

## **TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

# **ESTIMACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS POR TONELADA DE MINERAL PRODUCIDO Y COMPARACIÓN CON LOS COSTOS ESTÁNDARES EN EL ÁREA DE MINA, CVG BAUXILUM, LOS PIJIGUAOS, ESTADO BOLÍVAR**

Presentado Ante la Ilustre  
Universidad Central de  
Venezuela para optar por el Título  
de Ingeniero de Minas por el Br.  
Farfán Giro, Garyesser

Caracas, 2001

## **TRABAJO ESPECIAL DE GRADO**

# **ESTIMACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS POR TONELADA DE MINERAL PRODUCIDO Y COMPARACIÓN CON LOS COSTOS ESTÁNDARES EN EL ÁREA DE MINA, CVG BAUXILUM, LOS PIJIGUAOS, ESTADO BOLÍVAR**

TUTOR ACADÉMICO: Prof. José I. Peña

TUTOR INDUSTRIAL: Ing. Pablo Guapes

Presentado Ante la Ilustre  
Universidad Central de  
Venezuela para optar por el Título  
de Ingeniero de Minas por el Br.  
Farfán Giro, Garyesser

Caracas, 2001

**Farfán G, Garyesser**

**ESTIMACIÓN DE COSTOS OPERATIVOS POR TONELADA DE  
MINERAL PRODUCIDO Y COMPARACIÓN CON LOS COSTOS  
ESTÁNDARES EN EL ÁREA DE MINA, CVG BAUXILUM, LOS  
PIJIGUAOS, ESTADO BOLÍVAR**

**Tutor Académico: Prof. José I. Peña. Tutor Industrial: Ing. Pablo Guapes. Tesis.  
Caracas. U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica.  
2001, 180 pag.**

Bauxita. Producción. Productividad. Costos. Estándar

**RESUMEN**

El continuo distanciamiento de los frentes de explotación ha influido considerablemente en el rendimiento del proceso productivo en la mina de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, y al mismo tiempo en los Costos de Operación. Sumado a esto, la mayoría de los equipos de operación han cumplido su vida útil por lo que su productividad ha ido disminuyendo.

El objetivo general de este trabajo es la estimación de los Costos de Operación por tonelada de mineral producido en el área de mina de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita y su comparación con los Costos Estándares.

Para ello se efectuó primeramente un estudio de producciones y productividades de los equipos de arranque, carga y acarreo, mediante la toma de tiempos de ciclo con cronómetro, con la finalidad de elaborar un diagnóstico técnico del proceso llevado a cabo en la mina. Posteriormente se procedió a elaborar una estructura de Costos Fijos y Variables para determinar los Costos de Operación de las actividades de arranque, carga y acarreo. Una vez determinados los costos para cada actividad minera, se estimaron los Costos de Operación para la mina en forma general, construyendo también una estructura de Costos Fijos y Variables. Luego se determinó el punto de equilibrio en función de los costos operativos y los ingresos

provenientes de la venta de bauxita, con la finalidad de determinar la capacidad mínima de operación de la mina para que el proceso sea rentable. Finalmente se comparó el Costo de Operación de la Operadora de Bauxita con los Costos Estándares para determinar el grado de economía con que se está extrayendo la bauxita, es decir, la eficiencia del proceso productivo. Este estudio se realizó con datos históricos correspondientes al año 1999.

Los resultados obtenidos del estudio técnico muestran que las productividades de los equipos de mina es superior al 70%, mientras que del análisis económico se deriva, que el Costo Unitario de Operación para el área de mina es igual 4,49 \$/t, mientras que para la Operadora de Bauxita es de 13,08 \$/t con una eficiencia del proceso productivo de 90%.

Sobre la base de estos resultados se concluye de manera general, que la disponibilidad mecánica de los equipos de la Operadora de Bauxita es bastante baja, y esto influye de manera negativa en la producción, generando pérdidas debido a que los costos son muy elevados, recomendando entonces la optimización del proceso productivo mediante la aplicación de programas de mantenimiento preventivo y reemplazo de equipos.

*Dedicatoria:*

*A mis abuelos Tata y Ana  
por su amor y enseñanzas.  
Vivirán por siempre en mi corazón  
y que Dios los tenga en la Gloria.*

## AGRADECIMIENTOS

Quiero expresar mi más profundo agradecimiento a todas aquellas personas e instituciones que colaboraron en la realización de este Trabajo Especial de Grado, y en forma muy especial:

- A mis padres y mis hermanos, quienes me han apoyado y han estado conmigo en todo momento.
- A la Universidad Central de Venezuela por haberme brindado la oportunidad de realizar mis estudios superiores y formarme como profesional.
- Al departamento de Minas y en forma muy especial a mi tutor académico, profesor José I, Peña por su amistad y sus valiosos consejos y apoyo constante hacia mi persona.
- A la empresa CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita por brindarme la oportunidad de realizar este trabajo, en especial a los Ing. Noel Mariño, Oscar Portes y Héctor Tineo por sus análisis y críticas.
- A mi tutor industrial Ing. Pablo Guapes por haber confiado en mi persona, ofreciendo su valiosa amistad y por sus importantes consejos técnicos y académicos. Igualmente a su esposa Teresa y su hijo Pablo Andrés.
- A la Gerencia de Geología y Minas de CVG BAUXILUM, especialmente a los Ing. Pedro Flores, Ramón Kingland, Carlos Villegas. Al personal de Sala Técnica analistas Pío Pérez, Douglas Mociso, Daniel Machica, a los supervisores René Olavez, José Ramos(Chiripo), Juan C. Camargo, José M. Rojas, Leonardo Dávila, Arnaldo Pulido, José Torres, Wirley García, Indira Wagner y Ana González.
- A la familia Grismón Figueroa de Los Pijiguaos, en forma muy especial a Diana, Anais y Tahiris, por los bellos momentos compartidos.
- A los compañeros Nayira Cabeza, Daniel Chacón, Manuel Tovar, Luis Ibarra, Luis Torres, Patricia delgado y Henry Rojas por su amistad y los momentos de diversión durante la estadía en Los Pijiguaos.
- Y finalmente a Dios y a mi niña Santa Bárbara quienes nunca me han fallado.

# ÍNDICE

Página

## CAPÍTULO I

1. INTRODUCCIÓN.....	1
<b>1.1 Introducción.....</b>	<b>1</b>
<b>1.2 Objetivos.....</b>	<b>2</b>
1.1.1 Objetivo General.....	2
1.2.2 Objetivos Específicos.....	3
<b>1.3 Alcances y limitaciones.....</b>	<b>3</b>
<b>1.4 Justificación.....</b>	<b>4</b>
<b>1.5 Generalidades.....</b>	<b>5</b>
1.5.1 Ubicación Geográfica.....	5
1.5.2 Acceso y Vías de Comunicación.....	6
1.5.3 Topografía del yacimiento y Clima.....	7
1.5.4 Vegetación.....	7
1.5.5 Centros poblados.....	8
1.5.6 Abastecimiento de energía eléctrica.....	9

## CAPÍTULO II

2. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO.....	10
<b>2.1 Geología Regional.....</b>	<b>10</b>
2.2.1 Geología del Escudo de Guayana.....	10
2.1.1.1 <i>Provincia Geológica de Imataca.....</i>	<i>10</i>
2.1.1.2 <i>Provincia Geológica de Pastora.....</i>	<i>11</i>
2.1.1.3 <i>Provincia Geológica de Cuchivero.....</i>	<i>12</i>
2.1.1.4 <i>Provincia Geológica de Roraima.....</i>	<i>12</i>
<b>2.2 División del Supergrupo Cedeño.....</b>	<b>13</b>
<b>2.3 Geología Local.....</b>	<b>15</b>
<b>2.4 Génesis de la Bauxita de Los Pijiguaos.....</b>	<b>17</b>
<b>2.5 Tipos de depósitos de bauxita.....</b>	<b>18</b>

<b>2.6 Perfil laterítico del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos</b> .....	20
2.6.1 Zona de acumulación.....	21
2.6.2 Zona de lavado.....	21
2.6.3 Zona de roca.....	21
<b>CAPÍTULO III</b>	
<b>3. CVG BAUXILUM OPERADORA DE BAUXITA</b> .....	23
<b>3.1 Evolución histórica</b> .....	23
<b>3.2 Reservas y calidad de la bauxita del yacimiento de Los Pijiguaos</b> .....	26
3.2.1 Evaluación de Reservas.....	26
3.2.2 Reservas de Bauxita.....	27
3.2.3 Especificaciones de la bauxita del yacimiento de Los Pijiguaos.....	29
<b>3.3 Control de Calidad</b> .....	31
<b>3.4 Planificación de Mina</b> .....	34
<b>CAPÍTULO IV</b>	
<b>4. PROCESO PRODUCTIVO</b> .....	36
<b>4.1 Proceso productivo en el área de mina</b> .....	36
4.1.1 Método de explotación.....	36
4.1.2 Operaciones Mineras.....	36
4.1.2.1 Deforestación.....	38
4.1.2.2 Arranque.....	38
4.1.2.3 Carga.....	38
4.1.2.4 Acarreo.....	40
4.1.3 Servicios de mina.....	41
<b>4.2 Proceso productivo en el área de “Pie de Cerro”</b> .....	42
4.2.1 Beneficio mineral.....	42
<b>4.3 Proceso productivo en el área de “El Jobal”</b> .....	44
<b>4.4 Períodos de producción minera</b> .....	46
<b>CAPÍTULO V</b>	
<b>5. MARCO TEÓRICO</b> .....	47



<b>5.1 Definiciones de datos operativos de los equipos de minería</b> .....	47
5.1.1 Utilización del equipo.....	48
5.1.2 Disponibilidad.....	49
<b>5.2 Producciones unitarias de los equipos de arranque, carga y acarreo</b> .....	51
5.2.1 Producciones de los equipos de arranque.....	51
5.2.2 Producción de los equipos de carga.....	54
5.2.2.1 <i>Palas hidráulicas</i> .....	55
5.2.2.2 <i>Cargadores frontales</i> .....	57
5.2.3 Producción de los equipos de acarreo.....	58
<b>5.3 Estudio de tiempos con cronómetro</b> .....	64
5.3.1 Número de observaciones.....	64
5.3.2 Métodos de cronometraje.....	65
<b>5.4 Productividad en minería</b> .....	66
<b>5.5 Costos de operación en la industria minera</b> .....	67
5.5.1 Generalidades.....	67
5.5.2 Costos Fijos.....	67
5.5.3 Costos Variables.....	68
5.5.4 Costos Unitarios de Operación.....	68
<b>5.6 Precios de comercialización de la bauxita</b> .....	68
<b>5.7 Ingresos</b> .....	69
<b>5.7 Flujo de caja</b> .....	69
<b>5.8 Punto de Equilibrio (break – even point)</b> .....	71
<b>5.9 Sistema de Costos Estándares</b> .....	72
5.9.1 Generalidades.....	72
5.9.2 Estándares del costo.....	74
5.9.3 Determinación de los costos estándares.....	75
5.9.4 Distintas clases de costos estándares.....	76
5.9.4.1 <i>Costos estándares normales o regulares</i> .....	77
5.9.4.2 <i>Costos estándares ideales o teóricos</i> .....	77

5.9.4.3 Costos estándares reales previstos.....	78
5.9.4.4 Costos estándares fundamentales o espectros.....	78
5.9.5 Aplicación del sistema de Costos	
Estándares en Minería.....	79

## **CAPÍTULO VI**

6. PRODUCCIÓN DE LOS EQUIPOS DE ARRANQUE, CARGA Y ACARREO.....	80
<b>6.1 Producción de los tractores de oruga.....</b>	<b>80</b>
6.1.1 Cálculo del tiempo de ciclo de los tractores.....	80
6.1.2 Cálculo de la producción del equipo de arranque.....	81
6.1.3 Productividad del tractor CAT D9R.....	83
<b>6.2 Producción de las Palas Hidráulicas.....</b>	<b>84</b>
6.2.1 Cálculo del tiempo de ciclo de la pala hidráulica.....	84
6.2.2 Cálculo de la producción de la Pala Hidráulica.....	85
6.2.3 Productividad de la pala hidráulica CAT 5130.....	87
<b>6.3 Producción del cargador frontal.....</b>	<b>87</b>
6.3.1 Cálculo del tiempo de ciclo del cargador frontal.....	87
6.3.2 Cálculo de la producción del cargador frontal.....	88
6.3.3 Productividad del cargador frontal.....	89
<b>6.4 Producción de los equipos de acarreo.....</b>	<b>89</b>
6.4.1 Cálculo del tiempo de ciclo de los equipos de acarreo.....	90
6.4.2 Cálculo de la producción de los equipos de acarreo.....	94
6.4.3 Productividad de los equipos de acarreo.....	96

## **CAPÍTULO VII**

7. ESTIMACIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN EN EL ÁREA DE MINA.....	102
<b>7.1 Costos de operación para las actividades de arranque, carga y acarreo.....</b>	<b>102</b>
7.1.1 Costos fijos.....	102
7.1.2 Costos variables.....	103
7.1.3 Costos Unitarios de Operación.....	109

<b>7.2 Costos de Operación para el área de mina</b> .....	111
7.2.1 Costos variables.....	112
7.2.2 Costos Fijos.....	121
7.2.3 Costos de Operación.....	126
7.2.4 Costos Unitarios de Operación.....	127
7.2.5 Precios de comercialización de la bauxita.....	127
7.2.6 Ingresos.....	130
7.2.7 Flujo de caja.....	130
7.2.8 Punto de equilibrio para el área de mina.....	132
 <b>CAPÍTULO VII</b>	
<b>8. COMPARACIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN CON LOS COSTOS ESTÁNDARES</b> .....	134
<b>8.1 Costos estándares de Operación para bauxita</b> .....	134
<b>8.2 Comparación de los costos reales con los costos estándares</b> .....	138
 <b>CAPÍTULO IX</b>	
<b>9. DISCUSIÓN DE RESULTADOS</b> .....	139
<b>CONCLUSIONES</b> .....	143
<b>RECOMENDACIONES</b> .....	147
<b>BIBLIOGRAFÍA</b> .....	149
<b>ANEXOS</b>	

