

# **TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

## **ESTUDIO EXPLORATORIO PARA LA RECUPERACIÓN DE LA CIANITA PROVENIENTE DE CERRO GORDO ESTADO COJEDES**

Presentado ante la ilustre  
Universidad Central de  
Venezuela para optar al título  
de Ingeniero de Minas  
Por el Br. Chirinos M. José R.

Caracas, agosto de 2001

© **Chirinos M. Jose R. 2001**

Hecho el Depósito de Ley.

Depósito Legal lft4872001620188

# **TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

## **ESTUDIO EXPLORATORIO PARA LA RECUPERACIÓN DE LA CIANITA PROVENIENTE DE CERRO GORDO ESTADO COJEDES**

TUTOR ACADÉMICO: Prof. MÓNICA Martiz

COTUTOR ACADÉMICO: Prof. Carlo Di Yorio

Presentado ante la ilustre  
Universidad Central de  
Venezuela para optar al título  
de Ingeniero de Minas  
Por el Br. Chirinos M. José R.

Caracas, agosto de 2001

Chirinos M., José R.

## ESTUDIO EXPLORATORIO DE LA CIANITA PROVENIENTE DE CERRO GORDO ESTADO. COJEDES

Tutor Académico: Ing. Mónica Martiz. Cotutor: Ing. Carlo Di Yorio. Tesis.

Caracas, U.C.V. Facultad de Ingeniería Escuela de Geología Minas y

Geofísica. Año 2001, 96 p.

**Palabras Claves:** Flotación, Cianita, Diseño factorial.

**Resumen.** El presente trabajo tiene como principal objetivo disminuir los contenidos de ganga, para obtener mediante procesos de flotación un concentrado de cianita proveniente del yacimiento de Cerro Gordo Edo. Cojedes.

A la muestra recibida en el laboratorio se le hizo estudios de caracterización entre ellos: petrográfica, difracción y fluorescencia de rayos X, análisis granulométrico y químico, con lo que se determinó la presencia de minerales como cuarzo, cianita, pirofilita, moscovita, hematita y magnetita. Los resultados químicos dieron un contenido de 70,68%  $\text{SiO}_2$ , 21,9%  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 0,176%  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , y trazas de CaO y MgO. Para el análisis granulométrico se sometió la muestra a trituración primaria y secundaria, luego a una molienda donde se obtuvo como tiempo óptimo 22 minutos para liberar la mena -70 mallas un 95%.

El método de concentración por flotación directa de la cianita, se desarrolló mediante la ejecución de un diseño experimental factorial con fines comparativos, con el objeto de aplicar un estudio estadístico que permita establecer las mejores

condiciones del proceso de flotación. Los ensayos se realizaron por duplicado donde las condiciones constantes de operación fueron: pH 10, 25% en peso de sólidos y se varió la dosificación de colector, espumante, depresante y tiempo de acondicionamiento.

El mejor resultado se obtuvo en el ensayo numero 9, bajo las condiciones: 1,5 minutos de tiempo de acondicionamiento, 1.432 g/tn de colector, 256 gr/tn de espumante y 448 g/tn de depresante.

**A la memoria de mi Padre**

**A mí querida Madre**

**A mi Esposa e Hijos**

**A mi Hermana Sandra**

## **AGRADECIMIENTOS**

A la Universidad Central de Venezuela, nuestra máxima casa de estudios. Donde logré una de las metas importantes trazadas en mí vida.

Deseo expresar mi gratitud, al departamento de Minas perteneciente a la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la Facultad de Ingeniería, por haberme permitido realizar el presente Trabajo Especial de Grado.

A la Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de los Materiales, cuyas instalaciones facilitaron la realización de este trabajo.

Especialmente a la Prof. Mónica Martiz, por su valiosa contribución, la cual permitió la feliz culminación de este Trabajo Especial de Grado.

Al Prof. Carlo Di Yorio, por su esmerado aporte y colaboración en todo momento.

Al Prof. José Peña, por su preocupación en la culminación de esta investigación.

A la Prof. Olivia Brito, por sus oportunos aportes y aliento en este Trabajo.

Al Prof. Manuel García, en el asesoramiento y valioso aporte en la presente investigación.

Al Prof. Omar Goddeliet, por sus críticas constructivas.

A los Técnicos Marcial Pérez y Elio Castro, por su colaboración y amistad incondicional.

A los Técnicos del Cilindro: Rómulo, Félix y Zapata.

Al compañero y amigo Ivan Hernández, por su contribución y ayuda técnica en la ejecución de este Trabajo.

Al compañero y amigo José Luis (Peluca), por su colaboración en todo momento.

A Cesar Páez, Bladimir Díaz, Ricardo Colmenares (Flecha), Leslie González, Lourdes Ramírez y Luis Colorado, por su apoyo en la última etapa de realización del Trabajo.

A los Ing.: Clara Briceño, Jaime Salazar, Alexis Ramos (Pata de Palo), Lic. Moraima Castillo Pertenecientes a la Dirección de Minas del Ministerio de Energía y Minas.

A todas aquellas personas, que de una u otra forma contribuyeron en la realización del presente Trabajo y no fueron nombradas aquí, sencillamente muchas gracias.

## ÍNDICE GENERAL

	<b>Página</b>
Dedicatoria	i
Agradecimiento	ii
Índice general	iv
Índice de tablas	viii
Índice de figuras	x
<b>INTRODUCCIÓN</b>	<b>1</b>
<b>CAPITULO I</b>	<b>2</b>
I.1.-Objetivos	2
I.1.1.- Objetivo general	2
I.1.2.- Objetivos específicos	2
I.2.- Localización	3
I.3.- Accesibilidad	3
I.4.- Geología regional	3
I.5.- Geología local	11

## **CAPITULO II**

<b>II.- CONSIDERACIONES GENERALES SOBRE LA CIANITA</b>	<b>13</b>
II.1.- Definición y propiedades	13
II.2.- Usos, consumo y especificaciones	16
II.3.- Producción mundial y precios	18
II.4.- Reservas mundiales	19

## **CAPITULO III**

<b>III.- PREPARACIÓN MECANICA DE LA MUESTRA</b>	<b>21</b>
III.1.- Generalidades	21
III.2.- Trituración primaria	21
III.4.- Trituración secundaria	22
III.5.- Homogeneización	22

## **CAPITULO IV**

<b>IV.- CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA</b>	<b>24</b>
IV.1.- Caracterización petrográfica	25
IV.2.- Análisis granulométrico	29
IV.3.- Liberación de la cianita	33
IV.4.- Difracción de rayos X	34
IV.5.- Fluorescencia de rayos X	37

IV.6.- Análisis químico	38
IV.6.1.- Absorción atómica	39
IV.6.2.- Resultados de los análisis	43
<b>CAPITULO V</b>	
<b>V.- ENSAYOS DE MOLIENDA</b>	44
V.1.- Generalidades	44
V.2.- Tiempo de molienda	45
<b>CAPITULO VI</b>	
<b>VI.- OPERACIONES DE CONCENTRACIÓN</b>	51
VI.1.- Concentración por flotación	52
V1.1.1.- Generalidades	52
VI.2.- Fases e interfases	54
VI.2.- Reactivos de flotación	54
VI.3.- Equipo de flotación	61
VI.4.- Ensayos exploratorios	64
VI.5.- Diseño factorial	66
VI.6.- Diseño experimental.-	67
VI.7.- Resultados experimentales	70
VI.8.- Análisis de resultados	79

VI.8.1.- Efecto del tiempo de acondicionamiento	86
VI.8.2.- Efecto del colector	88
VI.8.3. Efecto del espumante	90
VI.8.4.- Efecto del depresante	92
<b>CONCLUSIONES</b>	<b>95</b>
<b>RECOMENDACIONES</b>	<b>96</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA</b>	
<b>ANEXOS</b>	

## ÍNDICE DE TABLAS

<b>TABLA</b>	<b>página</b>
<b>II.1. Importación de cianita, silimanita y andalucita</b>	<b>18</b>
<b>II.2. Precio de la cianita y sus minerales asociados en [\$/TM]</b>	<b>19</b>
<b>IV.1 Distribución granulométrica de la muestra tamizada.</b>	<b>30</b>
<b>IV.2 Descripción mineralógica del cuarzo, cianita, pirofilita y moscovita.</b>	<b>36</b>
<b>IV.3. Resultados en porcentajes de los análisis por absorción atómica y Leco de la muestra mineral</b>	<b>43</b>
<b>V.1. Distribución granulométrica de la muestra (5 minutos de molienda)</b>	<b>46</b>
<b>V.2. Distribución granulométrica de la muestra (10 minutos de molienda)</b>	<b>47</b>
<b>VI.1. Ensayos exploratorios en celda Denver</b>	<b>64</b>
<b>VI.2. Ensayos exploratorios en celda Denver</b>	<b>65</b>
<b>VI.3. Ensayos exploratorios en celda Denver</b>	<b>65</b>
<b>VI.4. Ensayos exploratorios en celda Denver</b>	<b>66</b>
<b>VI.5. Ordenamiento de las condiciones experimentales</b>	<b>68</b>

<b>VI.6. Distribución de las diversas combinaciones experimentales</b>	<b>69</b>
<b>VI.7.1. Determinación de Al por absorción atómica</b>	<b>71</b>
<b>VI.7.2. Determinación de Si por absorción atómica</b>	<b>72</b>
<b>VI.7.3. Determinación de Al' por absorción atómica</b>	<b>73</b>
<b>VI.7.4. Determinación de Si' por absorción atómica</b>	<b>74</b>
<b>VI.7.5. Balance de masa de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> de la cianita</b>	<b>75</b>
<b>VI.7.6. Balance de masa de (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)' de la cianita</b>	<b>76</b>
<b>VI.7.7. Balance de masa promedio del (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) de la cianita</b>	<b>77</b>
<b>VI.8.1. Análisis de varianza de los resultados, porcentaje de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado</b>	<b>80</b>
<b>VI.8.1. Análisis de varianza de los resultados, porcentaje de A<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado (continuación)</b>	<b>81</b>
<b>VI.8.2. Análisis de la varianza de los resultados, porcentaje de recuperación en el concentrado</b>	<b>82</b>
<b>VI.8.2. Análisis de la varianza de los resultados, porcentaje de recuperación en el concentrado (continuación)</b>	<b>83</b>
<b>VI.8.3. Análisis de varianza de los resultados, masa de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado</b>	<b>84</b>
<b>VI.8.3. Análisis de varianza de los resultados, masa de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado (continuación)</b>	<b>85</b>

## ÍNDICE DE FIGURAS

<b>FIGURA</b>	<b>Páginas</b>
<b>I.1 Ubicación relativa Nacional del yacimiento de cianita localizado en cerro Gordo Edo. Cojedes Venezuela</b>	<b>4</b>
<b>I.2 Mapa geológico – tectónico de la región de Tinaquillo – El Pao.</b>	<b>6</b>
<b>II.1 Cristal de cianita</b>	<b>15</b>
<b>III.1 Flujograma del tratamiento de la muestra sometida a concentración por flotación</b>	<b>23</b>
<b>IV.1 Porfidoblasto de plagioclasa sódica</b>	<b>26</b>
<b>IV.2 Borde de reacción entre la cianita y la plagioclasa</b>	<b>27</b>
<b>IV.3 Cristal de cianita con inclusiones carbonosas (grafito).</b>	<b>27</b>
<b>IV.4 Cristal de cianita en contacto con un gran porfido.</b>	<b>27</b>
<b>IV.5 Granos opacos de magnetitas-hematita, cianita.</b>	<b>28</b>
<b>IV.6 Cuarzo con albita y cianita</b>	<b>28</b>
<b>IV.7 Distribución granulométrica</b>	<b>31</b>
<b>IV.8 Distribución granulométrica</b>	<b>32</b>
<b>IV.9 Espectrómetro de fluorescencia de rayos x</b>	<b>37</b>

<b>IV.10 Espectrofotómetro de absorción atómica</b>	<b>38</b>
<b>IV. 11 Lámpara de cátodo hueco</b>	<b>40</b>
<b>IV.12 Analizador de carbono LECO C-200</b>	<b>43</b>
<b>V.1 Grafica Gaudin-Schuman</b>	<b>48</b>
<b>VI.1 Celda aislada de flotación Denver</b>	<b>63</b>
<b>VI.7.1 Recuperación de <math>Al_2O_3</math> Vs. numero de flotaciones</b>	<b>78</b>
<b>VI.8.1 Efecto del tiempo de acondicionamiento en el porcentaje de <math>Al_2O_3</math></b>	<b>86</b>
<b>VI.8.2 Efecto del tiempo de acondicionamiento sobre la masa en el concentrado</b>	<b>87</b>
<b>VI.8.3 Efecto del tiempo de acondicionamiento sobre la recuperación de <math>Al_2O_3</math></b>	<b>87</b>
<b>VI.8.4 Efecto del colector sobre el porcentaje de <math>Al_2O_3</math> en el concentrado</b>	<b>88</b>
<b>VI.8.5 Efecto del colector en la masa del concentrado</b>	<b>89</b>
<b>VI.8.6 Efecto del colector sobre la recuperación</b>	<b>86</b>
<b>VI.8.7 Efecto del espumante sobre la variable porcentaje de <math>Al_2O_3</math></b>	<b>90</b>
<b>VI.8.8 Efecto del espumante sobre la masa del concentrado</b>	<b>91</b>
<b>VI.8.9 Efecto del espumante sobre la recuperación de <math>Al_2O_3</math></b>	<b>91</b>
<b>VI.8.10 Efecto del depresante sobre el porcentaje de <math>Al_2O_3</math></b>	<b>92</b>
<b>VI.8.11 Efecto del depresante sobre la masa del concentrado</b>	<b>93</b>

**VI.8.12 Efecto del depresante sobre la recuperación de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  en el  
concentrado**

94

## INTRODUCCIÓN

Desde inicios del siglo pasado, los procesos de flotación han tomado un auge muy importante en la recuperación de minerales. Este método, se aplica a yacimientos de baja ley, que no eran económicamente explotables, pudiéndose recuperar minas agotadas y productos de desechos en explotaciones de depósitos primarios.

En Venezuela, no se tienen antecedentes industriales en la utilización del método de flotación, para la recuperación de la cianita, pero si a escala de laboratorio (Martiz, 1995), de allí se hace necesario continuar esta técnica de beneficio a esta escala, para afinar los parámetros que involucran este proceso.

Esta investigación, tiene como propósito disminuir los contenidos de ganga del mineral proveniente del yacimiento Cerro Gordo, concentrando la cianita, por lo que se precisa caracterizar la muestra, para ello se realizó difracción de rayos X, trituración y molienda, análisis granulométrico y análisis químico, luego se ejecutó un diseño experimental, para ordenar el proceso de flotación.

Esta investigación, constituye un aporte más al conocimiento de la potencialidad de minerales no metálicos de Venezuela, para tomarlo en cuenta

en planes futuros de autoabastecimiento de materia prima mineral actualmente importado.

## **CAPITULO I. GENERALIDADES**

### **I.1.-Objetivos del trabajo**

#### I.1.1.-Objetivo general

Disminuir los contenidos de ganga, mediante la operación de concentración por flotación para obtener concentrados de cianita, proveniente de Cerro Gordo, Edo. Cojedes.

#### I.1.2.- Objetivos específicos

- Ejecutar estudios de caracterización para conocer la mena a tratar.
- Preparar la muestra por medio de procesos mecánicos de trituración y molienda así como de clasificación que tenga como resultado un producto apto para el proceso de concentración por flotación.
- Determinar los parámetros de flotación que permitan obtener un concentrado de cianita con calidad industrial.

## **I.2.- Localización**

La zona estudiada, se localiza a 11 Km. al este de Tinaquillo, capital del Distrito Falcón del Edo. Cojedes, entre las coordenadas U.T.M. N-1097700 –N-1096700 Y E-586800–E-587700. ( Corpocentro, 1.996 ).

Este Distrito, tiene un área de 538 Km<sup>2</sup>. En la fig. I.1 se puede observar la ubicación relativa nacional de Cerro Gordo.

## **I.3- Accesibilidad**

El área de estudio, es accesible a través de la carretera panamericana que va desde Tinaquillo al Tinaco, aproximadamente a 1 km. saliendo de Tinaquillo, se toma la vía asfaltada, que va hacia los pueblos Caño de Indio y Aguirre. A unos 16 km. por carretera se ubica la Hacienda La Culata, en cuyos terrenos se encuentra Cerro Gordo, al Norte de este se localiza el Caserío El Jengibre al Oeste el embalse de Cachinche.

## **I.4.- Geología regional**

La geología, esta enmarcada en el sistema orográfico montañoso del Caribe en la región norte costera del país, forma un cinturón alargado esteoeste de topografía elevada y relieve accidental. Se extiende desde la transversal o



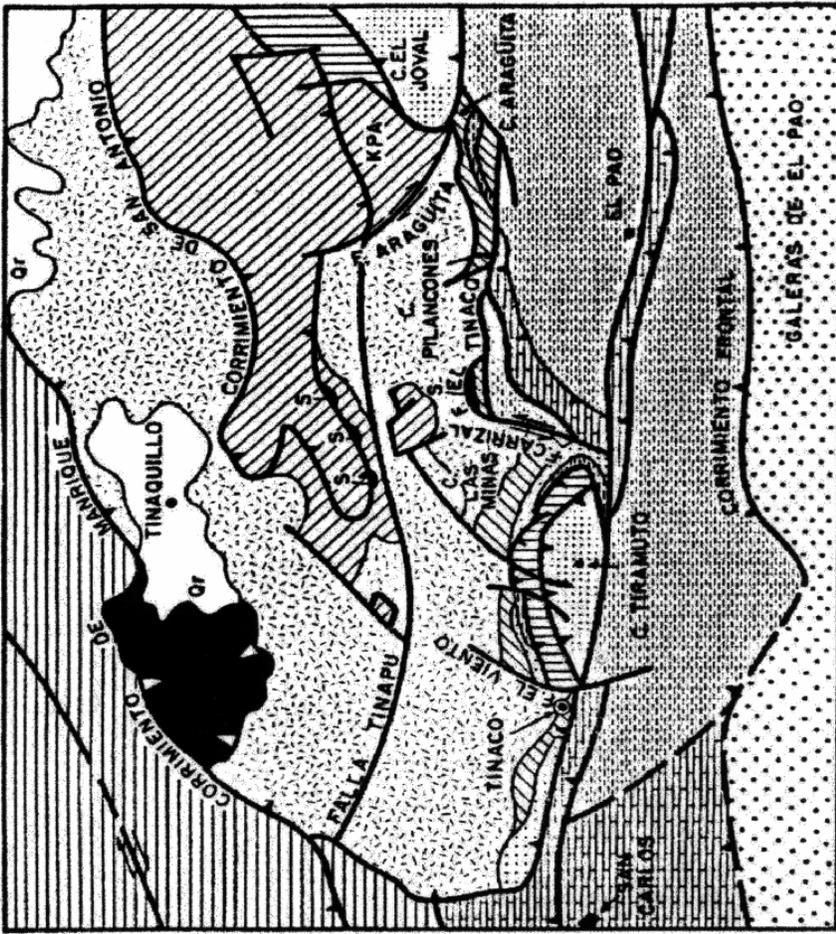
Fuente: Tomado de Internet

Figura I.1. Ubicación relativa nacional del yacimiento de cianita, que está localizado en Cerro Gordo Edo. Cojedes Venezuela

deflexión de Barquisimeto, en su región occidental, hasta la Península de Araya-Paria, en su extremo oriental y se prolonga al este de los límites territoriales, en la Cordillera Septentrional de Trinidad y en la Isla de Tobago, al oeste, hacia la Península de la Guajira, Sierra Nevada de Santa Marta y posiblemente a la Cordillera Occidental de Colombia. (Bellizzia, 1986).

Este sistema montañoso del Caribe representa un edificio tectónico polifásico, formado por una superposición de napas donde se hace mayor énfasis en la Napa de Caucagua-El Tinaco-Yumare-Siquisique, por encontrarse en la misma, los yacimientos de Cianita de la Región del Tinaco El Pao. En la fig. 1.2 se presenta un mapa geológico tectónico de la región de Tinaco-Tinaquillo-El Pao, compilado por (Bellizzia, 1986).

- a. La Napa–El Tinaco–Yumare–Siquisique; forma un cinturón de afloramiento continuos desde la región de Siquisique al oeste (Estado Falcón), hasta la Cuenca del Tuy al este (Estado Miranda), en la región de El Tinaco – Tinaquillo y áreas vecinas, se encuentra la sección más completa de la napa representada por un basamento de edad Paleozoico o más antiguo (Complejo El Tinaco y peridotitas de Tinaquillo), y una cobertura volcánico–sedimentaria supra-cortical, discordante de edad Cretáceo (formaciones Tucutunemo, Pilancones, Las Placitas , Araguaita y “Querecual”).



**LEYENDA TECTONICA**

-  CUATERNARIO
-  PARAUTOCTONO
-  OLIGO-MIOCENO (GALERAS DE EL PAO)
-  NAPA PIEDMONTINA
-  (FLYSCH PALEOC.-EOC.) FM. GUARICO
-  (CRETACEO SUPERIOR SUBYACENTE) FM. MUCARIA
-  NAPA DE VILLA DE CURA
-  GRUPO DE VILLA DE CURA Y FM. TIRAMUTO
-  NAPA CAUCAGUA-EL TINACO-YUMARE
-  SIOUSIQUE (COBERTURA EOCENO-PALEOCENO) FM. ORUPE
-  COBERTURA VOLCANICO-SEDIMENTARIA (FMS. PILANCONES Y "QUERECUAL")
-  COBERTURA VOLCANICO-SEDIMENTARIA EPIMETAMORFICA (FMS. ARAGUITA, LAS PLACITAS Y TUCUTUNEMO)
-  COMPLEJO DE EL TINACO (GNEIS DE LA AGUADITA, ESQUISTO DE TINAPU Y TRONDJEMITAS)
-  COMPLEJO ULTRAMAFICO DE TINAQUILLO
-  NAPA DE LOMA DE HIERRO-PARACOTOS
-  FM. PARACOTOS
-  NAPA DE LA CORDILLERA DE LA COSTA
-  FMS. AROA Y ARAURE

Fig. 1.2 MAPA GEOLOGICO-TECTONICO DE LA REGION DE EL TINACO-TINAQUILLO-EL PAO (MACKENZIE, 1960; RENZ Y SHORT 1960; MENENDEZ, 1965; BELLIZZIA ET, AL 1972 Y STEPHAN, 1982)



## Region Tinaco – Tinaquillo – El Pao

### Complejo El Tinaco

Abarca unos 800 Km<sup>2</sup> de superficie, en la parte nor.-central del Estado Cojedes de Venezuela. Aguerrevere y Zuloaga efectuaron en 1.937 el primer estudio regional sistemático de las montañas del Caribe.

