

**TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

**OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS DE CROMITA A PARTIR  
DE LOS DEPÓSITOS DE PERIDOTITA UBICADOS EN EL  
RODEO, CARIRUBANA, ESTADO FALCÓN**

Presentado ante la ilustre  
Universidad Central de Venezuela  
Para optar al título de  
Ingeniero de Minas  
Por el Br. Condoretty R., Jose Gabriel

Caracas, Diciembre de 2003

# **TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

## **OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS DE CROMITA A PARTIR DE LOS DEPÓSITOS DE PERIDOTITA UBICADOS EN EL RODEO, CARIRUBANA, ESTADO FALCÓN**

TUTOR ACADÉMICO: Prof. Ing. Mónica Martíz.

COTUTOR ACADÉMICO: Prof. Ing. Manuel García.

TUTOR INDUSTRIAL: Ing. Geol. Eligio González.

COTUTOR INDUSTRIAL: Ing. Geol. Simón Rodríguez.

Presentado ante la ilustre  
Universidad Central de Venezuela  
Para optar al título de  
Ingeniero de Minas  
Por el Br. Condoretty R., Jose Gabriel

Caracas, Diciembre de 2003

Caracas, Diciembre de 2003

Los abajo firmantes, miembros del Jurado designado por el Consejo de Escuela de Geología, Minas y Geofísica, para evaluar el Trabajo Especial de Grado presentado por el Bachiller José Gabriel Condoretty, titulado:

**“Obtención de concentrados de cromita a partir de los depósitos de peridotita ubicados en El Rodeo, Carirubana, Estado Falcón”**

Consideran que el mismo cumple con los requisitos exigidos por el plan de estudios conducente al Título de Ingeniero de Minas, y sin que ello signifique que se hacen solidarios con las ideas expuestas por el autor, lo declaran APROBADO.

Prof. Ing. Mónica Martíz  
Jurado

Prof. Ing. José Peña  
Jurado

Prof. Ing. Manuel García  
Jurado

Prof. Ing. Mónica Martíz  
Tutor Académico

Ing. Geol. Eligio González  
Tutor Industrial

## **DEDICATORIA**

A DIOS Y MI FAMILIA,  
POR ESTAR SIEMPRE  
PRESENTES EN MI VIDA.

## **AGRADECIMIENTOS**

A Dios y mi familia.

A la Universidad Central de Venezuela por darme la oportunidad de estudiar una carrera tan interesante como lo es la Ingeniería de Minas.

Al Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad Central de Venezuela por haberme permitido la realización de este Trabajo Especial de Grado.

A los Profesores Mónica Martíz y Manuel García por la atención y buenos consejos brindados en el desarrollo de este trabajo.

A los Ingenieros Eligio González y Simón Rodríguez de INGEOMIN por su excelente apoyo y colaboración como tutores industriales.

Al Prof. José Peña, Prof. Alex Villanueva, Prof. Gladys Martines, Prof. Ricardo Alezones, Lic. Omar Goddeliett, a los compañeros de clases y a todos los que laboran en la U.C.V (especialmente la gente del Cilindro) por brindarme su colaboración en el momento preciso.

Al Geog. Juvenal Coronado, Geoq. Víctor García, Geol. Gonzalo Cova, Lic. Cruz Ruiz, Lic. Humberto Peña, Tec. Ángela Gotopo, Eymira Mora, Iván Bracho, y a todo el personal de INGEOMIN por toda la colaboración prestada.

Muchas Gracias.

*Condoretty R. Jose G.*

**OBTENCIÓN DE CONCENTRADOS DE CROMITA A PARTIR DE LOS  
DEPÓSITOS DE PERIDOTITA UBICADOS EN EL RODEO, CARIRUBANA,  
ESTADO FALCÓN**

**Tutor Académico: Prof. Ing. Mónica Martíz. Cotutor Académico: Prof. Ing.  
Manuel García. Tutor Industrial: Ing. Geol. Eligio González. Cotutor  
Industrial: Ing. Geol. Simón Rodríguez. Tesis. Caracas, U.C.V. Facultad de  
Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica. 2003, 135 Págs.**

Palabras Claves: Cromita, Mena, Ganga, Métodos Gravimétricos.

**RESUMEN**

El trabajo presenta el estudio de beneficio mineral de una mena de cromita ubicada en la región de El Rodeo de la Península de Paraguaná. Esta mena está constituida de peridotitas que se distribuyen en afloramientos de lentes y filones a lo largo de las laderas del Cerro El Rodeo. El objetivo principal del estudio es la obtención de concentrados de cromita a partir de estos depósitos, lo cual se logró a través de las siguientes etapas: caracterización de la mena y ensayos de concentración.

La caracterización de la mena comprendió: petrografía, difracción de rayos X, análisis químicos, análisis de liberación y de dureza, y moliendabilidad. Se determinó la presencia de abundante piroxeno, escaso anfíbol, serpentina, plagioclasa y pirofilita como minerales de ganga y en menor proporción cromita en diseminaciones como mineral útil. Los análisis químicos por absorción atómica indicaron 11% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 39,71% de  $\text{SiO}_2$ , 6,35% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 7,17% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 24,56% de  $\text{MgO}$  para la mena que fue clasificada de alta dureza y cuya liberación del útil en 90% se alcanza -#70 (ASTM).

Los ensayos de concentración se ejecutaron con la combinación del espiral humphreys y la mesa de sacudidas Wilfley en operaciones de desbaste y limpieza respectivamente. Las condiciones de concentración se fijaron con la previa realización de ensayos exploratorios en estos equipos y los resultados fueron los

siguientes: concentración en espiral Humphreys en circuito cerrado con razón de alimentación de 27 kg/min, caudal de agua de lavado de 45 l/min y porcentaje de sólidos en pulpa de 10%, con la producción de una cola que se desecha y un concentrado primario que alimenta a la mesa Wilfley. Ésta se ensayó en circuito abierto con razón de alimentación de 0,15kg/min, caudal de agua de lavado 7,9l/min, porcentaje de sólidos en pulpa a 7%, 325 sacudidas por minuto, 1 cm de amplitud de sacudidas y 4° de inclinación con la producción de una cola que se desecha, un mixto y un concentrado definitivo.

El concentrado final presentó las siguientes condiciones: 39,47% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 12,96% de  $\text{SiO}_2$ , 15,93% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 15,37% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 15,18% de  $\text{MgO}$ , relación Cr/Fe de 2,18, con una recuperación total de 44,79% y grado de concentración total de 7,21.

En la medida en que en el concentrado final se ajusten los porcentaje de  $\text{SiO}_2$  a valores  $<6,00\%$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , a valores  $>20,0\%$ , éste podrá inclinar su uso como material refractario.

En adición a esto, se concluye que la etapa de desbaste en espiral Humphreys logró una recuperación del 91,93%, mientras que la de limpieza en mesa Wilfley 53,84%, de manera que para obtener una recuperación final mayor se recomiendan dos opciones: recircular el material mixto en la mesa Wilfley o experimentar con otros equipos de concentración para la operación de limpieza.

## ÍNDICE

<i>DEDICATORIA</i> .....	<i>iii</i>
<i>AGRADECIMIENTOS</i> .....	<i>iv</i>
<i>RESUMEN</i> .....	<i>v</i>
<i>ÍNDICE</i> .....	<i>vii</i>
<i>ÍNDICE DE TABLAS</i> .....	<i>x</i>
<i>ÍNDICE DE FIGURAS</i> .....	<i>xii</i>
<i>INTRODUCCIÓN</i> .....	<i>1</i>
<i>OBJETIVOS</i> .....	<i>3</i>
Objetivo General .....	<i>3</i>
Objetivos Específicos .....	<i>3</i>
<i>CAPITULO I</i> .....	<i>4</i>
<i>GENERALIDADES</i> .....	<i>4</i>
1.1.-Localización de la mena .....	<i>4</i>
1.2.-Geología .....	<i>5</i>
1.2.1.-Geología regional .....	<i>5</i>
1.2.2.-Geología local .....	<i>7</i>
1.3.-Generalidades del mineral cromita .....	<i>7</i>
1.3.1.-La cromita: propiedades físicas y químicas .....	<i>7</i>
1.3.2.-Origen y clasificación de los depósitos de cromita .....	<i>8</i>
1.3.3.-Aplicaciones y especificaciones .....	<i>9</i>
1.3.4.-Aspectos económicos y situación venezolana .....	<i>10</i>
<i>CAPITULO II</i> .....	<i>13</i>
<i>FUNDAMENTOS TEÓRICOS DEL PROCESAMIENTO DE</i> <i>MINERALES</i> .....	<i>13</i>

<b>2.1.-Procesamiento de minerales.....</b>	<b>13</b>
<b>2.2.-Operaciones de fragmentación .....</b>	<b>14</b>
<b>2.3.-Operaciones de clasificación .....</b>	<b>17</b>
<b>2.4.-Operaciones de concentración .....</b>	<b>20</b>
2.4.1.-Concentración por gravedad .....	21
2.4.1.1.-Concentración en mesas y canales o por corrientes de tipo fluvial .....	24
<b><i>CAPITULO III.....</i></b>	<b>38</b>
<b><i>DESARROLLO EXPERIMENTAL.....</i></b>	<b>38</b>
<b>3.1.-Metodología .....</b>	<b>38</b>
<b>3.2.-Preparación de las muestras .....</b>	<b>39</b>
<b>3.3.-Caracterización de la muestra .....</b>	<b>41</b>
3.3.1.-Descripción macroscópica .....	42
3.3.2.-Petrografía.....	42
3.3.3.-Difracción de rayos X .....	43
3.3.4.-Análisis químico .....	44
3.3.5.-Ensayo de dureza .....	45
3.3.6.-Granulometría .....	47
3.3.6.1.-Granulometría con tamizado por vía húmeda.....	49
3.3.7.-Análisis de liberación.....	54
3.3.8.-Moliendabilidad .....	59
<b>3.4.-Ensayos Experimentales.....</b>	<b>66</b>
3.4.1.-Preparación de la alimentación .....	67
3.4.2.-Ensayos exploratorios .....	69
3.4.2.1.-Ensayos exploratorios en espiral Humphreys .....	71
3.4.2.2.-Ensayos exploratorios en mesa de sacudidas Wilfley.....	84
3.4.3.-Diseño experimental .....	85

3.4.4.-Ensayos de concentración .....	87
3.4.5.-Resultados .....	89
3.4.6.-Análisis de resultados .....	102
<b>CONCLUSIONES</b> .....	<b>108</b>
<b>RECOMENDACIONES</b> .....	<b>110</b>
<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	<b>112</b>
<b>ANEXOS</b> .....	<b>115</b>
<i>Anexo 1. Fundamento del análisis petrográfico .....</i>	<i>115</i>
<i>Anexo 2. Análisis petrográficos de muestras tomadas en campo. ....</i>	<i>116</i>
<i>Anexo 3. Fundamento del método de difracción de rayos X.....</i>	<i>118</i>
<i>Anexo 4. Análisis de difracción de rayos X de muestras tomadas en campo. ....</i>	<i>119</i>
<i>Anexo 5. Fundamento de análisis químicos por espectrofotometría de absorción atómica.....</i>	<i>121</i>
<i>Anexo 6. Análisis químico para determinación de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en muestra tomada en campo. ....</i>	<i>122</i>
<i>Anexo 7. Análisis químico para determinación de SiO<sub>2</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, FeO, CaO y MgO en muestra tomada en campo. ....</i>	<i>124</i>
<i>Anexo 8. Análisis químico para determinación de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en muestras del proceso de concentración.....</i>	<i>126</i>
<i>Anexo 9. Análisis químico para determinación de SiO<sub>2</sub>, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y MgO en muestras del proceso de concentración. ....</i>	<i>129</i>
<i>Anexo 10. Estadística de toma de decisiones: gran media y prueba t.....</i>	<i>131</i>
<i>Anexo 11. Medición de la densidad de pulpa por balanza Marcy-Svedala.....</i>	<i>135</i>

## ÍNDICE DE TABLAS

<i>Tabla 1. Importaciones de mineral de cromita a Venezuela 2000-2002.</i>	<i>11</i>
<i>Tabla 2. Exportaciones de mineral de cromita desde Venezuela 2000-2002.</i>	<i>11</i>
<i>Tabla 3. Variables de la mesa de sacudidas.</i>	<i>30</i>
<i>Tabla 4. Variables del espiral.</i>	<i>34</i>
<i>Tabla 5. Análisis químico por absorción atómica de una muestra de roca de los afloramientos de peridotita del Cerro El Rodeo.</i>	<i>45</i>
<i>Tabla 6. Ensayo de dureza Denver para la muestra de peridotita de los afloramientos del Cerro El Rodeo.</i>	<i>46</i>
<i>Tabla 7. Granulometría del producto de trituración primaria.</i>	<i>49</i>
<i>Tabla 8. Granulometría del producto de trituración secundaria.</i>	<i>50</i>
<i>Tabla 9. Granulometría del producto de trituración terciaria.</i>	<i>51</i>
<i>Tabla 10. Granulometría del producto de segundo pase de trituración terciaria.</i>	<i>53</i>
<i>Tabla 11. Grado de liberación del producto del segundo pase de trituración terciaria.</i>	<i>56</i>
<i>Tabla 12. Grado de liberación del producto de molienda de 6 minutos.</i>	<i>58</i>
<i>Tabla 13. Granulometría del producto de segundo pase de trituración terciaria.</i>	<i>60</i>
<i>Tabla 14. Granulometría del producto de molienda durante 10 minutos del segundo pase de trituración terciaria.</i>	<i>60</i>
<i>Tabla 15. Granulometría de +#70 (muestra cabeza).</i>	<i>62</i>
<i>Tabla 16. Granulometría del producto de la molienda de 30 minutos.</i>	<i>62</i>
<i>Tabla 17. Granulometría del producto de la molienda de 60 minutos.</i>	<i>63</i>
<i>Tabla 18. Granulometría del producto de la molienda de 90 minutos.</i>	<i>63</i>
<i>Tabla 19. %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> de la alimentación.</i>	<i>68</i>
<i>Tabla 20. Plan de ensayos exploratorios en espiral Humphreys.</i>	<i>72</i>
<i>Tabla 21. Resultados de los ensayos exploratorios.</i>	<i>73</i>
<i>Tabla 22. Información de los ensayos exploratorios.</i>	<i>74</i>
<i>Tabla 23. Resumen de los resultados obtenidos.</i>	<i>75</i>
<i>Tabla 24. Plan de ensayos de concentración en espiral Humphreys.</i>	<i>87</i>

<i>Tabla 25. Plan de ensayos de concentración en mesa Wilfley. ....</i>	<i>88</i>
<i>Tabla 26. Comprobación del régimen en el ensayo CCD1 en espiral Humphreys. ...</i>	<i>90</i>
<i>Tabla 27. Comprobación del régimen en el ensayo CCD2 en espiral Humphreys. ...</i>	<i>90</i>
<i>Tabla 28. Peso de muestras tomadas en el ensayo de circuito cerrado en espiral Humphreys (9 segundos de recolección). ....</i>	<i>90</i>
<i>Tabla 29. Resultados de los ensayos de concentración en espiral Humphreys.....</i>	<i>93</i>
<i>Tabla 30. Composición química de los productos del ensayo CCD1 en espiral Humphreys. ....</i>	<i>95</i>
<i>Tabla 31. Resultados de los ensayos de concentración en mesa Wilfley.....</i>	<i>98</i>
<i>Tabla 32. Composición química de los productos del ensayo M4 en mesa Wilfley. ..</i>	<i>99</i>

## ÍNDICE DE FIGURAS

<i>Figura 1. Localización del depósito de cromita diseminada.</i>	5
<i>Figura 2. Machacadora de mandíbulas de biela simple.</i>	15
<i>Figura 3. Cilindros trituradores.</i>	16
<i>Figura 4. Principios del tamizado de laboratorio con tamices en serie.</i>	18
<i>Figura 5. Intervalos de tamaños de partículas para equipos de concentración gravimétrica.</i>	23
<i>Figura 6. Trayectoria y clasificación de las partículas según su densidad bajo el efecto de una capa pelicular fluente.</i>	26
<i>Figura 7. Vista en planta de una mesa de sacudidas.</i>	28
<i>Figura 8. Acción de sacudimiento diferencial en una mesa concentradora.</i>	29
<i>Figura 9. Mecanismo Wilfley.</i>	29
<i>Figura 10. Mecanismo Plat-O</i>	30
<i>Figura 11. Estratificación progresiva entre los riffles</i>	32
<i>Figura 12. Espiral Humphreys</i>	33
<i>Figura 13. Distribución del género en el canal del espiral.</i>	35
<i>Figura 14. Corte transversal del canal del espiral mostrando la corriente secundaria.</i>	36
<i>Figura 15. Flujograma del desarrollo experimental.</i>	38
<i>Figura 16. Machacadora de mandíbulas de laboratorio para trituración primaria.</i>	40
<i>Figura 17. Machacadora de mandíbulas de laboratorio para trituración secundaria.</i>	40
<i>Figura 18. Cilindros trituradores de laboratorio.</i>	40
<i>Figura 19. Material preparado, homogeneizado y cuarteado.</i>	41
<i>Figura 20. Dureza relativa Denver para la muestra de peridotita.</i>	47
<i>Figura 21. Tamices de la serie A.S.T.M.</i>	48
<i>Figura 22. Dispositivo Rotap.</i>	48
<i>Figura 23. Curva granulométrica del producto de trituración primaria.</i>	49

<i>Figura 24. Curva granulométrica del producto de trituración secundaria.....</i>	<i>51</i>
<i>Figura 25. Curva granulométrica del producto de trituración terciaria. ....</i>	<i>52</i>
<i>Figura 26. Curva granulométrica del producto de segundo pase de trituración terciaria.....</i>	<i>53</i>
<i>Figura 27. Relaciones de liberación.....</i>	<i>55</i>
<i>Figura 28. Tendencia de la liberación en función del tamaño de partícula (trituración terciaria).....</i>	<i>56</i>
<i>Figura 29. Género fracción -#70 +#80 mallas.....</i>	<i>57</i>
<i>Figura 30. Tendencia de la liberación en función del tamaño de partícula (6 minutos de molienda).....</i>	<i>58</i>
<i>Figura 31. Molino de bolas de laboratorio. ....</i>	<i>61</i>
<i>Figura 32. Representación gráfica Gaudin-Schuhman para moliendabilidad. ....</i>	<i>64</i>
<i>Figura 33. Género de alimentación al espiral Humpherys. ....</i>	<i>68</i>
<i>Figura 34. Espiral humphreys para los ensayos de concentración.....</i>	<i>70</i>
<i>Figura 35. Esquema del equipo de espiral Humphreys usado en los ensayos de concentración.....</i>	<i>70</i>
<i>Figura 36. Mesa de sacudidas Wilfley para los ensayos de concentración. ....</i>	<i>71</i>
<i>Figura 37. Esquema del equipo de mesa Wilfley usada en los ensayos de concentración.....</i>	<i>71</i>
<i>Figura 38. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre la masa de concentrado.....</i>	<i>76</i>
<i>Figura 39. Influencia del caudal de agua de lavado sobre la masa de concentrado.....</i>	<i>77</i>
<i>Figura 40. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.....</i>	<i>78</i>
<i>Figura 41. Influencia del caudal de agua de lavado sobre %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.....</i>	<i>79</i>
<i>Figura 42. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre la recuperación. ....</i>	<i>80</i>
<i>Figura 43. Influencia del caudal de agua de lavado sobre la recuperación.....</i>	<i>81</i>
<i>Figura 44. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre el grado de concentración.....</i>	<i>82</i>

<i>Figura 45. Influencia del caudal de agua de lavado sobre el grado de concentración.....</i>	<i>83</i>
<i>Figura 46. Diagrama del proceso de concentración.....</i>	<i>86</i>
<i>Figura 47. Posición de las espiras en el espiral Humphreys.....</i>	<i>88</i>
<i>Figura 48. Posición de los partidores en los ensayos M4 y M6 de la mesa Wilfley.....</i>	<i>89</i>
<i>Figura 49. Balance de materiales en el ensayo CCD1 en espiral Humphreys.....</i>	<i>91</i>
<i>Figura 50. Balance de materiales en el ensayo CCD2 en espiral Humphreys.....</i>	<i>92</i>
<i>Figura 51. Concentrado primario producido en el ensayo CCD1 en espiral Humphreys.....</i>	<i>95</i>
<i>Figura 52. Producto de cola del ensayo CCD1 en espiral Humphreys.....</i>	<i>95</i>
<i>Figura 53. Tolvas de recolección de la mesa Wilfley y descarga de los productos de los ensayos M4 y M6 (vista en planta).....</i>	<i>96</i>
<i>Figura 54. Balance de materiales en el ensayo M4 en mesa Wilfley.....</i>	<i>96</i>
<i>Figura 55. Balance de materiales en el ensayo M6 en mesa Wilfley.....</i>	<i>97</i>
<i>Figura 56. Ensayo M4 en mesa de sacudidas Wilfley.....</i>	<i>99</i>
<i>Figura 57. Concentrado del ensayo M4 en mesa Wilfley.....</i>	<i>100</i>
<i>Figura 58. Mixto del ensayo M4 en mesa Wilfley.....</i>	<i>100</i>
<i>Figura 59. Cola del ensayo M4 en mesa Wilfley.....</i>	<i>100</i>
<i>Figura 60. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre la recuperación de cromita.....</i>	<i>103</i>
<i>Figura 61. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado.....</i>	<i>103</i>
<i>Figura 62. Influencia de la inclinación del tablero sobre la recuperación de cromita.....</i>	<i>105</i>
<i>Figura 63. Influencia de la inclinación del tablero sobre el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado.....</i>	<i>106</i>
<i>Figura 64. flujograma recomendado.....</i>	<i>110</i>

## INTRODUCCIÓN

En los últimos años, el arte del procesamiento de minerales ha tomado una mayor importancia entre las etapas de la explotación de los yacimientos minerales, debido a factores tales como las mayores exigencias en las especificaciones de los productos o a la necesidad de la explotación de yacimientos de menas complejas o de muy bajo tenor. En este sentido, uno de los tantos estudios previos que se realizan para establecer el potencial de un depósito mineral, es determinar técnicamente hasta que punto la mena contenida en éste puede beneficiarse. Bajo este preámbulo, el presente Trabajo Especial de Grado es un estudio de beneficio mineral que muestra los resultados obtenidos en el procesamiento por métodos gravimétricos de una mena de cromita proveniente de la Península de Paraguaná.

En la primera parte del trabajo (capítulos I y II) se mencionan los objetivos que se desean alcanzar con éste estudio, luego se ofrece información general acerca de la cromita, tal como la ubicación de la mena y la geología del lugar donde se encuentra el depósito; además de información fundamental tal como sus propiedades físicas y químicas, génesis, tipos de depósitos, aplicaciones y especificaciones, aspectos económicos y la situación de ésta en relación a nuestro país.

El capítulo III describe los fundamentos teóricos que se aplican en el trabajo, los cuales son conceptos importantes que podemos consultar cuando se presenten dudas.

El capítulo IV, en una primera parte, se ocupa de la caracterización de las muestras, lo cual es información relevante para la posterior selección de los métodos y equipos de beneficio mineral. La caracterización de muestras proporciona información de la petrografía, análisis químicos, dureza, liberación, granulometría y la moliendabilidad.

Ese mismo capítulo, en una segunda parte, muestra los ensayos experimentales de procesamiento, los resultados obtenidos y su análisis. Estos

ensayos se realizaron con base en ensayos exploratorios sobre los equipos seleccionados.

Para finalizar, las conclusiones y recomendaciones fueron pensadas y analizadas objetivamente con el único propósito de enriquecer la información ya conocida de la mena que es objeto de estudio en este Trabajo Especial de Grado.

## **OBJETIVOS**

### ***Objetivo General***

Obtener concentrados de cromita a partir de los depósitos de peridotita cromífera ubicados en la zona de El Rodeo, Península de Paraguaná, Estado Falcón.

### ***Objetivos Específicos***

- Caracterizar muestras representativas del depósito para la obtención de sus propiedades físicas, químicas, petrográficas y mineralógicas.
- Establecer el método de concentración mineral más adecuado para la obtención de concentrados de cromita.
- Realizar ensayos exploratorios que conduzcan a la obtención de las mejores condiciones de concentración.
- Determinar el porcentaje de recuperación de los ensayos de concentración de cromita.
- Optimizar las condiciones de beneficio de cromita en el método establecido.

# **CAPITULO I**

## **GENERALIDADES**

### ***1.1.-Localización de la mena***

El depósito de cromita diseminada se presenta en forma de lentes y filones en afloramientos ubicados en la parte noreste del cerro El Rodeo (llamado también cerro Colorado), el cual se halla situado en la zona suroriental de la Península de Paraguaná, en el Municipio Santa Ana, Distrito Carirubana, Estado Falcón. La localización en coordenadas geográficas se define entre los meridianos 405.000-407.000 de longitud este y entre los paralelos 1.303000-1.304.000 de latitud norte (ver figura 1).

Con respecto a la topografía del terreno se destacan las elevaciones del cerro El Rodeo (altura máxima de 220 m) y la fila de Tausabana (que oscila los 110 m), rodeados de terrazas planas de sedimentos arenosos y arcillosos con cotas que llegan hasta los 70 m.

En lo que refiere al clima es semidesértico con una temperatura media aproximada de 27°C y escasas lluvias (precipitación media anual entre 200 y 500 mm). La aridez ambiental favorece el crecimiento de una vegetación del tipo xerófilo (cujíes y cardonales).

El acceso a la zona se realiza por medio de la autopista Coro-Punto Fijo, hasta llegar al pueblo de Tacuato, en el cual se toma una vía hacia la población de El Rodeo y de ésta un camino de tierra que pasa circundante al cerro.

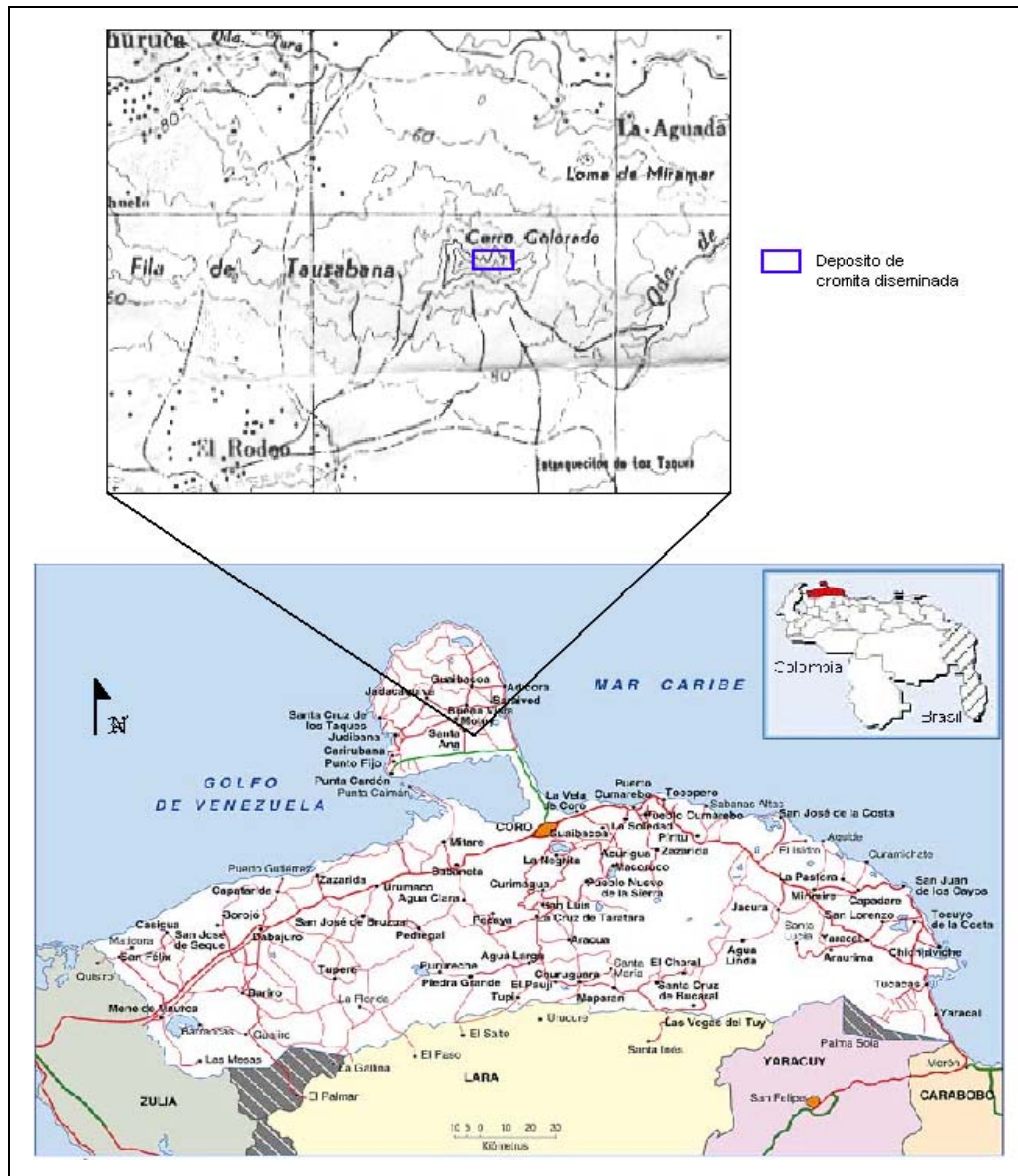


Figura 1. Localización del depósito de cromita diseminada.

## 1.2.-Geología

### 1.2.1.-Geología regional

La zona en estudio se encuentra en la sección oriental de la región Máfico-Ultramáfica de la Península de Paraguaná, siendo MARTÍN Y AROZENA (1972)

quienes emplearon formalmente el nombre de Complejo Ultramáfico Zonado de Tausabana-El Rodeo para designarla, publicando un completo estudio petrográfico, geoquímico, estructural, gravimétrico, paleomagnético y geotectónico del cuerpo.

Este complejo ocupa toda la masa de la fila de Tausabana, del cerro El Rodeo y de la porción central del cerro Arajó en la Península de Paraguaná, Estado Falcón; de edad Mesozoico (Cretácico Medio), está formado por un cuerpo de forma elíptica irregular y alargada en sentido este-oeste (8 km de largo por 2,5 km de ancho). Se halla parcialmente cubierto por sedimentos miocenos y presenta un arreglo zonado que comprende del centro a la periferia: una dunita (olivino con textura de cúmulo, clinopiroxeno diopsídico con textura de intercúmulo y cromita accesoria), una peridotita serpentizada tipo harzburgita-lherzolita (olivino con textura de cúmulo, clinopiroxeno en vías de alteración a kaersutita y enstatitabroncita como intercúmulo), que es la roca más abundante del complejo, una piroxenita olivinífera con cromita accesoria, una piroxenita hornbléndica, y un dique marginal de gabro pegmatítico piroxénico-hornbléndico (GONZÁLEZ DE JUANA, 1980).

Una característica notable de las peridotitas son los mantos de flujo piroxénicas y anfibólicas de granulometría gradada, que a veces se entremezclan con anortositas piroxénicas y anfibólicas gnéisicas. Todo el complejo se encuentra atravesado por diques de basalto, relacionados con aquellos que intrusionan la Meta-Granodiorita de El Amparo.

Según MARTÍN Y AROZENA (1972), el origen de este complejo se inició en niveles inferiores de una cresta oceánica Pacífica, de donde fue llevado a su posición actual en la corteza superior como diapiro, en una zona adyacente de sobrecojimiento (obducción). Se le estima como un producto residual de la diferenciación progresiva de una pirolita, en el manto superior, a unos 50 Km de profundidad. La cromita es considerada como una acumulación magmática primaria, producto de cristalización fraccionada y diferenciación gravitacional de una pirolita (peridotita tipo harzburgita-lherzolita), en el manto superior (a 1200°C y 10-20 kb) y reemplazado tectónicamente como sólido y sin haber sufrido recristalización.

## **1.2.2.-Geología local**

La zona de estudio contempla un conjunto de afloramientos a lo largo de las laderas del cerro El Rodeo. Estos están parcialmente recubiertos por sedimentos y fragmentos de rocas producidos por la meteorización mecánica de los mismos.

Los sedimentos están constituidos por arcillas de tipo arenosas y/o ferruginosas de colores que van desde amarillo a amarillo rojizo respectivamente, y a pesar de que recubren una gran proporción de los afloramientos se desconoce su espesor.

Los macizos rocosos expuestos en la superficie se conforman de peridotitas de diversos tipos, tales como: dunitas, piroxenitas, harzburgitas, lherzolitas y hornblenditas. Asimismo, algunas zonas de éstos están parcialmente metamorfozadas a serpentinas en sus dos variedades como lo son: antigorita y crisotilo.

Las mineralizaciones de cromita se presentan como cristales subhedrales a anhedrales diseminados en peridotitas y con tamaños que van desde 0,17 mm a 0,72 mm. El mineral de ganga en mayor proporción es el piroxeno tipo enstatita, seguido en menor proporción por el anfíbol tipo hornblenda, la serpentina y la pirofilita. El depósito se clasifica como de tipo podiforme con forma de lentes y filones que intrusionan los afloramientos peridotíticos.

## ***1.3.-Generalidades del mineral cromita***

### **1.3.1.-La cromita: propiedades físicas y químicas**

La cromita es la única mena de cromo existente en la naturaleza, el nombre es alusivo al cromo proveniente del griego Khroma que significa color, por la utilidad que tienen en pinturas.

La cromita es dura, pesada, infusible e insoluble en los ácidos. Fundamentalmente es una combinación de óxido de cromo  $Cr_2O_3$  y óxido de hierro  $FeO$ , acompañada casi siempre con sílice, alúmina, magnesio, etc.

El mineral cromita presenta un sistema cristalino cúbico con hábito de cristales octaédricos, raros y pequeños; comúnmente en forma de agregados granulares diseminados. Las propiedades físicas del mineral son: dureza 5,5 según escala de Mohs, densidad 4,2 - 4,8 g/cm<sup>3</sup>, un color negro a pardo, con raya parda oscura, además de un brillo característico metálico a submetálico y raras veces graso; no presenta clivaje, pero sí fractura concoidea, tenacidad frágil, peso específico 4,2-4,8 y un magnetismo débil.

Entre los minerales, la cromita está clasificada químicamente dentro de la clase de los óxidos con estructura de coordinación compleja. A su vez, dentro de esta clase pertenece a la familia de las espínelas. Posee la fórmula química  $\text{FeCr}_2\text{O}_4$ , cuya composición corresponde al 32% de FeO y 68% de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, la cual puede sufrir algunas veces sustituciones con impurezas isomorfas de Mg que sustituye al Fe y de Fe<sup>+3</sup> y Al<sub>2</sub> que sustituyen al Cr<sub>2</sub>. También presenta pequeñas cantidades de manganeso, zinc, titanio y cerio.

### **1.3.2.-Origen y clasificación de los depósitos de cromita**

La cromita es de origen exclusivamente magmático. Surge a partir de la segregación de magmas silicatados en las fases iniciales de cristalización fraccionada, acompañada de acumulación preferencial por densidades en la cámara magmática. En este sentido, se asocia a rocas máficas y ultramáficas.

Los depósitos de cromita se pueden clasificar en:

- Segregaciones magmáticas asociadas a rocas máficas y ultramáficas, las cuales se subdividen en estratiformes y podiformes; los primeros son tabulares y ocurren por intrusiones ígneas que constituyen capas de gran extensión lateral y que se formaron en antiguos escudos continentales; los segundos nombrados así por su forma que van desde masas irregulares, bolsones, lentes hasta casi tabulares son encontrados en complejos ofiolíticos que se originan en centros de expansión oceánica y que fueron subsecuentemente empujados hacia cinturones montañosos por fuerzas tectónicas.

- Depósitos sedimentarios de placeres que están constituidos por arenas no consolidadas y que se forman como resultado de la erosión y meteorización de una roca que contiene cromita.

También se han encontrado algunas concentraciones de cromita en serpentinitas que han sido producto del metamorfismo de peridotitas cromíferas.

### **1.3.3.-Aplicaciones y especificaciones**

Las menas de cromita están agrupados en tres categorías, que se clasifican con base en su contenido en óxido de cromo y de la relación cromo-hierro presente en ésta:

- a. Grado metalúrgico: entre 45% a 56% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , la razón Cr:Fe entre 2,5-4,3; no más del 25% entre alúmina y magnesia. Se aplica en la industria metalúrgica como metal de aleación, en el cromado de aparatos sanitarios, accesorios de automóviles y piezas cromadas, en las resistencias eléctricas y aparatos de calefacción eléctrica como alambres de nicromo (níquel y cromo), en aceros inoxidables aumentando la dureza (tenacidad) del acero, la infusibilidad y otorgando propiedades anticorrosivas.
- b. Grado refractario: 30% a 40% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , <6% de  $\text{SiO}_2$ , <1% de CaO, <17% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , y  $\text{Al}_2\text{O}_3 >20\%$ ; la razón Cr:Fe entre 1,8-2,5; mientras más contenido de magnesia mejor serán sus propiedades. En la industria de los refractarios su aplicación abarca ladrillos refractarios para el revestimiento de hornos, la industria del cemento, la industria del vidrio, la industria del acero y refractarios de cromo magnesio.
- c. Grado químico: mayor o igual a 44% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , la razón Cr:Fe de 1,5 y contenido de sílice por debajo del 3,5%; generalmente 15-16% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y <11% de MgO. Se aplica en productos químicos para curtidos de pieles, preservativos de madera, fabricación de colorantes, oxidantes, fabricación de pigmentos: verdes, amarillos y anaranjados, elaboración de mordientes para fijar tintes.