## LISTA DE FIGURAS

	Página
Figura 4.1. Ubicación geográfica del yacimiento de los Pijiguaos.....	6
Figura 2.1. Esquema estratigráfico propuesto por Mendoza.....	15
Figura 2.2. Tipos de depósitos de bauxita.....	20
Figura 2.3. Perfil laterítico del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos.....	22
Figura 3.1. Método de perforación helicoidal o Tornillo sin fin.....	28
Figura 4.1. Método de explotación en Tiras.....	37
Figura 4.2. Perfil de la mina de bauxita de Los Pijiguaos.....	37
Figura 4.3. Cargador frontal CAT 992C.....	39
Figura 4.4. Pala hidráulica CAT 5130.....	39
Figura 4.5. Combinación tractor – cargador frontal.....	40
Figura 4.6. Apilador de 1600 t/h de capacidad.....	43
Figura 4.7. Recuperador de cangilones.....	44
Figura 5.1. Producción estimada con tractores de oruga con cuchilla tipo “SU”, CATERPILLAR.....	52
Figura 5.2. Gráfico de Tracción – Velocidad – Pendiente para un camión CATERPILLAR 773B.....	61
Figura 7.1. Distribución porcentual de los costos de operación para las actividades de arranque, carga y acarreo.....	111
Figura 7.2. Distribución porcentual de los Costos Variables en el área de mina.....	125
Figura 7.3. Distribución porcentual de los Costos Fijos en el área de mina.....	125

Figura 7.4. Distribución porcentual de los Costos Fijos y los costos Variables.....	126
Figura 7.5. Punto de equilibrio para el área de mina.....	133
Figura 8.1. Distribución porcentual de los Costos de Operación de CVG Bauxilum, Operadora de Bauxita.....	137

## LISTA DE TABLAS

	Página
Tabla N° 3.1. Reservas de bauxita en el yacimiento de Los Pijiguaos.....	28
Tabla N° 3.2. Composición química de la bauxita de Los Pijiguaos.....	29
Tabla N° 3.3. Composición mineralógica de la bauxita de Los Pijiguaos.....	30
Tabla N° 3.4. Especificaciones de la bauxita de Los Pijiguaos para la planta de alúmina.....	33
Tabla N° 3.5. Especificaciones de la bauxita de Los Pijiguaos para exportación.....	33
Tabla N° 4.1. Equipos utilizados en las labores de deforestación.....	40
Tabla N° 4.2. Equipos utilizados en las operaciones de arranque.....	41
Tabla N° 4.3. Equipos utilizados en las operaciones de carga.....	41
Tabla N° 4.4. Equipos utilizados en las operaciones de acarreo.....	41
Tabla N° 4.5. Equipos de apoyo.....	41
Tabla N° 5.1. Factor de material para el cálculo de la producción con tractores.....	53
Tabla N° 5.2. Densidad en banco, factor de esponjamiento, factor de llenado y dureza de excavación para diferentes minerales y rocas.....	56
Tabla N° 5.3. Resistencia al rodamiento para diferentes minerales.....	62
Tabla N° 6.1. Minuta modelo para la toma de tiempos de ciclo de los equipos de arranque.....	80
Tabla N° 6.2. Tiempo promedio de ciclo para el tractor CAT D9R.....	81

Tabla N° 6.3. Datos requeridos para el cálculo de la producción del tractor CAT D9R.....	83
Tabla N° 6.4. Producción del tractor CAT D9R.....	83
Tabla N° 6.5. Minuta modelo para la toma de tiempos de ciclo de la pala CAT 5130.....	84
Tabla N° 6.6. Tiempo de ciclo por pase de la pala hidráulica CAT 5130.....	85
Tabla N° 6.7. Tiempo de ciclo promedio de la pala hidráulica.....	85
Tabla N° 6.8. Datos requeridos para el cálculo de la producción de la pala CAT 5130.....	86
Tabla N° 6.9. Producción de la pala hidráulica CAT 5130.....	87
Tabla N° 6.10. Minuta modelo para la toma de tiempos de ciclo del cargador frontal CAT 992C.....	88
Tabla N° 6.11. Parámetros para el cálculo del tiempo de ciclo del cargador frontal CAT 992C.....	89
Tabla N° 6.12. Tiempos registrados para el camión roquero DRESSER 210M en el 1 <sup>er</sup> turno, bloque 3, sector 7 (B3S7).....	91
Tabla N° 6.13. Tiempos parciales de ciclo de los equipos de acarreo.....	92
Tabla N° 6.14. Tiempo promedio de viaje del camión roquero CAT 777C para los tres bloques de producción.....	92
Tabla N° 6.15. Tiempo promedio de viaje del camión roquero CAT 773B para los tres bloques de producción.....	92
Tabla N° 6.16. Tiempo promedio de viaje del camión roquero DRESSER 210M para los tres bloques de producción.....	93
Tabla N° 6.17. Tiempo promedio de carga (min) para los equipos de acarreo.....	93

Tabla N° 6.18. Tiempos de ciclo promedio para el camión roquero CAT 777C.....	93
Tabla N° 6.19. Tiempos de ciclo promedio para el camión roquero CAT 773B.....	94
Tabla N° 6.20. Tiempos de ciclo promedio para el camión roquero DRESSER 210M.....	94
Tabla N° 6.21. Capacidades de los equipos de acarreo.....	95
Tabla N° 6.22. Producción del camión roquero CAT 777C.....	95
Tabla N° 6.23. Producción del camión roquero CAT 773B.....	95
Tabla N° 6.24. Producción del camión roquero DRESSER 210M.....	96
Tabla N° 6.25. Distancias de acarreo y pendientes para los frentes de producción actuales.....	97
Tabla N° 6.26. Resistencia total para los diferentes frentes de producción.....	97
Tabla N° 6.27. Tiempos de carga teóricos de los camiones CAT 777C y CAT 773B.....	98
Tabla N° 6.28. Tiempos teóricos de viaje para el camión CAT 777C.....	98
Tabla N° 6.29. Tiempos teóricos de viaje para el camión CAT 773B.....	98
Tabla N° 6.30. Tiempos de ciclo teórico para el camión CAT 777C.....	99
Tabla N° 6.31. Tiempos de ciclo teórico para el camión CAT 773B.....	99
Tabla N° 6.32. Productividad del camión roquero CAT 777C.....	100
Tabla N° 6.33. Productividad del camión roquero CAT 773B.....	100
Tabla N° 6.34. Productividad del camión roquero DRESSER 210M.....	101
Tabla N° 7.1. Depreciación de los equipos de arranque, carga y acarreo.....	105



Tabla N° 7.2. Monto por concepto de seguros de los equipos de arranque, carga y acarreo.....	105
Tabla N° 7.3. Costos variables horarios para los equipos de arranque carga y acarreo.....	106
Tabla N° 7.4. Tiempo operativo y costos variables para los equipos de arranque, carga y acarreo.....	107
Tabla N° 7.5. Costo de labor de mantenimiento de los equipos de arranque.....	108
Tabla N° 7.6. Costo de labor de mantenimiento de los equipos de carga.....	108
Tabla N° 7.7. Costo de labor de mantenimiento de los equipos de acarreo.....	108
Tabla N° 7.8. Costo anual por concepto de material de seguridad para cada personal obrero.....	109
Tabla N° 7.9. Costo del material de seguridad para las actividades de arranque, carga y acarreo.....	109
Tabla N° 7.10. Costos de Operación para las actividades de arranque.....	110
Tabla N° 7.11. Costos de Operación para las actividades de carga.....	110
Tabla N° 7.12. Costos de Operación para las actividades de acarreo.....	110
Tabla N° 7.13. Costo mensual por concepto de combustible (gas – oil) para el año 1999.....	113
Tabla N° 7.14. Costo unitario (tambor) de los aceites utilizados en la mina.....	113
Tabla N° 7.15. Número de tambores de aceite SAE 40 consumidos y costo mensual.....	114

Tabla N° 7.16. Número de tambores de aceite SAE 140/85W consumidos y costo mensual.....	114
Tabla N° 7.17. Número de tambores de aceite SAE 40 consumidos y costo mensual.....	114
Tabla N° 7.18. Número de tambores de aceite TO4 SAE 10W consumidos y costo mensual.....	115
Tabla N° 7.19. Número de tambores de aceite TO4 SAE 30W consumidos y costo mensual.....	115
Tabla N° 7.20. Número de tambores de aceite TO4 SAE 50W consumidos y costo mensual.....	115
Tabla N° 7.21. Costo de neumáticos para el mes de enero.....	117
Tabla N° 7.22. Costo de neumáticos para el mes de febrero.....	117
Tabla N° 7.23. Costo de neumáticos para el mes de marzo.....	117
Tabla N° 7.24. Costo de neumáticos para el mes de abril.....	117
Tabla N° 7.25. Costo de neumáticos para el mes de mayo.....	118
Tabla N° 7.26. Costo de neumáticos para el mes de junio.....	118
Tabla N° 7.27. Costo de neumáticos para el mes de julio.....	118
Tabla N° 7.28. Costo de neumáticos para el mes de agosto.....	118
Tabla N° 7.29. Costo de neumáticos para el mes de septiembre.....	119
Tabla N° 7.30. Costo de neumáticos para el mes de octubre.....	119
Tabla N° 7.31. Costo de neumáticos para el mes de noviembre.....	119
Tabla N° 7.32. Costo por concepto por consumo mensual de energía eléctrica.....	120
Tabla N° 7.33. Costos Variables del área de mina.....	124

Tabla N° 7.34. Costos Fijos del área de mina.....	124
Tabla N° 7.35. Costos de Operación en el área de mina.....	128
Tabla N° 7.36. Costos Unitarios de Operación en el área de mina.....	128
Tabla N° 7.37. Gastos deducibles del precio de venta de la bauxita FOB Puerto Ordaz.....	130
Tabla N° 7.38. Flujo de caja para el área de mina correspondiente al año 1999.....	131
Tabla N° 8.1. Costos totales de producción (\$/t) de bauxita para el año 2000.....	136
Tabla N° 8.2. Costo de Operación parcial de la Operadora de Bauxita.....	137

# CAPÍTULO I

## 1. INTRODUCCIÓN

### 1.1 Introducción

En todo proceso minero se hace necesario evaluar la bondad económica del proyecto, antes y durante la ejecución del mismo. La evaluación antes de la puesta en marcha permite conocer la factibilidad para su implementación, mientras que la que se lleva a cabo durante la operación proporcionan información acerca de la eficiencia con que se realizan las actividades operativas, orientando en la toma de decisiones que conlleven a la realización óptima del proceso productivo.

El propósito general de este Trabajo Especial de Grado es estimar los Costos Operativos por tonelada de mineral extraído en CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita en el área de mina y realizar una comparación con los costos estándares, para así realizar un diagnóstico técnico – económico del proceso productivo en dicha mina.

Para ello se procedió primeramente a calcular los tiempos de ciclo reales de los equipos de arranque, carga y acarreo, determinando la producción horaria y su productividad. Seguidamente se estableció una estructura de Costos Fijos y Costos Variables para estimar los Costos de Operación de cada actividad minera antes mencionada. Posteriormente se estimaron los Costos de Operación en el área de mina de forma global construyendo igualmente una estructura de Costos Fijos (depreciación, seguros y labor administrativa) y Costos Variables (combustible, lubricantes, labor de operación, entre otros) comparando los resultados obtenidos

con los costos estándares internacionales, realizando de esta manera una evaluación económica del proceso minero.

A continuación se describen los objetivos que persigue este trabajo, sus alcances y limitaciones, además de la justificación del mismo. Seguidamente se exponen una serie de generalidades relacionadas con el yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos en cuanto a su ubicación geográfica, características del mismo, geología de la zona, descripción de la empresa y de las actividades de extracción y beneficio de la bauxita. Luego se presenta un marco teórico que sirve de base para el entendimiento de una serie de términos y procedimientos empleados en este trabajo. Después se explica la metodología empleada en la recopilación de los datos, los resultados obtenidos y sus respectivos análisis, llegando finalmente a las conclusiones y recomendaciones derivadas del estudio efectuado.

## **1.2 Objetivos**

### **1.1.1 Objetivo General**

El objetivo general de este Trabajo Especial de Grado es estimar los Costos de Operación por tonelada de mineral extraído en el área de mina del yacimiento Cerro Páez, CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita y compararlos con los costos estándares, para así determinar el grado de economía con que se está extrayendo la bauxita en dicha mina.

### 1.2.2 Objetivos Específicos

- Determinar los tiempos reales de ciclo de los equipos de arranque, carga y acarreo.
- Calcular la producción y productividad de los equipos de arranque, carga y acarreo.
- Estimar los costos de operación por tonelada para cada actividad minera.
- Estimar los costos de operación del área de mina en forma global.
- Comparar los costos estimados con los costos estándares de operación.

### 1.3 Alcances y limitaciones

Con este trabajo se pretende estimar el costo de operación unitario de las labores mineras en la mina de bauxita del yacimiento Cerro Páez y comparar dichos costos, con los costos estándares, de tal modo que permita determinar el grado de economía con que se está extrayendo el mineral y en función de los resultados tomar las medidas necesarias para continuar mejorando el proceso productivo en CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita.

Es conveniente señalar que este estudio abarca únicamente los costos de operación del área de mina, sin tomar en cuenta los costos relacionados al beneficio mineral. Los Costos de Operación considerados corresponden al período enero – diciembre de 1999, tomando como cambio Bs/\$, el correspondiente al mes de diciembre del año en cuestión, siendo igual a 648,25 Bs/\$.

Otra limitación que presenta este trabajo es que en el cálculo de la productividad de los equipos de acarreo, se consideró el tiempo teórico de los camiones CATERPILLAR 773B como tiempo teórico de los camiones DRESSER 210M, debido a que la empresa fabricante de estos últimos no posee manuales de rendimiento, que permitan el cálculo de dicho tiempo y se tomó éste por que ambos equipos poseen características mecánicas muy similares, según información suministrada por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita.

#### **1.4 Justificación**

Una característica del proceso minero es su naturaleza cambiante. A medida que se avanza en una explotación se van modificando diferentes parámetros en función de adaptarlos a las nuevas exigencias de factores externos e internos tales como geología del yacimiento, reservas, tenores, condiciones del mercado, fluctuaciones de precios del mineral, entre otros, buscando siempre la mayor producción al menor costo posible.

Estos cambios repercuten de manera significativa en el proceso de extracción, por lo que constantemente debe sufrir modificaciones y así darle continuidad al proceso. Dentro de estas variaciones se encuentran los Costos de Operación los cuales se generan, como su nombre lo indica, durante el funcionamiento de la operación. Ante esta situación la Superintendencia de Geología y Planificación de Mina de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, propuso la realización de un estudio económico en el área de mina con el fin de evaluar su situación técnico – económica actual para determinar el costo por tonelada de bauxita extraída.