Renz y Short (1.960), posteriormente incluyeron la parte sur del Complejo El Tinaco en un estudio detallado de la estratigrafía sedimentaria del frente de montañas entre la ciudad de Acarigua y la población de El Pao y Menéndez (1.965) efectuó el estudio más completo de esta área, del cual se tomó la información básica para este resumen. Este autor reconoció dos unidades meta sedimentarias: el Gneis de La Aguadita y el Esquisto de Tinapú; el primero está intrusionado por plutones de trondhjemitas rodeados por una ancha zona de inyección (migmatitas), es frecuente la presencia de pequeños cuerpos de hornblenditas, dioritas hornbléndicas y diques de basaltos hornbléndicos intrusionando el Complejo El Tinaco.

La peridotita de Tinaquillo, esta ubicada al norte de la población de Tinaquillo y se presenta en forma concordante entre Tinaco y los esquistos calcáreos y grafitosos de la napa de la Cordillera de la Costa.

La peridotita ortopiroxénica de Tinaquillo (dunita), esta localmente serpentizada en sus bordes, a lo largo del corrimiento de Manrique. Se presentan además, capas delgadas de piroxenitas y anfibolitas.

b) Napa de Villa de Cura; esta unidad forma un cinturón continuo (Grupo Villa de Cura), que se extiende unos 250 Km. desde la región de Tinaco (Estado Cojedes), hasta los valles de Tuy (Estado Miranda), limitado al norte por la falla de agua fría y una zona de corrimiento en su borde sur; aflora en la región centro –oriental y el Cerro de Tiramuto donde se conoce como formación Tiramuto ver figura I.3. El área considerada regionalmente, ha sido dividida en cuatro unidades formacionales concordantes, que de la base al tope serian las siguientes:

- Sección basal, constituida esencialmente de metatobas laminadas y en menor proporción meta basaltos y filitas, localmente se presentan diabasas cuarzo-piroxénicas.
- Suprayacente, se encuentra una secuencia de metatobas con intercalaciones especialmente en la parte media y superior de fillitas, aglomerados volcánicos y metaftanitas.
- Unidad intermedia, caracterizada por la abundancia de metalavas almohadilladas, ricas en clinopiroxeno, con frecuentes intercalaciones de meta conglomerados volcánicos monogénicos, metatobas y granofels.

- Una unidad, caracterizadas por rocas cuarzoalbélicas y en menor proporción fillitas, meta-tobas, meta-chert, meta-conglomerados volcánicos, intercaladas con meta-basaltos ricos en piroxenos y tobas gradadas.
- c) Napa Ofiolítica de Loma de Hierro-Paracotos; aflora en la parte central del sistema montañoso del Caribe, y comprende:
- Conjunto ofiolítico tipo oceánico, (harzburgitas asociados a gabros estratificados, anfobilitizados); hacia el este y oeste de la localidad de Loma de Hierro se observan únicamente escamas de serpentinas;
  - Secuencia de brechas, volcánicas almohadilladas y coladas basálticas, delgadas interestratificadas con calizas y lutitas radiolaríticas (capas del río Guare).
  - Manto de lavas basálticas afiricas y diques de micro-gabros (Formación Tiara).
  - En posición discordante, se presenta una serie de fillitas, conglomerados y calizas pelágicas delgadas (formación Paracotos o Cataurito).
  - Niveles de lutitas, con bloques redepositados fechado por micro fauna como el Maastrichtiense Senoniense Superior y Paleoceno Superior-Eoceno Inferior.

d). Napa de la Cordillera de la Costa; forma un cinturón orogénico, para-alóctono, que constituye aproximadamente el 75 % del Sistema Montañoso del Caribe. Se extiende desde el Surco de Barquisimeto al oeste, hasta la Península de Araya-paria, al este. La Cordillera, está formada por un núcleo gnéisico-granítico del Precámbrico-Paleozoico; una cobertura volcánico-sedimentaria metamorfizada del Jurásico Superior-Cretáceo inferior (Grupo Caracas y similares) y meta sedimentarias cretácicas, en el tope que constituye el Grupo Post Caracas también del Cretáceo.

e) Napa Piemontina y Piedemonte; analizando el mapa geológico de Venezuela, se observa que el sistema montañoso del Caribe en su parte central y occidental, esta limitado por tres surcos profundos: Guárico Portuguesa y Barquisimeto, con un relleno sedimentario tipo flysch de edad Paleoceno-Eoceno, que constituyen la napa piemontina y el complejo tectónico sedimentario de Lara (surco de Barquisimeto). La faja piemontina, es en su totalidad aloctona, es decir que se depositó originalmente al norte de su posición actual, quizás en el área donde actualmente se encuentra el bloque de Villa de Cura.

La Napa Piemontina presenta, en su frente una zona corrimientos y volcamientos, que constituyen la zona de escamas frontales y define el corrimiento frontal, donde afloran rocas del Eoceno, Oligoceno y Mioceno.

La Napa Piedemonte, corresponde a una zona de transición entre el autóctono frontal, no deformado y la zona de corrimiento de la napa piemontina. Está constituida por formaciones terrígenas del Oligo-Mioceno-Plioceno, cuyo tectonismo disminuye hacia el sur. La región considerada, aflora en la parte sur de las galeras del Pao. Ver fig. I.3.

### **I.5.– Geología local**

En el área del presente estudio, aflora en una pequeña colina elíptica las rocas ricas en cianita constituida por un lente de 1.000 m. de longitud y 300 m. de ancho, el cual determina la forma alargada de la colina Mackenzie (1.953). En su mayor parte el lente, está constituido de cuarcita blanca de grano fino a medio, pero el eje de la colina queda representado mayormente por una roca negra compuesta de prisma de cianita de ese mismo color, que puede alcanzar hasta 3 cm. de longitud y granos triturados y recristalizados de cuarzo, también se presenta una pequeña cantidad de moscovita. Tanto el cuarzo como la cianita poseen abundantes inclusiones minúsculas negras de un material carbonáceo, cuya presencia indica según Mackenzie que la roca original estaba constituida por lutitas carbonáceas ricas en aluminio, también son frecuentes los esquistos cuarzo-micáceos ricos en cianita.

El marco geológico local, esta representado por esquistos cuarzo-cianíticos micáceos, esquistos cuarzo-cianíticos y cuarcitas micáceas. Algunos

de estos esquistos, presentan cantidades variables de grafito o materia carbonosa. Los esquistos cuarzo – micáceos, afloran extensamente hacia la parte este y noreste de Cerro Gordo, hacia el flanco oeste del cerro se presenta una falla normal de poco desplazamiento. Esta falla se extiende, en dirección norte-sur por espacio de unos 300m.(Corpocentro, 1996).

## **CAPITULO II. CONSIDERACIONES GENERALES SOBRE LA CIANITA**

### **II.1.- Definición y propiedades**

La cianita, esta incluida en el grupo de los polimorfos de minerales orto-silicatados de Al, el cual comprende: andalucita, cianita y silimanita.

El grupo posee la misma composición química  $Al_2O_3 \cdot SiO_2$  o  $Al_2SiO_5$ , y se diferencian entre sí, por sus características físicas, cristalográficas y ópticas. En su estructura, existen cadenas de tetrahedros de Al-O, los cuales se unen con iones remanentes de Si, Al y  $O_2$ ; comúnmente acompañan a estos iones pequeñas cantidades de hierro, cromo y magnesio, de una formula química mas o menos constante. Este grupo de minerales presenta características físicas y térmicas comunes, lo cual permite su utilización en cerámicas y refractarios. Hay además otro material, la mullita ( $3Al_2O_3 \cdot 2SiO_2$ ), que se forma calentándolo aproximadamente a  $1300\text{ }^\circ\text{C}$ , de uno cualquiera de los minerales descritos, aunque la mullita, es un material sintético formado a expensa del grupo descrito (Bellizia, 1953). Se presenta sin embargo en la naturaleza, como inclusiones en xenolitos de sedimentos arcillosos.

La presencia de estos minerales en rocas metamórficas pelíticas, sirve para definir zonas metamórficas (isógradas), como función de temperatura y presión.

La andalucita, silimanita y cianita, definen 3 tipos de facies de metamorfismo regional:

- Andalucita-silimanita (baja presión, temperatura moderada-alta).
- Cianita-silimanita (presión alta a moderada , temperatura baja-alta).
- Intermedio de baja presión, presentan conjuntos mineralógicos característicos de los tipos andalucita-sillimanita y cianita-silimanita. En este último tipo pueden coexistir andalucita-cianita-sillimanita.

Estos tres tipos de metamorfismo regional se presentan en las facies metamórficas de los esquistos verdes, anfibolita epidótica y anfibolita, en rocas metamórficas esencialmente de origen pelíticas ricas en alúmina. La andalucita, se presenta en granitos pegmatíticos, vetas de altas temperaturas y en zonas de metamorfismo de contacto, en esquistos fillitas y pizarras.

La silimanita, está relacionada con esquistos, gneis, pizarras y otras rocas metamórficas. La cianita, se origina sólo por metamorfismo de allí su presencia en esquistos gneises y como mineral detrítal en rocas sedimentarias (Bellizia, 1.953).

La cianita tiene la estructura más densa de su grupo alcanzando una densidad de  $3,55 \text{ gr/cm}^3$ , la cual varía con la temperatura siendo de 322 a 1.200

°C y 297 a 1800 °C. La dureza es diversa en las distintas direcciones: en la cara (100) paralelamente a la longitud del cristal ver fig. II.1 es 4.5; en la dirección transversal es 6; en las caras (010) y (110) es 7. Presenta una expansión de volumen de 17% sobre los 1.300 °C, la temperatura a la cual la cianita, se descompone, para formar una mezcla de mullita y sílice libre. La mullita así producida permanece estable química y físicamente hasta una temperatura de 1800 °C. Por encima de esta temperatura, la mullita se disocia lentamente formando corindón y óxido de sílice, los cuales, se recombinan a menores temperaturas, para formar nuevamente mullita, todo esto con muy poco cambio de volumen. Esta propiedad, permite a la mullita formar parte importante en la industria de refractarios.

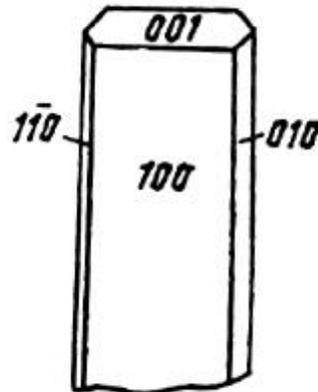


Figura II.1.- Cristal de cianita.

## **II.2.- Usos, consumo y especificaciones**

Actualmente, la cianita es usada principalmente en dos formas:

- Sin calcinar, aprovechando su propiedad de expandirse cuando se calienta, para contrarrestar el encogimiento de las arcillas en las mezclas utilizadas para fabricar refractarios y cerámicas.
- Calcificada, donde la cianita ha sufrido una expansión irreversible, la cual es usada en la industria refractaria de alta alúmina.

Los minerales de este grupo, poseen aplicaciones muy diversas, entre ellas, en la fabricación de cerámicas es la más amplia, se utiliza en la fabricación de porcelanas, bujías, ladrillos refractarios, en el esmaltado y en la elaboración de lozas de alta calidad, en la elaboración de productos aisladores, para altas temperaturas; Por el bajo coeficiente de expansión térmica, gran resistencia a temperaturas altas, a la acción corrosiva de ácidos, álcalis y gases en general. Este grupo, es utilizado en esmaltes de revestimiento de hornos recuperadores, regeneradores de hornos de vidrio, en general en estructuras, que son expuestas a altas temperaturas, como en el caso, de las cámaras de escape de gases de las naves espaciales.

También, la cianita finamente pulverizada pasante malla 200, se utiliza en mezclas para producir porcelanas de sanitarios, baldosas, material de revestimiento de moldes y ciertos tipos de refractarios, de uso especial, como la fabricación de bujías para motores de fabricación interna.

Tradicionalmente, la industria del hierro y el acero, han sido las mayores consumidoras de material refractario a partir de mullita. En la industria metalúrgica, se utiliza para fabricar latón y bronce de caracteres especiales en la elaboración de aleaciones de cobre y níquel en la preparación de esmaltado de oro, zinc y plata, también se utiliza en la industria del vidrio.

Las especificaciones de la cianita, para el uso de refractarios son muy rígidas. Los concentrados de cianita, a una malla de 35 a 48, no debe tener menos de 58%  $Al_2O_3$ , 40%  $SiO_2$ , menos de 1%  $Fe_2O_3$  y álcalis por debajo de 0.5 para fines metalúrgicos.

En Venezuela, no se explota el mineral de cianita, toda la utilizada es importada, a continuación en la Tabla II.1 se puede observar los países de los cuales importamos la cianita, y sus minerales asociados (andalucita y silimanita), .en el año 2.000.

**Tabla II.1 Importación de cianita, silimanita y andalucita**

	Kilos Brutos	Kilo Netos	Bolivares	Dolares	Cif Bolivares
Argentina	107.478,00	105.000,00	16.631.902,00	24.133,00	23.445.531,00
Estados Unidos	297.476,00	295.943,00	34.010.486,00	50.055,00	49.017.519,00
Francia	2	2	9.029,00	13	9.173,00
Gran Bretaña	214.956,00	210.000,00	32.832.843,00	48.195,00	47.325.238,00
Noruega	408.426,00	399.000,00	62.513.732,00	91.559,00	90.801.929,00
Totales	1.028.338,00	1.000.945,00	145.631.902,00	213.955,00	210.599.390,00

**Fuente: O.C.E.I. Anuario de comercio exterior año 2.000**

### **II.3.- Producción mundial y precios**

El mayor productor de cianita en el mundo es los Estados Unidos de Norteamérica con una producción promedio de 110.000 toneladas métricas, por año (1.989 -1.990.). Desde el año de 1.991, la producción en Estados Unidos bajo a unas 100.000 mil toneladas métricas al año.

El segundo mayor productor de cianita es la India, con un total de 30.000 tn. métricas al año la cual es auto consumida en su totalidad. China, se perfila como un país de gran potencial y su producción se acerca a 30.000 toneladas

al año. Otros países productores de cianita son Brasil y España, cuya producción se destina a consumo interno.

El precio promedio de la cianita ha variado progresivamente durante los últimos años, de acuerdo a estadísticas Norteamericanas tomadas de la revista (Mineral Commodity, Sumaries 2.000), ver Tabla\_II.1.

**Tabla II.2.- Precio de la cianita y sus minerales asociados en[ \$ / TM ].**

<b>Años</b>	<b>1995</b>	<b>1996</b>	<b>1997</b>	<b>1998</b>	<b>1999</b>
<b>Precio promedio [ \$ / TM ]</b>					
Cianita sin calcinar	<b>144</b>	<b>154</b>	<b>154</b>	<b>157</b>	<b>158</b>
Cianita calcinada	<b>248</b>	<b>262</b>	<b>262</b>	<b>267</b>	<b>268</b>

**Fuente: Mineral Commodity Summaries 2.000.**

#### **II. 4 Reservas mundiales**

No se conoce, con precisión las reservas de cianita en el ámbito mundial. Solo en los Estados Unidos, se ha indicado la presencia de unos 65 millones de tn. Métricas de rocas cianititas, con un contenido de 25% de cianita en el depósito de Willis Mountain en Virginia, y 30 millones de toneladas métricas con el mismo tenor en Graves Montain en Georgia, además, se estima que el deposito de East Ridge Virginia contiene reservas medidas por el orden de

30.000 toneladas de cianita económicamente explotables (Buoreau of Mines, U.S.A. Boletín 675, 1.985.)

No se tienen cifras de reservas de otros países, pero se conocen depósitos en la India, China, Brasil, Austria, Bulgaria, Canadá, Kenia, Liberia, España, Zimbabwe y la antigua Unión Soviética.

En Venezuela, se han inferido más de un millón de toneladas métricas de roca cianítica en el depósito de Cerro Gordo del estado Cojedes (Servigeomin 1.993). Además, de los yacimientos de cianita en Cerro Gordo, existen en el país otras ocurrencias o mineralizaciones de ortosilicatos de aluminio especialmente en la península de Araya y Andes Centrales.

## **CAPITULO III .PREPARACIÓN MECÁNICA DE LA MUESTRA**

### **III.1.- Generalidades**

El material tal como es extraído del yacimiento, no es apto para ser utilizado directamente sino, previamente es sometido a un tratamiento industrial para mejorar sus características. En la preparación mecánica, se acondiciona el material para sus posteriores tratamientos que este vaya a experimentar. Esta, consiste en una preliminar reducción de tamaño llevada a cabo en dos (2) etapas; la primera a través de machacadoras de mandíbulas y la segunda por trituradoras de rodillos. El material reducido de tamaño, será homogeneizado y destinado a los diferentes estudios de caracterización, molienda y ensayos de concentración.

### **III.2.- Trituración primaria**

Las muestras de Cerro Gordo Edo. Cojedes, fueron reducidas de tamaño en dos etapas, en el Laboratorio de Preparación y Concentración de Menas del Departamento de Minas de la Escuela de Geología Minas y Geofísica de la Universidad Central de Venezuela; primeramente se pasó este mineral por una machacadora de mandíbulas con dimensiones de entrada 8"x10" (20.32x25,40cm.). con descarga a 3"(7.62cm.),el material descargado se pasó

luego por una segunda machacadora de mandibulas con dimensiones de entrada 4"x5" ( 10.16x12.70cm.).

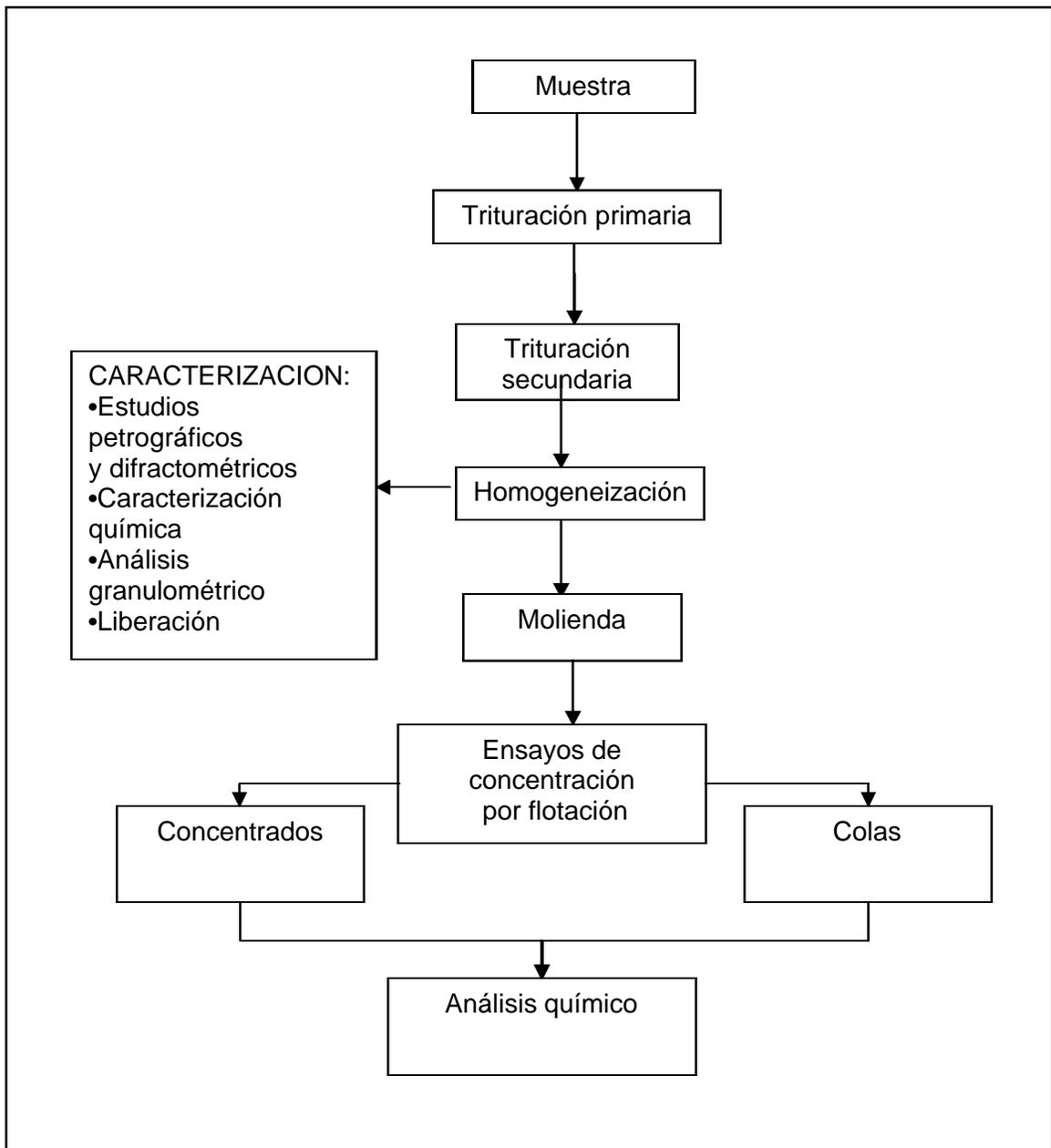
### **III.3- Trituración secundaria**

El material descargado de la segunda machacadora de dimensiones de entrada 4"x5" se paso por una trituradora de cilindro con dimensiones 10"x6"(25,4x15,24cm.) con una descarga menor de la malla 10 (1,65mm).

### **III.4.- Homogeneización**

El material reducido de tamaño, se roleó y muestreó a través del cuarteador Jones, hasta obtener diferentes fracciones lo mas representativa del total muestreado para ser destinada a los diferentes estudios y análisis ya antes mencionado.

La fig. III.1 muestra el flujograma de operaciones seguidas, hasta la obtención de las distintas fracciones y el destino de cada una de ellas.



Fuente: Elaboración propia.

Figura III.1 .Flujograma del tratamiento de la muestra sometida a concentración por flotación.

