sulfúrico como agente lixiviante.

Para la evaluación del ácido sulfúrico, se hicieron las pruebas a 25 y 90°C con dosificaciones de 10, 30, 60 y 100 Kg/t mineral.

2.3.4.2 Influencia de la mezcla de ácido oxálico y ácido sulfúrico como agente lixiviante.

Para observar la influencia del porcentaje de Fe removido con la mezcla de los ácidos, se evaluaron diferentes dosificaciones de cada uno de estos ácidos mediante la realización de ensayos de lixiviación a temperatura ambiente, con el propósito de determinar la mejor dosificación de H₂SO₄.

2.3.4.3 Influencia de la temperatura en la mezcla de ácido sulfúrico - ácido oxálico.

Con el fin de evaluar el efecto en los porcentajes de remoción de Fe a diferente temperatura, se realizaron ensayos con mezclas de ácido oxálico y ácido sulfúrico a dos temperaturas (25 y 90°C) con la mejor dosificación de H₂SO₄ determinada en los ensayos anteriores.

2.4 ETAPA IV EVALUACIÓN Y SELECCIÓN DEL SISTEMA DE BENEFICIO ADECUADO

Esta etapa se realizó con el fin de evaluar y seleccionar un sistema de beneficio que permita obtener una composición química y mineralógica de la arcilla

caolinítica de Oiba (Santander) apta la industria del cemento blanco. para esto se realizó una prueba a gran escala de laboratorio con las mejores condiciones obtenidas de las pruebas anteriores, con el fin de observar claramente los porcentajes de recuperación del mineral y la concentración de los minerales arcillosos de etapa a etapa. Luego junto con un análisis detallado de los procesos en mención se seleccionó un sistema beneficio que involucra los procesos que reportaron los mejores resultados. Para la selección de dichos procesos se tuvo en cuenta el porcentaje de recuperación, razón de concentración y porcentajes de impurezas eliminadas.

2.5 ETAPA V DISEÑO BÁSICO DE INGENIERÍA DE UNA PLANTA PROPUESTA PARA EL BENEFICIO DEL CAOLÍN

- Se realizó el diseño básico de ingeniería para el sistema de beneficio de caolín, con los procesos seleccionados en la etapa anterior.

- Se elaboró un balance de masa, con las corrientes del diagrama de flujo realizado en la actividad anterior.

- Diseño básico de ingeniería de los equipos principales, presentes en el sistema propuesto.

- Se elaboró un diagrama de flujo con los equipos principales, según los procesos seleccionados en la etapa anterior.

3. RESULTADOS OBTENIDOS Y DISCUSIÓN

3.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

A continuación se presenta la caracterización geoquímica, fisicoquímica y metalúrgica del mineral arcilloso de Barroblanco.

3.1.1. Composición mineralógica. En las tablas 5, 6 y 7, se muestra la composición mineralógica de los tres frentes de explotación con sus respectivos niveles.

Tabla 5. Composición mineralógica de los niveles del frente S11

FRENTE S11								
FASE	NOMBRE	NIVEL						
		[%]						
		0	1	2	3	4	5	
Cristalinos	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	Kaolinita	10,20%	21,42%	17,11%	10,51%	12,55%	13,69%
	$K_2(Al_{3.74}Fe_{0.26})(Si_6Al_2O_{20})(OH)_4$	Moscovita	9,61%	6,06%	7,51%	11,45%	15,87%	4,86%
	$(K,H_3O)Al_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$	Illita	16,35%	24,78%	13,17%	19,55%	23,03%	7,46%
	TiO_2	Anatasa	1,93%	1,95%	1,99%	2,13%	2,22%	0,94%
	SiO_2	Cuarzo	38,46%	43,92%	48,11%	35,61%	32,58%	54,11%
	FeS_2	Pirita	**	**	**	**	2,21%	**
Amorfos			23,45%	1,87%	12,11%	20,75%	11,54%	18,94%

Tabla 6. Composición mineralógica de los niveles del frente S12.

FRENTE S12						
FASE	NOMBRE	NIVEL				
		[%]				
		0	1	2	3	
Cristalinos	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	Caolinita	6,83%	8,90%	8,22%	5,70%
	$K_2(Al_{3.74}Fe_{0.26})(Si_6Al_2O_{20})(OH)_4$	Moscovita	8,79%	8,51%	9,10%	7,87%
	$(K,H_3O)Al_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$	Illita	21,40%	37,79%	50,46%	29,30%
	TiO_2	Anatasa	1,64%	3,17%	4,44%	2,69%
	SiO_2	Cuarzo	35,66%	33,59%	24,56%	35,17%
	FeS_2	Pirita	**	**	**	**
Amorfos			25,68%	8,04%	3,22%	19,27%

Tabla 7. Composición mineralógica de los niveles del frente S13.

FRETE S13							
FASE		NOMBRE	NIVEL				
			[%]				
			0	1	2	3	4
Cristalinos	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	Caolinita	7,80%	8,45%	12,43%	10,45%	10,45%
	$K_2(Al_{3,74}Fe_{0,26})(Si_6Al_2O_{20})(OH)_4$	Moscovita	71,24%	6,55%	8,53%	**	10,37%
	$(K,H_3O)Al_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$	Illita	**	31,37%	30,41%	16,09%	34,62%
	TiO_2	Anatasa	8,90%	3,01%	3,96%	1,20%	4,19%
	SiO_2	Cuarzo	8,89%	37,93%	43,26%	22,73%	39,71%
	FeS_2	Pirita	**	**	**	**	**
Amorfos			3,17%	12,69%	1,41%	49,53%	0,66%

Según los resultados presentados en las tablas anteriores, se observa que en el frente S11 se presenta la mayor cantidad de caolinita, alcanzando hasta un 21% (nivel S11-1), a diferencia de los otros dos frentes, en los cuales el contenido de caolinita oscila entre 5,7 y 12,4%, además se puede apreciar que el porcentaje de illita en todos los frentes es superior al porcentaje de caolinita presente, alcanzando hasta un 50,46% (nivel S12-2).

Las menores cantidades de anatasa se presentan en el frente S11. Sin embargo es importante resaltar que este es el único frente que contiene impurezas de hierro en forma de pirita (nivel 4).

El contenido alto de cuarzo en todas las muestras indica la necesidad de implementar procesos para la remoción de cuarzo, a fin de obtener un producto con altos porcentajes de arcillas.

La presencia en algunas muestras de altos porcentajes de amorfos, puede estar asociado a la ocurrencia de materia orgánica y/o caolinita amorfa los cuales no presentan ningún sistema de cristalización.

3.1.2 Composición química. La composición química de los niveles de cada frente de explotación, se presentan en las tablas 8, 9 y 10.

Tabla 8. Análisis químico para el frente S11 con sus respectivos niveles.

FRETE S11												
Composición química	NIVEL											
	0		1		2		3		4		5	
	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty
%Al ₂ O ₃	4,32	21,05	3,48	23,18	1,10	18,46	4,32	16,69	24,92	23,54	1,32	13,53
%SiO ₂	92	68,17	92,65	65,22	95,48	73,35	92,13	65,72	84,33	61,63	93,93	72,86
%Fe ₂ O ₃	0,15	0,51	0,20	0,49	0,15	0,35	0,24	0,07	8,34	2,31	0,18	0,36
%K ₂ O	0,96	4,28	1,67	4,15	0,33	2,71	0,90	4,58	0,98	5,90	0,24	0,62
%CaO	0,21	0,13	0,80	0,11	0,57	0,16	0,26	0,04	0,20	0,19	0,20	0,05
%MgO	0,21	1,14	0,23	1,16	0,09	0,88	0,26	1,51	0,19	1,64	0,09	0,09
%LOI	0,90	5,17	2,72	6,00	0,45	5,03	1,28	8,03	3,54	6,70	0,21	5,09
% mineral	3,2	96,8	12,8	87,2	16,1	83,9	1,6	98,4	3,5	96,5	22	78

Tabla 9. Análisis químico para el frente S12 con sus respectivos niveles.

FRETE S12									
Composición química	NIVEL								
	0		1		2		3		
	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	
%Al ₂ O ₃	0,63	31,32	4,37	38,24	20,09	33,43	2,15	25,86	
%SiO ₂	94,77	66,88	91,38	57,05	69,90	53,04	94,05	61,67	
%Fe ₂ O ₃	0,14	2,45	0,28	3,08	1,04	1,52	0,21	1,12	
%K ₂ O	0,34	0,88	1,00	1,13	0,53	0,91	0,67	0,38	
%CaO	0,24	0,00	0,21	0,00	0,21	0,14	0,37	0,22	
%MgO	0,01	0,08	0,03	0,08	0,09	0,13	0,02	0,12	
%LOI	0,13	5,30	3,82	8,04	4,92	6,80	0,53	5,60	
% mineral	17,7	82,3	4,54	95,46	1,74	98,26	4,6	95,4	

Tabla 10. Análisis químico para el frente S13 con sus respectivos niveles.

FRETE S13										
Composición química	NIVEL									
	0		2		3		4		5	
	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty	+325 Ty	-325 Ty
%Al ₂ O ₃	3,05	33,38	1,39	21,99	0,63	23,42	9,97	17,11	0,91	24,88
%SiO ₂	90,06	46,30	93,73	59,97	96,61	61,80	28,68	35,15	95,36	59,16
%Fe ₂ O ₃	0,33	1,42	0,24	1,02	0,16	1,09	0,45	0,62	0,10	1,30
%K ₂ O	1,63	8,64	0,67	4,98	0,46	5,72	3,17	3,80	0,94	10,30
%CaO	0,24	0,08	0,12	0,04	0,13	0,08	0,18	0,08	0,19	0,17
%MgO	0,09	0,04	0,00	0,03	0,00	0,03	0,01	0,02	0,01	0,03
%LOI	1,82	9,64	11,81	7,08	0,28	6,31	58,40	41,03	0,63	6,67
% mineral	1,43	98,57	13,08	86,92	9,57	90,43	25,41	74,59	1,66	98,34

Los resultados obtenidos por análisis químico muestran altos porcentajes de SiO₂ en el mineral retenido en la malla 325 Tyler, esto indica la presencia de cuarzo grueso. El contenido de óxido de hierro en la malla +325 Ty en el nivel 4 del frente S11 de 8,34%, corrobora la presencia de pirita gruesa, sin embargo el porcentaje de este óxido en el pasante 325Ty es apreciable, teniendo presente que la cantidad de mineral en este último es mucho mayor que en la muestra +325 Ty.

Según los resultados obtenidos por DRX y análisis químico, el mineral de Barroblanco contiene principalmente cuarzo, illita, caolinita y moscovita. Esto conllevó a concluir que el tipo de mineral de esta zona minera es un tipo de arcilla caolinítica llamada Ball Clay, la descripción de esta arcilla está más detallada en el numeral 1.3.2.1.

3.1.3 Caracterización fisicoquímica. Para la caracterización fisicoquímica del mineral se determinó el contenido de humedad en puntos representativos de cada frente de explotación, dando en promedio valores de 31% para el S11, 14% para el S12 y 39% para el S13. El nivel de acidez promedio del mineral de mina fue de 4,7. La densidad real promedio determinada a diferentes muestras de los frentes fue de 2,6 g/cm³, En el Anexo C se muestra el procedimiento llevado a cabo para la caracterizaron fisicoquímica.

3.1.4 Caracterización metalúrgica. Para la caracterización metalúrgica del mineral se determinó la distribución microgranulométrica de los diferentes niveles de cada frente. El resultado en general indica una distribución de tamaño similar, en el cual se aprecia que en promedio el 50% del mineral se encuentra por debajo de un tamaño de partícula de 7 μm. En la Tabla 11 se representa la distribución por tamaño de partícula de los niveles del frente S11. La distribución granulométrica de los frentes S12 y S13 se indica en el Anexo C.

Tabla 11. Distribución microgranulométrica del frente S11 con sus respectivos niveles.

FRENTE S11						
Tamaño partícula [μm]	NIVEL [% Pasante acumulado]					
	0	1	2	3	4	5
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

3.2 MUESTRAS SELECCIONADAS PARA EL ESTUDIO METALÚRGICO

Basados en el análisis de resultados de la caracterización del mineral, concluyó que era posible la conformación de composites con las muestras de cada frente de explotación, ya que los minerales presentes eran los mismos y por tal motivo presentarían un comportamiento metalúrgico similar frente a los procesos de beneficio. Los composites conformados se nombraron como C-S11, C-S12 y C-S13, los cuales hacen parte de los frentes de explotación S11, S12, y S13 respectivamente. Cada composite es una mezcla homogénea de los niveles de afloramiento de cada frente de explotación.

Con estos tres composites se inició el estudio del beneficio del mineral y para esto fue necesario la realización de la caracterización de los tres composites. La caracterización de los composites se muestra en las tablas 12, 13, 14 y 15.

Tabla 12. Composición mineralógica para los tres composites.

COMPOSTS					
FASE		NOMBRE	C-S11	C-S12	C-S13
Cristalinos	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	Caolinita	12,37%	4,88%	10,57%
	$K_2(Al_{3,74}Fe_{0,26})(Si_6Al_2O_{20})(OH)_4$	Moscovita	9,38%	7,27%	11,52%
	$(K,H_3O)Al_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$	Illita	17,50%	36,00%	35,42%
	TiO ₂	Anatasa	1,91%	3,15%	3,54%
	SiO ₂	Cuarzo	49,11%	32,44%	37,89%
	FeS ₂	Pirita	**	**	**
Amorfos			9,73%	16,26%	1,06%

En el Anexo B, se presentan en forma detallada los difractogramas de los composites obtenidos por la técnica de difracción de rayos X (DRX).

Tabla 13. Análisis químico para los tres composites.

COMPOSTS			
Composición química	C-S11	C-S12	C-S13
%Al ₂ O ₃	20.71%	28.48%	29.68%
%SiO ₂	72.16%	59.59%	59.94%
%Fe ₂ O ₃	0.39%	1.12%	1.04%
%K ₂ O	0.99%	8.19%	6.24%
%CaO	0.08%	0.00%	0.00%
%MgO	1.27%	0.34%	0.37%
%LOI	4.98%	6.66%	6.99%

Tabla 14. Viscosidad de pulpa a diferentes porcentajes de sólidos de los tres composites

COMPOSTS			
% SÓLIDOS DE PULPA [%w/w]	C-S11	C-S12	C-S13
	VISCOSIDAD [cP]	VISCOSIDAD [cP]	VISCOSIDAD [cP]
20%	4.13	3.30	8.64
30%	15.20	14.00	24.70
40%	476.80	176.00	379.20
50%	920.00	22195.00	14643.00

Tabla 15. Distribución granulométrica y microgranulométrica de los tres composites.

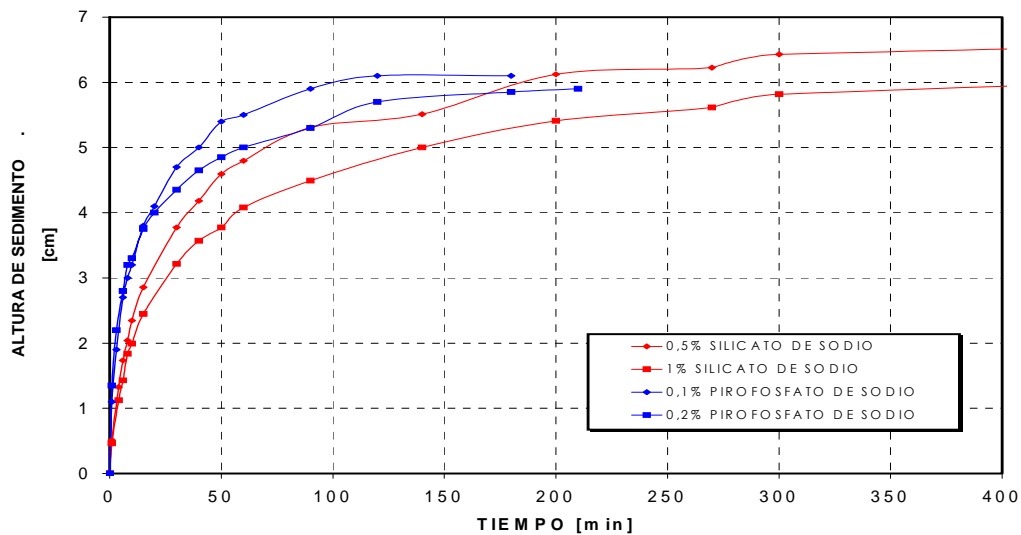
COMPOSITES			
Tamaño partícula [µm]	%Pasante acumulado		
	C-S11	C-S12	C-S13
150	99.6	99.8	99.9
75	98.2	98.9	98.6
53	94.6	98.2	96.7
45	91.8	97.6	95
22	82.62	82.96	80.75
18	78.03	78.08	71.25
16	73.44	71.248	66.5
13	68.85	66.368	57
10	59.67	63.44	52.25
7.5	55.08	58.56	47.5
5.7	45.9	53.68	42.75

3.3 ESTUDIO METALÚRGICO PARA EL BENEFICIO DE LAS ARCILLAS CAOLINÍTICAS

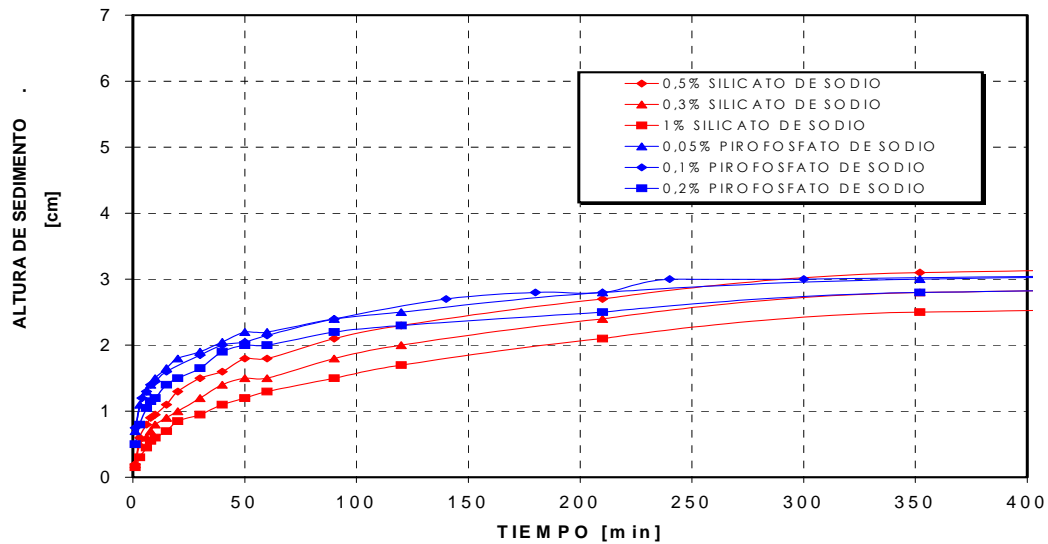
3.3.1 Estudio de Sedimentación libre. Los resultados de las pruebas realizadas del proceso de sedimentación se muestra a continuación.

3.3.1.1 Selección de un tipo de dispersante y su dosificación. La diferencia en las alturas de sedimentación que se observa en las gráficas 1, 2 y 3, se debió a la diferencia en el contenido de cuarzo de cada composite. Es así, que el composite C-S11, el cual contiene mayor cantidad de cuarzo, según caracterización geoquímica, presenta una curva de sedimentación con valores más altos en las alturas de los sedimentos. Por el contrario el composite C-S12 presentó la alturas de sedimentos más bajas, debido al menor contenido de cuarzo en su composición mineralógica.