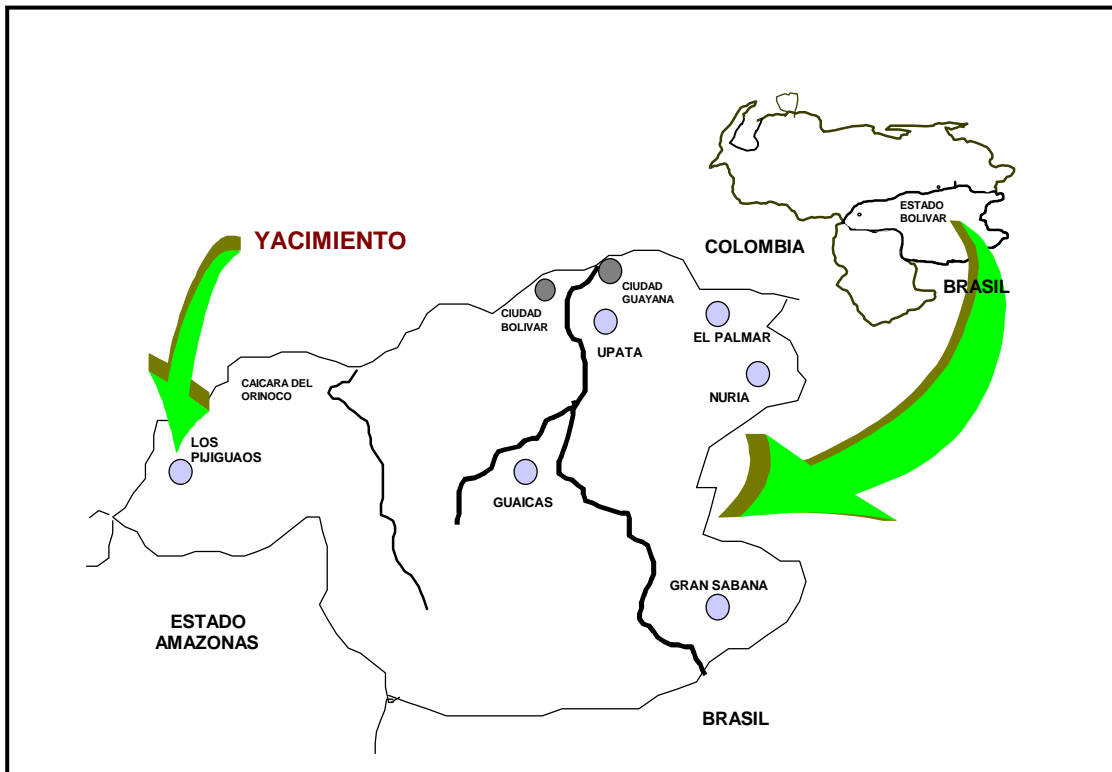
## **1.5 Generalidades**

### **1.5.1 Ubicación Geográfica**

El Cerro Páez de Los Pijiguaos está situado en el extremo norte de la serranía del mismo nombre, al suroeste del Municipio Autónomo Cedeño, del estado Bolívar, a 500 Km de la ciudad de Caracas y 520 Km al suroeste de Ciudad Guayana, enmarcada entre los ríos Suapure y Parguaza y a una distancia de 40 Km del río Orinoco (figura 4.1).

El área está comprendida entre las longitudes  $66^{\circ}40'30''$  W y  $66^{\circ}46'30''$  W, y las latitudes  $6^{\circ}26'30''$  N y  $6^{\circ}32'30''$  N. Las dimensiones aproximadas del yacimiento son de 8 Km de largo por 2 Km de ancho con una elevación promedio máxima de 686 metros sobre el nivel del mar.





**Figura 4.1. Ubicación geográfica del yacimiento de Los Pijiguaos.**  
**Fuente: Mariño y Nandi, 1998.**

### 1.5.2 Acceso y Vías de Comunicación

El acceso es por vía terrestre, a través de carreteras asfaltadas que parten desde Ciudad Bolívar (492 Km), Caicara del Orinoco (162 Km) y Puerto Ayacucho, Estado Amazonas (171 Km). Para el acceso por vía aérea la empresa dispone de una pista de aterrizaje de 1650 m de longitud. Por vía fluvial se puede acceder a lo largo de los ríos Orinoco y Suapure hasta la localidad de Bebederos, donde hay un desembarcadero, que dista 23 Km del Campamento Trapichote (centro poblado), llegando a través de una carretera.

### 1.5.3. Topografía del yacimiento y Clima

Fisiográficamente el Cerro Páez de Los Pijiguaos presenta cambios de nivel muy bruscos con laderas muy pronunciadas que sobrepasan los 100 m de altitud originando perfiles bastante accidentados.

En el área prevalecen dos estaciones, la estación lluviosa que se inicia a mediados de abril y continúa hasta mediados de noviembre y la estación seca, el resto del año. La precipitación media anual oscila entre 1000 mm a 1800 mm.

La temperatura promedio es de 30,5°C, con temperaturas máximas de hasta 36°C y mínimas de 25°C durante el día y 16 a 18°C durante la noche. La humedad relativa promedio anual es de 13%.

### 1.5.4 Vegetación

Según el Proyecto de Factibilidad Técnico Económica, Desarrollo Minero Los Pijiguaos realizado por CVG (1997) describe la vegetación de la zona como medianamente abundante y cubierta por pastos y arbustos diseminados que se encuentran sobre la costra bauxítica del yacimiento, encontrándose también áreas boscosas relativamente pequeñas, particularmente a lo largo de los morichales.

Los suelos que generalmente son lateríticos se encuentran cubiertos por hierbas sabaneras o vegetación tipo tropical, que contrastan claramente con la

vegetación sobre la mena y marcan los contactos del yacimiento. También existen zonas cubiertas por arbustos y otras desprovistas de vegetación.

La vegetación se puede describir de la siguiente manera:

- Vegetación herbácea con arbustos pequeños y diseminados.
- Vegetación de arbustos pequeños distribuidos muy densamente.
- Vegetación densa y exuberante.

#### 1.5.5 Centros poblados

La población del área y sus alrededores es muy escasa, y está constituida por comunidades criollas e indígenas. Las mayores concentraciones poblacionales se ubican en el caserío Los Pijiguaos, El Guarrey, Morichalito, Trapichote y Guayabal, localizados en las adyacencias del campamento, en un radio no mayor de 8 Km del mismo.

Otras concentraciones de interés se ubican en los caseríos El Potrero, Capachal y El Jobal en las proximidades de las vías férreas que conducen al puerto El Jobal.

Para alojar el personal que opera, mantiene y administra la mina y sus operaciones, la empresa cuenta con un campamento en la comunidad de Trapichote,

cercano al yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos.

Debido a que los recursos humanos en esta área son escasos, se le suministra vivienda al personal que labora en la Operadora de Bauxita, ya que el nivel de vida es razonablemente alto para atraer y retener personal calificado de distintas categorías.

#### 1.5.6 Abastecimiento de energía eléctrica

En cuanto al abastecimiento de energía eléctrica, la empresa cuenta con un sistema que permite el suministro permanente de la misma. El sistema consta en su conjunto con un total aproximado de 60 Km de líneas de distribución, las cuales alimentan al centro de operaciones de mina un total de 1950 Kv.

Por otra parte es importante señalar que el suministro de energía eléctrica en la estación de trituración es aproximadamente de unos 4500 voltios, para el arranque y una vez puesto en funcionamiento todo el equipo se estandariza a 4250 voltios aproximadamente.

## CAPÍTULO II

### 2. GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO

#### 2.1 Geología Regional

##### 2.1.1 Geología del Escudo de Guayana

En Suramérica, las rocas pertenecientes al sistema Precámbrico se encuentran primordialmente concentradas en los escudos Brasileño y de Guayana, separados entre sí por la cuenca del Amazonas.

El escudo de Guayana tiene forma oval y su expresión septentrional se encuentra en Venezuela al sur del río Orinoco, mientras que su parte meridional se encuentra en Colombia, Brasil, Guyana, Surinam y Guyana Francesa.

En función de sus características petrológicas y tectónicas, el escudo ha sido dividido en Venezuela en cuatro provincias geológicas: Imataca, Pastora, Cuchivero y Roraima.

##### *2.1.1.1 Provincia Geológica de Imataca*

De acuerdo al Léxico Estratigráfico de Venezuela (1970), la Provincia de Imataca está situada en el extremo norte de la Guayana venezolana y ocupa una faja angosta entre el río Caura al Oeste y al este el estado Delta Amacuro. En general se considera que la provincia está representada en la actualidad por un conjunto de metasedimentos y gneises graníticos plegados en forma compleja, e intrusiones de granitos posteriores. Las edades más antiguas detectadas en las rocas de esta

provincia alcanzan valores entre 3500 y 3600 millones de años, que pueden corresponder a la edad del protolito, es decir, a las rocas originales previas al metamorfismo.

Se considera a las rocas de la Provincia de Imataca como un conjunto original de rocas silíceas de composición calco – alcalina, con algunos episodios máficos y asociaciones menores de sedimentarias e itabiritas o formaciones de hierro. Otras rocas como granulitas máficas y anfibolitas presentan asociaciones de tipo toleítico. Los cuerpos graníticos más jóvenes comprenden edades entre 1500 y 2000 millones de años (Hurley et al, 1968). Las rocas incluidas dentro de la Provincia de Imataca han sido denominadas Complejo de Imataca.

#### *2.1.1.2 Provincia Geológica de Pastora*

El Léxico Estratigráfico de Venezuela (1970) establece que la Provincia de Pastora se encuentra al sur de Imataca, separada de esta en su parte oriental por la falla de Guri y en la parte occidental por la falla de Santa Bárbara. Al sur está limitada por la Provincia de Roraima (Menéndez, 1968).

Menéndez (1968), indica que al norte del paralelo 6° la Provincia de Pastora se caracteriza litológicamente por una secuencia de rocas volcánicas ácidas y básicas, además de rocas sedimentarias asociadas que han sufrido un metamorfismo de bajo grado, el cual alcanza localmente las facies de la anfibolita.

La Provincia de Pastora comprende rocas cuyas edades se estiman entre 2000 y 2700 millones de años. Dentro de la Provincia de Pastora se encuentran diques de gabros o diabasas intrusivos a varios niveles.

#### *2.1.1.3 Provincia Geológica de Cuchivero*

Según el Léxico Estratigráfico de Venezuela (1970), la Provincia de Cuchivero ocupa la parte occidental del escudo guayanés venezolano y se extiende al sureste de Guyana, Surinam y la Guyana Francesa. En Venezuela tiene su mayor desarrollo hacia la parte occidental del estado Bolívar, al Oeste del río Caura (Menéndez, 1968).

Litológicamente, la Provincia está compuesta por grandes extensiones de rocas plutónicas de emplazamiento epizonal y epimesozonal además de rocas metavolcánicas y metasedimentarias, estas últimas en menor proporción. Dentro de las rocas plutónicas predominan los granitos alcalinos, granitos y cuarzomonzonitas con granodioritas y tonalitas menos frecuentes y escasas dioritas.

La Provincia de Cuchivero representa un período de tiempo entre 1400 y 1900 millones de años y parece haberse desarrollado sobre una corteza continental preexistente (Mendoza, 1977).

#### *2.1.1.4 Provincia Geológica de Roraima*

La Provincia de Roraima está situada al extremo sur – oriental de la Guayana venezolana. Es la provincia geológica más joven del escudo, con una edad entre

1500 y 1700 millones de años. Se utilizó el nombre “capas de Roraima” para designar una secuencia de sedimentos que afloran en el cerro Roraima, en la región limítrofe entre Venezuela, Guyana y Brasil. El grupo Roraima cubre un área de afloramientos de aproximadamente 450.000 Km<sup>2</sup>. Las litologías y caracteres sedimentarios corresponden a ambientes sedimentarios deltáicos, con una dirección de transporte de sedimentos desde el sur y este para la Formación Uairén. Los sedimentos de la Formación Uaimapué fueron transportados desde el sur y el oeste y los de la Formación Mataui provienen del norte.

En los tepuys de Cerro Mocho y el pañuelo del área del río Suapure, afloran espesas secciones del Grupo Roraima con espesores de hasta de 200 m, donde se observan en la parte superior ortocuarcitas subhorizontales con estratificación cruzada buzando 15° SE, aparentemente discordante sobre el Granito de Santa Rosalía de edad 1875 millones de años y sobre el Granito del Parguaza cuya edad Rb/Sr en roca total es de 1531 ± 39 millones de años. (Léxico Estratigráfico de Venezuela, 1970)

## **2.2 División del Supergrupo Cedeño**

El Léxico Estratigráfico Electrónico de Venezuela (1999) señala que la serranía de Los Pijiguaos forma parte del escudo Precámbrico de Guayana y pertenece a la zona del Supergrupo Cedeño. Mendoza (1974) introdujo el nombre de Supergrupo Cedeño para definir una unidad litoestratigráfica volcánico - plutónica ácida que



incluye los grupos Cuchivero y Suapure, los cuales están separados entre sí por metabasitas.

El Supergrupo se extiende en dirección este - oeste desde las inmediaciones del río Caura hasta Puerto Páez y en dirección norte - sur desde el río Orinoco hasta el río Ventuarí, es decir, aflora en casi todo el municipio Cedeño, estado Bolívar y parte norte - central del estado Amazonas, de acuerdo al autor puede alcanzar una extensión mayor de 1.000.000 de Km<sup>2</sup>.

El área estudiada está ubicada en la parte oeste de la provincia geológica de Cuchivero, que se caracteriza por la presencia de rocas volcánicas ácidas ignimbríticas, intrusionadas por batolitos graníticos de grado estructural Norte a N10°E (Mc. Candless, 1965).

Martín (1968) introdujo el nombre de Grupo Cuchivero para referirse a la misma unidad, excluyendo las rocas plutónicas, sin proponer formalmente dicha exclusión. De esa manera designó a una sección de conglomerados oligomixtos en diámetros de guijarros, de hasta 5 cm, flujos riolíticos con estructura vacuolar, tobas, ignimbritas, esquistos cuarzo cericíticos y cuarcitas micáceas que afloran en la región Aro- Paragua.

Mendoza (1974), estableció el esquema estratigráfico que se muestra en la figura 2.1 para explicar el contexto geológico de la región.

### 2.3 Geología Local

Durante los trabajos exploratorios efectuados por la Dirección de Geología del Ministerio de Energía y Minas en el año 1974, en la región suroccidental del municipio Cedeño, fue localizado un importante distrito de bauxita. Los depósitos se ubican en la región de Los Pijiguaos a 130 Km al sur de Caicara y a 35 Km al este del Río Orinoco y genéticamente se asocian con el granito del Parguaza. Mendoza, (1972) describe la roca como un Granito biotítico de grano grueso a muy grueso, masivo, con textura rapakivi, rico en feldespato potásico y hornblenda. Petrográficamente es una roca holofanelocristalina sub - idiomórfica granular de grano muy grueso, inequigranular, maciza con textura rapakivi.