En la actualidad, no hay sustituto para la cromita en la producción de ferrocromo, cromo químico y cromita refractaria.

### **1.3.4.-Aspectos económicos y situación venezolana**

Desde los años sesenta hasta inicio de los noventa, la producción mundial de cromita había sufrido un crecimiento considerable. En 1989-90 la demanda mundial de ferrocromo por las industrias metalúrgicas excedió la oferta, lo cual resultó en el incremento de los precios de cromita. A partir de entonces, con el fin de la guerra fría y la disolución de la Unión Soviética en 1991 la demanda se había reducido, hasta 1995 cuando los precios comenzaron a recuperarse.

En la actualidad, los precios de venta van desde 63 \$/TM para la cromita de Sudáfrica a 145 \$/TM para la cromita de Turquía, y varían en este rango dependiendo de las calidades.

Los tres mayores productores de cromita en el mundo son India, Kazajstán y Sudáfrica, los cuales tienen cerca de dos tercios de la producción mundial. Otros productores importantes son: Zimbabwe, Turquía, Rusia y Finlandia. En el hemisferio oeste, la cromita es producida solamente en Brasil y Cuba, pero casi toda de la producción brasilera es consumida en Brasil y la producción cubana es relativamente pequeña. Casi el 95% de los recursos de cromita se encuentran concentrados en el sur de África. Sudáfrica ha sido el mayor distribuidor de cromita para los países industrializados en el hemisferio oeste.

Los principales proveedores de concentrados de cromita para Venezuela son: Sudáfrica, Brasil, Siria, Suiza, Cuba, Italia y Gran Bretaña.

En la actualidad, ningún depósito de cromita en Venezuela se encuentra en explotación, por lo tanto no existe una producción nacional. Las importaciones de mineral de cromita a Venezuela en los últimos tres años se aprecian en la tabla 1.

<b>Años</b>	<b>2000</b>	<b>2001</b>	<b>2002</b>
<b>Volumen de concentrados de cromita, TM</b>	2.626	2.855	1439
<b>Valor de las importaciones, Bs.</b>	285.498.000	238.854.000	213.169.000
<b>Valor de las importaciones, dólares</b>	420.084	333.226	182.034
<b>Proveedores</b>	Sudáfrica, España, Estados Unidos, China, Colombia, Gran Bretaña, Italia.	Sudáfrica, Brasil, Cuba, Siria, Suiza.	Sudáfrica, Gran Bretaña, Italia, Suiza

**Tabla 1. Importaciones de mineral de cromita a Venezuela 2000-2002 (MEM. Dirección de planificación y economía minera).**

Las exportaciones de mineral de cromita desde Venezuela en los últimos tres años se muestran en la tabla 2.

<b>Años</b>	<b>2000</b>	<b>2001</b>	<b>2002</b>
<b>Volumen de concentrados de cromita, TM</b>	689	1.238	707
<b>Valor de las Exportaciones, Bs.</b>	208.877.000	361.214.000	294.069.000
<b>Valor de las Exportaciones, dólares</b>	306.321	498.822	236.100
<b>Clientes</b>	Argentina, Perú, Chile, Colombia.	Chile, Colombia, Ecuador, Perú, Trinidad y Tobago.	Chile, Colombia, Ecuador, Perú.

**Tabla 2. Exportaciones de mineral de cromita desde Venezuela 2000-2002 (MEM. Dirección de planificación y economía minera).**

La falta de producción nacional contribuye en la necesidad del reconocimiento y evaluación de los depósitos presentes en nuestro territorio, para conocer si alguno

es atractivo para la explotación, con lo cual se reduciría la dependencia de las importaciones.

El valor monetario por unidad de volumen de las importaciones y exportaciones es considerablemente alto (ver tablas 1 y 2) y ha ido aumentando en los últimos años, lo que coloca al mineral de cromita con alto valor económico, aumentando la importancia de los depósitos existentes en Venezuela.

La mayoría de las manifestaciones y depósitos de cromita identificados en nuestro país están asociados a cuerpos máficos y ultramáficos que se ubican al norte del país, desde la península de Paraguaná, estado Falcón, hasta la isla de Margarita, estado Nueva Esparta.

En la península de Paraguaná, exactamente en el cerro el Rodeo, existen acumulaciones de cromita de dos diferentes tipos, acumulaciones diseminadas que son el objeto de este estudio y una acumulación masiva en forma de lente, la cual presenta reservas que alcanzan  $1.10^4$  TM y es considerada pequeña para tener importancia comercial. La roca que contiene a esta cromita es un complejo ígneo basáltico.

Entre los estados Aragua y Miranda se encuentra la zona de Loma de Hierro, la cual posee depósitos lateríticos de níquel asociados a rocas básicas y con mineralizaciones de cromita diseminada de bajo tenor. Los depósitos lateríticos están asociados a harzburgitas serpentinizadas

También en el estado Miranda, en los ríos Apa, Chiquito y arenilla se encuentran manifestaciones de cromita asociadas a rocas pertenecientes al complejo ultramáfico Apa.

## CAPITULO II

### FUNDAMENTOS TEÓRICOS DEL PROCESAMIENTO DE MINERALES

#### *2.1.-Procesamiento de minerales*

Según PELÁEZ (1980, p. 3) el procesamiento o preparación de minerales es el conjunto de operaciones a que se someten las menas y minerales industriales para obtener productos que satisfagan los requisitos del mercado.

En la actualidad, prácticamente no hay ningún mineral que extraído de la mina sea adecuado para su transformación a un producto final, por lo que la mayoría requiere de un procesamiento previo.

En el procesamiento de minerales se distinguen dos etapas principales como lo son: la fragmentación y la separación.

La etapa de fragmentación, también llamada conminución, tiene como objetivo principal romper el género, reduciéndolo de tamaño hasta alcanzar la máxima liberación económica del mineral útil.

La etapa de separación consiste en dividir en dos o más grupos los productos minerales originados en la planta. Esta puede ser la separación de líquidos de sólidos o de sólidos de sólidos.

En el primer caso, se trata por lo general de separación del agua. En el segundo, la separación de sólidos de sólidos se basa en la composición o en el tamaño de dichos y se divide en dos subetapas denominadas: clasificación y concentración.

La clasificación es la etapa en donde se separan las partículas en varios grupos, de acuerdo con su tamaño o velocidad de sedimentación.

La concentración es la operación fundamental del procesamiento y consiste en separar las partículas según su riqueza, para ello se aprovecha alguna propiedad no común en éstas, como puede ser el peso específico, el magnetismo, etc.

En resumen, el procesamiento de minerales comprende todas las operaciones que se siguen para alcanzar que las menas y minerales industriales satisfagan los requisitos del mercado. En las siguientes secciones cada una de estas operaciones serán descritas y se enfatizará en las utilizadas en el desarrollo de este Trabajo Especial de Grado.

## ***2.2.-Operaciones de fragmentación***

Esta operación tiene como objetivo reducir el tamaño del mineral hasta un grado en que pueda separarse en fracciones de parte útil y ganga; en otras palabras reducir el tamaño de las zafras provenientes del frente de mina hasta uno acorde con el sistema de concentración que haya de emplearse.

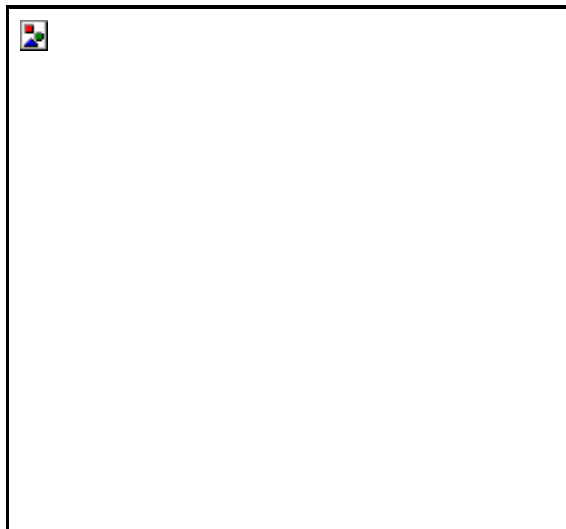
La fragmentación se lleva a cabo a través de una serie de operaciones de trituración y molienda. La trituración consiste en una reducción de tamaños gruesos, mientras que la molienda es una reducción de tamaños finos. La fragmentación puede realizarse en medio húmedo o seco, dependiendo de varios factores tales como: que el procesamiento subsecuente sea en húmedo o seco, la disponibilidad de agua, el hecho de que el material reaccione con el agua, la humedad del mineral, etc.

La **trituración** puede ser primaria, secundaria y hasta terciaria, en función de las veces que el mineral requiera ser reducido de tamaño. Cabe destacar que en la actualidad no existe ninguna norma para demarcar los límites entre los distintos tipos. Los equipos son variados y se pueden clasificar según la dureza del mineral que tratan en: equipos para roca dura y para roca blanda. También se clasifican según el tipo de fuerza que emplean para la trituración, como lo son: la compresión, la abrasión, el impacto y el cizallamiento.

La justificación de la aplicación de la trituración primaria, secundaria y terciaria para alcanzar un determinado tamaño de partícula es que la trituración progresiva, en especial de rocas duras, genera menor cantidad de finos (intratables en el proceso de concentración) que la aplicación de una sola trituración para alcanzar el mismo objetivo.

Con la **trituración primaria** se inicia en la planta de tratamiento la reducción del tamaño de los trozos provenientes de los frentes de la mina. Estos trozos por lo general son grandes por lo que los equipos deben ser de gran tamaño. La trituración primaria termina cuando el todouno proveniente de la mina se ha reducido hasta un tamaño máximo comprendido comúnmente entre 100 mm y 200 mm. Los equipos que se utilizan más comúnmente son las machacadoras de mandíbulas, los molinos de impacto, los trituradores giratorios y los cilindros trituradores.

Las machacadoras de mandíbulas están formadas por dos quijadas o mandíbulas dispuestas una enfrente de la otra, en forma de V. Una quijada esta fija y la otra animada por un movimiento de oscilación alrededor de un eje horizontal. Los movimientos de oscilación de acercamiento y alejamiento de la mandíbula móvil con respecto a la fija son los responsables de la trituración y del avance de los materiales por la cámara de trituración. Existen tres tipos básicos de machacadoras: tipo Blake, tipo Dodge y tipo de biela simple. Las de tipo Blake y Dodge trituran por compresión, mientras que las de tipo de biela simple (ver figura 2) tienen doble efecto tanto de compresión como fricción, debido al movimiento de trayectoria elíptica que realiza la mandíbula móvil.

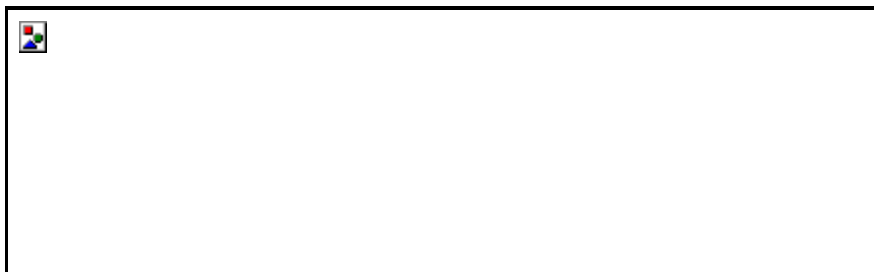


**Figura 2. Machacadora de mandíbulas de biela simple (Fueyo L. Equipos de trituración, molienda y clasificación, 2000).**

Los molinos de impactos están constituidos por martillos fijos y móviles sujetos a un rotor central cuyo objetivo es el proyectar contra un blindaje los productos que alimentan el aparato. La fragmentación se produce por un impacto brusco generado entre la roca y un elemento triturador.

Los trituradores giratorios están formados por un cono montado en un eje vertical dentro de una carcasa rígida. El eje mantiene la parte superior estacionaria mientras que la parte inferior gira excéntricamente. Los materiales se introducen en la parte superior y caen por gravedad, se fragmentan por compresión entre las paredes de la carcasa y el cono excéntrico que gira en el centro.

Los cilindros trituradores son utilizados comúnmente en la trituración de rocas blandas (carbón, sal). Pueden ser de cilindros dentados o de cilindros lisos (ver figura 3), trabajan por compresión, y el tamaño de la descarga depende de la forma del cilindro, descargando los cilindros lisos partículas de menores tamaños que los cilindros dentados.



**Figura 3. Cilindros trituradores (Blazy P. El beneficio de los minerales, 1970).**

La **trituración secundaria** comienza cuando los equipos de esta categoría toman el material que descargan las trituradoras primarias y lo reducen hasta dimensiones apropiadas para alimentar los equipos de trituración terciaria o los de molienda. La alimentación comprende los tamaños máximos entre 100 mm y 200 mm, llevándolos a una descarga de tamaños inferiores a 40 mm. Los equipos que se usan comúnmente en la trituración secundaria son los mismos que los utilizados en trituración primaria con la excepción que varían en algunas características de diseño.

La **trituration terciaria** busca preparar el material para la etapa de molienda. La alimentación comprende los tamaños máximos de 40 mm, llevándolos a una descarga de tamaños comúnmente entre 5 mm 18 mm. Los equipos más utilizados en trituration terciaria son los cilindros trituradores, los molinos de martillos y centrífugos.

Los objetivos que se buscan en la etapa de **molienda** son variados y dependen del destino que se le dará al producto, de esta manera se puede perseguir liberar el mineral útil de la ganga al tamaño más grueso posible, obtener un tamaño apropiado para el proceso de concentración o simplemente conseguir un producto que cumpla con condiciones comerciales.

La molienda se realiza dentro de molinos, los cuales son cámaras cilíndricas que giran alrededor de un eje horizontal, los diámetros van desde 20 cm, para los molinos de laboratorio, hasta más de 5 m para los utilizados en plantas industriales. Las paredes interiores de las cámaras están recubiertas con unos revestimientos que soportan el desgaste producido por la carga moledora, la cual esta formada por medios de molienda que pueden ser: bolas, barras o trozos gruesos del mismo material ha ser molido.

Los tamaños de alimentación van por lo general de 5 mm a 18 mm, aunque pueden aceptarse tamaños mayores en equipos de gran tamaño, los productos poseen tamaños comprendidos entre 0,417 mm (35 malla) y 0,074 mm (200 malla).

Al igual que la trituration, la molienda también puede subdividirse en las etapas: primaria, secundaria, terciaria y a veces hasta cuaternaria.

### ***2.3.-Operaciones de clasificación***

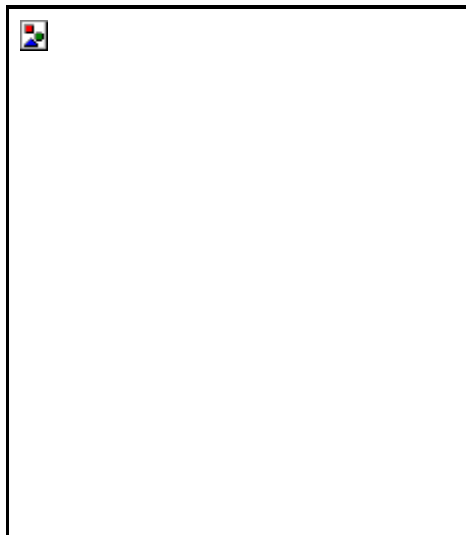
El objetivo de estas operaciones es separar en dos o más grupos los productos naturales o los producidos de la fragmentación, basándose en una propiedad intrínseca del material, como por ejemplo el peso específico, el magnetismo, etc., o adquirida con la fragmentación como por ejemplo el tamaño.

Las propiedades más comunes utilizadas para efectuar la clasificación son el tamaño de la partícula y la velocidad con que se mueve en el seno de un fluido.

Si la clasificación se basa en el tamaño se llama cribado o tamizado (clasificación dimensional), en el cual el peso específico no tiene ninguna importancia, si se basa en la velocidad con que se mueven las partículas en el seno de un fluido se llama clasificación isodrómica, e interviene el tamaño, forma y peso específico de las partículas.

La **clasificación dimensional** divide el material formado por partículas en grupos según el tamaño. Se puede efectuar mediante dos operación: el tamizado y el cribado, y se distinguen por el hecho de que el tamizado es un proceso intermitente que se aplica para fines de pruebas de laboratorio, y el cribado un proceso continuo utilizado a escala industrial. Igual que la etapa de fragmentación este tipo de clasificación se puede realizar en seco o en húmedo.

La operación de tamizado se realiza mediante cedazos o tamices con tamaños de abertura entre 4" (101,6 mm) y malla 400 (0,037 mm), la superficie de tamizado es generalmente de alambre tejido y van montadas en un armazón cilíndrico que permite conectar los tamices uno sobre otro en serie (ver figura 4).



**Figura 4. Principios del tamizado de laboratorio con tamices en serie (Kelly & Spottiswood. Introducción al procesamiento de minerales, 1990).**

La clasificación se consigue mediante la colocación de la serie de tamices en un equipo de tamizado que transmite un movimiento circular en un plano horizontal y un movimiento vertical de oscilación a las partículas en el interior.

El cribado es una operación industrial que comúnmente antecede a los equipos de concentración. Los equipos de cribado se clasifican en fijos y móviles y los más frecuentemente usados son: las cribas fijas o estacionarias, que se instalan al inicio de un equipo de trituración, para clasificar material de gran tamaño y las cribas móviles que aplican un movimiento para permitir una mejor distribución del género sobre su superficie. Las superficies clasificadoras para las cribas tiene aberturas entre 0,250 mm y 460 mm.

La **clasificación isodrómica** consiste en agrupar las partículas de acuerdo con la diferente velocidad que alcanzan al sedimentarse en un fluido (agua o aire) que opone resistencia al movimiento de éstas. Este método se aplica exclusivamente a los finos debido a que la naturaleza de la resistencia del fluido no es eficaz para los excesivamente gruesos.

La separación se alcanza de manera que en la sedimentación (bajo la acción de la gravedad o la fuerza centrífuga) predomine una característica de la partícula como el volumen, forma y densidad. Los equipos se clasifican según el fluido que se emplea en: clasificadores hidráulicos y clasificadores neumáticos.

Los clasificadores hidráulicos usan el agua o un fluido líquido como medio de separación y se dividen en: hidroclasificadores, espesadores, clasificadores mecánicos e hidrociclones.

Los clasificadores neumáticos utilizan el aire como medio de separación y por ser este menos denso y viscoso requiere trabajar con mayores velocidades de fluido, además aplica tanto fuerzas de gravedad como centrífugas. Los aparatos pueden dividirse en clasificadores centrífugos y de gravedad.

## ***2.4.-Operaciones de concentración***

La operación de concentración es la etapa más importante a que se someten los minerales antes de su empleo industrial o tratamiento metalúrgico. Básicamente consiste en separar las partículas de acuerdo con su riqueza y esto se logra recolectando el mineral útil y descartando el mineral estéril.

La selección del método de concentración para un mineral en particular depende de las características de éste y de las propiedades de los minerales que han de separarse de él, tales como: el tamaño al que se libera el mineral útil, la complejidad de la mena, las diferencias en las propiedades de sus componentes y el precio de venta del producto concentrado.

El tamaño al que se libera el mineral útil influye apreciablemente en la selección del método porque todos los equipos de concentración trabajan eficientemente bajo rangos restringidos de tamaño.

Las diferencias en las propiedades físicas y químicas de los componentes influyen en la selección del método porque los equipos de concentración aplican fuerzas que amplían estas diferencias para separar los componentes. Algunas de estas propiedades son el magnetismo, el peso específico, la conductividad eléctrica y las propiedades químicas superficiales.

La complejidad de la mena influyen en la aplicación de varios métodos, de manera que si se tiene por ejemplo una mena formada por dos especie del mismo mineral se debe estudiar la posibilidad de la aplicación de varios métodos combinados o individualmente.

Por último, el precio de venta del concentrado debe ser suficiente para solventar todos los costos que ocurren para su producción.

Técnicamente, en los procesos de concentración se utiliza los términos de “cabeza” o “alimentación” al género con que se los alimenta, “concentrados” a los productos enriquecidos, “colas” a los productos estériles que se rechazan y “mixto” a productos intermedios que requieren un tratamiento subsiguiente para producir un concentrado y una cola.

En función de la riqueza del concentrado que se consigue, una operación de concentración puede distinguirse como: operación de desbaste y operación de limpieza. La primera busca eliminar prontamente la mayor cantidad posible de ganga aunque el concentrado no tenga la ley necesaria para su empleo o venta. En la segunda se busca obtener un concentrado de alta ley.

Los métodos de concentración que se aplican más comúnmente en la actualidad son: la concentración por gravedad, la flotación y la separación electromagnética y electrostática.

La concentración por gravedad se basa en hacer recorrer trayectorias diferentes en la matriz de un fluido a partículas de distinto peso específico.

El método de concentración llamado flotación consiste, principalmente, en hacer que algunos de los componentes de una mena presenten una adhesión al aire por medio de burbujas y otros componentes una adhesión al agua.

En la separación electromagnética y electrostática se utilizan las diferentes intensidades con que los distintos minerales responden a ciertos efectos eléctricos externos que actúan a distancia. Según sea el efecto externo que se emplee para conseguir la separación, magnético o electrostático, la concentración recibe diferentes nombres.

#### **2.4.1.-Concentración por gravedad**

La concentración por gravedad, también llamada gravimétrica, consiste en hacer que partículas de diferente peso específico recorran trayectorias diferentes en el seno de un fluido. Dichas trayectorias están influenciadas principalmente por la fuerza de gravedad que actúa sobre las partículas, la densidad, dirección y magnitud del movimiento del fluido y en algunos casos por fuerzas externas, no preponderantes sobre la fuerza de gravedad, como por ejemplo impulsos y sacudidas.

La posibilidad de la concentración por métodos gravimétricos para una mena en particular depende de dos aspectos como lo son: la diferencia de pesos específicos de las especies minerales y el tamaño de liberación del grano de mineral útil.

Con relación a los pesos específicos de los minerales que forman la mena, TAGGART A.(1966, p. 185) formuló teóricamente el “criterio de concentración”, el cual ha servido como una medida de la facilidad o dificultad que puede esperarse al separar minerales por el método de concentración por gravedad. Se calcula con la siguiente formula:

$$n = \frac{\lambda p - \lambda f}{\lambda l - \lambda f}$$

$n$  : Criterio de concentración.

$\lambda f$ : densidad del fluido, comúnmente el agua o el aire.

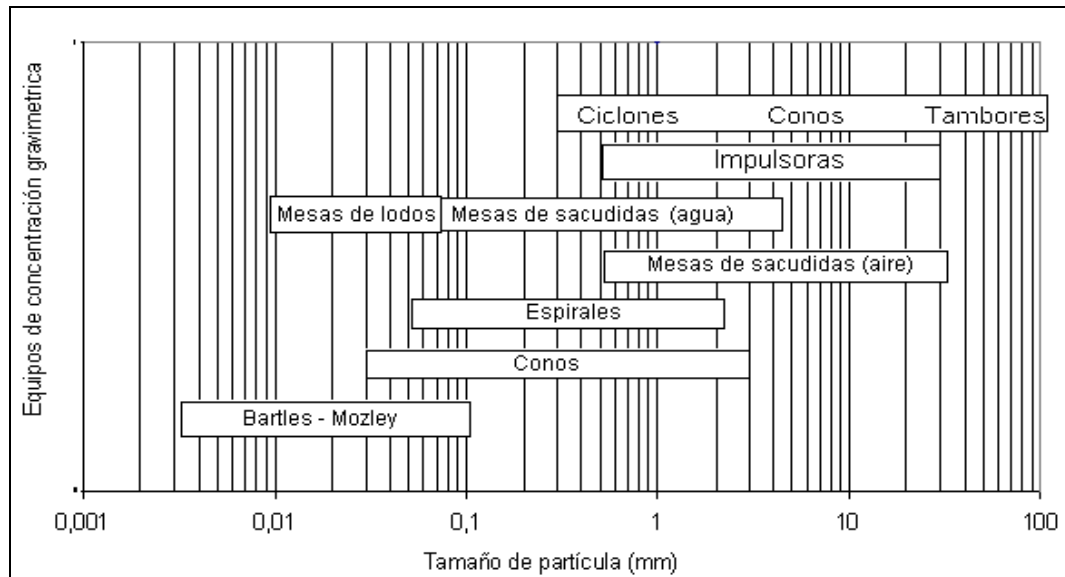
$\lambda p$  : densidad del mineral pesado.

$\lambda l$  : densidad del mineral ligero.

Cuando el resultado es negativo o mayor que 2,5 se pueden separar con facilidad el mineral útil y la ganga prácticamente a cualquier tamaño. Si esta entre 2,5-1,75 la concentración será posible solamente para tamaños de liberación superiores a las mallas #65 Tayler (0,2 mm) o #100 Tayler (0,15 mm). Si esta entre 1,75-1,50 solo podrán separarse partículas que sean superiores a la malla #10 Tayler (1,65 mm). Entre 1,50–1,25 solo partículas superiores a la malla #8 Tayler (2,38 mm). Inferiores a 1,25 la separación es imposible.

Un tiempo después, SPOTTISWOOD D. (1990, p. 506), de la Colorado School of Mines, revela, con base en pruebas de laboratorio, que dos especies minerales pueden separarse por concentración gravimétrica si la diferencia de densidad entre ellos es suficiente, generalmente una diferencia de aproximadamente 1,0.

Con respecto al tamaño de partícula, a pesar de que la experiencia indica que en la practica es conveniente no aplicarlo a partículas inferiores a 0,1 mm, pues resulta difícil aprovechar las diferencias de densidad a esos tamaños, los equipos de desarrollo más reciente han sobrepasado su aplicación a partículas de dimensiones más pequeñas (ver figura 5).



**Figura 5. Intervalos de tamaños de partículas para equipos de concentración gravimétrica (Kelly & Spottiswood. Introducción al procesamiento de minerales, 1990).**

En este orden de ideas, la concentración por métodos gravimétricos queda finalmente definida por ensayos experimentales. De manera que los equipos más apropiados para determinados minerales serán aquellos que se adapten a las características y comportamientos de dichos.

Los métodos de concentración gravimétrica se pueden dividir en:

- Concentración en medios densos: que consiste en sumergir la mena fragmentada o el producto natural, en un líquido con densidad intermedia entre los componentes que hay que separar, de manera que las partículas de mayor densidad vayan al fondo mientras que las de menor densidad sobrenaden, y se puedan separar.
- Concentración en cribas de pulsaciones o por corrientes verticales intermitentes: se basa en estratificar las partículas del género de acuerdo con su densidad para poder separarlas, el fenómeno de estratificación se consigue con la ayuda de corrientes verticales intermitentes de fluidos que a intervalos irregulares permiten a las partículas sedimentarse.

- Concentración en mesas y canales o por corriente de tipo fluvial: consiste en extender la pulpa del género en laminas delgadas sobre una superficie inclinada y separar los componentes por el efecto de una corriente de agua pendiente abajo y fuerzas externas como pueden ser impulsos y sacudidas.

A causa de la relación que existe entre la diferencia de densidad y el tamaño de la partícula, los equipos de concentración gravimétrica se utilizan óptimamente con un intervalo restringido del tamaño de la alimentación.

#### ***2.4.1.1.-Concentración en mesas y canales o por corrientes de tipo fluvial***

Este tipo de concentración gravimétrica consiste en extender la pulpa como una lamina delgada sobre una superficie inclinada y conseguir la separación del mineral útil y la ganga por la acción de una corriente de agua que hace avanzar el género pendiente abajo.

Los equipos de este grupo son variados, de esta manera podemos conseguirlos con la superficie por donde corre el agua plana o curva, lisa, rugosa o con resaltos, con pendiente suave o pronunciada, inmóvil o con movimiento y con flujo laminar o turbulento, continuo o intermitente.

La concentración en mesas y canales se fundamenta en lo siguiente: si sobre un tablero fijo y ligeramente inclinado, de superficie plana y lisa se hace fluir una lámina de agua, la velocidad y el espesor de ésta, dependen del volumen y la velocidad con que se introduzca el agua, las dimensiones del tablero, su inclinación, y los obstáculos que se opongan al flujo. La velocidad de la lamina varía según las capas líquidas que la conforman, así la velocidad de la capa que tiene contacto con el tablero es nula, es decir que la capa que esta más en el fondo permanece casi estática, a causa de que cuando el tablero se moja las moléculas de agua que hacen contacto con él se aferran fuertemente.

La velocidad de las capas va creciendo debido al aumento en la movilidad de las moléculas de agua, hasta alcanzar un máximo en capas cercanas a la superficie, las que tienen contacto con la superficie están expuestas a la fricción que el aire ejerce, por lo tanto disminuye la velocidad en ese lugar.

Entonces, si se introduce una mezcla de partículas de dos minerales, de diferente densidad y en una gama de tamaños variada, en algún punto de la superficie de la lamina de agua del tablero anteriormente nombrado, al cabo de un tiempo las partículas estarán distribuidas sobre el tablero de la siguiente manera: partiendo del punto de introducción, las primeras que se encuentran son las partículas finas del mineral más denso, después le siguen una mezcla de partículas gruesas del mineral más denso y partículas finas del mineral menos denso, y por último las más alejadas del punto de alimentación serán las partículas gruesas del mineral menos denso.

En la distribución han intervenido la fuerza de arrastre del agua, la velocidad de caída de la partículas, la gravedad, la forma, dimensión y densidad de las partículas, la inercia e inclinación del tablero y la fricción de los minerales contra su superficie.

El hecho particular de que se encuentren juntas partículas gruesas densas con finas ligeras, justifica la conveniencia de alimentar los equipos de concentración con géneros que hayan sido clasificados por tamaño.

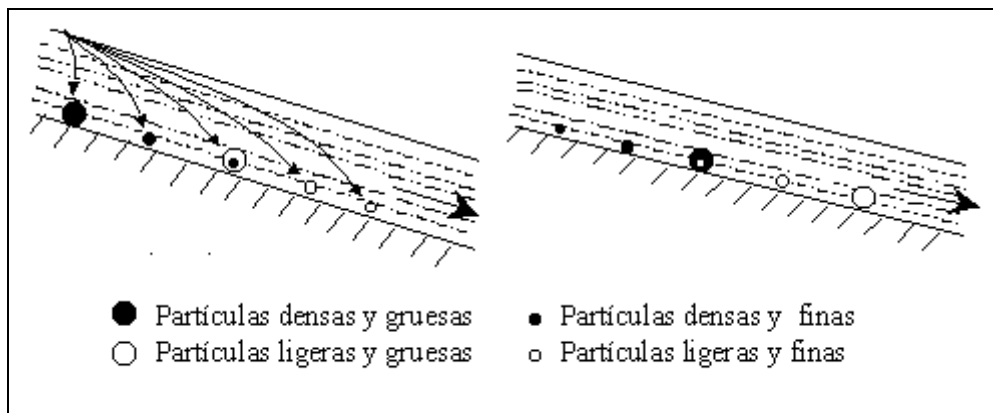
La distribución de las partículas presenta el comportamiento antes mencionado si la corriente de agua es profunda en relación con el tamaño del género y si su velocidad en las diferentes capas de la corriente es insuficiente para ponerlas en suspensión.

El fenómeno de la distribución de las partículas consiste en que las partículas minerales introducidas por la parte superior de la lamina de agua llegan al fondo a distancias del punto de partida que dependen de sus trayectorias. Estas dependerán de las diferentes velocidades de caída que vayan adquiriendo y de la velocidad de la corriente de agua en cada instante.

En este sentido, la distancia de cada partícula del punto de entrada al tablero dependerá del tiempo que tarde cada una en recorrer el espesor de la corriente de agua. Por esa razón, inicialmente, las primeras que arribarán al fondo serán las más gruesas y más densas y lo harán más próximas al punto de entrada que las demás ya que al caer más rápido son menos afectadas por el arrastre de la corriente de agua.

Contrariamente, las partículas menores y más ligeras serán las que lleguen al tablero más lejos del punto de entrada.

Pero una vez sobre el tablero la distribución cambia, si se consideran partículas del mismo mineral e igual forma pero de tamaños bastantes diferentes, las más pequeñas avanzarán más despacio por estar sumergidas en una zona, apegadas más al tablero, donde la velocidad del agua es mucho menor. Además si las partículas consideradas fueran de igual tamaño y forma pero de diferente mineral, las más pesadas avanzarán más despacio ya que por su inercia se aceleran más lentamente.



**Figura 6. Trayectoria y clasificación de las partículas según su densidad bajo el efecto de una capa pelicular fluente (Blazy P. El beneficio de los minerales, 1970).**

Así el género de alimentación se ha distribuido, al cabo de cierto tiempo, de la siguiente manera: las partículas mayores están más adelante que las menores de la misma clase, y las menos densas más adelante que las más densas del mismo tamaño. (ver Figura 6)

La forma de las partículas influye en la distribución sobre el tablero ya que si cada una de ellas consiguieran moverse libremente se asentaría en su posición más estable, reposando sobre su cara más plana y mostrando a la corriente su sección mínima. Entonces, si todas las partículas fueran de igual masa, las que avanzarían más lento sobre el fondo serían las lajas, luego las aproximadamente cúbicas y más rápido las redondeadas.

Con respecto al género con que se alimentan estos equipos, éste depende del tipo de depósito mineral que se vaya a tratar. Así, para el caso de aluviones o arenas de playa el mineral que interesa suele estar ya liberado, pues al depositarse como consecuencia de los fenómenos de meteorización y erosión, se ha clasificado. Por lo tanto, el equipo donde se trata se alimenta directamente con el aluvión, sin tratamiento previo de fragmentación.

En el caso de depósitos en roca dura, existe una necesidad de fragmentar la mena para liberar el mineral útil, lo cual produce involuntariamente sobretiturados, que son partículas demasiado finas para que respondan al tratamiento con eficacia. Por eso, este es el motivo, para combinar en los circuitos de reducción de tamaño los equipos de fragmentación y clasificación y así evitar al máximo la producción de lamas.

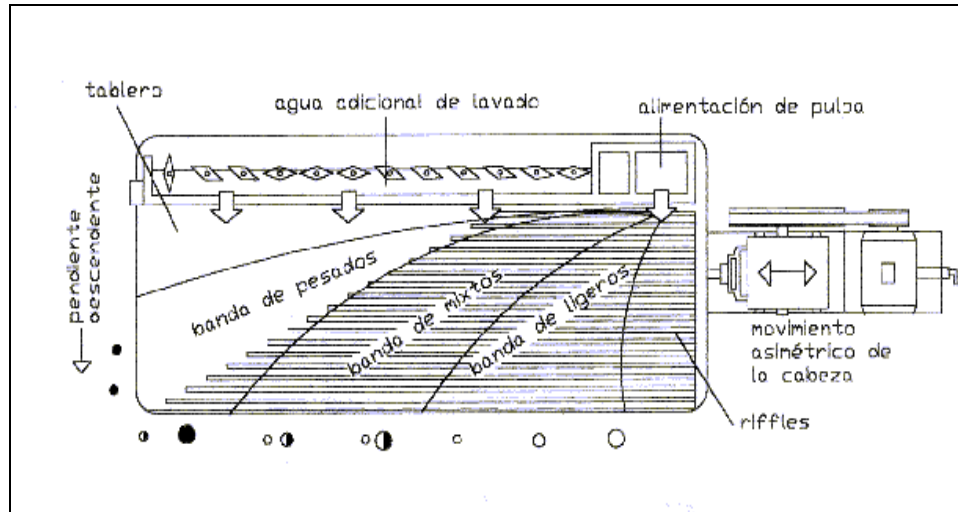
#### **2.4.1.1.1.-Concentración en mesa de sacudidas**

La mesa de sacudidas esta constituida por un tablero plano aproximadamente rectangular o romboidal (ver figura 7), la alimentación entra por un dispositivo de distribución en forma de caja situada a lo largo de la orilla superior y se extiende sobre la mesa como resultado del efecto de la inclinación del tablero, del sacudimiento y el agua de lavado. La descarga del producto tiene lugar a lo largo de la orilla opuesta y del extremo.

Comúnmente posee una pendiente ajustable de alrededor de  $0^\circ$  a  $12^\circ$  que va desde la orilla de alimentación hasta la orilla de descarga y una elevación mucho menor que va del extremo de alimentación al extremo de descarga.