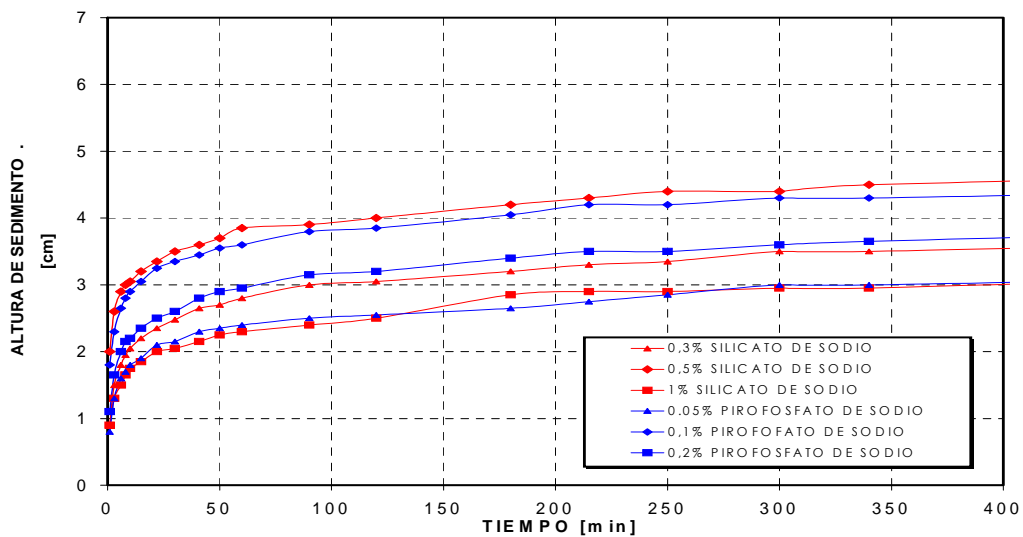
Gráfica 1. Curvas de sedimentación del composite C-S11, con silicato de sodio y pirofosfato de sodio



Gráfica 2. Curvas de sedimentación del composite C-S12, con silicato de sodio y pirofosfato de sodio



Gráfica 3. Curvas de sedimentación del composite C-S13, con silicato de sodio y pirofosfato de sodio



Por otra parte, las curvas de cada gráfica indican que la mejor dosificación de dispersante para sedimentación fue de 0,5% para el silicato de sodio y 0,1% para el pirofosfato de sodio, alcanzándose condiciones similares de sedimentación en cuanto a la altura de sedimento, entre estos dos dispersantes. Sin embargo, se

seleccionó el silicato de sodio como dispersante por su bajo costo respecto al pirofosfato y por su facilidad de comercialización.

Para corroborar el efecto del dispersante en este mineral, se realizaron las lecturas del potencial zeta a las mismas dosificaciones empleadas en el estudio de sedimentación, empleando el equipo Zeta meter 3+. Los resultados de estos ensayos se muestran en la Tabla 16.

Tabla 16. Valores de potencial zeta en función de la dosificación del dispersante

pH de pulpa	Dosificación silicato de sodio, % V/P	Potencial Zeta (mv)
6,09	Sin dispersante	-60,3
6,10	0,3	-46,2
6,06	0,5	-6,85
6,04	1	27,11

Los resultados de potencial zeta, corroboraron la selección de la dosificación de dispersante adecuada. Se observa en esta tabla, que el valor de potencial zeta con esta dosificación fue de -6,85 mv, lo cual indica que las partículas presentan una carga eléctrica neta superficial cercana al cero y es posible lograr una sedimentación libre del mineral.

De los resultados obtenidos en las tres pruebas prelimares, se obtuvo que el comportamiento de los composites era muy similar y por tal motivo fue posible la conformación de un único composite para la realización de los siguientes estudios metalúrgicos. En tal motivo se conformó el composite C-S14 con cantidades iguales de los tres composites anteriores. La preparación de la muestra C-S14, también fue posible justificarla ya que la composición de los composites presentaban las mismas especies mineralógicas, pero con la diferencia en los porcentajes de ocurrencia de cada tipo de mineral. Antes de realizar los correspondientes ensayos para conocer el pH y tiempo de sedimentación para el composite general, C-S14, se le realizó su respectiva caracterización, la cual se muestra en las tablas 17, 18, 19 y 20. Las curvas de sedimentación para el

composite C-S14 a diferentes dosificaciones de dispersante se presentan en la Grafica 4.

Tabla 17. Composición mineralógica del composite C-S14

FASE		NOMBRE	COMPOSITE C-S14
Cristalinos	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	Caolinita	16,73%
	$K_2(Al_{3.74}Fe_{0.26})(Si_6Al_2O_{20})(OH)_4$	Micas*	37,65%
	TiO_2	Anatasa	2,84%
	SiO_2	Cuarzo	39,74%
Amorfos			3,04%

*Entre la clasificación de las micas está la moscovita e illita

Tabla 18. Análisis químico para el composite C-S14

Composición química Composite	%Al ₂ O ₃	%SiO ₂	%K ₂ O	%Fe ₂ O ₃	%TiO ₂	%MgO	%CaO	%LOI
C-S14	27,61	61,51	4,73	1,15	0,88	0,73	0,00	6,52
C-S14 Duplicado	28,46	61,07	4,93	1,07	0,81	0,74	0,00	6,41

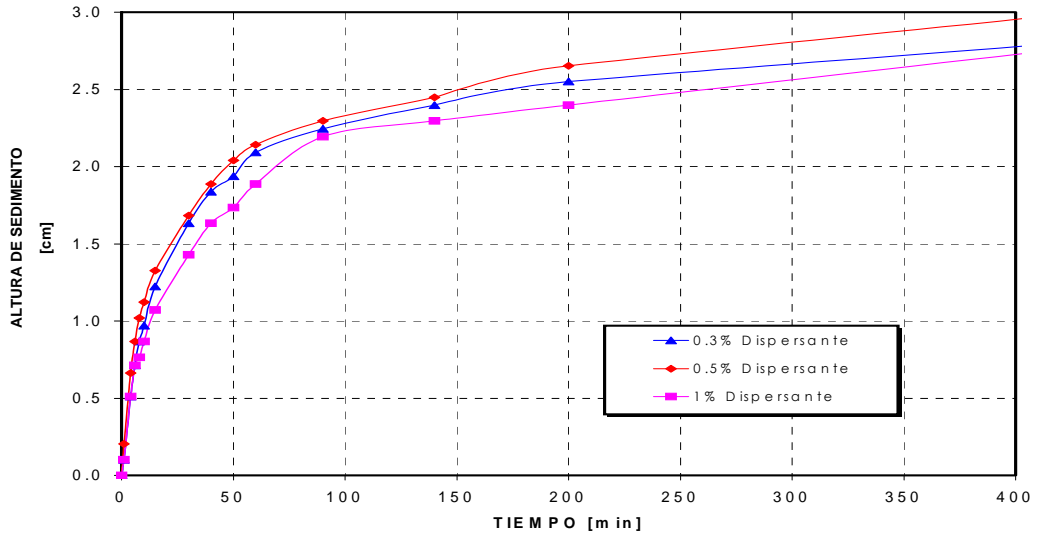
Tabla 19. Distribución granulométrica y microgranulométrica del composite C-S14

COMPOSITE C-S14	
Tamaño partícula [µm]	%pasante acumulado
150	99,4
75	98,5
53	97,6
45	96,2
25,6	93
17,9	89
12,5	84,4
10,1	81,2
7,7	76,1
5,7	72,1

Tabla 20. Viscosidad del composite C-S14 a diferentes porcentajes de sólidos. (sin dispersante).

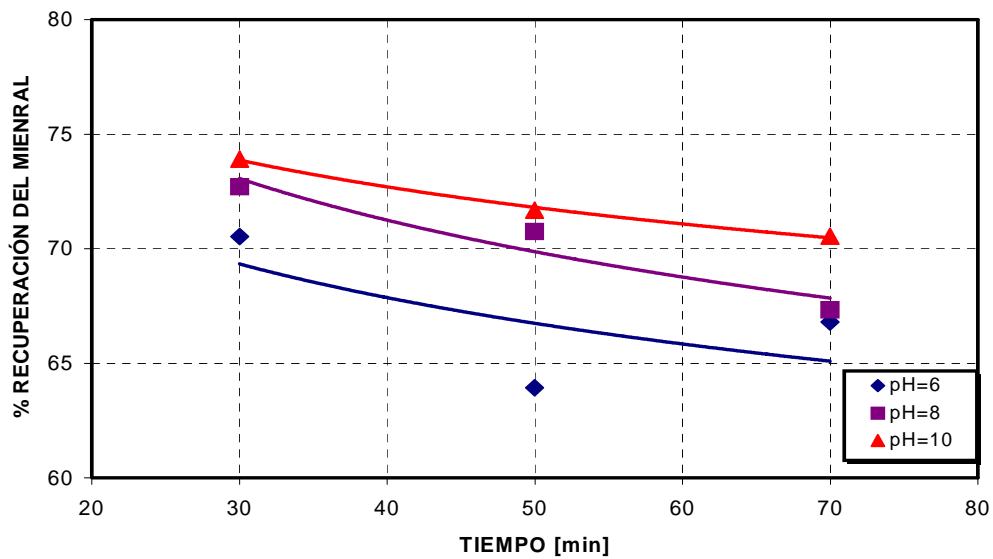
COMPOSITE C-S14	% SÓLIDOS DE PULPA [%w/w]	20%	30%	40%
	VISCOSIDAD [cP]		25,5	112

Gráfica 4. Curva de sedimentación del composite C-S14



3.3.1.2. Evaluación del pH y tiempo de sedimentación. En la Gráfica 5 se representa la influencia del pH y el tiempo de sedimentación sobre el porcentaje de recuperación.

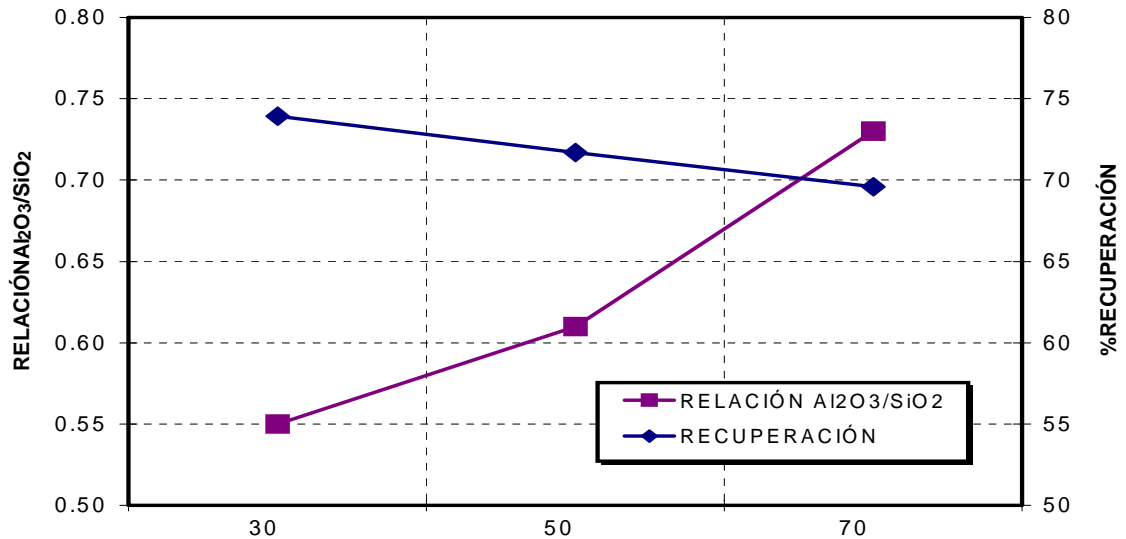
Gráfica 5. Curvas del % Recuperación del mineral con respecto al tiempo de sedimentación a diferentes valores de pH.



Los porcentajes más altos de recuperación son obtenidos a un pH de 10. para determinar el mejor tiempo de sedimentación se realizaron ensayos a pH constante (pH = 10), en los cuales se analizó la influencia del tiempo en el

porcentaje de recuperación y la relación $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$. Los resultados obtenidos se muestran en la Gráfica 6.

Gráfica 6. Variación de la relación $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ con respecto al tiempo de sedimentación a pH 10.



En esta grafica se observa claramente que las mejores condiciones de operación se lograron a un tiempo de 70 minutos. Bajo estas condiciones el porcentaje de recuperación fue del 69,6% y la relación de $\text{Al}_2\text{O}_3/\text{SiO}_2$ fue de 0,73, la cual se aproximó bastante al valor de la composición química de la caolinita (0,85%).

Por último, los mejores resultados obtenidos del estudio de sedimentación fueron:

- Tipo de muestra: C-S14
- Dosificación de dispersante: 0,5% V/P
- Tiempo de sedimentación: 70 minutos
- Porcentaje de sólidos de pulpa: 30%
- Dispersante: Silicato de sodio
- pH de sedimentación: 10

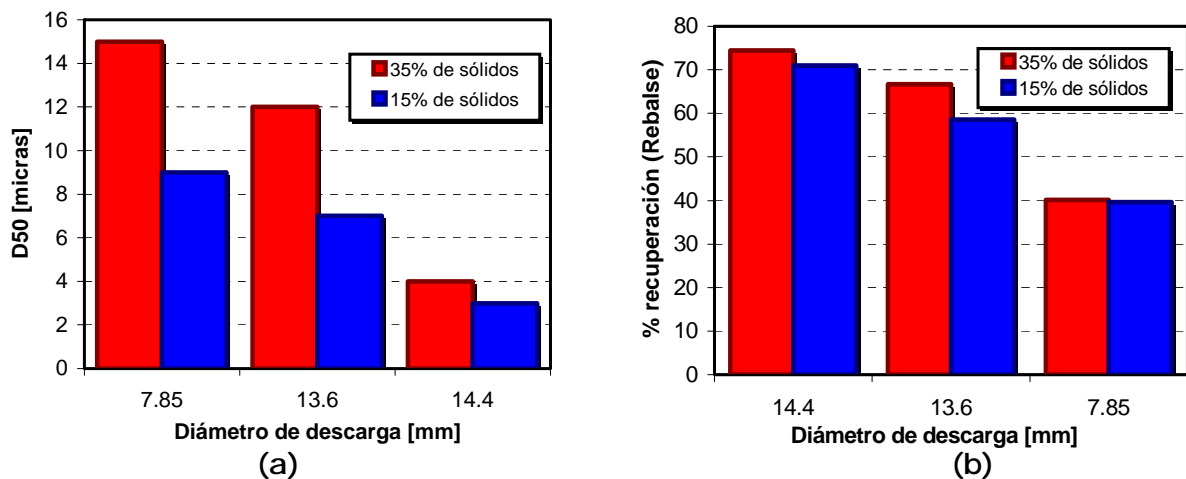
3.3.2 Concentración centrífuga. El análisis de los resultados obtenidos del proceso de concentración centrífuga en el hidrociclón se muestra a continuación.

3.3.2.1 Influencia del diámetro de rebalse en la eficiencia del hidrociclón. Al realizar las pruebas con los dos hidrociclones con diámetro de rebalse diferente, se obtuvo como resultado que el hidrociclón con diámetro de rebalse mayor

presentó los mejores resultados con respecto a la concentración de mineral de tamaño grueso en la descarga del hidrociclón, permitiendo la mayor concentración de mineral arcilloso en el rebalse. El análisis químico realizado al mineral de rebalse y descarga del hidrociclón evidencia el alto porcentaje de sílice en la corriente de descarga (66,97%). Estos resultados se muestran en las tablas C3 y C4 del Anexo C.

3.3.2.2 Influencia de la variación del diámetro de descarga en el porcentaje de recuperación y en el D_{50} . Al aumentar el diámetro de descarga se logra obtener un mineral en el rebalse con un tamaño de partícula muy fino, pero el porcentaje de recuperación disminuyó notoriamente debido a la caída de presión ocasionada en el sistema. Estos resultados se pueden apreciar mejor en las graficas 7a y 7b.

Gráfica 7. Influencia del diámetro de descarga en: a) D_{50} y b) Porcentaje de recuperación a dos porcentajes de sólidos de pulpa diferentes.



La diferencia de recuperación que se observó al variar el porcentaje de sólidos, se debió a que a bajos porcentajes de sólidos es más selectiva la clasificación porque se arrastra menos mineral fino en la descarga de hidrociclón. Lo anterior compagina con los valores bajos de D_{50} que se determinaron al operar el hidrociclón al 15% en peso de sólidos.

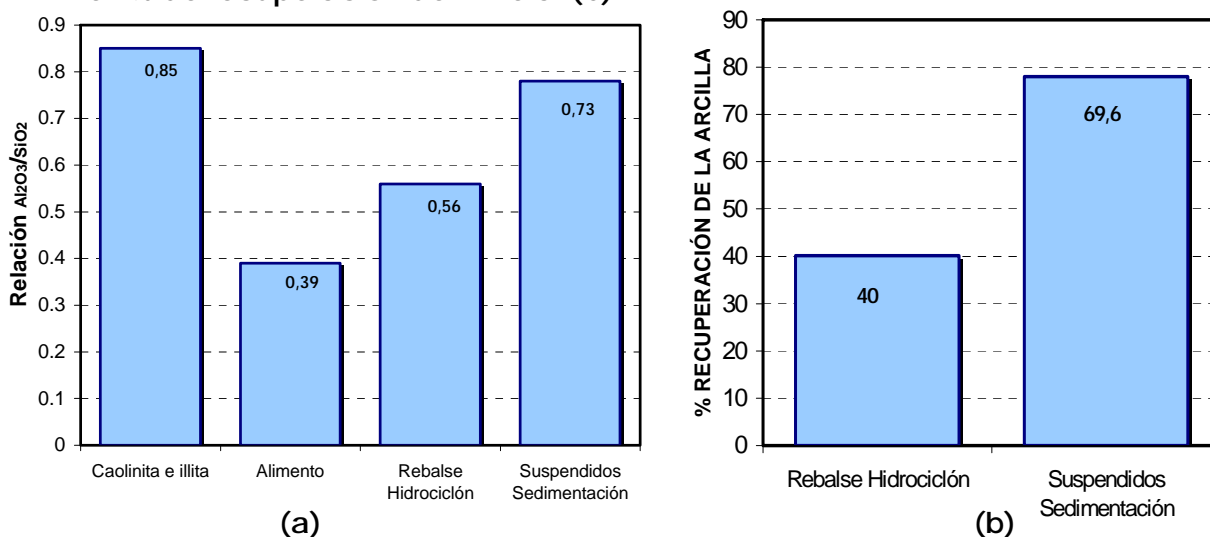
Según lo anterior, se podría decir que los ensayos realizados con el diámetro de descarga de 14,4 mm al 15% de sólidos en la pulpa de alimentación presentó mayor contenido de caolinita e illita. Para corroborar lo anterior, se realizaron análisis químicos de las muestras de rebalse y descarga, con el fin de determinar los contenidos de Al_2O_3 y SiO_2 . Los resultados se presentan en la Tabla 21.

Tabla 21. Análisis químico del ensayo con la mejores condiciones del hidrociclón

	Rebalse	Descarga
Al_2O_3	27,91%	20,34
SiO_2	49,47%	67,94
$\text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$	0,56	0,29

Con el fin de evaluar y comparar los mejores resultados obtenidos del estudio de desarenamiento mediante el uso de los procesos de sedimentación y centrifugación con hidrociclón, se realizaron las siguientes gráficas comparativas de la relación del contenido de $\text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$ y el porcentaje de recuperación. La Gráfica 3.8, muestra que los mejores resultados de desarenamiento se obtuvieron con el proceso de sedimentación, ya que la relación $\text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$ de 0,73, fue la más cercana a la de las arcillas ball clay. De la Gráfica 8, se observa que el proceso de sedimentación fue el que presentó una mayor recuperación.

Gráfica 8. Comparación de los mejores resultados del estudio de desarenamiento con respecto a la relación del contenido de $\text{Al}_2\text{O}_3 / \text{SiO}_2$ (a) y el % de recuperación de mineral (b).



Según los resultados mostrados en Gráficas 3.8, el proceso que presentó los mejores resultados para la separación del cuarzo de la arcilla, fue la sedimentación.

3.3.3 Separación magnética de alta intensidad en húmedo. El estudio de separación magnética se realizó variando el tiempo de residencia del mineral con el lecho de esferas, a dos flujos de pulpa 1,8 y 0,6 mL/s. Los resultados de estos ensayos se presentan en la Tabla 22.

Tabla 22. Resultados de los ensayos de separación magnética en alta intensidad

Flujo de pulpa: 1,8 mL/s	
Tiempo de recolección de muestra, min	% de Fe ₂ O ₃
0	1,24
2	1,19
5	1,24
10	1,18
15	1,20
20	1,23
Flujo de pulpa: 0,6 mL/s	
0	1,24
10	1,26

De acuerdo a estos resultados, el proceso de separación magnética no es aplicable para la remoción del hierro presente en este mineral. Las pequeñas diferencias en los resultados de óxido de hierro reportadas en la tabla anterior, se justifican por errores normales en el procedimiento del análisis químico.