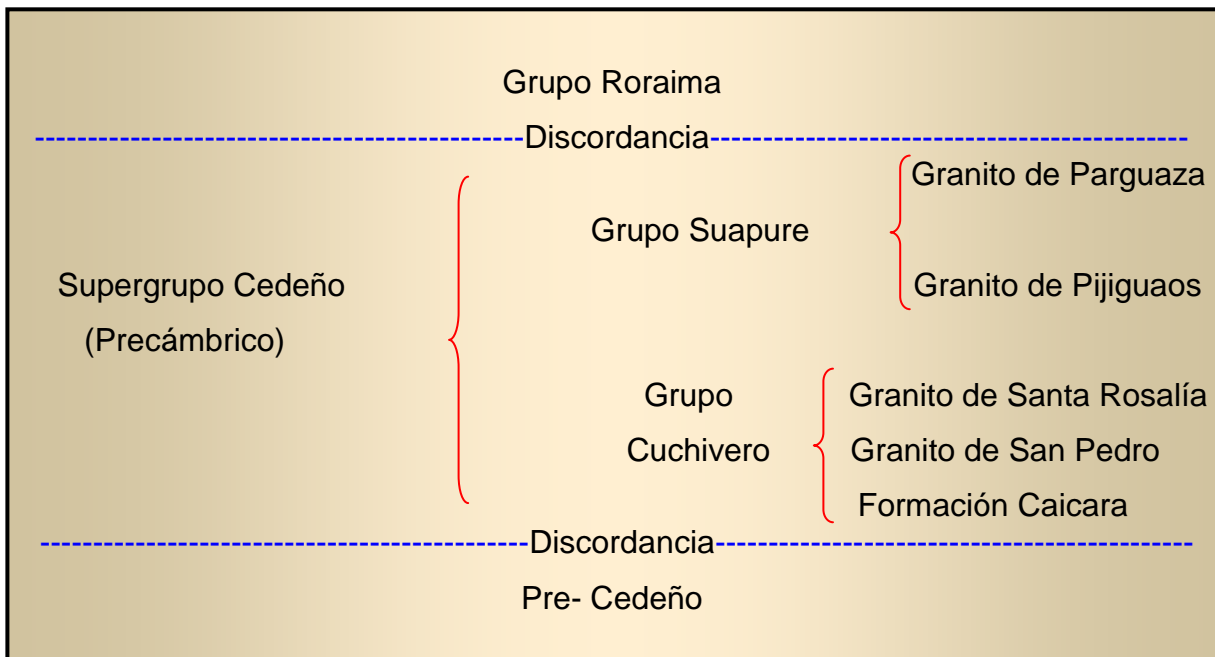


Figura N° 2.1. Esquema Estratigráfico propuesto por Mendoza (1974).

Mineralógicamente consiste de minerales ovoides con “anillos” alternos de microlino - pertita (40-50% por volumen) generalmente hacia el núcleo, y plagioclasa sódica (a veces zonada), principalmente oligoclasa (25-35%) hacia los bordes, el cuarzo (10-20%) aparece mayormente como inclusiones en el feldespato potásico y también como grandes cristales sub- idiomórficos. Se observan además biotitas marrón (5-10%) en cristales grandes bien desarrollados fuera de la textura rapakivi, generalmente en desarrollo común con la hornblenda (10-15%) verde oscura. Como minerales accesorios el más frecuente es apatito (0-8%) en cristales euhedrales, los opacos (magnetita e ilmenita) abundan (1-5%).

Los depósitos de bauxita se desarrollaron sobre mesetas de unos 600 metros de altura, separadas cada una por valles profundos. Los estudios realizados en detalle por la Corporación Venezolana de Guayana sólo abarcaron una pequeña parte ubicada al norte de las zonas bauxíticas (Rodríguez, S. 1980)

La CVG-Alusuisse (1980) estudio la factibilidad del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos. Una típica sección de la secuencia bauxítica (calicata P-51) es la siguiente:

0-1 m	Bauxita compacta, muy rica en hierro, a veces con textura esponjosa.
1-2 m	Bauxita con matriz terrosa o con textura celular.
2-4 m	Bauxita principalmente con textura esponjosa o con textura celular
4-5 m	Bauxita conglomerática con fragmentos bien redondeados, rica en cuarzo. Transición a bauxita con fragmentos subredondeados a

- angulares pobremente escogidos
- 5-6 m Bauxita conglomerática con un alto contenido de hierro e incremento en el contenido de arcilla.
- 6-7 m Material rico en cuarzo y arcilla. Textura esponjosa.

De acuerdo a perforaciones que llegaron hasta los 50 metros, el nivel bauxítico pasa insensiblemente a una zona moteada arcillosa, esponjosa, luego a un nivel extremadamente rico en cuarzo (40-45 m) y por ultimo la roca madre granítica.

## **2.4 Génesis de la Bauxita de Los Pijiguaos**

El término bauxita fue utilizado por primera vez por Berthier (1812), para describir sedimentos ricos en alúmina de la región de Les Baux, Francia. En las últimas décadas, el término bauxita se ha generalizado para describir productos meteorizados ricos en fases de aluminio, pobres en sílice y elementos alcalinos y alcalinotérreos. Esta última tendencia, liga a las bauxitas a los procesos de meteorización y más específicamente a los procesos de lateritización que ocurren en el clima tropical húmedo. De ahí en adelante, el término bauxita ocupa lugares dentro de la gran variedad de clasificaciones establecidas para las lateritas.

Una definición más rigurosa del término ha sido establecida desde el punto de vista como yacimiento de mineral de rendimiento económico, y como tal una bauxita debe contener no menos de 45% de  $\text{Al}_2\text{O}_3$ , no más de 20% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$  y entre 3% y 5% de sílice reactiva y combinada (Lo Mónaco. 1992).

Con relación a como se forma una bauxita, el problema de su génesis es básicamente el establecimiento de condiciones determinantes para que ocurran los mecanismos de separación de las especies químicas Al, Fe y Si, tres elementos relativamente insolubles en el ambiente superficial de la corteza terrestre. El proceso geológico de mayor influencia en la génesis de las bauxitas, es el levantamiento tectónico del tipo epirogénico y las subsecuentes variaciones en el nivel de las aguas freáticas, de manera de restablecer las variables principales desde el punto de vista de la meteorización química.

Aparentemente la bauxitización ha estado actuando de manera continua, posiblemente desde el Cretáceo hasta el presente, como un proceso sobrepuesto a los diferentes eventos de lateritización ocurridos a través del tiempo geológico.

La actividad de los microorganismos ha sido considerada un factor determinante en los mecanismos para la separación del hierro y del aluminio, sin embargo existen muy pocos estudios que permitan clarificar este aspecto.

## **2.5 Tipos de depósitos de bauxita**

Bateman, (1982) señala que todos los depósitos de bauxita son el resultado de meteorización residual y se presentan como:

- Capas superficiales (o cerca de la superficie) y aproximadamente horizontales. Estos depósitos están asociados a superficies de erosión o penillanuras y pocos

están enterrados a gran profundidad teniendo la mayoría arcillas en la base. Se caracterizan por tener un recubrimiento de poco espesor y el cuarzo forma parte de la estructura de la bauxita (figura 2.2a). Un ejemplo de estos depósitos es el yacimiento de Los Pijiguaos en Venezuela.

- Depósitos en capas interestratificadas en accidentes de erosión del terreno. Se hallan en superficies de erosión e invariablemente ocupan irregularidades del terreno. Descansan sobre arcilla residual. Sus fondos son menos regulares que su parte superior cubierta generalmente por sedimentos (figura 2.2b). Depósitos de este tipo se encuentran en Arkansas (EUA) y Maigret (Francia).

- Depósitos abolsados o masa irregulares con fondo enclavado en arcilla. Ocupan depresiones de erosión o de solución en caliza o dolomita. Descansan también sobre arcilla con superficies de erosión e irregularidades. Pueden tener la forma de dientes colosales con muchas raíces y pueden estar cubiertos por espesos sedimentos consolidados o por una delgada capa de tierra superficial (figura 2.2c). Ejemplos de estos depósitos se encuentran en Alabama (EUA) y Centre de Barjol (Francia).

- Depósitos transportados. Estos depósitos se originan cuando la bauxita es desplazada de su lugar de formación y ser redepositada en capas sedimentarias cercanas, o en forma de acumulaciones de residuos, dando origen a depósitos transportados. Probablemente, la mayor parte de la bauxita fue arrastrada por las aguas durante su formación, pero una parte importante de la misma fue recogida y

conservada en el nuevo depósito. Depósitos de este tipo se encuentran en Rusia y Alabama (EUA).

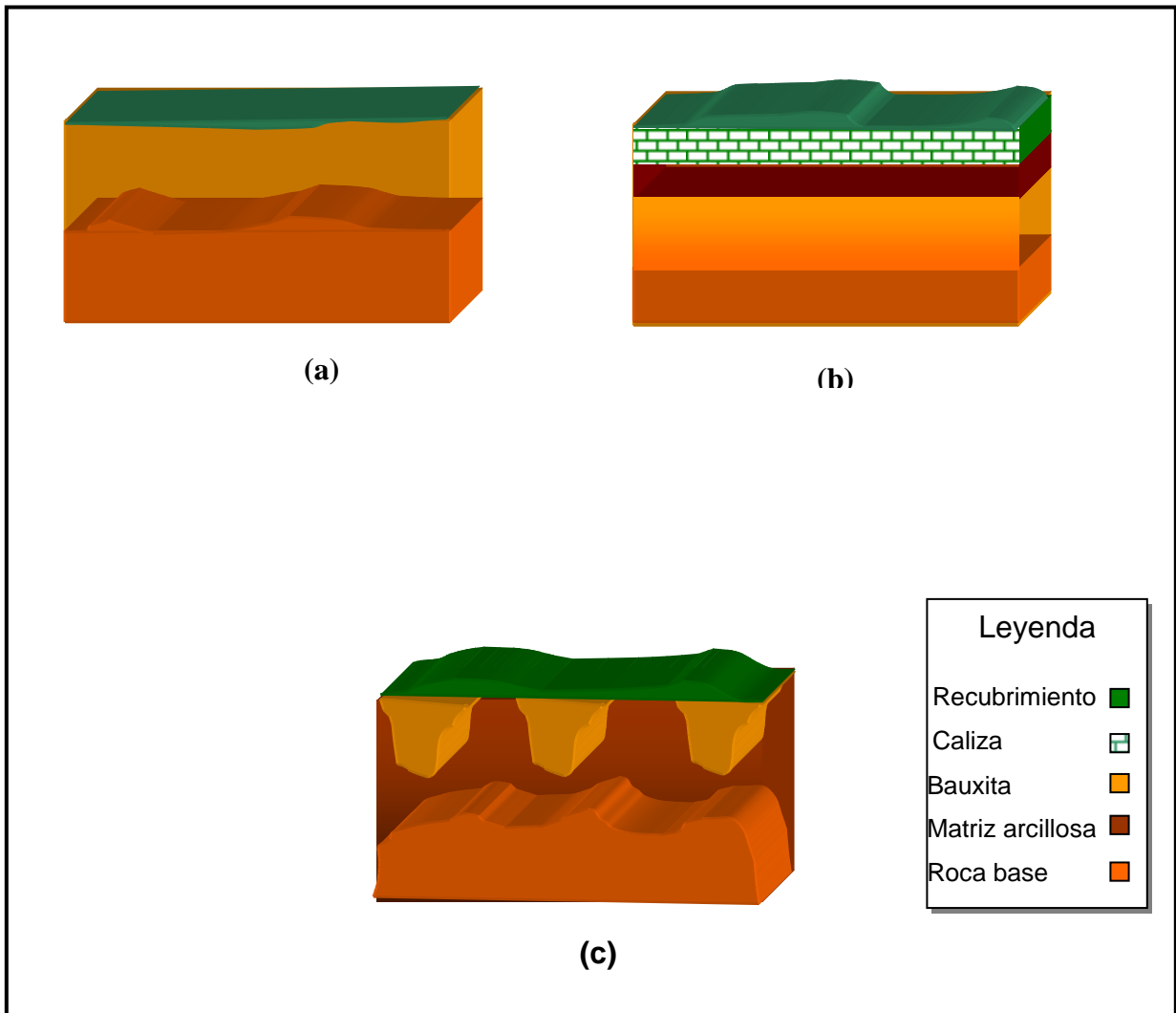


Figura 2.2. Tipos de depósitos de bauxita. (a) Depósito de bauxita superficial. (b) Depósito de bauxita interestratificado. (c) Depósito de bauxita abolsado.

Fuente: Elaboración propia

## 2.6 Perfil laterítico del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos

El perfil laterítico consiste de tres zonas bien diferenciadas (figura 2.3), que se presentan a continuación en orden descendente:

- Zona de acumulación.
- Zona de lavado.
- Zona de roca

#### 2.6.1 Zona de acumulación

En esta zona se encuentra una capa orgánica de 30 a 50 cm de espesor e inmediatamente por debajo de esta, aparece primeramente la bauxita como una costra dura rica en alúmina, de 2 a 3 cm de espesor, seguido de una zona pseudo-pisolítica de 3 a 5 m de espesor, donde ocasionalmente aparecen capas duras ricas en gibbsita y bolsones de material arcilloso.

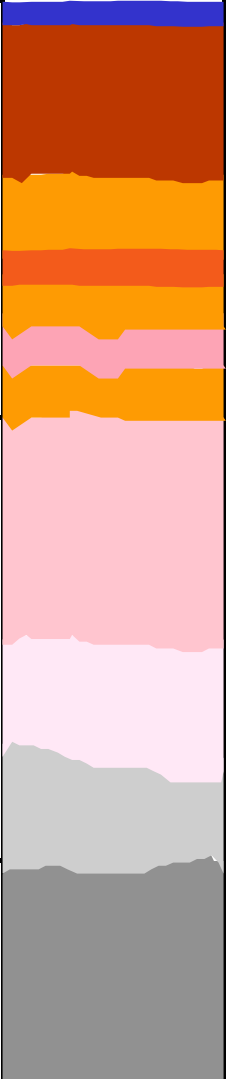
#### 2.6.2 Zona de lavado

Esta zona se caracteriza por la presencia de una zona moteada, rica en sílice reactivo y cuarzo, presentando una textura pseudo- rapakivi. Infrayacente se encuentra una zona saprolítica donde el grado de meteorización varía en concordancia con la profundidad, hasta encontrar el granito fresco.

#### 2.6.3 Zona de roca

Esta zona se encuentra en la base de la columna, y representa el granito rapakivi fresco o roca madre, tal como e muestra en la figura a continuación.