## **CAPITULO IV. CARACTERIZACIÓN DE LA MUESTRA**

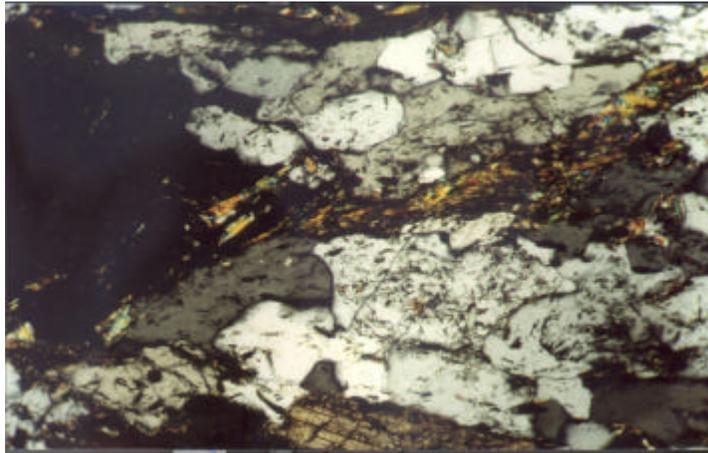
La evaluación de las características de la muestra, es de suma importancia para el procesamiento de minerales, ya que ello proporciona datos de gran interés, para el posterior tratamiento de la misma. De los estudios de caracterización llevados a cabo se deriva una información valiosa en cuanto a asociaciones minerales presentes en la muestra, forma y tamaños de estos, discriminación entre minerales útiles y aquellos considerados según el caso como impurezas, grados de alteración, posibles interpretaciones en cuanto a génesis del depósito. Toda esta información permite canalizar y orientar los métodos a aplicar para un óptimo tratamiento y beneficiación de la muestra, que de una forma económica permita satisfacer la demanda del producto en el mercado nacional e internacional bajo condiciones de calidad establecidas.

Entre los métodos de caracterización se encuentran: análisis químicos, microscopía petrográfica, difracción de rayos X, espectrografía infrarroja, microscopía electrónica, análisis granulométrico y liberación de la partícula. Para este trabajo aquí desarrollado se hizo una caracterización producto de la combinación de los datos proveniente de análisis químico, petrográfico, granulométrico, fluorescencia de rayos X y difracción de rayos X.

#### **IV.1.-Caracterización petrográfica**

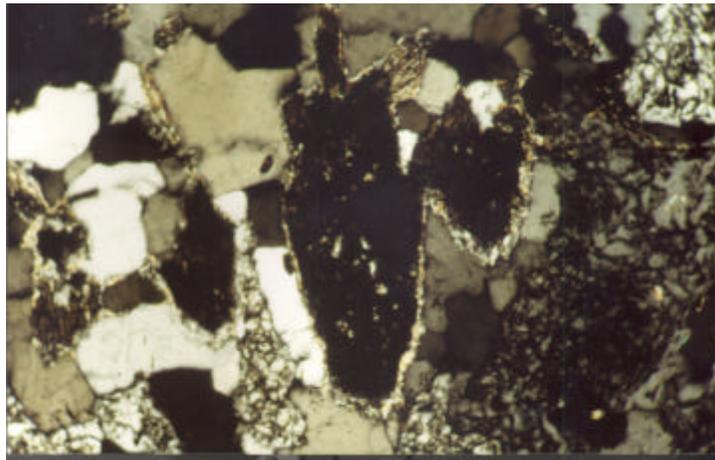
Para este estudio, se utilizó un microscopio Leithz-Orthoplan de luz polarizada que se encuentra en el departamento de Geología de la Facultad de Ingeniería de la Universidad Central de Venezuela. Este microscopio posee una cámara fotográfica incorporada, con la cual fueron tomadas las microfotografías de las secciones finas previamente preparadas en el Laboratorio de Secciones Finas perteneciente al Departamento de Geología de la U.C.V. Se observó que es una muestra de roca gneis-cuarzosa-cianítica, de distribución homogénea con cristales grandes de un color gris oscuro de textura gnesica debido a la orientación de los silicatos de forma tabular listonado. Se observa un 18% de cianita de cristales grandes tabulares listonados de distribución homogénea, con nicols paralelos, se ve de color crema grisáceo y con nicols cruzados se conserva gris oscuro, un 65% de cuarzo, presentando granos triturados y enteros siendo estos incoloros bajo nicols cruzados. Los feldespato, no son abundantes presentándose menos del 3% de hábito tabular muy alterado, un 5% aproximado de moscovita presentándose en algunos casos como aureolas de contacto, muy escaso material carbonoso, menos de 2% de biotita de color marrón parduzco, bajo nicols paralelos presentando cristales laminares, aunque algunos de estos no presentan el típico hábito siendo mas bien amorfo, también, se observa menos del 2% de hematita y magnetita, trazas de circones.

La cianita presenta, características de haber sufrido metamorfismo de bajo grado en la facie de los esquistos verdes. En las figuras IV.1 a IV.6 se pueden observar estas muestras.



↕ 0.1 mm

Figura IV.1.- En esta foto se observa una banda micácea en contacto con un gran porfidoblasto de plagioclasa sódica no maclada mostrando micro inclusiones de esteno, rutilo, micas, epideto y grafito en la parte superior se observa parte de un cristal de cianita.



↕ 0.1 mm

Fifura IV.2. Se observa un borde de reacción de mica sódica (paragonita) entre la cianita y la pagiclasa sódica evidenciando un metamorfismo de corto periodo ( con nicoles ).

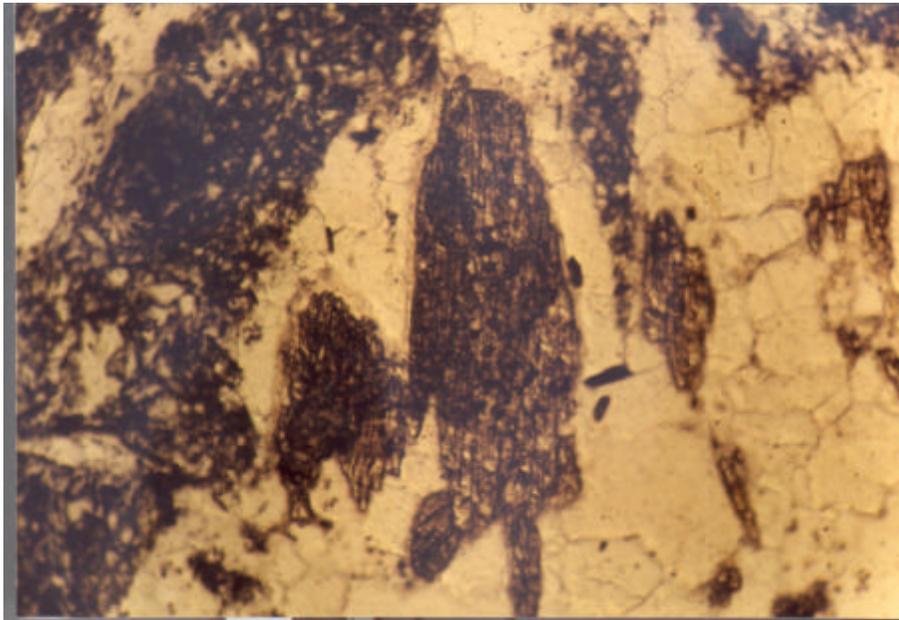


Figura IV.3 Cristal de cianita mostrándose inclusiones de material carbonoso (grafito ) y sus clivajes característicos sin nicoles.

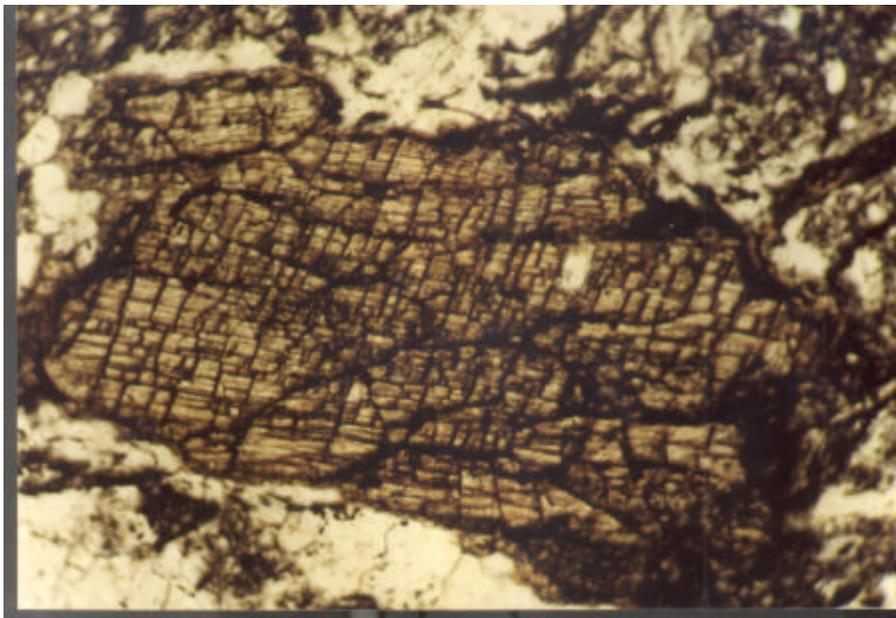


Figura IV.4 En la parte superior izquierda se ve un cristal de cianita, moscovita plumosa radiada en contacto con un gran porfido de plagioclasa sódica.

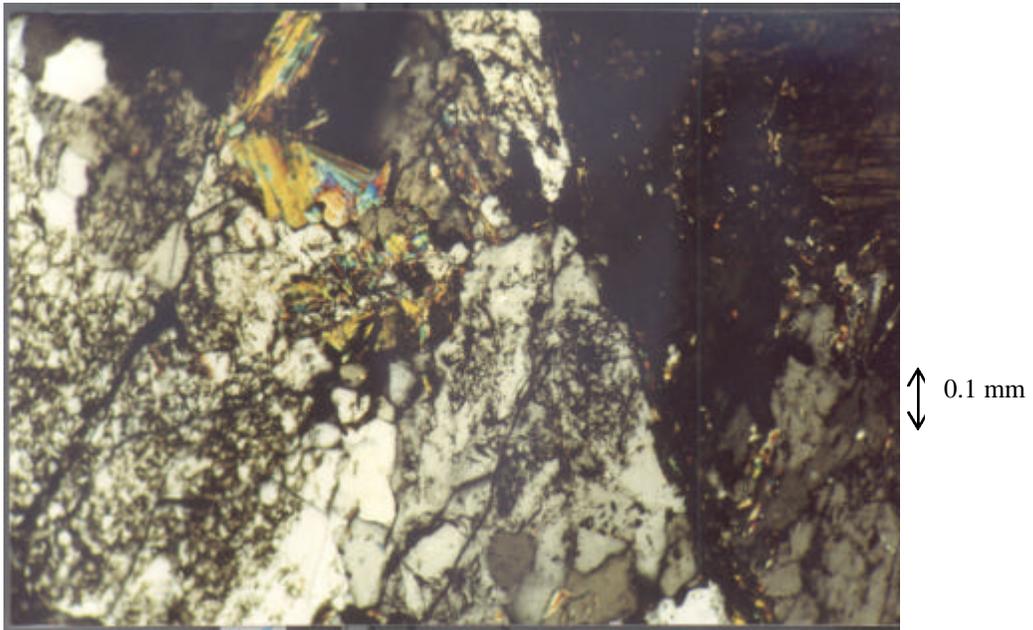


Figura IV.5 Se observan granos opacos de magnetitas – hematitas, se ve también cianita en alto relieve indicando su alto índice de refracción.

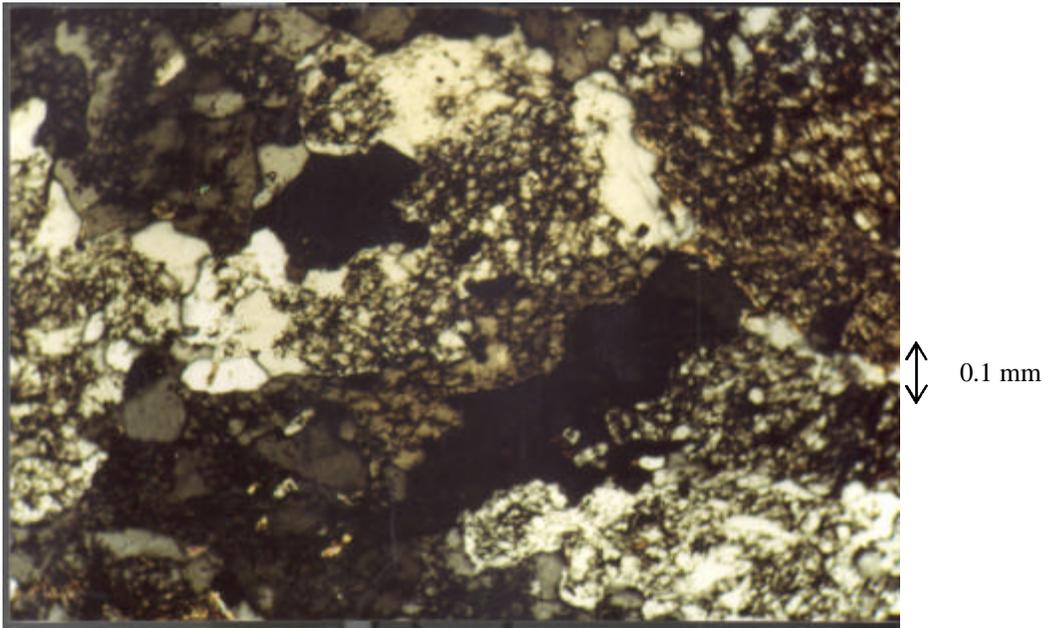


Figura IV.6 Cuarzo con albita y cianita mostrando el cuarzo colores inusuales azulosos, amarillentos y rojizos debido a lo grueso de la sección fina siendo su color característico gris a blanco amarillento de 1° orden.

## **IV.2.- Análisis granulométrico**

Este análisis, tiene por objeto determinar el comportamiento del mineral antes una primera reducción de tamaño, definiendo el comportamiento de la misma en los diferentes cortes granulométricos, que sirven de base a los estudios experimentales. El tamaño de la partícula, se emplea para medir el grado de liberación como medida de control para orientar las futuras operaciones de molienda. Permite cuantificar las porciones de material que logra o no pasar a través de las aberturas de los tamices.

Para determinar la distribución por tamaños se emplea en el laboratorio, un conjunto de tamices circulares, de 20cm de diámetro en los que la malla de fondo de cada tamiz corresponde a un número de la serie de Tyler o A.S.T.M. Los tamices encajan y el conjunto se encierra interiormente con una caja circular y por la parte superior con una tapa.

Este análisis, se realizó con un kilogramo (1kg) de muestra representativa, determinándose así la distribución por tamaño de las partículas. La serie utilizada, estaba compuesta por los tamices n° 16, 35, 70, 100, 200, 325 de la serie Tyler obteniéndose 6 fracciones de la muestra del mineral.

La serie de tamices, se colocó en el Rot-Tap colgante por espacio de 10 minutos. Los resultados del análisis granulométrico de la muestra anteriormente sometida a trituración y molienda se presentan a continuación en la tabla IV.1, donde se puede observar que el retenido acumulado en la malla 70 es de 73% del total. En la fig. nº IV.7 y IV.8 se puede observar la representación gráfica del retenido y pasante acumulado donde se aprecia un bajo porcentaje de contenido de finos.

Tabla IV.1 Distribución granulométrica de la muestra mineral.

Malla	Abertura de tamiz	Retenido	Retenido	Retenido acumulado	Pasante Acumulado
(#)	(mm)	(gr.)	(%)	(%)	(%)
16	1,000	289	28,9	28,90	71,00
35	0,425	265	26,5	55,40	44,60
70	0,212	185	18,5	73,90	26,10
100	0,150	81	8,1	82,00	18,00
200	0,075	87	8,7	90,70	9,30
325	0,045	49	4,9	95,60	4,40
-325	0,010	31	3,1	99,00	1,00

Figura IV.7. Distribución granulométrica

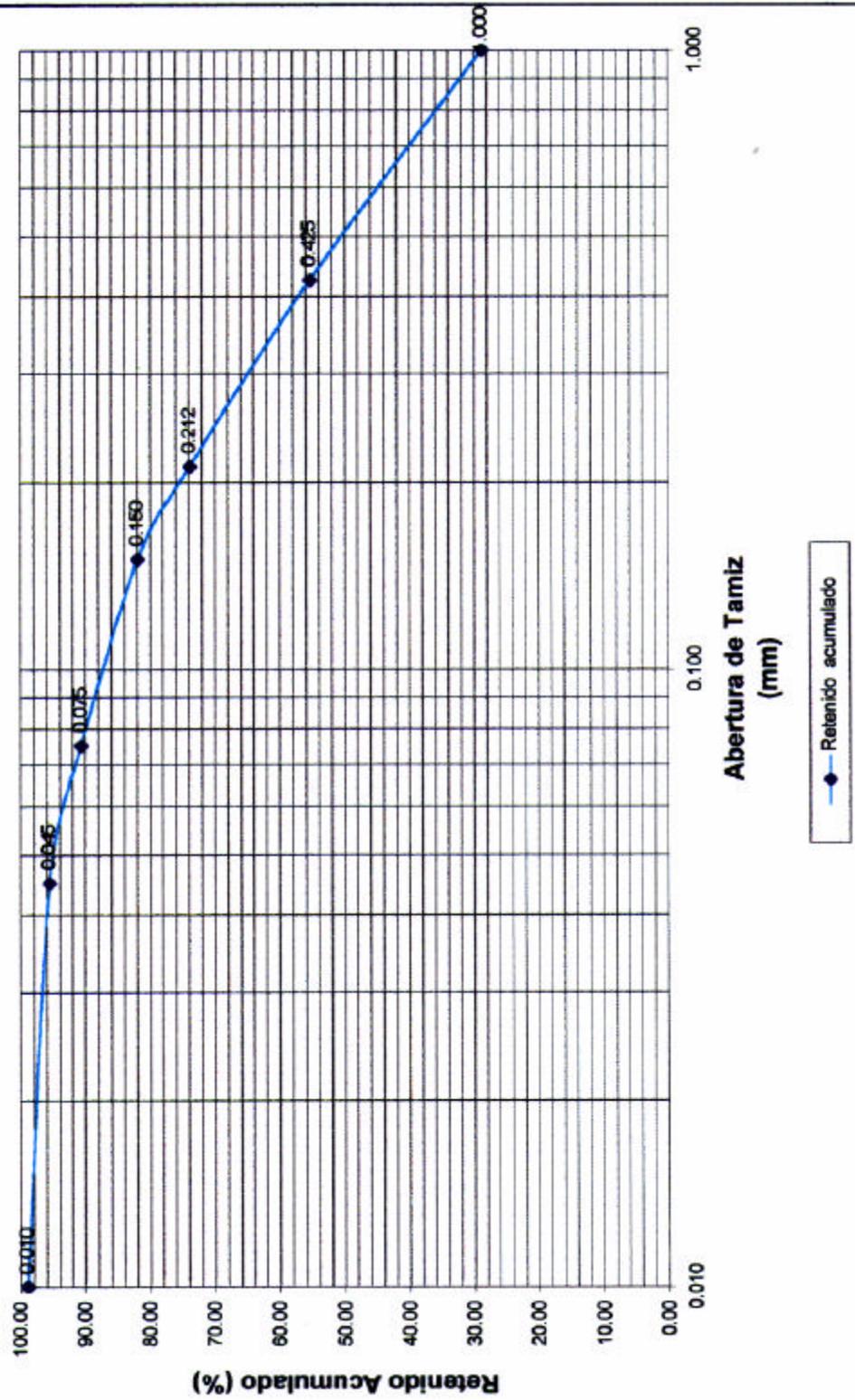
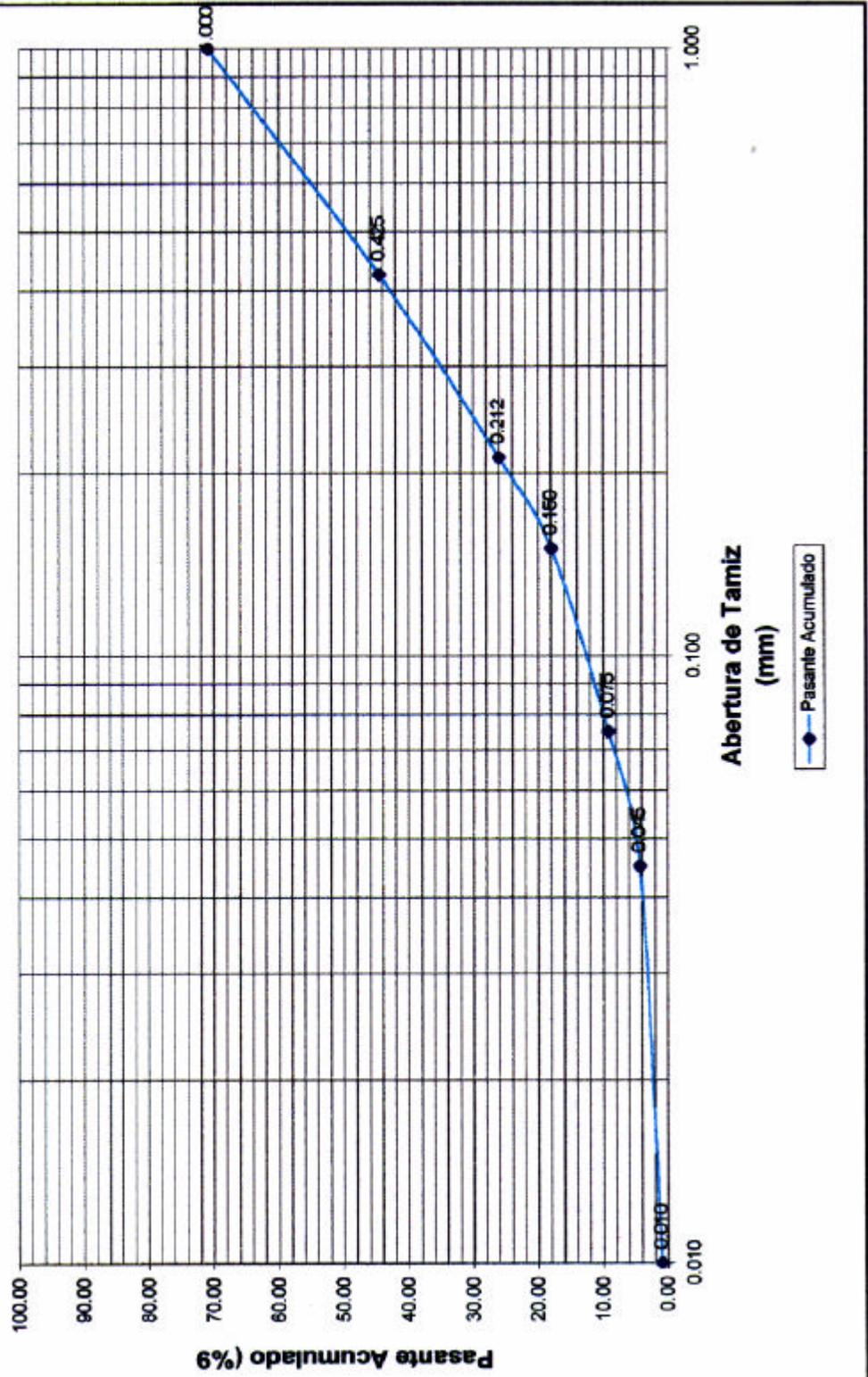


Figura IV. 8 Distribución granulométrica



### **IV.3.- Liberación de la cianita**

Los ensayos de liberación, son de gran importancia, ya que los resultados obtenidos permiten, fijar los tiempos adecuados para la reducción de tamaño del material, logrando de esta forma, desprender el mineral útil de la ganga optimizando la molienda.