Basados en estos resultados se concluyó que el óxido de hierro presente en el mineral es un mineral no magnético, ó posiblemente un hidróxido de hierro. La otra hipótesis planteada, es la ocurrencia del hierro como impureza de la estructura cristalina de los minerales micáceos^{8,9}.

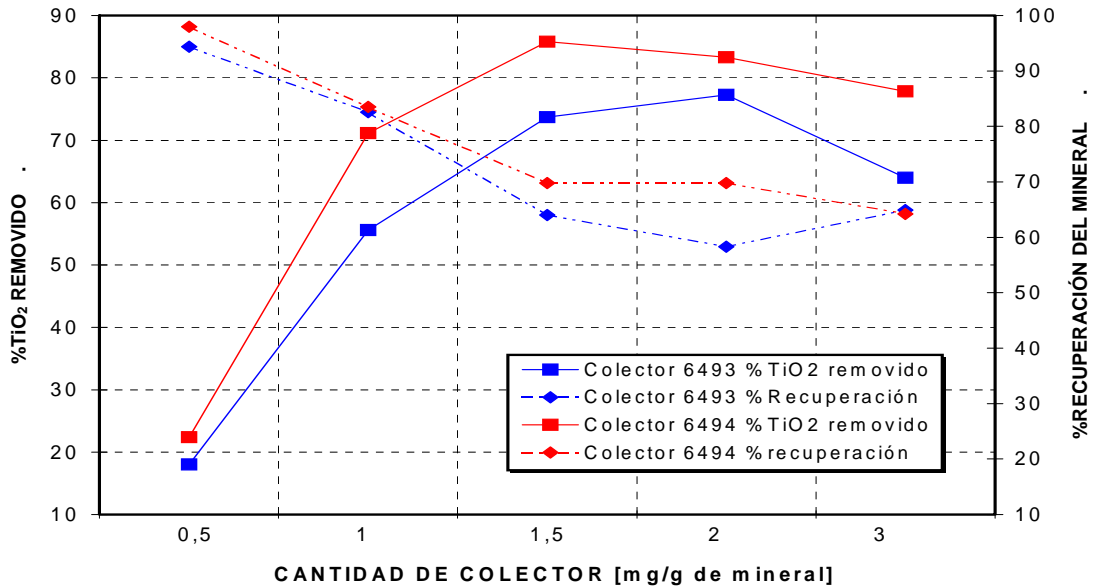
⁸ BARBA, Antonio. BELTRÁN, Vicente. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica. Graficas Castañ, S.L. España. 1997.

⁹ SEI, J. ABBA TOURÉ, A. Characterisation of kaolinitic clays from the Ivory Coast (West África). Applied CLAY Science. 2004.

3.3.4 Estudio de flotación inversa. A continuación se presentan los resultados obtenidos de los ensayos de flotación descritos en la metodología.

3.3.4.1 Evaluación del tipo de reactivo en la flotación de impurezas y su dosificación. En la evaluación de los colectores Aero 6493 y Aero 6494, este último fue el que mejores resultados ofreció en cuanto a la remoción de TiO_2 y en el porcentaje de recuperación del mineral, tal y como se muestra en la Gráfica 9. Por esta razón, el reactivo AERO 6494 fue el seleccionado para las siguientes pruebas.

Gráfica 9. % TiO_2 removido y porcentaje de recuperación del mineral con respecto a la dosificación de los colectores Aero 6494 y 6493

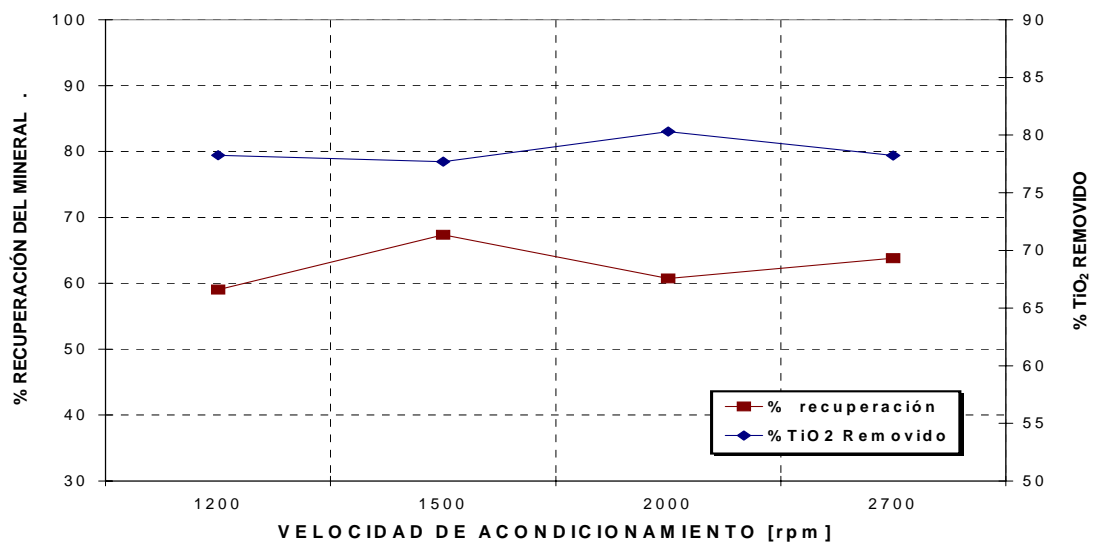


La determinación de la cantidad adecuada de reactivo para la flotación de la anatasa, fue de 1,5 g/Kg de AERO 6494 según los resultados reportados en la gráfica anterior.

3.3.4.2 Evaluación de la velocidad de agitación de la pulpa en el acondicionamiento. Con el fin de tratar de reducir las revoluciones de agitación

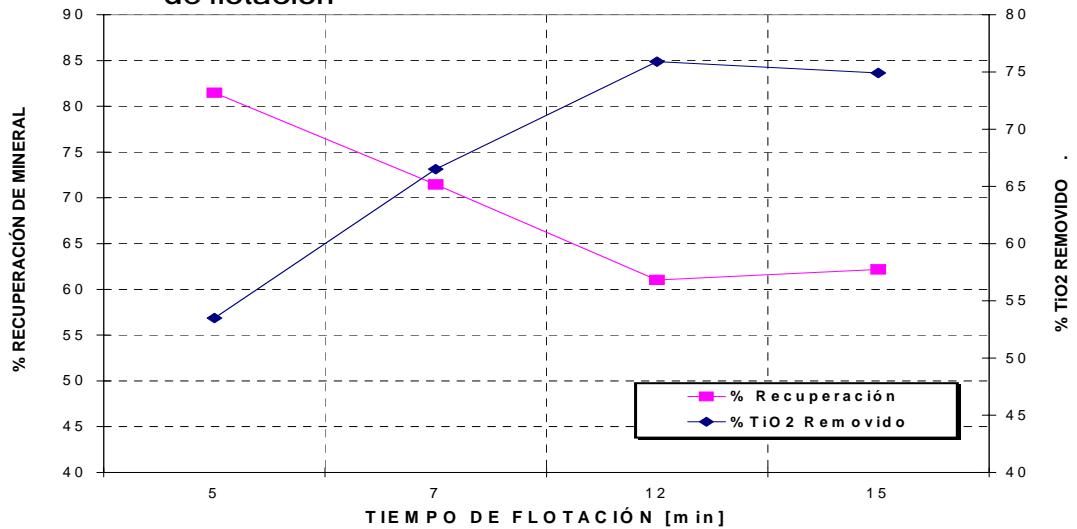
de la pulpa en el acondicionamiento, se evaluó el porcentaje de recuperación del mineral y el porcentaje de TiO_2 removido del mineral a diferentes velocidades de agitación, estos se muestran en la Gráfica 10. En estas curvas se observa que las mejores condiciones de agitación fueron a 2000 rpm. Este comportamiento corrobora que en el proceso de adsorción del reactivo sobre el mineral, no está controlado por fenómenos difusionales, sino por fenómenos químicos, es decir, que ocurre una quimiadsorción del reactivo sobre el mineral.

Gráfica 10. % TiO_2 removido y % recuperación del mineral Vs la velocidad de acondicionamiento



3.3.4.3 Evaluación del tiempo de flotación. Los resultados de estos ensayos, indicaron que el tiempo de estabilización del proceso de flotación fue de 12 minutos. Para los tiempos de 5 y 7 minutos de flotación se obtuvieron bajos porcentajes de remoción de óxido de titanio, altas concentraciones de óxido de titanio en el producto y altos porcentajes de recuperación. Este comportamiento se observa en la Gráfica la 11.

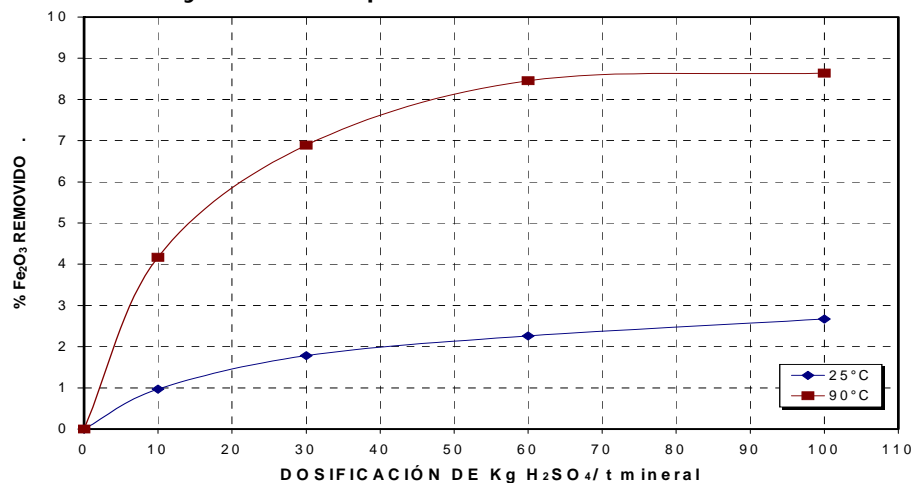
Gráfica 11. %TiO₂ removido y % recuperación del mineral con respecto al tiempo de flotación



3.3.5 Estudio del proceso de lixiviación. A continuación se presentan los resultados obtenidos de los ensayos de lixiviación.

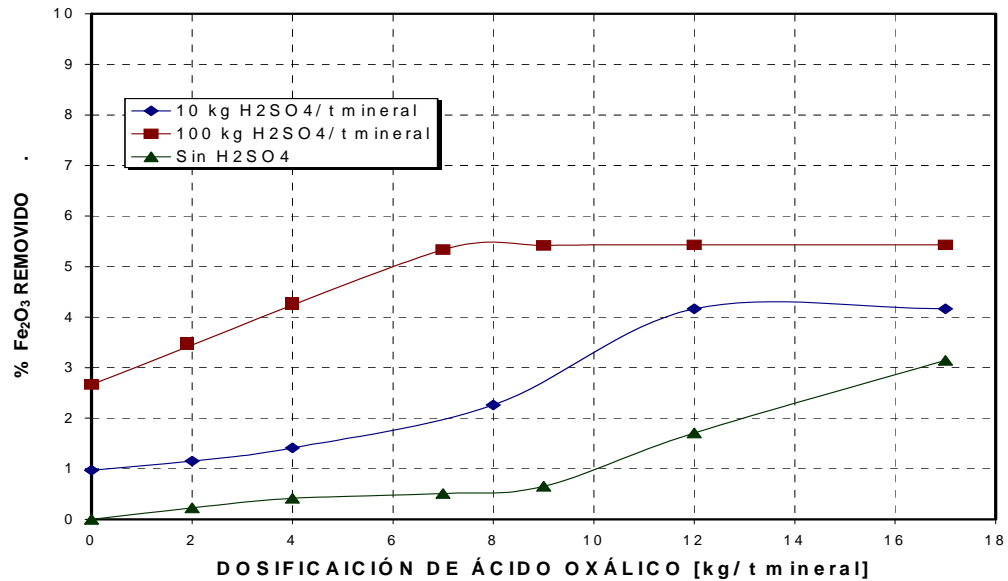
3.3.5.1 Influencia de la temperatura en la utilización del ácido sulfúrico como agente lixiviante. Los resultados de esta primera prueba, se muestran en la Gráfica 12. En estas curvas se observa un aumento en el porcentaje de hierro disuelto al aumentar la temperatura de lixiviación, al igual que con la dosis de ácido. Sin embargo se observa que la disolución máxima de hierro se estabilizó aproximadamente hasta el 9% bajo una dosificación de 60 kg de ácido sulfúrico / t mineral.

Gráfica 12. % Fe₂O₃ removido Vs dosificación de ácido sulfúrico a temperatura de 25 y 90°C. Tiempo 4 horas.



3.3.5.2. Efecto en la remoción de hierro bajo mezclas de ácido sulfúrico y ácido oxálico. La influencia de las diferentes mezclas de ácido oxálico y ácido sulfúrico se presentan en la Gráfica 13.

Gráfica 13. % Fe₂O₃ removido Vs dosificación de ácido oxálico con mezcla de ácido sulfúrico de 10 y 100 Kg/t mineral

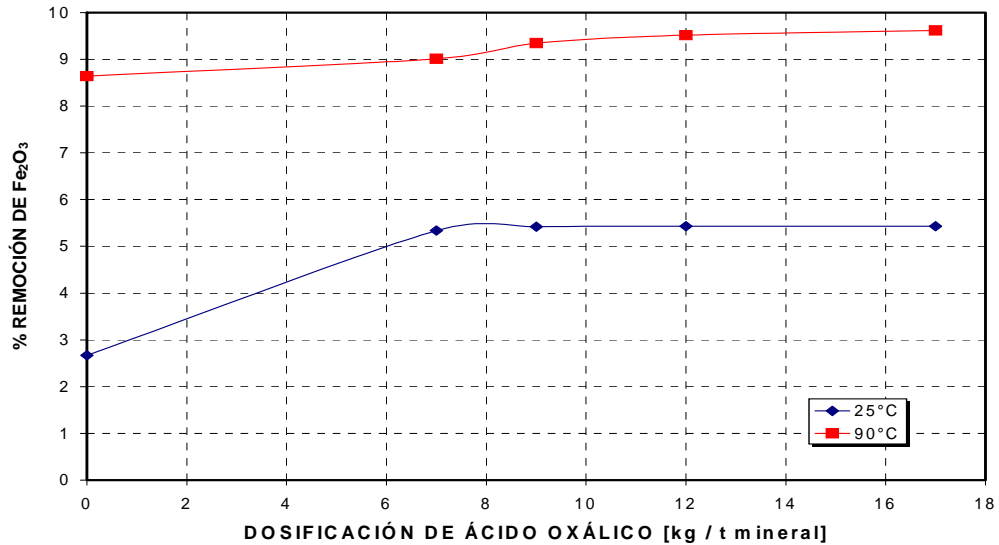


De las curvas anteriores, se observa claramente, que la mezcla de ácidos fue benéfica para la remoción del contenido de hierro, ya que al dosificar ácido oxálico a los ensayos de lixiviación con 10 y 100 kg de H₂SO₄ se aumentaron las disoluciones de hierro desde el 1 al 4% y desde el 2,5 al 5,5 % de Fe₂O₃, respectivamente. Se observa que el efecto del aumento de la disolución al incrementar el ácido oxálico se estabilizó hasta un valor límite de disolución.

3.3.5.3 Influencia de la temperatura en la mezcla de ácido sulfúrico y ácido oxálico. Los resultados de los ensayos para la evaluación de la mezcla de ácido sulfúrico - ácido oxálico a diferentes dosificaciones y dos temperaturas se muestran en la Gráfica 14. En esta gráfica, se observa que el porcentaje de

disolución de hierro se estabilizó hasta 9,5% de remoción de óxido de hierro, con una mezcla de 100 kg H₂SO₄ / t mineral y 8 kg de ácido oxálico / t mineral a 90°C.

Grafica 14 % de remoción de Fe₂O₃ Vs dosificación de ácido oxálico a las temperatura de 25 y 90°C



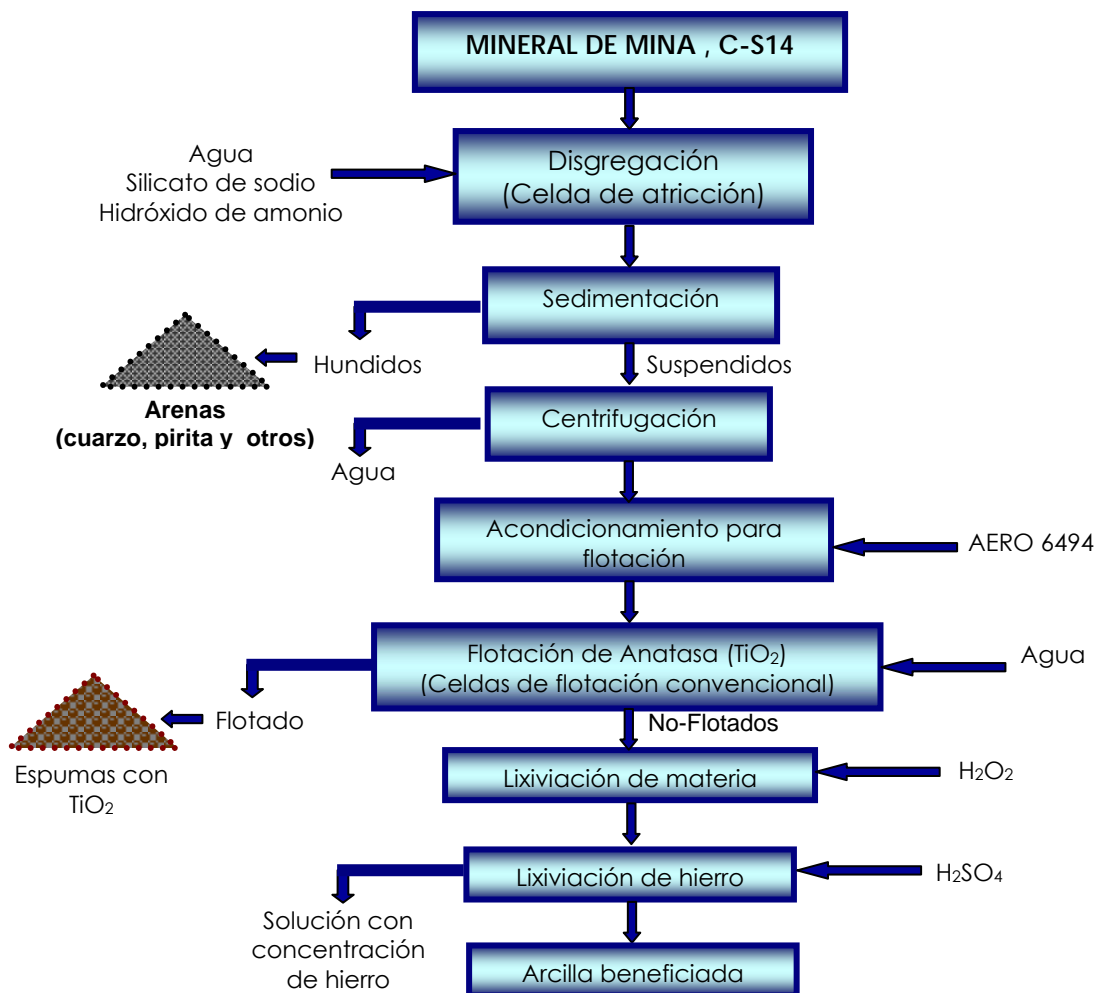
Según los resultados obtenidos en los procesos evaluados para la remoción del hierro en el mineral, la máxima remoción de este metal expresado como Fe₂O₃ fue del 10% y se logró con el proceso de lixiviación. Este porcentaje de remoción es muy bajo y por consiguiente no sería aplicable la implementación del proceso lixiviación, para el mineral evaluado. Por otra parte, este bajo porcentaje de remoción de hierro, indica que posiblemente el hierro presente en este mineral, se encuentra incluido estructuralmente en la illita.

4. PLANTA PROPUESTA PARA EL BENEFICIO DEL MINERAL CAOLINÍFICO DE OIBA (SANTANDER), PARA LA PRODUCCIÓN DE CEMENTO BLANCO

4.1 EVALUACIÓN Y SELECCIÓN DEL SISTEMA DE BENEFICIO ADECUADO

Para la evaluación y selección de un sistema de beneficio de la arcilla caolinífica (Ball Clay) de Oiba (Santander), fue necesario la realización de una prueba que involucra todos los procesos antes evaluados en detalle. En la Figura 8, se muestra un esquema con el proceso general que se llevó a cabo.