ZONAS	SUBZONAS (ESPESOR)	CAPA (ESPESOR)	PROFUNDIDAD (m)	PERFIL	DESCRIPCION			
ZONA DE ACUMULACION	SUELO (0-0,3)	ALUVIAL	0		SUELO CON GUIJARROS DE LATERITA			
		LATERITA BAUXITICA (MENA PRINCIPAL DE ESPESOR PROMEDIO (7,6 m))	1 2 3		COSTRA DURA RICA EN ALUMINA Y BAJA EN CUARZO Y SILICE REACTIVO			
	LATERITA (2-12 m)	CAPA DURA (0-0,5 m)	4 5		BAUXITA PSEUDOPISOLITICA, RICA EN CUARZO DISEMINADO, CON CAPAS DURAS OCASIONALES RICAS EN GIBSITA Y CAPA SUAVE DE CAOLINITA EN LA PARTE INFERIOR			
		CAPA RICA EN MAT. ARCILLOSO (0-0,8 m)	6 7					
		ZONA DE LAVADO	SAPROLITO			CAPA MOTEADA	8 9 10	MATERIAL ARCILLOSO RICO EN CUARZO ("TIGRITO")
						SAPROLITO	11 12	GRANITO METEORIZADO RICO EN CUARZO Y CAOLINITA
			ROCA SAPROLITICA			PROTO SAPROLITO	13 14 15	
ZONA DE ROCA	ROCA FRESCA	"ROCA MADRE"	16	GRANITO FRESCO				
			17					
			18					
			19 20					

**Figura 2.3. Perfil laterítico del yacimiento de bauxita de Los Pijguaos.**  
**Fuente: Mariño y Nandi (1998).**

## CAPÍTULO III

### 3. CVG BAUXILUM OPERADORA DE BAUXITA

#### 3.1 Evolución histórica

El desarrollo minero del yacimiento de Los Pijiguaos, es el resultado del esfuerzo exploratorio realizado por el Estado venezolano, a través de la Corporación Venezolana de Guayana (CVG) y otros organismos (Ministerio de Energía y Minas, Conquista del Sur, entre otros), para encontrar en Venezuela una fuente de bauxita capaz de proveer la materia prima básica de la industria del aluminio nacional, logrando así integrar verticalmente dicha industria y en consecuencia independizarla de suministros extranjeros. A continuación se expone un breve cronograma con la evolución histórica de la empresa:

Período hasta 1944. Se inició la exploración por parte del Servicio Técnico Geominero y Geología del Ministerio de Fomento en el Territorio Federal Delta Amacuro.

Período 1944–1951. Descubrimiento de bauxita en el área de Upata. Se intensifican los esfuerzos para la búsqueda de bauxita en Guayana.

Período 1951–1970. El geólogo Armando Schwarck Anglade, ex – jefe de la División de Geología del Ministerio de Minas e Hidrocarburos, en un estudio realizado por la Comisión del Desarrollo del Sur (CODESUR) identificó en la serranía

de Los Pijiguaos, Municipio Cedeño del estado Bolívar, una coraza laterítica entre los ríos Suapure y Parguaza y la posible existencia de horizontes de bauxita.

Período 1970–1976. La Corporación Venezolana de Guayana, procedió a efectuar la evaluación del yacimiento.

Período 1976–1978. A finales de este año se determina que las reservas probadas alcanzan, no menos de 170 millones de toneladas métricas de bauxita y las probables, más de 500 millones de toneladas métricas con 50%  $Al_2O_3$  y 40% de sílice total.

Período 1978–1979. El 20 de febrero se funda la CVG Bauxita Venezolana (BAUXIVEN), con el fin de desarrollar, extraer y comercializar la bauxita de Los Pijiguaos.

Período 1979–1982. Se realizan estudios de factibilidad técnica, económica y financiera del proyecto. Por otra parte, se profundizó en la navegabilidad del río Orinoco y se inició la elaboración de un proyecto preliminar de canalización conjuntamente con la evaluación en detalle de las condiciones de los probables sitios de puerto de embarque del mineral.

Período 1982–1984. Reprogramación del proyecto a fin de coincidir estratégica y conceptualmente con el enfoque de la política de inversiones que adoptó el Estado venezolano para enfrentar y superar la coyuntura económica del proyecto.

Período 1984 – 1986. Primeros pasos de la Explotación Temprana: puesta en marcha del terminal fluvial provisional y se envían las primeras 1200 toneladas métricas de bauxita a INTERALÚMINA.

Período 1984 – 1987. Expansión del Proyecto del Aluminio en Venezuela, reforma del Plan Maestro y el Plan de Inversiones para una capacidad instalada de 6 millones de toneladas métricas al año. Se inició el Plan de Explotación Temprana, habiéndose extraído 245.193 toneladas métricas de las cuales se enviaron a INTERALÚMINA 134.180 toneladas métricas.

Período 1987 – 1993. Integración de las empresas CVG BAUXIVEN y CVG INTERALÚMINA, conformando la empresa CVG BAUXILUM, faltando sólo VENALUM y la respuesta de sus accionistas japoneses. BAUXIVEN se transformó entonces CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita e INTERALÚMINA en CVG BAUXILUM Operadora de Alúmina.

Actualmente (año 2000). El Estado Venezolano promueve la inversión de capital extranjero y logra la participación de la empresa francesa ALUMINIUM PECHINEY, para que realice una inversión de 250 millones de dólares y así ampliar la producción de bauxita y alúmina a 7 millones de toneladas al año y a 2 millones de toneladas anuales, respectivamente.

## 3.2 Reservas y Calidad de la bauxita del yacimiento de Los Pijiguaos

### 3.2.1 Evaluación de Reservas

El yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos es del tipo meseta (plateau), y está constituido por una capa bauxítica con un espesor promedio de 7,6 metros que yace en el tope de la serranía de Los Pijiguaos, en alturas variables entre los 600 y 700 metros de altura sobre el nivel del mar. La mina está dividida en nueve (9) bloques con una extensión aproximada de 16 Km<sup>2</sup>.

La evaluación de las reservas del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos viene dada por los resultados de los análisis químicos de Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, sílice total (SiO<sub>2(T)</sub>) y reactivo (SiO<sub>2(R)</sub>), Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> y TiO<sub>2</sub>, para cada metro vertical de los sondeos en cada bloque para una malla 25x25.

Los resultados de los ensayos son computados mediante métodos geoestadísticos de interpolación (Método de Bloques) utilizando como función de extensión la distancia ponderada y tomando en consideración las siguientes Leyes de Corte:

Al<sub>2</sub>O<sub>3(T)</sub> mayor o igual a 40%

Ley máxima

SiO<sub>2(T)</sub> menor o igual a 25%

En las áreas donde SiO<sub>2(R)</sub> es mayor o igual a 1,7% y SiO<sub>2(Q)</sub> menor o igual a 8%

Al<sub>2</sub>O<sub>3(T)</sub> mayor o igual a 44%

Ley mínima

SiO<sub>2(T)</sub> menor o igual a 20%

En las áreas donde SiO<sub>2(R)</sub> es menor que 1,7% y SiO<sub>2(Q)</sub> mayor que 8%

En la fase de exploración inicial se utilizó una malla de perforación de 100 x 100 m con direcciones este - oeste y norte - sur en un área de 16 Km<sup>2</sup>. Cada muestra tomada durante los sondeos representaba un volumen de 10.000 m<sup>3</sup> o 16.000 toneladas, aproximadamente.

Con el fin de optimizar el cálculo de las reservas, el número de muestras fue incrementado uniformemente, reduciendo la malla de perforación a intervalos de 50; 25; 12,5 y hasta 6,25 m. Después de la extracción de las primeras 1.000 toneladas, la explotación indicó que la malla de perforación mas apropiada es la de 25 x 25 m, donde cada muestra es representativa de 250 toneladas.

Los sondeos son realizados utilizando el método de perforación de tornillo helicoidal o tornillo sin fin (figura 3.1). En este proceso las muestras son tomadas cada metro, cuidando siempre de no contaminarlas, para garantizar así la calidad de las mismas. Una vez que las muestras son tomadas, se colocan dentro de bolsas de polietileno y se les coloca su respectiva identificación, para luego ser enviadas al laboratorio de control de calidad para realizar los análisis respectivos.

### 3.2.2 Reservas de Bauxita

El balance de las reservas de bauxita se indica en la tabla N° 3.1. Fueron otorgadas a CVG BAUXILUM en concesión en ocho títulos, según Resoluciones publicadas en la Gaceta Oficial de la República de Venezuela N° 3.168

Extraordinaria del 11 de Mayo de del año 1983 y extendida su plazo de explotación a 40 años a partir de esta fecha.



Figura 3.1. Método de perforación helicoidal o Tornillo sin fin.

<b>Reservas</b>	<b>Toneladas métricas</b>
Medidas	93.319.038
Indicadas	27.415.637
Recursos Inferidos	71.425.000

Tabla N° 3.1. Reservas de Bauxita en el yacimiento de Los Pijiguaos.  
Tomado de: Memoria descriptiva. Proceso de Incorporación de Capital Privado CVG  
BAUXILUM Operadora de Bauxita (1999).

### 3.2.3 Especificaciones de la Bauxita del Yacimiento Los Pijiguaos.

La bauxita de los Pijiguaos ha sido clasificada de grado metalúrgico comercial y es del tipo Gibbsita ( $\text{Al}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$ ), con una densidad en banco promedio de 1,625  $\text{t/m}^3$  y una densidad suelta promedio de 1,35  $\text{t/m}^3$ . Posee una textura pisolítica y celular (rapakivi), altamente porosa, de color rojizo y amarillento, constitución masiva y es abrasiva y pegajosa cuando aumenta la humedad. Su composición química se observa en la tabla 3.1.

La composición mineralógica de la bauxita de Los Pijiguaos se puede apreciar en la tabla 3.2.

<b>Composición media</b>	<b>Porcentaje (%)</b>
Alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ )	49,46
Sílice total ( $\text{SiO}_2$ ) <sub>T</sub>	9,33
Sílice cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ) <sub>Q</sub>	7,59
Sílice reactiva ( $\text{SiO}_2$ ) <sub>R</sub>	1,74
Pérdida al rojo	26,74
$\text{Fe}_2\text{O}_3$	12,50
$\text{TiO}_2$	1,21
Humedad	11

**Tabla N°3.2. Composición química de la bauxita de Los Pijiguaos.  
Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita. Sección de Control de Calidad.**



<b>Componentes</b>	<b>%</b>
Gibbsita	75,00
Caolinita	2,00
Cuarzo	12,00
Hematita	0,50
Barita (Ca, Mg, Mo)	0,50
Anatasa	0,25
Materia Orgánica	0,25

**Tabla N°3.3. Composición Mineralógica de la bauxita de Los Pijiguaos.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Sección de Geología.**

Las características fisicoquímicas de esta bauxita permite obtener ciertas ventajas que hacen el yacimiento económicamente explotable, entre las cuales se pueden mencionar las siguientes:

- Menor consumo de bauxita por tonelada de alúmina (relación 2,4:1) en comparación con otras bauxitas conocidas.
- Bajo contenido de sílice reactivo, disminuyendo así el consumo de soda cáustica en el proceso de obtención de alúmina (Proceso Bayer).
- Bajo contenido de hierro, lo que permite una mayor extractividad de la alúmina y mejor sedimentación de lodos rojos.

Sin embargo, la presencia en el yacimiento de impurezas tales como cuarzo y óxidos de titanio debido a la condición misma de formación del yacimiento, la coloca en desventaja en cuanto a otras bauxitas, ya que dificulta un poco el proceso de obtención de alúmina.

### **3.3. Control de Calidad**

Es importante destacar que debido a las características heterogéneas del yacimiento, es necesario mantener un estricto control de la calidad de la producción, transporte y despacho de la bauxita, ya que el depósito presenta variaciones desde la parte superior y lateral hasta la parte inferior del perfil bauxítico en sus componentes químicos como la alúmina y sílice total.

Los equipos y ensayos utilizados para realizar los análisis de la calidad de la bauxita son los siguientes:

- Un aparato de fluorescencia de rayos X, para determinar principalmente contenido de alúmina y sílice total. Adicionalmente permite determinar los valores de hematita, titanio y elementos trazas como galio, magnesio, calcio, cobre fosfato y zinc.
- Un aparato de presión y fusión para la preparación de las muestras a ser utilizadas en el equipo de fluorescencia de rayos X.
- Análisis vía húmeda para la determinación de cuarzo y por diferencia obtener los valores de sílice total.

En resumen cada muestra es analizada con el fin de determinar cinco componentes básicos:

1. Contenido de alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ).
2. Contenido de sílice total (cuarzo más  $\text{SiO}_2$  presente en caolinita).
3. Contenido de sílice total ( $\text{SiO}_2$  presente en caolinita). Este contenido se refiere a la presencia de sílice reactiva presente en caolinita. En el proceso industrial Bayer se utiliza este término para referirse a la sílice que pasa a solución durante el proceso de digestión, afectando la pureza del producto a obtener. En el Anexo 1, se explica detalladamente el proceso Bayer para la obtención de alúmina, a partir de la bauxita.
4. Contenido de óxido de hierro (hematita).
5. Contenido de óxido de titanio ( $\text{TiO}_2$ ).

La bauxita del yacimiento de Los Pijiguaos debe cumplir con ciertas especificaciones dependiendo si su destino final es la planta de alúmina (Bauxilum Operadora de Alúmina) o la exportación del mineral. Para ello se han establecido ciertos parámetros en cuanto al contenido de alúmina total, alúmina disponible, sílice reactiva, sílice cuarzo, hierro, titanio, humedad y tamaño de la partícula, los cuales son controlados mediante muestreo en los frentes de explotación, en las pilas de almacén de trituración, en los vagones de transporte del ferrocarril, en las pilas de

almacén del muelle de embarque y en las propias gabarras. Esto con el fin de realizar un seguimiento de la calidad del mineral desde su extracción hasta su envío a la planta de alúmina. Estas especificaciones se describen en las tablas N° 3.4 y 3.5.

	Mínimo (%)	Típico (%)	Máximo (%)
Alúmina total (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) <sub>T</sub>	49,00	-	-
Alúmina disponible (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) <sub>D</sub>	47,00	-	-
Sílice reactiva (SiO <sub>2</sub> ) <sub>R</sub>	1,30	1,40	1,50
Sílice cuarzo (SiO <sub>2</sub> ) <sub>Q</sub>	-	-	9,00
Hierro (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	11,60	12,60	13,60
Titanio (TiO <sub>2</sub> )	1,20	1,25	1,30
Humedad	-	-	13,00

**Tabla N° 3.4. Especificaciones de la bauxita de Los Pijiguaos para la planta de alúmina.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Sección de Aseguramiento de la Calidad.**

	Mínimo (%)	Típico (%)	Máximo (%)
Alúmina total (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) <sub>T</sub>	49,80	50,80	-
Alúmina disponible (Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> ) <sub>D</sub>	-	-	-
Sílice reactiva (SiO <sub>2</sub> ) <sub>R</sub>	0,60	0,90	1,20
Sílice cuarzo (SiO <sub>2</sub> ) <sub>Q</sub>	-	4,50	5,50
Hierro (Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> )	11,60	12,60	13,60
Titanio (TiO <sub>2</sub> )	1,10	1,20	1,30
Humedad	-	10,00	12,00

**Tabla N° 3.5. Especificaciones de la bauxita de Los Pijiguaos para exportación.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Sección de Aseguramiento de la Calidad.**

La granulometría del material bauxítico, por exigencia de los compradores, debe ser menor o igual a 10 cm en ambos casos.