La superficie debe ser de un material terso, como el caucho o la fibra de vidrio, y tiene un arreglo apropiado de riffles cuya altura disminuye a lo largo de su longitud hacia el extremo de descarga. Los riffles son elementos delgados y alargados con forma rectangular (ancho de  $\cong 1\text{cm}$ ) que sobresaltan y que crean canales sobre el tablero,. Se pueden emplear diversos arreglos de riffles pero fundamentalmente son

paralelos a la dirección del movimiento. La mayor parte de la concentración en las mesas ocurre en el área de la mesa que está cubierta por éstos.

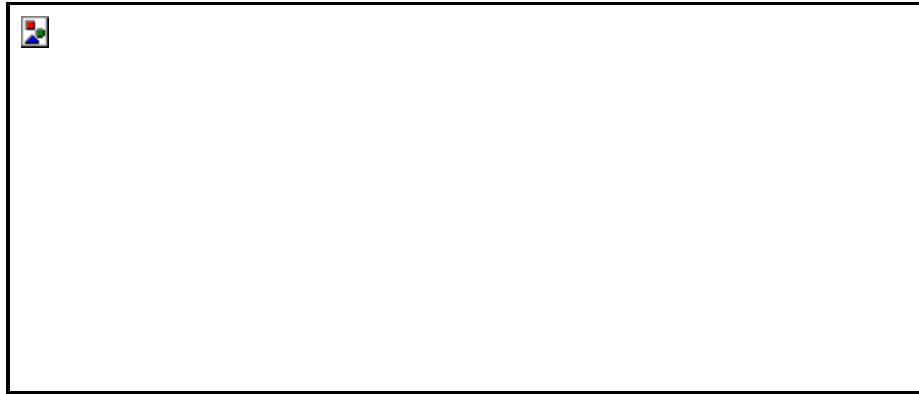


**Figura 7. Vista en planta de una mesa de sacudidas.**

En el borde superior del tablero están la caja y el distribuidor de agua de lavado, éste último con elementos llamados splitters o partidores que permiten ajustar el reparto de la misma, para regular, junto con el caudal y la inclinación, la intensidad de esta corriente transversal de agua.

A lo largo del eje horizontal de la mesa se aplica una acción de sacudimiento diferencial (ver figura 8), la cual tiene los objetivos de abrir el lecho para permitir que las partículas densas se hundan y de proporcionar, debido a su asimetría, el transporte de partículas por sobre la mesa.

La mesa Wilfley fue la primera en usar este movimiento de sacudimiento diferencial, desde entonces se han conseguido mejoras significativas en estos equipos, tales como la suspensión de la mesa desde el techo del local, lo cual elimina la necesidad de construir pesadas fundaciones para soportar el movimiento de la mesa; el apilamiento de mesas unas sobre otras hasta seis, para ahorrar espacio y potencia motriz, y el sistema combinado de riffles que tiene algunos de los riffles más altos que otros para hacer más uniforme el flujo superficial abajo.



**Figura 8. Acción de sacudimiento diferencial en una mesa concentradora (Kelly & Spottiswood. introducción al procesamiento de minerales, 1990).**

Volviendo al movimiento de sacudida diferencial, éste se consigue principalmente por dos mecanismos: Wilfley y Plat-O.

En el mecanismo Wilfley (ver figura 9) el movimiento es transmitido por biela y excéntrica a unas placas de articulación, una de las cuales se apoya sobre una cuña móvil solidaria con un bastidor fijo, y la otra sobre una deslizadera o cojinete móvil. La deslizadera móvil está unida al bastidor por medio de un resorte. Cuando la biela sube se produce un alargamiento del muelle, siendo lento el movimiento hacia delante; por el contrario, cuando la biela desciende, se produce una retracción brusca del muelle hacia atrás. La amplitud de la sacudida es regulable por desplazamiento vertical de una cuña móvil sobre la cual se apoya una placa de articulación.



**Figura 9. Mecanismo Wilfley (Blazy P. El beneficio de los minerales, 1970).**

El mecanismo de tipo Plat-O (ver figura 10) se realiza por medio de un rodillo excéntrico sobre una deslizadera móvil alrededor de un eje que, por un acoplamiento, comunica el movimiento a una pieza vertical. Resulta de ello un movimiento periódico simétrico que se hace asimétrico por un resorte de unión solidario con el bastidor fijo.

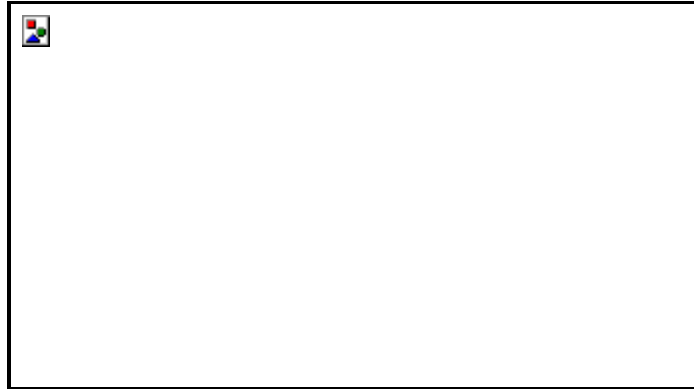


Figura 10. Mecanismo Plat-O (Blazy P. El beneficio de los minerales, 1970).

La mesa de sacudidas tiene un considerable número de variables de operación, las cuales se presentan en la lista de la tabla 3.

<b>Variable de diseño</b>	<b>Velocidad de trabajo</b>	<b>Carrera</b>	<b>Controles de operación</b>
Forma de la mesa.	Velocidad del motor.	Ajuste de la conexión articulada o vibrador.	Inclinación de la mesa.
Material de la superficie de la mesa.	Tamaño de la polea.	Amplitud de las Sacudidas.	Densidad de la pulpa de alimentación.
Forma de los riffles.		Frecuencia de sacudidas.	Caudal agua de lavado.
Patrón de distribución de los riffles.			Posición de los splitters o partidores.
Distribución de la alimentación.			Razón de alimentación.

Tabla 3. Variables de la mesa de sacudidas.

Las mesas tienen un uso muy importante en la limpieza de carbón mineral, tratan comúnmente minerales comprendidos entre 6 mm y malla # 270 (0,053 mm), pero el tamaño máximo de partícula en la alimentación depende de la altura de los riffles y la separación entre éstos. La forma de las partículas puede ayudar o entorpecer la concentración, por ejemplo, si se tratan laminillas puede ocurrir que lleguen hasta el extremo de descarga del concentrado, avanzando incluso por la parte del tablero donde no hay riffles y donde no están, por consiguiente, protegidas contra la fuerza de arrastre del agua de lavado. Por lo tanto, si las laminillas son de mineral útil y la ganga en cambio más o menos equiaxial, aquella forma es ventajosa, pero lo contrario es un inconveniente.

La capacidad varía según el tipo de mesa, pero comúnmente van de 5 toneladas por día para arenas finas hasta 50 toneladas por día para arenas gruesas, la frecuencia varía de 250 a 350 sacudimientos por minuto y el recorrido del tablero de 8 a 25 mm.

En el mercado hay disponibles dos tipos de mesas: la multi-mesa de Concenco y Sko, para grandes instalaciones y operaciones de desbaste, y la mesa simple tales como la mesa Holman, Weister, Wilfley y Yun Tin, para pequeñas plantas y operaciones de limpieza.

La separación en mesa de sacudidas se consigue al extender el material sobre el tablero, en especial en el área que está cubierta por los riffles, en el cual se estratifica por movimiento del mismo y por efecto de la gravedad. La estratificación tiene lugar principalmente por densidad, colocándose el material más denso en el fondo, pero puede ocurrir estratificación secundaria en donde las partículas más grandes descansan sobre las partículas más pequeñas, en capas de densidad constante.

Para entender los mecanismos de estratificación por densidad y estratificación invertida por tamaños, debemos considerar la dilatación del lecho mineral, que se lleva a cabo gracias a un esfuerzo cortante oscilante que se transmite por el sacudimiento diferencial, de manera que la segregación ocurre mediante un mecanismo de escurrimiento mientras el lecho está en dicho estado de dilatación.

En el estado dilatado del lecho las partículas más densas descienden al fondo, y ocurre una estratificación por densidad, en dicho estado también puede esperarse un cierto grado de segregación por tamaños, en partículas con la misma densidad, porque las partículas más pequeñas pueden penetrar en los espacios e intersticios huecos entre las partículas más grandes; además las partículas más grandes pueden elevarse, primero, por la acción de acuñamiento de las partículas pequeñas que al penetrar en los espacios entre las más grandes se ubican en la parte inferior y las empujan hacia arriba, y segundo porque las partículas más grandes se elevarán a la región de esfuerzo cortante más bajo (ver figura 11).



**Figura 11. Estratificación progresiva entre los riffles (Blazy P. El beneficio de los minerales, 1970).**

La estratificación facilita la separación mientras avanza el género por el canal entre los riffles. Las partículas densas que han llegado al tablero están oprimidas contra él por el peso de las situadas encima. Debido a ello son las que más avanzan en la dirección de las sacudidas, ya que acompañan al tablero cuando éste se desplaza longitudinalmente accionado por el mecanismo, quedan libres al retroceder aquél, y son las primeras en resbalar. Las partículas situadas sobre dicha capa inferior están más sueltas, se mueven también hacia delante pero avanzan más despacio porque se desplazan menos. Como los riffles decrecen en altura, longitudinalmente, llega un momento en que las partículas que forman la capa superior se encuentra en su avance con que no están protegidas por el riffle inferior del canal donde se desplaza, y son arrastradas por el agua de lavado, pasando al canal inmediato inferior. Estos se repite de un canal a otro, hasta que las partículas abandonan el tablero por el borde inferior.

El género se desplaza longitudinalmente y transversalmente sobre el tablero a través de una distribución en abanico, según las densidades (ver figura 7) ya que las partículas más ligeras llegarán antes a la orilla inferior.

De manera que el resultado de la combinación de los tipos de estratificación, la extensión del material sobre el tablero y el agua de lavado es la distribución de los productos que se ilustran en la figura 7 ocurriendo la separación del material.

#### **2.4.1.1.2.-Concentración en espiral**

El concentrador de espiral consiste en un canal curvo dispuesto en forma de un espiral helicoidal donde la pulpa de mineral , que entra por la parte superior, fluye en descenso sobre la superficie del canal y los concentrados se separan y descargan en puntos adecuados, tales como ranuras colocadas en la parte más interna del canal (ver figura 12). Estos dispositivos utilizan además un aporte de agua de lavado secundaria para ayudar al proceso de separación.



**Figura 12. Espiral Humphreys (Blazy P. El beneficio de los minerales, 1970).**

En un principio las espirales se construían de hierro fundido. Para el tratamiento de minerales tienen 60 cm de diámetro exterior y paso de hélice de 34 cm

con 5 a 3 vueltas. Para el tratamiento de carbón el diámetro es algo menor con 25 cm de paso y 6 vueltas.

Los concentrados se descargan por ranuras u orificios de aproximadamente 8 cm de diámetro que están ubicados en la parte más interna del canal a intervalos regulares. Cada orificio pueden mantenerse cerrado con tapones planos o estar parcialmente abierto mediante elementos llamados espitas (ver figura 13), los cuales son tapones especiales con una aleta para dirigir parte de la corriente de pulpa a los orificios de evacuación. El número de estos orificios de salida es de 15 pero durante el funcionamiento sólo una media docena aproximadamente están en uso.

El rango de tamaño de las partículas de alimentación está entre #14 y #200 mallas, pero depende del diámetro de las ranuras de evacuación, el cual debe ser mucho mayor que el tamaño máximo del género para que éste no obstruya dichas aberturas. La capacidad varía entre 0,1 a 7,0 toneladas/hora por equipo. El consumo de agua de lavado es del orden de 0,7 a 3,0 m<sup>3</sup>/h. Con respecto a la dilución de pulpa, las arenas finas requieren de una mayor dilución que las arenas gruesas.

La espiral tiene un considerable número de variables de operación, las cuales se presentan en la lista de la tabla 4.

<b>Variable de diseño</b>	<b>Controles de operación</b>
Número de vueltas.	Disposición de las espitas.
Material del espiral.	Densidad de la pulpa de alimentación.
Diámetro y paso del espiral.	
Diámetro, número y espaciamiento de los orificios de evacuación de concentrado.	Caudal agua de lavado.
	Razón de alimentación.
Distribución de la alimentación.	

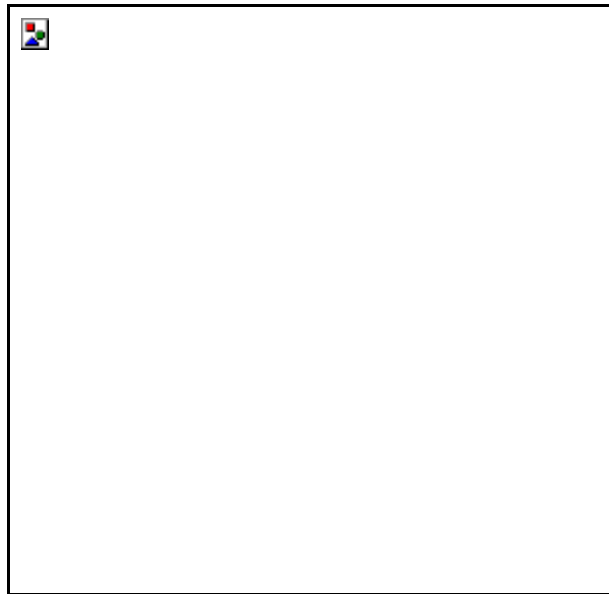
**Tabla 4. Variables del espiral.**

Las espirales de alta capacidad son de desarrollo más reciente. Trabajan con pulpas de alta densidad sin usar agua de lavado, tienen un perfil más aplanado y no

tienen espitas, en vez de ello, los productos se separan generalmente al descarga en el fondo de la espiral, aunque pueden distribuirse un número limitado de ranuras a lo largo de la espiral cuando la proporción de mineral denso es alta. Además hoy en día se fabrican de fibra de vidrio y pueden tener dos espirales separadas entrelazadas para ahorrar espacio.

Durante el descenso, los sólidos de la pulpa se distribuyen de tal forma que las partículas más grandes y más densas se alejan una menor distancia del eje del espiral y descienden por la faja del fondo del canal próxima a su borde inferior interno (banda densa). Estas partículas se extraen a través de ranuras equiespaciadas a lo largo del fondo, siendo de alta ley las que se extraen por las ranuras superiores y de mixtos las que se extraen por las ranuras inferiores.

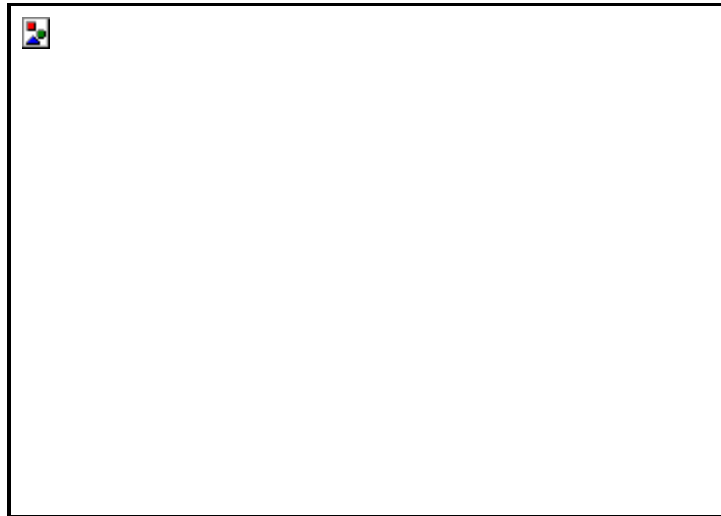
Los productos intermedios (mixtos y medianías) descienden por la faja del centro del canal (banda de intermedios) y se evacuan por un colector localizado en la parte inferior del equipo. Los estériles y las lamas se alejan del centro y descienden por la faja de la pared del canal próxima a su borde externo (banda ligera), recolectándose por un colector ubicado en el extremo inferior del equipo (figura 13).



**Figura 13. Distribución del género en el canal del espiral (Kelly & Spottiswood. Introducción al procesamiento de minerales, 1990).**

Al descender en la corriente helicoidal, las partículas están sometidas a la fuerza de la gravedad, a la fuerza de arrastre del agua, al roce de capas de mineral con otras o contra la superficie del canal y a la fuerza centrífuga. Las partículas más pesadas caen al fondo del canal, donde están sometidas a una velocidad de corriente mínima y a un roce contra la superficie del canal, y por lo tanto, a una mínima influencia de la fuerza centrífuga.

Además como ocurre con toda corriente fluida que discurre por un canal curvado, actúa la llamada corriente secundaria, que origina en la sección transversal una circulación de arrastre hacia el centro de la espiral, de abajo hacia arriba por la superficie y de arriba hacia abajo por el fondo (ver figura 14).



**Figura 14. Corte transversal del canal del espiral mostrando la corriente secundaria.**

El fenómeno de la corriente secundaria de arriba hacia abajo por el fondo empuja a las partículas pesadas, que junto con la gravedad, se dirigen a las ranuras de evacuación. Esta misma corriente, pero de abajo hacia arriba por la superficie, actúa sobre las partículas ligeras de tal modo que éstas al tardar más en sedimentarse, experimentan un mayor arrastre por la corriente de agua y por su menor resistencia inercial, ofrece menor resistencia al roce; al mismo tiempo, ésta corriente ayuda a la fuerza centrífuga, aunque menor que la de gravedad, a empujar las partículas ligeras

hacia el borde exterior del canal, separándolas de las más densas y de las lamas, que continuamente permanecen en suspensión y salen con la descarga final como estéril. El agua de lavado además de tener la función de limpiar la franja de concentrado también ayuda a la corriente secundaria en su propósito.

Las espirales son aparatos sencillos de manejar por lo que uno o dos operarios son suficientes, incluso para en instalaciones grandes, puesto que los equipos a vigilar son principalmente las bombas y los distribuidores de pulpa. El hecho de que la espiral no utilice fuerza motriz explica el éxito de este aparato y muestra de ello es que cerca de 10.000 de éstos se encuentren aún en actividad en la industria minera occidental tratando arenas de playa, minerales de hierro, de fosfatos, de cromita, de plomo-zinc, etc.

## CAPITULO III

### DESARROLLO EXPERIMENTAL

#### 3.1.-Metodología

El desarrollo experimental se realizó siguiendo la metodología que se muestra en la figura 15.

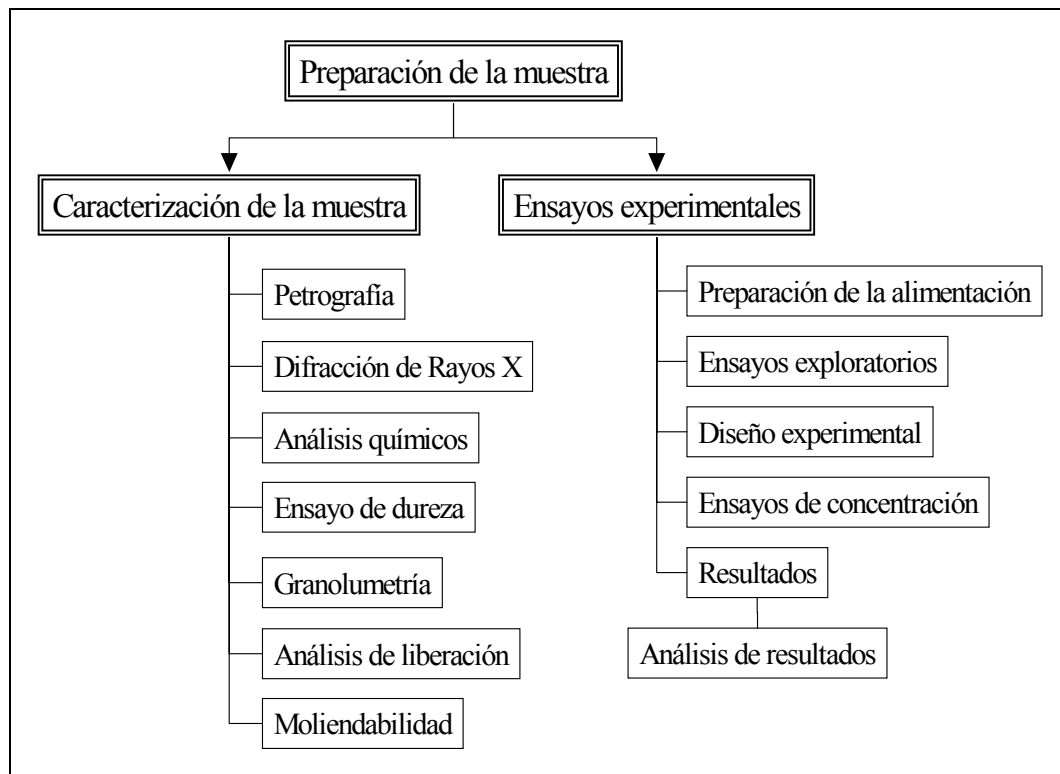


Figura 15. Flujograma del desarrollo experimental.

### ***3.2.-Preparación de las muestras***

La preparación de las muestras constituye una etapa de interés preliminar, debido a que permite prepararlas para los tratamientos a los cuales van a ser sometidos posteriormente.

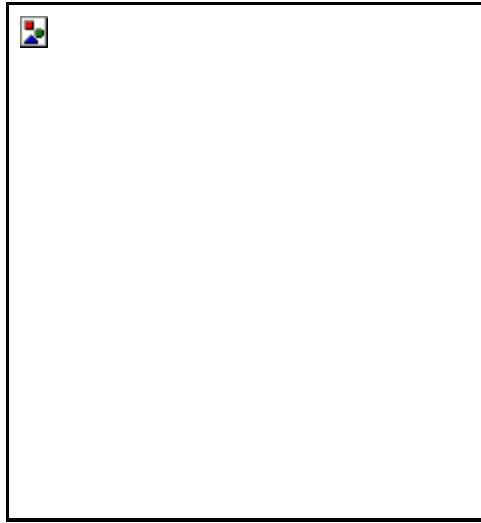
En el Laboratorio de Preparación y Concentración de Menas de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la Universidad Central de Venezuela, en Caracas, se recibieron un total de 110 kg de muestras de roca provenientes de los depósitos de peridotita cromífera del Cerro El Rodeo.

Una vez el material en el laboratorio, fue tendido en una lona para su observación macroscópica. A simple vista no presentó humedad, por lo que no fue necesario secarlo, particularmente el lugar de procedencia de las muestras presenta un clima desértico sin presencia en las cercanías de ríos ni quebradas.

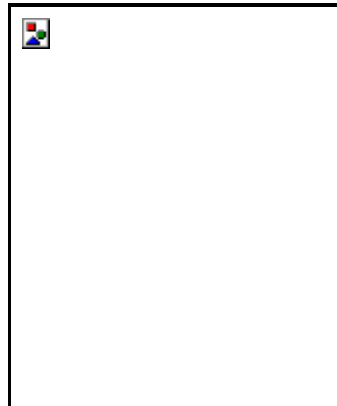
Luego se realizó una reducción de tamaño, que constó de una trituración primaria en una machacadora de mandíbulas de laboratorio marca Denver (ver figura 16) con una abertura y ancho de entrada de 20X25 cm y una abertura de salida de 7 cm; una trituración secundaria que se realizó en una machacadora de mandíbulas de laboratorio marca Denver (ver figura 17) con una abertura y ancho de entrada de 8X12 cm y una abertura de salida de 1,5 cm y una trituración terciaria que se realizó en cilindros trituradores de laboratorio (ver figura 18), con cilindros lisos de diámetro y largo de 25X15 cm y una separación entre cilindros de 3 mm. Por resultar aún el material grueso se hizo un segundo pase en los cilindros trituradores, con la variación de la separación de los cilindros a una abertura de salida de prácticamente 1 mm, lo que consiguió un material más fino.

Se debe mencionar que para los análisis petrográficos se tomaron de manera aleatoria muestras de mano producidas en la trituración primaria.

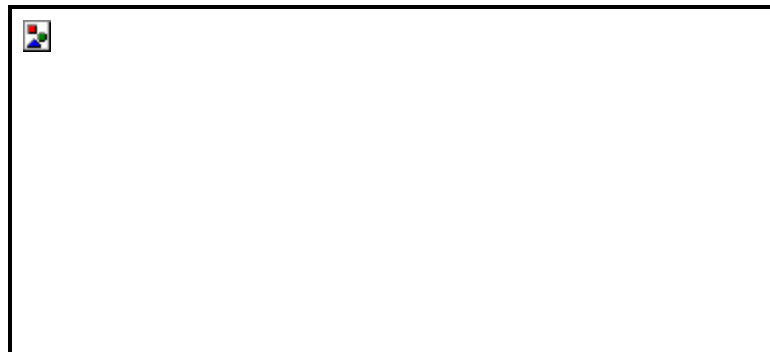
Seguidamente, para terminar con la preparación de las muestras, el material se tendió nuevamente en una lona para proceder a su homogeneización y cuarteo sistemático mediante el empleo del cuarteador Jones, de esta manera se garantizó la representatividad de cualquier fracción del total (ver figura 19).



**Figura 16. Machacadora de mandíbulas de laboratorio para trituración primaria.**



**Figura 17. Machacadora de mandíbulas de laboratorio para trituración secundaria.**



**Figura 18. Cilindros trituradores de laboratorio.**



**Figura 19. Material preparado, homogeneizado y cuarteado.**

### ***3.3.-Caracterización de la muestra***

Básicamente, la caracterización de la muestra, consiste en conocer las propiedades físicas, químicas y mineralógicas de la mena. Esta es una etapa importante y primordial porque proporcionará información necesaria para la posterior selección del método de beneficio.

La caracterización se consigue sometiendo a la muestra a una serie de ensayos de laboratorio. Las muestras procedentes del Cerro El Rodeo se caracterizaron mediante los siguientes ensayos:

- Petrografía y difracción de rayos X para la determinación de la composición mineralógica.
- Análisis químico por absorción atómica para la determinación de la composición química.
- Ensayo de dureza para la definición de la tenacidad de la roca que conforma el depósito.
- Análisis de liberación para la determinación del tamaño de partícula en el cual el mineral útil esta liberado de los minerales de ganga.
- Análisis de granulometría para la determinación del comportamiento del material a la reducción de tamaño, y

- El ensayo de moliendabilidad para la definición de las condiciones de reducción de tamaño para alcanzar el grado de liberación.

### **3.3.1.-Descripción macroscópica**

Una vez en el laboratorio las muestras tomadas en campo se sometieron a una observación visual, la cual pretende describir de manera general todo el conjunto.

Éstas se tendieron sobre una lona y presentaron la siguiente descripción: fragmentos angulosos, debido al arranque con piqueta durante el muestreo, con una forma predominante tabular, tamaños predominantes medianos de 5 cm a 8 cm y grandes de 8 cm a 15 cm, y material minoritario de finos y trozos pequeños menores a 1 cm. No se presentó uniformidad en el tamaño de las partículas y trozos ni humedad.

El material mostró un escaso color de meteorización de gris marrón rojizo a gris marrón amarillento, y un color fresco gris oscuro verdoso. No presentó fragilidad sino alta tenacidad y consolidación, el brillo de la roca es opaco a excepción de algunos cristales diseminados (probablemente de cromita o magnetita) que presentaron brillo submetálico a metálico además de un color de negro a pardo oscuro.

### **3.3.2.-Petrografía**

El análisis petrográfico tiene como objetivo principal proporcionar información cualitativa acerca de la composición mineralógica de una muestra de roca.

La información que suministra un análisis petrográfico abarca: los minerales presentes, textura, forma de los cristales minerales, tamaño de las partículas minerales, asociaciones minerales, existencia de elementos trazas en la estructura espacial del mineral de valor y una medida semicuantitativa de los minerales presentes (ver anexo 1).

Los análisis petrográficos fueron realizados en el área de microscopia del Instituto Nacional de Geología y Minería INGEOMIN-Región Guayana, y las copias de los informes de los mismos se presentan en el anexo 2.

Los resultados obtenidos de análisis petrográficos aplicados a tres muestras de mano provenientes de la zona de estudio en el Cerro El Rodeo dieron como resultado: origen ígneo, plutónicas ultramáficas, dentro del grupo de las peridotitas de tipo piroxenitas, roca dura, fresca, densa y homogénea de grano fino a medio, de color gris oscuro. Bajo el microscopio presenta una textura hipidiomórfica inequigranular, con la presencia de los siguientes minerales:

- Piroxeno tipo enstatita (60-70%), en cristales prismáticos, de tamaño medio a grueso, subhedral, con inclusiones de cromita y magnetita.
- Anfíbol tipo hornblenda (5-15%), en cristales prismáticos, de tamaño fino a medio.
- Serpentina (5%), en venas finas.
- Pirofilita (10-15%)
- Cromita (3-15%) en agregados de tamaño aparente que varía de 0,12 mm a 0,85 mm, anhedrales a subhedral, de color gris claro con tonos pardos, incluida en piroxeno y en vetas de serpentina.
- Magnetita en granos de tamaños 0,15-0,50 mm anhedral a subhedral, asociadas a cromita, hematita y pirita.
- Hematita en granos de tamaños 0,05-0,25 mm.
- Pirita en granos de tamaños 0,03-0,70 mm.

La magnetita, Hematita y Pirita se presentan como minerales accesorios en proporciones de aproximadamente 1 %.

### **3.3.3.-Difracción de rayos X**

El análisis de difracción de rayos X es un análisis cualitativo que da a conocer los minerales presentes en una muestra de roca con una escala de abundancia que se

expresa de la siguiente forma: muy abundante (>65%), abundante (64-35%), menor proporción (34-15%), escaso (14-5%), muy escaso (4-1%), trazas (<1%) (ver anexo 3).

El ensayo de difracción de rayos X se realizó en la sección de laboratorio de difracción de rayos X de la Gerencia de Investigaciones Geológicas de Recursos Minerales del Instituto Nacional de Geología y Minería INGEOMIN-Región Capital.

Los resultados obtenidos fueron los siguientes: material constituido por abundante ortopiroxeno, menor proporción de cromita, escasa serpentina y muy escasa plagioclasa probable (ver anexo 4).

Con lo anteriormente planteado se comprueban los resultados obtenidos por petrografía, los cuales indica que el mineral de ganga más abundante es el piroxeno seguido de otros minerales que se presentan de manera escasa, como lo son la serpentina y la plagioclasa. En lo que respecta al mineral útil, la presencia y abundancia de cromita también coinciden con lo obtenido por petrografía.

### **3.3.4.-Análisis químico**

Los análisis químicos proporcionan información cuantitativa de elementos y compuestos que componen una muestra de roca, no dan información directa acerca de los minerales presentes sólo de la composición química.

El método utilizado para la determinación cuantitativa de la composición química de las muestras en el presente estudio fue espectrofotometría de absorción atómica (ver anexo 5). En este sentido, se determinó el porcentaje de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , que tiene una relación directa con el contenido de cromita, y es uno de los parámetros para medir la calidad de la mena. Otros compuestos que se determinaron para tal fin fueron los porcentajes de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{CaO}$  y  $\text{MgO}$ .

Los ensayos de espectrofotometría de absorción atómica se realizaron en la sección de laboratorio de absorción atómica de la Gerencia de Investigaciones Geológicas de Recursos Minerales del Instituto Nacional de Geología y Minería

INGEOMIN-Región Capital. Los resultados obtenidos (ver anexo 6 y 7) se muestran en la tabla 5.

<b>%Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>%Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>%SiO<sub>2</sub></b>	<b>%Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>%MgO</b>	<b>%CaO</b>
11,00	6,35	39,71	7,17	24,56	1,96

**Tabla 5. Análisis químico por absorción atómica de roca (peridotita cromífera del Cerro El Rodeo).**

De lo anteriormente planteado se puede observar que el contenido de %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> que posee esta mena motiva la necesidad de aplicarle un proceso de concentración que la adecue a especificaciones de uso industrial. Además la proporción de SiO<sub>2</sub> y MgO ratifican una abundante presencia de silicatos (píroxeno).

### **3.3.5.-Ensayo de dureza**

El ensayo de dureza tiene como objetivo principal determinar la tenacidad que presentan las rocas. Para este fin, se ha utilizado el ensayo de dureza relativa Denver de la empresa Denver Equipment, la cual desarrolló un procedimiento basado en la experimentación de diversas menas en molinos en operación alrededor del continente norteamericano. El instrumento principal de este ensayo es una grafica de dureza relativa que contiene curvas de molturabilidad estándar de menas, y sobre las cuales se pueden hacer comparaciones y clasificaciones.

El procedimiento seguido fue el siguiente: se prepararon 2 kg de muestra representativa, con granulometría 100% pasante de malla #10 (es importante señalar que dicha muestra es la descarga del 2do pase de trituración terciaria). La alimentación fue sometida a un tamizaje para conocer el porcentaje pasante de la malla #200. Por medio del molino de dimensiones 30,5x12,7 cm (12"x5"), carga

moledora de 18 kg (40 libras) de un mismo tamaño y velocidad de 54 rpm, se realizó moliendas para los siguientes periodos 6, 12, 18, 24, 30 y 35 minutos, posterior a cada uno de estos se ejecutó un tamizaje para conocer el porcentaje pasante malla #200 (ver tabla 6). Los resultados obtenidos se colocaron en la grafica de dureza relativa Denver (ver figura 20) y de acuerdo con la ubicación de la curva se clasifica su dureza relativa.

Tiempo (min)	pasante #200(gr)	pasante #200(%)
0*	200	10,0
6	400	20,0
12	550	27,5
18	650	32,5
24	800	40,0
30	900	45,0
35	950	47,5

\* alimentación

**Tabla 6. Ensayo de dureza Denver para la muestra de peridotita de los afloramientos del Cerro El Rodeo.**

Con base en la figura 20, la muestra se clasificó en la categoría de dureza muy dura. Este resultado es de suma importancia en la moliendabilidad debido a que materiales muy duros requieren largos tiempos de molienda, con lo cual surge el problema de la producción de sobretriturados y altos costos en la operación de reducción de tamaño dado los gastos de energía requeridos.

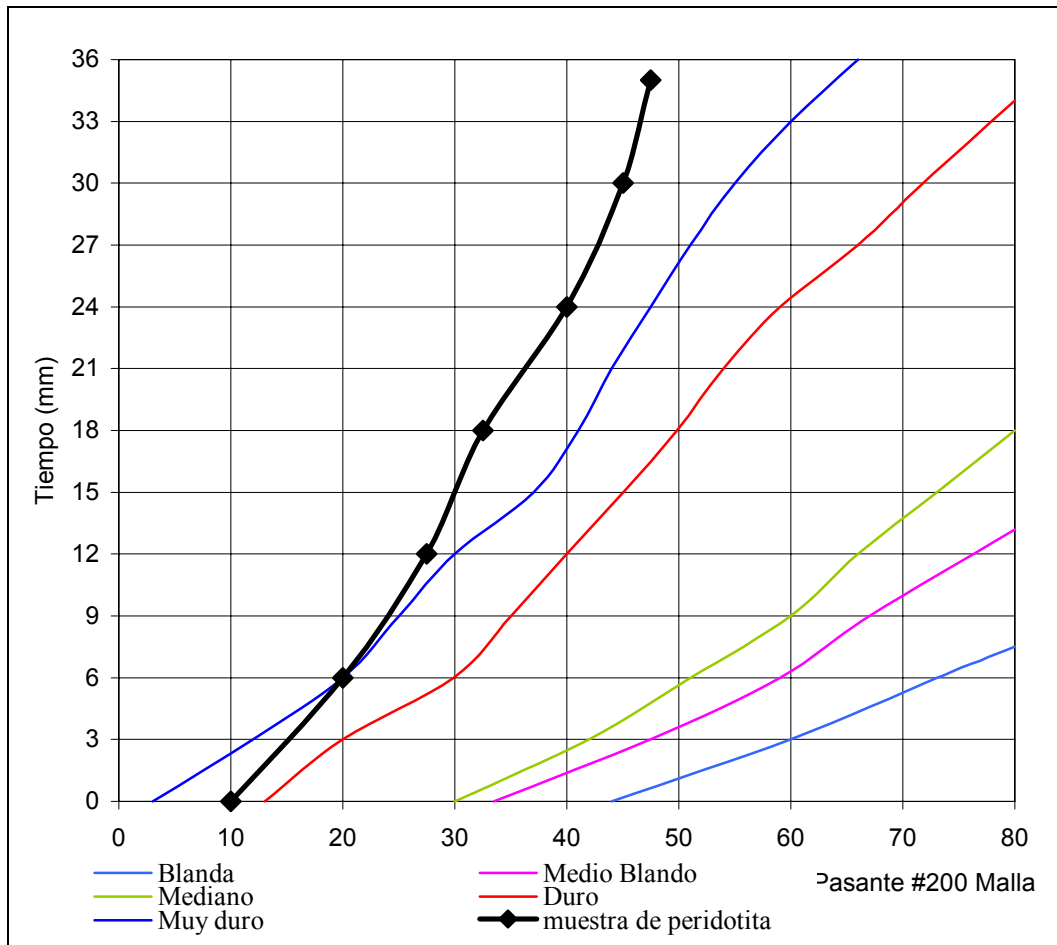


Figura 20. Dureza relativa Denver para la muestra de peridotita.