Figura 8. Esquema del proceso general realizado



Esta prueba se hizo con el objetivo de conocer un balance de masa general, y se realizó con los mejores resultados obtenidos de todos los procesos antes evaluados. En la Tabla 23, se muestran las condiciones de operación que tuvo cada proceso principal para el beneficio de las arcillas de Oiba (Santander), y los resultados se muestran en forma esquemática, en un diagrama de bloques en la Figura 9, y sus respectivos análisis químicos se muestra en la Tabla 24.

Tabla 23. Condiciones de operación para los procesos principales

SEDIMENTACIÓN		
	Cantidad	Unidad
Tipo de muestra:	C-S14	Composite
Tiempo de sedimentación	70	minutos
Dispersante	Silicato de sodio	
Dosificación de dispersante	0,5%	V/P
PH de sedimentación	10	
Regulador de pH	Hidróxido de amonio	NH ₄ OH
Porcentaje de sólidos de pulpa	30%	P/P
FLOTACIÓN		
	Cantidad	Unidad
Tipo de muestra:	C-S14	Composite
Tipo de colector	6494	
Dosificación del colector	1.5%	mg/g
PH de flotación	9-9.5	
Regulador de pH	Hidróxido de amonio	NH ₄ OH
Porcentaje de sólidos	30%	
Tiempo de flotación	10	min
LIXIVIACIÓN DE HIERRO		
	Cantidad	Unidad
Tipo de muestra:	C-S14	Composite
Reactivo lixivante	H ₂ SO ₄	
Tiempo de lixiviación	4	h
PH de lixiviación	0.57	
Porcentaje de sólidos	25%	

Figura 9. Esquema del balance de masa de los procesos principales

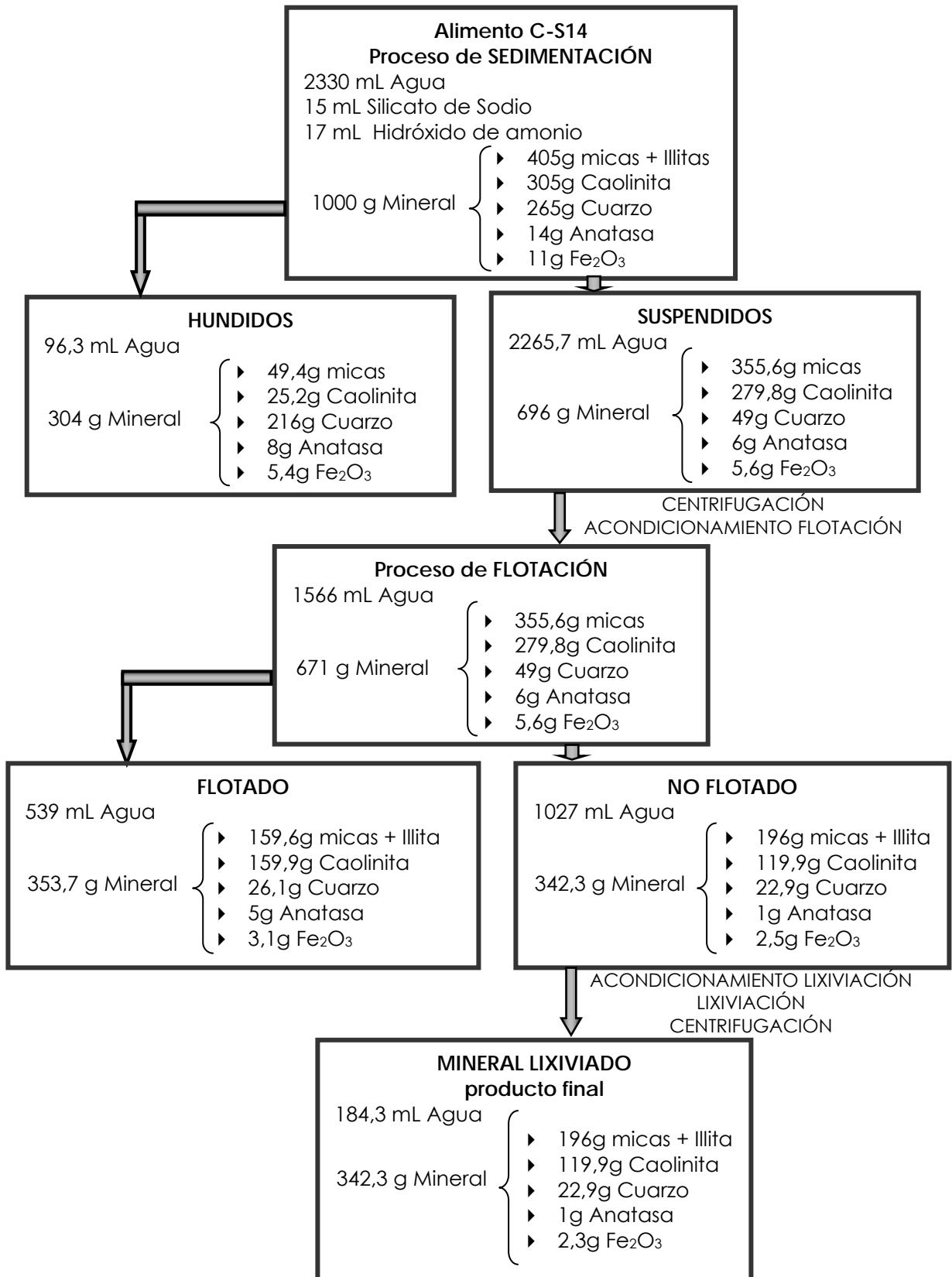


Tabla 24. Análisis químico del resultado de los procesos principales

	%Al ₂ O ₃	%SiO ₂	%K ₂ O	%TiO ₂	%Fe ₂ O ₃
Alimento (C-S14)	27.60	59.04	4.79	1.40	1.10
Suspendidos del proceso de sedimentación	35.50	48.89	6.04	0.86	0.80
Hundidos del proceso de sedimentación	9.51	82.27	1.92	2.63	1.78
No Flotado	35.83	48.93	6.77	0.29	0.73
Flotado	35.19	48.85	5.34	1.41	0.88
mineral lixiviado (Producto final)	35.85	48.96	6.78	0.29	0.67

Del resultado del balance de masa general y el análisis químico del mineral resultante de los principales procesos metalúrgicos se puede deducir:

- Al observar la Tabla 24 y compararla con la tabla 2, el resultado del análisis químico de los suspendidos del proceso de sedimentación, cumple con los requisitos de la composición química de la arcilla caolinítica para el cemento blanco.
- A partir del proceso de flotación, la recuperación del mineral disminuye notoriamente, lo que indica que este proceso sólo sería justificado en casos que realmente se necesite una composición química estricta de esta arcilla, como en el caso de la Industria de los cerámicos y papel.
- En el proceso de lixiviación la reducción del hierro es muy baja, no justificando este proceso en una planta de beneficio de esta arcilla apta para el cemento blanco.

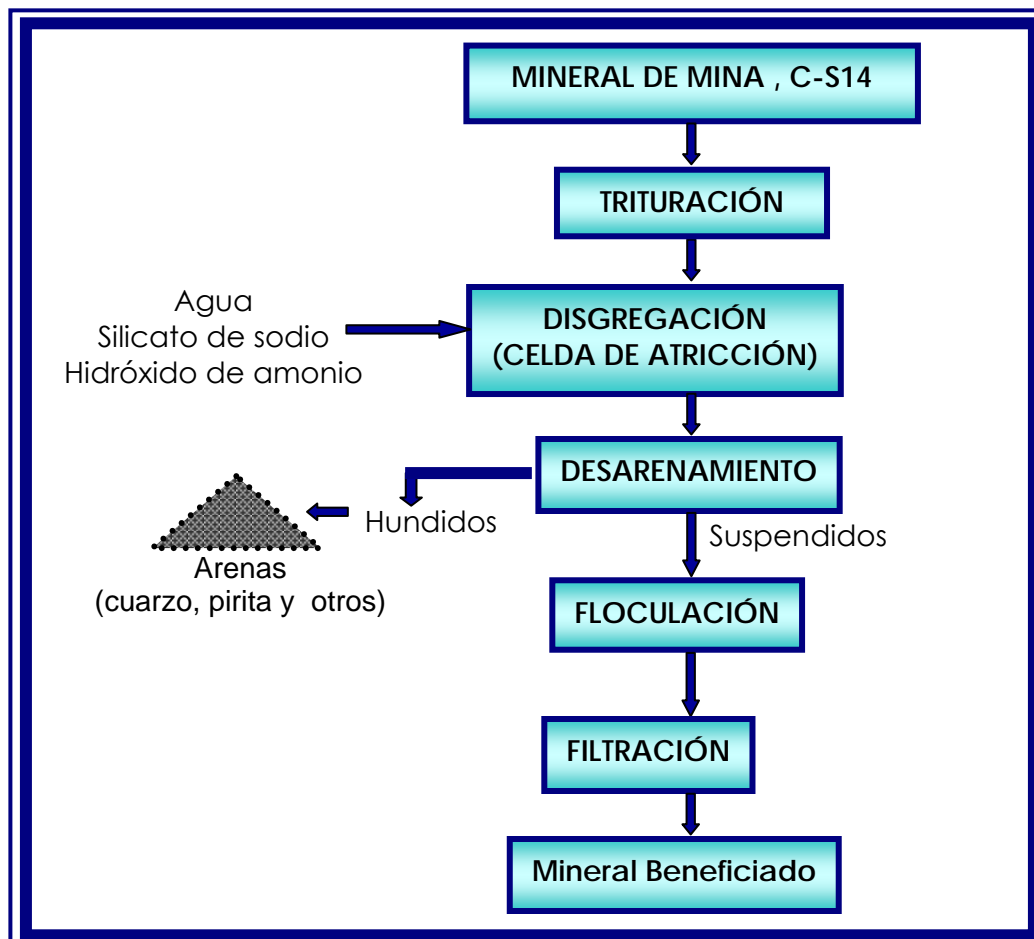
De lo anterior, y con base en los resultados obtenidos en el laboratorio durante el desarrollo de este proyecto, se realizó el diseño básico y de procesos de una planta de beneficio para la purificación los minerales caoliníticos (Ball clay),

provenientes de la zona minera Barroblanco, de Oiba (Santander) apto para la industria del cemento blanco. Su construcción y operación permitirá mejorar los procesos ya existentes en la región, y a su vez, reemplazar el proceso de beneficio en seco el cual no es apropiado para este tipo de mineral.

Los procesos de beneficio seleccionados para esta planta son los siguientes:

- Trituración
- Disgregación
- Desarenamiento
- Floculación
- Filtración

Figura 10. Diagrama de bloques de la planta propuesta del mineral caolinitico



4.2 DESCRIPCIÓN DE LAS ÁREAS DE LA PLANTA

La capacidad en toneladas de mineral seco a procesar estimada para el diseño de la planta, se tomó según el análisis del impacto sociocultural realizado por estudiantes de trabajo social, donde se concluyó que la población aledaña a la zona minera, subsiste de las labores manuales de explotación. Es así, que se tomó como parámetro de referencia la producción actualmente generada por los tres frentes de explotación, como la capacidad máxima de procesamiento. Este parámetro se seleccionó con el fin de evitar un impacto sociocultural y económico en los mineros de la región, ya que al proponer una planta con mayor capacidad, se requerirían de nuevas tecnologías de explotación, las cuales reemplazarían la mano de obra generada en la región.

Según lo anterior, la capacidad estimada del mineral de mina seco a procesar fue de 50 toneladas / día, operando 8 horas diarias.

4.2.1 Área de trituración. Debido a que el tipo de minería empleado en la zona Barroblanco es manual, el mineral es explotado en forma de cubos o terrones, cuyas dimensiones promedio pueden ser de 25x25x25 cm. Ver fotografía de la Figura 11.

Por otra parte, el sistema de beneficio planteado involucra el tratamiento del mineral por vía húmeda, lo cual implica una etapa de acondicionamiento para la disgregación del mineral. Debido a esto, es necesaria la reducción del tamaño de los bloques de mineral hasta un tamaño promedio de 2,54 cm.

El equipo de trituración seleccionado para cumplir el anterior objetivo, fue una trituradora de rodillos triples. Este equipo se seleccionó, ya que en general las trituradoras de rodillos son especiales para manejar material grueso, húmedo y pegajoso. Una trituradora de triples rodillos es un equipo compuesto por una

trituradora de rodillo sencillo seguido por una trituradora de rodillo doble. La eficiencia de este tipo de equipos de trituración es del 25%.

El mineral procedente de mina, será alimentado a una trituradora de rodillos triples de la cual se obtendrá un tamaño máximo de producto de una pulgada. El tiempo de operación estimado del área de trituración será de 2 horas, con una capacidad de 50 toneladas diarias en base seca. Posteriormente el mineral será depositado en una pila de almacenamiento, con el fin de asegurar un flujo continuo del mineral alimentado a las etapas siguientes del sistema de beneficio. Para garantizar el flujo uniforme del mineral a la planta, este se adicionará a una tolva que sirve de alimento a una banda transportador, la cual descarga el mineral a la etapa de disgregación.

Figura 11. Fotografía del mineral explotado en Barroblanco



El área de trituración está compuesta por los siguientes equipos:

Figura 12. Esquema de la trituradora de rodillos triples

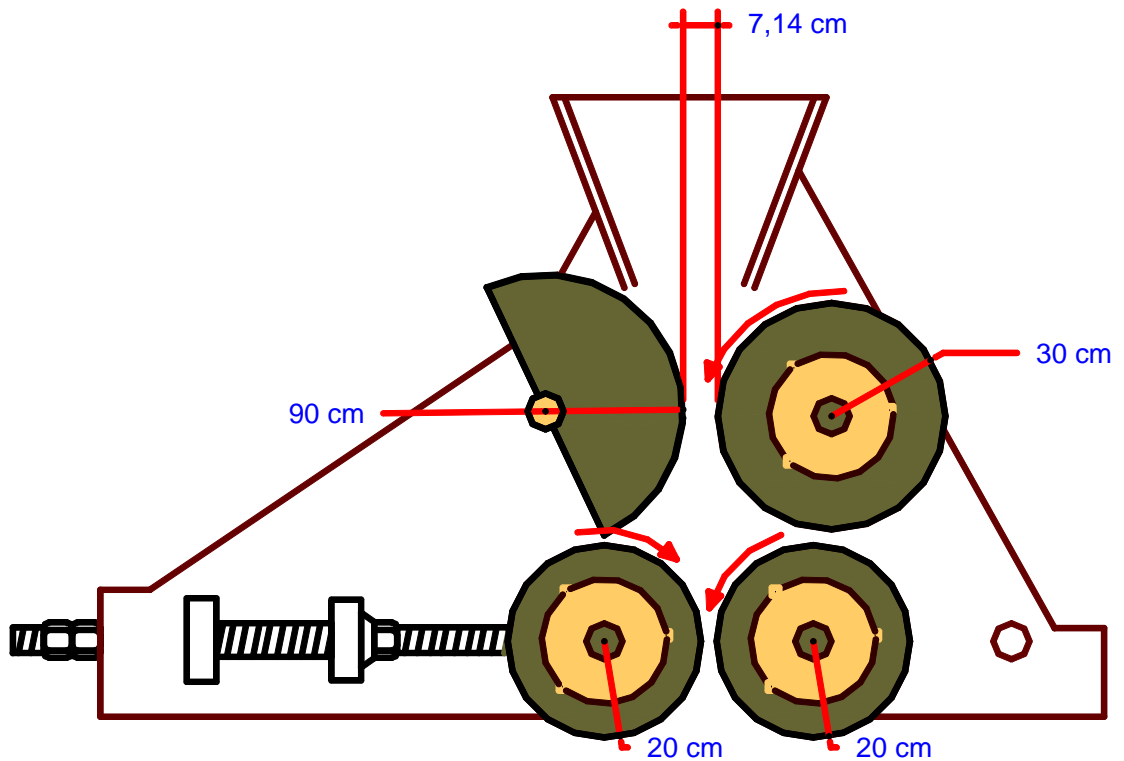
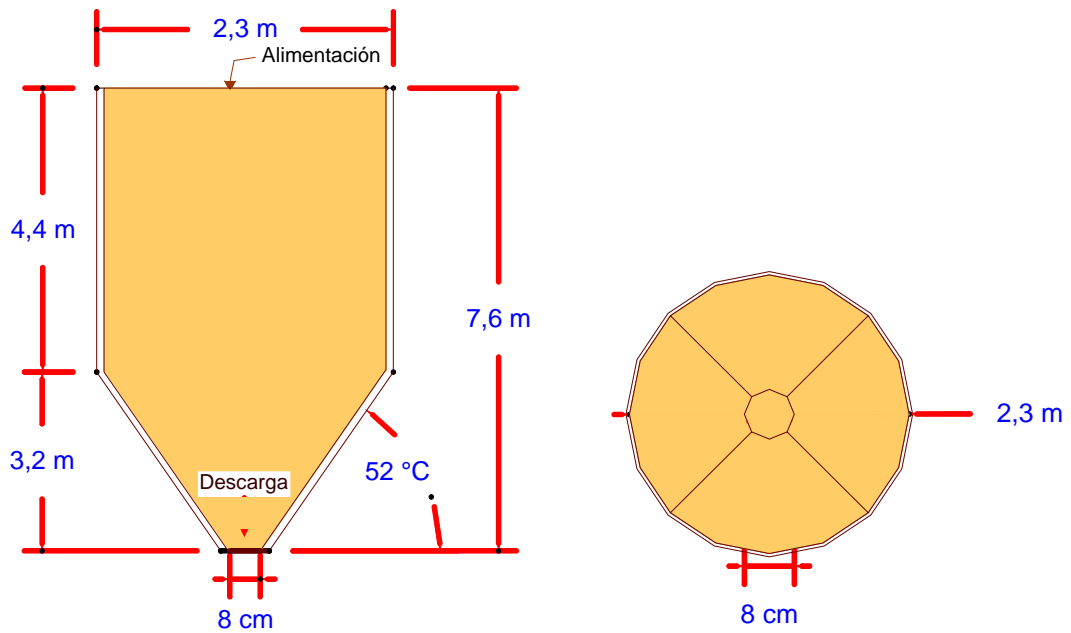


Figura 13. Esquema de la tolva cilíndrica con descarga cónica



Las dimensiones de los equipos requeridos en esta etapa del proceso se presentan en las siguientes tablas.

Tabla 25. Especificaciones de la trituradora de rodillos triples

Especificaciones	Valor	Unidades
Capacidad teórica	235,3	t/d
Tiempo de operación	2	H
Capacidad real de mineral de mina con humedad	58,82	t/d
Tamaño máximo de arista de los cubos de alimentación	25	Cm
Tamaño máximo de partícula de producto (d)	2,54	Cm
Ángulo de prensado (β)	50	°
Longitud del punto de contacto (La)	25	cm
Relación de reducción primaria (RR1)	3,5	Cm/cm
Relación de reducción secundaria (RR2)	2,8	Cm/cm
Radio rodillo móvil sencillo (R1)	30	cm
Radio rodillo fijo sencillo (R2)	90	cm
Radio rodillo móvil doble (R'1)	20	cm
Radio rodillo fijo doble (R'2)	20	cm
Longitud de los rodillos (W)	30	cm
Velocidad de rotación rodillo sencillo (N1)	46	rpm
Velocidad de rotación rodillo doble (N2)	67	rpm
Potencia	38,31	Kw

Tabla 26. Especificaciones de la tolva cilíndrica con descarga cónica

Especificaciones	Valor	Unidades
Capacidad de mineral	58,82	t/d
Tiempo de operación	8	H
Número de cargas diarias	1	
Tiempo de descarga de la tolva	8	H
Capacidad de almacenamiento del mineral	58,82	T
Flujo de descarga de mineral	122,5	kg/min
Tamaño máximo de partícula (Dp)	2,54	cm
Volumen de la tolva	27	m ³
Ángulo de fricción interna (α)	52	°
Longitud lado de abertura da la alimentación (D)	2,3	m
Diámetro abertura de descarga (D ₀)	0,08	m
Altura útil sección cilíndrica (H _u)	3,7	m
Altura total sección cilíndrica (H)	4,4	m
Altura sección cónica (h)	3,2	m
Altura total de la tolva (H _t)	7,6	m

4.2.2 Área de disgregación. El mineral proveniente de la etapa de trituración será alimentado con flujo regulado a los tanques atricción por medio de la banda transportadora. En estos tanques se llevará acabo la disgregación del mineral, con el fin de liberar y mantener en suspensión las partículas arcillosas. La disgregación del mineral, se realizará por medio de la adición continua y controlada de flujos de soluciones de agua, dispersante (silicato de sodio) y acondicionador de pH (hidróxido de amonio). El porcentaje de sólidos de la pulpa en los tanques de atricción será del 30% en peso y tendrá un tiempo de residencia de 30 minutos.