### **3.4 Planificación de Mina**

El objetivo de la planificación minera de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita es hacer un aprovechamiento racional del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos mediante períodos a corto, mediano y largo plazo que garanticen el suministro del mineral de acuerdo a las características químicas y físicas requeridas por el cliente, ya sea BAUXILUM Operadora de Alúmina o para la exportación, realizando una minería selectiva y mezclas de los diferentes frentes de explotación.

Para la evaluación y diseño del yacimiento se cuenta con un sistema computacional denominado MINESIGHT/MEDSYSTEM<sup>®</sup>, desarrollado en Tucson, Arizona, EUA, por la empresa MINTEC Inc. El sistema trata el planeamiento minero en todas sus fases, es decir, a corto, mediano y largo plazo, ofreciendo facilidades para tratar con eficacia las labores de geología de campo y oficina, evaluación de reservas, control de la calidad de la producción y pilas de mineral, topografía, entre otros.

Con esta herramienta la Superintendencia de Geología y Planificación de Mina de CVG BAUXILUM realiza las siguientes tareas:

- Análisis estadísticos y geoestadísticos de los sondeos geoexploratorios.
- Diseño de piso y cálculo de reservas.

- Control y seguimiento de la topografía de acuerdo al avance de la explotación.
- Elaboración de secciones, perfiles y planos del yacimiento.
- Elaboración de los planes a corto, mediano y largo plazo, y actualización de los mismos.
- Elaboración de planes de pila (producción de 90.000 toneladas).
- Ponderación metro a metro de las características químicas de los sondeos de acuerdo a la ley de corte.
- Control y seguimiento del proceso productivo.

## **CAPÍTULO IV**

### **4. PROCESO PRODUCTIVO**

El proceso productivo de la explotación de bauxita en CVG BAUXILUM se realiza en tres áreas de operación: La Mina, Pie de Cerro y El Jobal.

#### **4.1 Proceso productivo en el área de Mina**

##### **4.1.1 Método de explotación**

El sistema de explotación aplicado en la mina de bauxita de Los Pijiguaos es a Cielo Abierto mediante técnicas convencionales, es decir, sin el empleo de explosivos y utilizando el método de Explotación en Tiras (Stripping Mine), el cual se aplica a yacimientos que se encuentran en capas o vetas horizontales, en los cuales primero se remueve o desmonta el recubrimiento por el Método de Tiras (niveles o bancos de explotación) y una vez descubierta la capa mineralizada, se procede a su explotación por este mismo método, el cual se aprecia en la figura 4.1.

Este método es el que mejor se adapta a las condiciones del yacimiento de Los Pijiguaos, por ser del tipo meseta o tope plano. Para el caso de esta mina, el recubrimiento lo constituye la capa vegetal la cual tiene un espesor promedio de 50 cm (figura 4.2).

##### **4.1.2 Operaciones Mineras**

La extracción del mineral se realiza en forma selectiva, en función de la calidad de la bauxita presente en los diferentes frentes de explotación, con el fin de

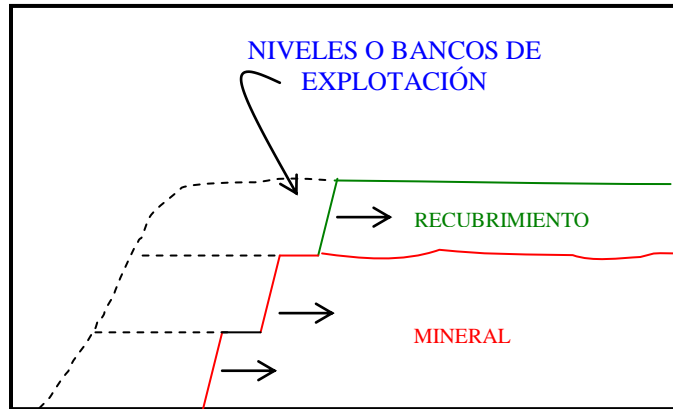


Figura 4.1. Método de explotación en Tiras.  
 Fuente: Técnicas de Operaciones de Minería de Superficie, CHACÓN, E. (1998)

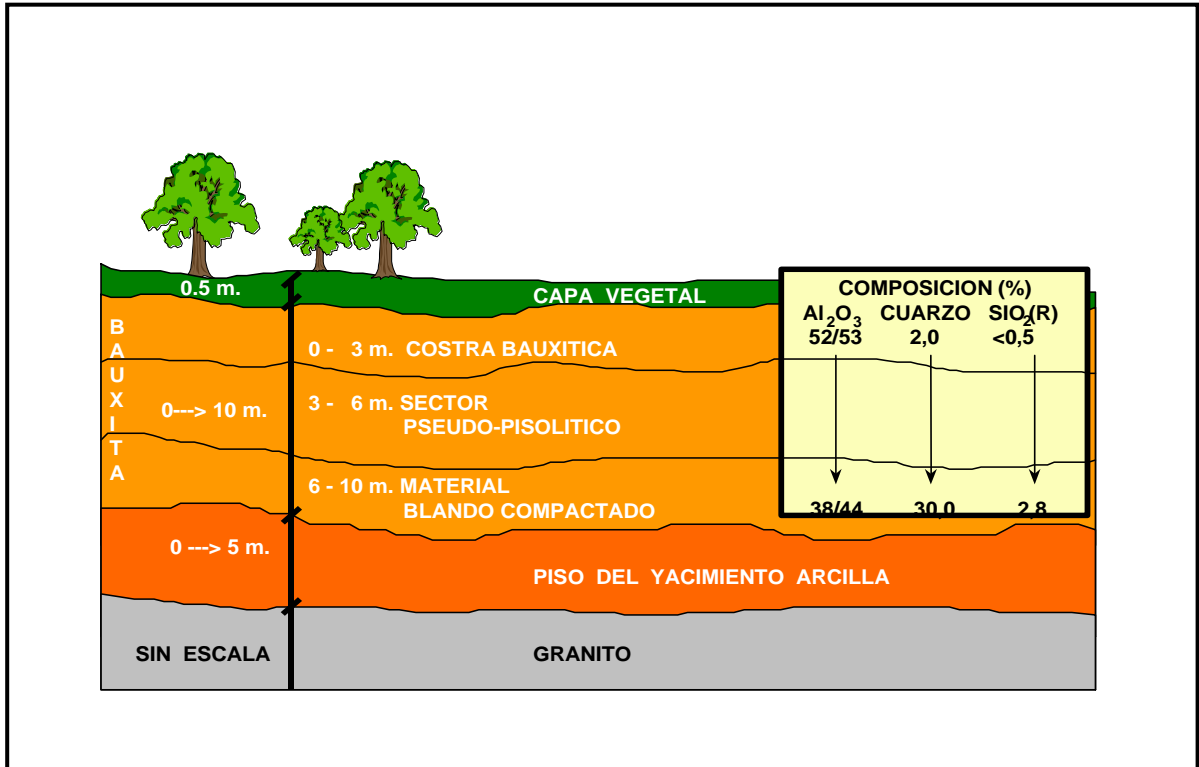


Figura 4.2. Perfil de la mina de bauxita de Los Pijiguaos.  
 Fuente: Mariño, N (1998).



obtener un producto final que cumpla con las especificaciones del mercado, manteniendo las características fisicoquímicas requeridas.

#### *4.1.2.1 Deforestación*

La capa vegetal es removida con tractores, apilada y luego cargada en camiones roqueros para depositarla en sitios adecuados. La capa vegetal es posteriormente utilizada en la reforestación de las áreas intervenidas por la explotación. Los equipos utilizados en esta operación se pueden apreciar en la tabla N° 4.1.

#### *4.1.2.2 Arranque*

Una vez removida la capa vegetal se procede a la extracción de la bauxita mediante arranque mecánico. Para ello se cuenta con tractores que escarifican el material bauxítico en los frentes de explotación donde el espesor es menor a 10 m. En los frentes donde el espesor es mayor a 10 m se emplean palas hidráulicas para las labores de extracción. En la tabla 4.2 se muestran los equipos de arranque existentes en la mina.

#### *4.1.2.3 Carga*

La carga del mineral se realiza con cargadores frontales y palas hidráulicas (figura 4.3 y 4.4 respectivamente). Los cargadores frontales se utilizan en combinación con los tractores, los cuales una vez que escarifican el material

proceden a apilarlo para luego ser cargado como se puede apreciar en la figura 4.5.  
La tabla 4.3 muestra la maquinaria utilizada para las labores mineras de carga.



**Figura 4.3.Cargador frontal CAT 992C.**



**Figura 4.4. Pala hidráulica CAT 5130.**



**Figura 4.5. Combinación tractor- cargador frontal.**

#### 4.1.2.4 Acarreo

El acarreo del mineral se realiza a través de camiones roqueros de 45 y 90 toneladas, los cuales transportan al mineral de los diferentes bloques de explotación hasta la estación de trituración, la cual está ubicada actualmente a una distancia promedio de 3,5 Km de los mismos. Los equipos para el acarreo del mineral se aprecian en la tabla N° 4.4.

<b>Equipo</b>	<b>Modelo</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Capacidad (m<sup>3</sup>)</b>
Tractor de orugas	CAT D9L	2	11,9
Tractor de orugas	CAT D9R	2	13,5

**Tabla N° 4.1. Equipos utilizados en las labores de deforestación.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Extracción y Acarreo.**

<b>Equipo</b>	<b>Modelo</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Capacidad (m<sup>3</sup>)</b>
Tractor de orugas	CAT D9R	2	13,5

**Tabla N° 4.2. Equipos utilizados en las operaciones de arranque.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Extracción y Acarreo.**

<b>Equipo</b>	<b>Modelo</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Capacidad (m<sup>3</sup>)</b>
Pala hidráulica frontal	CAT 5130	2	10,5
Cargador frontal sobre ruedas	CAT 992C	2	10,7

**Tabla N° 4.3. Equipos utilizados en las operaciones de carga.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Extracción y Acarreo.**

<b>Equipo</b>	<b>Modelo</b>	<b>Cantidad</b>	<b>Capacidad (m<sup>3</sup>)</b>
Camión roquero	CAT 773B	5	34,1
Camión roquero	CAT 777C	2	51,3
Camión roquero	DRESSER 210M	6	33,6

**Tabla N° 4.4. Equipos utilizados en las operaciones de acarreo.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Extracción y Acarreo.**

#### 4.1.3 Servicios de mina

Las actividades que sirven de apoyo a las operaciones mineras se basan primordialmente en el mantenimiento de las vías de acarreo, construcción de drenajes, lagunas de sedimentación, control del particulado atmosférico, entre otras.

Para ello cuentan con los siguientes equipos:

<b>Equipo</b>	<b>Modelo</b>	<b>Cantidad</b>
Ballena	CAT 631E	2
Motoniveladora	CAT 16G	2
Tractor de ruedas	CAT 824C	1

**Tabla N°4.5. Equipos de apoyo.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Extracción y Acarreo.**

## **4.2 Proceso productivo en el área de “Pie de Cerro”**

### 4.2.1 Beneficio mineral

Una vez acarreado el mineral hasta la estación de trituración, el todo uno es vaciado en la tolva de alimentación principal, la cual tiene una capacidad instalada de 1600 t/h y consta de una parrilla de barras, que permite la separación de materiales finos y gruesos antes de la trituración primaria. Luego, la bauxita es llevada a través de un transportador de placas o alimentador hasta un Martillo de Impacto, que tiene como función preparar el mineral a una granulometría menor o igual a 10 cm para facilitar su transporte y manejo. Este sistema también cuenta con un sistema de muestreo y una balanza electrónica, además de tres correas transportadoras de 1600 t/h cada una.

Una vez triturado el mineral, este es trasladado a una tolva de transferencia hacia la correa de bajada hasta el área de operación conocida como “Pie de Cerro”. La cinta transportadora tiene una longitud de 4,2 Km la cual sigue una trayectoria descendente por la ladera norte de la Serranía de Los Pijiguaos hasta llegar a las pilas de almacenamiento y carga del ferrocarril. Esta cinta transportadora es de tipo teleférico o cable y tiene una capacidad de 1600 t/h, además dispone de un sistema regenerativo que consiste en el suministro inicial de energía para la puesta en marcha de la correa, en tanto que el resto de la energía que mantiene en funcionamiento la misma, va a ser autogenerada a partir de la energía potencial originada por el peso del mineral.

Una vez que la bauxita es transportada hasta “Pie de Cerro” el mineral es apilado mediante dos (2) apiladores de 1600 t/h cada uno (figura 4.6) en cuatro (4) patios de almacén con una capacidad total instalada de 900.000 toneladas. La forma de la pila es del tipo Chevrón, lo que permite una buena homogeneización del material. El material es recuperado a través de dos (2) recuperadores con capacidad instalada de 3600 t/h cada uno (figura 4.7) y llevado mediante correas transportadoras hasta el sistema de carga de vagones. El mineral se almacena previamente en una tolva principal de 360 toneladas de capacidad que alimenta a dos tolvas dosificadoras, que en sí, son las que suministran la bauxita a cada vagón. Este proceso de carga se hace en forma automática con la ayuda de dos (2) locomotoras robot que desplazan y posicionan cada vagón con una capacidad de 90 toneladas cada uno. Cada tren consta de 28 vagones, remolcado por una locomotora a través de 54 Km de vía férrea hasta llegar a Puerto Gumilla a orillas del río Orinoco en la zona denominada “El Jobal”.



**Figura 4.6. Apilador de 1600 t/h de capacidad.**



**Figura 4.7. Recuperador de cangilones.**

### **4.3 Proceso productivo en el área de “El Jobal”**

En esta área una estación volcadora de vagones recibe el mineral por medio de un sistema hidráulico de tipo rotativo y su manejo es realizado a través de correas transportadoras, que pueden cumplir dos funciones:

1. Enviar el mineral hacia las pilas de almacenamiento. El patio de almacenamiento cuenta con cuatro pilas, cada una con una capacidad instalada de 125.000 toneladas.
2. Enviar el mineral desde la estación volcadora de vagones hasta el terminal de carga de gabarras.

El muelle de “El Jobal” es una plataforma de concreto rectangular de 10 m de ancho por 260 m de largo, de los cuales 220 m corresponden al frente de carga que domina el cargador y el resto de la extensión al puente de carga general.