Para poder separar, las partículas de mineral útil de las de la ganga, es necesario, que todas estas estén liberadas. Es decir, constituidas por solo un mineral, teniendo en este caso las llamadas “partículas libres”.

Si las partículas están constituidas por dos o mas minerales distintos se tendrán las llamadas “partículas mixtas”, denominándose: binarias, ternarias etc. Si están constituidas, por dos tres o mas minerales respectivamente.

El “grado de liberación “de un mineral del género es el porcentaje que hay de dicho mineral como partículas liberadas con relación al total del mismo. Se suele representar por (f).

En la práctica el grado de liberación se suele trabajar en un rango de 80 a 90 %, en esta investigación, se tomó como grado de liberación la fracción de la malla -70 obtenido de (Martiz, 1.995).

#### **IV.4.- Difracción de rayos X**

Los métodos espectroscópicos de análisis, se basan en la medición de la radiación electromagnética emitida o absorbida por los elementos. Los métodos de emisión utilizan la radiación emitida cuando un elemento, es excitado por energía térmica, eléctrica o radiante. Los métodos, por fluorescencia también se basan en la radiación emitida por el elemento, sin embargo, la radiación emitida se genera por exposición de la muestra a un haz de radiación electromagnética proveniente de una lámpara.

Con el análisis, por difracción de rayos X se podrá conocer básicamente los minerales, que están presentes en la muestra proporcionando una información semicuantitativa expresada en porcentajes de dichos componentes.

El empleo de los rayos X, a la cristalografía no sólo permite medir la distancia entre los planos sucesivos de un cristal, sino determinar la posición de los átomos en el mismo.

Cada átomo en un cristal dispersa un haz de rayos X, que incida en él. La suma de todas las ondas dispersadas en el cristal, da por resultado el haz de rayos X, siendo difractado de cada plano de cristal permitido. Cada especie de cristal difracta los rayos X, en una forma característica diferente, y al hacer un registro gráfico, se puede conocer los componentes presentes en una muestra,

por procedimientos comparativos. La distancia relativa entre las diferentes crestas en un espectrograma, es una medida única de las estructuras cristalinas de los minerales y la dispersión general, es la distancia comprendida entre los átomos. El patrón de difracción, es único para cada compuesto cristalino de un mineral, por tal motivo su identificación se hace por referencia a conjuntos estándar de datos.

La preparación de las muestras y el estudio difractométrico, fue realizado en el Centro de Investigaciones Geológicas y de Recursos Minerales de Ingeomín donde se identificaron los siguientes minerales cuarzo >65%, cianita 16-7%, pirofilita y moscovita 14-5%. Trazas < 1%. El espectrograma de esta muestra mineral se puede observar en el anexo nº 1.

En la Tabla IV.2 se muestra la descripción mineralógica de cada uno de estos minerales: cuarzo, cianita, pirofilita, moscovita.

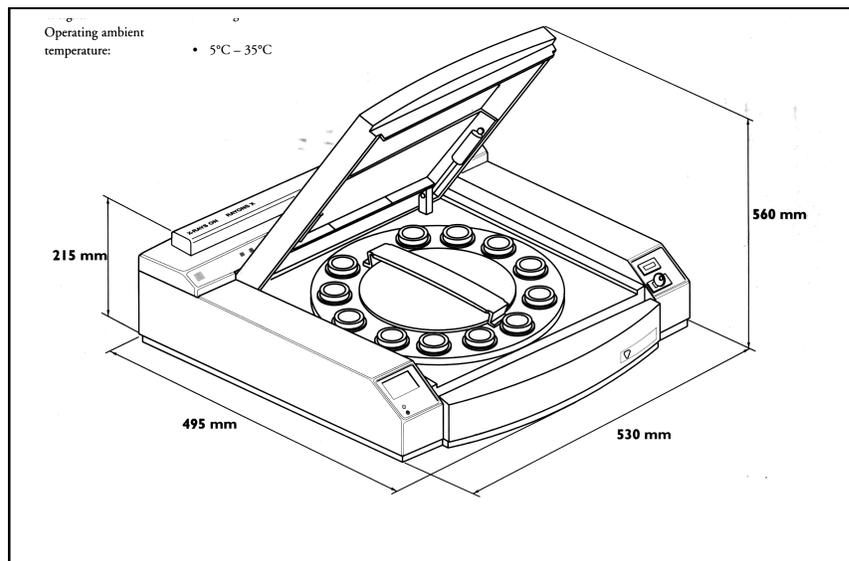
**Tabla IV.2 Descripción mineralógica del cuarzo, cianita, pirofilita y moscovita.**

	Cuarzo	Cianita	Pirofilita	Moscovita
Fórmula química	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .4SiO <sub>2</sub> . H <sub>2</sub> O	K <sub>2</sub> O.3Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> .6SiO <sub>2</sub>
Composición química (%)	SiO <sub>2</sub> = 100%	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 63,1%  SiO <sub>2</sub> = 36,9%	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 28,3%  SiO <sub>2</sub> =66,7%  H <sub>2</sub> O = 5%	K <sub>2</sub> O = 11,8% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> = 38,5% SiO <sub>2</sub> = 45,2% H <sub>2</sub> O = 4,5%
Sistema donde cristaliza	Sistema hexagonal	Sistema triclinico	Sistema monoclinico	Sistema monoclinico
Color	Puede ser cualquiera pero los mas comunes son incoloros	Azul, azul oscuro de distinta intensidad, verde raramente negro	Blanco con matiz amarillento o verde pálido, a veces transparente	Incolora en las delgadas hojas, grisáceo , verdusco.
Brillo	Vitreo a mate	Vitreo a veces anacarado	Vitreo con reflejos anacarado	Vitreo anacarado y plateado.
Dureza	7	Diversas en las distintas direcciones 4.5, 6 y 7.	Alrededor de la unidad	2 - 3
Importancia practica	Se emplean en artículos de adornos, aparatos ópticos Piedra de reloj, química de gran resistencia a altas temperaturas	Constituyen para la industria una materia prima rica en alumina, se emplean en la fabricación de refractarios de alta calidad, en bujías etc.	Se emplean en la industria del papel, artículos de cerámica, en la construcción (como piedra refractaria)	Es un magnifico aislante eléctrico, se emplean en la fabricación de condensadores , Reostatos, magnetos etc.

Fuente: Elaboración propia.

#### IV.5.- Fluorescencia de rayos X

La aplicación de este método, genera información cuantitativa de elementos. El equipo que se usó, para este trabajo se llama espectrómetro de fluorescencia de rayos X, marca MiniPAL DE LA Fillips ver figura IV.7.



**Figura IV.9 Espectrómetro de fluorescencia de rayos X**

Los análisis de fluorescencia de rayos X se realizaron en el Laboratorio de Mineralogía y Petrología Ígneo-Metamórfico de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica U.C.V.

La muestra cabeza analizada, arrojó como resultado contenidos de 21,781% de  $Al_2O_3$ , 67,64% de  $SiO_2$  siendo estos resultados muy similares comparándolos con el método de absorción, atómica que se vera mas

adelante, en cuanto a los compuestos minoritarios se obtuvo un contenido de 0,57% de CaO, 0,265% de K<sub>2</sub>O, 0,989 de TiO<sub>2</sub>, 0,763 de V y trazas de Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

#### **IV.6.- Análisis químico**

Para determinar cuantitativamente, los contenidos de los compuestos de la muestra mineral se realizaron análisis químicos, en el equipo de absorción atómica por espectrofotometría de llama Perkin Elmer modelo A Analyst 300 del Laboratorio Instrumental de la Escuela de Metalurgia y Ciencia de los materiales de la Universidad Central de Venezuela, a continuación en la figura IV.8 se puede ver el equipo.



**Figura IV.10 Espectrofotómetro de absorción atómica.**

### **V.6.1.-Absorción atómica**

La espectrometría atómica, se emplea en la determinación cuantitativa de aproximadamente 70 elementos químicos. La sensibilidad de los métodos atómicos esta dentro de los límites de partes por millón.

La determinación espectroscópica de especies atómicas, sólo se puede llevar a cabo dentro de un medio gaseoso donde el primer paso en todos los procedimientos es la atomización, un proceso en el cual, la muestra es volatilizada y descompuesta para producir un gas atómico.

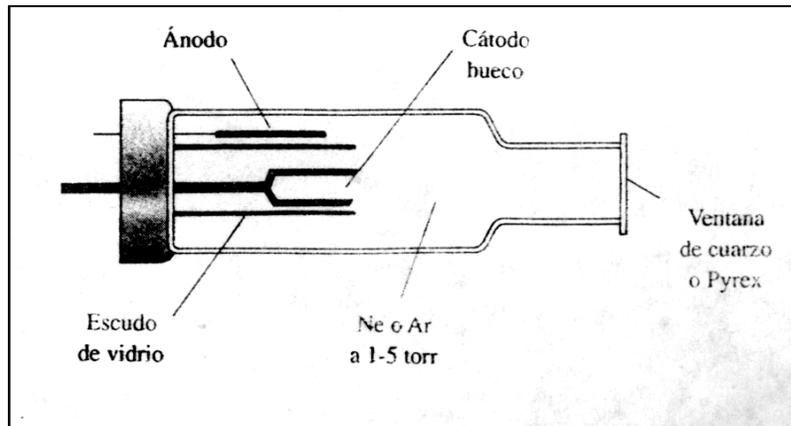
En la atomización mediante una flama la solución del elemento, que se determina (generalmente acuosa), se convierte en una niebla y se lleva dentro de la flama mediante un flujo de un oxidante o combustible gaseoso.

Este tipo de análisis, esta sustentado en la medida que cumpla la ley de Beer donde la absorción de un elemento, es directamente proporcional a su concentración.

El equipo, que se usa para medir la absorción atómica se llama espectrofotómetro y las partes más importantes que lo constituyen son:

- **Fuentes de radiación**

La fuente de radiación mas útil, para la espectroscopia de absorción atómica es la lampara de cátodo hueco fig..IV.11. Consiste de un ánodo de tungsteno y un cátodo cilíndrico sellado en un tubo de vidrio que contiene un gas inerte, por ejemplo, argón. El cátodo se fabrica con el elemento que se desea determinar. Existen también lámparas de multi elementos constituidas por varios elementos, cromo, manganeso, níquel, cobre, cobalto.



**Figura IV.11 Lámpara de cátodo hueco.**

- **Sistema de atomización.**

La función del sistema de atomización, es transformar en átomos la solución del elemento que se desea evaluar. Un atomizador de flama, consiste de un nebulizador neumático, el cual convierte la solución muestra un una niebla o aerosol que entonces alimenta a un quemador, en él la muestra líquida,

es succionada mediante un tubo capilar, por una corriente de gas a alta presión descomponiendo el líquido en finas gólicas de varios tamaños, las cuales son llevadas al interior.de la flama.

- **Monocromadores o filtros**

Los monocromadores o filtros Son dispositivos provistos de algunos elementos capaces de dispersar por un prisma o red de difracción la radiación emitida por el elemento en una ancha faja y de la cual, mediante una rendija lo suficientemente angosta selecciona la radiación de interés

- **Flama**

En esta zona la muestra tubulizada, es llevada a la región central donde es mas caliente la flama formándose los átomos gaseosos y los iones elementales, a partir de las partículas sólidas. En esta región, también se lleva a cabo la excitación del espectro atómico de emisión.

- **Oxidante y combustible**

Los combustibles utilizados para producir la llama son: gas natural, propano, butano, hidrogeno y acetileno siendo este último el más utilizado. Los oxidantes. Los oxidantes más comunes son aire enriquecido con oxígeno y óxido nítrico.

- **Registrador**

En los actuales momentos, estos equipos tienen un microcomputador que registra directamente la curva absorbancia Vs. Concentración, reflejando como resultado, la concentración del elemento analizado.

Las muestras, a analizar deben ser llevadas a solución de título conocido y paralelamente deben prepararse patrones en las mismas condiciones, que las muestras a evaluar. De las muestras patrones, salen las curvas de trabajo o de calibración.

#### IV.6.2.- Resultados de los análisis

Las concentraciones de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$ ,  $\text{MgO}$  y  $\text{C}$  en la muestra cabeza se pueden observar en la tabla IV.4.

Tabla IV.3. Resultados en % de los análisis por absorción atómicas y Leco de la muestra mineral

Muestra	% $\text{Al}_2\text{O}_3$	% $\text{SiO}_2$	% $\text{F}_2\text{O}_3$	$\text{CaO}$	$\text{MgO}$	%C
Mineral	21,9	70,68	0,176	0,001	0,002	1,36

El cálculo de la concentración en porcentaje de carbono, se realizó con el equipo llamado Analizador de Carbono Leco C – 200, ubicado en la Escuela de Metalurgia U.C.V. Se puede observar a continuación en la figura IV.12.



Figura IV.12- Analizador de Carbono LECO C – 200.

## **CAPITULO V**

### **ENSAYOS DE MOLIENDA**

#### **V.1.- Generalidades**

La molienda, constituye la última etapa de la fragmentación, por lo tanto se debe mantener un esmerado control sobre el producto final que se obtiene ya que esta incide en el proceso de flotación.

La molienda puede realizarse en seco o en húmedo, los objetivos que se persiguen según el destino, que se dará al producto en este caso el de concentración por flotación será:

- Desprender el útil de la ganga evitando la producción de sobretriturados.
- Obtener un tamaño apropiado, para la etapa siguiente de concentración por flotación.
- Estos ensayos se realizan con el fin de determinar las condiciones, para obtener el grado de molienda deseado.

En los estudios anteriores efectuados a las muestras indican que la cianita queda liberada en la malla 70. Por los resultados, que se obtengan se podrá determinar el tiempo de permanencia de la muestra en el molino.

Los ensayos de molienda se efectuaron en Laboratorio de Preparación y Concentración de Menas de la Facultad de Ingeniería U.C.V.

Se utilizó, un molino de barras haciéndolo girar sobre la bancada Galinger de 2 ejes y un Rot-Tap para el tamizaje, en las siguientes condiciones de trabajo:

- Molienda en seco.
- Alimentación 1.000 g de mineral a -10 mallas.
- Numero de barras 12.
- Peso de las barras 10,44 Kg.
- Volumen interno del molino 5,301 lts.
- Velocidad de giro del molino 102 r.p.m..
- Tiempo en el Rot-tap. 10 min.

## **V.2.- Tiempo de molienda.**

El calculo, del tiempo de molienda necesario para obtener un determinado porcentaje de material pasante acumulado, se realiza a través del procedimiento Gaudin-Schuman que se explica a continuación.

Se calculó, el tiempo que daba durante 500 y 1.000 r.p.m, el molino de barras con un Kilo, de cianita sobre la bancada Galinger de 2 ejes, obteniendo los siguientes resultados:

- La molienda de 1kg. de muestra de cianita en 500 r.p.m. consumió un tiempo de 5.2 min.
- La molienda de 1kg. de muestra cianita en 1.000 r.p.m. consumió un tiempo de 10.4 min.

Los productos de esta molienda, se tamizaron utilizando la misma serie de tamices, que se uso para el análisis granulometrico de la muestra mineral, al igual que el mismo tiempo de permanencia en el Rop-Tap (10 min.) y se expresaron los resultado en las Tablas V.1. y V.2

Tabla V.1. Distribución granulométrica de la muestra (5 min. de molienda)

Malla	Abertura de tamiz	Retenido	Retenido Acumulado	Pasante Acumulado
(#)	(mm)	(%)	(%)	(%)
16	1,000	0,7	0,7	99,3
35	0,425	16,3	17	83
70	0,212	32	49	51
100	0,150	22	71	29
200	0,075	13	84	16
325	0,045	15	99	1
-325	0,010	0,8	99,8	0

Fuente: Elaboración propia

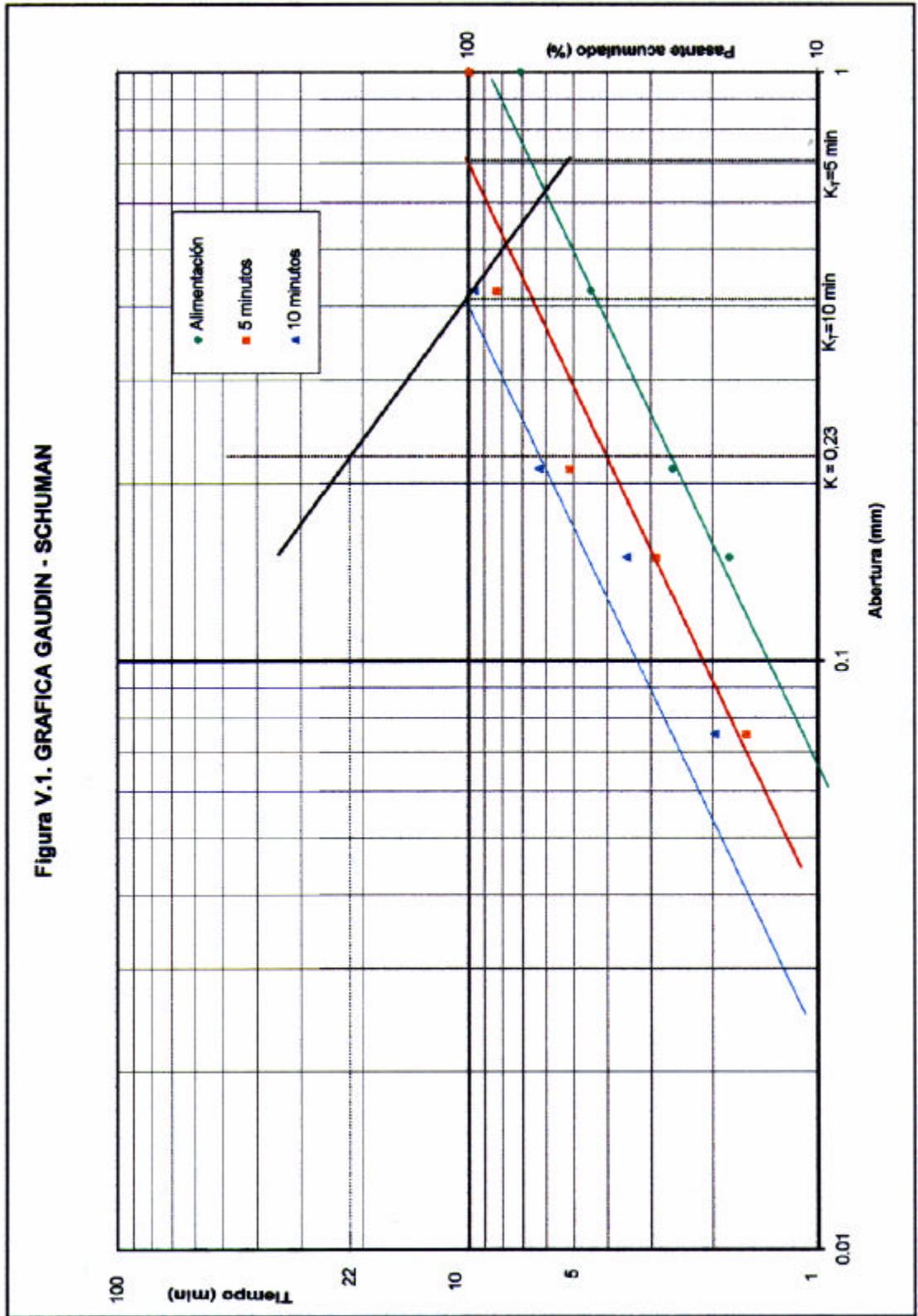
Tabla V.2 distribución granulométrica de la muestra  
(10 min. de molienda)

Malla	Abertura de tamiz	Retenido	Retenido acumulado	Pasante Acumulado
(#)	(mm)	(%)	(%)	(%)
16	1,000			
35	0,425	4	4	96
70	0,212	33,2	37,2	62,8
100	0,150	27,2	64,7	35,3
200	0,075	15,5	80,2	19,8
325	0,045	14,4	97,6	2,4
-325	0,010	2,1	99,7	0,3

Fuente: Elaboración propia

Se construye, una gráfica logarítmica de los porcentajes en peso del material pasante y retenido en cada malla Vs. las aberturas de las mallas, tomadas en milímetros obteniéndose una curva para la alimentación que servirá como base para las otras dos curvas con sus diferentes tiempo de molienda ver fig.V.1. Estas curvas son del tipo Gaudin- Schumann, representando curvas rectilíneas, cuando se prolongan hasta la horizontal corresponden al 100% de peso pasante acumulado y se obtienen los valores de (  $k$  ). Luego se grafican sobre la horizontal de 100%, ya antes mencionada, comportándose como un nuevo eje de abscisas; en la ordenada, se colocan los valores de los tiempos de molienda, cada tiempo con su respectivo valor de (  $k$  ) obteniéndose una línea recta.

Figura V.1. GRAFICA GAUDIN - SCHUMAN



Se hacen una serie de cálculos, en base al gráfico de Gaudin-Schuman para conocer de una manera inmediata, el tiempo de molienda necesario, para obtener una cantidad de material, con el tamaño de grano que se desee. Para este caso:

Se desea conocer, el tiempo necesario para obtener el 95% del material que este por debajo de la malla 70 de la serie Tyler.

Según Gaudin-Schuman

$$P_p = 100(d/k)^\alpha \quad (1)$$

En donde:

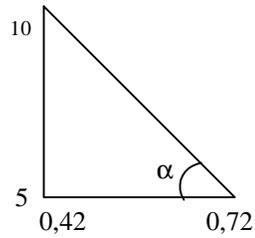
- $P_p$  = Porcentaje en peso del producto de molienda que es menor al tamaño de la partícula
- $d$  = Tamaño de la malla en milímetros.
- $K$  = módulo de tamaño.
- $\alpha$  = módulo de distribución.

V.2.1.- Cálculo del módulo de tamaño (  $K$  )

Para el ejemplo se tiene:

- $p_p = 95\%$
- $d = 0,212 \text{ mm. ( Malla 70 Tyler )}$

Cálculo de  $\alpha$  (modulo de distribución ):



$$t_9\alpha = \frac{10 - 5}{0,72 - 0,42} = 16,66 \quad \text{de donde:}$$

$$\alpha = 1,51$$

Cálculo de  $k$  (módulo de tamaño).

Sustituyendo en la ecuación (1 ).

$$95 = 100 (0,212 / k)^{1,51} \quad \text{de donde:}$$

$$k = 0,22 \text{ mm.}$$

$$t = 22 \text{ min. ( tiempo de molienda necesario ).}$$

Este valor de 22 min, es el tiempo que debe permanecer el mineral en el molino.