### 3.3.6.-Granulometría

El análisis granulométrico tiene el objetivo de determinar la distribución de los tamaños de las partículas de una muestra mineral.

De esta manera, con el análisis de la granulometría se puede conocer el comportamiento del material con respecto a la reducción de tamaño en trituración primaria, trituración secundaria y trituración terciaria.

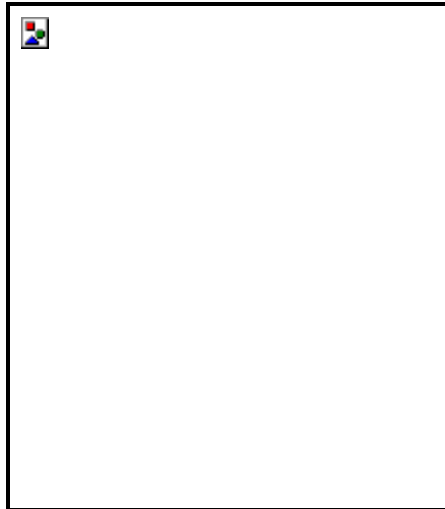
Los análisis se realizaron en las instalaciones del Laboratorio de Preparación y Concentración de Menas, del Departamento de Minas de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica de la Universidad Central de Venezuela.

Se realizó tamizado por vía húmeda para garantizar el paso de todas las partículas a sus respectivas mallas de retención.



**Figura 21. Tamices de la serie A.S.T.M.**

Los tamices utilizados para el proceso de clasificación pertenecen a la serie A.S.T.M. American Society for Testing and Materials (ver figura 21), además de un dispositivo tamizador denominado Rotap (ver figura 22), que proporciona un movimiento vibratorio y de sacudidas a la batería de tamices colocada en su interior permitiendo el proceso de tamizado. Se consideró un tiempo de 10 minutos como el conveniente para realizar el tamizado en el Rotap.



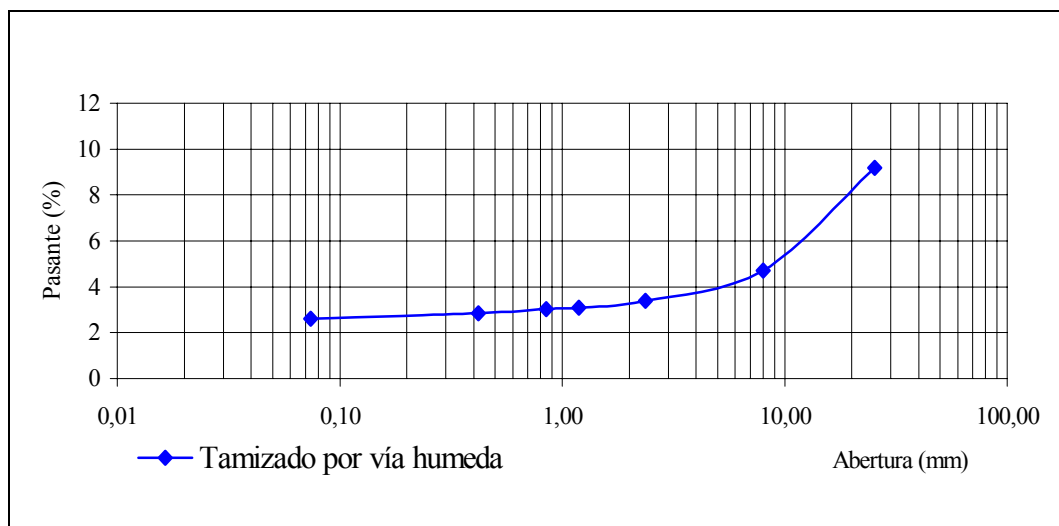
**Figura 22. Dispositivo Rotap.**

### 3.3.6.1.-Granulometría con tamizado por vía húmeda

Se realizó una trituración primaria en una muestra de 3,850 kg con la posterior distribución granulométrica indicada en la tabla 7 y la figura 23.

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>Peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
1"	25,400	3.497,00	90,83	90,83	9,16
5/16"	8,000	172,00	4,46	95,29	4,70
#8	2,360	50,00	1,29	96,59	3,40
#16	1,190	12,00	0,31	96,90	3,09
#20	0,850	2,00	0,05	96,96	3,03
#40	0,420	7,00	0,18	97,14	2,85
#200	0,074	9,00	0,23	97,37	2,62
#-200	<0,074	101,00	2,62	100,00	0,00
<b>Total</b>		<b>3.850,00</b>			

**Tabla 7. Granulometría del producto de trituración primaria.**



**Figura 23. Curva granulométrica del producto de trituración primaria.**

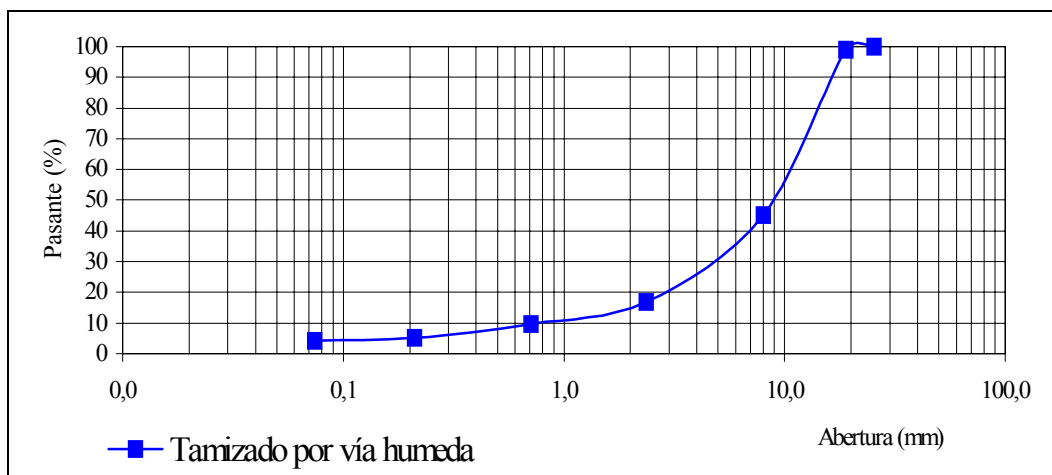
Como se puede observar, el producto de la trituración primaria presentó una apreciable generación de gruesos que corresponden a un 90,831% con tamaños mayores a 1", un 4,468% de granzas correspondiente a -1" +5/16", una escasa distribución uniforme de arenas con tamaños entre las mallas de -5/16" + #40 el cual representa el 1,845%, y un 2,857% de finos ( $\leq$  malla #200).

Se realizó una trituración secundaria a una muestra de 3,850 kg de la descarga de la trituración primaria, con la posterior distribución granulométrica de la tabla 8 y la figura 24.

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
1"	25,400	0,00	0,00	0,00	100,00
3/4"	19,000	42,00	1,09	1,09	98,91
5/16"	8,000	2.069,00	53,74	54,83	45,17
#8	2,360	1.088,00	28,26	83,09	16,91
#25	0,707	281,00	7,30	90,39	9,61
#70	0,210	174,00	4,52	94,91	5,09
#200	0,074	34,00	0,88	95,79	4,21
#-200	<0,074	162,00	4,21	100,00	0,00
Total		3.850,00			

**Tabla 8. Granulometría del producto de trituración secundaria.**

Como se puede apreciar, el producto de la trituración secundaria presentó una apreciable generación de granzas que corresponde a un 90,4% con tamaños entre las mallas -1" + #25, un 4,5% de arenas retenidas en -#25 + #70 y un 5% de finos ( $\leq$  malla #200).

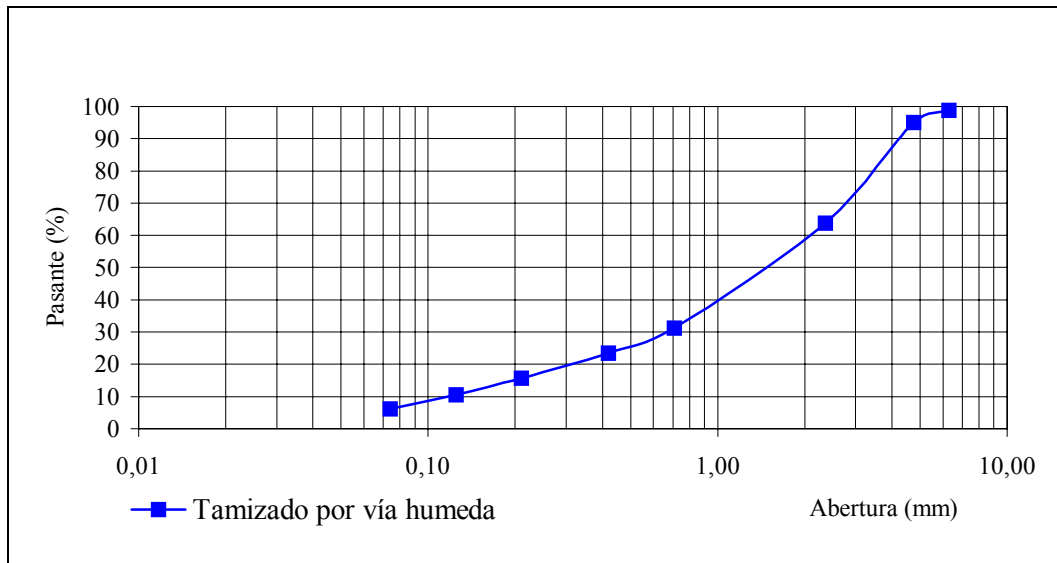


**Figura 24. Curva granulométrica del producto de trituración secundaria.**

Se realizó una trituración terciaria a una muestra de 3,850 kg de la descarga de la trituración secundaria con la posterior distribución granulométrica indicada en la tabla 9 y la figura 25.

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
1/4"	6,300	46,00	1,19	1,19	98,80
#4	4,750	145,00	3,76	4,96	95,03
#8	2,360	1199,00	31,14	36,10	63,89
#25	0,707	1258,00	32,67	68,77	31,22
#40	0,420	296,00	7,68	76,46	23,53
#70	0,210	298,00	7,74	84,20	15,79
#120	0,125	206,00	5,35	89,55	10,44
#200	0,074	161,00	4,18	93,74	6,25
#-200	<0,074	241,00	6,25	100,00	0,00
<b>Total</b>		<b>3850,00</b>			

**Tabla 9. Granulometría del producto de trituración terciaria.**



**Figura 25. Curva granulométrica del producto de trituración terciaria.**

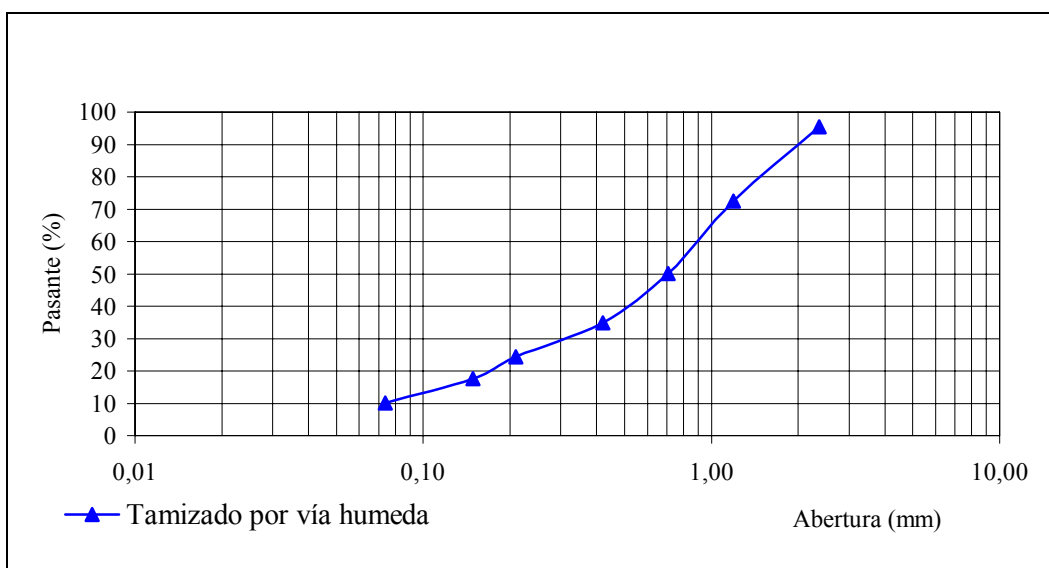
Como se puede distinguir, el producto de la trituración terciaria presentó una considerable generación de arenas que corresponden a un 48% con tamaños entre las mallas  $-#8$  y  $+#70$ , un 36% de granzas comprendidas en  $+#8$ , y un 16% de finos ( $-#70$ ).

Debido a la etapa de preparación de las muestras, se realizó un segundo pase de trituración terciaria, el cual se llevó a cabo en los mismos cilindros trituradores de laboratorio, con separación entre rodillos  $\cong 1$  mm, de manera que las partículas sean sometidas a mayor compresión y se produzca una mayor reducción de tamaño. La trituración se realizó en una muestra de 1 kg con la posterior distribución granulométrica indicada en la tabla 10 y la figura 26.

El segundo pase de trituración terciaria con tamizado en húmedo presentó un 4% de granzas y gruesos ( $+#8$ ), un 71% de arenas ( $-#8$  y  $+#70$ ) y un 24,4% de finos.

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
#8	2,360	44,90	4,49	4,49	95,51
#16	1,190	230,90	23,09	27,58	72,42
#25	0,707	223,70	22,37	49,95	50,05
#40	0,420	151,90	15,19	65,14	34,86
#70	0,210	104,30	10,43	75,57	24,43
#100	0,149	67,10	6,71	82,28	17,72
#200	0,074	75,50	7,55	89,83	10,17
#-200	<0,074	101,70	10,17	100,00	0,00
<b>Total</b>		<b>1000,00</b>			

**Tabla 10. Granulometría del producto de segundo pase de trituración terciaria.**



**Figura 26. Curva granulométrica del producto de segundo pase de trituración terciaria.**

### **3.3.7.-Análisis de liberación**

Un requisito previo sumamente importante para la separación de un mineral en sus fracciones de valor y de desecho, es la liberación de los granos de mineral útil de los granos de mineral de desecho. Para ello se calcula el grado de liberación  $f$ , el cual se define como el porcentaje de un mineral dado que existe en la forma de partículas libres o liberadas. Aquellas partículas que contienen a la vez minerales útiles y de desecho se conocen como partículas no liberadas o mixtas, y la mayor parte de las dificultades que se experimentan en la separación de minerales radica en el tratamiento de éstas.

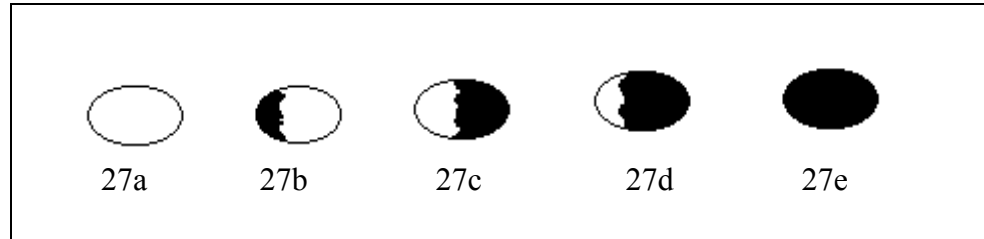
Las operaciones de trituración y molienda se emplean para fracturar los agregados minerales, y así inducir a su liberación. Aunque es imposible lograr una liberación completa, si se aplica una reducción de tamaño adecuada, es posible lograr un alto grado de liberación con este mecanismo.

El procedimiento para realizar el análisis de liberación fue el siguiente: se tomó una muestra de 1 kg proveniente de la preparación de la muestra (segundo pase de la trituración terciaria), para ser distribuida con tamizado por vía húmeda en las siguientes mallas A.S.T.M.: #25, #30, #40, #50, #70, #80, #100, #140, #200, #270 y #325.

Luego el material retenido en cada una de las mallas fue analizado individualmente bajo el microscopio electrónico HM-Pol, marca Leitz, ubicado en el Laboratorio de Mineralogía y Petrología de la Escuela de Geología, Minas y Geofísica. Para esto, se colocaron y fijaron porciones representativas de cada malla en portaobjetos, procediendo al conteo de las partículas con ayuda de una plantilla que permitía el desplazamiento horizontal y vertical del portaobjetos. De esta forma, se iba fijando la posición vertical y se realizaba el conteo haciendo un barrido horizontal; una vez terminada la línea, se movía la posición vertical y se repetía el proceso de barrido.

El criterio para realizar el conteo de partículas, se fundamentó en las siguientes relaciones de liberación (ver figura 27):

- 0% mena – 100% ganga (píroxeno, anfíbol, serpentina y pirofilita, figura 27a)
- 25% mena – 75% ganga (figura 27b)
- 50% mena – 50% ganga (figura 27c)
- 75% mena – 25% ganga (figura 27d)
- 100% mena (cromita, figura 27e)



**Figura 27. Relaciones de liberación.**

El grado de liberación se define como:

$$G = \sum_{i=1}^j H_i \times S_i$$

$G$  : total de partículas de útil en el mixto

$H$  : total de partículas mixtas en un porcentaje

$S$  : porcentaje

$j$  : numero de relaciones de liberación de mixtos

$$f = \frac{P}{P + G}$$

$f$  : grado de liberación

$P$  : total de partículas de útil liberadas

Los resultados obtenidos se muestran en la tabla 11 donde se observa que en el producto del segundo pase de trituración terciaría se logró un grado de liberación aproximadamente del 90 % en el material pasante de la malla #70, además es fácil ver que el grado de liberación se incrementa a medida que el tamaño de partícula de la fragmentación disminuye, este comportamiento se puede observar mediante un

grafico de grado de liberación vs tamaño de partícula, como el que se muestra en la figura 28.

Mallas	Abertura (mm)	Partículas con:				Grado de Liberación f de cromita %
		100% cromita	75% cromita	50% cromita	25% cromita	
-#25 + #30	0,595	114	158	136	192	32,71
-#30 + #40	0,420	249	145	108	98	57,08
-#40 + #50	0,297	403	99	55	43	78,18
-#50 + #70	0,210	431	87	39	43	81,86
-#70 + #80	0,177	503	55	25	17	89,66
-#80 + #100	0,149	520	47	18	15	91,55
-#100 + #140	0,105	533	41	15	11	92,86
-#140 + #200	0,074	548	37	8	7	94,24
-#200 + #270	0,053	572	15	8	5	97,20
-#270 + #325	0,045	580	12	4	4	97,97
-# 325	< 0,045	578	12	7	3	97,76

Tabla 11. Grado de liberación del producto del segundo pase de trituración terciaria.

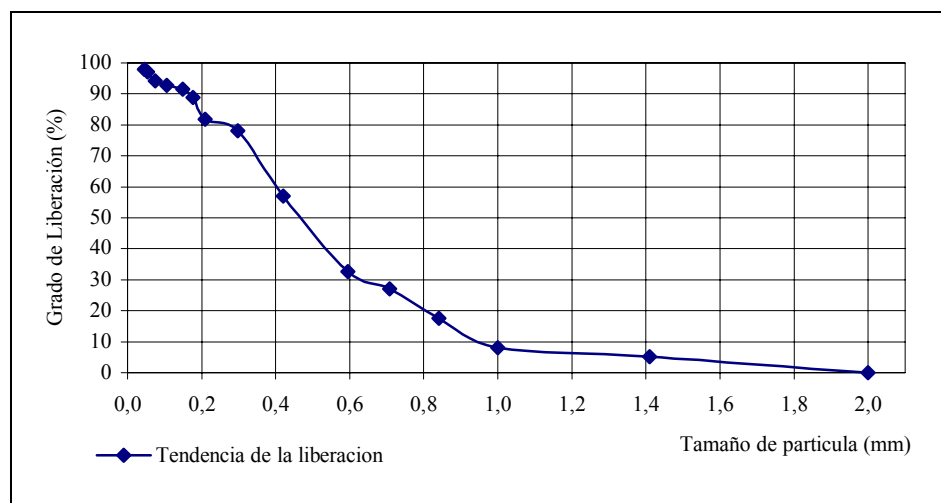
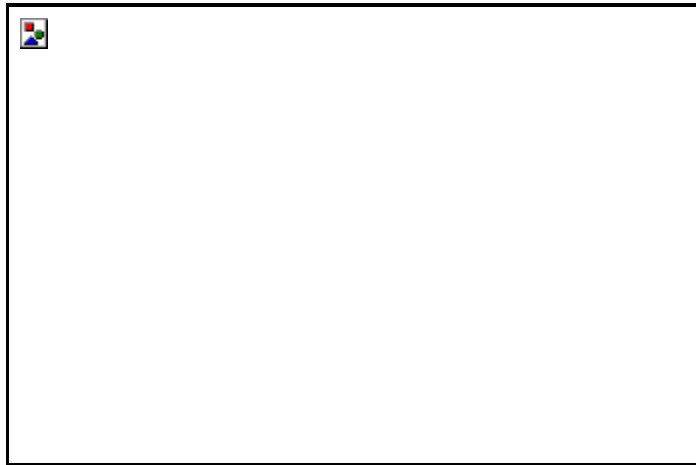


Figura 28. Tendencia de la liberación en función del tamaño de partícula (trituration terciaria).

En la figura 29 se puede apreciar el material de la fracción -#70 +#80 visto a microscopio, donde se reconoce a la cromita como partículas liberadas de color negro, de diafanidad opaca y con formas tabulares. Los minerales de ganga se reconocen por las siguientes características: el piroxeno tipo enstatita se presenta en colores grisáceo y amarillento verdoso, el anfíbol tipo hornblenda se observa como granos de color pardo verdoso oscuro, la serpentina se presenta fibrosa en colores verde claro y blanco, la pirofilita se aprecia como granos de color blanco y la plagioclasa en color amarillento rojizo.



**Figura 29. Género fracción -#70 +#80 mallas.**

A manera de corroborar los resultados obtenidos anteriormente y de evaluar la consistencia de la liberación en el proceso de molienda, se realizó un análisis de liberación para el producto de la molienda en molino de bolas durante 6 minutos (ver figura 31) de la muestra de un 1 kg, que se utilizó en el anterior análisis de liberación.

Los resultados obtenidos (ver tabla 12) muestran que el producto de la molienda de 6 minutos alcanza un grado de liberación del 90% aproximadamente en el material pasante de la malla #70, además que el grado de liberación se incrementa a medida que el tamaño de partícula de la fragmentación disminuye (ver figura 30).

Partículas con:						
Malla	Abertura (mm)	100% cromita	75% cromita	50% cromita	25% cromita	Grado de Liberación <i>f</i> de cromita %
-#40 + #50	0,297	264	144	72	120	60,27
-#50 + #70	0,210	401	101	42	56	78,36
-#70 + #80	0,177	493	49	26	32	89,51
-#80 + #100	0,149	499	47	26	28	90,03
-#100 + #140	0,105	504	66	13	17	89,32
-#140 + #200	0,074	519	54	19	8	90,89
-#200 + #270	0,053	542	43	10	5	93,37

Tabla 12. Grado de liberación del producto de molienda de 6 minutos.

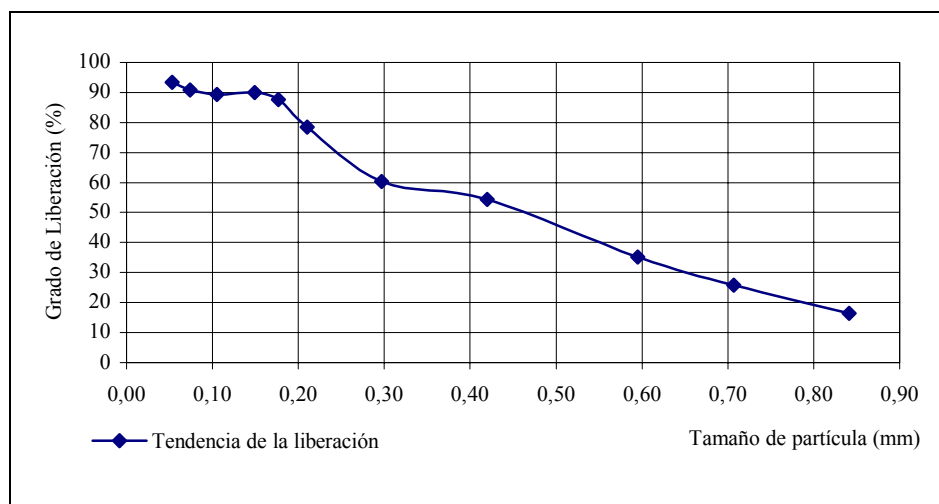


Figura 30. Tendencia de la liberación en función del tamaño de partícula (6 minutos de molienda).

En conclusión, la liberación del 90% de las partículas de mineral útil se consiguió en tamaños inferiores a la malla #70, esto indica que el mineral útil se libera a tamaños finos, lo cual es importante conocer a la hora de la selección de los equipos de concentración.

### **3.3.8.-Moliendabilidad**

El análisis de la moliendabilidad permite obtener el tiempo necesario de molienda para el cual la descarga del molino presenta un gran porcentaje del mineral útil liberado. Un prerequisite necesario para realizarlo es conocer el tamaño de liberación de las partículas del mineral útil, el cual es un dato proporcionado por el análisis de liberación.

De esta manera, se busca conocer el tiempo óptimo de molienda para la liberación del mineral útil evitando una excesiva reducción de tamaño que provoque un gasto de energía innecesario y la formación de finos intratables en la etapa de concentración o una molienda deficiente que sacrifique la recuperación y la ley y por lo tanto la calidad.

De lo anteriormente planteado, se parte del hecho (determinado en el ensayo de dureza Denver) de que la mena está clasificada como muy dura, con lo cual se decidió realizar un circuito cerrado de molienda, ya que reducir la mena a su tamaño de liberación en un circuito abierto de molienda provocaría una excesiva producción de finos intratables en la etapa de concentración. El procedimiento seguido fue el siguiente:

La alimentación del circuito de molienda es el producto del segundo pase de trituración terciaria, del cual se tomó un 1 kg de muestra que mostró la granulometría de la tabla 13.

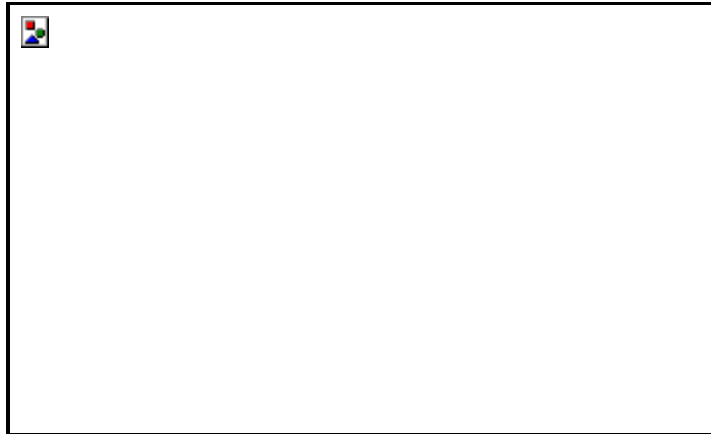
Se procedió a la molienda de este material durante 10 minutos en un molino de bolas con las siguientes características: dimensiones de 17,9 cm de largo y 19,5 cm de diámetro, carga moledora de 11,5 kg representando el 48% del volumen interno del molino y velocidad de rotación de 80 rpm (ver figura 31). La granulometría que presentó la descarga de esta molienda se aprecia en la tabla 14.

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
#8	2,360	44,90	4,49	4,49	95,51
#16	1,190	230,90	23,09	27,58	72,42
#25	0,707	223,70	22,37	49,95	50,05
#40	0,420	151,90	15,19	65,14	34,86
#70	0,210	104,30	10,43	75,57	24,43
#100	0,149	67,10	6,71	82,28	17,72
#200	0,074	75,50	7,55	89,83	10,17
#-200	<0,074	101,70	10,17	100,00	0,00
<b>Total</b>		<b>1000,00</b>			

**Tabla 13. Granulometría del producto de segundo pase de trituración terciaria.**

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>Peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
#30	0,595	229,80	22,99	22,99	77,01
#40	0,420	104,20	10,43	33,42	66,58
#70	0,210	158,70	15,88	49,29	50,71
#100	0,149	106,20	10,63	59,92	40,08
#140	0,105	92,20	9,22	69,14	30,86
#200	0,074	83,50	8,35	77,50	22,50
#270	0,053	70,80	7,08	84,58	15,42
#-270	< 0,053	154,10	15,42	100,00	0,00
<b>Total</b>		<b>999,50</b>			

**Tabla 14. Granulometría del producto de molienda durante 10 minutos del segundo pase de trituración terciaria.**



**Figura 31. Molino de bolas de laboratorio.**

Tal como puede apreciarse en la tabla 14, la granulometría presentó un 50,71% de pasante y un 49,29% de retenido del género en la malla #70. Por lo tanto, como la liberación se consigue en el material -#70 y el porcentaje es del cincuenta por ciento no se continuó la molienda de este material, para evitar la formación de finos, y se procedió a una clasificación por tamaños en un tamiz #70.

El género -#70 se envió directamente a la etapa de concentración y el +#70 se llevó a una segunda etapa de molienda, la cual se explica a continuación:

El material +#70 representa la cabeza de la 2da etapa de molienda y tiene la siguiente granulometría (tabla 15).

Debido a que la muestra cabeza no está aún apta para la etapa de concentración, ya que no presenta suficientes partículas de mineral útil liberadas, se procedió a realizarle un estudio de moliendabilidad. Para ello se utilizó el molino de bolas de la figura 31 con las características descritas anteriormente.

En el estudio de moliendabilidad la alimentación fue destinada para un tiempo de estadía en el molino a razón de 30 minutos, con el fin de obtener la distribución granulométrica del producto en 30, 60 y 90 minutos y, a su vez, construir la gráfica Gaudín-Schuhman, la cual relaciona los resultados de la distribución granulométrica con el tiempo necesario para lograr un producto pasante a una malla en particular. Los resultados se pueden apreciar en las tablas 16, 17, y 18 y en la figura 32.

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>Peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
#10	2,000	50,50	4,88	4,88	95,12
#18	1,000	226,00	21,83	26,70	73,30
#20	0,841	92,30	8,91	35,62	64,38
#30	0,595	186,20	17,98	53,60	46,40
#40	0,420	185,50	17,92	71,52	28,48
#50	0,297	176,80	17,08	88,59	11,41
#70	0,210	118,10	11,41	100,00	0,00
Total		1.035,40			

**Tabla 15. Granulometría de +#70 (muestra cabeza).**

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>Peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
#50	0,297	86,90	8,41	8,41	91,59
#70	0,210	150,80	14,60	23,01	76,99
#100	0,149	187,50	18,15	41,16	58,84
#140	0,105	114,60	11,09	52,26	47,74
#200	0,074	134,60	13,03	65,29	34,71
#270	0,053	125,50	12,15	77,43	22,57
#325	0,045	121,70	11,78	89,22	10,78
#-325	< 0,045	111,40	10,78	100,00	0,00
Total		1.033,00			

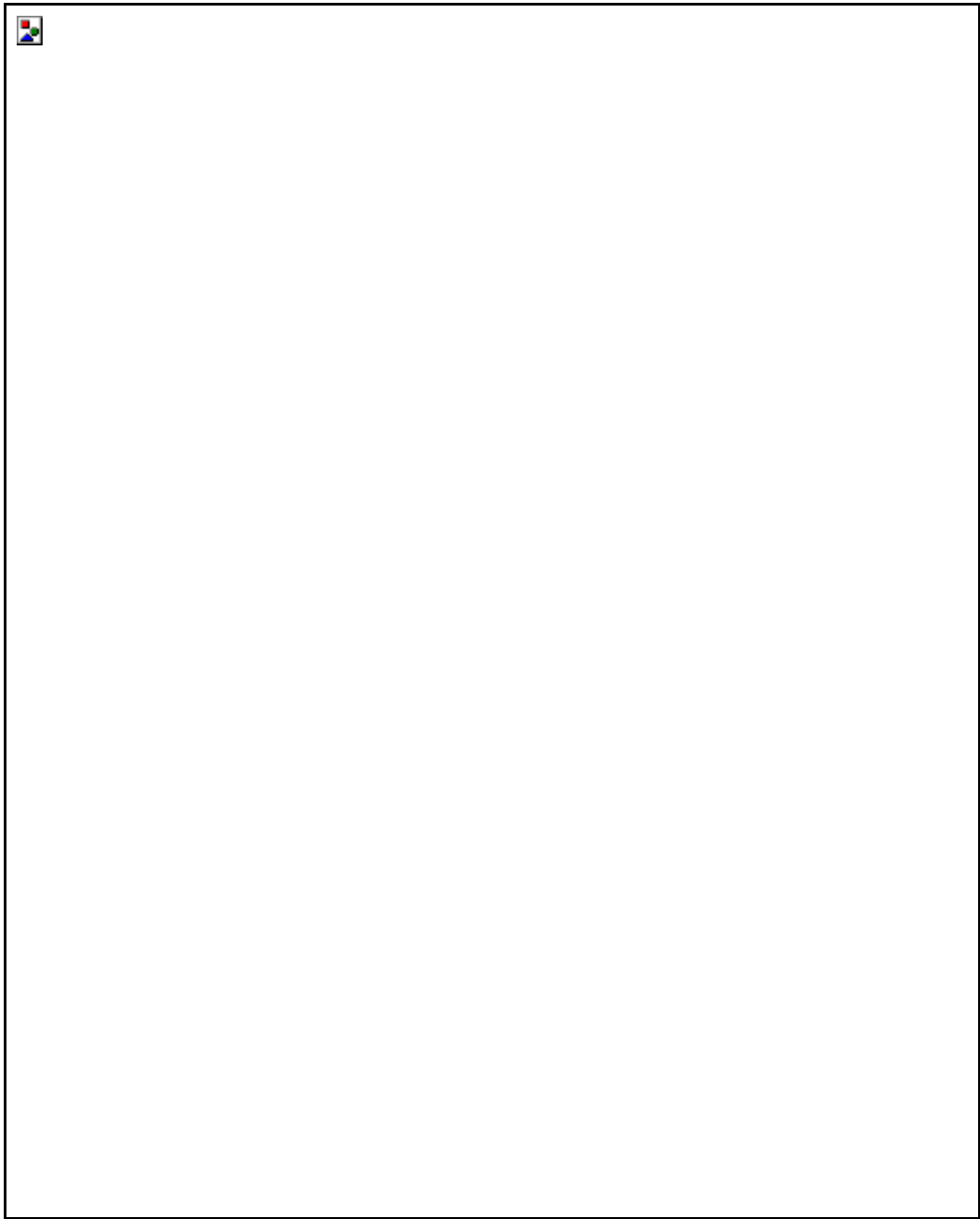
**Tabla 16. Granulometría del producto de la molienda de 30 minutos.**

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>Peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
#100	0,149	79,40	7,69	7,69	92,31
#140	0,105	101,30	9,81	17,50	82,50
#200	0,074	115,80	11,22	28,72	71,28
#270	0,053	138,60	13,43	42,15	57,85
#325	0,045	234,80	22,75	64,89	35,11
#-325	< 0,045	362,40	35,11	100,00	0,00
Total		1.032,30			

**Tabla 17. Granulometría del producto de la molienda de 60 minutos.**

<b>Malla</b>					
<b>A.S.T.M.</b>	<b>Abertura (mm)</b>	<b>Peso Retenido (g)</b>	<b>Fracción Retenida (%)</b>	<b>Retenido Acumulado (%)</b>	<b>Pasante (%)</b>
#140	0,105	64,40	6,24	6,24	93,76
#200	0,074	103,40	10,02	16,26	83,74
#270	0,053	125,10	12,13	28,39	71,61
#325	0,045	73,00	7,08	35,47	64,53
#-325	< 0,045	665,80	64,53	100,00	0,00
Total		1.031,70			

**Tabla 18. Granulometría del producto de la molienda de 90 minutos.**



**Figura 32. Representación gráfica Gaudin-Schuhman para moliendabilidad.**

Los análisis granulométricos de los productos de 30, 60 y 90 minutos de molienda se consideran aceptables porque sus curvas de distribución muestran paralelismo con respecto a la curva de la muestra cabeza.

Para el cálculo del tiempo de moliendabilidad se siguió el siguiente procedimiento: las ecuaciones de las rectas, en la figura 32, que representan las diferentes curvas granulométricas de 30, 60 y 90 minutos están dadas por la siguiente formula:

$$Pp = 100 \times \left( \frac{d}{k'} \right)^\alpha$$

$Pp$  : porcentaje pasante a la dimensión  $d$

$\alpha$  : módulo de distribución.