El cargador mecánico de las gabarras, lo constituye una máquina que se desplaza por rieles de 204 m de longitud y está dispuesto para cargar en sucesión los grupos de gabarras que alcanzan ser atracados a lo largo del muelle.

La capacidad efectiva del equipo de carga es de 3600 t/h siendo alimentado desde el patio de almacenamiento por un sistema de bandas transportadoras, usando el recuperador del patio o directamente desde la volcadora de vagones.

Para el transporte fluvial desde el puerto de “El Jobal” hasta el terminal de la Operadora de Alúmina, en Puerto Ordaz, con un recorrido de 650 Km, se utilizan convoyes conformados por un empujador y trenes de 12, 15, 16, 20 y 25 gabarras, que tienen una capacidad de 1700 toneladas.

El transporte sólo se efectúa durante el período de aguas altas del río Orinoco (mayo – diciembre) y la operación es continua durante las 24 horas del día. Para garantizar las operaciones permanentes del transporte fluvial, se ha diseñado un canal de navegación de 100 m de ancho a lo largo del trayecto entre “El Jobal” y el terminal de Puerto Ordaz. Este es un canal natural que se adapta a los cambios que sufre el río año tras año y por ende no requiere dragado para su mantenimiento.



#### **4.4 Períodos de producción minera**

Las operaciones de producción se llevan a cabo de la siguiente manera:

- Sesenta y ocho (68) días al año con labores de dos turnos de 8 horas (diurno y mixto).
- Ciento setenta (170) días al año con labores de tres turnos de 8 horas.
- Total días trabajados al año: 238

## **CAPÍTULO V**

### **5. MARCO TEÓRICO**

Para realizar este estudio técnico – económico se requirió de bases teóricas para sustentar dicho trabajo, es por ello que a continuación se exponen las diferentes teorías y conceptos que sirvieron de apoyo para la ejecución del mismo. Las fórmulas que aquí se exponen fueron tomadas del manual de Técnicas de Operaciones de Minería de Superficie (Chacón E. 1998)

#### **5.1 Definiciones de datos operativos de los equipos de minería**

En cualquier actividad minera el estado de ganancias y pérdidas de la compañía, depende algunas veces del programa de tiempo de los equipos debido a su utilización y disponibilidad.

El programa ideal de toda empresa minera es que la flota de equipos (palas, camiones, perforadoras, entre otros) trabajen sin imprevistos. Sin embargo en la práctica, por muchas razones obvias, principalmente las condiciones mecánicas y operacionales, el factor humano, impiden que esta situación ideal sea posible.

Los datos operativos mayormente utilizados en minería son los siguientes:

- **Tiempo en operación:** se define como el tiempo asignado a una cuadrilla u operador para operar el equipo, estando éste en condiciones de operación. Incluye demoras, tiempo de viaje, tiempo de servicio (combustible y lubricantes), tiempo de espera, tiempo perdido por condiciones climáticas, entre otros.

- Tiempo en reparación: es el porcentaje del tiempo en el cual el equipo está en reparación o esperando por ser reparado.
- Tiempo disponible: es el tiempo en el cual el equipo está en condiciones de operación, pero está parado por que no se requiere su utilización en ese momento o por falta de operador.
- Tiempo total: es el tiempo total de un período regular (semana, mes, año, etc).

#### 5.1.1 Utilización del equipo

Las operaciones mineras individuales requieren de tamaños diferentes de equipos, dependiendo de la producción deseada, del área de trabajo adecuada, de la distancia de transporte, entre otros, para poder cumplir con la ejecución promedio y productividad esperada de ese equipo.

Una primera consideración en la utilización del equipo minero, es la confiabilidad de las buenas condiciones mecánicas de cada unidad y la segunda es la sincronización de tamaño y producción de los equipos que trabajan conjuntamente.

### 5.1.2 Disponibilidad

Un factor importante en el programa de tiempo de los equipos, es la disponibilidad de todas las unidades de trabajo. Por ejemplo cuando se dice que un camión en su programa de tiempo tuvo disponibilidad de 85%, significa que de cada 100 turnos, 85 fueron productivos y 15 turnos fueron perdidos por reparación. Hay dos métodos para calcular la disponibilidad del equipo:

- Disponibilidad mecánica: es la disponibilidad del equipo debido a tiempo perdido por reparación y está representada por la siguiente fórmula:

$$DM = [TO / (TO + TR)] \times 100\%$$

donde:

DM: disponibilidad mecánica.

TO: tiempo operativo.

TR: tiempo en reparación.

- Disponibilidad física: es la disponibilidad del equipo debido al tiempo perdido por otras causas (paradas por causa del operador, por obstáculos en la vía, etc) y está expresado por la siguiente fórmula:

$$DF = [(TO + TD) / TT] \times 100\%$$

donde:

DF: disponibilidad física.

TD: tiempo disponible o en “stand by”.

TT: tiempo total.

Existen otros tres factores que pueden ser muy útiles en el programa de tiempo de los equipos que son:

1. Uso de la disponibilidad: se refiere a cuanto eficientemente hace una operación hace uso del equipo. Esta es una medida de eficiencia del personal supervisorio y se determina mediante la siguiente expresión:

$$UD = [TO / (TO + TD)] \times 100\%$$

donde:

UD: uso de la disponibilidad.

TO: tiempo operativo.

TD: tiempo disponible o en “stand by”.

2. Utilización efectiva: es el porcentaje del tiempo programado, en el cual el equipo está en operación. Se determina a través de la formula:

$$UE = (TO / TT) \times 100\%$$

donde:

UE: utilización efectiva.

TO: tiempo operativo.

TT: tiempo total.

## **5.2 Producciones unitarias de los equipos de arranque, carga y acarreo**

### 5.2.1 Producción de los equipos de arranque

Los equipos de arranque mayormente utilizados en minería de superficie son los tractores de orugas. Para una buena producción se requiere de una relación adecuada entre la hoja empujadora y el tractor, considerando la clase de trabajo que hará el equipo durante su vida útil, el material que se va a mover y las limitaciones de los tractores.

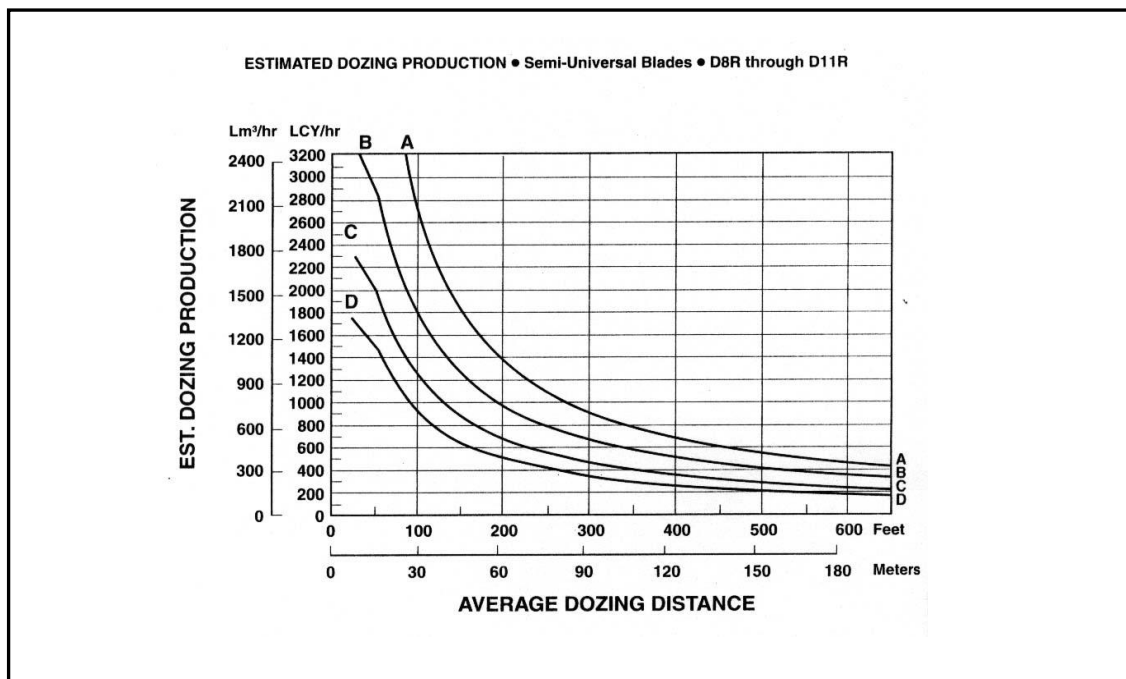
El rendimiento de los tractores varía de acuerdo con las características de los materiales a remover como son:

- Tamaño y forma de las partículas: mientras más grandes son las partículas, más difícil es la penetración de la cuchilla.
- Vacíos: si el material es muy compacto, tiene muy poca porosidad y es muy difícil arrancarlo.

- Contenido de agua: si el material es muy seco es mayor la unión entre las partículas y se dificulta la extracción.

El peso y la potencia disponible de la máquina determina su capacidad de empuje. Ningún tractor puede aplicar un empuje mayor en Kg, que el peso de la máquina más la fuerza máxima que suministre el tren de fuerza.

Para calcular la producción teórica del tractor con hoja empujadora se emplean las gráficas de producción (figura 5.1) Con esta grafica se obtienen las producciones máximas de los tractores dependiendo del modelo y de la distancia de empuje.



- A: D11R-11SU
- B: D10R-10SU
- C: D9R-9SU
- D: D8R-8SU

Figura 5.1. Producción estimada con tractores de oruga con cuchilla tipo "SU", CATERPILLAR. Fuente: CATERPILLAR, Performance Handbook, 27<sup>th</sup> edition.

Otra forma de calcular la producción del tractor en función del tiempo de ciclo es mediante la siguiente fórmula:

$$P = C_n \times \rho \times F_m \times C_h$$

dónde:

P: producción del tractor (t/h).

$C_n$ : capacidad nominal de la hoja empujadora ( $m^3$ ).

$\rho$ : densidad en banco del material ( $t/m^3b$ ).

$F_m$ : factor de material.

$C_h$ : ciclos por hora.

El factor de material se refiere a la condición del material. Esta condición se puede apreciar en la tabla N° 5.1

<b>Material</b>	<b>Factor de material</b>
Suelto y amontonado	1,20
Material congelado	0,70
Difícil de empujar, se apelmaza	0,80

**Tabla N° 5.1. Factor de material para el cálculo de la producción con tractores.**  
Fuente: Chacón, E. (1998).

Los ciclos por hora son el número de pases que realiza el tractor en una hora. Un pase de tractor está conformado por las siguientes actividades:

1. Empuje del material con la hoja del tractor.



2. Retorno hasta el punto de inicio del empuje, finalizando así el ciclo.

El tiempo en que el tractor tarda realizando estas actividades se denomina tiempo de ciclo. Los ciclos por hora se calculan empleando la siguiente expresión:

$$C_h = (60 \times E) / T_c$$

donde:

$C_h$ : ciclos por hora.

E. factor de corrección de tiempo efectivo.

$T_c$ : tiempo de ciclo (min).

El factor de corrección de tiempo efectivo se refiere a la eficiencia de la operación. Para CVG Bauxilum Operadora de Bauxita este factor es de 89,5%, es decir que por cada 60 minutos, se ejecutan realmente 53,7 minutos.

### 5.2.2. Producción de los equipos de carga

En Minería a Cielo Abierto los equipos de carga mayormente utilizados son las palas, cargadores frontales, dragas y retroexcavadoras. En este estudio se tratará el cálculo de la producción de las palas y cargadores frontales, por ser estos los equipos utilizados en la mina de bauxita de Los Pijiguaos.

### 5.2.2.1 Palas hidráulicas

La producción de las palas hidráulicas se calcula a través de la siguiente expresión:

$$P = C_n \times \rho \times B_c \times C_h$$

donde:

P: producción de la pala (t/h).

$C_n$ : capacidad nominal del balde colmada ( $m^3$ ).

$\rho$ : densidad en banco del material ( $t/m^3b$ ).

$B_c$ : factor de llenado.

$C_h$ : ciclos por hora.

El factor de llenado se refiere a la pérdida de volumen por material excavado y viene dado por la tabla N° 5.2.

El ciclo de la pala está constituido por las siguientes actividades:

1. Carga del material con el balde.
2. Giro con el balde cargado.
3. Descarga del material

ROCA O MINERAL	DENSIDAD (TM/m <sup>3</sup> )	(BANCO) Lbs/Yd <sup>3</sup>	FACTOR DE ESPONJAMIENTO	FACTOR DE LLENADO	EXCAVACIÓN (DUREZA)
Asbesto	1,90	3200	1,40	0,85	M
Basalto	2,95	5000	1,60	0,80	H
Bauxita	1,90	3200	1,35	0,90	M
Greda	1,85	3100	1,30	0,90	M
Arcilla (seca)	1,40	2400	1,25	0,85	M
Arcilla (húmeda)	1,65	2800	1,30	0,85	M
Arcilla (pesada)	2,10	3600	1,35	0,80	M-H
Arcilla y Grava (s)	1,50	2500	1,30	0,85	M
Arcilla y Grava (h)	1,80	3000	1,35	0,80	M-H
Carbón (antracita)	1,60	2700	1,35	0,90	M
Carbón (bituminoso)	1,25	2100	1,35	0,90	M
Carbón (lignito)	1,00	1700	1,30	0,90	M
Cobre (bajo tenor)	2,55	4300	1,50	0,85	M-H
Cobre (alto tenor)	3,20	5400	1,60	0,80	H
Suelo (seco)	1,65	2800	1,30	0,95	E
Suelo (mojado)	2,00	3400	1,30	0,90	M
Granito	2,41	4000	1,55	0,80	H
Grava (seca)	1,80	3000	1,25	1,00	E
Grava (mojada)	2,10	3600	1,25	1,00	E
Yeso	2,90	4700	1,50	0,85	M-H
Ilmenita	3,20	5400	1,40	0,85	M
Hierro (40%Fe)	2,86	4500	1,40	0,80	M-H
Hierro (40%Fe)	2,95	5000	1,45	0,80	M-H
Hierro (60%Fe)	3,85	6500	1,55	0,75	H
Hierro (taconita)	4,75	8000	1,65	0,75	H
Caliza (dura)	2,60	4400	1,60	0,80	M-H
Caliza (suave)	2,20	3700	1,50	0,85	M-H
Manganeso	3,10	5200	1,45	0,85	M-H
Roca fosfática	2,00	3400	1,50	0,85	M-H
Arena (seca)	1,70	2900	1,15	1,00	E
Arena (húmeda)	2,00	3400	1,15	1,00	E
Arena y grava (s)	1,95	3300	1,15	1,00	E
Arena y grava (h)	2,25	3800	1,15	1,00	E
Arenisca (porosa)	2,50	4200	1,60	0,80	M
Arenisca (cementada)	2,65	4500	1,60	0,80	M-H
Esquisto o pizarra	2,35	4000	1,45	0,80	M-H

M: excavación medianamente dura

H: excavación dura

F: excavación fácil

**Tabla N° 5.2. Densidad en banco, factor de esponjamiento, factor de llenado y dureza de excavación para diferentes minerales y rocas.**

**Fuente: Chacón, E (1998)**

#### 4. Giro con el balde vacío.

La suma de los tiempos en que tarda en realizar cada una de estas actividades da por resultado el tiempo de ciclo del equipo y posteriormente se pueden calcular los ciclos por hora, de la misma manera como se describió para el equipo de arranque.