## CAPITULO VI. OPERACIONES DE CONCENTRACIÓN

Las operaciones de concentración, son las más importantes a que se someten los minerales antes de su tratamiento metalúrgico o empleo industrial, tienen por objeto, separar las partículas de acuerdo con su riqueza, recogiendo el útil y descartando el estéril. Entre los métodos de concentración se tienen:

- Separación en medio denso.
- Concentración por gravedad.
- Separación magnética.
- Separación electrostática.
- Flotación.

En estas separaciones, debe tratarse de conseguir la máxima recuperación económica y el mayor grado de concentración posible, utilizando las siguientes formulas:

$$R = C \cdot c / A \cdot a$$

$$K = A / C$$

Donde:

R= Recuperación.

K= Grado de concentración.

C= Peso del concentrado.

c= Porcentaje de un componente del concentrado.

A= Peso de la alimentación.

a= Porcentaje de un componente de la alimentación.

- Recuperación (R). Es la relación entre la cantidad de uno de los componentes del género que se ha recogido en el concentrado y la que había en la alimentación. Generalmente, se aplica al metal y el valor obtenido para R, da idea de las pérdidas que se producen en el tratamiento.
- Grado de concentración (K). Es la relación entre el peso de la zafra a tratar y el peso del concentrado producido, este valor permite calcular por ejemplo. la relación de volumen que experimenta el mineral extraído de la mina con la consiguiente reducción de gastos de transporte.

## **VI.1.- Concentración por flotación**

### VI.1.1 Generalidades.

La introducción del proceso de flotación, en los albores de siglo pasado revolucionó la industria de los minerales, y debe considerarse como un paso muy importante en el avance tecnológico del hombre. Durante los 25 años, que siguieron a su primera aplicación comercial, lo cual tubo lugar en Broken Hill en Australia, se logró un gran avance tanto en los aspectos químicos de la flotación como en el desarrollo de equipos. Actualmente la flotación, es sin duda alguna el método más usado en la concentración de minerales; se le utiliza para procesar casi todos los minerales sulfurosos y se aplica extensamente, para los minerales metálicos no sulfurosos, los minerales industriales y el carbón mineral.(Kelly-Spottiswood, 1990).

En general, este es un proceso de separación, pues se trata de la individualización de las especies, que representaban anteriormente una mezcla. Esta separación puede adoptar diversas formas, por ejemplo, la flotación colectiva en que se produce la separación de varios componentes en dos grupos, en los cuales el producto útil, el concentrado contiene por lo menos dos o más componentes y la flotación selectiva o diferencial, en que se realiza la separación de compuestos complejos en productos que contienen no más de una especie individualizada.

La flotación, es un proceso de concentración de minerales que aprovecha la diferente aptitud, natural o adquirida que tienen los componentes de una mena, para adherirse a burbujas de aire. Se sirve por consiguiente, de las diferencias que en sus propiedades físico-químicas superficiales presentan dichos componentes.

La mayoría de los minerales, se mojan con facilidad cuando su superficie esta limpia, prefiriendo el agua al aire, pero esta preferencia se puede invertir en el mineral, que interesa si se cubre su superficie con un producto repelente al agua, como pudiera ser la grasa, aceite, parafina u otro hidrocarburo semejante. Para conseguir este resultado en la concentración de menas, es preciso utilizar reactivos químicos específicos y controlar las condiciones de la pulpa en la que se efectúa el proceso, por lo que este se fundamenta en una

compleja combinación de las leyes y principios de la química coloidal, la cristalografía y la física. (Peláez, 1.981).

A grandes rasgos para, efectuar la separación se muele la mena en agua a menos de la malla 48 (0.3mms), a esta muestra mineral se le añade agua hasta tener un porcentaje de sólidos en la pulpa comprendido entre 25 y 45%. Con la adición de algunos reactivos en pequeñas dosis, se logra que el mineral que nos interesa se recubra parcialmente con una película aerófila unimolecular y haciendo burbujear aire a través de la pulpa, las partículas recubiertas de colector, serán atraídas hacia la interfase aire-agua de las burbujas y estas las transportarían hasta la superficie quedando el resto de los minerales en la pulpa.

En el proceso de flotación, lo normal es que el mineral útil, que se quiera extraer se recoja en la pulpa se hablara entonces de flotación directa, en el caso contrario es decir que se flote la ganga, el proceso suele llamarse flotación inversa.

## **VI.2.- Reactivos de flotación**

La mayoría de los minerales, son naturalmente hidrófilos. Para lograr una separación por flotación, las superficies del mineral tienen que volverse selectivamente hidrofóbicas, esto puede lograrse mediante la regulación de la

química de la solución, seguida por la adición de un colector, que selectivamente se absorba y proporcione la superficie hidrofóbica requerida. Solamente un pequeño número de minerales, son hidrofóbicos por naturaleza como el carbón mineral y la molibdenita.

Atendiendo a su función los reactivos de flotación pueden clasificarse en dos grupos:

Principales:

- Colectores.
- Espumantes.

Auxiliares:

- Modificadores de pH.
- Reforzadores.
- Depresantes.
- Activantes.
- Dispersores.

Colectores

El colector, es el más decisivo de los reactivos de flotación. Los colectores, son moléculas o iones orgánicos que se absorben selectivamente sobre las superficies minerales. Tienen, que convertir en hidrofóbica la superficie del mineral para que haya Adherencia entre burbuja y partícula.

La mayoría de los colectores son ácidos débiles, bases o sus sales. Son heteropolares y pueden considerarse, que tienen dos extremos funcionales, uno iónico, que puede ser absorbido en la superficie del mineral ya sea por reacción química con los iones de la superficie del mineral (quimiadsorción) o por atracción electrostática a la superficie del mineral (adsorción física) y el otro una cadena o grupo orgánico, que proporciona la superficie hidrofóbica al mineral. Algunos colectores son compuestos no ionizantes; una vez absorbidos, por el mineral este pasa a un estado hidrofóbico en la misma forma que los colectores heteropolares. (Kelly & Spottiswood, 1990).

Los colectores, son de dos tipos hidrocarburos líquidos, y compuestos líquidos de moléculas heterogéneas que tienen un radical hidrocarburado (grupo no polar), unido a un grupo químicamente activo (grupo polar).

Los primeros no se ionizan, son compuestos no polares prácticamente insolubles en agua y hacen a la partícula hidrófoba, porque cubren su superficie con una película fina. Se usan para flotar el grafito y carbones. Para el resto de los minerales, se emplean los otros colectores, es decir compuestos ionizables con un radical hidrocarburo en uno de los iones, que prácticamente no reacciona con los dipolos del agua y constituye la parte no polar.

Los colectores, que se ionizan en soluciones acuosas pueden clasificarse en aniónicos y catiónicos, de acuerdo con la naturaleza del ión, que comunica

las propiedades aerófilas. La mayoría, son aniónicos pues la disociación se efectúan de modo que dejan en la solución el sodio, potasio o el hidrógeno, mientras el resto del grupo polar queda junto al radical hidrocarburado. El catión, no toma parte prácticamente entre las reacciones del mineral y el colector. En cambio, otros colectores, que constituyen un número reducido, se disocian de modo, que el radical esta en el catión como es el caso de las aminas.

- Colectores catiónicos

Este tipo de colectores se unen débilmente a la superficie de la partícula. Estos colectores en medio ácido se ionizan fácilmente y son sensibles al pH de la pulpa, por lo que su eficiencia como colectores dependen en mucho mayor grado que en el caso de los aniónicos de las variaciones en la concentración del ión hidrógeno. En medios demasiados alcalinos o demasiado ácidos no dan resultados.

La reacción del colector catiónico, con el mineral resulta profundamente afectada por la concentración en la solución de los propios iones del reactivo, o de otros iones. Si disminuye la concentración del reactivo, o si en la pulpa hay iones con la misma carga que los del colector catiónico, se reduce sensiblemente la cantidad de reactivo absorbido por la superficie mineral.

Los colectores catiónicos, tienen un grupo polar con carga positiva asociado con la cadena o grupo de hidrocarburos hidrofóbicos. Generalmente son aminas.

Estos colectores, se derivan a menudo de grasas naturales, y se comercializan con frecuencia con el mismo nombre de la fuente de grasa en particular (por ejemplo acetato de la amina grasa animal).

- Colectores aniónicos

Los colectores aniónicos de oxidrilo, se utiliza para la flotación de minerales no sulfurados, incluido en este grupo están los carboxilatos, los sulfatos orgánicos y los sulfonatos. Los carboxilatos (ácidos grasos y los jabones correspondientes, sales de  $\text{Na}^+$ ,) son los de uso mas frecuentes. El colector de ácido graso de uso mas frecuente se comercializa como aceite de pulpa de madera ( tall oil), un subproducto de la industria de la madera.

Los sulfatos y sulfonatos orgánico, no se usan tan frecuentemente como los ácidos grasos. Aunque actúan, en forma muy semejante a los ácidos grasos, tienden a adsorberse con menor intensidad y por tanto, tienen aplicación en donde se requiere mayor selectividad. En nuestro caso se utilizo un Carboxilato ( ácido graso )

- Espumantes

Los espumantes son reactivos orgánicos solubles en agua que se absorben en la interfase aire – agua, son moléculas heteropolares con un grupo polar que da la solubilidad en agua y un grupo hidrocarbonado no polar.

Estos reactivos, son necesarios para formar una espuma en la superficie de la pulpa, que sea lo suficientemente estable, para evitar la desintegración de la misma y el retorno subsiguiente de la partícula a la pulpa, antes de que sea removida. Es importante, que la espuma se desintegre rápidamente una vez que se remueve, ya que de no ser así se tienen problemas en el bombeo de la pulpa y en los subsecuentes pasos del procesamiento.

Otro requisito importante, de un espumante es que se no se absorba sobre las partículas minerales; si un espumante, actuara como colector se reduciría la selectividad del colector en uso. Algunos colectores, como los ácidos grasos exhiben ciertamente propiedades espumantes.

Los alcoholes y compuestos afines, tales como éteres de glicol, tienen gran utilidad como espumantes, debido a gran parte de su incapacidad, para adsorberse sobre las partículas minerales, por lo que no actúan como colectores. Los alcoholes aromáticos, procedentes de fuentes naturales, como el aceite de pino o el de ácido cresílico, se han usado extensamente. Los

espumantes sintéticos se emplean mucho en la actualidad, tienen la ventaja de poseer una composición estrechamente controlada, la cual ayuda a mantener la estabilidad de la operación de la planta.

El segundo grupo de los reactivos, estos los constituyen los reguladores, reactivos que se añaden a la pulpa con objeto de crear en ellas las condiciones apropiadas, para que se modifiquen las propiedades superficiales de los minerales, de tal forma que los deseables pasen a la espuma. A continuación, se indican los modificadores de pH y depresantes, los cuales se utilizan en el presente trabajo.

- Modificadores de pH

Sirven para controlar la concentración iónica de la pulpa y sus reacciones, a través de su acidez o alcalinidad, aumentándose la alcalinidad con carbonato sódico, hidróxido sódico o amoníaco, mientras que para acidificar se usan los ácidos sulfúricos o sulfuroso.

- Depresantes

Aumenta la tendencia a mojarse, o sean hacen hidrófila la superficie de los minerales que deben permanecer en la pulpa. Entre los depresantes mas importantes están: cianuro de sodio o de potasio, bicromatos alcalinos, sulfato de cinc, sulfuro sódico, silicato sódico almidón y tanino.

### **VI.3.- Equipo de flotación**

Se han introducido muchos diseños de máquinas de flotación, desde que se desarrolló por primera vez la flotación como un proceso de concentración. Pueden considerarse en dos categorías: las máquinas de flotación mecánicas, que han sido las de mayor uso desde que se construyó la primera, hasta la actualidad y las máquinas de flotación neumática, que en la actualidad su uso está limitado a aplicaciones especiales. Dentro de cada categoría existen dos tipos, las que se trabajan con una celda y las que se trabajan como una batería de celdas, en serie.

Aunque existen muchos diseños de máquinas de flotación, todas ellas tienen la función primaria de hacer, que las partículas que se han convertido en hidrofóbicas entren en contacto y se adhieran a las burbujas de aire, permitiendo así, que dichas partículas se eleven a la superficie y formen una espuma, la cual puede ser removida. Para cumplir esta función, una máquina de flotación debe cumplir con las siguientes características:

- Mantener todas las partículas en suspensión. Esto requiere que las velocidades ascendentes de la pulpa sobrepasen a la velocidad de asentamiento de todas las partículas presentes (incluso las más grandes y pesadas).
- Asegurar que todas las partículas que entren en la máquina tengan la oportunidad de ser flotadas, es indeseable el espacio muerto porque reduce el volumen efectivo de la máquina.

- Dispersar burbujas finas de aire en el seno de la pulpa.
- Promover el contacto partícula – burbuja de manera que las partículas hidrofóbicas puedan adherirse a la burbuja elevarse a la espuma. Esto puede hacerse mediante agitación vigorosa.
- Proporcionar una región de pulpa en quietud inmediatamente debajo de la espuma para minimizar el arrastre de pulpa hacia la espuma y la disolución turbulenta de la capa de espuma.
- Proporcionar suficiente espesor de espuma para permitir que ocurra el drenaje de las partículas arrastradas.

En esta investigación, los ensayos de flotación fueron efectuados en el Laboratorio de Vía Húmeda perteneciente al Departamento de Ingeniería de Minas, complementados en el Laboratorio Químico Instrumental de la Escuela de Metalurgia ambos pertenecientes a la U.C.V, haciendo uso de equipos y materiales que en el se encuentran, los cuales nombraremos a continuación:

### VI 3.1.-Equipos y materiales

- Se utilizó una celda de flotación aislada de la Denver modelo 533000 las cuales aceptan desde 125 a 2.000 gramos de mineral. Ver figura VI.2.
- La medición de pH de la pulpa se hizo mediante el uso un indicador de Ph de bolsillo de la HANNA Instruments.
- Balanza digital, capacidad 1500 (g).
- Cronómetro digital.

## Materiales

- Cianita traída de Cerro Gordo Edo. Cojedes.
- Reactivos de flotación: colector (ácido graso 152 de la Arr – Maz Products), espumante ( Frother 400 de la Arr – maz Products), depresante (silicato sódico).
- Papel de filtro Whatman N° 1 de diámetro 24 cms, bandejas de aluminio, bolsas plásticas de diversos tamaños.
- Utensilios de laboratorios: Beakers, espátulas, pisetas, goteros, cilindros graduados, vidrios de reloj, pipetas.



**Figura VI.1 Celda aislada de flotación Denver.**

#### VI.4.- Ensayos exploratorios

Se realizaron, una serie de ensayos exploratorios para definir y cuantificar las variables, que influyen en el proceso de concentración de la cianita, mediante flotación en celda aislada utilizando masas de flotación de 250 y 125 gramos. Las siguientes tablas, muestran las condiciones de las pruebas exploratorias de flotación.

**Tabla N° VI.1 Ensayos exploratorios en celda Denver**

Condiciones	Prueba A	Prueba B
Alimentación	125 g	125 g
Ph	10	10
Dilución	25 % de sólidos	33,3 % de sólidos
Tiempo de acondicionamiento	2,5 minutos.	3 minutos.
Reactivo colector	Ácido-graso. 152	Ácido-graso 152
Reactivo espumante	Frother 400	Frother 400
Cantidad de colector	2.148 gr/tn	3.588 gr/tn
Cantidad de espumante	512 gr/tn	256gr/tn
Silicato de Na	448 gr/tn	896gr/tn
Tiempo de flotación	4,5 minutos.	3,3 minutos
r. p. m.	1.200	1.200

**Fuente :elaboración propia**

**Tabla Nº VI. 2. Ensayos exploratorios en celda Denver**

Condiciones	Prueba C	Prueba D
Alimentación	250 g	250 g
PH	10	10
Dilución	25 % de sólidos	33,3 % de sólidos
Tiempo de acondicionamiento	5 minutos	5 minutos
Reactivo colector	Acido graso 152	Ácido graso 152
Reactivo espumante	Frother 400	Frother 400
Cantidad de colector	2.506 gr/tn	2.506 gr/tn
Cantidad de espumante	1.024gr/tn	512gr/tn
Silicato de Na	No se añadió	No se añadió
Tiempo de flotación	10 minutos	10 minutos
r.p.m.	1.200	1.200

Fuente :elaboración propia

**Tabla Nº VI. 3. Ensayos exploratorios en celda Denver**

Condiciones	Prueba E	Prueba F
Alimentación	125 g	125 g
Ph	10	10
Dilución	25 % de sólidos	25 % de sólidos
Tiempo de acondicionamiento	2,5 minutos.	1,5 minutos.
Reactivo colector	Ácido graso 152	Ácido graso 152
Reactivo espumante	Frother 400	Frother 400
Cantidad de colector	2.148 gr/tn.	1.432 gr/tn.
Cantidad de espumante	512 gr/tn	256 gr/tn
Silicato de Na	No se añadió	No se añadió
Tiempo de flotación	4,35 minutos.	4,40 minutos.
r. p. m.	1.200	1.200.

**Fuente : Elaboración propia**

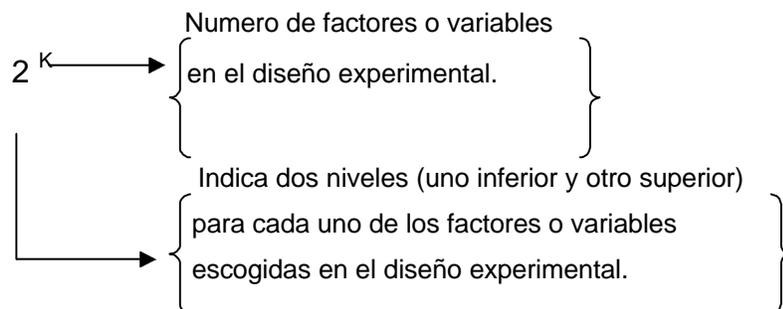
**Tabla N° VI. 4. Ensayos exploratorios en celda Denver**

Condiciones	Prueba G	Prueba H
Alimentación	125 g	125 g
Ph	10	10
Dilución	25 % de sólidos	25 % de sólidos
Tiempo de acondicionamiento	1,5 minutos.	3 minutos.
Reactivo colector	Ácido graso 152	Ácido graso 152
Reactivo espumante	Frother 400	Frother 400
Cantidad de colector	2.148 gr/tn	3.588 gr/tn
Cantidad de espumante	256 gr/tn	256 gr/tn
Silicato de Na	No añadió	448 gr/tn
Tiempo de flotación	2, 44 minutos.	4,38 minutos.
r. p. m.	1.200	1.200

Fuente elaboración propia

### VI.5. – Diseño Factorial $2^k$

Los diseños factoriales son ampliamente utilizados en experimentos. En los que intervienen varios factores para estudiar el efecto conjunto de estos sobre una respuesta.



## VI.6. – Diseño experimental

Un grupo de corridas experimentales para una fase de una investigación se llama un diseño experimental.

Para el diseño experimental se tomaron en cuenta algunas condiciones fijas en función de los ensayos exploratorios realizados, establecidos a continuación:

- La granulometría del mineral a estudiar es pasante de la malla 70, la cual se consiguió en un tiempo de molienda de 22 minutos realizado en el molino de barras con una carga moledora de 10,44 Kilogramo por cada Kg. de material.
- La pulpa de alimentación se fijó a un valor de 25 % de sólidos, 125 g de mineral en 500 g de agua.
- Condiciones ambientales normales
- pH de la pulpa 10.
- R.p.m. 1.200.
- Se utilizó hidróxido de sodio en una concentración de 1 M como elemento regulador de pH.
- Las variables tomadas en consideración para el estudio de la flotabilidad de la cianita en celda aislada Denver son las siguientes:
  - A) Tiempo de acondicionamiento.
  - B) Dosificación de colector.
  - C) Dosificación de espumante.
  - C) Dosificación de depresante.

Cada una de estas variables se estudio en dos niveles identificados en este trabajo con números (0), (1), que representan el nivel inferior, y superior

respectivamente. Para la identificación de las variables, se utilizaron las letras A, B, C, D donde A representa tiempo de acondicionamiento, B dosificación de colector, C dosificación de espumante, D dosificación de depresante. A continuación se muestra el arreglo de las variables y los niveles. Ver tabla VI.5.

**Tabla VI.5 Ordenamiento de las condiciones experimentales**

Variables	Descripción	Nivel 0	Nivel 1
A	Tiempo <sub>acond.</sub>	1,5 minutos	2,5 minutos
B	Ácido graso	1.432 gr/tn	2.148 gr/tn
C	Frother 400	256 gr/tn	512 gr/tn
D	Silicato <sub>sódico</sub>	0	448 gr/tn

Fuente :elaboración propia

Los experimentos, se hicieron por duplicado y considerando que son 4 variables y 2 niveles se tienen 16 flotaciones, que con sus duplicados resultan 32 experiencias. En la tabla N° VI.6 se pueden ver las diferentes combinaciones experimentales.

**Tabla VI.6 Distribución de las diversas combinaciones experimentales**

Nº de experimento	Nivel por variable			
	A	B	C	D
1	0	0	0	0
2	1	0	0	0
3	0	1	0	0
4	1	1	0	0
5	0	0	1	0
6	1	0	1	0
7	0	1	1	0
8	1	1	1	0
9	0	0	0	1
10	1	0	0	1
11	0	1	0	1
12	1	1	0	1
13	0	0	1	1
14	1	0	1	1
15	0	1	1	1
16	1	1	1	1

## VI.7.- Resultados experimentales

De los ensayos de concentración realizados tomando como patrón el diseño experimental antes señalado se observaron los siguientes resultados:

- En las tablas VI.7.1 y VI.7.2, se pueden observar las concentraciones obtenidas en parte por millón del aluminio y del silicio, así como también los porcentajes promedio en peso de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  en los concentrados y en las colas.
- Las tablas VI.7.3 y VI.7.4, representan el duplicado del análisis por absorción atómica de las anteriores tablas pudiéndose identificar por los supraindices que tienen los símbolos químicos Al' y S'.
- Los balances de masas del porcentaje en peso del concentrado de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y su duplicado se puede observar en las tablas VI.7.5 y VI.7.6 respectivamente. Para este diseño experimental se tomó como material para las flotaciones el pasante de la malla -70.
- En la fig. VI.7.1, se puede observar las curvas que representan las recuperaciones de porcentaje en peso de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  en el concentrado tanto en original como en duplicado con respecto al número de flotaciones.