$k'$  : modulo de tamaño

Se determinaron estas ecuaciones:

$$\text{Para 30 minutos} \quad Pp = 100 \times \left( \frac{d}{0,34} \right)^{0,4712}$$

$$\text{Para 60 minutos} \quad Pp = 100 \times \left( \frac{d}{0,177} \right)^{0,4712}$$

$$\text{Para 90 minutos} \quad Pp = 100 \times \left( \frac{d}{0,121} \right)^{0,4712}$$

Así por medio de éstas se determinan las dimensiones  $d1$   $d2$  y  $d3$  en las cuales el porcentaje de pasante es 100%. Con estas dimensiones y los tiempos de molienda se obtienen los siguientes pares ordenados: (0.34,30) , (0.177,60) y (0.121,90) que se grafican en la parte superior de la figura 32. La representación gráfica que describe el comportamiento de los pares ordenados se determinó por la siguiente ecuación:

$$t = 9,5533 \times d^{-1,0607}$$

Donde  $t$  representa el tiempo de molienda necesario para que 100% del producto de descarga sea pasante de la malla con dimensión  $d$ .

Como la liberación del 90% de las partículas de mineral útil se consiguió en tamaños inferiores a la malla #70, el tiempo de molienda requerido para  $d70 = 0,210$

mm se determinó en 50 minutos. Este resultado corroboró el obtenido en el ensayo de dureza Denver, que muestra a esta mena con una dureza relativamente alta, puesto que requiere de un largo tiempo de estadía en el molino para lograr una reducción de tamaño adecuada.

### ***3.4.-Ensayos Experimentales***

La caracterización de la muestra reveló datos importantes para realizar esta siguiente etapa. En la cual por medio de experimentos se busca establecer las condiciones idóneas para la aplicación de los métodos y equipos de beneficio con mayor opción a ser utilizados.

En este sentido, datos como la dureza, moliendabilidad y grado de liberación; que indican una alta tenacidad de la roca y liberación del mineral útil a tamaños inferiores a 0,210 mm, son indicativos de que la etapa de reducción de tamaño va ser primordial para la liberación del mineral. Tomando en cuenta esto y del hecho de que la etapa de reducción de tamaño representa comúnmente el 25% de los costos de procesamiento se hace necesario recurrir a una etapa de concentración que genere bajos costos sin sacrificar la calidad de los productos.

Los equipos de espiral Humphreys y mesa de sacudidas Wilfley, de concentración gravimétrica, se muestran como las opciones más apropiadas para el proceso de concentración porque la combinación de ellos, utilizadas en varias plantas alrededor del mundo en el tratamiento de cromita, muestra que logran una buena separación con buenos resultados en la calidad de los concentrados y con bajos costos de operación y mantenimiento.

El criterio de concentración se calculó con base en la densidad de los minerales presentes:

- a. Densidad del mineral pesado: cromita 4,6.
- b. Densidad minerales ligeros: 2,93. Se tomó como promedio ponderado de: piroxeno 3,2(65% abundancia promedio); hornblenda 3,2(10% abundancia

promedio); serpentina 2,2(5% abundancia promedio), plagioclasa 2,7(2,5% abundancia promedio) y pirofilita 2,8(12,5% abundancia promedio).

$$n = \frac{4,6 - 1}{2,93 - 1} = 1,865$$

Dado que el resultado del criterio de concentración se encuentra entre 2,5-1,75 la concentración será posible fácilmente para tamaños de liberación superiores a las mallas #100 (0,15 mm) ASTM. Se deduce que la separación en espiral Humphreys y mesa de sacudidas Wilfley es viable porque la liberación del mineral se alcanza a tamaños de partículas inferiores de 0,210 mm y los equipos más recientes pueden trabajar en estos rangos de tamaño.

A diferencia de lo anteriormente planteado, otros métodos y equipos no resultan tan atractivos para la aplicación, tales como las cribas de pulsaciones y los concentradores de medios densos que tratan más eficientemente tamaños gruesos que finos. Los métodos electrostáticos requieren eliminar la humedad de las partículas con equipos auxiliares, por lo que es un proceso más costoso. La mena no presenta una diferencia magnética apreciable entre los componentes de mineral útil y ganga, por lo que no se muestra aplicable este método y por último la flotación también resulta muy costosa.

Con base en lo anteriormente planteado, a continuación se presentan los ensayos de concentración, que tuvieron como requisito las siguientes actividades previas: preparación de la alimentación, ensayos exploratorios y planteamiento de un diseño experimental.

### **3.4.1.-Preparación de la alimentación**

El rango de tamaño de las partículas de alimentación debe ser establecido conforme al tamaño de liberación de las partículas de mineral útil y la granulometría de la alimentación que los equipos de concentración manejan.

El espiral Humphreys y la mesa Wilfley pueden tratar un amplio rango de tamaños (6mm – 0,074 mm) y la liberación de la mena en estudio se consigue a -#70

malla, por lo tanto el rango de tamaño conveniente de las partículas de alimentación debe ser -#70 +#200 (0,210-0,074 mm).

De este modo, se preparó la alimentación moliendo el material procedente de la trituración terciaria durante 50 minutos para obtenerlo pasante de la malla #70. Luego se procedió a una clasificación dimensional en batería de tamices conformada por las mallas #70 y #200. De manera de devolver a la molienda los tamaños +#70 y eliminar los sobretiturados (-#200). Éstos perjudican en la concentración por vía húmeda, ya que aumentan la densidad de la pulpa lo que incrementa el tiempo de sedimentación de los sólidos. Además de que las partículas más finas no llegan a separarse correctamente porque a esos tamaños las fuerzas perturbadoras se vuelven más efectivas que las de separación.

Una vez preparado el material de alimentación a -#70 +#200 (ver figura 33), se procedió a determinar el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> que contiene, para lo cual se calculó el promedio del análisis de tres muestras de la alimentación como se puede observar en la tabla 19 (ver anexo 8).

Muestra	G14	G15	G26	Promedio
Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	10,68	11,29	11,25	11,07

Tabla 19. %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> de la alimentación.



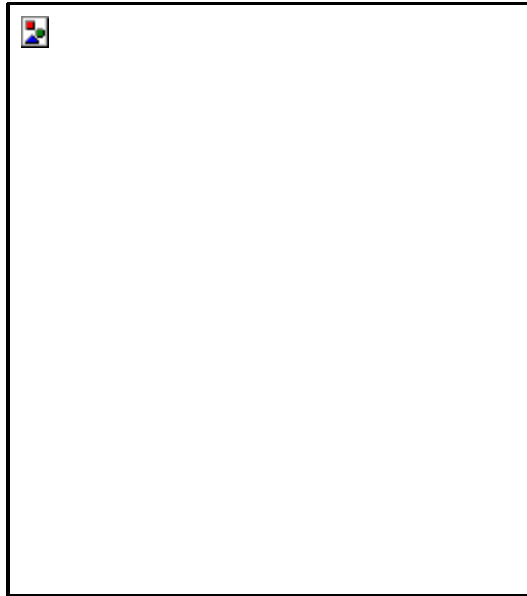
Figura 33. Género de alimentación al espiral Humpherys.

### **3.4.2.-Ensayos exploratorios**

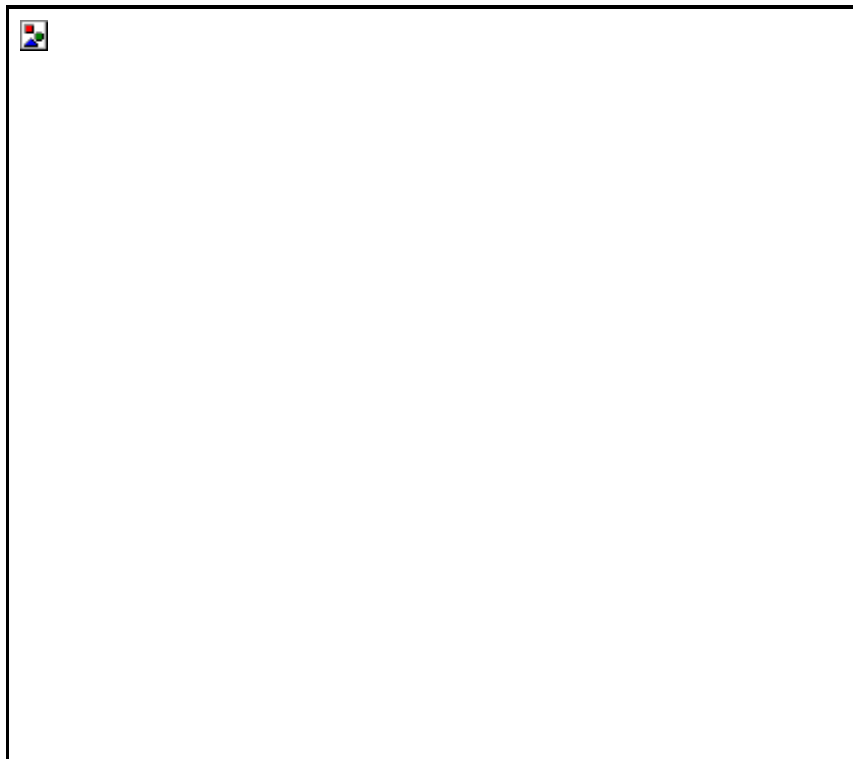
Los ensayos exploratorios tienen el objetivo de reconocer las variables que influyen en el proceso de concentración de los equipos seleccionados. De manera de fijar aquellas variables que no inciden notablemente en la separación y de variar en diferentes niveles aquellas que si.

Los equipos de concentración utilizados tienen las siguientes características:

- Espiral Humphreys: fabricado por Carpco, Florida USA, espiral de 5 vueltas de hierro fundido con dimensiones de 2 m de alto y 60 cm de diámetro, canal de distribución de agua de lavado, 3 puertos equiespaciados de evacuación de concentrado, tanque alimentador, bomba de arenas de 1 ½", motor eléctrico de 120v y 60 Hz y potencia de 1 ½ HP (ver figuras 34 y 35).
- Mesa de sacudidas Wilfley: modelo 13 A standard, fabricado por Carpco, Florida USA, tablero de fibra de vidrio con dimensiones 100 cm de largo con 60 cm de ancho y pendiente transversal ajustable, riffles del mismo material del tablero con espaciamiento de 1,3 cm, altura máxima de 0,9 cm y ancho de 0,8 cm, motor eléctrico marca Baldor de 120 v y 60Hz y potencia de 1/3 HP, tolvas de recuperación, y en el extremo superior del tablero cajas de distribución de la pulpa de alimentación y de distribución de agua de lavado y splitters. El conjunto del tablero y los demás accesorio cubre una superficie de 183 X46 cm (ver figuras 36 y 37).



**Figura 34. Espiral humpreys para los ensayos de concentración.**



**Figura 35. Esquema del equipo de espiral Humphreys usado en los ensayos de concentración.**



**Figura 36. Mesa de sacudidas Wilfley para los ensayos de concentración.**



**Figura 37. Esquema del equipo de mesa Wilfley usada en los ensayos de concentración.**

#### ***3.4.2.1.-Ensayos exploratorios en espiral Humphreys***

El espiral Humphreys posee las siguientes variables: porcentaje de sólidos de la pulpa de alimentación, caudal del agua de lavado, razón de alimentación y posición de las espitas.

El porcentaje de sólidos en pulpa se varió en dos niveles: 10% y 20%. El caudal de agua de lavado también se varió en dos niveles: 32 l/min y 45 l/min. La razón de alimentación se fijó en un valor de 27 kg/min. Las posiciones de las espitas se fijaron de manera de tomar la banda de concentrado con algo de la banda de

mixtos, lo cual es lo más conveniente en una concentración por etapas porque en el interior de los mixtos va algo de mineral útil.

Antes de realizar algún ensayo se debe verificar el buen estado y funcionamiento del espiral, además el tanque alimentador debe contener un volumen mínimo de 42 litros de agua para el funcionamiento óptimo de la bomba, por debajo de este valor no se conserva el régimen constante.

El plan de ensayos exploratorios en espiral Humphreys se muestra en la tabla 20. Estos ensayos se realizaron en circuito abierto para observar la efectividad de la separación del género en concentrados, mixtos y colas.

<b>Combinaciones</b>	<b>Porcentaje de sólidos en pulpa (%)</b>	<b>Caudal de agua de lavado (l/min)</b>
A1D1	10	45
A1D2	20	45
A2D1	10	32
A2D2	20	32

**Tabla 20. Plan de ensayos exploratorios en espiral Humphreys.**

Los resultados de estos ensayos midieron la masa de los productos, el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> del concentrado, la recuperación %R del concentrado y el grado de concentración K, tal como se muestra en la tabla 21. De lo anterior planteado, la tabla 22 muestra las observaciones de cada experimento exploratorio en la espiral Humphreys.

<b>Combinaciones</b>	<b>Masa aliment. (g)</b>	<b>Masa concentr. (g)</b>	<b>Masa mixto (g)</b>	<b>Masa cola (g)</b>	<b>subtotal (g)</b>	<b>%Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> aliment.</b>	<b>%Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> concentr.</b>	<b>%R</b>	<b>K</b>
A1D1	10500	2677	6836	872	10385	11,07	26,82	61,77	3,9
A1D2	10500	2931	6623	821	10375	11,07	20,4	51,67	3,6
A2D1	10500	2641	6821	911	10373	11,07	21,09	47,92	3,9
A2D2	10500	2942	6639	795	10376	11,07	19,27	48,77	3,5

**Tabla 21. Resultados de los ensayos exploratorios.**

Combinaciones	Observaciones												
A1D1	<p>Agua en el tanque alimentador : 94,5 l. Tiempo de recolección : 23 s. Las partículas se mueven libremente, el agua de lavado limpia bien la franja de concentrado.</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Espita</th> <th>abertura</th> <th>franja de concentrado(cm)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td>90°</td> <td>2,5</td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>70°</td> <td>1,0</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>30</td> <td>0,5</td> </tr> </tbody> </table>	Espita	abertura	franja de concentrado(cm)	1	90°	2,5	2	70°	1,0	3	30	0,5
Espita	abertura	franja de concentrado(cm)											
1	90°	2,5											
2	70°	1,0											
3	30	0,5											
A1D2	<p>Agua en tanque alimentador : 42 l. Tiempo de recolección : 24 s. La pulpa se ve algo saturada y no permite que las partículas se muevan libremente, se forman algunas barras de arena.</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Espita</th> <th>abertura</th> <th>franja de concentrado(cm)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td>90°</td> <td>2,0</td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>70°</td> <td>1,5</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>30°</td> <td>1,0</td> </tr> </tbody> </table>	Espita	abertura	franja de concentrado(cm)	1	90°	2,0	2	70°	1,5	3	30°	1,0
Espita	abertura	franja de concentrado(cm)											
1	90°	2,0											
2	70°	1,5											
3	30°	1,0											
A2D1	<p>Agua en tanque alimentador: 94,5 l. Tiempo de recolección: 24 s. El agua de lavado no limpia bien la franja de concentrado.</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Espita</th> <th>abertura</th> <th>franja de concentrado(cm)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td>90°</td> <td>3,0</td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>70°</td> <td>1,5</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>30°</td> <td>0,5</td> </tr> </tbody> </table>	Espita	abertura	franja de concentrado(cm)	1	90°	3,0	2	70°	1,5	3	30°	0,5
Espita	abertura	franja de concentrado(cm)											
1	90°	3,0											
2	70°	1,5											
3	30°	0,5											
A2D2	<p>Agua en tanque alimentador: 42 l. Tiempo de recolección: 25 s. Ella pulpa se ve muy saturada, se crean barras de arena que frenan el paso del flujo. La franja de concentrado no se limpia bien.</p> <table border="1"> <thead> <tr> <th>Espita</th> <th>abertura</th> <th>franja de concentrado(cm)</th> </tr> </thead> <tbody> <tr> <td>1</td> <td>90°</td> <td>2,5</td> </tr> <tr> <td>2</td> <td>70°</td> <td>1,5</td> </tr> <tr> <td>3</td> <td>30°</td> <td>1,0</td> </tr> </tbody> </table>	Espita	abertura	franja de concentrado(cm)	1	90°	2,5	2	70°	1,5	3	30°	1,0
Espita	abertura	franja de concentrado(cm)											
1	90°	2,5											
2	70°	1,5											
3	30°	1,0											

**Tabla 22. Información de los ensayos exploratorios.**

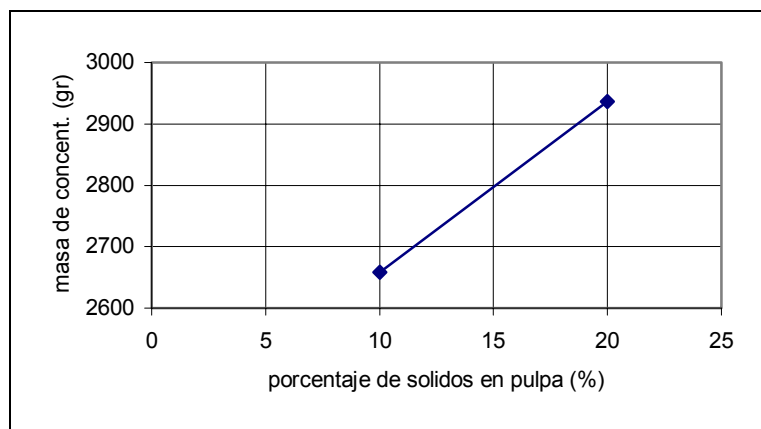
Los análisis químicos de las combinaciones A1D1, A1D2, A2D1 y A2D2 se codificaron en el laboratorio como G10, G11, G12 y G13 en el anexo 8.

El análisis de los resultados obtenidos en los ensayos exploratorios se realizó con el análisis estadístico de la gran media de los resultados y la prueba t (ver anexo 10) de manera de observar la influencia de los parámetros independientes sobre los parámetros dependientes y lo significativo de la variación de éstos. Los parámetros independientes en este experimento son: el porcentaje de sólidos en pulpa y el caudal de agua de lavado y los parámetros dependientes se definieron como: masa del concentrado, %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, %R y K. La siguiente tabla 23 nos muestra un resumen de los resultados obtenidos hasta el momento.

<b>Porcentaje de sólidos en pulpa (%)</b>	<b>Caudal de agua de lavado (l/min)</b>	<b>Masa de concentrado (g)</b>	<b>% Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>%R</b>	<b>K</b>
10	45	2677	26,82	61,77	3,9
20	45	2931	20,49	51,67	3,6
10	32	2641	21,09	47,92	3,9
20	32	2942	19,27	48,77	3,5

**Tabla 23. Resumen de los resultados obtenidos.**

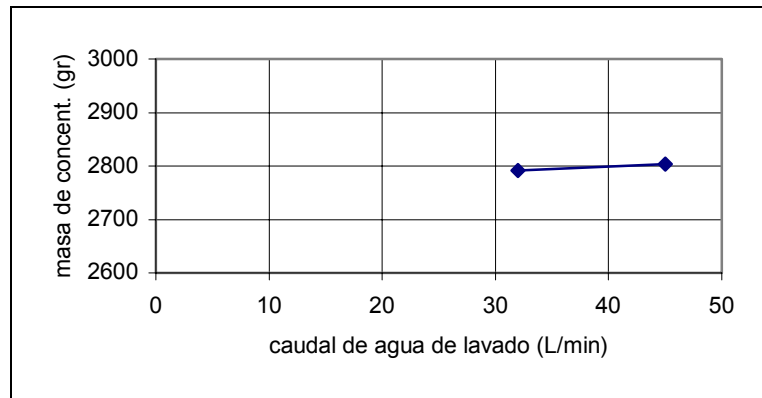
En las figuras 38, 39, 40, 41, 42, 43, 44 y 45 se pueden apreciar las influencias del porcentaje de sólidos en pulpa y el caudal de agua de lavado sobre cada uno de los parámetros dependientes: masa de concentrado, %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, %R y K.



**Figura 38. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre la masa de concentrado.**

Para medir lo significativo que puede ser la variación de la masa a medida que se varía el porcentaje de sólidos en pulpa se hace uso de la prueba t, como a continuación se describe:

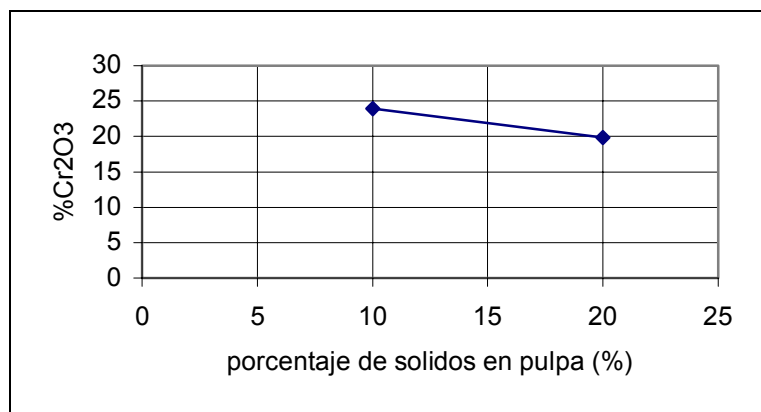
1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1 = 2659$  g ,  $X_2 = 2936,5$  g ,  $S_1^2 = 648$  ,  $S_2^2 = 60,5$  , de manera que  $t = -14,743$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = -14,743$  y cumple con la condición  $t < -4,303$  la hipótesis nula debe ser rechazada, con un 95% de confiabilidad se concluye que la diferencia entre los valores es significativo.



**Figura 39. Influencia del caudal de agua de lavado sobre la masa de concentrado.**

Para evaluar lo significativo que puede ser la variación de la masa a medida que se varía el caudal de agua de lavado se hace uso de la prueba t, como a continuación se describe:

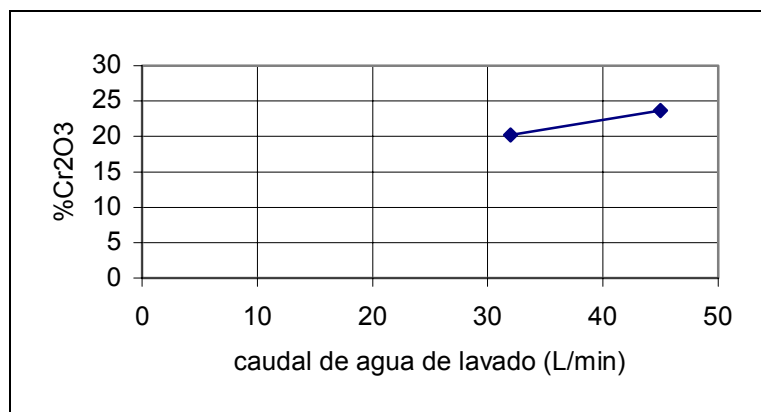
1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1 = 2791,5$  g ,  $X_2 = 2804$  g ,  $S_1^2 = 45300,5$  ,  $S_2^2 = 32258$  , de manera que  $t = -0,063$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = -0,063$  y no cumple con ninguno de los criterios la hipótesis nula no puede ser rechazada, esto es, la diferencia entre los valores no es significativa.



**Figura 40. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.**

Para conocer lo significativo que puede ser la variación del %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> a medida que se varía el porcentaje de sólidos en pulpa se hace uso de la prueba t, como a continuación se muestra:

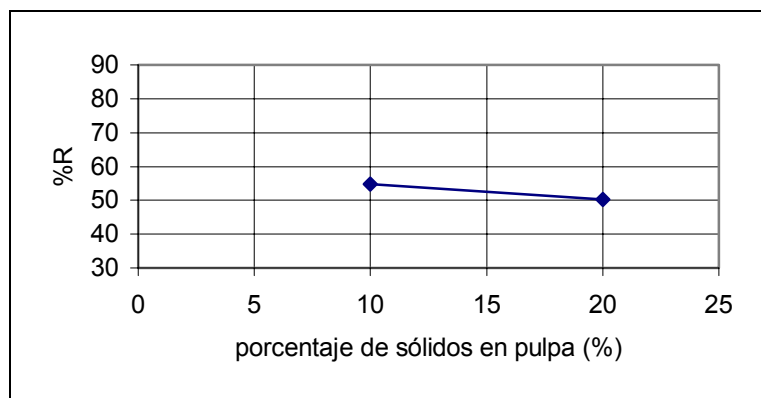
1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1=23,95$ ,  $X_2=19,88$ ,  $S_1^2=16,42$ ,  $S_2^2=0,74$ , de manera que  $t=1,3911$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = 1,3911$  y no cumple con ninguno de los criterios, la hipótesis nula no puede ser rechazada, esto es, la diferencia entre los valores no es significativa.



**Figura 41. Influencia del caudal de agua de lavado sobre %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.**

Para calcular lo significativo que puede ser la variación del %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> a medida que se varía el caudal de agua de lavado se hace uso de la prueba t:

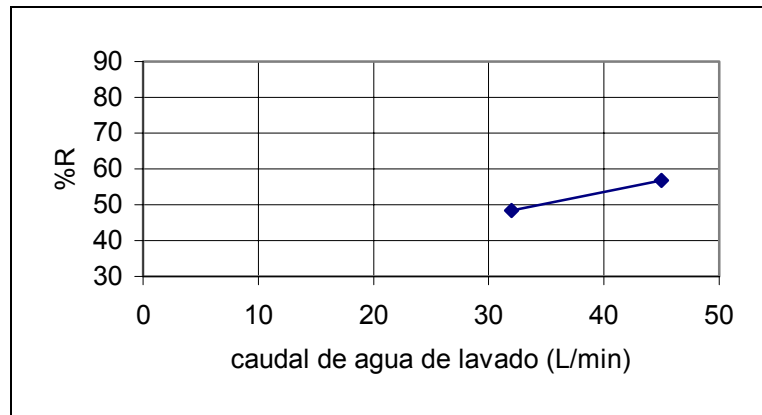
1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1=20,18$ ,  $X_2=23,65$ ,  $S_1^2=1,66$ ,  $S_2^2=20,03$ , de manera que  $t = -1,0551$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = -1,0551$  y no cumple con ninguno de los criterios la hipótesis nula no puede ser rechazada, esto es, la diferencia entre los valores no es significativa.



**Figura 42. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre la recuperación.**

Para medir lo significativo que puede ser la variación del %R a medida que se varía el porcentaje de sólidos en pulpa se hace uso de la prueba t:

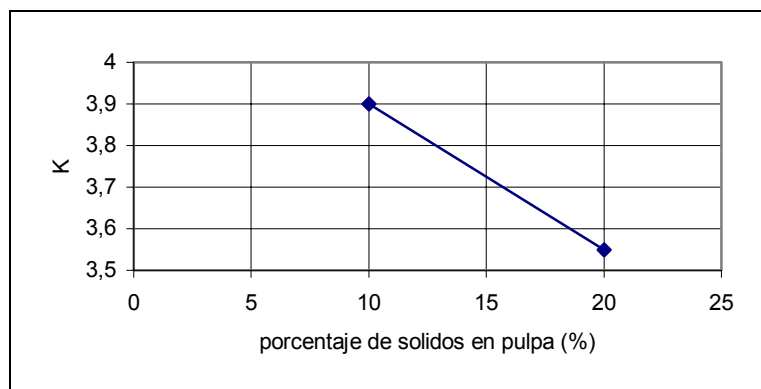
1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1=54,84$ ,  $X_2=50,22$ ,  $S_1^2=95,91$ ,  $S_2^2=4,20$ , de manera que  $t=0,6536$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = 0,6536$  y no cumple con ninguno de los criterios la hipótesis nula no puede ser rechazada, esto es, la diferencia entre los valores no es significativa.



**Figura 43. Influencia del caudal de agua de lavado sobre la recuperación.**

Para ver lo significativo que puede ser la variación del %R a medida que se varía el caudal de agua de lavado se hace uso de la prueba t:

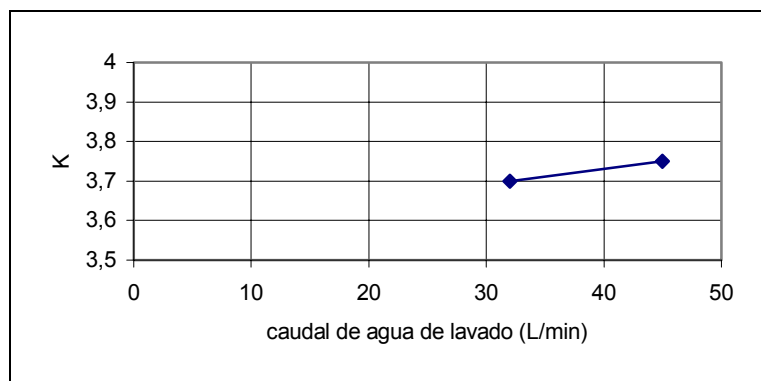
1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1=48,34$ ,  $X_2=56,72$ ,  $S_1^2=0,36$ ,  $S_2^2=51,0$ , de manera que  $t = -1,6525$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = -1,6525$  y no cumple con ninguno de los criterios la hipótesis nula no puede ser rechazada, esto es, la diferencia entre los valores no es significativa.



**Figura 44. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre el grado de concentración.**

Para medir lo significativo que puede ser la variación de K a medida que se varía el porcentaje de sólidos en pulpa se hace uso de la prueba t:

1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1 = 3,9$  ,  $X_2 = 3,55$  ,  $S_1^2 = 0$  ,  $S_2^2 = 0,005$  , de manera que  $t = 6,999$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = 6,999$  excede al valor de 4,303, la hipótesis nula debe ser rechazada. Se concluye con una confiabilidad del 95% que la diferencia entre los valores es significativa.



**Figura 45. Influencia del caudal de agua de lavado sobre el grado de concentración.**

Y por último para medir lo significativo que puede ser la variación de K a medida que se varía el caudal de agua de lavado se hace uso de la prueba t:

1. hipótesis nula:  $\mu_1 - \mu_2 = 0$ .
2. hipótesis alternativa:  $\mu_1 - \mu_2 \neq 0$ .
3. nivel de significación:  $\alpha = 0,05$ .
4. criterio: rechazar la hipótesis nula si  $t < -4,303$  ó  $t > 4,303$ , donde 4,303 es el valor de  $t_{0,025}$  para 2 grados de libertad y t está dada por la formula en el anexo 10.
5. cálculos: las medias y las varianzas de las dos muestra son  $X_1 = 3,7$ ,  $X_2 = 3,75$ ,  $S_1^2 = 0,08$ ,  $S_2^2 = 0,045$ , de manera que  $t = -0,199$  (formula del anexo 10).
6. decisión: dado que  $t = -0,199$  no cumple con los criterios, la hipótesis nula no puede ser rechazada, por lo que, la diferencia entre los valores no es significativa.

De las pruebas exploratorias en el espiral Humphreys se deduce con respecto a los factores independientes que la variación en el caudal de agua de lavado (32 y 45 l/min) según la prueba t no juega un papel significativo, por lo que este factor se mantendrá fijo para los ensayos definitivos. Este caudal se fijó en 45 l/min porque se observó que se obtuvieron buenos resultados con este flujo.

Con respecto al porcentaje de sólidos en pulpa, según la prueba t la variación de 10% y 20% es significativa para la masa de concentrado y el grado de

concentración K pero no lo es para  $\%Cr_2O_3$  y la recuperación R por lo que se decidió hacer los ensayos definitivos para 10% y 20% y así estudiar el efecto que se logra con éstos en circuito cerrado.

#### ***3.4.2.2.-Ensayos exploratorios en mesa de sacudidas Wilfley***

La mesa de sacudidas Wilfley tiene las siguientes variables: frecuencia de las sacudidas, amplitud de las sacudidas, inclinación del tablero, caudal de agua de lavado, porcentaje de sólidos en pulpa, razón de alimentación y posición de las espitas o partidores.

En este caso, se realizaron ensayos cualitativos para observar el efecto de algunas variables de la mesa Wilfley. Otras variables se fijaron con base en la literatura experimental.

Los ensayos cualitativos se realizaron para determinar la razón de alimentación, la cual tras probar con varias velocidades del alimentador se fijó en un valor de 150 g/min, valores por encima de éste saturan la superficie de la mesa lo cual perjudica el trabajo de separación y con valores por debajo se subutiliza el equipo. También por ensayos cualitativos se determinó el porcentaje de sólidos en pulpa, el cual tras varios ensayos se fijó en un valor de 7% con un caudal de agua de 2 l/min y de género de 150 g/min, ensayos realizados con porcentajes de sólidos en pulpa mayores no mostraron una eficacia en la separación puesto que sobrecargan el tablero e impiden una buena estratificación entre los riffle; porcentaje de sólidos menores se mostraron antitécnicos.

La frecuencia de las sacudidas se fijó con base en la literatura (PELÁEZ, 1980, p. 262) , la cual indica que mayor frecuencia de sacudidas por minuto (350 sacudidas/min) separa más eficientemente partículas finas, mientras que si se trata de partículas gruesas la separación óptima se consigue con baja frecuencia (250 sacudidas/min). El equipo que se utilizó posee un rango de 250-325 sacudidas/min por lo que se fijó el valor de 325 sacudidas/min para los experimentos.

La amplitud de las sacudidas también se fijó con base en la literatura (PELÁEZ, 1980, p. 262); los partículas finas se separan eficazmente con amplitudes

cortas, mientras que los gruesos con amplitudes largas. El rango del equipo usado es de 1-2 cm por lo que se fijó la variable de amplitud en 1 cm.

El caudal de agua de lavado se fijó en 7,9 l/min porque se observó como el óptimo para la limpieza de la superficie del género extendido sobre el tablero, valores superiores impiden la sedimentación adecuada de las partículas arrastrándolas y valores inferiores no limpian suficientemente. Las posiciones de las espitas se fijaron como las necesarias para lograr una distribución uniforme del agua de lavado sobre el tablero. Los valores de éstas se pueden observar en los ensayos de concentración que se muestran más adelante.

Por último la inclinación del tablero se estableció para los ensayos definitivos entre 4° y 6° puesto que la variabilidad no se apreció fácilmente por observación y se requiere del respaldo de análisis químicos para determinar la mejor opción. Los experimentos realizados con valores de inclinación del tablero por debajo de 4° y por encima de 6° resultaron ineficientes porque no se observó una separación completa.

### **3.4.3.-Diseño experimental**

Los ensayos exploratorios identificaron los parámetros fijos y variables de los equipos que fueron seleccionados para concentrar el género objeto de este estudio. Estos fueron:

Espiral Humphreys:

- Parámetros fijos: caudal de agua de lavado, razón de alimentación y posición de las espitas.
- Parámetros variables: porcentaje de sólidos en pulpa.

Mesa de sacudidas Wilfley

- Parámetros fijos: porcentaje de sólidos en pulpa, caudal de agua de lavado, frecuencia de las sacudidas, amplitud de sacudidas, razón de alimentación y posición de los splitters.
- Parámetros variables: inclinación del tablero.

Con base en lo anterior, lo que sigue es el diseño experimental de los ensayos de concentración, el cual se fundamenta en los efectos de los parámetros variables independientes sobre los parámetros dependientes en los productos, tales como: %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, masa de concentrado, recuperación R y grado de concentración K.

Para obtener buenos resultados los equipos se deben operar bajo una combinación adecuada, tal como la ilustrada en la figura 46.

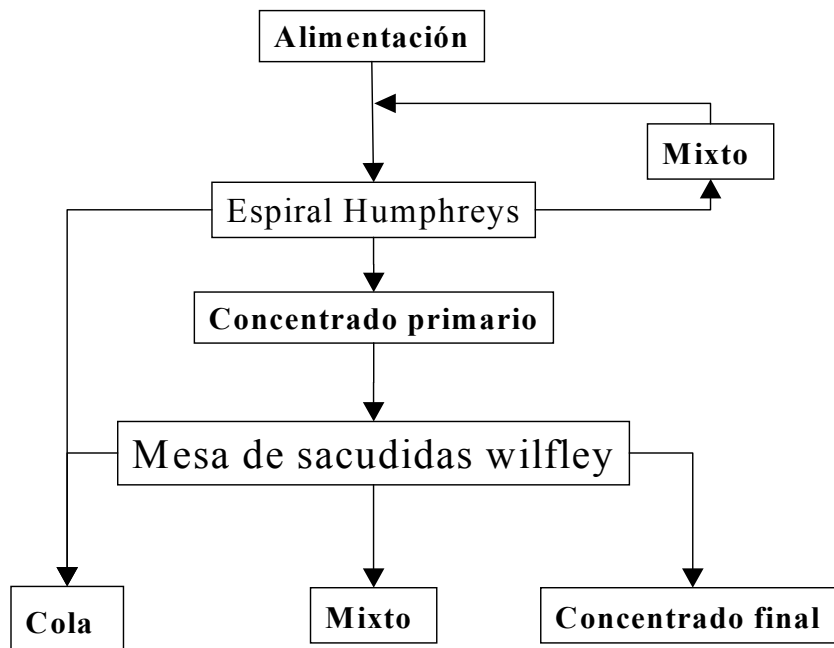


Figura 46. Diagrama del proceso de concentración.

En la combinación mostrada en el diagrama de flujo anterior, el espiral es utilizado en operación de desbaste, esto con el objetivo de eliminar la mayor cantidad de estéril que conforma la fracción ligera del género.

Puesto que el mineral está liberado en un 90% con la granulometría (-#70 +#200) que posee la alimentación, los mixtos generados por el espiral estarán formados por una gran cantidad de partículas de ganga y mineral útil que no pasaron a la corriente de cola o concentrado, por lo cual esta operación se realizó en circuito cerrado para proporcionar a estas partículas al menos una oportunidad más para que pasen a las corrientes respectivas.