La descarga de la pulpa disgregada, se realizará por rebalse del tanque de atricción y servirá de alimento a la etapa de desaremaniento por sedimentación.

Todas las aplicaciones para la agitación de pulpas, mezclado, acondicionamiento y atricción combinan dos parámetros generales que son:

1. El tiempo de retención necesario para el proceso define la geometría y tamaño del tanque.
2. La energía cinética necesaria para la transferencia de agitación a la pulpa define el tamaño, tipo y número de hélices y potencia requerida.

De acuerdo a la anterior, los tanques de atricción y tipo de aspa seleccionados para este proceso, presentan especificaciones de diseño especial, como la geometría del tanque y la relación diámetro de aspa con lado del tanque.

Debido a que el proceso de disgregación requiere de un sistema de intenso mezclado, este presenta cualidades especiales como son:

- Proporciona un flujo de agitación alterno axial – radial
- Requiere de un consumo de alta energía y resistencia al desgaste por abrasión

- ☑ Requiere de un sistema de doble aspa, tipo hélice
- ☑ Aplicable para disgregación de pulpas de alta densidad
- ☑ Óptimo para pulpas con altas concentraciones de sólidos, hasta 75% en peso
- ☑ Requiere de instalaciones modulares de 2, 4 o 6 celdas o tanques
- ☑ Proporciona alta intensidad de agitación de corte

Las especificaciones y esquemas del equipo de disgregación seleccionado se presentan a continuación.

Figura 14. Esquema de la celda de atricción

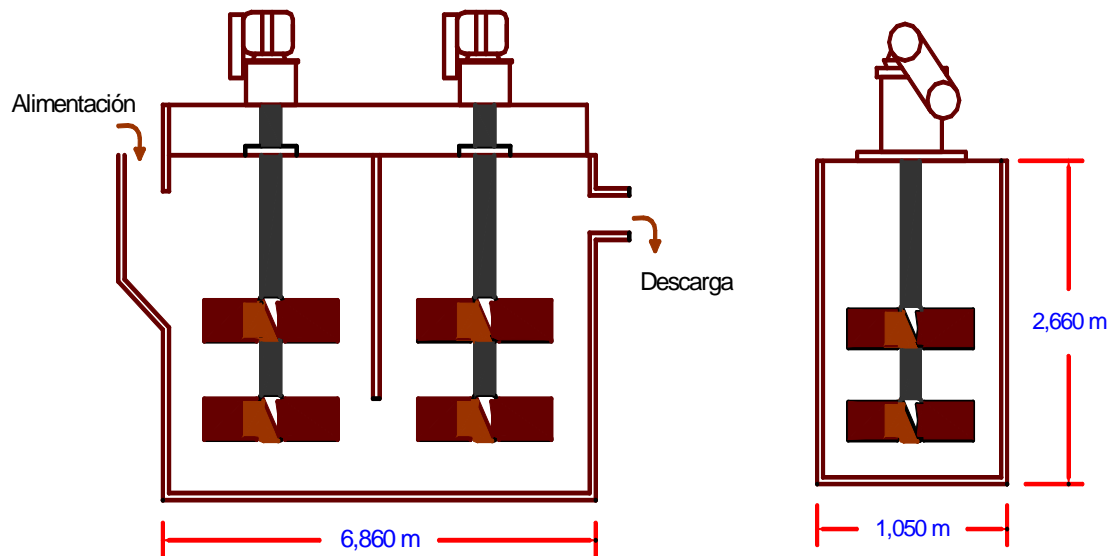


Tabla 27. Especificaciones de las celdas de atricción

Especificaciones	Valor	Unidades
Capacidad de mineral	50	t/d
Tiempo de operación	8	h
Tiempo de residencia total de la pulpa	25	min
Tipo de descarga	Rebalse	
Número de pares de celdas	3	
Flujo de mineral de alimento	6250	kg/h
Flujo de agua	13330,4	L/h
Flujo de silicato de sodio	31,3	L/h

Flujo de hidróxido de amonio	118,8	L/h
Flujo de pulpa en la descarga	15838,9	L/h
Factor de diseño	1,1	
Volumen de pulpa por par de celdas	2300	L
Volumen de diseño por par de celdas	2530	
Volumen del equipo por pares de celdas	2560	L
Potencia del motor conectado por celda. Transmisión reducida	20	Hp
Tipo de celda	40X40	Denver
Sección de la celda de atricción	Cuadrada	
Largo de las celdas	2,69	m
Ancho de las celdas	1,05	m
Alto de las celdas	0,9	m

4.2.3 Área de desarenamiento. La pulpa de mineral procedente de las celdas de atricción, servirá de alimento al proceso de desarenamiento, el cual se llevará a cabo en un espesador. De este equipo se obtendrán dos productos de pulpas de mineral, los sedimentos y los suspendidos. En los sedimentos o arenas se encontrarán el cuarzo y la pirita sedimentada, y en los suspendidos estarán los minerales arcillosos de illita y caolinita.

La descarga de los sedimentos se realizará por la parte inferior del espesador, mediante el movimiento de los rastrillos los cuales desplazarán las arenas hasta el centro del equipo, desde donde se bombeará el mineral hasta la pila de almacenamiento de colas.

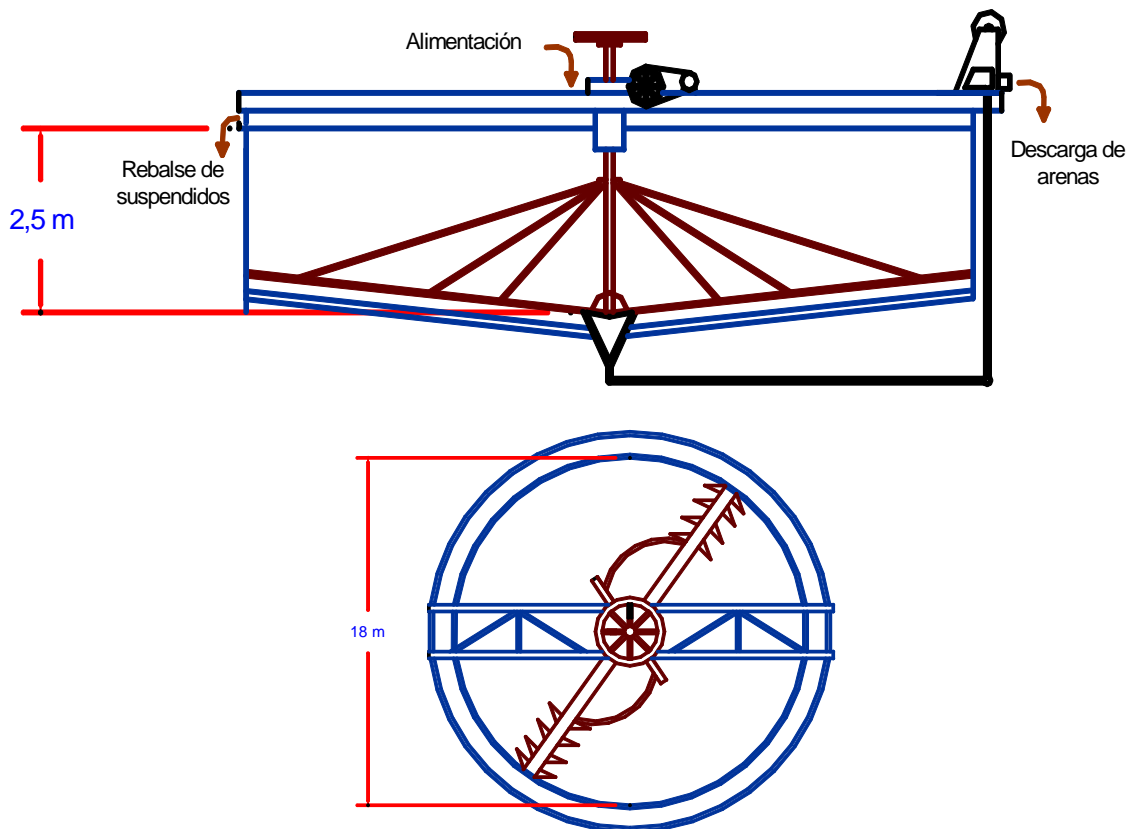
La pulpa de suspendidos saldrán por la parte superior del espesador como rebalse y se transportará y alimentará a la siguiente etapa del proceso. El porcentaje de recuperación del mineral en los suspendidos será del 69%, según los resultados de laboratorio.

Las especificaciones y esquema del espesador seleccionado se presentan en la Tabla 28 y Figura 15 respectivamente.

Tabla 28. Especificaciones del espesador

Especificaciones	Valor	Unidades
Flujo de pulpa de alimentación	15838,9	L/h
Porcentaje en sólidos de pulpa de alimentación	30	%
Flujo de pulpa de sedimentos	4746.4	Kg / h
Porcentaje de sólidos de pulpa de sedimentos	35.1	%
Flujo de pulpa de rebalse o suspendidos	16087	Kg/ h
Porcentaje de sólidos de pulpa de suspendidos	28.5	%
Área del espesador	254.5	m ²
Diámetro del espesador	18	m
Profundidad del espesador	2,50	m
Velocidad de rotación de los rastrillos	0,1	rpm
Tiempo de espesamiento o residencia	70	min

Figura 15. Esquema del espesador de arenas



4.2.4 Área de filtración. La pulpa de mineral de suspendidos será alimentada a un tanque de acidulación, con el fin de disminuir el pH de pulpa mediante la adición de ditionito de sodio hasta un valor cercano a 4,5, el cual es el pH adecuado para lograr la floculación del mineral arcilloso. Posteriormente, la pulpa avanzará al tanque de floculación donde se adicionará sulfato de aluminio en una relación de 20g/t mineral. Por último, la pulpa floculada se transportará hasta un filtro rotatorio de tambor, del cual se obtendrá una torta de mineral filtrado con un porcentaje de sólidos del 85% en peso. Es importante resaltar que el porcentaje de sólidos de la etapa de floculación debe ser bajo con el fin de lograr transportar fácilmente la pulpa floculada. Es así, que recirculará el líquido de la etapa de filtración, con el fin de reducir el porcentaje de sólidos de pulpa desde 28% hasta 15% de sólidos.

Debido a que el mineral caolinítico de la torta filtrada presentará una composición química adecuada para la fabricación del Cemento Pórtland Blanco, este producto podrá ser alimentado a la etapa de secado donde será pulverizado y empacado, para ser comercializado a la industria cementera.

Los esquemas las especificaciones del tanque de floculación y del filtro rotatorio de tambor seleccionados se presentan a continuación.

Figura 16. Esquema del tanque de floculación

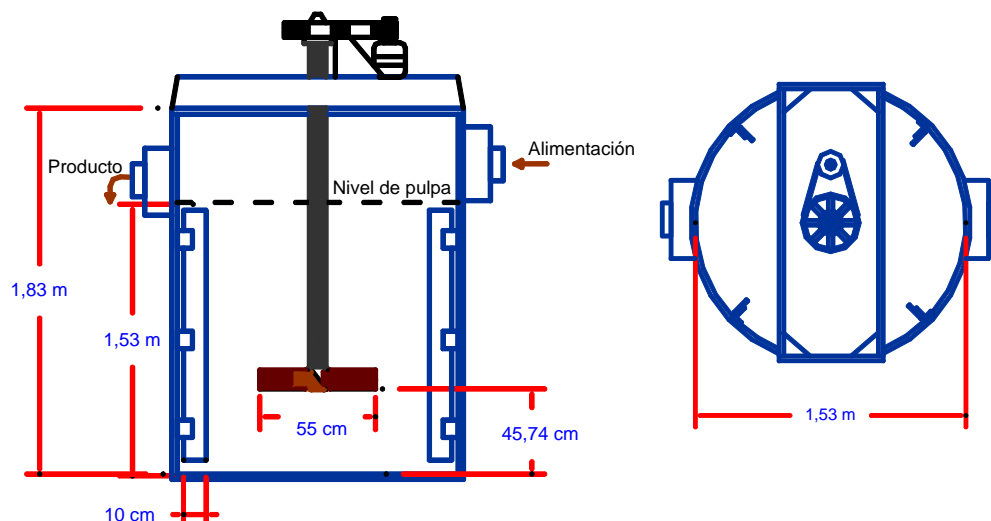


Tabla 29. Especificaciones tanque de acidulación

Especificaciones	Valor	Unidades
Flujo de pulpa de alimentación	12362	L/ h
Flujo de liquido recirculado	13384.5	L/h
Porcentaje en sólidos de pulpa	15	%
Tiempo de residencia	6	min
Factor de diseño	1,1	
Volumen de diseño	2574,7	L
Diámetro del tanque (T)	1,53	m
Altura útil (H)	1,53	m
Altura total	1,84	m
Relación H/T	1	
Relación D/T	0.364	
Diámetro del aspa (D)	55	cm
Ancho de cada bafle	10	cm
Número de bafles	2	
Potencia instalada (motor)	0.75	Hp

Tabla 30. Especificaciones tanque de floculación

Especificaciones	Valor	Unidades
Flujo de pulpa de alimentación	12362	Kg/ h
Porcentaje en sólidos de pulpa	13384.5	%
Tiempo de residencia	15	Min
Volumen de diseño	6	L
Diámetro del tanque (T)	1,1	m
Altura útil (H)	2574,7	m
Altura total	1,53	m
Relación H/T	1,53	
Relación D/T	1,84	
Diámetro del aspa (D)	1	cm
Ancho de cada bafle	0.364	cm
Número de bafles	55	
Potencia instalada (motor)	0.75	Hp

Figura 17. Esquema del filtro de tambor de vacío

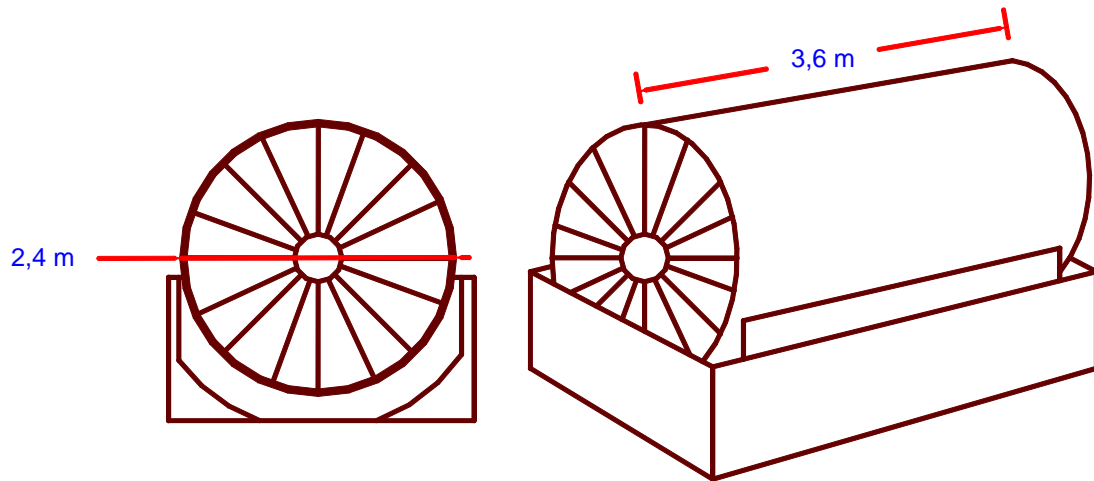


Tabla 31. Especificaciones del filtro de tambor de vacío

Especificaciones	Valor	Unidades
Modelo de equipo de filtración	2436	Denver
Porcentaje del área efectiva de filtración	75	%
Área total del filtro	27	m ²
Área efectiva del filtro	20.3	m ²
Potencia para rotación del tambor	2,2 -4	kW
Velocidad de rotación del tambor	0,1 - 3	rpm
Diámetro del tambor	240	cm
Largo del tambor	360	cm
Presión de vacío	70	KPa
Tiempo de operación	8	h/día

4.3 PARÁMETROS DE DISEÑO

A continuación se presentan los parámetros de diseño de cada una de las áreas de la planta propuesta de beneficio para las arcillas caolinítica de Oiba (Santander), para ser aplicados a la Industria del Cemento Blanco.

4.3.1 Características generales

Capacidad mineral mina seco	50	t/d
Tiempo de operación	8	h
Humedad de mina	15	%
Densidad real del mineral	2,65	g/cm ³

4.3.2 Contenido mineralógico de mina

Caolinita	30,54	%
Illita	40,4	%
Cuarzo	26,68	%
Anatasa	1,34	%
Hierro, Fe ₂ O ₃	1,04	%

4.3.3 Etapa de trituración

Tiempo de residencia	2	h
Tamaño mineral de alimento	25	cm
Tamaño mineral del producto	2,54	cm

4.3.4 Etapa de disgregación

Reactivo de dispersión	Silicato de sodio	
Densidad del dispersante	1,397	g/cm ³
Dosificación de dispersante	0,5	% V/P mineral
Reactivo modificador de pH	Hidróxido de amonio	
Densidad del hidróxido de amonio	0,897	g/cm ³
Dosificación de amonio	1,9	% V/P mineral
Tiempo de residencia	30	min
Porcentaje de sólidos de pulpa	30	%
Densidad del líquido	1,1	g/cm ³
Densidad de pulpa disgregación	1,3	g/cm ³

4.3.5 Etapa de desarenamiento

Porcentaje de recuperación	73,4	%
----------------------------	------	---

Porcentaje de sólidos sedimentos	35,1	%
Porcentaje de sólidos suspendidos	28,5	%
Tiempo de residencia	70	min
Densidad de pulpa sedimentos	1,4	g/cm ³
Densidad de pulpa suspendidos	1,3	g/cm ³

Composición sedimentados

Caolinita	3,52	%
Illita	24,52	%
Cuarzo	69,11	%
Anatasa	2,24	%
Hierro, Fe ₂ O ₃	0,61	%

Composición suspendidos

Caolinita	34,92	%
Illita	56,64	%
Cuarzo	6,87	%
Anatasa	0,81	%
Hierro, Fe ₂ O ₃	0,76	%

4.3.6 Etapa de floculación y filtración

Reactivo acidulante	Ditionito de sodio	
Dosificación acidulante	2	Kg / t mineral
Reactivo floculante	Sulfato de aluminio	
Dosificación floculante	20	mg/ kg mineral
Tiempo de residencia en floculación	6	min
Porcentaje de sólidos a floculación	15	%
Porcentaje de sólidos en torta filtrada	85	%

4.3.7 Etapa de secado

Porcentaje de humedad del producto	3	%
------------------------------------	---	---

4.3.8 Porcentaje de recuperación total	73,36	%
---	--------------	----------

Figura 18. Diagrama de flujo de la planta propuesta para el beneficio de la arcilla caolinítica de Oiba (Santander), para la producción de cemento blanco.