**Tabla VI.7.2. Determinación del Si por Absorción Atómica**

FLOT.	Peso	Peso	Peso	Peso	CPPM	CPPM	CPPM	CPPM	CPPM	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	% Peso	Prom.
(A)	CN	CN'	CL	CL'	CN	CN'	CL	CL'	CL'	SiO2CN	SiO2CN'	SiO2CL	SiO2CL'	SiO2 CN	SiO2 CL
1	0.101	0.102	0.102	0.102	29.85	30.74	32.29	37.30	37.30	63.25	64.49	67.75	78.26	63.87	73.00
2	0.102	0.107	0.103	0.103	32.85	30.02	34.17	35.91	35.91	68.92	60.04	70.99	74.61	64.48	72.80
3	0.101	0.100	0.103	0.105	31.34	31.39	36.81	35.55	35.55	66.40	67.17	76.48	72.45	66.79	74.47
4	0.101	0.102	0.101	0.101	31.01	27.88	34.68	35.53	35.53	65.70	58.49	73.48	75.28	62.10	74.38
5	0.103	0.103	0.104	0.103	27.10	29.04	35.72	37.51	37.51	56.30	60.34	73.50	77.93	58.32	75.72
6	0.102	0.104	0.102	0.101	32.20	32.60	34.80	33.81	33.81	67.56	67.08	73.01	71.64	67.32	72.32
7	0.101	0.100	0.101	0.101	25.70	24.30	33.71	38.29	38.29	54.45	52.00	71.43	81.13	53.23	76.28
8	0.100	0.100	0.102	0.104	30.83	33.16	35.12	32.49	32.49	65.98	70.96	73.68	66.85	68.47	70.27
9	0.101	0.101	0.102	0.101	31.34	34.70	34.77	34.46	34.46	66.40	73.52	72.95	73.01	69.96	72.98
10	0.101	0.104	0.102	0.102	30.84	32.52	36.42	32.86	32.86	65.34	66.92	76.41	68.94	66.13	72.68
11	0.105	0.101	0.105	0.100	21.19	20.22	44.27	33.38	33.38	43.19	42.84	90.23	71.43	43.01	80.83
12	0.101	0.102	0.101	0.102	30.26	31.42	34.94	34.76	34.76	64.12	65.92	74.03	72.93	65.02	73.48
13	0.103	0.101	0.104	0.102	28.53	26.30	35.51	37.43	37.43	59.28	55.72	73.07	78.53	57.50	75.80
14	0.103	0.101	0.103	0.101	22.18	23.78	40.61	35.50	35.50	46.08	50.39	84.37	75.22	48.23	79.80
15	0.102	0.103	0.104	0.101	29.09	30.18	34.00	34.32	34.32	61.03	62.70	69.96	72.72	61.87	71.34
16	0.102	0.102	0.102	0.103	27.87	29.35	32.76	35.92	35.92	58.47	61.58	68.73	74.63	60.02	71.68

Peso: en gr.

CN: Concentrado.

CN': Concentrado prima.

CL: Colas.

CL': Colas primas.

cppm: concentración en parte por millón.

Prom: Promedio en peso.

Tabla VI.7.3 Determinación de Al' por absorción atómica.

FLOT.	Peso	Peso	Peso	Peso	CN'	CL	CL'	CN	CN'	CN'	CL	CL'	CN	CN'	CL	CL'	CN	CN'	CL	CL'	A12O3CN	A12O3CN'	A12O3CL	A12O3CL'	Prom.	Prom.	
(B)	CN	CN'	CL	CL'	CN	CL	CL'	CN	CN'	CN'	CL	CL'	CN	CN'	CL	CL'	CN	CN'	CL	CL'	A12O3CN	A12O3CN'	A12O3CL	A12O3CL'	% Peso	% Peso	% Peso
1	0.107	0.105	0.108	0.112	15.48	11.50	12.84	12.25	11.50	12.84	27.34	22.05	20.13	21.67	20.13	21.67	24.70	24.70	20.90	20.90					24.70	24.70	20.90
2	0.106	0.105	0.105	0.105	14.02	10.82	9.85	13.46	10.82	9.85	25.00	24.23	19.48	17.73	19.48	17.73	24.61	24.61	18.60	18.60					24.61	24.61	18.60
3	0.106	0.100	0.100	0.104	14.32	11.56	10.10	15.86	11.56	10.10	25.53	29.98	21.85	18.35	21.85	18.35	27.75	27.75	20.10	20.10					27.75	27.75	20.10
4	0.102	0.104	0.105	0.103	13.22	11.42	10.27	13.46	11.42	10.27	24.50	24.46	20.56	18.84	20.56	18.84	24.48	24.48	19.70	19.70					24.48	24.48	19.70
5	0.101	0.100	0.101	0.106	14.77	10.25	11.90	14.37	10.25	11.90	27.64	27.16	19.18	21.22	19.18	21.22	27.40	27.40	20.20	20.20					27.40	27.40	20.20
6	0.105	0.107	0.108	0.101	13.43	10.13	10.73	14.03	10.13	10.73	24.17	24.78	17.73	20.08	17.73	20.08	24.48	24.48	18.90	18.90					24.48	24.48	18.90
7	0.101	0.106	0.108	0.105	12.84	10.67	12.07	14.45	10.67	12.07	24.03	25.76	18.67	21.73	18.67	21.73	24.90	24.90	20.20	20.20					24.90	24.90	20.20
8	0.102	0.107	0.104	0.102	12.59	10.24	11.87	13.54	10.24	11.87	23.33	23.92	18.61	21.99	18.61	21.99	23.62	23.62	20.30	20.30					23.62	23.62	20.30
9	0.102	0.102	0.103	0.104	15.94	9.79	10.15	16.15	9.79	10.15	29.54	29.93	17.96	18.45	17.96	18.45	29.73	29.73	18.20	18.20					29.73	29.73	18.20
10	0.104	0.104	0.107	0.106	14.16	10.53	9.98	14.25	10.53	9.98	25.73	25.90	18.60	17.79	18.60	17.79	25.81	25.81	18.20	18.20					25.81	25.81	18.20
11	0.103	0.108	0.103	0.106	16.69	9.59	10.66	16.50	9.59	10.66	30.63	28.88	17.60	19.01	17.60	19.01	29.75	29.75	18.30	18.30					29.75	29.75	18.30
12	0.107	0.105	0.108	0.104	14.60	11.43	10.12	15.17	11.43	10.12	25.79	27.31	20.00	18.39	20.00	18.39	26.55	26.55	19.20	19.20					26.55	26.55	19.20
13	0.102	0.102	0.105	0.101	14.11	10.31	11.35	14.97	10.31	11.35	26.15	27.74	18.56	21.24	18.56	21.24	26.94	26.94	19.90	19.90					26.94	26.94	19.90
14	0.102	0.103	0.106	0.105	13.55	10.73	10.26	14.75	10.73	10.26	25.11	27.07	19.13	18.47	19.13	18.47	26.09	26.09	18.80	18.80					26.09	26.09	18.80
15	0.102	0.107	0.107	0.105	19.65	11.21	10.44	18.84	11.21	10.44	36.41	33.28	19.80	18.79	19.80	18.79	34.84	34.84	19.30	19.30					34.84	34.84	19.30
16	0.105	0.106	0.104	0.107	14.93	11.67	10.87	15.71	11.67	10.87	26.87	28.01	21.21	19.20	21.21	19.20	27.44	27.44	20.20	20.20					27.44	27.44	20.20

Peso: en gr

CN: Concentrado

CN': Concentrado prima

CL: Colas

CL': Colas primas

cppm: concentración en parte por millón

Prom.: Promedio en peso

**Tabla VI.7.4 Determinación de Si' por absorción atómica.**

FLOT. (B)	Peso CN	Peso CN'	Peso CL	Peso CL'	CPPM CN	CPPM CN'	CPPM CL	CPPM CL'	% Peso SIO2CN	% Peso SIO2CN'	% Peso SIO2CL	% Peso SIO2CL'	Prom. % Peso SIO2 CN	Prom. % Peso SIO2 CL
1	0.107	0.105	0.108	0.112	28.89	27.54	38.59	39.74	57.78	56.13	76.47	75.93	56.95	76.20
2	0.106	0.105	0.105	0.105	34.60	27.76	35.65	36.23	69.85	56.58	72.66	73.84	63.22	73.25
3	0.106	0.100	0.100	0.104	27.74	31.58	34.79	34.17	56.00	67.58	74.45	70.31	61.79	72.38
4	0.102	0.104	0.105	0.103	28.58	30.34	36.20	36.04	59.96	62.43	73.78	74.88	61.20	74.33
5	0.101	0.100	0.101	0.106	27.57	27.25	36.40	36.21	58.42	58.32	77.12	73.10	58.37	75.11
6	0.105	0.107	0.108	0.101	33.48	32.28	33.76	37.56	68.24	64.56	66.89	79.58	66.40	73.24
7	0.101	0.106	0.108	0.105	28.22	31.80	35.25	36.68	59.79	64.20	69.85	74.76	62.00	72.30
8	0.102	0.107	0.104	0.102	29.85	31.97	35.26	34.33	62.63	63.94	72.55	72.03	63.28	72.29
9	0.102	0.102	0.103	0.104	27.43	28.40	37.65	35.17	57.55	59.58	78.22	72.37	58.57	75.30
10	0.104	0.104	0.107	0.106	30.25	31.47	38.06	35.77	62.25	64.76	76.12	72.21	63.50	74.17
11	0.103	0.108	0.103	0.106	31.68	31.94	36.25	37.20	65.82	63.29	75.32	75.10	64.55	75.21
12	0.107	0.105	0.108	0.104	30.21	31.69	39.46	34.24	60.42	64.59	78.19	70.46	62.50	74.32
13	0.102	0.102	0.105	0.101	26.30	25.37	37.22	36.41	55.18	53.23	75.86	77.15	54.20	76.50
14	0.102	0.103	0.106	0.105	13.01	34.49	38.74	38.56	27.30	71.66	78.21	78.59	49.48	78.40
15	0.102	0.107	0.107	0.105	31.29	30.38	37.52	35.06	65.65	60.76	75.04	71.46	63.20	73.25
16	0.105	0.106	0.104	0.107	32.37	33.95	37.50	35.22	65.97	68.54	77.16	70.44	67.26	73.80

Peso: en gr

CN: Concentrado

CN': Concentrado prima

CL: Colas

CL': Colas primas

cppm: concentración en parte por millón

Prom.: Promedio en peso

Tabla VI.7.5. Balance de masa de AL<sub>2</sub>O<sub>3</sub> de la cianita.

FLOT. peso (A) cab(g)	Peso		Peso Colas (g)	Perdidas (g)	% P Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Masa Cabeza	Masa Cabeza (g)	Masa		Masa Colas (g)	Masa Con.+ Colas (g)	Recuperación (%)
	Con. (g)	Colas (g)			Con. (g)	Colas	Con. (g)	Colas (g)							
1	125	31.8	91.6	1.6	26.35	19.5	21.9	27.38	8.38	17.83	26.21	30.61			
2	125	29.0	95.1	0.9	25.84	19.6	21.9	27.38	7.49	18.64	26.13	27.37			
3	125	30.7	90.7	3.6	27.80	19.6	21.9	27.38	8.53	17.78	26.31	31.18			
4	125	30.0	93.1	1.9	26.62	19.6	21.9	27.38	7.98	18.25	26.23	29.17			
5	125	30.0	93.5	1.5	27.32	19.2	21.9	27.38	8.20	17.95	26.15	29.94			
6	125	30.5	90.5	4.0	24.66	20.4	21.9	27.38	7.52	18.46	25.98	27.48			
7	125	28.0	96.1	0.9	23.89	20.0	21.9	27.38	6.69	19.22	25.91	24.44			
8	125	28.0	94.1	2.9	26.95	19.6	21.9	27.38	7.55	18.44	25.99	27.57			
9	125	34.4	87.2	3.4	30.82	18.0	21.9	27.38	10.60	15.70	26.30	38.73			
10	125	33.0	89.1	2.9	25.55	20.1	21.9	27.38	8.43	17.91	26.34	30.80			
11	125	33.2	90.6	1.2	28.07	18.0	21.9	27.38	9.32	16.31	25.63	34.04			
12	125	34.0	90.0	1.0	25.17	19.0	21.9	27.38	8.56	17.10	25.66	31.26			
13	125	30.9	93.0	1.1	25.44	19.1	21.9	27.38	7.86	17.76	25.62	28.71			
14	125	34.0	90.0	1.0	26.60	19.1	21.9	27.38	9.04	17.19	26.23	33.03			
15	125	35.0	88.5	1.5	25.94	19.5	21.9	27.38	9.08	17.26	26.34	33.17			
16	125	30.0	93.1	1.9	26.27	19.0	21.9	27.38	7.88	17.69	25.57	28.78			

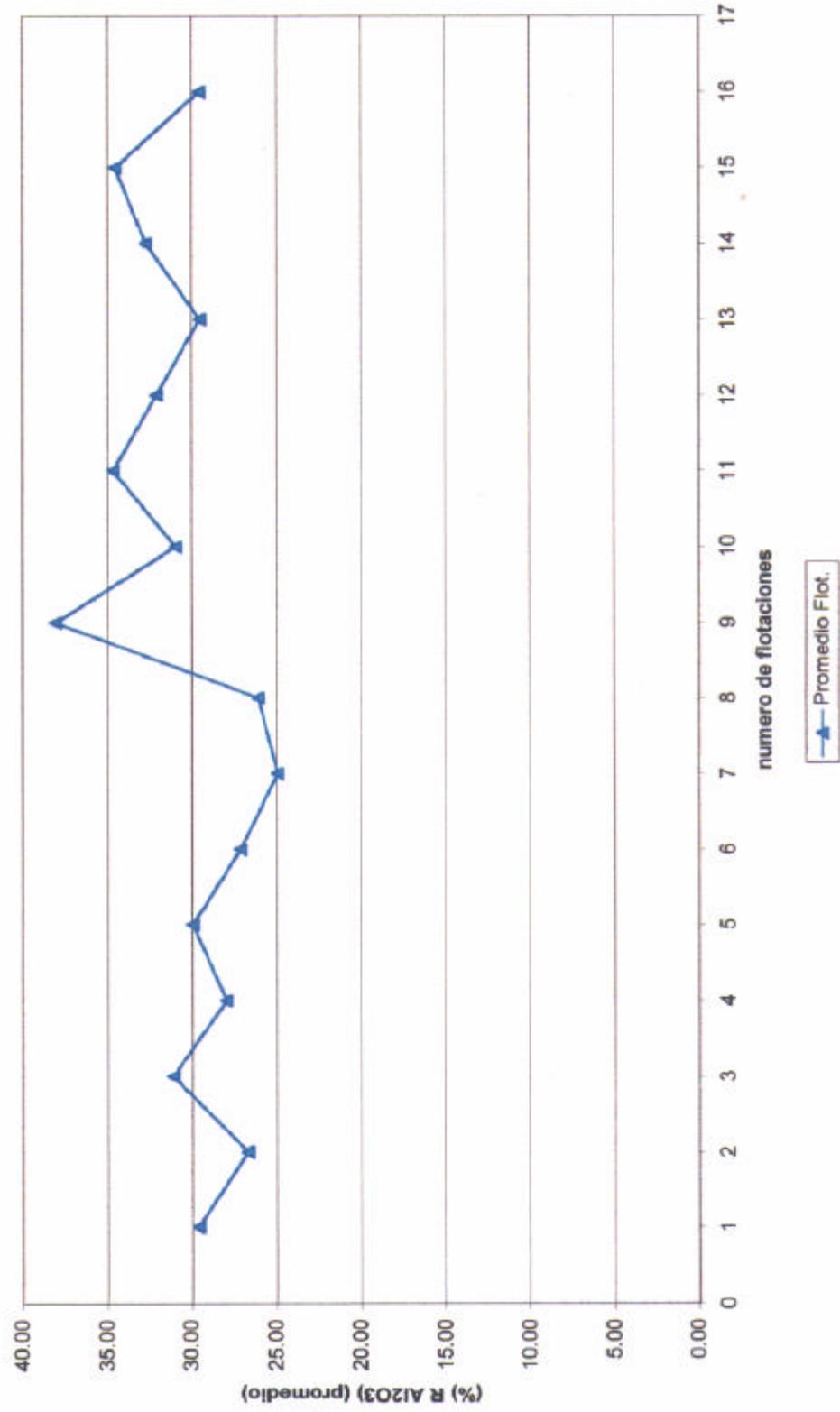
**Tabla VI.7.6. Balance de masa del (AL<sub>2</sub>O<sub>3</sub>)' de la cianita.**

FLOT. peso (B) cab(g)	Peso		Perdidas (g)	% P Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> Cabeza	Masa		Masa Cabeza (g)	Masa		Masa Con.+ Colas (g)	Recuperación (%)
	Con. (g)	Colas (g)		Con. (g)	Colas		Con. (g)	Colas (g)					
1	125	31.8	91.6	1.6	24.70	20.9	21.9	27.38	7.85	19.14	27.00	28.69	
2	125	29.0	95.1	0.9	24.61	18.6	21.9	27.38	7.14	17.69	24.83	26.07	
3	125	30.7	90.7	3.6	27.75	20.1	21.9	27.38	8.52	18.23	26.75	31.12	
4	125	30.0	93.1	1.9	24.48	19.7	21.9	27.38	7.34	18.34	25.68	26.83	
5	125	30.0	93.5	1.5	27.40	20.2	21.9	27.38	8.22	18.89	27.11	30.03	
6	125	30.5	90.5	4.0	24.08	18.9	21.9	27.38	7.34	17.10	24.45	26.83	
7	125	28.0	96.1	0.9	24.90	20.2	21.9	27.38	6.97	19.41	26.38	25.47	
8	125	28.5	94.1	2.4	23.62	20.3	21.9	27.38	6.73	19.10	25.83	24.59	
9	125	34.4	87.2	3.4	29.73	18.2	21.9	27.38	10.23	15.87	26.10	37.36	
10	125	33.0	89.1	2.9	25.81	19.2	21.9	27.38	8.52	17.11	25.62	31.11	
11	125	33.8	88.6	2.6	28.57	18.3	21.9	27.38	9.66	16.21	25.87	35.28	
12	125	34.0	90.0	1.0	26.55	19.2	21.9	27.38	9.03	17.28	26.31	32.98	
13	125	30.9	93.0	1.1	26.94	19.9	21.9	27.38	8.32	18.51	26.83	30.41	
14	125	34.0	90.0	1.0	26.09	18.8	21.9	27.38	8.87	16.92	25.79	32.40	
15	125	35.0	88.5	1.5	28.10	19.3	21.9	27.38	9.84	17.08	26.92	35.93	
16	125	30.3	93.1	1.6	27.44	20.2	21.9	27.38	8.31	18.81	27.12	30.37	

**Tabla VI.7.7. Balance de masa promedio del (AL<sub>2</sub>O<sub>3</sub>) de la cianita.**

FLOT. peso (A) cab(g)	Peso		Perdidas (g)	% P Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		% Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>		Masa		Masa Colas (g)	Masa Con.+ Colas (g)	Masa Con.+ Colas (g)	Recuperación (%)
	Con. (g)	Colas (g)		Con. (g)	Colas	Cabeza	Cabeza (g)	Con. (g)	Colas (g)				
1	125	31.80	91.60	1.60	25.53	20.19	21.90	27.38	8.12	18.49	26.61	29.65	
2	125	29.00	95.10	0.90	25.23	19.10	21.90	27.38	7.32	18.16	25.48	26.72	
3	125	30.70	90.70	3.60	27.78	19.85	21.90	27.38	8.53	18.00	26.53	31.15	
4	125	30.00	93.10	1.90	25.55	19.65	21.90	27.38	7.66	18.29	25.96	28.00	
5	125	30.00	93.50	1.50	27.36	19.70	21.90	27.38	8.21	18.42	26.63	29.98	
6	125	30.50	90.50	4.00	24.37	19.65	21.90	27.38	7.43	17.78	25.22	27.15	
7	125	28.00	96.10	0.90	24.40	20.10	21.90	27.38	6.83	19.32	26.15	24.95	
8	125	28.25	94.10	2.65	25.29	19.95	21.90	27.38	7.14	18.77	25.91	26.08	
9	125	34.40	87.20	3.40	30.28	18.10	21.90	27.38	10.41	15.78	26.20	38.04	
10	125	33.00	89.10	2.90	25.68	19.65	21.90	27.38	8.47	17.51	25.98	30.96	
11	125	33.50	89.60	1.90	28.32	18.15	21.90	27.38	9.49	16.26	25.75	34.66	
12	125	34.00	90.00	1.00	25.86	19.10	21.90	27.38	8.79	17.19	25.98	32.12	
13	125	30.90	93.00	1.10	26.19	19.50	21.90	27.38	8.09	18.14	26.23	29.56	
14	125	34.00	90.00	1.00	26.34	18.95	21.90	27.38	8.96	17.06	26.01	32.72	
15	125	35.00	88.50	1.50	27.02	19.40	21.90	27.38	9.46	17.17	26.63	34.55	
16	125	30.15	93.10	1.75	26.85	19.60	21.90	27.38	8.10	18.25	26.34	29.58	

Figura VI.7.1. Recuperación promedio del Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> Vs numero de flotaciones



## **VI.8. Análisis de resultados.**

Para el análisis, de los resultados obtenidos de los ensayos de concentración por flotación, se realizó un análisis estadístico de varianza por el método de Yates. Con esta técnica se mide el efecto de las variables independiente, (tiempo de acondicionamiento, dosis de espumante, dosis de colector y dosis de depresante) sobre las respuestas obtenidas o variables dependientes, (grado de concentración, masa de concentrado, y recuperación de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ).

El análisis de varianza se desarrolló tomando un nivel de significancia del 0,05 %, y así obtener el estadístico F, con el cual se determina si un efecto es o no estadísticamente significativo, o para determinar si existe diferencia confiable entre las medias de varios grupos.

De acuerdo a este análisis, se determinó que entre las respuestas obtenidas en los ensayos realizados por duplicados no hay variaciones significativas, por lo tanto se toma los promedios de las respuestas.

La varianza, señala aproximadamente el grado de dispersión de los datos entre si en el experimento, pudiéndose conocer a través del análisis de la varianza si una variable o interacción de ellas tiene efecto o no sobre una respuesta mediante la comparación con la prueba (F)

De acuerdo a lo antes expuesto, se puede observar en las tablas (VI.8.1, VI.8.2 y VI.8.3) que hay efectos principales y de interacción sobre las respuestas, a continuación se hace un análisis general de incidencia de los efectos principales sobre estas variables.