La figura 46 también muestra a la mesa de sacudidas utilizada en operación de limpieza. Esto con el propósito de incrementar la ley del concentrado primario que produce el espiral.

Por último, los mixtos y las colas también serán evaluadas para determinar su calidad y posterior disposición.

### 3.4.4.-Ensayos de concentración

Con base en el diagrama de concentración de la figura 46 se realizaron ensayos de concentración en espiral Humphreys bajo las condiciones mostradas en la tabla 24 y la alimentación descrita en la sección 3.4.1.

Ensayos	Razón de alimentación (kg/min)	Caudal de agua de lavado (l/min)	Porcentajes de sólidos en pulpa (%)
CCD1	27	45	10
CCD2	27	45	20

**Tabla 24. Plan de ensayos de concentración en espiral Humphreys.**

Para los experimentos la posición de las espitas, comenzando con la ubicada en la parte superior hacia abajo, se fijó en: 1era 90°, 2da 70° y 3era 30°; estas aberturas, medidas en grados, son relativas a la posición de la aleta de la espita con respecto a la entrada del flujo en el orificios de evacuación como muestra la figura 47. Se fijaron estos valores de manera de tomar la banda de concentrado con algo de la banda de mixtos, lo cual es lo más conveniente en una concentración por etapas porque en el interior de los mixtos va algo de minerales pesados.

Los experimentos se realizaron en circuito cerrado con la obtención de dos productos: colas y concentrados. Este tipo de circuito requiere de la adición de género y agua para reponer los productos que abandonan el equipo y así mantener el régimen o condiciones de concentración.



**Figura 47. Posición de las espiras en el espiral Humphreys.**

El mantenimiento del régimen en circuito cerrado se comprobó con la medición de la densidad de la pulpa en muestras de concentrado y colas tomadas a intervalos de tiempo regulares y con un tiempo de recolección de 9 seg. La densidad de la pulpa se midió según el procedimiento del anexo 11.

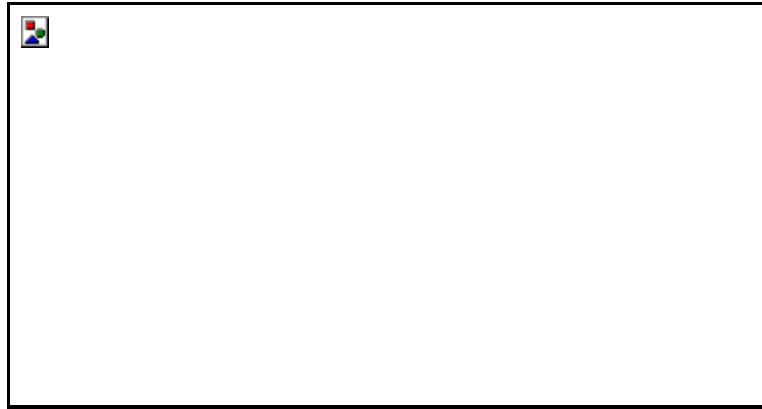
Los productos de concentrado y cola obtenidos por los ensayos CCD1 y CCD2 se evaluaron en %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, %R y K y el mejor resultado entre éstos (concentrado primario) sirvió de alimentación para los ensayos en la mesa Wilfley.

Seguidamente, se realizaron ensayos de concentración en circuito abierto en la mesa de sacudidas Wilfley bajo las condiciones mostradas en la tabla 25.

<b>Ensayos</b>	<b>Razón de aliment. (kg/min)</b>	<b>Porcentaje sólidos en pulpa (%)</b>	<b>Caudal agua de lavado (l/min)</b>	<b>Frec. de sacudidas (sac./min)</b>	<b>Amplitud de sacudidas (cm)</b>	<b>Inclinación tablero (°)</b>
M4	0,15	7	7,9	325	1	4
M6	0,15	7	7,9	325	1	6

**Tabla 25. Plan de ensayos de concentración en mesa Wilfley.**

La posición de los splitters o partidores se fijó según el esquema de la figura 48.



**Figura 48. Posición de los partidores en los ensayos M4 y M6 de la mesa Wilfley.**

Los productos de concentrado, mixtos y cola generados por la mesa fueron evaluados en %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, recuperación R, balance de masas y grado de concentración K para seleccionar las mejores condiciones de concentración final.

### **3.4.5.-Resultados**

Los experimentos de concentración del espiral Humphreys se realizaron bajo las condiciones antes planteadas y con la comprobación del régimen en circuito cerrado que se muestra en la tablas 26 y 27.

Esta comprobación se llevó a cabo con la determinación de la densidad de pulpa de tres muestras tomadas a intervalos de 30 segundos y con un tiempo de recolección de 9 segundos. La cantidad de alimentación fresca y de agua de reposición se determinó según los ensayos exploratorios, para lo cual se calculó un gasto de 9,26kg/min de alimentación fresca y 48,4 l/min de agua para el ensayo CCD1 y 9,38 kg/min y 68,3 l/min respectivamente para el ensayo CCD2.

De los resultados de las tablas 26 y 27 se puede concluir que durante los ensayos CCD1 y CCD2 no hubo una variación considerable del flujo lo cual verificó la confiabilidad del régimen

<b>Densidad de pulpa <math>\rho_p</math> (g/cc)</b>			
<b>Muestras</b>	<b>Concentrado</b>	<b>Mixto</b>	<b>Cola</b>
1	1,710	----	1,020
2	1,710	----	1,030
3	1,710	1,340	1,030

**Tabla 26. Comprobación del régimen en el ensayo CCD1 en espiral Humphreys.**

<b>Densidad de pulpa <math>\rho_p</math> (g/cc)</b>			
<b>Muestras</b>	<b>Concentrado</b>	<b>Mixto</b>	<b>Cola</b>
1	1,790	----	1,020
2	1,780	----	1,020
3	1,780	1,330	1,020

**Tabla 27. Comprobación del régimen en el ensayo CCD2 en espiral Humphreys.**

Una vez que se comprobó el régimen en estado uniforme se procedió a la toma de muestras de concentrado, mixto y cola en cada ensayo con un tiempo de recolección de 9 segundos tal como se muestra en la tabla 28.

<b>Ensayo</b>	<b>Concentrado (g)</b>	<b>Mixto (g)</b>	<b>Cola (g)</b>
CCD1	864,7	2610,1	478,5
CCD2	1012,3	2571,8	314,4

**Tabla 28. Peso de muestras tomadas en el ensayo de circuito cerrado en espiral Humphreys (9 segundos de recolección).**

En el balance de materiales se tomó como base el régimen del flujo de las corrientes (alimentación, concentrado, mixto y cola), el cual se calculó de la misma forma como el ejemplo a continuación: para el concentrado del ensayo CCD1 con

masa de 0,8647 kg y tiempo de muestreo de 9 segundos, el régimen del flujo se determinó así:

$$0,8647\text{kg} \times \left(\frac{1}{9\text{seg}}\right) \times \left(\frac{60\text{seg}}{1\text{min}}\right) = 5,76\text{kg/min}$$

Para el ensayo CCD1 la cantidad de alimentación fresca de reposición, determinada en los ensayos exploratorios, fue de 9,26 kg/min y la distribución del material en cada corriente se muestra en la siguiente figura 49.

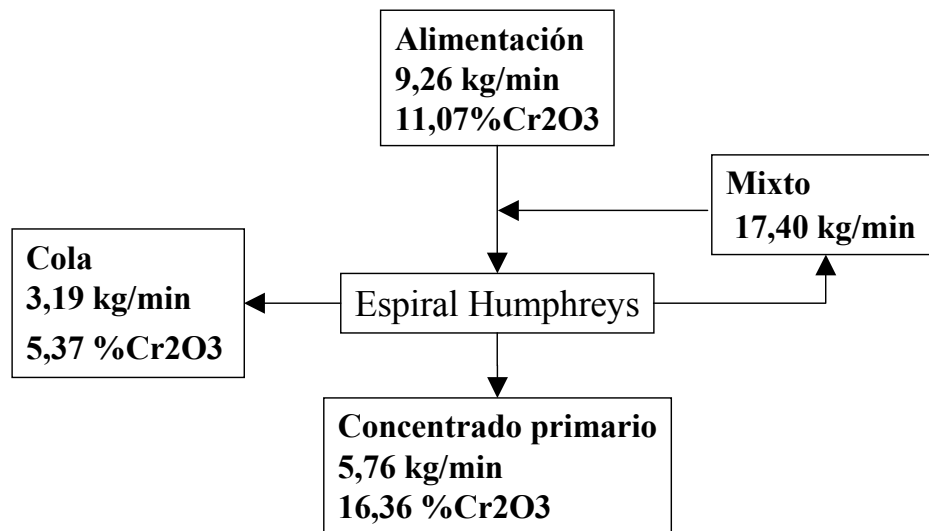


Figura 49. Balance de materiales en el ensayo CCD1 en espiral Humphreys.

Con base en el principio de la conservación de la materia:

$$\text{Entradas} = \text{Salidas}$$

$$M_I + M_{MR} = M_C + M_M + M_E$$

Donde:  $M_I$  : kg/min de alimentación fresca;  $M_{MR}$  : kg/min de mixto reciclado;

$M_C$  : kg/min de concentrado;  $M_M$  : kg/min de mixto;  $M_E$  : kg/min de cola.

Entonces si  $M_{MR} = M_M$  tenemos:

$$9,26\text{kg/min} + 17,40\text{kg/min} = 5,76\text{kg/min} + 17,40\text{kg/min} + 3,19\text{kg/min}$$

$$9,26\text{kg/min} \cong 8,95\text{kg/min} \quad (\text{balance de materiales})$$

Al igual que puede calcularse un balance de materiales para la masa que circula en cada corriente, también es posible obtener un balance de materiales para un compuesto de interés, en este caso %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> tal como se muestra a continuación:

Entradas = Salidas

$$M_I \times (\%Cr_2O_3) + M_{MR} \times (\%Cr_2O_3) = M_C \times (\%Cr_2O_3) + M_M \times (\%Cr_2O_3) + M_E \times (\%Cr_2O_3)$$

Entonces si  $M_{MR} \times (\%Cr_2O_3) = M_M \times (\%Cr_2O_3)$  tenemos:

$$9,26\text{kg/min (11,07\%)} = 5,76\text{kg/min (16,36\%)} + 3,19\text{kg/min (5,37\%)}$$

$$1,03\text{kg/min} \cong 1,11\text{kg/min} \quad (\text{balance de materiales})$$

Para el ensayo CCD2 la cantidad de alimentación fresca de reposición, determinada en los ensayos exploratorios, fue de 9,38 kg/min y la distribución del material en cada corriente se muestra en la siguiente figura 50.

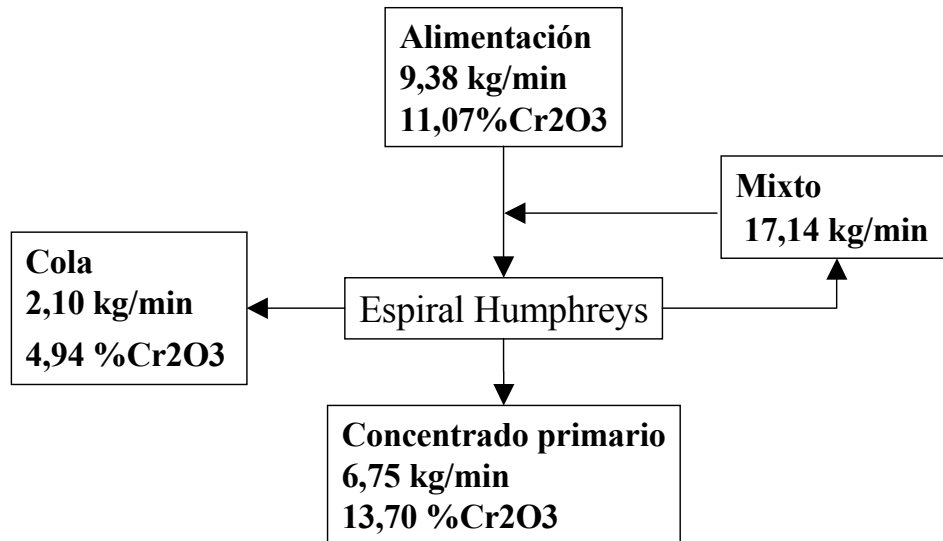


Figura 50. Balance de materiales en el ensayo CCD2 en espiral Humphreys.

Con base en el principio de la conservación de la materia:

Entradas = Salidas

$$M_I + M_{MR} = M_C + M_M + M_E$$

Entonces si  $M_{MR} = M_M$  tenemos:

$$9,38\text{kg/min} + 17,14\text{kg/min} = 6,75\text{kg/min} + 17,14\text{kg/min} + 2,10\text{kg/min}$$

$$9,38\text{kg/min} \cong 8,85\text{kg/min} \quad (\text{balance de materiales})$$

Y el balance de materiales para la masa del  $\%Cr_2O_3$  es el siguiente:

$$\text{Entradas} = \text{Salidas}$$

$$M_I \times (\%Cr_2O_3) + M_{MR} \times (\%Cr_2O_3) = M_C \times (\%Cr_2O_3) + M_M \times (\%Cr_2O_3) + M_E \times (\%Cr_2O_3)$$

Entonces si  $M_{MR} \times (\%Cr_2O_3) = M_M \times (\%Cr_2O_3)$  tenemos:

$$9,38\text{kg/min} (11,07\%) = 6,75\text{kg/min} (13,70\%) + 2,10\text{kg/min} (4,94\%)$$

$$1,04\text{kg/min} \cong 1,03\text{kg/min} \quad (\text{balance de materiales})$$

Las diferencias entre las entradas y salidas del material, tanto para la masa de las corrientes como para la masa del  $\%Cr_2O_3$ , se deben a que los cálculos se realizaron con datos experimentales que poseen un cierto grado de incertidumbre, por el cual nunca serán iguales a cálculos teóricos.

Ahora bien, con la información obtenida hasta el momento (confiabilidad en el régimen y balance de materiales) se sientan las bases para presentar los resultados obtenidos en los ensayos de concentración en espiral Humphreys. De esta forma, se muestra la tabla 29 que permite comparar los resultados de las pruebas realizadas y da pie al análisis de la mejor opción de concentración en espiral.

Ensayos	Producto	Corrientes (kg/min)	$\%Cr_2O_3$	$\%R$	K
	Alimentación	9,26	11,07		
CCD1	Concentrado	5,76	16,36	91,93	1,61
	Cola	3,19	5,37	16,71	
	Alimentación	9,38	11,07		
CCD2	Concentrado	6,75	13,70	89,05	1,39
	Cola	2,10	4,94	9,99	

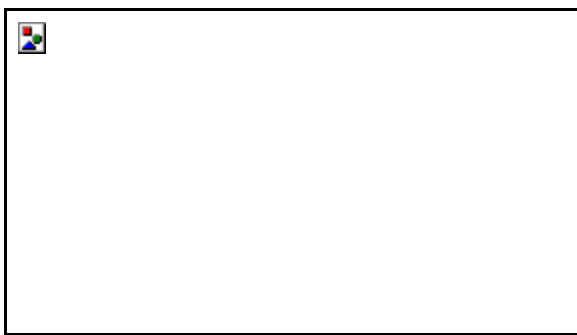
**Tabla 29. Resultados de los ensayos de concentración en espiral Humphreys.**

Los análisis químicos de los ensayos CCD1 y CCD2 se codificaron en el laboratorio como G18, G19, G16 y G17 en el anexo 8.

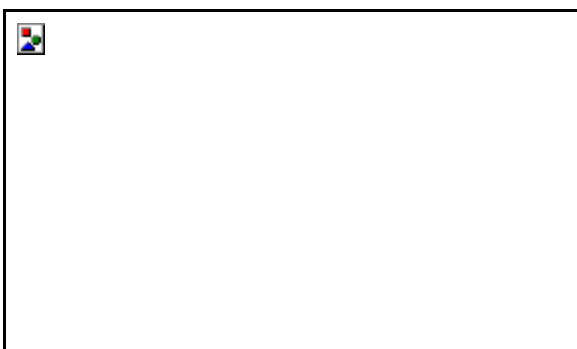
Se debe notar que los resultados obtenidos en circuito cerrado difieren medianamente de los obtenidos en los ensayos exploratorios en circuito abierto. Estas diferencias se rigen de la siguiente manera: el %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  disminuye y la recuperación aumenta en el circuito cerrado con respecto al circuito abierto.

Las razones por las cuales ocurre lo últimamente planteado tienen que ver con la carga circulante que posee el circuito cerrado. Esta carga aumenta la cantidad de partículas mixtas en la banda de intermedios en comparación con la banda que se genera en un circuito abierto. En una banda de intermedios relativamente saturada ocurren perturbaciones y choques entre las mismas partículas que provocan que muchas de éstas pasen accidentalmente a la corriente de concentrado disminuyendo el %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  de éste. Con respecto a la recuperación, la carga circulante (formada en mayor proporción por partículas mixtas y en menor proporción por minerales pesados y ligeros) permite a aquellas partículas de mineral útil que no pudieron pasar a la corriente de concentrado una oportunidad más para hacerlo, como consecuencia se logra un aumento en la recuperación del mineral útil.

De los resultados de los experimentos de concentración, el ensayo CCD1 presentó mejores cualidades en sus productos por lo que fue seleccionado como el concentrado primario o alimentación de los ensayos de concentración en mesa de sacudidas Wilfley. Las razones por las cuales se llegó a dicha conclusión son explicadas en la siguiente sección 3.4.6 de análisis de resultados. Los productos del ensayo CCD1 (ver figuras 51 y 52) presentan las características químicas que se muestran en la tabla 30 (ver análisis G18 y G19 del anexo 8 y 9).



**Figura 51. Concentrado primario producido en el ensayo CCD1 en espiral Humphreys.**

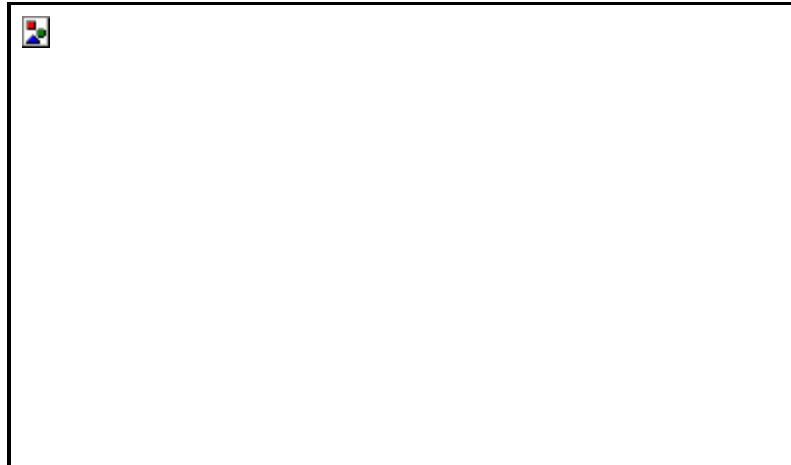


**Figura 52. Producto de cola del ensayo CCD1 en espiral Humphreys.**

Productos	%Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%SiO <sub>2</sub>	%Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%MgO	%Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>
Concentrado	16,36	31,28	8,41	29,52	13,42
Cola	5,37				

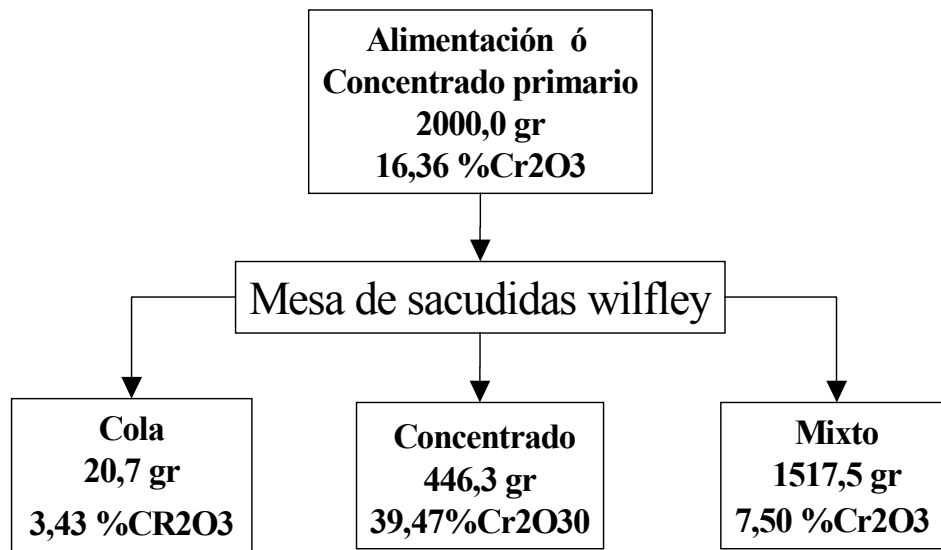
**Tabla 30. Composición química de los productos del ensayo CCD1 en espiral Humphreys.**

Los experimentos en mesa de sacudidas se realizaron bajo las condiciones anteriormente establecidas en la tabla 25. Los productos de concentrado, mixto y cola se descargaron en las tolvas de recolección como se muestra en la figura 53.



**Figura 53. Tolvas de recolección de la mesa Wilfley y descarga de los productos de los ensayos M4 y M6 (vista en planta).**

El balance de materiales tomó como base las masas de la alimentación, concentrado, mixto y cola. Para el ensayo M4 la distribución del material en cada corriente se muestra en la siguiente figura 54.



**Figura 54. Balance de materiales en el ensayo M4 en mesa Wilfley.**

Con base en el principio de la conservación de la materia:

Entradas = Salidas

$$M_I = M_C + M_M + M_E$$

Donde:  $M_I$  : g de alimentación fresca;  $M_C$  : g de concentrado;  $M_M$  : g de mixto;  $M_E$ : g de cola.

Entonces:

$$2000,0 \text{ g} = 446,3 \text{ g} + 1517,5 \text{ g} + 20,7 \text{ g}$$

$$2000,0 \text{ g} \cong 1984,5 \text{ g} \quad (\text{balance de materiales})$$

Y el balance de materiales para la masa del  $\%Cr_2O_3$  es el siguiente:

Entradas = Salidas

$$M_I \times (\%Cr_2O_3) = M_C \times (\%Cr_2O_3) + M_M \times (\%Cr_2O_3) + M_E \times (\%Cr_2O_3)$$

Entonces:

$$2000,0 \text{ g} (16,36\%) = 446,3 \text{ g} (39,47\%) + 1517,5 \text{ g} (7,5\%) + 20,7 \text{ g} (3,43\%)$$

$$327,2 \text{ g} \cong 290,7 \text{ g} \quad (\text{balance de materiales})$$

Para el ensayo M6 la distribución del material en cada corriente se muestra en la siguiente figura 55.

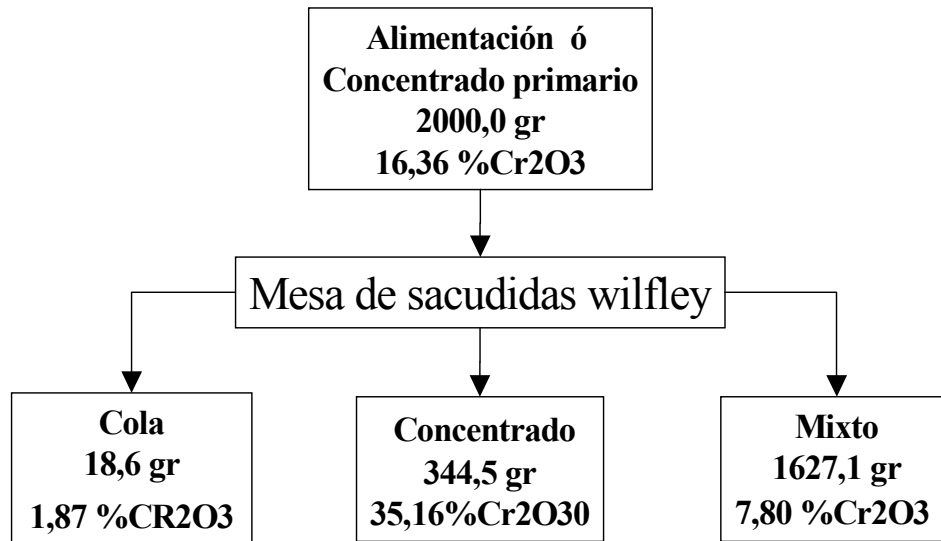


Figura 55. Balance de materiales en el ensayo M6 en mesa Wilfley.

Con base en el principio de la conservación de la materia:

$$\text{Entradas} = \text{Salidas}$$

$$M_I = M_C + M_M + M_E$$

Entonces:

$$2000,0 \text{ g} = 344,5 \text{ g} + 1627,1 \text{ g} + 18,6 \text{ g}$$

$$2000,0 \text{ g} \cong 1990,2 \text{ g} \quad (\text{balance de materiales})$$

Y el balance de materiales para la masa del %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> es el siguiente:

$$\text{Entradas} = \text{Salidas}$$

$$M_I \times (\%Cr_2O_3) = M_C \times (\%Cr_2O_3) + M_M \times (\%Cr_2O_3) + M_E \times (\%Cr_2O_3)$$

Entonces:

$$2000,0 \text{ g} (16,36\%) = 344,5 \text{ g} (35,16\%) + 1627,1 \text{ g} (7,8\%) + 18,6 \text{ g} (1,87\%)$$

$$327,2 \text{ g} \cong 248,4 \text{ g} \quad (\text{balance de materiales})$$

Las discrepancias entre las entradas y salidas del material se debieron a que los cálculos se efectuaron con datos experimentales que tienen un cierto grado de incertidumbre, por el cual nunca serán iguales a cálculos teóricos.

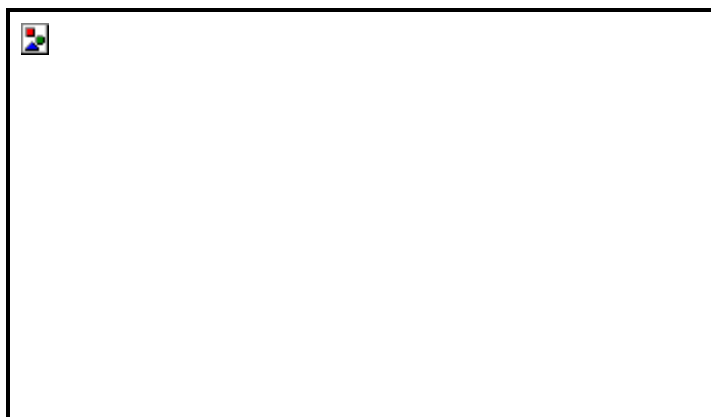
Con base en la confiabilidad del balance de materiales, la tabla 31 muestra los resultados obtenidos en los ensayos de concentración en mesa Wilfley y permite compararlos para establecer la mejor opción de concentración en mesa.

Ensayos	Producto	Masas (g)	%Cr <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	%R	K
M4	Alimentación	2000,0	16,36		
	Concentrado	446,3	39,47	53,84	4,48
	Mixto	1517,5	7,50	34,78	
	Cola	20,7	3,43	0,22	
M6	Alimentación	2000,0	16,36		
	Concentrado	344,5	35,16	37,02	5,81
	Mixto	1627,1	7,80	38,78	
	Cola	18,6	1,87	0,11	

**Tabla 31. Resultados de los ensayos de concentración en mesa Wilfley.**

Los análisis químicos de los ensayos M4 y M6 se codificaron en el laboratorio como G18, G23, G24, G25, G20, G21 y G22 en el anexo 8.

De los resultados conseguidos, el ensayo M4 presento las mejores características en sus productos por lo que fue elegido como el ensayo definitivo en mesa Wilfley (ver figura 56). Los argumentos por los cuales se llego a esta conclusión son explicados en la siguiente sección 3.4.6 de análisis de resultados. Los productos del ensayo M4 (ver figuras 57, 58 y 59) presentan las composiciones químicas que se muestra en la tabla 32.



**Figura 56. Ensayo M4 en mesa de sacudidas Wilfley.**

<b>Productos</b>	<b>%Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>%SiO<sub>2</sub></b>	<b>%Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>	<b>%MgO</b>	<b>%Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub></b>
Concentrado	39,47	12,96	15,37	15,18	15,93
Mixto	7,50	44,28	5,09	27,22	12,73
Cola	3,43	45,28	4,91	29,58	11,76

**Tabla 32. Composición química de los productos del ensayo M4 en mesa Wilfley.**



**Figura 57. Concentrado del ensayo M4 en mesa Wilfley.**



**Figura 58. Mixto del ensayo M4 en mesa Wilfley.**



**Figura 59. Cola del ensayo M4 en mesa Wilfley.**

Para finalizar, es necesario determinar la recuperación y grado de concentración total del sistema de concentración espiral Humphreys-mesa Wilfley. La recuperación se puede deducir de las siguientes afirmaciones:

Si el concentrado, mixto y las colas son los únicos productos que se obtienen, el principio de la conservación de la materia expresa:

$$\text{Entradas} = \text{Salidas}$$

Así tenemos:

$$A = C + M + E \quad (1)$$

$$Aa = Cc + Mm + Ee \quad (2)$$

donde  $A$ ,  $C$ ,  $M$  y  $E$  son las masas de la alimentación, concentrado, mixto y cola y  $a$ ,  $c$ ,  $m$ , y  $e$  las leyes correspondientes del mineral útil. Multiplicando la (1) por  $e$  y restando la ecuación resultante de la (2) tenemos:

$$A(a - e) = C(c - e) + M(m - e)$$

Despejando la relación  $C/A$ :

$$\frac{C}{A} = \left( (a - e) - (m - e) \frac{M}{A} \right) \frac{1}{(c - e)} \quad (3)$$

Dado que la fórmula de la recuperación es:

$$R = \frac{Cc}{Aa} \quad (4)$$

Introduciendo el valor de  $C/A$  de la ecuación (3) en la (4), tenemos:

$$R = \frac{c}{a(c - e)} \left( (a - e) - \frac{M}{C + M + E} (m - e) \right)$$

De manera que utilizando los resultados experimentales obtenidos y esta fórmula se determina la recuperación total del proceso de concentración:

$$a = 11,07 \% \text{ Cr}_2\text{O}_3; \quad c = 39,47\% \text{ Cr}_2\text{O}_3; \quad m = 7,50\% \text{ Cr}_2\text{O}_3; \quad e = 3,43\% \text{ Cr}_2\text{O}_3$$

$$M = 1517,5 \text{ g}; \quad C = 446,3 \text{ g}; \quad E = 20,7 \text{ g}$$

$$\text{Recuperación total} = 44,79\%.$$

El grado de concentración total se deduce de lo siguiente: El grado de concentración del espiral indica que para producir 1 unidad de concentrado primario se necesita 1,61 unidades de alimentación. El grado de concentración de la mesa señala que para producir 1 unidad de concentrado final se requiere 4,48 unidades de alimentación (concentrado primario de espiral). De manera que tenemos:

$$K_{total} = \frac{1,61 \text{ unidades (alimentación)}}{\text{unidad (concentrado primario)}} \times \frac{4,48 \text{ unidades (concentrado primario)}}{\text{unidad (concentrado final)}}$$

$$K_{total} = \frac{7,21 \text{ unidades (alimentación)}}{\text{unidad (concentrado final)}}$$

De manera que para producir una unidad de concentrado final con un 39,47% de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> se requieren procesar 7,21 unidades de alimentación con 11,07% de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, con una recuperación total en el concentrado de 44,79%.

### 3.4.6.-Análisis de resultados

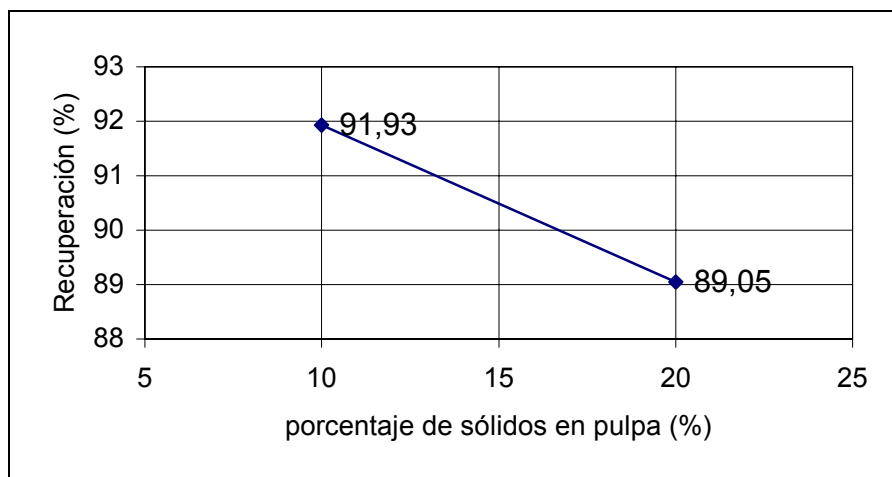
Los ensayos de concentración CCD1 y CCD2 en espiral Humphreys presentaron valores fijos en los parámetros de razón de alimentación (27 kg/min) y caudal de agua de lavado (45 L/min). El parámetro de porcentaje sólidos en pulpa varió intencionalmente de un ensayo a otro en los niveles de 10% y 20%.

Para identificar la mejor opción entre los ensayos realizados se tomaron en cuenta las siguientes condiciones: alta recuperación y alto porcentaje de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub>.

La influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre la recuperación de Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> se puede observar en la figura 60.

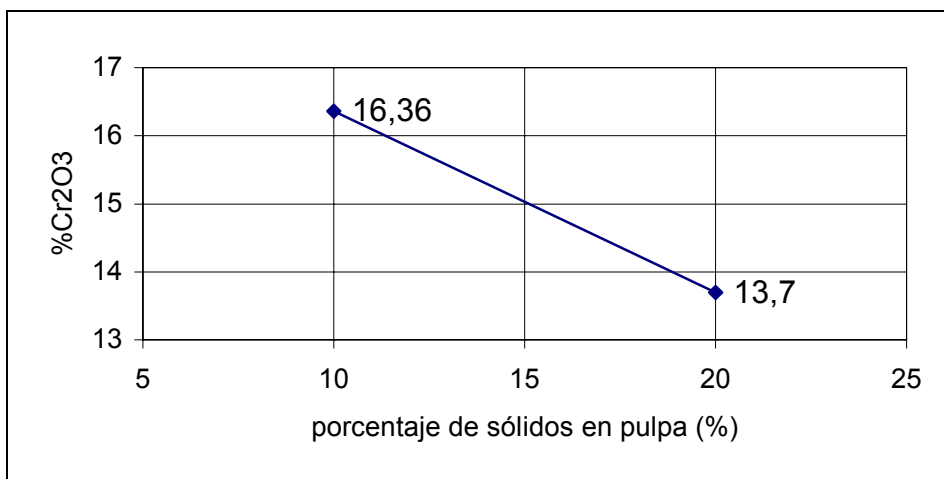
Los resultados indican que el ensayo CCD1 logró un 91,93% de recuperación, superior al ensayo CCD2 que logró un 89,05%; lo que demuestra que con un menor porcentaje de sólidos en pulpa se logra una mayor recuperación.

Esto se debe al hecho de que un menor porcentaje de sólidos en la pulpa, por ejemplo 10%, permite el movimiento libre de las partículas minerales dentro de la corriente en el canal del espiral, proporcionando la posibilidad a éstas de distribuirse en la corriente de la siguiente forma: partículas de ganga en la banda ligera del borde externo, partículas mixtas en la banda intermedia del centro y partículas de mineral útil en la banda densa del borde interno del canal del espiral. De esta manera, con menor porcentaje de sólidos en pulpa se pueden separar mejor las partículas pesadas de las ligeras, favoreciendo una mayor recuperación del mineral útil.



**Figura 60. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre la recuperación de cromita.**

Con respecto a la calidad del concentrado, la figura 61 permite comparar los resultados obtenidos.



**Figura 61. Influencia del porcentaje de sólidos en pulpa sobre el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado.**

Como se apreció en la figura 61, a medida que se incrementa el porcentaje de sólidos en pulpa disminuye el % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado, lo cual también se debe a lo explicado anteriormente, de manera que un mayor porcentaje de sólidos en la pulpa promueven un medio en donde las partículas en suspensión (mixtas y de ganga)

chocan y se estorban mutuamente impidiendo una correcta distribución de éstas en sus respectivas bandas, con lo cual muchas de ellas pasan a la corriente de concentrado disminuyendo el %  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  presente en éste. Esto no ocurre con las partículas pesadas porque éstas se sedimentan y dirigen hacia el borde interno del canal donde se evacuan por los orificios colectores de concentrado.

En este orden de ideas, el ensayo CCD1 presentó las mejores cualidades en el concentrado por lo cual fue elegido como la alimentación para los ensayos de concentración en mesa de sacudidas.

Los ensayos de concentración M4 y M6 en mesa de sacudidas Wilfley presentaron valores fijos en los parámetros de razón de alimentación (0,15 kg/min), porcentaje de sólidos en pulpa (7%), caudal de agua de lavado (7,9 l/min), frecuencia de sacudidas (325 sacudidas/min) y amplitud de sacudidas (1cm). El parámetro de inclinación del tablero varió intencionalmente de un ensayo a otro en los niveles de 4° y 6°.