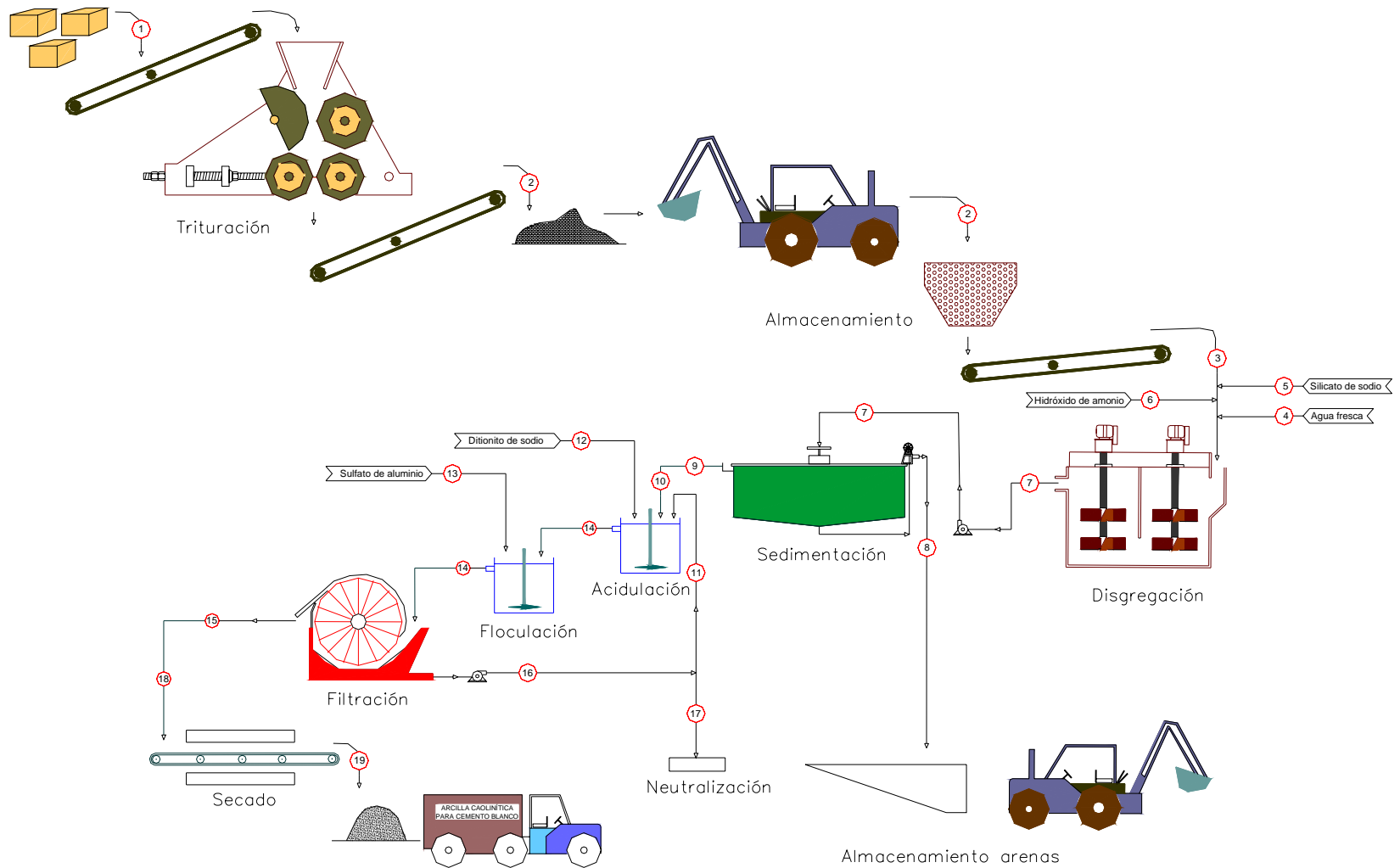


Tabla 32. Balance de masa del proceso propuesto para el beneficio de la arcilla caolinítica de Oiba (Santander), para la producción de cemento blanco.

No	Descripción del flujo	Peso(Kg)	Peso (Kg)	Volumen (L)	Caolinita (Kg)	Ilita - Mica (Kg)	Cuarzo (Kg)	Anatasa (Kg)	Fe2O3 (Kg)	Flujo (Kg/h)	Flujo (L/h)
1	Mineral de mina, 25 cm	58823.5	50000	8823.5	15270	20200	13340	670	520	7352.9	2774.7
2	Mineral triturado, 2,54 cm	58823.5	50000	8823.5	15270	20200	13340	670	520	29411.8	11098.8
3	Mineral alimento seco a disgregación	50000.0	50000		15270	20200	13340	670	520	6250	2358.5
	Agua de mineral de mina	8823.5		8823.5						1102.9	1102.9
4	Agua etapa disgregación	106641.7		106643.1						13330.4	13330.4
5	Silicato de sodio etapa disgregación	349.25		250						43.7	31.3
6	Hidróxido de amonio etapa disgregación	852.15		950						106.5	118.8
	Pulpa descarga de etapa disgregación	166666.7		126711.1						20833.3	15838.9
7	Mineral descarga de etapa disgregación	50000.0	50000		15270	20200	13340	670	520	6250.0	2358.5
	Líquido descarga de etapa disgregación	116666.7		106643.1						14583.3	15776.5
	Pulpa de hundidos	37971		27813.1						4746.4	3476.6
8	Mineral de hundidos	13320	13320		468.864	3266.064	9205.452	298.368	81.252	1665.0	628.3
	Líquido de hundidos	24651		22786.7						3081.4	2848.3
	Pulpa de suspendidos	128696.3		98898.6						16087.0	12362.3
9	Mineral de suspendidos	36680	36680		12808.656	20775.552	2519.916	297.108	278.768	4585.0	1730.2
	Líquido de suspendidos	92016.3		85057.1						11502.0	10632.1
	Pulpa de alimento a etapa de acidulación	128696.3		98898.6						16087.0	12362.3
10	Mineral alimento etapa de acidulación	36680.0	36680.0		12808.7	20775.6	2519.9	297.1	278.8	4585.0	1730.2
	Líquido alimento etapa de acidulación	92016.3		85057.1						11502.0	10632.1
11	Solución recirculada ajuste de pulpa acidulación	115837.0		107076.2						14479.6	13384.5

12	Ditionito de sodio para acidular	100.0								12.5	
13	Sulfato de aluminio etapa de floculación	0.7336								0.1	
14	Pulpa descarga a etapa de floculación	244533.3		205974.8						30566.7	25746.9
14	Mineral descarga etapa de floculación	36680.0	36680.0		12808.7	20775.6	2519.9	297.1	278.8	4585.0	1730.2
14	Líquido descarga etapa de floculación	207853.3		192133.3						25981.7	24016.7
15	Torta filtrada	56430.8								7053.8	
15	Mineral en torta filtrada	36680.0	36680.0		12808.7	20775.6	2519.9	297.1	278.8	4585.0	1730.2
15	Líquido en torta filtrada	19750.8		18257.0						2468.8	2282.1
16	Líquido filtrado	188102.6		173876.3						23512.8	21734.5
17	Solución a piscina de neutralización	72265.6		66800.1						9033.2	8350.0
18	Torta alimento etapa de secado	56430.8								7053.8	
18	Mineral alimento etapa de secado	36680.0	36680.0		12808.7	20775.6	2519.9	297.1	278.8	4585.0	1730.2
18	Líquido alimento etapa de secado	19750.8		18257.0						2468.8	2282.1
19	Mineral en producto secado	36680.0	36680.0		12808.7	20775.6	2519.9	297.1	278.8	4585.0	1730.2
19	Agua en producto secado	1134.43299		1048.6						141.8	131.1

CONCLUSIONES

- ☑ Los resultados obtenidos de la caracterización del mineral por la técnica de difracción de rayos X, permitieron determinar que el tipo de arcilla explotada actualmente en la vereda Barroblanco de Oiba (Santander) es una arcilla caolinítica tipo Ball Clay. Esta clasificación se debe al mayor porcentaje que se presenta de illita en la composición mineralógica.

- ☑ Para obtener una arcilla con las características necesarias para la aplicación en la industria del cemento blanco solo es necesario la implementación de un espesador para la sedimentación del cuarzo. Con esta etapa también se logra una reducción de impurezas de hierro debido a la sedimentación de pirita.

- ☑ El exceso en la dosificación del silicato de sodio en la etapa de dispersión, afecta notoriamente la carga superficial del mineral, ocasionando un efecto negativo durante el proceso de sedimentación. Motivo por el cual es importante determinar la dosificación óptima de este reactivo para lograr una separación del cuarzo de las arcillas. Esta dosificación para el caso de la arcilla tratada fue de 0,5% v/p.

- ☑ De acuerdo a los resultados obtenidos en el estudio de separación magnética y al bajo porcentaje de hierro removido en el proceso de lixiviación se puede suponer que un gran porcentaje de hierro presente en la arcilla caolinita se encuentra como impureza en la estructura cristalina de los minerales micáceos.

- ☑ La adsorción de los hidroxamatos sobre la anatasa, se encuentra controlada por un proceso de quimiadsorción, donde la temperatura desempeña un papel importante.

- El uso del Aero 6494 como reactivo de flotación de impurezas de anatasa, presentó muy buenos resultados para el tratamiento de minerales de alta finura como la arcilla tratada en este proyecto. Por otra parte el uso de un reactivo compuesto de colector y espumante, facilita la etapa de acondicionamiento del proceso de flotación.

- Los buenos resultados obtenidos en el estudio de flotación para la remoción de TiO_2 resaltan la viabilidad de este proceso en la obtención de una arcilla caolinítica que puede ser aplicable como materia prima en industrias de mayor exigencia.

- El sistema de beneficio propuesto permite aumentar el valor agregado de la arcilla caolinítica con la implementación de una planta que no requiere de alta tecnología para su construcción.

- El diseño de ingeniería básica conceptual propuesto tuvo como objetivo proyectar los resultados obtenidos en el laboratorio, es así que se realizó la selección y dimensionamiento de los equipos principales, balance de masa y diagrama de flujo. Este diseño es la base para la posterior realización de un diseño de ingeniería detallado.

RECOMENDACIONES

- El cuarzo separado en el proceso de sedimentación podría ser utilizado por la industria del vidrio con unas características de pureza determinada, por lo cual se recomienda hacer una caracterización detallada de sus propiedades e implementar un proceso adicional para su beneficio en el caso de requerirlo.

- Es importante la realización del estudio de factibilidad económica para la planta propuesta con el fin de determinar la viabilidad de la implementación del sistema de beneficio.

- Se recomienda la ejecución de un proyecto complementario al nuestro, donde se evalué el impacto ambiental generado por los efluentes que se obtendrían al realizar el montaje de la planta propuesta.

- Realizar el diseño de detalle de la planta para conocer la viabilidad técnica y económica en el montaje de esta en la región.

- Desarrollar un estudio completo de mercadeo de caolín para el cemento blanco que sirva de soporte para determinar la viabilidad del montaje de la planta.

BIBLIOGRAFÍA

1. VILLAMIZAR A., Rodrigo. CAMACHO P., Mario. SANCHEZ M., Antonio. PLAN DE DESARROLLO MINERO – AMBIENTAL PARA SANTANDER. Impreso en Colombia. 1996.
2. ARIZA G. Gabriel E. Proyecto de grado “ Estudio preliminar para la explotación de la arcilla blanca de Oiba (Santander)” . Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga. Diciembre, 1976.
3. http://www.min_no_metalico_caolin_pirofilita.pdf
4. BARBA, Antonio. BELTRÁN, Vicente. Materias primas para la fabricación de soportes de baldosas cerámicas. Instituto de Tecnología Cerámica. Graficas Castañ, S.L. España. 1997.
5. Línea profundización en petrofísicos. Curso 1. Conceptualización. Módulo de arcillas.
6. <http://www.Caolins Asturianos.com/ El caolín, sus formas y sus usos.htm>
7. BENVINDO DA LUZ, Adao. ESTUDO DE REOXIDACAO E REDUCAO DE FERRO CONTIDO EM CAULINS. Escola Politécnica. Universidade de Sao Paulo. Departamento de Engenharia de Minas. Sao Paulo. 1998.
8. VEIGA. Marcello M. Process Mineralogy. The University of British Columbia. Dept. Mining and Mineral Process Engineering. Canadá. 2000.

9. KELLY. Errol G. SPOTTISWOOD. David J. Introducción al procesamiento de minerales. Editorial Limusa, S.A. de C.V. México, D.F. 1990.
10. WILLS. B. A. Tecnología de procesamiento de minerales. Tratamiento de menas y recuperación de minerales. Segunda edición. Limusa. 1994.
11. CURRIE. John M. Traducido por: CHIA A. Juan F. Operaciones unitarias en procesamiento de minerales. Diciembre. 1984.
12. GARCÍA M. Bernardo. CASTRO Q. Siervo de J. Factibilidad técnica y diseño de una planta para producir caolín apto para la industria del papel y las pinturas. UIS. Bucaramanga. 1975.
13. PEDRAZA R. Julio E. Apuntes de metalurgia extractiva II. Universidad Industrial de Santander. Bucaramanga. 1995.
14. MUTHUR, Sharad. Kaolin Flotation. Journal of Colloid and Interface Science 256, 153-158. 2002.
15. [http:// www.ktgeo.com](http://www.ktgeo.com)
16. http://www.cerroblanco.com.ar/productos/cemento_tolteca.html
17. RAGHAVAN, P. CHANDRASEKHAR, s. Separation of titaniferrous impurities from kaolin by high shear pretreatment and froth flotation. Applied CLAY Science. 2003.
18. SEI, J. ABBA TOURÉ, A. Characterisation of kaolinitic clays from the Ivory Coast (West África). Applied CLAY Science. 2004.

19. SAIKIA, N. J. Characterization, beneficiation and utilization of a kaolinite clay from Assam, India. Applied CLAY Science. 2003.
20. VU, D.D, Stroeven, P, Bui, V.B. Strength and durability aspects of calcined kaolin-blended Portland cement mortar and concrete. Ceramic & concrete composites. Páginas 471 – 478. 2001.
21. DE MESQUITA, L.M.S. RODRÍGUEZ T. Bleaching of Brazilian Kaolins using organic acids and Fermented Medium. Minerals Engineering. Vol. 9 No. 9. Pág. 965 – 971. 1996.

ANEXOS

ANEXO A
MINA BARROBLANCO UBICADA EN OIBA (SANTANDER)

Figura A1. Fotografías de la mina Barroblanco, con sus respectivos frentes de explotación



ANEXO B

METODOLOGIA DE LOS ENSAYOS PARA LA CARACTERIZACION DEL MINERAL

A continuación se muestra la metodología de cada uno de los ensayos realizados para llevar a cabo la caracterización del mineral.

PREPARACIÓN DE LAS MUESTRAS PARA LOS DRX. Para este proceso se maceró la muestra en un mortero de ágata hasta una finura menor a la malla 325 Tyler. Posteriormente, el espécimen seleccionado de la muestra fue montado en un portamuestra de aluminio mediante la técnica de llenado lateral.

Condiciones de medición de las muestras:

Voltaje		40 kV
Corriente		20 mA
Rendijas (Slits)	DS	1,0°
	RS	0,3 mm
	SS	1,0°
Velocidad de barrido		3°/min
Muestreo		0,02°
Rango de medición		2 – 70°
Radiación		CuKa
Monocromador		Grafito
Difractómetro		Rigaku modelo D-MAX-III/B
Datos cristalográficos		Powder Diffraction File (PDF-2) the Internacional Center for Diffraction Data (ICDD)

La identificación cualitativa de las fases presentes en las muestras, se realizó mediante comparación de las reflexiones del perfil observado con las reflexiones

de los perfiles de difracción reportados en la base de datos Powder Diffraction File del ICDD, utilizando el software respectivo. En el proceso de identificación se aplicó el método de Hanawalt.

Posteriormente para la realización de los análisis cuantitativos se mezcló con la muestra a evaluar una cantidad conocida de un patrón interno, corundum. La medición se hizo a pasos dejando 2 segundos para muestreo en cada paso. Las demás condiciones de medición fueron las mismas utilizadas para el análisis cualitativo.

En la Tabla B1 se muestran los resultados de la composición mineralógica realizados por la técnica de difracción de rayos X y en las figuras B1, B2 y B3 se muestran sus respectivos difractogramas.

Tabla B1. Composición mineralógica para los tres composites.

COMPOSTS					
FASE		NOMBRE	C-S11	C-S12	C-S13
Cristalinos	$Al_2(Si_2O_5)(OH)_4$	Caolinita	12,37%	4,88%	10,57%
	$K_2(Al_{3,74}Fe_{0,26})(Si_6Al_2O_{20})(OH)_4$	Moscovita	9,38%	7,27%	11,52%
	$(K,H_3O)Al_2Si_3AlO_{10}(OH)_2$	Illita	17,50%	36,00%	35,42%
	TiO_2	Anatasa	1,91%	3,15%	3,54%
	SiO_2	Cuarzo	49,11%	32,44%	37,89%
	FeS_2	Pirita	**	**	**
Amorfos			9,73%	16,26%	1,06%