Tabla VI 8.1 Análisis de Varianza de los Resultados porcentajes de  $Al_2O_3$  en el Concentrado

Condición Experimental	Resp. n° 1 %( $Al_2O_3$ )	Resp. n° 2 %( $Al_2O_3$ )'	Resp. Total ( 1 + 2)	1	2	3	4	Suma de Cuadrados
1	26,35	24,70	51,05	101,5	208,15	410,97	844,06	22263,6651
a	25,84	24,61	50,45	106,65	202,82	433,09	-23,38	17,0820125
b	27,8	27,75	55,55	103,46	220,27	-9,25	0,18	0,0010125
ab	26,62	24,48	51,1	99,36	212,82	-14,13	7,54	1,7766125
c	27,32	27,4	54,72	111,91	-5,05	1,05	-12,78	5,1040125
ac	24,66	24,08	48,74	108,36	-4,2	-0,87	14,94	6,9751125
bc	23,89	24,9	48,79	105,07	-14,11	3,91	-3,02	0,2850125
abc	26,95	23,62	50,57	107,75	-0,02	3,63	6,7	1,4028125
d	30,82	29,73	60,55	-0,6	5,15	-5,33	22,12	15,29045
ad	25,55	25,81	51,36	-4,45	-4,1	-7,45	-4,88	0,7442
bd	28,07	28,57	56,64	-5,98	-3,55	0,85	-1,92	0,1152
abd	25,17	26,55	51,72	1,78	2,68	14,09	-0,28	0,00245
cd	25,44	26,94	52,38	-9,19	-3,85	-9,25	-2,12	0,14045
acd	26,6	26,09	52,69	-4,92	7,76	6,23	13,24	5,47805
bcd	25,94	28,1	54,04	0,31	4,27	11,61	15,48	7,48845
abcd	26,27	27,44	53,71	-0,33	-0,64	-4,91	-16,52	8,52845
Totales	423,29	420,77	844,06					

$$C = 22263,6651$$

$$SSR = 0,19845$$

$$SST = 87,0262875$$

$$SSE = 16,41355$$

$$SS(Tr) = 70,4142875$$

Tabla VI.8.1 Análisis de Varianza de los Resultados, porcentaje de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el Concentrado (Cont.)

Fuente de variación	Grados de libertad	Suma de cuadrados	Cuadrado medio	F (Practico)
Repeticiones	1	0,19845	0,19845	0,1813593
Efectos principales				
A	1	17,08	17,08	15,6108939
B	1	0,00	0,001	0,0009253
C	1	5,10	5,10	4,66445026
D	1	15,29	15,29	13,9736224
Int. con 2 factores				
AB	1	1,7766125	1,7766125	1,623609
AC	1	6,98	6,98	6,37440941
AD	1	0,74	0,74	0,68010881
BC	1	0,29	0,29	0,26046696
BD	1	0,12	0,12	0,10527887
CD	1	0,14045	0,14045	0,12835432
Int. con 3 factores				
ABC	1	1,40	1,40	1,282001
ABD	1	0,002	0,00	0,002239
ACD	1	5,48	5,48	5,0062753
BCD	1	7,49	7,49	6,84353781
Int. con 4 factores				
ABCD	1	8,528	8,53	7,79397205
Error	15	16,41	1,09	
Total	31	87,03		

**El Valor Teórico de  $F_{0,05}$  de Significancia es de 4,54**

Tabla # VI.8.2 Análisis de Variancia de los Resultados % de recuperación en el Concentrado.

Condición Experimental	Resp. #1 % recuperación de (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	Resp. #1 % recuperación de (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )'	% Total de Recuperación Resp. (#1 + #2)	1	2	3	4	Suma Cuadrados
1	30,89	28,96	59,85	113,79	233,17	451,5	980,68	30054,1645
A	27,63	26,31	53,94	119,38	218,33	529,18	-38,8	47,045
B	31,46	31,41	62,87	115,33	274,05	-15,7	-7,5	1,7578125
Ab	29,44	27,07	56,51	103	255,13	-23,1	0,3	0,0028125
C	30,22	30,30	60,52	139,27	-12,27	-6,74	-33,76	35,6168
Ac	27,73	27,08	54,81	134,78	-3,43	-0,76	24,64	18,9728
Bc	24,66	25,70	50,36	125,7	-19,45	7,54	-9,7	2,9403125
Abc	27,82	24,82	52,64	129,43	-3,65	-7,24	-17,14	9,1806125
D	39,09	37,70	76,79	-5,91	5,59	-14,84	77,68	188,5682
Ad	31,08	31,40	62,48	-6,36	-12,33	-18,92	-7,4	1,71125
Bd	34,36	35,60	69,96	-5,71	-4,49	8,84	5,98	1,1175125
Abd	31,54	33,28	64,82	2,28	3,73	15,8	-14,78	6,8265125
Cd	28,97	30,69	59,66	-14,31	-0,45	-17,92	-4,08	0,5202
Accd	33,34	32,70	66,04	-5,14	7,99	8,22	6,96	1,5138
Bcd	33,47	36,26	69,73	6,38	9,17	8,44	26,14	21,3531125
Abad	29,05	30,65	59,7	-10,03	-16,41	-25,58	-34,02	36,1675125
Totales	490,75	489,93	980,68					

C = 30054,16445  
 SST = 394,24875  
 SS(Tr) = 373,29425

SSR = 0,0210125  
 SSE = 20,9334875

Tabla VI.8.2 Análisis de Varianza de los Resultados porcentaje de recuperación en el concentrado (Cont.)

Fuente de variación	Grados de libertad	Suma de cuadrados	Cuadrado medio	F (Practico)
Repeticiones	1	0,0210125	0,0210125	0,01505662
Efectos principales				
A	1	47,045	47,045	33,7103409
B	1	1,7578	1,7578	1,25956974
C	1	35,62	35,62	25,5214044
D	1	188,57	188,57	135,11953
Int. con 2 factores				
AB	1	0,0028125	0,0028125	0,00201531
AC	1	18,97	18,97	13,5950591
AD	1	1,71	1,71	1,22620514
BC	1	2,9403125	2,9403125	2,10689631
BD	1	1,12	1,12	0,80075943
CD	1	0,52	0,52	0,37275203
Int. con 3 factores				
ABC	1	9,18	9,18	6,57841592
ABD	1	6,83	6,83	4,89157325
ACD	1	1,51	1,51	1,08472131
BCD	1	21,35	21,35	15,3006845
Int. con 4 factores				
ABCD	1	36,17	36,17	25,9160203
Error	15	20,93	1,40	
Total	31	394,25		

**El Valor Teórico de  $F_{0,05}$  de Significancia es de 4,54**

Tabla # VI.8.3 Análisis de Variancia de los Resultados masa de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado.

Condición Experimental	Resp. #1 Masa del Concentrado	Resp. #2 Masa' del Concentrado	Total de Masa Resp. (#1+ #2)	1	2	3	4	Suma Cuadrados
1	8,38	7,85	16,23	30,86	63,23	122,45	265,64	2205,14405
a	7,49	7,14	14,63	32,37	59,22	143,19	-10,18	3,2385125
b	8,53	8,52	17,05	31,28	74,35	-4,27	-2,38	0,1770125
ab	7,98	7,34	15,32	27,94	68,84	-5,91	0,44	0,00605
c	8,2	8,22	16,42	37,78	-3,33	-1,83	-9,52	2,8322
ac	7,52	7,34	14,86	36,57	-0,94	-0,55	7,02	1,5400125
bc	6,69	6,97	13,66	34,09	-5,27	2,05	-2,98	0,2775125
abc	7,55	6,73	14,28	34,75	-0,64	-1,61	-4,28	0,57245
d	10,6	10,23	20,83	-1,6	1,51	-4,01	20,74	13,4421125
ad	8,43	8,52	16,95	-1,73	-3,34	-5,51	-1,64	0,08405
bd	9,32	9,66	18,98	-1,56	-1,21	2,39	1,28	0,0512
abd	8,56	9,03	17,59	0,62	0,66	4,63	-3,66	0,4186125
cd	7,86	8,32	16,18	-3,88	-0,13	-4,85	-1,5	0,0703125
acd	9,04	8,87	17,91	-1,39	2,18	1,87	2,24	0,1568
bcd	9,08	9,48	18,56	1,73	2,49	2,31	6,72	1,4112
abcd	7,88	8,31	16,19	-2,37	-4,1	-6,59	-8,9	2,4753125
Totales	133,11	132,53	265,64					

C = 2205,14405      SSR= 0,0105125  
 SST = 28,08515      SSE = 1,3212875  
 SS(Tr) = 26,75335

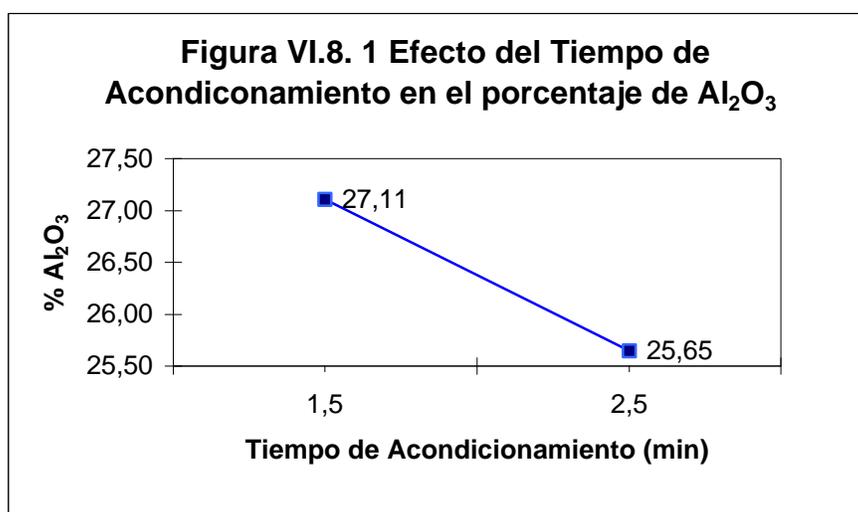
Tabla VI.8.3 Análisis de Varianza de los Resultados masa de  $Al_2O_3$  en el concentrado ( Cont.)

Fuente de variación	Grados de libertad	Suma de cuadrados	Cuadrado medio	F (Practico)
Repeticiones	1	0,0105125	0,0105125	0,11934382
Efectos principales				
A	1	3,239	3,239	36,7654182
B	1	0,177	0,177	2,00954561
C	1	2,832	2,832	32,1527298
D	1	13,442	13,442	152,602433
Int. con 2 factores				
AB	1	0,0061	0,0061	0,06868301
AC	1	1,540	1,540	17,4830894
AD	1	0,084	0,084	0,95418295
BC	1	0,278	0,278	3,15047823
BD	1	0,051	0,051	0,58125124
CD	1	0,070	0,070	0,79822711
Int. con 3 factores				
ABC	1	0,572	0,572	6,49877487
ABD	1	0,419	0,419	4,75232491
ACD	1	0,157	0,157	1,78008193
BCD	1	1,411	1,411	16,0207373
Int. con 4 factores				
ABCD	1	2,475	2,475	28,1011419
Error	15	1,321	0,088	
Total	31	28,085		

El Valor Teórico de  $F_{0,05}$  de Significancia es de 4,54

### VI.8.1.- Efecto del tiempo de acondicionamiento

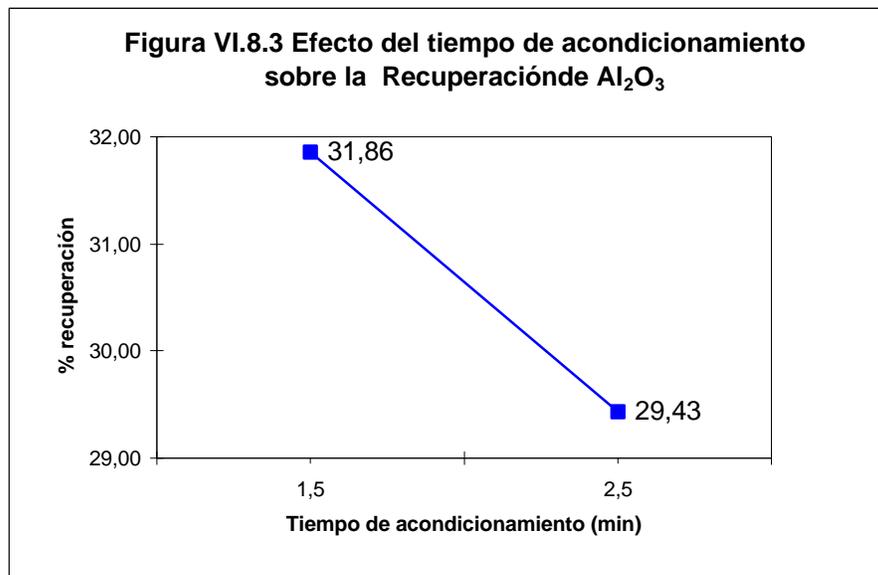
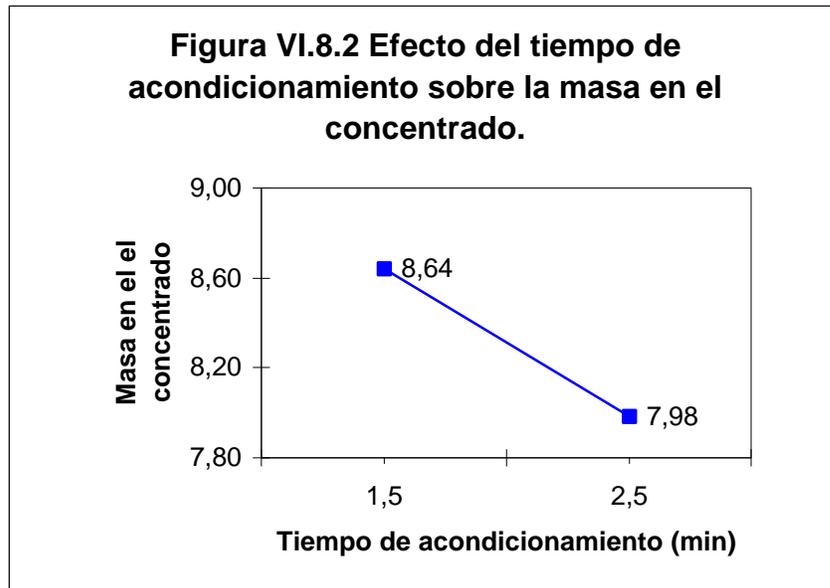
En lo que respecta al porcentaje de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  en el concentrado, se observa que al aumentar el tiempo de acondicionamiento, disminuye la concentración de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , tal como se puede observar en la fig. VI.8.1.



En lo que se refiere a la masa en el concentrado, se observa que al aumentar el tiempo de acondicionamiento, disminuye la masa en el concentrado tal como se puede observar en la fig. VI.8.2.

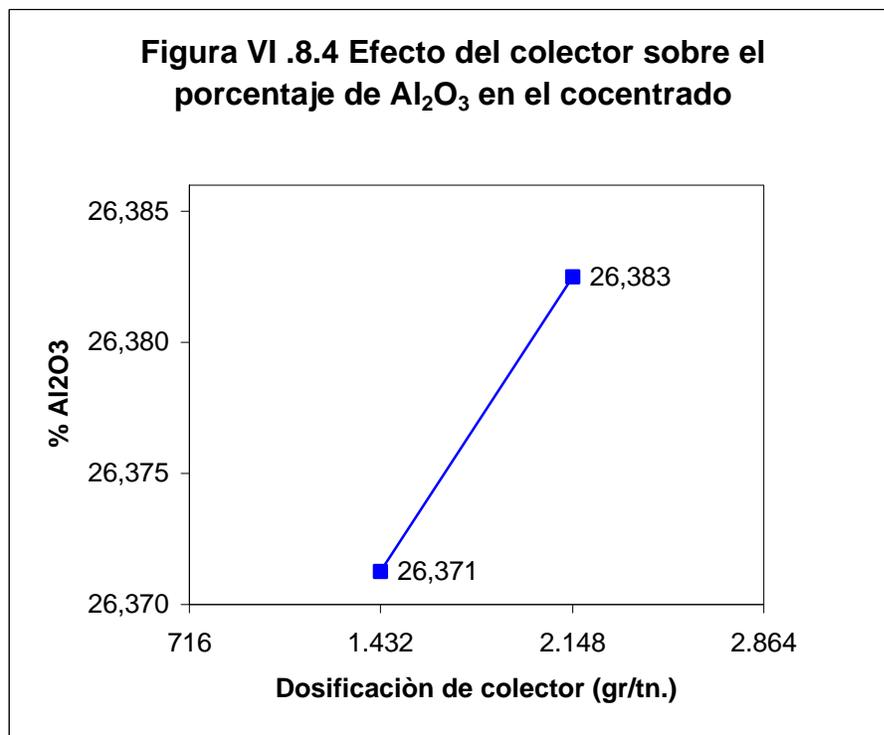
El efecto, del tiempo de acondicionamiento sobre la recuperación de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , es el mismo que en el de las dos anteriores respuestas, como se puede observar en la fig. VI.8.3. Este comportamiento, parecido en las tres respuestas es debido a que se necesita un tiempo mínimo de (1,5 min.), para que los iones

emigren hacia la superficie del mineral, para formar la doble capa eléctrica creando las condiciones hidrofóbicas, en esta primera etapa del proceso. Cuando se aumenta el tiempo de acondicionamiento se sobre satura la superficie del mineral de colector, produciendo una miscilación con la consiguiente pérdida de flotabilidad.



## VI.8.2.- Efecto del colector

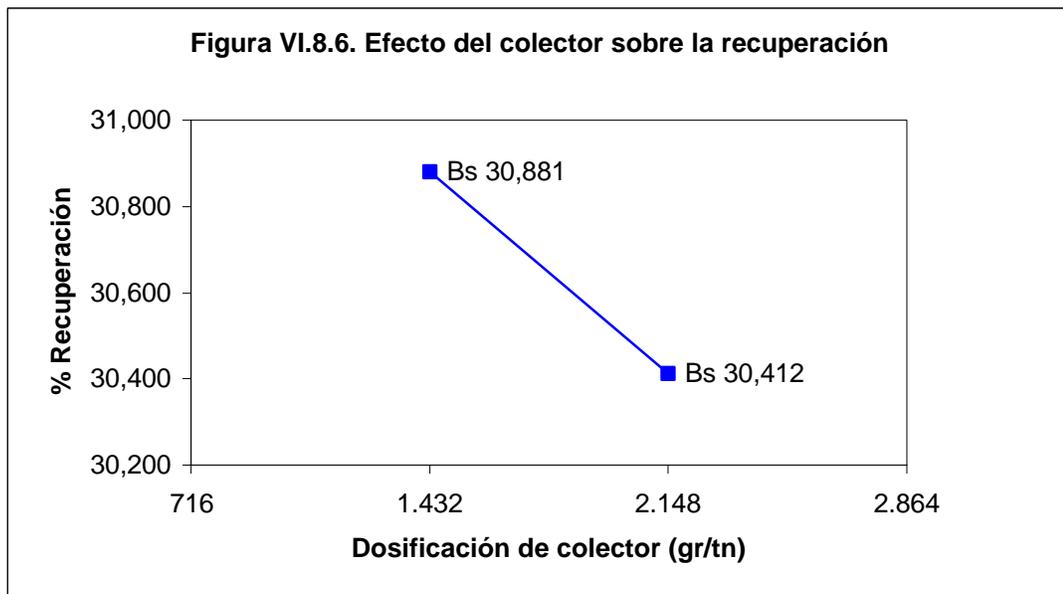
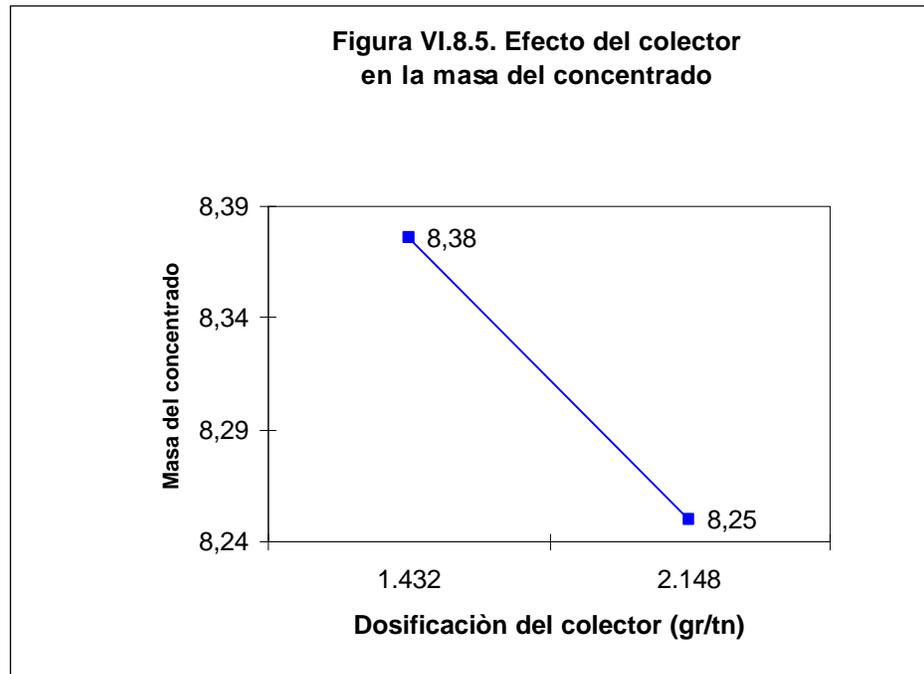
En la Figura VI.8.4, puede observarse que el colector no tiene ninguna incidencia en la respuesta porcentaje de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , ya que prácticamente es la misma para los diferentes niveles de dosificación.



En lo que respecta a la masa, se observa en la fig, VI.8.5 que al aumentar la dosificación del colector, no hay efecto significativo en la respuesta

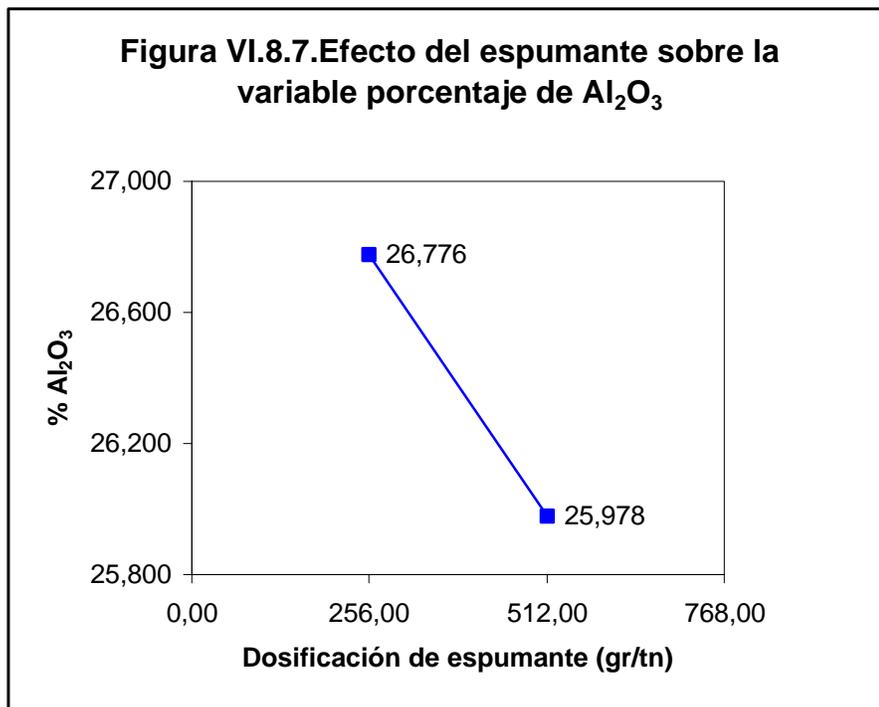
En lo que se refiere a la recuperación de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , se puede observar en la figura VI.8.6, que no hay efecto significativo al variar los niveles del colector.