Para reconocer la mejor elección entre los ensayos realizados se tomaron también en consideración las condiciones de alta recuperación y alto porcentaje de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

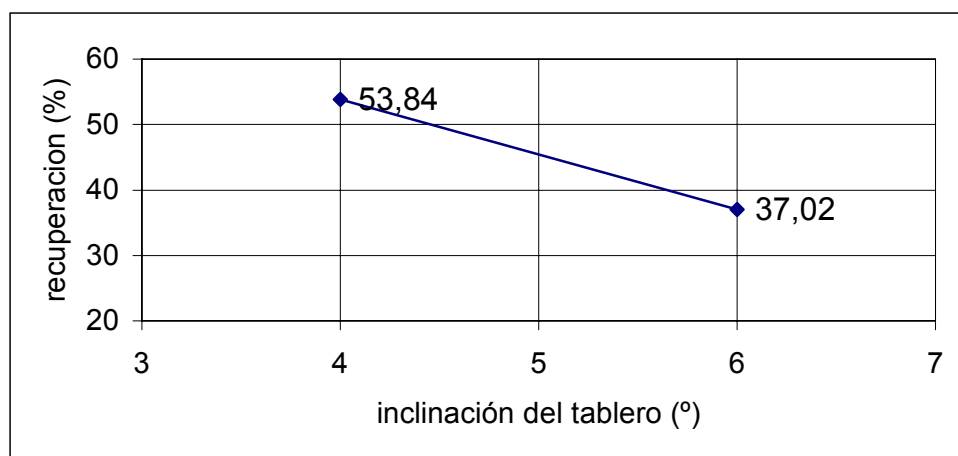
La influencia de la inclinación del tablero sobre la recuperación de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  se puede observar en la figura 62. Los resultados muestran que el ensayo M4 logró un 53,84% de recuperación, superior al ensayo M6 que logró un 37,02%; lo que señala que con una inclinación de 4° en el tablero se consigue una mayor recuperación.

Lo anterior se debe al hecho de que a medida que aumenta la inclinación del tablero se incrementa la intensidad de la corriente de agua de lavado. De manera que a 6° la corriente arrastra más partículas de mineral útil de la banda de pesados que a una inclinación de 4°, llevándolas hacia la banda de mixtos.

La banda de pesados se sitúa en la parte superior de la distribución en abanico que forma el género sobre el tablero. Esta es la primera en recibir la corriente de agua de lavado y a una intensidad algo mayor que la banda de mixtos y de ligeros.

Las partículas de cromita que son arrastradas no se aprecian a simple vista porque son las más pequeñas del género, aproximadamente de tamaños cercanos a 0,074 mm.

De todo lo anteriormente planteado, se deduce que a 4° de inclinación en el tablero se consiguen una mayor recuperación de cromita que a 6°, a esto se añade, con base en los ensayos exploratorios que inclinaciones menores de 4° no alcanzan una separación efectiva.



**Figura 62. Influencia de la inclinación del tablero sobre la recuperación de cromita.**

Es importante indicar que el caudal de agua de lavado se fijó en 8,4 l/min, él cual se determinó cualitativamente como el más apropiado porque en los ensayos exploratorios se observó que valores superiores arrastran visiblemente partículas pesadas hacia la descarga de mixtos; y valores por debajo de dicho caudal no ejercen correctamente su función de remoción de partículas ligeras.

En lo que respecta a la calidad del concentrado, la figura 63 permite comparar los resultados obtenidos.



**Figura 63. Influencia de la inclinación del tablero sobre el %Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado.**

Ambos resultados muestran que en los concentrados existe algo de ganga y mixto, los cuales no pudieron ser separados eficientemente por el mecanismo de la mesa ni removido por el agua de lavado. Estas partículas se identificaron por medio de un microscopio de la siguiente manera:

Partículas mixtas con presencia en mayor proporción de útil que presentan un peso específico cercano al de la cromita. Partículas de serpentina con habito laminar, que tienden a asentarse en su posición más estable, descansando sobre su cara más plana y presentando a la corriente su sección mínima, de manera de estar menos afectadas por la corriente de agua de lavado y pasar a la banda de pesados con facilidad. Y por último, se identificaron algunas partículas grandes de piroxeno que probablemente no se separaron por tener un peso específico (3,5) cuya diferencia con el de la cromita (4,2) es mínima.

En este sentido, ambos concentrados presentan estas partículas y en proporciones similares, en lo que difieren es en el % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> como se puede apreciar en la figura 63. La tendencia que se observa es que a medida que se aumenta la inclinación del tablero disminuye el % Cr<sub>2</sub>O<sub>3</sub> en el concentrado, lo que se debe al fenómeno que explica que un aumento en la inclinación del tablero incrementa la intensidad de la corriente de agua de lavado, con lo cual se arrastra mayor cantidad de

partículas finas de útil de la banda de pesados hacia la banda de mixtos disminuyendo la cantidad de cromita presente en el concentrado.

En contraste con el ensayo M6, el ensayo M4 produce mayor cantidad de concentrado, menor cantidad de mixtos con un 7,5% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  y pequeña cantidad de cola con 3,43% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . En este sentido, el ensayo M4 presentó las mejores características en el concentrado, por lo que fue seleccionado como el ensayo definitivo en mesa de sacudidas Wilfley.

## CONCLUSIONES

La mena presentó una dureza Denver alta con la siguiente composición química: 11,07% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 6,35% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ , 39,71% de  $\text{SiO}_2$ , 7,17% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y 24,56% de  $\text{MgO}$ ; identificándose la cromita en diseminaciones como mineral útil y el piroxeno, anfíbol, serpentina, pirofilita y plagioclasa como minerales de ganga. Se alcanza un 89,66% de partículas de cromita liberadas pasante la malla #70 con un tiempo de moliendabilidad de 50 minutos.

El uso del espiral Humphreys como equipo de desbaste y la mesa Wilfley como equipo de limpieza dio como resultado una recuperación total de 44,79% y un grado de concentración total de 7,21.

Las condiciones óptimas en las que se obtienen los mejores resultados en espiral Humphreys son: razón de alimentación de 27 kg/min, caudal de agua de lavado de 45 l/min y posición de las espitas en 1era 90°, 2da 70° y 3era 30°. El parámetro cuya variación es significativa es el porcentaje sólidos en pulpa que se varió intencionalmente en los niveles de 10% y 20%.

Los ensayos definitivos de concentración en espiral Humphreys se realizaron en circuito cerrado y alcanzaron mejores resultados en la recuperación de la cromita que los realizados en circuito abierto, lográndose un concentrado de 91,93% de recuperación, 16,36% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  y 1,61 de grado de concentración a partir de una alimentación de 11,07% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Las colas que se generaron como 36% en peso de la alimentación ensayaron un 5,37 % de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  con una recuperación de 16,71% lo que evidencia su baja calidad.

Con respecto a la mesa, las condiciones óptimas en las que se obtienen los resultados son: razón de alimentación de 0,15 kg/min, caudal de agua de lavado de 7,9 l/min, porcentaje de sólidos en pulpa en 7%, frecuencia de sacudidas en 325 sacudidas/min, amplitud de sacudidas en 1 cm y posición de los splitters según el esquema de la figura 48. El parámetro cuya variación es significativa es la inclinación del tablero que se varió intencionalmente en los niveles de 4° y 6°.

Los ensayos de concentración en mesa de sacudidas Wilfley prácticamente no produjeron una cola siendo los únicos productos un concentrado y un mixto. El concentrado se alcanzó con un 53,84% de recuperación, 39,47% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , y 4,48 de grado de concentración y el mixto presentó un 34,78% de recuperación y un 7,5% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ . Ambos productos se obtuvieron a partir de una alimentación de 16,36% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

El concentrado final presentó la siguiente composición química: 39,47% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ , 12,96% de  $\text{SiO}_2$ , 15,37% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , 15,18% de  $\text{MgO}$  y 15,93% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ .

Por medio de la combinación de los equipos de espiral Humphreys y mesa de sacudidas Wilfley se obtuvieron concentrados de cromita con un 39,47% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  a partir de una mena de 11,07% de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$ .

En la medida en que en el concentrado final se ajusten los porcentaje de  $\text{SiO}_2$  a valores  $<6,00\%$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , a valores  $>20,0\%$ , éste podrá inclinar su uso como material refractario.

## RECOMENDACIONES

Para obtener una recuperación mayor en la operación de limpieza en mesa de sacudidas Wilfley se recomiendan dos opciones: como primera opción, recircular el material mixto en la mesa, tal como se muestra en la figura 64. Como segunda, experimentar con otros equipos de concentración para la operación de limpieza.

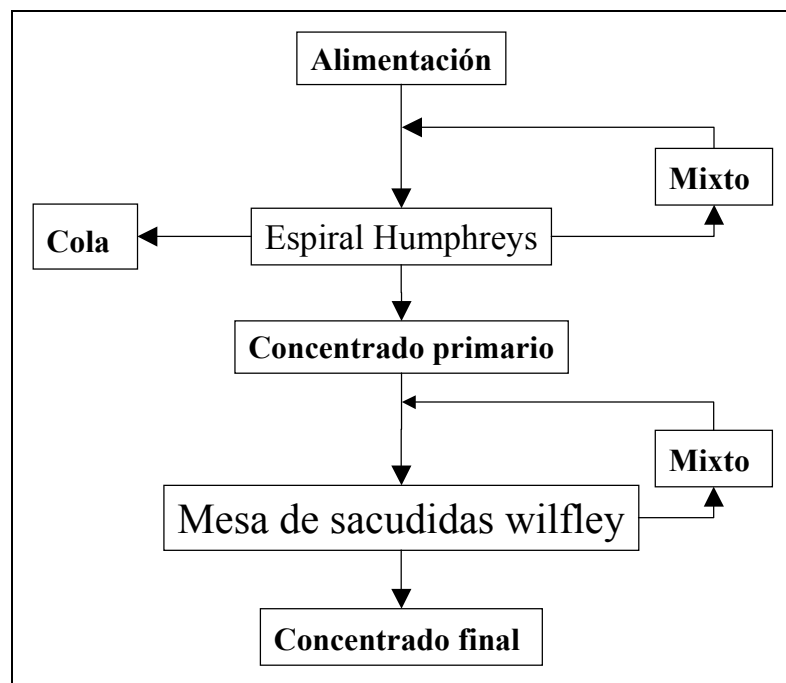


Figura 64. flujograma recomendado.

Para conseguir la liberación del mineral de cromita se recomienda realizar la etapa de molienda en circuito cerrado, esto con el objetivo de reducir la producción de sobretriturados y evitar las pérdidas de mineral útil en las lamas.

Para acondicionar el concentrado final para uso refractario se sugiere ajustar los porcentajes de  $\text{SiO}_2$  de 12,96% a valores  $<6,00\%$  y  $\text{Al}_2\text{O}_3$  de 15,37% a valores  $>20,0\%$ . Esto se puede llevar a cabo con operaciones de concentración adicionales.

Se recomienda realizar una evaluación económica de los resultados obtenidos de manera de conocer el potencial de los depósitos como riqueza mineral del Estado Falcón y de los concentrados como negocio de inversión.

Realizar estudios de beneficio mineral con otros equipos y métodos de manera de comparar los resultados obtenidos. Las opciones que se recomiendan son: flotación, medios densos y cribas de pulsaciones.

## BIBLIOGRAFÍA

- BLAZY P. (1970). El Beneficio de los Minerales. 1era Ed. española, editorial Rocas y Minerales, Madrid España 466 p.
- CARR D. (1994). Industrial Minerals and Rocks. 6 th Ed., publicado por Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Littleton Colorado U.S.A., 1196p.
- DANA y HURLBUT (1960) Manual de Mineralogía. 2nd Ed. Editorial Reverte, S.A. Barcelona-España; 600 p.
- ESTRADA D. (2001). Beneficio mineral de la mica presente en la cantera Cura, San Joaquín, Estado Carabobo. Dpt. Geol. Univ. Central de Venezuela, Trabajo Especial de Grado, Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica, inédito.
- FUEYO L. (2000). Equipos de Trituración, Molienda y Clasificación. 1era Ed., Editorial Rocas y Minerales, España; 360 p.
- GARCÍA V. (2002). Estudio Geoquímico en el Complejo Ultramáfico-Tausabana El Rodeo Estado Falcón Ponencia presentada en el Programa de presentación de proyectos de la Región Centro-Occidental, Caracas.
- 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. Dpt. Geol. Univ. Central de Venezuela, Trabajo Especial de Grado, Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica, inédito.

- GONZALEZ DE JUANA C.(1980). Geología de Venezuela y de sus cuencas petrolíferas. FONINVES, Caracas-Venezuela; 1031p.
- KELLY E., y SPOTTISWOOD D. (1990). Introducción al Procesamiento de Minerales. 1era Ed., Editorial Limusa S.A., México; 530 p.
- MARTÍN BELLIZZIA e ITURRALDE DE AROZENA (1972). Complejo Ultramáfico zonado de Tausabana-El Rodeo, gabro zonado de Siraba-Capuana y complejo subvolcánico estratificado de Santa Ana, Paraguaná, Falcón. MEM VI Conf. Geol. del Caribe (Isla de Margarita, Venezuela).
- MARTIZ, M. (2000). Obtención de preconcentrados de minerales pesados de Circón e Ilmenita provenientes de depósitos de la zona de Villacoa, Distrito Cedeño, Estado Bolívar, por la tecnología de separación gravimétrica. Dpt. Geol. Univ. Central de Venezuela, Trabajo de Ascenso, Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica, inédito.
- MISTAGE, M.(1989). Estudio Geológico de los Cuerpos Ultramáficos del macizo de Santa Ana, Península de Paraguaná, Estado Falcón. Dpt. Geol. Univ. Central de Venezuela, Trabajo Especial de Grado, Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica, inédito.
- PELAEZ, E. (1976). Preparación y Concentración de Minerales. Universidad Central de Venezuela. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica, Caracas, 427 p.
- QUINTERO C., y DELGADO E. (1998) Caracterización química y mineralógica de las cromitas de la zona de Bello y San Pedro (Departamento de Antioquia, Colombia). Revista Colombiana de Química (Santa Fe de Bogotá), 27 (1).

TAGGART A. (1966). Elementos de Preparación de Minerales. 1era Ed. española, ediciones Interciencia, Madrid España, 648p.

VALERY I., GARCÍA V. y FLORES E. (2002). Elementos Químicos y sus Recursos Minerales. Ingeominciencias I, INGEOMIN , Caracas-Venezuela, 198p.

## ANEXOS

### *Anexo 1. Fundamento del análisis petrográfico*

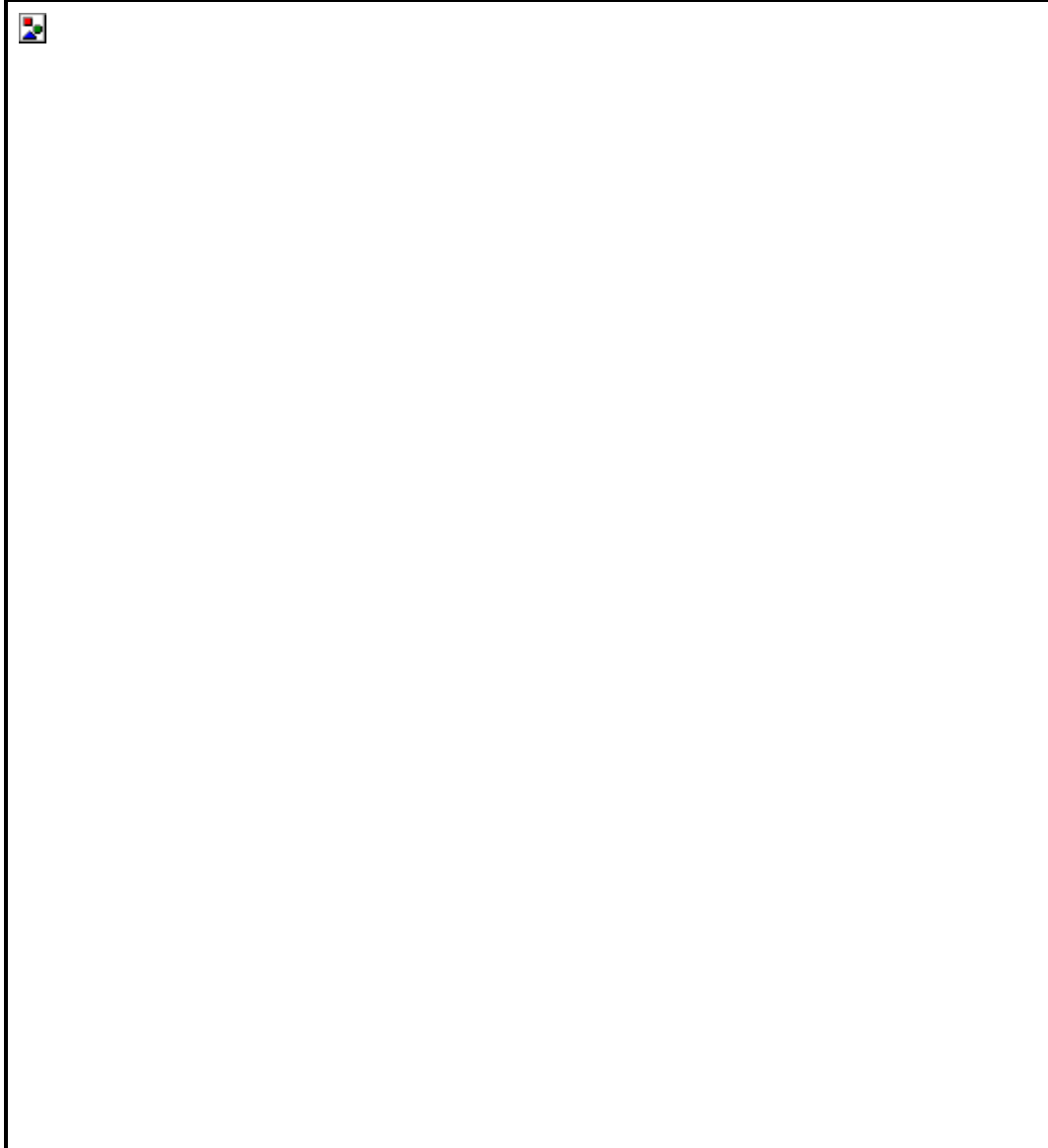
El método de análisis petrográfico consta en primer lugar del reconocimiento macroscópico de la roca. Por medio de una lupa se identifican los minerales por sus características y las estructuras que posee la roca que son apreciables a simple vista.

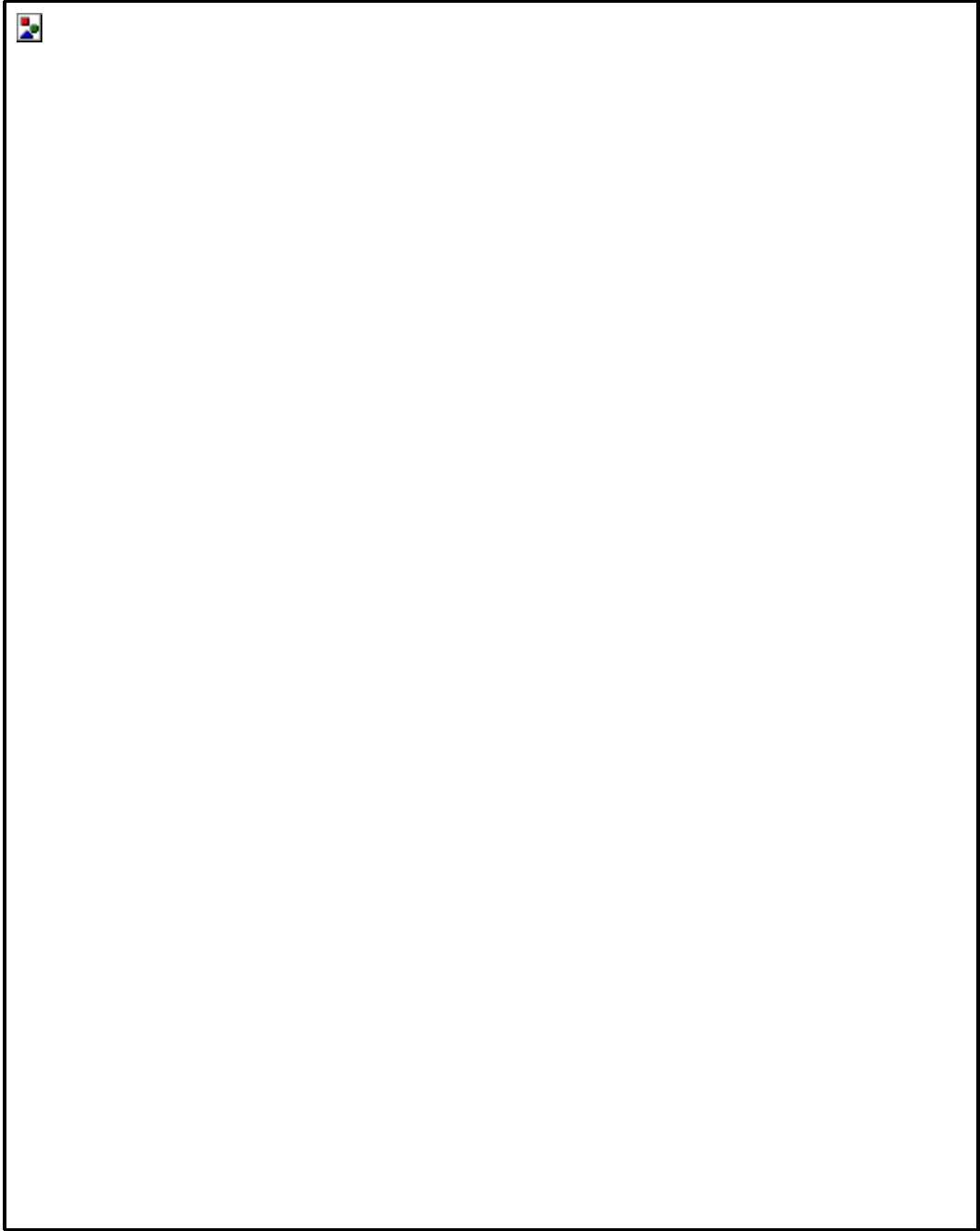
En segundo lugar, se procede al reconocimiento microscópico de minerales y estructuras que no son visibles a simple vista. El microscopio óptico es el instrumento principal que se utiliza para este examen.

La roca se examina por medio de probetas, las cuales son secciones finas de roca montadas en vidrio que se pulen suficientemente para permitir el paso de la luz a través de los diferentes minerales.

El método utilizado es el de microscopía por luz transmitida. Las probetas requieren de una preparación minuciosa y su análisis requiere de considerable experiencia. La apariencia de los minerales contrasta a la luz polarizada, y las propiedades cristalográficas tales como la duplicidad también son importantes para ayudar a la identificación.

*Anexo 2. Análisis petrográficos de muestras tomadas en campo.*





### ***Anexo 3. Fundamento del método de difracción de rayos X.***

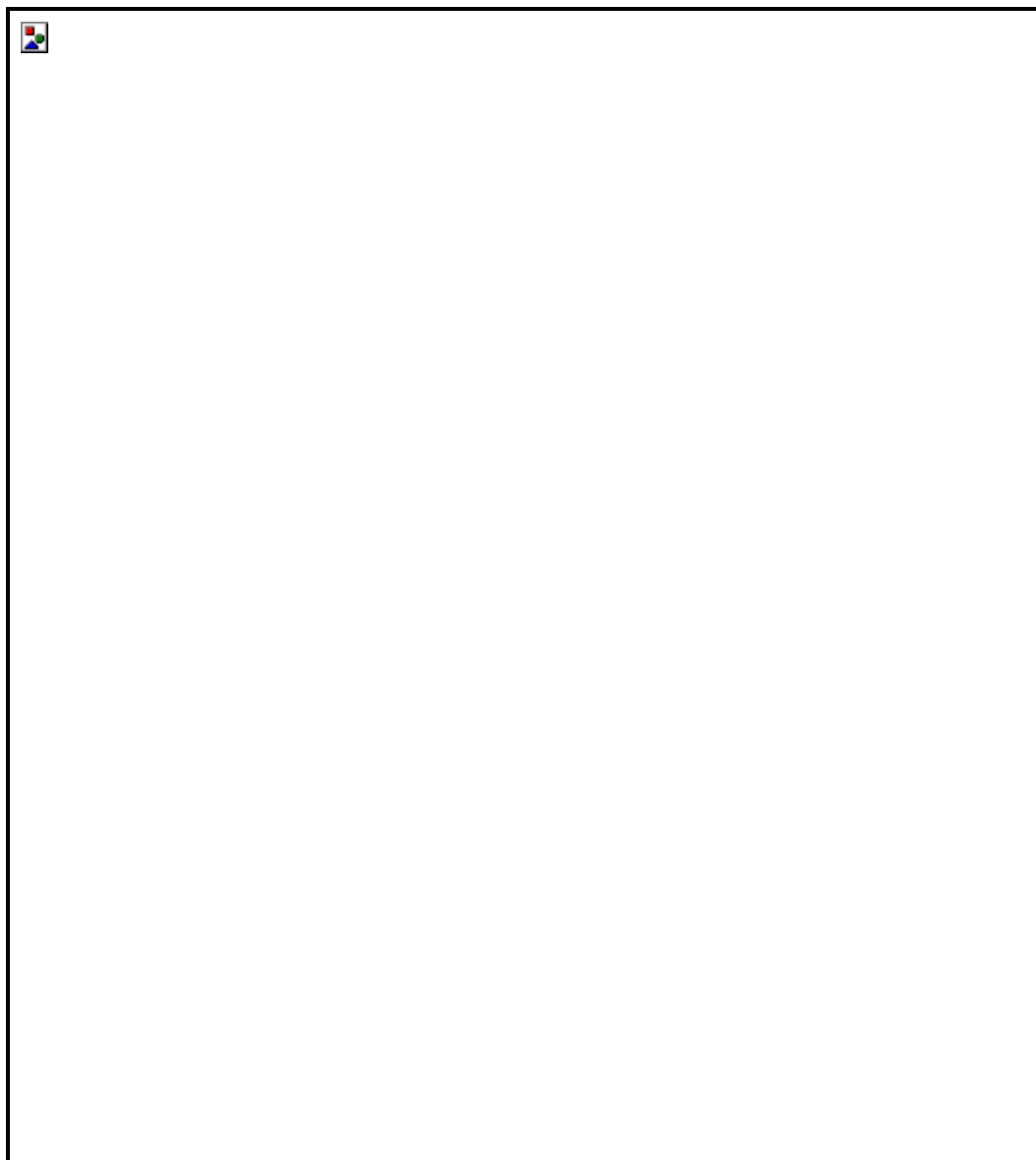
El método de difracción de rayos X es un método cualitativo confiable para identificar minerales que ocurren en una roca.

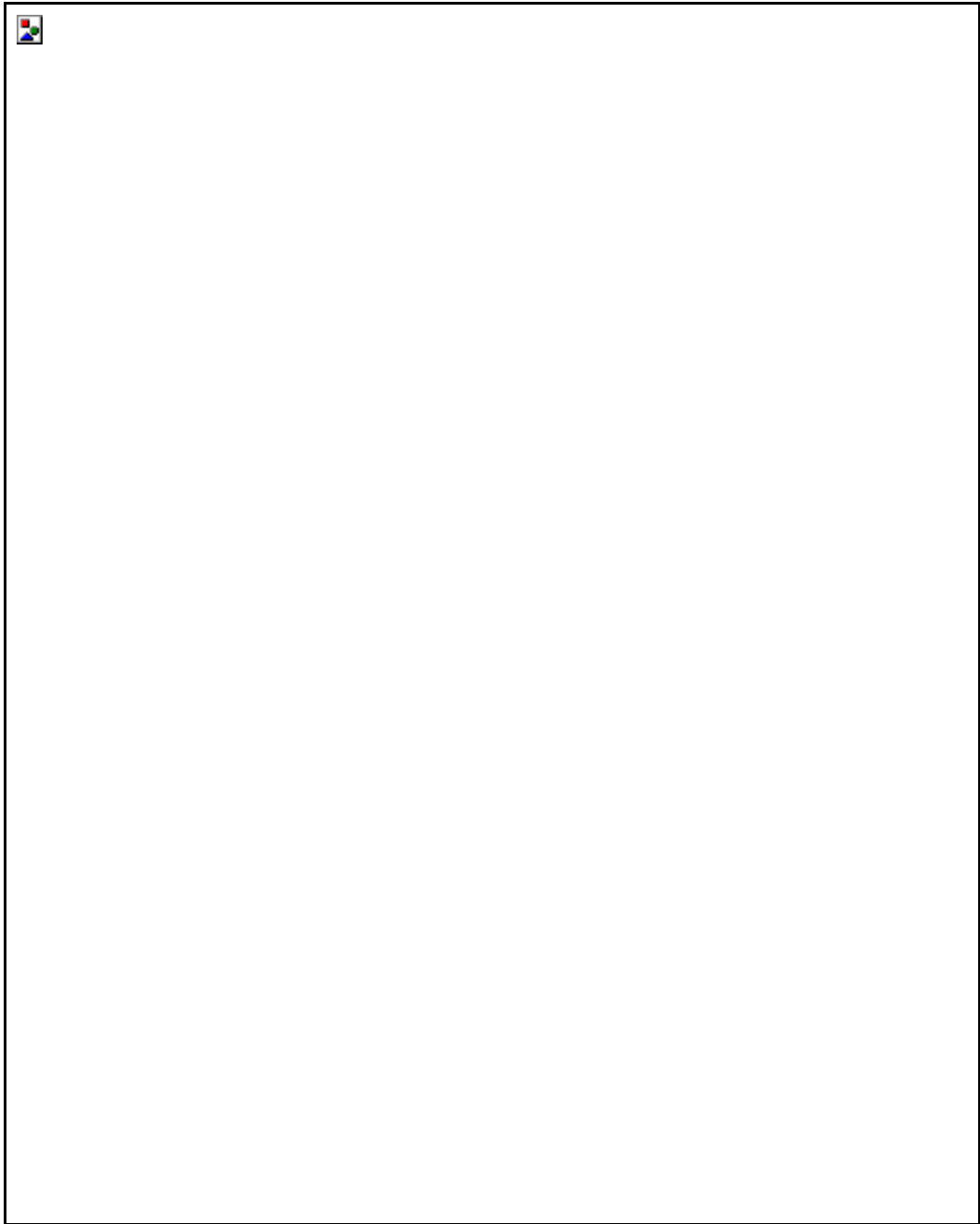
Consiste en que los cristales minerales poseen una estructura ordenada tridimensional con periodicidades características a lo largo de los ejes cristalográficos y cuando un haz de rayos X choca contra tal distribución tridimensional hace que los electrones que encuentran en su trayectoria vibren con una frecuencia de radiación X incidente.

Estos electrones absorben parte de la energía de los rayos X y actúan como origen de nuevos frentes de onda que emiten esta energía como radiación X de la misma frecuencia y longitud de onda. Las ondas emitidas se refuerzan entre sí para producir un efecto de dispersión cooperativo que recibe el nombre de difracción.

Los resultados por difracción de rayos X se obtienen por medio de un patrón típico de difracción. Éste es único para cada mineral y su identificación puede hacerse por referencia a conjuntos estándares. El límite inferior de detección para un mineral es de alrededor de 1 a 10%

*Anexo 4. Análisis de difracción de rayos X de muestras tomadas en campo.*





## ***Anexo 5. Fundamento de análisis químicos por espectrofotometría de absorción atómica.***

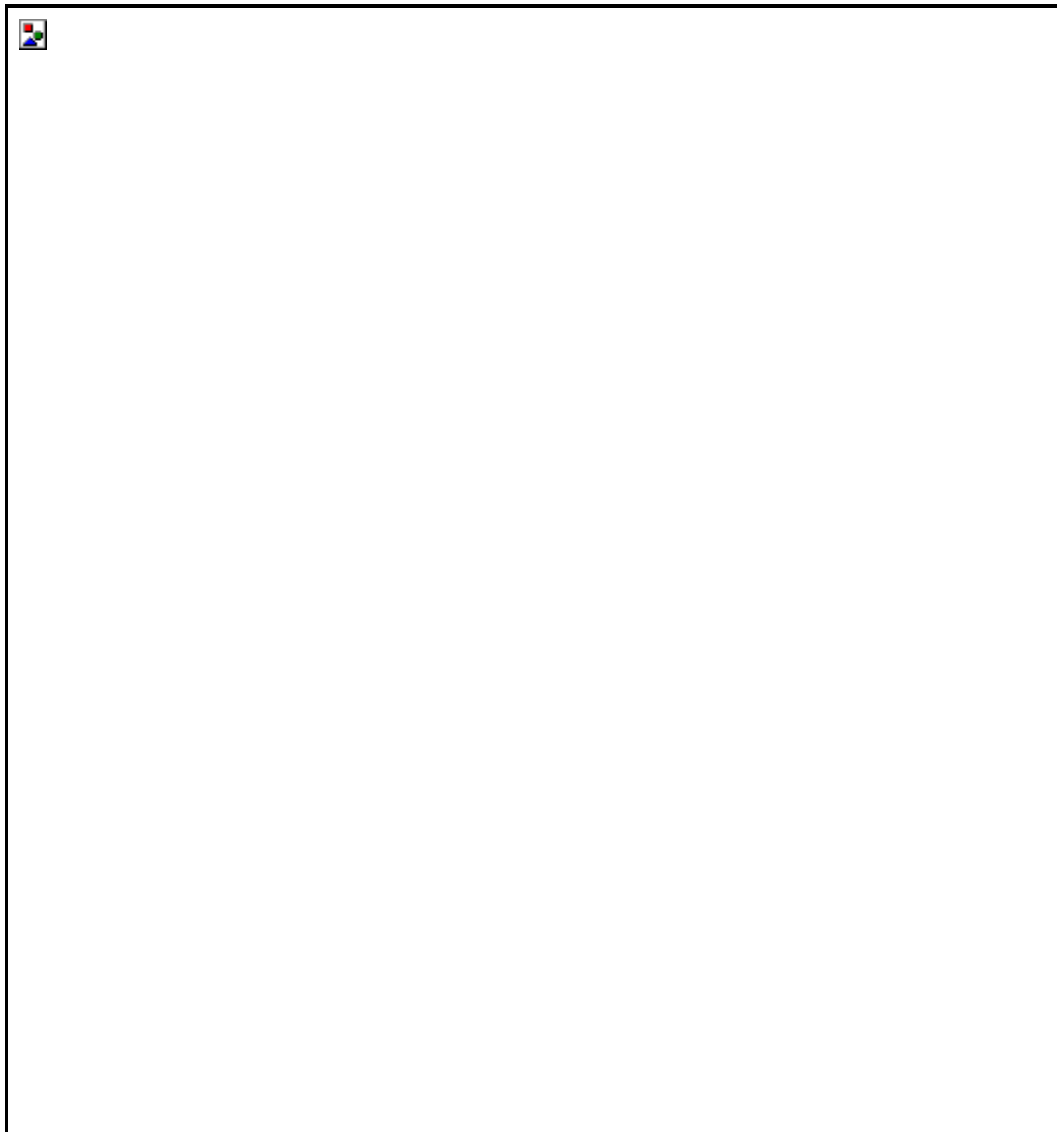
El método de espectrofotometría de absorción atómica es una técnica de amplio uso en la determinación cuantitativa de elementos y compuestos constituyentes de una material. Se fundamenta con base en la ley general que rige a los procesos fotométricos denominada “ley de Beer” que expresa que la absorción de un elemento es directamente proporcional a su concentración.