Figura B1. Difractograma para el composite C-S11

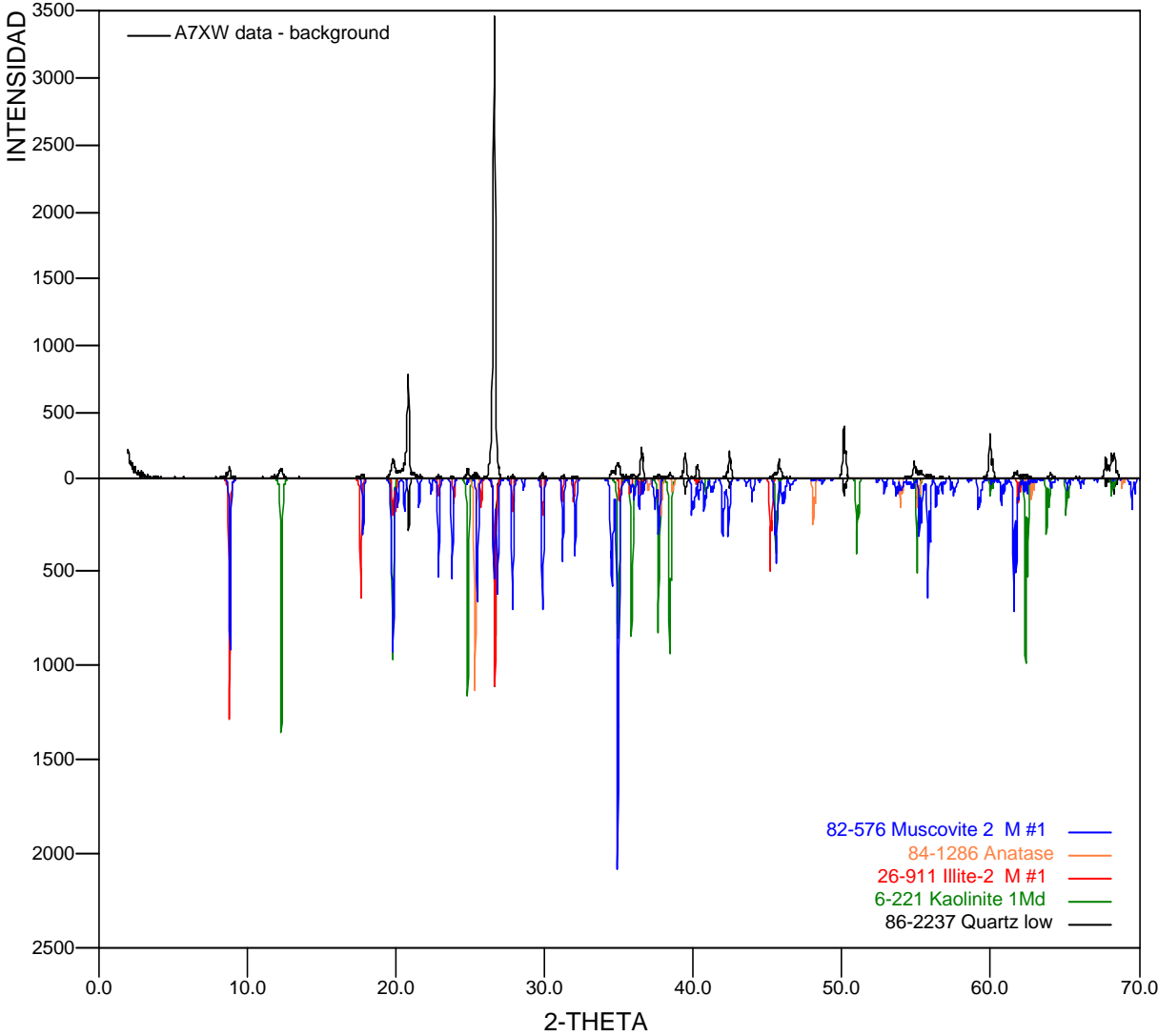


Figura B2. Difractograma para el composite C-S12

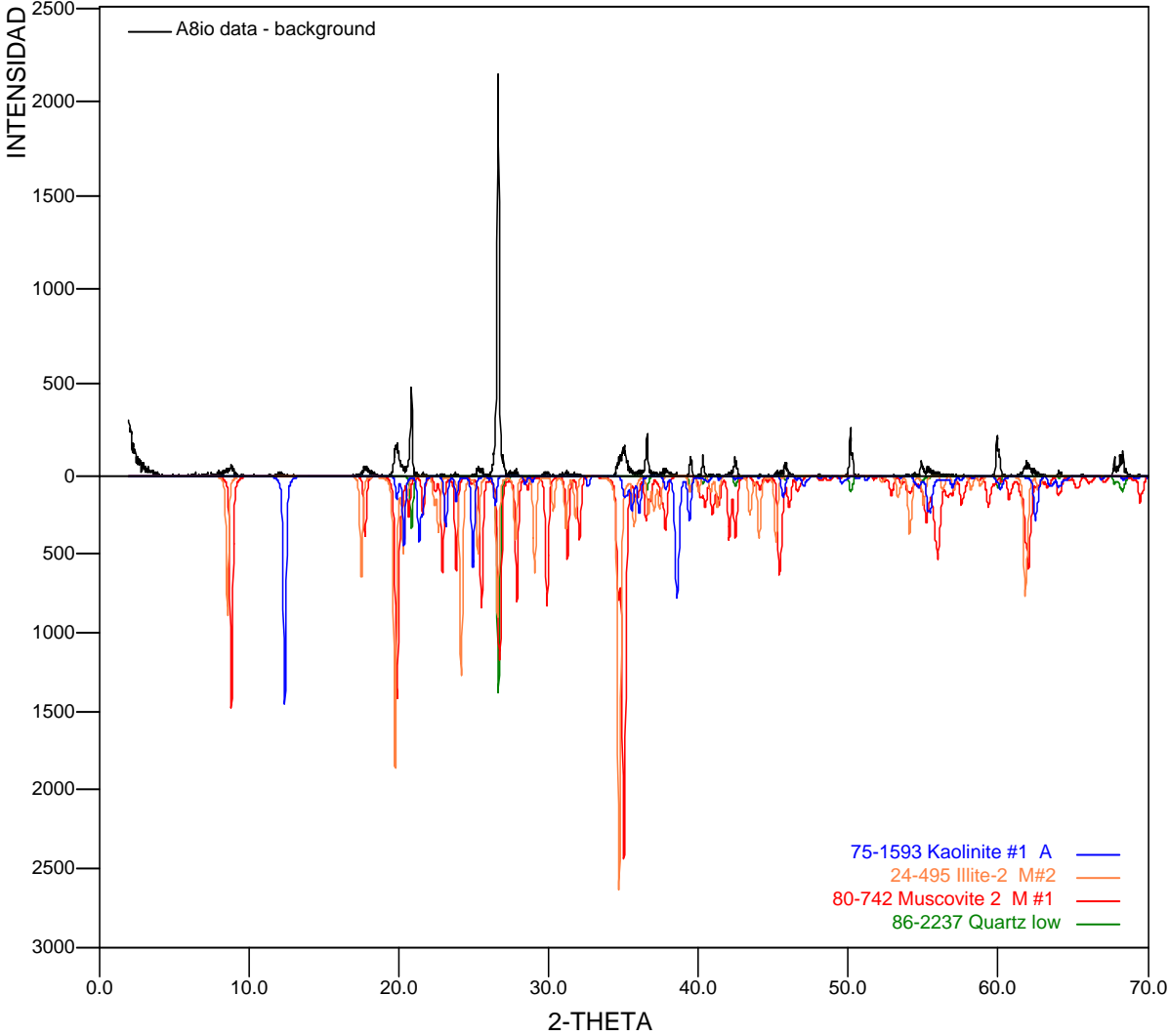
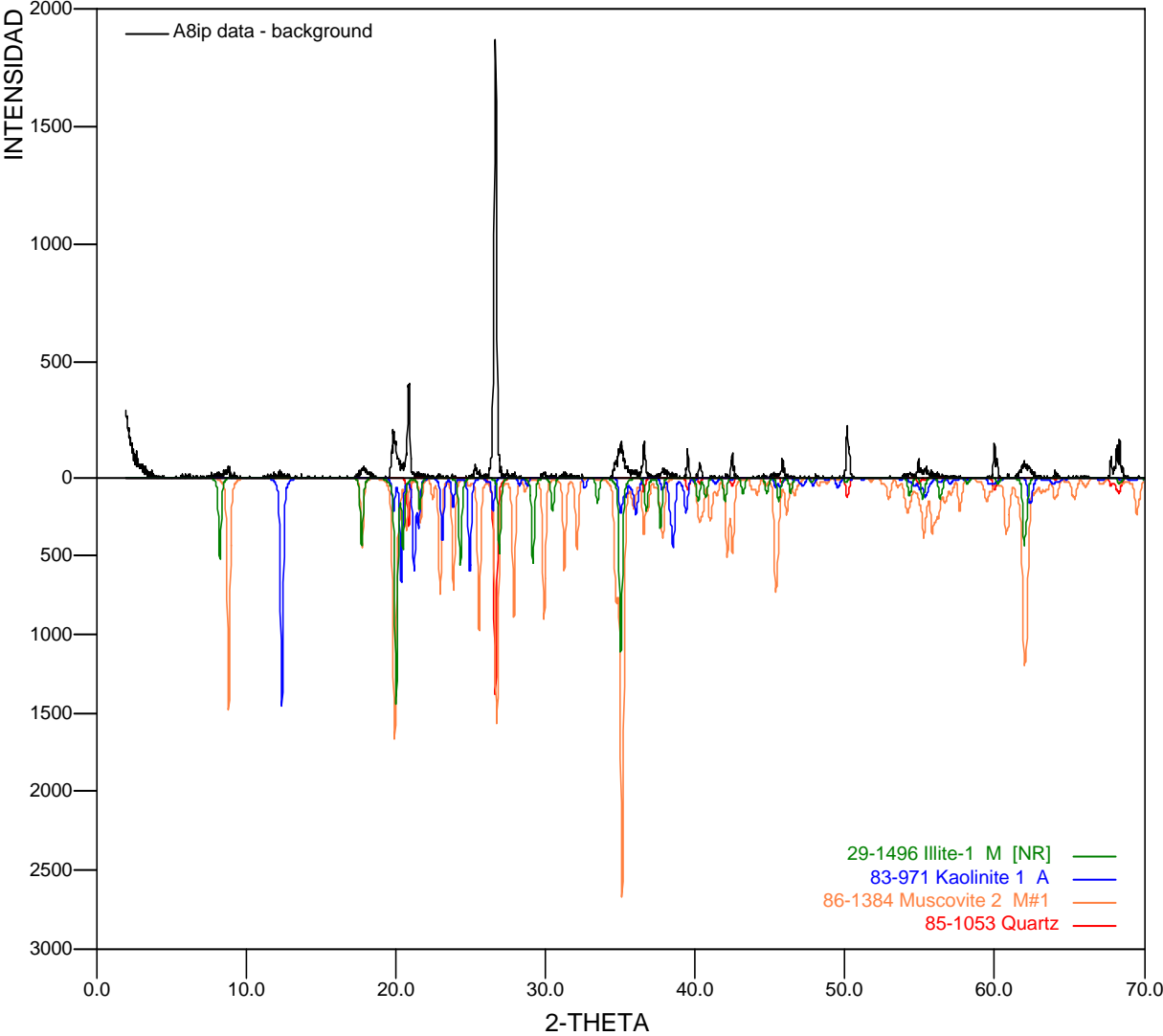


Figura B3. Difractograma para el composite C-S13



☑ DETERMINACIÓN DE LA SÍLICE TOTAL (SiO₂) y ÓXIDOS METÁLICOS EN ARCILLAS.

Reactivos

Ácido clorhídrico (HCl) puro, ácido clorhídrico (HCl) en relación 1:1, ácido fluorhídrico (HF) puro, ácido Perclórico (HClO₄), Hidróxido de sodio, Carbonato de sodio (Na₂CO₃).

Equipos y material de laboratorio

Crisoles de platino, balanza analítica, mufla, equipo de absorción atómica, plancha de calentamiento, vaso de precipitado de 600mL, varilla de vidrio con policía, vidrio de reloj.

Procedimiento

1. Pesar 3g de carbonato de sodio en un crisol de platino con tapa
2. Tarar y pesar 0,25g (Wm) de la muestra de caolín sobre la medida anterior
3. Mezclar muy bien con un alambre de platino (preferiblemente), y agregar una capa de carbonato de sodio sobre la mezcla
4. Tapar el crisol y llevar a la mufla hasta 950°C
5. Realizar un montaje con un vaso de precipitado de 600mL, vidrio reloj que cubra el vaso y una varilla de vidrio con policía.
6. Introducir el crisol después de la calcinación de la muestra en el vaso con el montaje, introduciendo en el crisol la varilla.
7. Agregar cuidadosamente ácido clorhídrico 1:1 dentro del crisol de platino.
8. Esperar durante un tiempo hasta que termine de burbujear y cuidadosamente lavar el crisol, previniendo que la muestra quede totalmente dentro del vaso.
9. Adicionar 20mL de ácido perclórico y dejar secar en una plancha.
10. Adicionar 5mL de HCl puro y agua caliente.
11. Dejar enfriar y aforar en un balón de 100mL.
12. 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 y

realizando las correspondientes diluciones dependiendo de la sensibilidad del equipo.

13. Al papel filtro adicionar tres gotas de hidróxido de amonio, y calcinarlo a 1000°C.
14. Pesar el calcinado (W1).
15. Adicionar sobre el calcinado 5mL de HF y dejar evaporar completamente la sílice.
16. Calcinar el crisol de platino con tapa (1000°C).
17. Introducir en un desecador y pesar (W2).

Sílice Total:

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

El análisis químico se expresa en forma de óxidos, dando la siguiente información:

- ✓ $\%SiO_2$. esta sílice que se determina por este método, es la sílice total presente en el mineral, y su valor es indicativo del porcentaje de sílice libre o cuarzo que posee la muestra y también hace parte de las arcillas presentes con diferentes naturaleza, ya que la sílice también se presenta en los minerales arcillosos.
- ✓ $\%Al_2O_3$. normalmente su valor está íntimamente relacionado con la porción de mineral arcilloso.
- ✓ $\%CaO$. El calcio se encuentra normalmente en forma de carbonatos alcalinotérreos (calcita y dolomita).
- ✓ $\%MgO$. Este óxido se asocia a la presencia de dolomita y clorita.
- ✓ $\%K_2O$. Indica la presencia de illita, mica ó feldespato potásico.
- ✓ Pérdidas por calcinación. Normalmente se debe a la descomposición de los minerales arcillosos y los carbonatos y, en menor medida, a la combustión de la materia orgánica.
- ✓ Fe_2O_3 . Este óxido se asocia a la presencia de impurezas de mineral de hierro (hematita, magnetita, entre otros).

✓ TiO_2 . Este óxido se asocia a la presencia de impurezas de mineral de titanio (anatasa, rutilo).

☑ **DETERMINACIÓN DEL CONTENIDO DE HUMEDAD**

(Norma ICONTEC 864)

Las muestras obtenidas directamente de la mina fueron transportadas en recipientes sellados herméticamente para lograr el mayor grado de conservación de las muestras.

Materiales y equipos

Balanza analítica, Estufa, Desecador.

Procedimiento

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

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

☑ **DETERMINACIÓN DEL NIVEL DE ACIDEZ**

(Norma ASTM 11 D 4972 - 89. Determinación de pH de suelos)

Materiales y reactivos

Potenciómetro con electrodo, balanza, vasos de precipitados, solución buffer, agua destilada, mineral.

Procedimiento

La preparación del potenciómetro se realiza con soluciones buffer de pH conocido, de la siguiente manera:

1. Lavar los electrodos con agua destilada y secarlos
2. Introducir los electrodos en una solución buffer
3. Verificar el botón de temperatura
4. Colocar el botón del potenciómetro en la posición para leer pH y calibrar al valor de la solución buffer
5. Volver el botón de pH a su posición solución inicial.
6. Sacar los electrodos de la solución buffer.

Así el potenciómetro está listo para determinar el pH de la pulpa.

Determinación de pH con agua destilada

1. Tomar 10 g de mineral.
2. Llevarlo a un recipiente de vidrio adicionando 10 mL de agua destilada.
3. Mezclar y dejar reposar por 1 hora.
4. Leer el pH con el pH metro.

DETERMINACIÓN DE LA DENSIDAD REAL

Materiales y reactivos

Picnómetro, balanza analítica, líquido y mineral

Procedimiento

1. Secar la muestra a una temperatura de $110 \pm 5^{\circ}\text{C}$

2. La granulometría del material debe ser - 4.75 mm.
3. Pesar el picnómetro vacío, M_f , previamente limpio y seco (secar en estufa de laboratorio).
4. Introducir dentro del picnómetro el mineral en estudio (ocupando entre la mitad y las $\frac{3}{4}$ parte del volumen del picnómetro) y pesar, restando 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 2 mm el peso mínimo de la muestra es de 20 g, para tamaños máximos de 4.75 mm son 100 g)
5. Adicionar líquido para humectar completamente el sólido y sacar todas las burbujas de aire que estén presentes.

El líquido elegido debe poseer las siguientes características:

- Humectar completamente el mineral.
 - Penetrar fácilmente en el interior de los poros de la muestra.
 - No debe presentar ninguna reacción con el sólido.
6. Completar con el líquido hasta llenar el picnómetro (tener en cuenta la tapa y el capilar) y pesar, M_b .
 7. Vaciar el picnómetro y limpiarlo.
 8. Llenar el picnómetro con el líquido elegido y pesar, M_a .
 9. Introducir el termómetro en el agua y registrar la temperatura, T con 0.5°C de precisión

10. Cálculo de la densidad :

$$\rho = \frac{M_o \times \text{densidad del líquido}}{[M_o + (M_a - M_b)]}$$

En donde,

M_o = gramos de la muestra sólida seca

M_a = peso del picnómetro lleno con agua

M_b = peso del picnómetro lleno con agua y muestra sólida

☑ ANÁLISIS MICROGRANULOMÉTRICO

Antes de la caracterización microgranulométrica, se realizó una distribución granulométrica del mineral, utilizando las mallas 100, 200, 270 y 325 Ty, y al mineral pasante de la 325 Ty, fue al que se le hizo su respectiva distribución microgranulométrica.

Debido a la finura del caolín, existen diferentes métodos para la determinación del tamaño de partícula, entre los más empleados se encuentran aquellos que se basan en diámetro de partícula según Ley de Stokes. Los métodos más empleados son:

- ✓ Método de la pipeta Andreasen.
- ✓ Método del hidrómetro.
- ✓ Métodos de fotosedimentación.
- ✓ Métodos de sedimentación por gravedad con rayos X.

Todos los métodos anteriormente mencionados se basan en la ecuación de la Ley de Stokes para determinar el diámetro de las partículas en función del tiempo, según se presenta en la siguiente ecuación:

$$d_{St} = \sqrt{\frac{18 \cdot \eta \cdot u}{(\rho_s - \rho_f) \cdot g}}$$

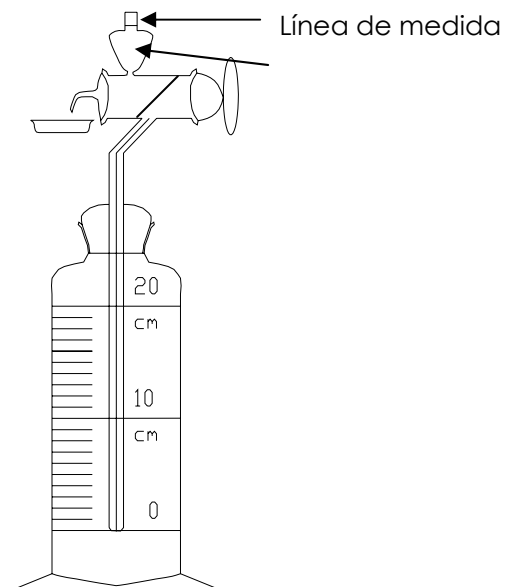
donde d_{St} es el diámetro de Stokes, m; η es la viscosidad del fluido, Pa*s; u es la velocidad de sedimentación de la partícula por efecto de la gravedad, m/s; ρ_s es la densidad de la partícula sólida, Kg./m³; ρ_f es la densidad del fluido, kg/m³ y g la aceleración de la gravedad, m/s².

Para la ejecución de los ensayos microgranulométricos de este proyecto se realizaron por el método de la *pipeta Andreasen*, su fotografía y su esquema se muestra en la Figura B4.

Procedimiento

1. Tomar una muestra del mineral en suspensión completamente dispersa.
2. Adicionarla a la pipeta Andreasen.
3. Completar el aforo de la pipeta Andreasen con agua destilada.
4. Agitar la suspensión.
5. Tomar 10mL de la suspensión completamente dispersa y agitada a tiempo cero.
6. Dejar sedimentar y tomar muestras en intervalos de tiempo sucesivos según progresión geométrica 2:1, empezando en el minuto 1 (es decir, 1, 2, 4, 8, 16, 32, 64 min).
7. Secar cada una de las muestra extraídas en estufa a 100 ± 5 .
8. Enfriar en desecador y pesar.

Figura B4. Fotografía y esquema de la pipeta Andreasen



ANEXO C

METODOLOGIA EMPLEADA EN LOS ENSAYOS DE BENEFICIO DEL MINERAL

SEDIMENTACION LIBRE

Figura C1. Equipo y aspas utilizadas en la dispersión de la pulpa.