Este comportamiento en las tres respuestas, se debe a la sobresaturación del colector en la superficie del mineral formando micelas, con lo cual baja considerablemente la hidrofóbicidad.

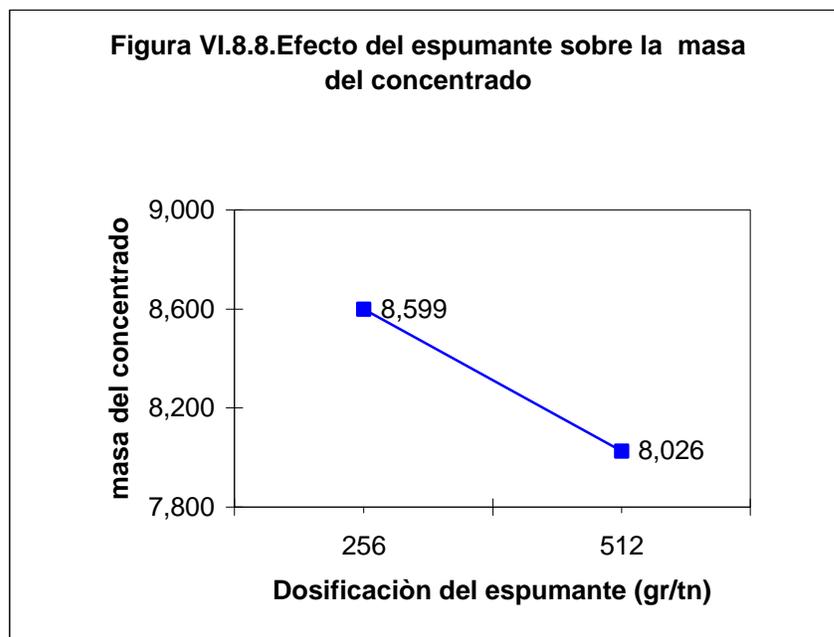


### VI.8.3.- Efecto del espumante

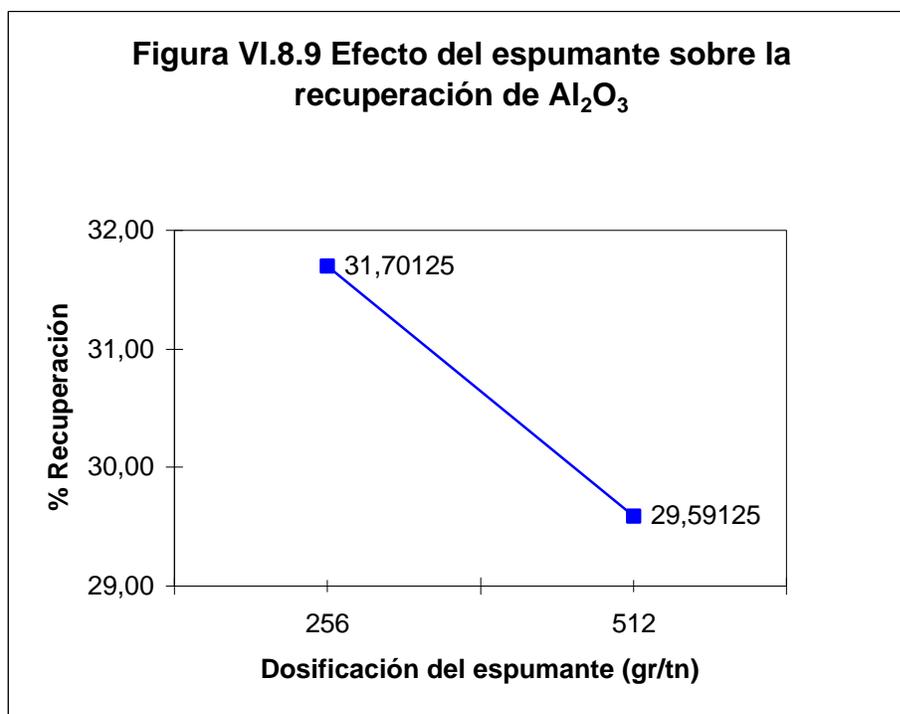
En lo que respecta al porcentaje de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , se puede observar que al aumentar el nivel del espumante disminuye la concentración de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , tal como puede observarse en la fig. VI.8.7.



En lo que respecta a la masa en el concentrado, el efecto del espumante de acuerdo a lo observado en el fig, VI.8.8, es que al aumentar el nivel del espumante, disminuye la masa en el concentrado.



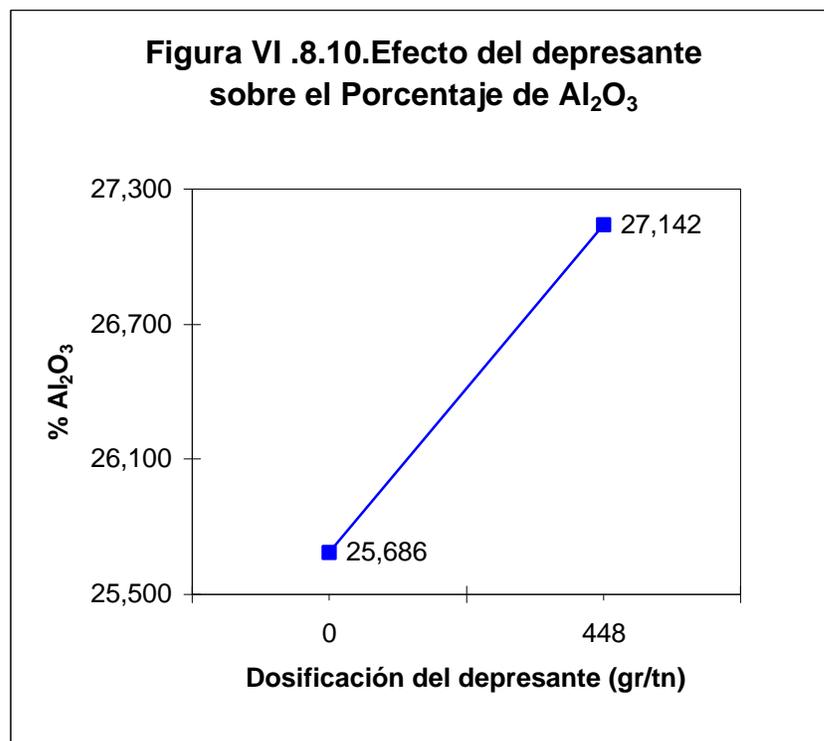
En el graf.VI.8.9, se puede observar que al aumentar el espumante del nivel (0) al nivel (1), disminuye la recuperación en el concentrado.



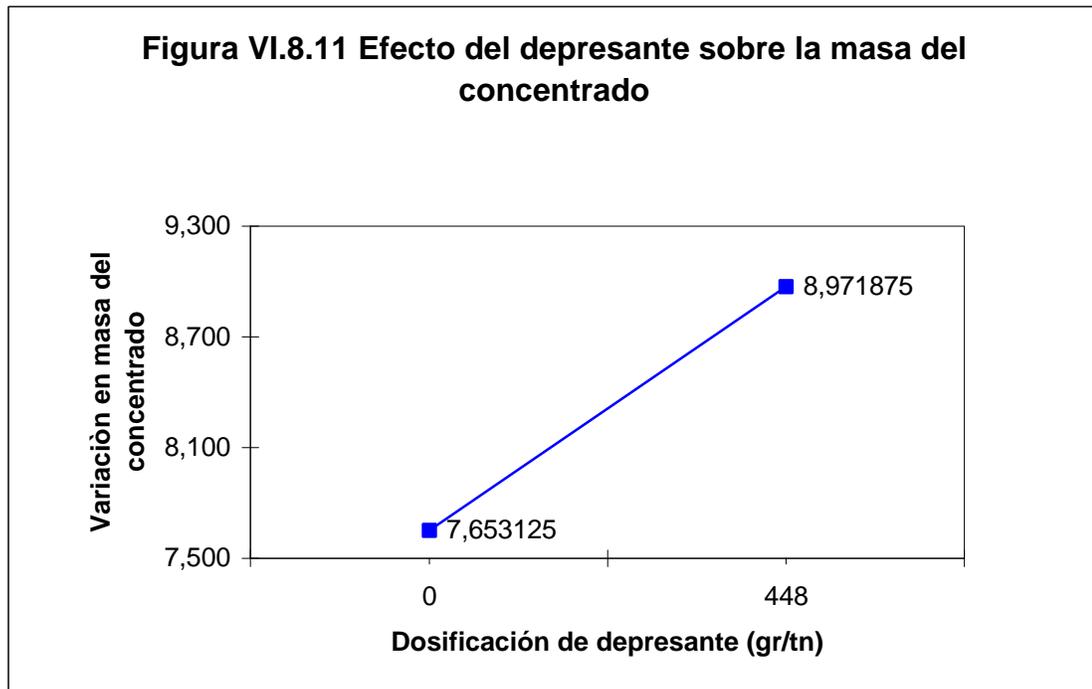
El Espumante como efecto principal, es significativo en las respuestas masa en el concentrado y recuperación mas no tiene efecto principal con respecto a la respuesta porcentaje de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , como puede verificarse al comparar al F estadístico con el teórico, tal como puede observarse en las tablas anteriores VI.8.1 a VI.8.3.

#### VI.8.4.- Efecto del depresante

En la respuesta porcentaje de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , se puede observar en la fig. VI.8.10, que al variar el nivel del depresante, aumenta el porcentaje de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  en el concentrado.



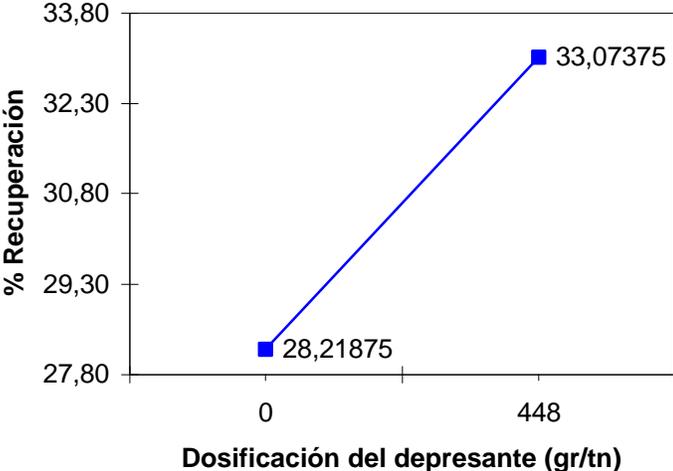
La masa, en el concentrado aumenta al variar los niveles del depresante, tal como puede observarse en la fig.VI.8.11.



Al variar de (0) a (1), los niveles del depresante, la recuperación aumenta. (fig.VI.8.12).

El depresante, tiene un gran efecto significativo sobre las variables dependientes, (grado de concentración, masa de concentrado, y recuperación de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ .) Esto, se debe a que el depresante, impide la absorción del colector sobre la superficie del sílice, elevando su humectación haciéndolo hidrofílico desplazando al ión colector de la superficie del mineral evitando así que flote.

**Figura VI.8.12 Efecto del depresante sobre la recuperación de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  en el concentrado**



## CONCLUSIONES

- El mineral proveniente de Cerro Gordo, Edo. Cojedes, es una roca cianítica con un contenido de 21,9 % de  $Al_2O_3$  y 67,64% de  $SiO_2$  presentándose el  $CaO$ ,  $K_2O$ ,  $TiO_2$ ,  $Fe_2O_3$  y  $C$ , como compuestos minoritarios.
- El estudio de moliendabilidad, indica que el tiempo que debe permanecer el mineral en el molino es de 22 minutos,. para obtener el 95% del material que esta por debajo de la malla 70.
- La mejor respuesta del experimento es en el ensayo numero 9 con las condiciones: (1,5 minutos de tiempo de acondicionamiento, 1.432 g/tn de colector 256, g/tn de espumante y 448 g/tn de depresante), aunque se obtuvo un bajo % de recuperación promedio de 38,40
- La recuperación y el % de  $Al_2O_3$  en el concentrado como también la masa aumentan al aumentar el nivel del depresante.
- El tiempo de acondicionamiento influye positivamente en las respuestas cuando esta en su nivel bajo (1,5min.).
- El espumante, al igual que el tiempo de acondicionamiento, influyen sobre las respuestas cuando están en su nivel bajo.

## RECOMENDACIONES

- Se recomienda, hacer ensayos de flotación, manteniendo fijos los niveles de las variables independientes ( tiempo de acondicionamiento, espumante y depresante ), variando los niveles de colector.
- Una vez, hecho lo anterior, verificar en cuales de estos niveles el colector tiene efecto significativo sobre las respuestas y modificar el diseño experimental, si ocurre lo contrario, ensayar con otros colectores.
- Realizar nuevos ensayos de flotación, con muestras representativas del total del yacimiento.
- Realizar ensayos en planta piloto, con celdas en serie de flotación y en columna para comparar resultados. Luego, hacer estudios económicos para ver cual de los métodos es más rentable.

## BIBLIOGRAFÍA

BALESTRINI, M. (1998). Como se elabora el Proyecto de Investigación. 2da. Edición, Caracas, Servicio Editorial. 222 pp.

BELLIZZA, A. (1953). Cianita en la región de Tinaquillo, Edo. Cojedes. Caracas. 5 pp.

BETEJTIN, A. (1977). Curso de Mineralogía. 3ra. Edición, Moscú. Editorial MIR. 725 pp.

BROWN, T. (1991). Química La Ciencia Central. 5ta. Edición, México. Prentice Hall. 1159 pp.

CHIQUITO, D. (1999). Disminución por Métodos Magnéticos de los Niveles de Hierro en Arenas Silíceas Provenientes de La Arenera El Pozote, Tinaquillo- Estado Cojedes. U.C.V. Trabajo Especial de Grado. 143 pp.

COMISION SOCIEDAD VENEZOLANA DE GEOLOGOS (1986) VI Congreso Geológico Venezolano Caracas. 10. p 6657-6836.

García M. (1999) Recuperación de Oro fino por concentrador Knelson a partir de las colas del proceso de beneficio de la mena aurífera de la empresa C.V.G. Minerven C.A. U.C.V. Trabajo Especial de Grado.124 pp.

E&MJ LIBRARY OF OPERATING HANDBOOK, (1980). E&MJ Second Operating Handbook Of Mineral Processing. 1ra. Edición, New York. Mc. Graw Hill. 509 pp.

FORTE, S. (1989). Recuperación de Feldespato por el Método de Flotación a partir de la Mena de Tinaquillo-Edo. Cojedes., U.C.V. Trabajo Especial de Grado.157 pp.

FUERSTENAU, M. (1976). FLOTATION A. M. Gaudin Memorial Volume. 1ra. Edición, New York. American Institute of Mining, Metallurgical, and Petroleum Engineers, Inc. 621 pp.

HURLBUT, D. (1956). Manual de Mineralogía. 16º Edición, Barcelona. Editorial Reverté, 524 pp.

ILIS, M. (1985) Técnicas de Investigación Bibliográfica. 3ra. Edición, Caracas. Contexto-Editores, 209 pp.

KELLY & SPOTISWOOD, (1990). Introducción al Procesamiento de Minerales.

1ra. Edición, México. Editorial Limusa. 530 pp.

KENNET, KENNET, and RAYMOND, E. (1992). Química General. 3ra. Edición,

México. McGRAW-HILL. 884 pp.

KOLTHOFF & SANDEL, (1952). Tratado de Química Analítica Cuantitativa

General E Inorgánica. 3ra. Edición, Buenos Aires. Librería y Editorial Nigar, S.

R. L. 917 pp.

.Miller , I ( 1992) Probabilidad y Estadística para Ingenieros. Cuarta edición ,

Prentice- Hall Hispanoamericana, S.A. México,624 pp.

Martiz, M. (1995). Trabajo Exploratorio sobre la cianita 23 pp Inédito.

McGUIGAN, F. (1996). Psicología Experimental Métodos de Investigación. 6ta.

Edición, México. Prentice Hall, 377 pp.

.

MONTGOMERY, D. (1991). Diseño Y Análisis e Experimentos. 1ra. Edición,

Nebraska. Grupo Editorial Iberoamérica, 589 pp.

.

PELÁEZ, E. (1975). Preparación y Concentración De Minerales 1º, 2º, 3º y 4º

Parte. Caracas. Inédito. 511 pp.

SKOOG & WEST. Química Analítica 6<sup>ta</sup> Edición. McGraw Hill. México. 612pp

RODRIGUEZ, S. (1986) Recursos Minerales de Venezuela. Bol. Geol.

(Caracas), 1 (XV):

## **ANEXOS**

1). Espectrograma de difracción de rayos X

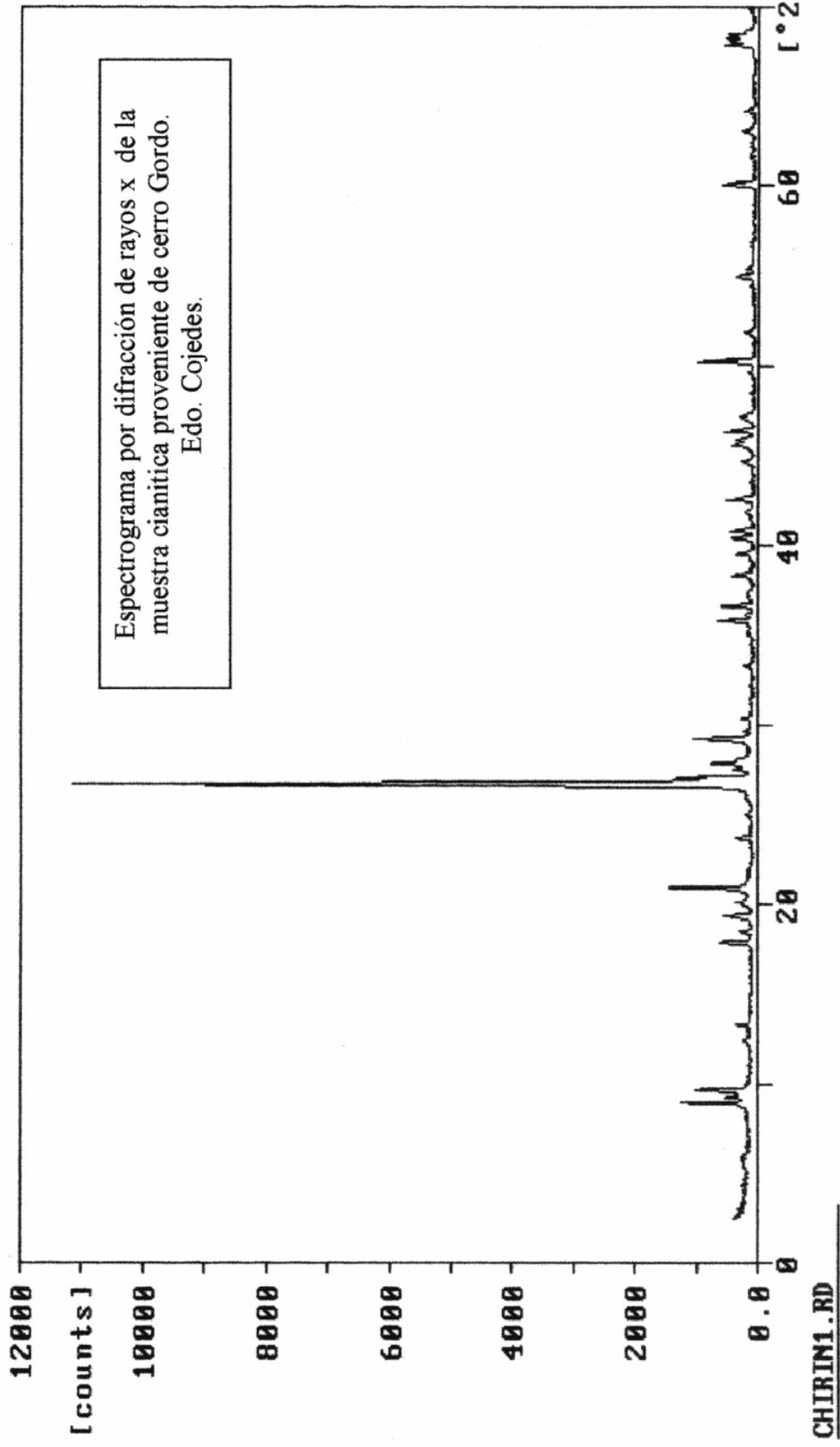
2). Espectrograma de fluorescencia de rayos X

3). Ataque al muestra, para realizar análisis químico por el método de absorción atomiza.

Anexo 1

Sample identification: CHIRIN1

16-jul-2001 15:50



## Anexo 2

### **Ataque a la muestra para realizar los análisis químicos por absorción atómica.**

El procedimiento para la preparación de la muestra es el siguiente:

- Encender el horno, graduar la temperatura a 1.000<sup>a</sup>C.
- Pesar dos muestras de (0.1gr) cada una.
- Pesar (0.6gr.) de Metaborato de Litio con la muestra y colocarlo dentro de un crisol.
- Mezclar el Metaborato de Litio con la muestra y colocarlo dentro de un crisol.
- Introducir los crisoles dentro del horno, se debe asegurar que el horno se encuentre a la temperatura establecida.
- Esperar 20 minutos y posteriormente extraer los crisoles.
- En dos vickers agregar 20 ml de Acido Clorhídrico al 20%.
- Colocar los vickers sobre la plancha agitadora e introducir dentro de los mismos un agitador magnetico.
- Extraer los crisoles del horno con el material ya fundido (apariencia de una perla) y con una pinza tomar los crisoles y verter el materiale en los vickers.
- Colocar sobre los vickers unos vidrios de reloj para evitar la evaporaciòn de las muestras,agitar hasta disolver las mismas.

- Enrasar un balón aforado de 1.000 ml con agua destilada, y curar con la solución preparada el vickers y el vidrio de reloj.
- Luego de haber sido atacada la muestra se procede a filtrarla., y analizarla.

Anexo 3