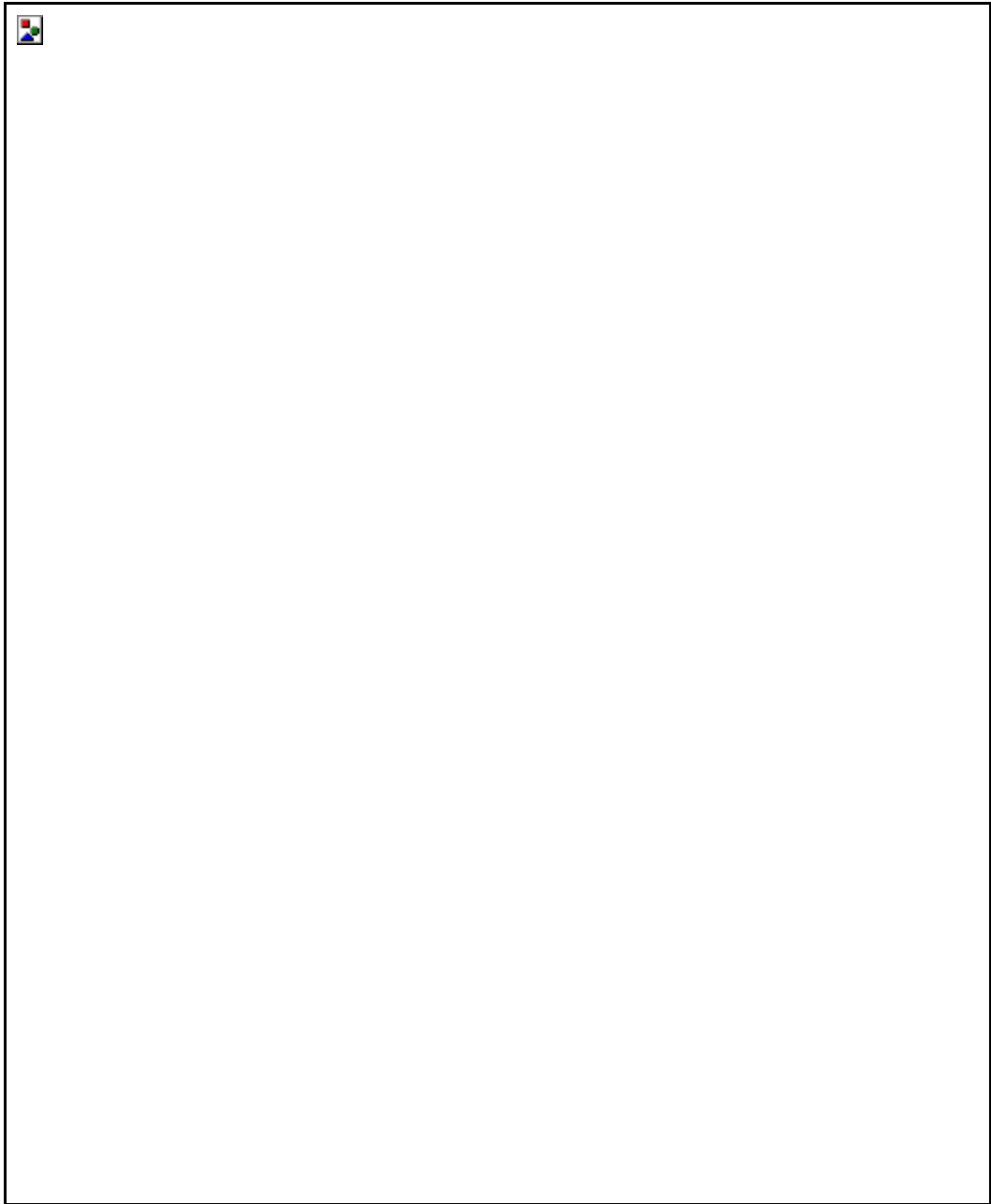
En un análisis de absorción atómica, el elemento que se establece debe ser reducido al estado elemental, vaporizado e incorporado en el haz de radiación proveniente de la fuente.

El equipo para la medición de absorción atómica posee principalmente los siguientes componentes: una fuente, un monocromador, un recipiente de muestra (llama) y un detector.

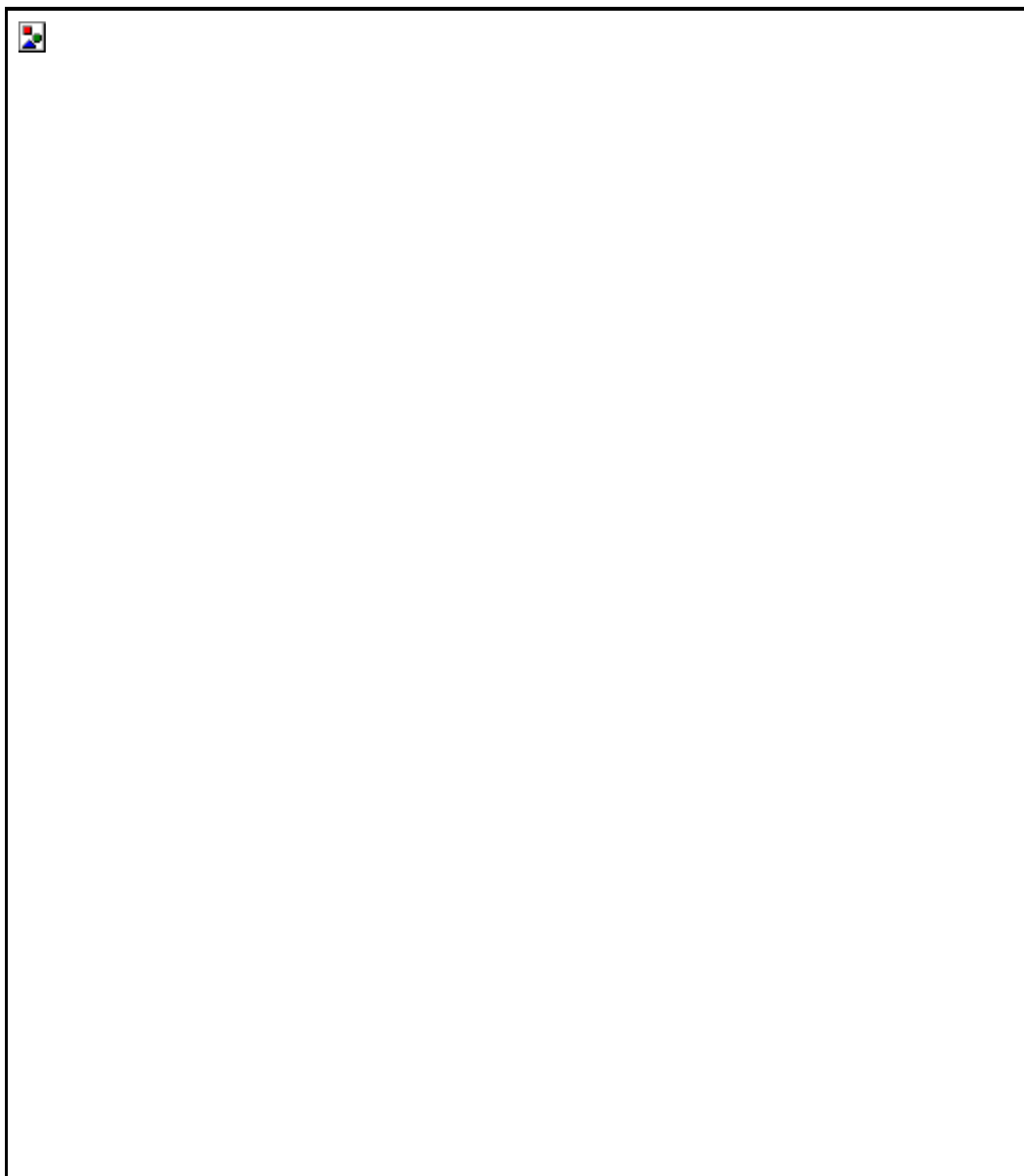
Las fuentes son ordinariamente lámparas de cátodo hueco. Un monocromador es un dispositivo provisto de elementos capaces de dispersar por un prisma la radiación emitida por un elemento en una banda ancha de la cual se puede seleccionar la radiación de interés. En el atomizador de llama, toda la solución de la muestra es rociada como una fina niebla, la llama permite obtener una sensibilidad analítica. La radiación que viene del monocromador es detectada en modernos fotomultiplicadores que registran la información en un software diseñado para mostrar la relación de absorvancia vs concentración.

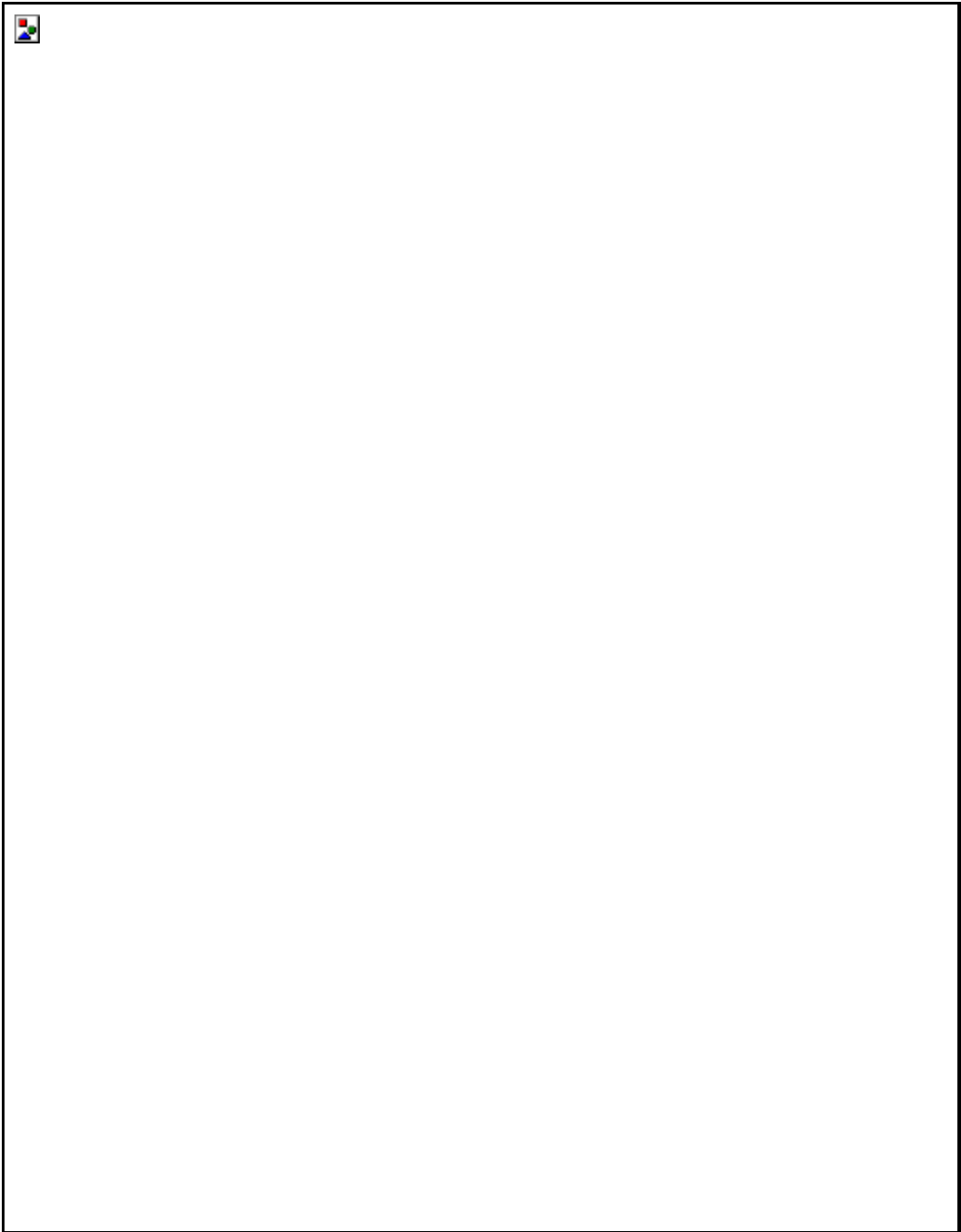
*Anexo 6. Análisis químico para determinación de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  en muestra tomada en campo.*



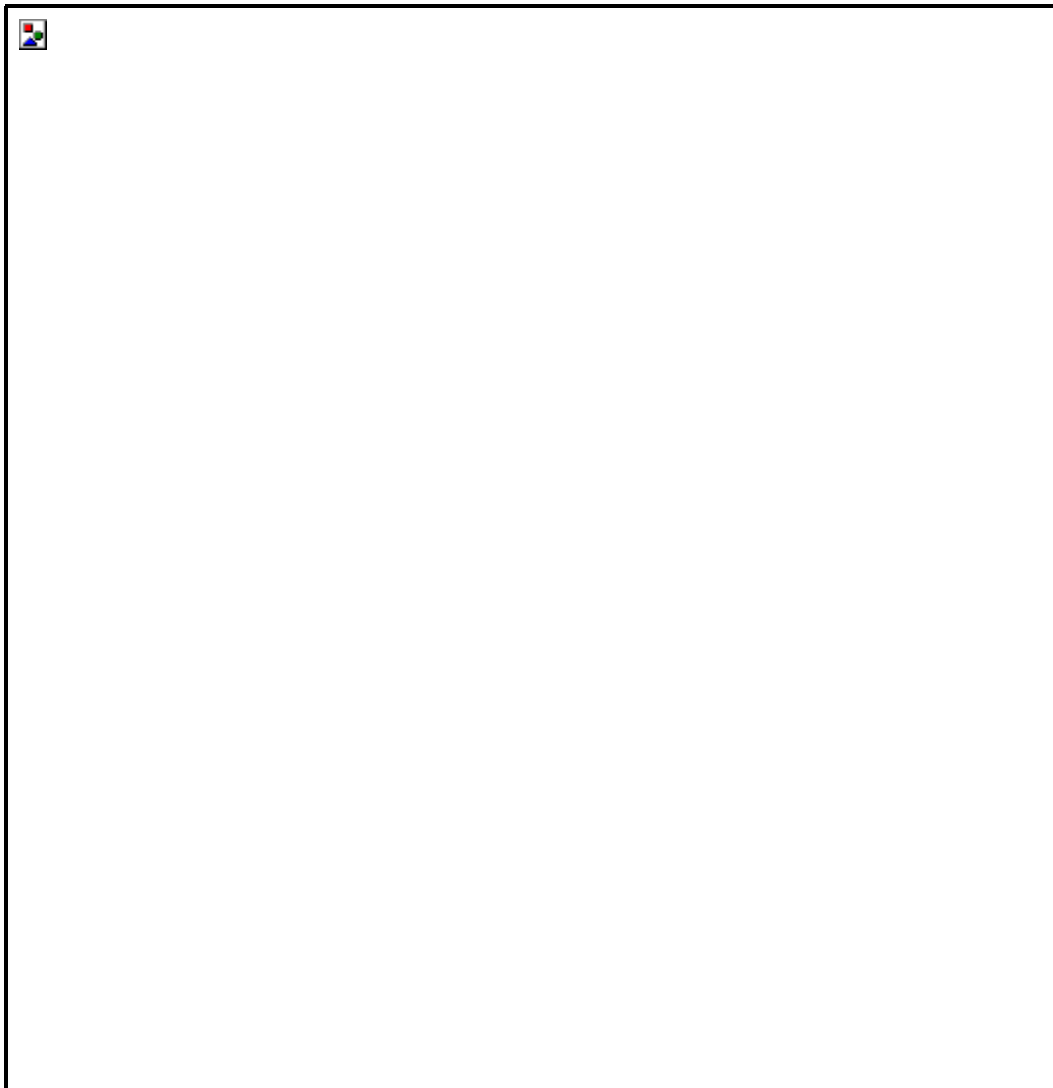


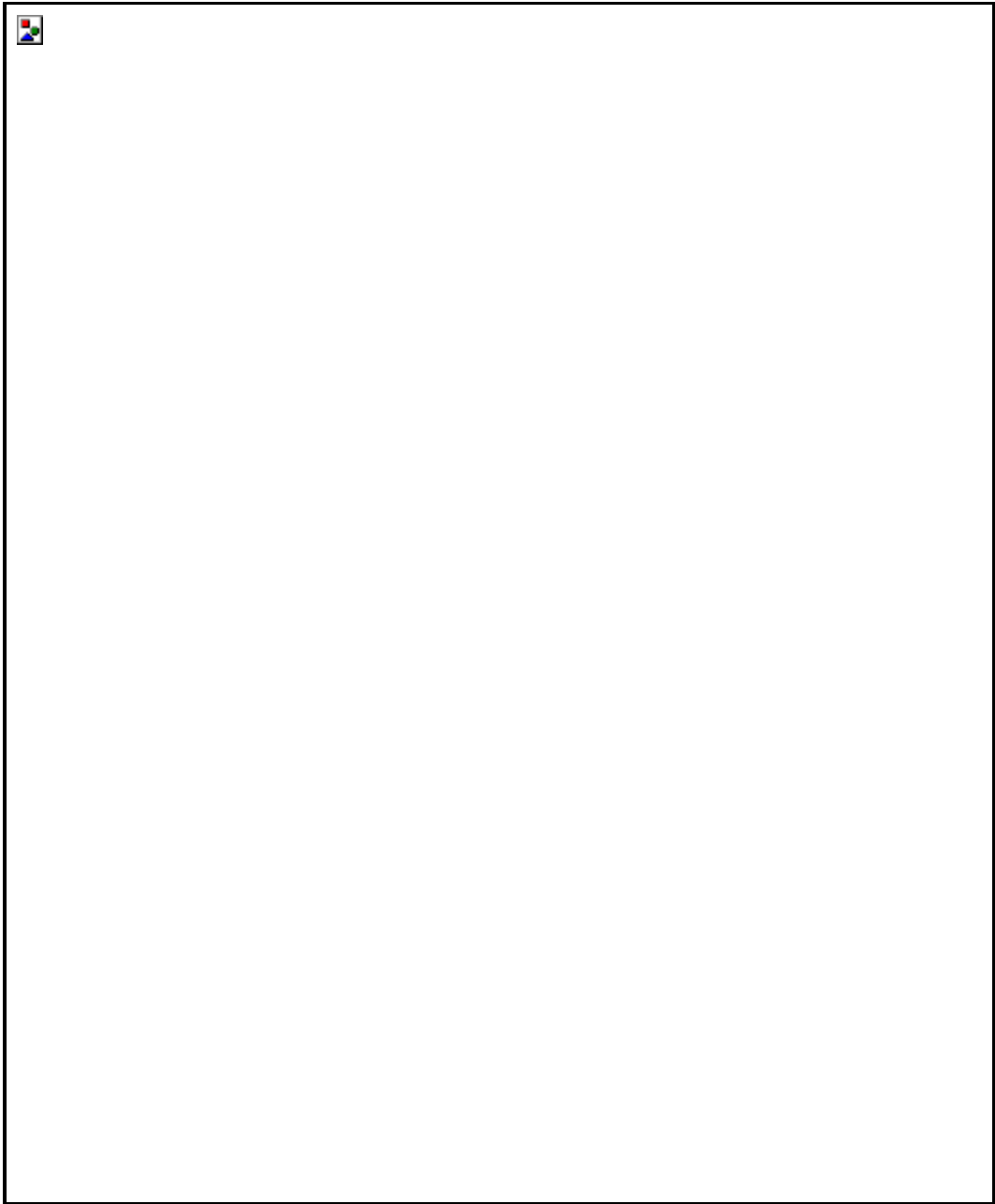
***Anexo 7. Análisis químico para determinación de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  
 $\text{FeO}$ ,  $\text{CaO}$  y  $\text{MgO}$  en muestra tomada en campo.***

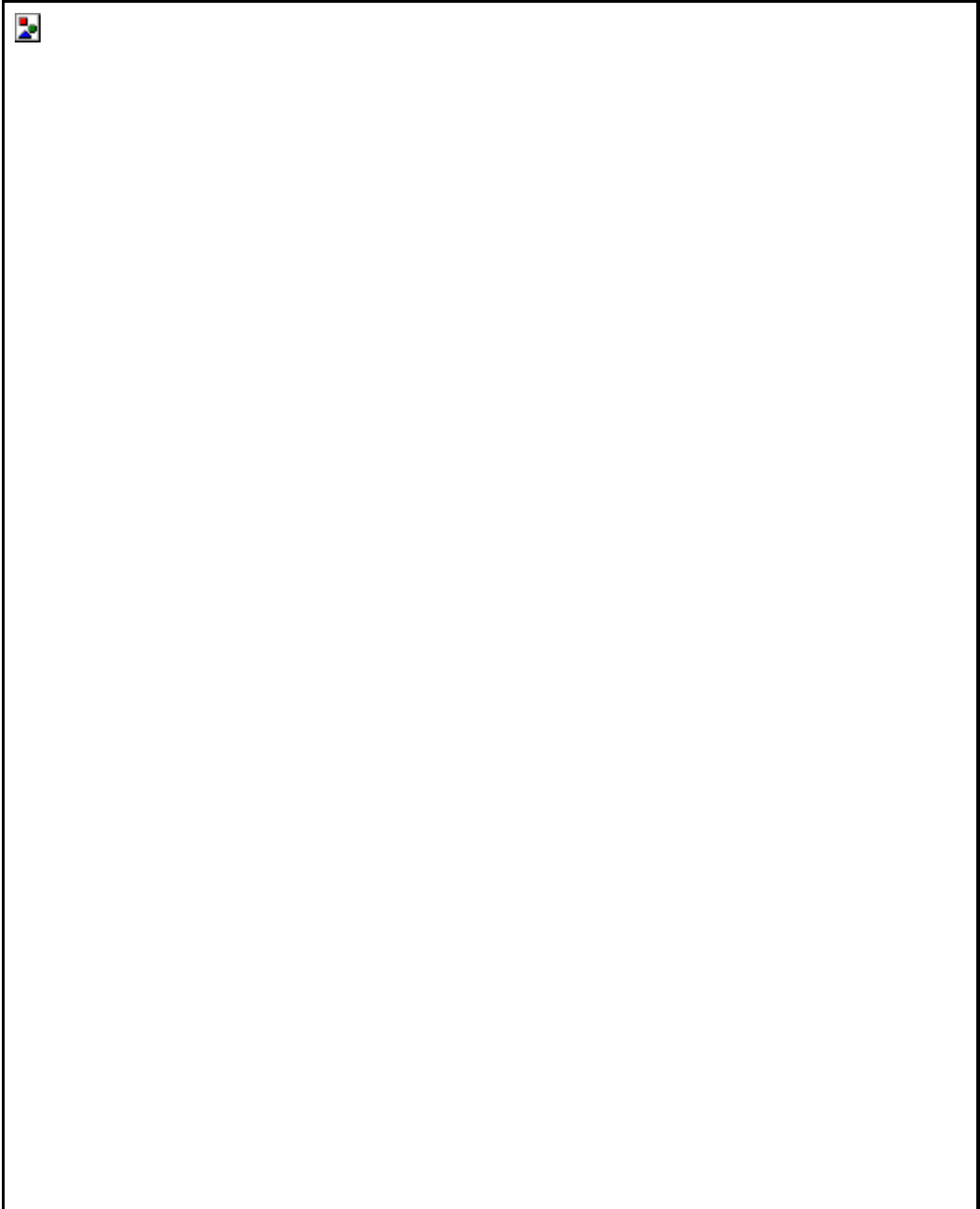




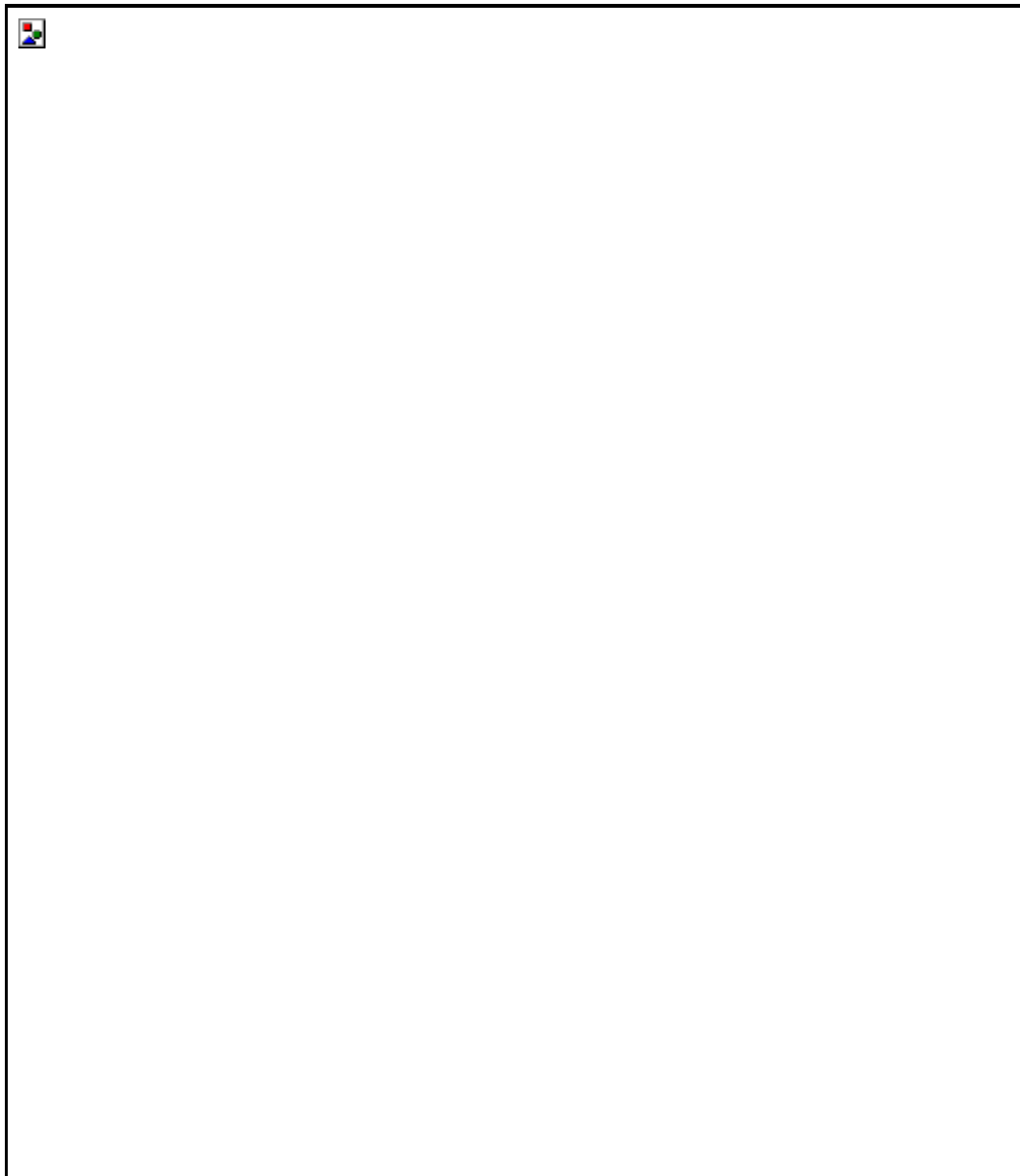
*Anexo 8. Análisis químico para determinación de  $\text{Cr}_2\text{O}_3$  en muestras del proceso de concentración.*

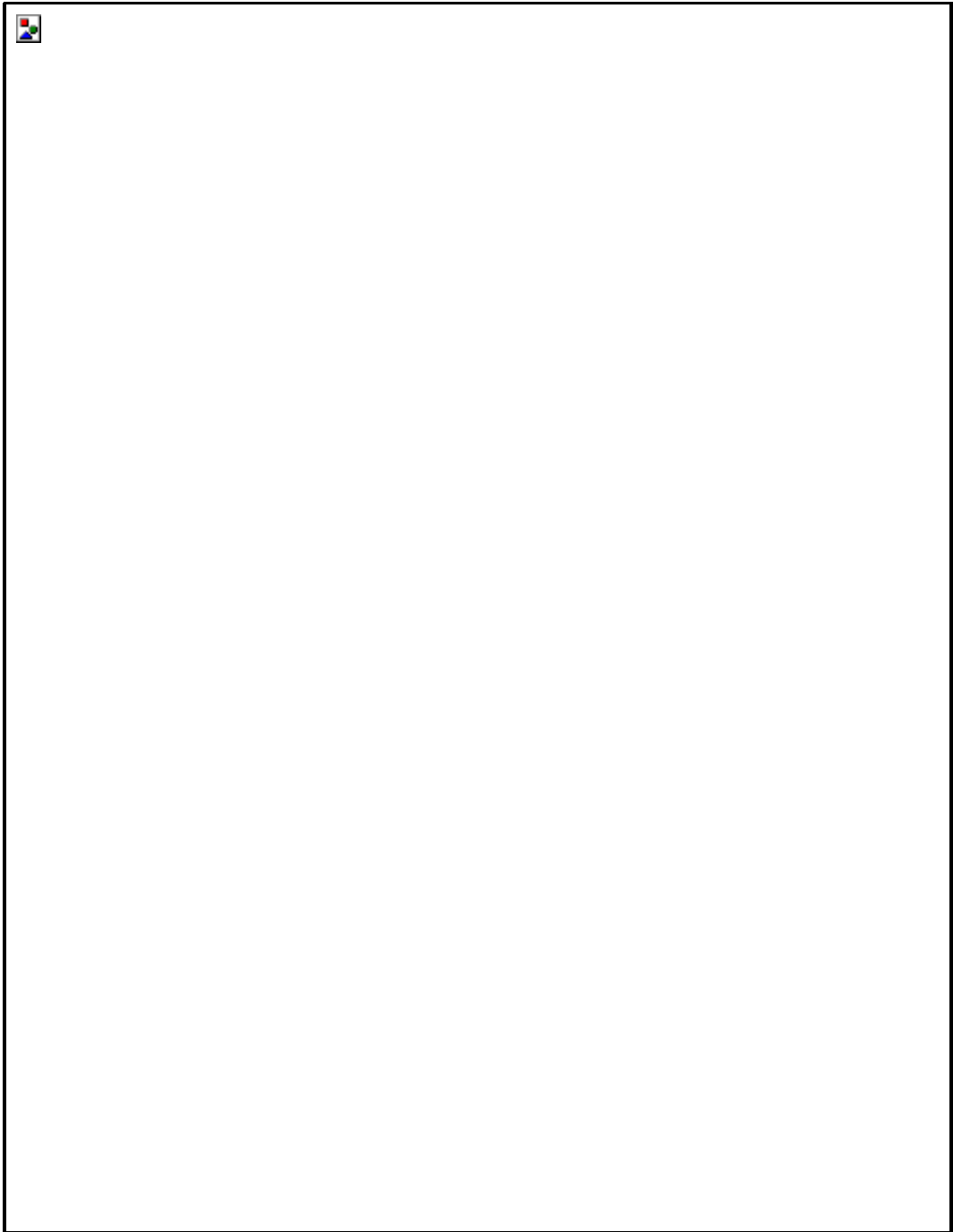






*Anexo 9. Análisis químico para determinación de  $\text{SiO}_2$ ,  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ,  $\text{Al}_2\text{O}_3$  y  $\text{MgO}$  en muestras del proceso de concentración.*





## ***Anexo 10. Estadística de toma de decisiones: gran media y prueba t.***

### **GRAN MEDIA**

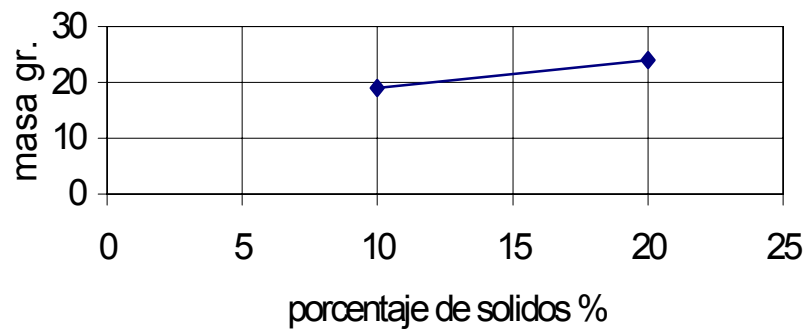
El análisis estadístico para la obtención de la gran media o media global se realiza por medio de un diseño completamente aleatorizado. El experimentador dispone de los resultados de k muestras aleatorias independientes, cada una de tamaño n, de k poblaciones distintas y le interesa comprobar la hipótesis de que las medias de esas k poblaciones son todas iguales.

Para apreciar mejor la aplicación de este método observemos el siguiente ejemplo: en un experimento en un equipo de concentración se quiere apreciar la influencia de parámetros independientes (porcentaje de sólidos y caudal de agua de lavado) sobre parámetros dependientes (masa de concentrado), como se muestra en la siguiente tabla :

<b>porcentaje de sólidos en pulpa %</b>	<b>caudal de agua de lavado l/min</b>	<b>masa de concentrado g.</b>
10	15	20
10	25	18
20	15	25
20	25	23

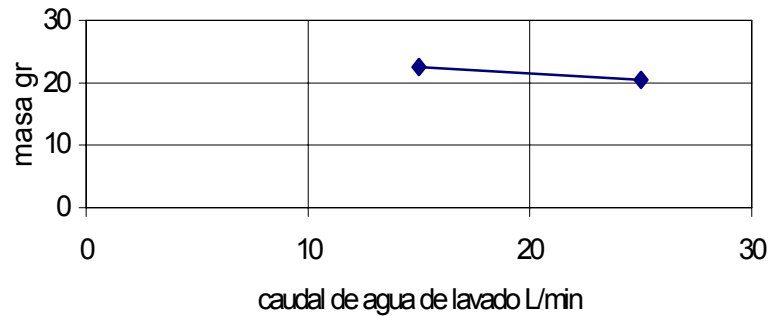
La influencia del porcentaje de sólidos sobre la masa de concentrado obtenida se puede observar por medio de una grafica que muestre el promedio de las masas (o gran media) producidas por cada uno de los porcentajes de sólidos (10 y 20%) como se ven en la tabla y grafica siguientes:

<b>porcentaje de sólidos en pulpa %</b>	<b>masa promedio g</b>
10	19
20	24



De la misma forma se puede apreciar la influencia del caudal de agua de lavado (15 y 25 l/min) sobre la masa de concentrado, como se puede ver en la tabla y grafica siguientes:

<b>caudal de agua de lavado l/min</b>	<b>Masa promedio g</b>
15	22,5
25	20,5



Para medir lo significativo que puede ser la variación del parámetro dependiente a medida que se varían los parámetros independientes se utiliza el siguiente método de análisis estadístico denominado prueba t.

#### PRUEBA t PARA LA DIFERENCIA ENTRE DOS MEDIAS.

Existen numerosos problemas estadísticos en los que nos enfrentamos a decisiones sobre el tamaño relativo de las medias de dos poblaciones. Para exponer el problema en términos más generales, consideraremos dos poblaciones con las medias  $\mu_1$  y  $\mu_2$  y las varianzas  $\sigma_1$  y  $\sigma_2$ , y nos interesará probar la hipótesis nula  $\mu_1 - \mu_2 = \delta$ , donde  $\delta$  es una constante especificada, con base en muestras aleatorias independientes de tamaño  $n_1$  y  $n_2$ . consideraremos pruebas de esta hipótesis nula contra cada una de las alternativas  $\mu_1 - \mu_2 < \delta$ ,  $\mu_1 - \mu_2 > \delta$  y  $\mu_1 - \mu_2 \neq \delta$ .

Cuando  $n_1$ ,  $n_2$  o ambas son pequeñas y las varianzas de las poblaciones desconocidas, podemos apoyar las pruebas de la hipótesis nula  $\mu_1 - \mu_2 = \delta$  en una estadística t conveniente, siempre y cuando podamos suponer que ambas poblaciones son normales con  $\sigma_1 = \sigma_2 = \sigma$ .

Aunque  $\delta$  puede ser cualquier constante, vale la pena señalar que en la gran mayoría de los casos su valor es de cero y que probamos la hipótesis nula de  $\mu_1 = \mu_2$  ( $\mu_1 - \mu_2 = 0$ ). De manera que tenemos la siguiente fórmula:

$$t = \frac{(\bar{X}_1 - \bar{X}_2 - \delta)}{\sqrt{(n_1 - 1)s_1^2 + (n_2 - 1)s_2^2}} \sqrt{\frac{n_1 n_2 (n_1 + n_2 - 2)}{n_1 + n_2}}$$

La cual es una variable aleatoria con distribución t, con  $X_1$  y  $X_2$  como medias muestrales,  $S_1^2$  y  $S_2^2$  como varianzas de las muestras y  $n_1 + n_2 - 2$  grados de libertad. Los criterios para la prueba t de dos muestras basada en esta estadística aparecen en la siguiente tabla:

<b>Hipótesis alternativa</b>	<b>Rechazar hipótesis nula si:</b>
$\mu_1 - \mu_2 < \delta$	$t < -t_\alpha$
$\mu_1 - \mu_2 > \delta$	$t > t_\alpha$
$\mu_1 - \mu_2 \neq \delta$	$t < -t_{\alpha/2}$ ó $t > t_{\alpha/2}$

***Anexo 11. Medición de la densidad de pulpa por balanza Marcy-Svedala.***

1. Lo primero es verificar la calibración de la balanza, para lo cual se introduce agua en el recipiente de 1000 ml que forma parte de ésta hasta que rebose por dos orificios ubicados diametralmente en la parte superior del mismo. Con esto se busca que el recipiente contenga 1000 ml de agua con densidad de 1g/ml, lo cual indica que si la balanza estuviese calibrada debería medir en la escala más externa un valor de 1kg/l. Si no fuese este el caso la calibración se realiza con un tornillo ubicado en la parte inferior del equipo.
2. Una vez que la balanza esta calibrada se toma una muestra de corriente de pulpa para determinar su densidad.
3. Sin permitir la sedimentación de la pulpa, ésta se introduce de manera uniforme en el recipiente de la balanza hasta que rebose por los orificios antes mencionados.
4. Con la pulpa contenida y hasta el tope en el recipiente se procede a la medición de la densidad, de aquí en adelante no importa que la pulpa se sedimente.
5. La medición se realiza observando el valor que marca la aguja en posición estable sobre la escala más externa del círculo graduado de la balanza. Esta es la densidad y se expresa en  $1 \text{ g/cm}^3$  o un 1kg/l.