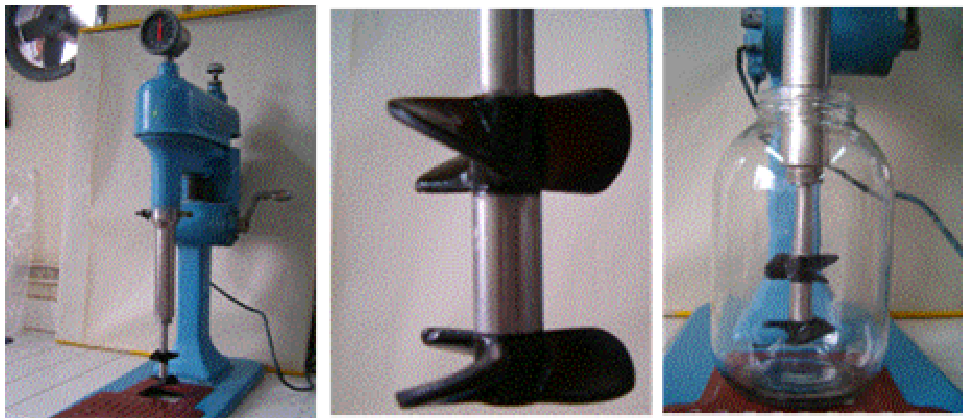


Figura C2. Probeta utilizada en el estudio de sedimentación libre



Figura C3. Esquema del sistema sifón empleado para recuperación de suspendidos

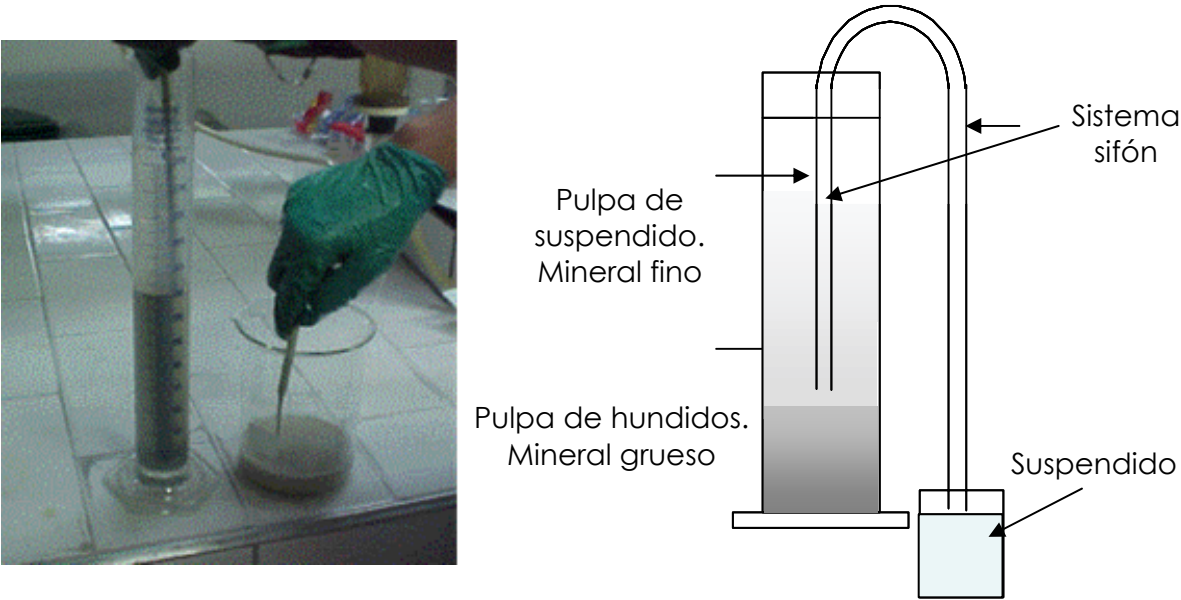


Figura C4. Equipo Zetameter

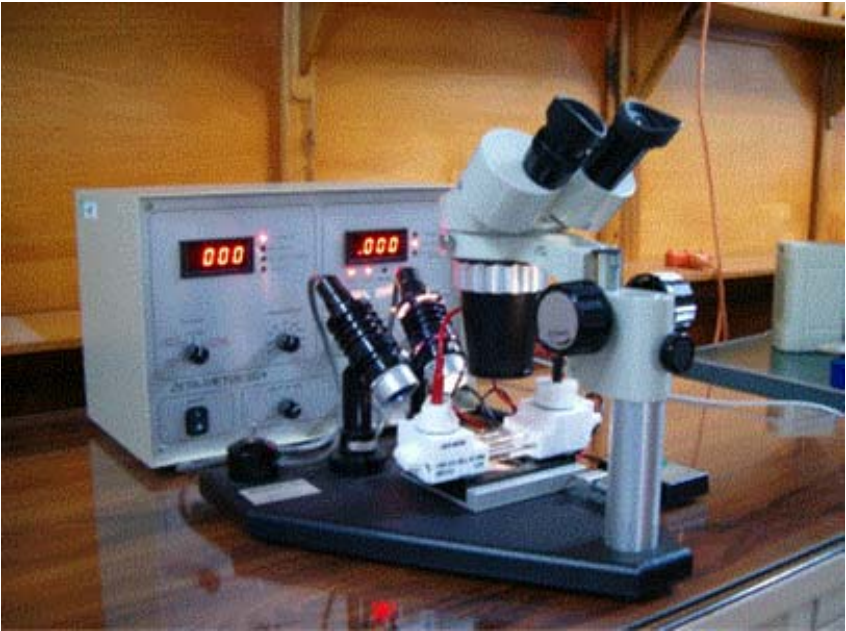


Tabla C1. Descripción de los dispersantes utilizados en el estudio de desarenamiento

Propiedades	Silicato de sodio	Pirofosfato de sodio
Estado	Líquido	Sólido
Textura	Fluida	Granular
Densidad	1,397 g/cm ³	
Pureza	%Na ₂ O: 9,06% %SiO ₂ : 28,08%	Na ₄ O ₇ P ₂ .10H ₂ O : 99%

Tabla C2. Diseño estadístico 3² resultados del estudio de pH y tiempo sedimentación

Número de ensayo	Acidez de pulpa (PH)	Tiempo de sedimentación [min]
1	6	30
2	6	50
3	6	70
4	8	30
5	8	50
6	8	70
7	10	30
8	10	50
9	10	70

Ensayo	Acidez [pH]	Tiempo [min]	Hundidos [g]	Suspendidos [g]	Recuperación [%]	Al ₂ O ₃ [%]	SiO ₂ [%]	Razón Al ₂ O ₃ /SiO ₂
1	6	30	22,7642	85,2575	78,93	34,60	51,80	0,67
2	6	50	28,4728	74,4308	72,33	34,60	50,96	0,68
3	6	70	26,2685	79,6530	75,20	38,35	50,52	0,76
4	8	30	19,3445	83,0910	81,12	36,29	54,34	0,67
5	8	50	21,2999	80,8563	79,15	36,45	48,02	0,76
6	8	70	24,8535	77,5579	75,73	34,23	50,40	0,68
7	10	30	18,2576	85,0381	82,32	33,84	56,49	0,60
8	10	50	20,7775	83,5170	80,08	35,32	53,86	0,66
9	10	70	23,1896	79,3395	77,38	38,52	49,59	0,78
2 D	6	50	27,0726	75,6648	73,65			
5 D	8	50	21,8326	84,9885	79,56			
9 D	10	70	23,4055	80,4055	77,46			

☑ CONCENTRACION CENTRIFUGA

Figura C5. Fotografía y esquema del montaje utilizado para separación centrifuga.

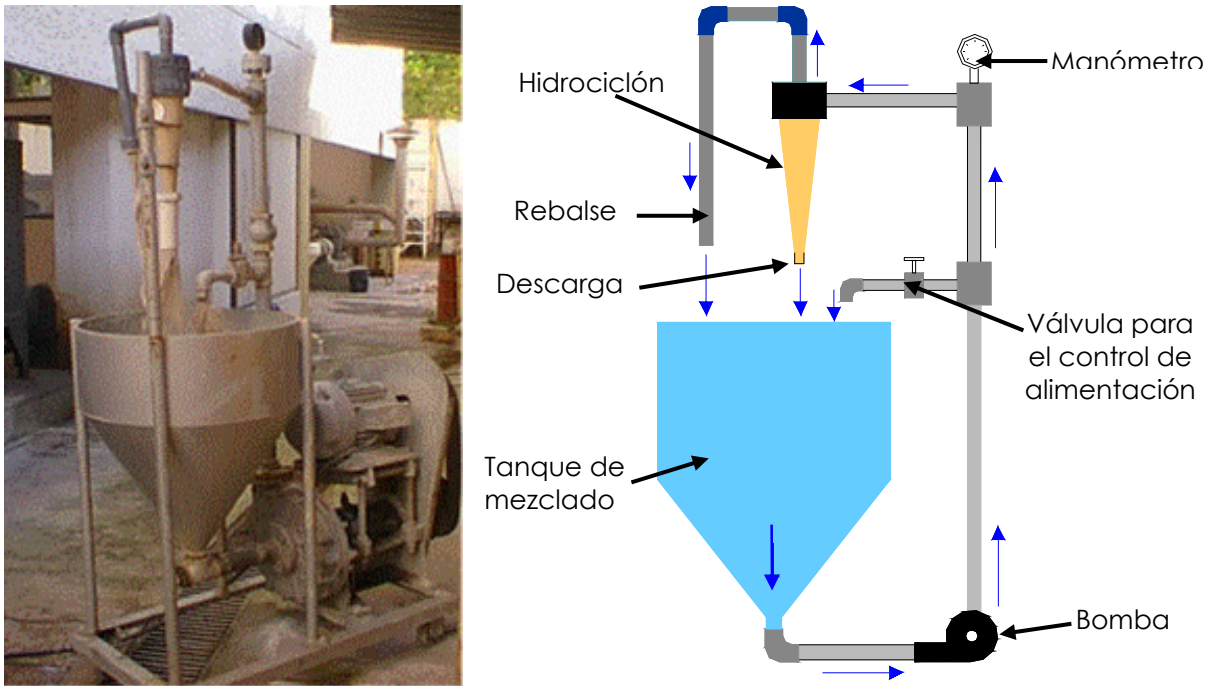


Tabla C3 Influencia del diámetro del rebalse en la eficiencia del hidrociclón.
Hidrociclón con diámetro de rebalse de 12mm

PRODUCTO PESO %SÓLIDOS		ALIMENTO A CICLÓN	REBALSE CICLÓN	DESCARGA CICLÓN	%PESO RECUPERADO EN CADA MALLA
CEDAZO		%Peso retenido por malla	%Peso retenido por malla	%Peso retenido por malla	COMO UNDERFLOW
TYLER	m				
200	75	0.14	0.04	0.22	100
325	45	0.43	0.06	0.74	94
-325	-45	99.43	99.90	99.04	54
COMPOSICIÓN QUÍMICA	Al ₂ O ₃	22.20%	33.87%	30.42%	
	SiO ₂	53.20%	51.56%	54.00%	

Tabla C4 Influencia del diámetro del rebalse en la eficiencia del hidrociclón.
Hidrociclón con diámetro de rebalse de 35mm.

PRODUCTO PESO %SÓLIDOS		ALIMENTO A CICLÓN	REBALSE CICLÓN	DESCARGA CICLÓN	%PESO RECUPERADO EN CADA MALLA
CEDAZO		%Peso retenido por malla	%Peso retenido por malla	%Peso retenido por malla	COMO UNDERFLOW
TYLER	m				
200	75	0.14	0.02	1.29	100
325	45	0.43	0.02	3.11	100
-325	-45	99.43	99.96	95.60	61
COMPOSICIÓN QUÍMICA	Al ₂ O ₃	22.20%	34.25%	20.77%	
	SiO ₂	53.20%	51.06%	66.97%	

Tabla C5. Influencia de la variación del diámetro de descarga en el porcentaje de recuperación y el D₅₀

DIÁMETRO DEL ÁPEX [mm]	TAMAÑO DE PARTÍCULA [m]	ALIMENTO A CICLÓN	REBALSE CICLÓN		DESCARGA CICLÓN		% Recuperado por cada tamaño como descarga
		Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	
7,85	53	15.6	10.4	0.1	0.0	7.4	99.05
	44	12.6	8.3	0.1	0.1	5.9	98.15
	25.6	22.4	14.4	0.4	0.2	10.2	96.49
	17.9 _{D₅₀}	25.9	9.1	3.9	1.9	6.5	62.72
	12.5	32.0	6.3	7.0	3.4	4.5	38.93
	10.1	23.5	2.8	6.0	2.9	2.0	25.17
	7.7	29.9	2.8	8.0	3.9	2.0	20.15
	5.7	41.0	3.6	11.1	5.4	2.5	18.62
DIÁMETRO DEL ÁPEX [mm]	TAMAÑO DE PARTÍCULA [m]	ALIMENTO A CICLÓN	REBALSE CICLÓN		DESCARGA CICLÓN		% Recuperado por cada tamaño como descarga
		Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	
13,6	53	20.3	8.7	0.1	0.1	8.3	98.83
	44	8.8	3.8	0.1	0.0	3.6	98.34
	25.6	27.1	10.1	1.2	0.6	9.6	88.67
	17.9	24.6	9.1	1.2	0.6	8.7	88.16
	12.5 _{D₅₀}	29.8	6.8	4.3	2.3	6.5	59.99
	10.1	29.2	3.1	6.7	3.5	3.0	30.77
	7.7	35.7	3.7	8.4	4.4	3.5	29.48
	5.7	25.4	2.4	6.1	3.2	2.3	27.23

DIÁMETRO DEL ÁPEX [mm]	TAMAÑO DE PARTÍCULA [m]	ALIMENTO A CICLÓN	REBALSE CICLÓN		DESCARGA CICLÓN		% Recuperado por cada tamaño como descarga
		Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	
14,4	53	19.81	4.07	0.1	0.05	7.1	99.23
	44	11.46	2.35	0.0	0.03	4.1	99.18
	25.6	34.42	7.02	0.2	0.14	12.3	98.66
	17.9	23.77	4.81	0.2	0.14	8.4	98.06
	12.5	34.09	6.09	1.4	1.16	10.7	88.64
	10.1	31.51	4.45	2.9	2.47	7.8	72.87
	7.7	32.66	4.47	3.2	2.73	7.8	70.98
	5.7 D_{50}	43.13	4.74	5.8	4.97	8.3	58.75
% Sólidos de pulpa	TAMAÑO DE PARTÍCULA [m]	ALIMENTO A CICLÓN	REBALSE CICLÓN		DESCARGA CICLÓN		% Recuperado por cada tamaño como descarga
		Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	
15%	53	7	0.06	0.02	2.8	1.6	98.60
	44	5.8	0.05	0.02	2.4	1.4	98.65
	25.6	17.6	0.16	0.06	7.3	4.3	98.55
	17.9	17	0.49	0.19	6.1	3.6	95.01
	12.5	21	0.49	0.19	7.9	4.6	96.07
	10.1	16.7	0.82	0.31	5.1	3.0	90.49
	7.7	30.7	3.11	1.19	5.0	2.9	70.86
	5.7 D_{50}	31.4	3.27	1.26	4.8	2.8	69.16
% Sólidos de pulpa	TAMAÑO DE PARTÍCULA [m]	ALIMENTO A CICLÓN	REBALSE CICLÓN		DESCARGA CICLÓN		% Recuperado por cada tamaño como descarga
		Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	% Retenido por tamaño	Peso retenido por tamaño	
35%	53	19.81	4.07	0.1	0.05	7.1	99.23
	44	11.46	2.35	0.0	0.03	4.1	99.18
	25.6	34.42	7.02	0.2	0.14	12.3	98.66
	17.9	23.77	4.81	0.2	0.14	8.4	98.06
	12.5	34.09	6.09	1.4	1.16	10.7	88.64
	10.1	31.51	4.45	2.9	2.47	7.8	72.87
	7.7 D_{50}	32.66	4.47	3.2	2.73	7.8	70.98
	5.7	43.13	4.74	5.8	4.97	8.3	58.75

SEPARACION MAGNETICA.

Figura C6. Fotografía del sistema utilizado para el estudio de la separación magnética.

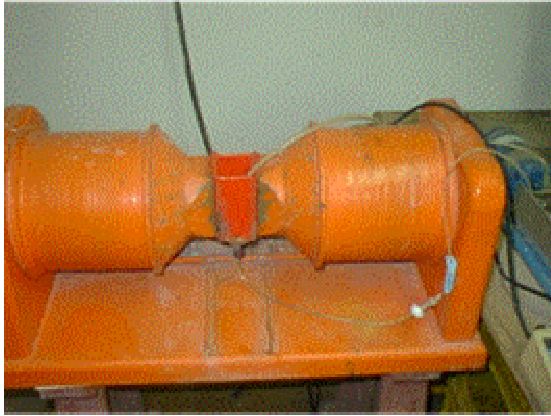


Figura C7. Esquema del sistema utilizado en separación magnética.



FLOTACION INVERSA

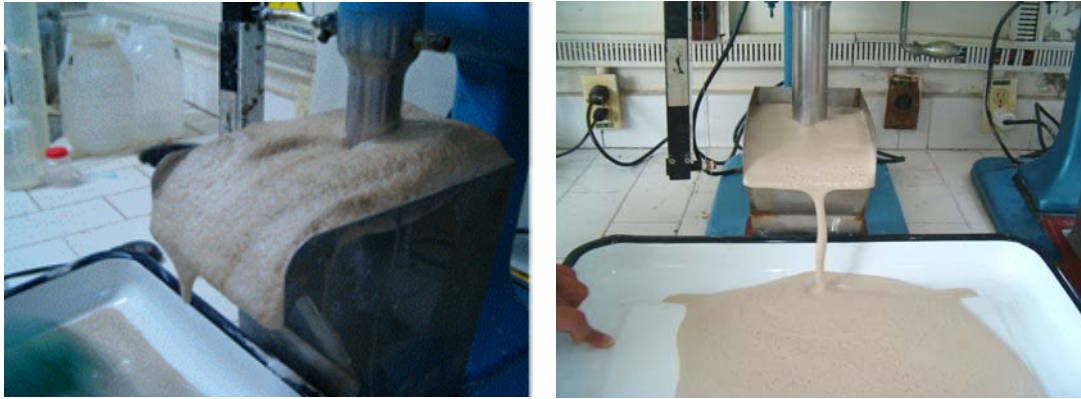
Figura C8. Equipo de centrifugación para la preparación de la pulpa para el acondicionamiento.



Figura C9. Etapa de acondicionamiento de la pulpa con los reactivos para la flotación.



Figura C10. Fotografía del equipo utilizado para la flotación de impurezas



✓ Ficha técnica de los colectores utilizados en el estudio de flotación.

AERO® 6494 promoter

Descripción del producto:

Colector para minerales no sulfurosos.

Composición e información sobre los componentes:

COMPONENTE	No. CAS	% (w/w)
Butanol	71-36-3	10-20
Caprylic acid	124-07-2	1-4
Decanoic acid	334-48-5	1-4
Metanol	67-56-1	1.7

Propiedades Físicas y Químicas:

PROPIEDAD	DESCRIPCION
Color	Amarillo
Aspecto	Líquido
Olor	Alcohol
Temperatura de ebullición / rango	No disponible
Temperatura de fusión	11 - 13 °C

Presion de vapor	No disponible
Gravedad especifica	0.92 25 °C
Solubilidad en el agua	Dispersable
% volatilidad (por peso)	- 68
pH	No aplicable
Punto de inflamación	49 °C
Temperatura de descomposición	85 °C

AERO®6493 promoter

Descripción del producto:

Colector para minerales no sulfurados

Composición e información sobre los componentes:

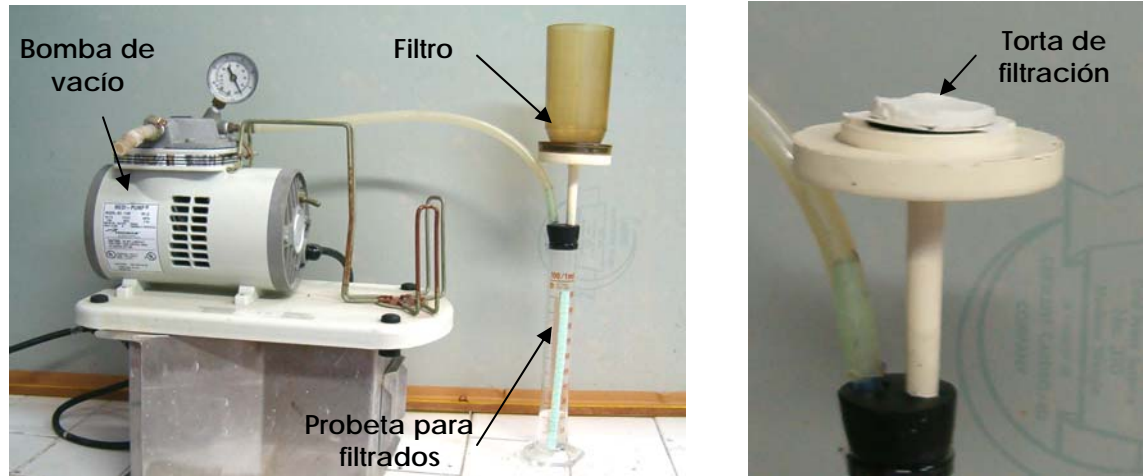
COMPONENTE	No. CAS	% (w/w)
Alcohol alquílico	-	30 - 60
Caprylic acid	124-07-2	1-4
Decanoic acid	334-48-5	1-4
Metanol	67-56-1	1.7

Propiedades Físicas y Químicas:

PROPIEDAD	DESCRIPCION
Color	Amarillo
Aspecto	Líquido
Olor	Alcohol
Temperatura de ebullición / rango	No disponible
Temperatura de fusión	17 °C
Presion de vapor	No disponible
Gravedad especifica	0.92 25 °C
Solubilidad en el agua	Dispersable
% volatilidad (por peso)	- 68
PH	No aplicable
Punto de inflamación	55 °C
Temperatura de descomposición	86 °C

FILTRACIÓN

Figura C11. Fotografía del montaje de la prueba de filtración



ANEXO D

Tabla C6. Distribución granulométrica y microgranulométrica del frente S12 con sus respectivos niveles.

FRENTE S12				
Tamaño partícula [μm]	NIVEL [% Pasante acumulado]			
	0	1	2	3
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 C7. Distribución granulométrica y microgranulométrica del frente S13 con sus respectivos niveles.

FRENTE S13					
Tamaño partícula [μm]	NIVEL [% Pasante acumulado]				
	0	1	2	3	4
150	99.9	98.7	99.4	83.5	99.9
45	98.6	86.9	90.4	74.6	98.3
41.2	96.1	81.2	86.6	72.1	89.1
29.2	92.4	75.7	82.8	69.3	88.9
23.8	83.5	71.5	81.7	68.3	88.1
20.6	80.1	69.9	81.2	67.1	87.1
14.6	78.3	68.1	76.9	65.5	86.6
10.3	72.1	62.9	69.9	64.0	81.1
7.3	64.6	56.4	63.4	62.7	73.8