#### 5.2.2.2 Cargadores frontales

Este tipo de máquina se encuentra disponible en un amplio rango de tamaños montados sobre neumáticos u orugas. En minas a Cielo Abierto se utilizan los cargadores frontales montados sobre neumáticos, como alternativa de carga de las palas, combinándolos con los tractores para el arranque del material. Su producción se calcula empleando la misma ecuación para las palas. El tiempo de ciclo del cargador frontal se determina registrando los tiempos de estas acciones:

1. Carga del material con el balde
2. Maniobra – carga.
3. Descarga del material.
4. Maniobra – descarga.

### 5.2.3. Producción de los equipos de acarreo

De acuerdo con Chacón, el transporte de los materiales en Minería de Superficie puede ser dividido en cuatro zonas de acuerdo a la distancia y al tiempo de ciclo del equipo:

- De 0 a 150 m. En esta zona el equipo de transporte más indicado para el movimiento de materiales es el tractor.
- De 150 a 450 m. En estas distancias se requiere de equipos de gran potencia y velocidad y el tipo de equipo utilizado es la Mototrailla.
- De 450 a 2000 m. En estas distancias el equipo más apropiado son los camiones roqueros.
- Mayores a 2000 m. Para grandes distancias se pueden utilizar camiones cuando el volumen de material a transportar es pequeño. En caso de grandes volúmenes se requiere de ferrocarril, cintas transportadoras y mineroductos, como medio de transporte más económico.

En algunas oportunidades los Ingenieros de Minas se verán enfrentados con la necesidad de llevar a cabo un estudio de transporte para determinar no solamente el equipo más indicado, sino también el más efectivo y más económico a ser

utilizado en una operación minera específica, tomando en consideración el aspecto operacional y los costos envueltos en la obtención de la producción requerida.

Por ser el camión roquero el equipo de transporte utilizado en la mina en estudio, se hará énfasis en el mismo.

La producción del camión roquero se puede determinar a través de la expresión:

$$P = C_t \times \rho \times B_c \times C_h$$

donde:

P: producción del camión (t/h).

$C_t$ : capacidad nominal de la tolva colmada ( $m^3$ ).

$\rho$ : densidad en banco del material ( $t/m^3b$ ).

$B_c$ : factor de llenado.

$C_h$ : ciclos por hora.

El tiempo de ciclo de un camión roquero está constituido por los siguientes tiempos:

- Tiempo de demora: es el tiempo de espera del camión que incluye demoras por carga de camiones, demoras por descarga de camiones, equipamiento de combustible, arreglo de frentes, necesidad fisiológica, limpieza del punto de descarga, entre otros.

- Tiempo de maniobra – carga: se refiere al tiempo de posicionamiento del camión para la carga del mineral y se considera desde el momento en que el operador gira los cauchos hasta colocarse en posición, debajo del balde del equipo de carga.
- Tiempo de carga: es el tiempo en que tarda el camión en ser cargado.
- Tiempo de acarreo: es el tiempo en que el equipo lleva el material del frente de explotación a la planta de trituración.
- Tiempo de maniobra – descarga: se refiere al tiempo de posicionamiento del camión para la descarga del mineral en trituradora y es considerado desde el momento en que el operador gira los cauchos hasta que se coloca en el punto de descarga.
- Tiempo de descarga: es considerado desde el momento en que el operador levanta la tolva del camión hasta que esta descende, una vez descargado el mineral.
- Tiempo de retorno: es el tiempo en que el camión regresa al frente de explotación.

Estos tiempos pueden ser determinados con un cronómetro mediante mediciones de campo. También algunos fabricantes proporcionan tiempos estimados en sus manuales de rendimiento los cuales poseen gráficas denominadas Tracción– Velocidad – Pendiente (figura 5.2), que permiten el calculo de la velocidad teórica de

los equipos de acarreo vacíos y cargados, en función de su peso, resistencia al rodamiento, resistencia a la pendiente y otros elementos. Estas tablas son características para cada modelo de camión.

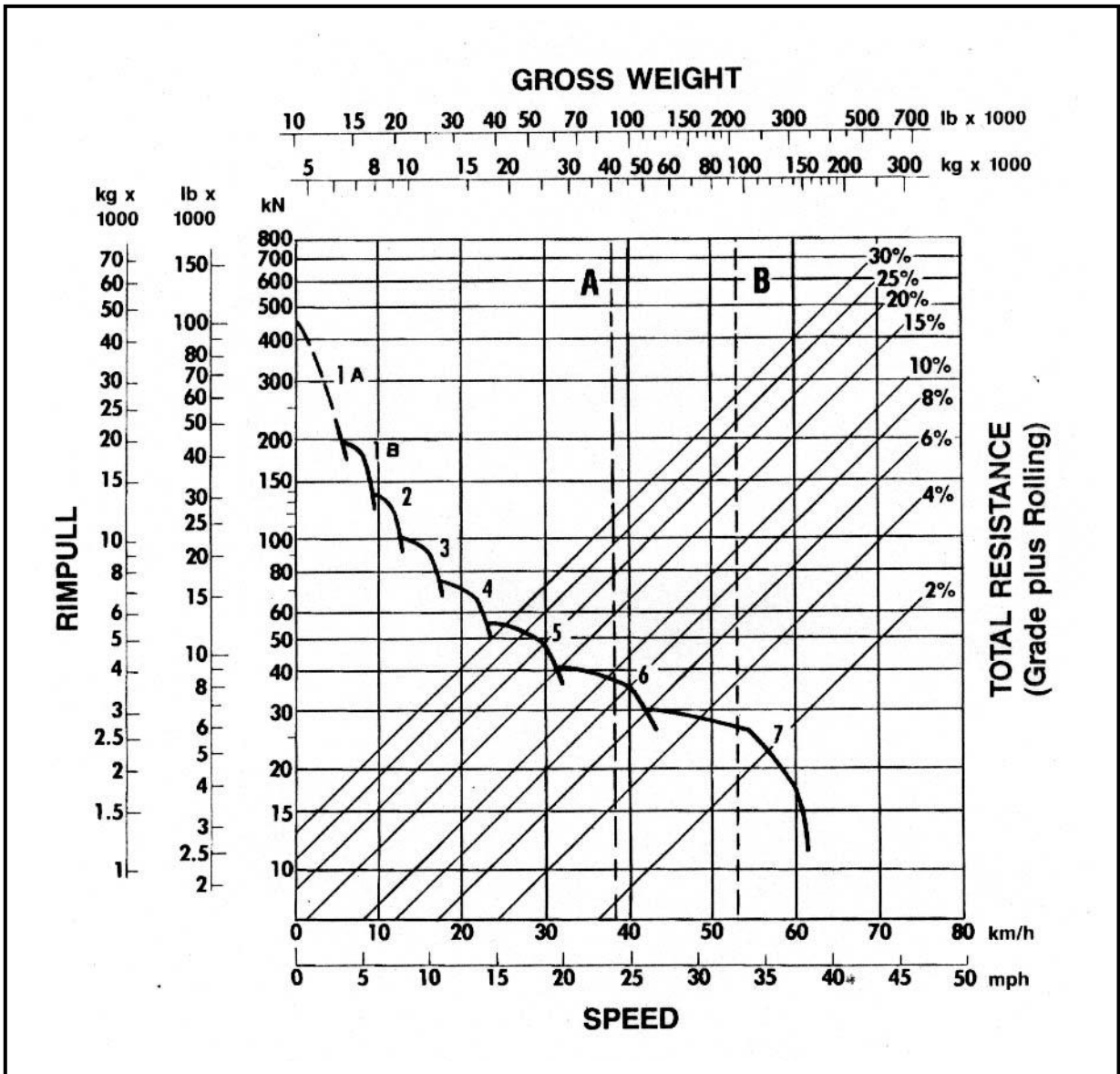


Figura 5.2. Gráfico de Tracción – Velocidad – Pendiente para un camión CATERPILLAR 773B .  
Fuente: CATERPILLAR, Performance Handbook, 23<sup>rd</sup> edition.



La resistencia total se define como la suma de la resistencia a la pendiente más la resistencia al rodamiento. La resistencia al rodamiento se refiere a la resistencia entre los neumáticos y el terreno llano, que debe vencerse para conservar el vehículo en movimiento (Chacón, E. 1998). Generalmente la resistencia al rodamiento se expresa en libras de tracción o esfuerzo de tracción que se necesita para vencer esa resistencia o en porcentaje de peso bruto del vehículo. En la tabla N° 5.3 se muestran los valores de la resistencia al rodamiento para diferentes tipos de superficie de acarreo, correspondiendo a esta mina un valor de 2%.

<b>Tipos de superficie de transporte</b>		<b>Lb/Ton</b>	<b>Kg/Ton</b>	<b>% peso bruto</b>
Concreto de asfalto.		30	15	1,5
Camino estabilizado, pavimentado, duro y liso que no cede bajo el peso y conservado.		40	20	2
Camino firme y liso, de tierra o con recubrimiento ligero, que cede un poco bajo la carga, reparado con bastante regularidad y regado.		65	35	3
Nieve	Compactada	50	25	2,5
	Suelta	90	45	4,5
Camino de tierra, con baches y surcos, que cede bajo la carga, se repara muy poco o nada y no se riega.		100	50	5
Camino de tierra con baches y surcos blandos sin estabilizar y que no se repara.		150	75	8
Arena o grava suelta.		200	100	10

**Tabla N° 5.3. Resistencia al rodamiento para diferentes materiales.**

**Fuente: Universidad Central de Venezuela, Facultad de Ingeniería, Departamento de Minas, cátedra de Operaciones Mineras.**

La resistencia a la pendiente es igual al porcentaje de pendiente o inclinación, es decir, la relación entre la diferencia de nivel y la distancia horizontal. Las pendientes cuesta arriba se denominan adversas y las pendientes cuesta abajo se llaman favorables, denotando su valor con un signo positivo y negativo respectivamente.

Para determinar la velocidad del camión vacío a través de la tabla Tracción – Velocidad – Pendiente, se procede a buscar el valor del peso vacío (A) y se hace coincidir con la recta de resistencia total. Luego este punto de intersección se proyecta hacia las curvas de impulsión y de allí hacia el eje de las abscisas encontrando finalmente la velocidad de retorno (vacío). La velocidad del camión cargado se determina de la misma manera.

Una vez que se establecen las velocidades y las distancias de acarreo se procede al cálculo del tiempo de viaje de los camiones roqueros, empleando la siguiente expresión:

$$T_v = (d/V) \times 60$$

donde:

$T_v$ : tiempo de viaje (min)

$d$ : distancia de los frentes de explotación a la planta de trituración (Km)

$V$ : velocidad (Km/h)

### **5.3 Estudio de tiempos con cronómetro**

#### **5.3.1 Número de observaciones**

Al realizar un estudio de tiempos y de movimientos con un cronómetro en campo, se deben considerar ciertos elementos que influyen en la toma de muestras y en el número de observaciones. Muchas compañías tienen establecido, bien sea por política de la compañía o por contrato laboral, el número de ciclos por estudiar o bien tienen especificado un mínimo de tiempo transcurrido para el estudio. Existen también métodos matemáticos para definir el número de observaciones que se deben hacer para determinar el tiempo con un nivel de confiabilidad deseado.

Asimismo, se han creado nomogramas y ecuaciones para ayudar en la determinación del número de observaciones por efectuar que se encuentran en libros relacionados con estudio de tiempos. Sin embargo, las reglas estadísticas no pueden tomar en cuenta todos los factores que afectan el estudio. El factor más importante es el grado de variabilidad e los valores de tiempo entre las lecturas de los diferentes ciclos.

Maynard (1996), en su Manual del Ingeniero industrial señala que la mejor guía práctica para el número de observaciones necesarias se obtiene al graficar los tiempos de los elementos. Después de 10 ciclos, se pueden agrupar un número razonable de valores de tiempo para un elemento. Los valores del tiempo deben seguir una distribución normal, con uno o dos en el extremo inferior y uno o dos en la parte final, con cinco o siete agrupados en medio. Si los histogramas para los

elementos siguen una distribución normal, es razonable suponer que el número de observaciones es adecuado.

Sin embargo, si el tiempo observado tiene una distribución plana, con una o tres observaciones en la parte baja y una a tres en la parte alta del tiempo y el balance de los estudios distribuidos entre ellos es irregular, entonces, esto indica que el operario está siguiendo un número de métodos diferentes o está tratando de confundir al analista en forma deliberada: Bajo estas circunstancias, se recomienda realizar el estudio de tiempo con otro operador.

### 5.3.2 Métodos de cronometraje

Hay dos formas diferentes de operar un cronómetro durante un estudio de tiempos:

- Tiempo acumulativo o continuo (también cronometraje dividido).
- Cronometraje de vuelta a cero.

En el tiempo acumulativo, el reloj acumula el tiempo. Cada lectura muestra el tiempo total transcurrido desde el inicio del primer evento. El cronómetro se pone en marcha desde el inicio del primer elemento y no se detiene hasta que el estudio se completa. Se lee el tiempo al final de cada elemento, sin devolverlo, y el valor de tiempo se registra en la hoja de estudio, por lo cual en esta hoja solo quedan las

lecturas del cronómetro sucesivamente mayores. Después que se han completado las observaciones, los tiempos de los elementos individuales se calculan por medio de una serie de restas.

En el cronometraje de vuelta a cero, el reloj se inicia al comienzo del primer elemento del primer ciclo. Al final de cada elemento, el reloj muestra el tiempo para cada elemento y se regresa a cero. Este procedimiento se sigue para cada elemento a través del estudio. Es un buen hábito en estudios de vuelta cero, registrar la hora de inicio y de finalización del estudio.

#### **5.4 Productividad en minería**

Toda utilización de recursos productivos da por resultado alguna producción, pero surgen ciertas interrogantes en cuanto a si el proceso fue óptimo, si se lograron los mayores beneficios o si hubo desperdicio de herramientas, materiales y energía. Las respuestas a estas preguntas depende la productividad.

La productividad no es otra cosa que obtener una mayor y mejor producción utilizando los mismos factores productivos, siendo también conocida como eficiencia o rendimiento. Se determina mediante la fórmula:

$$E = (P_r / P_t) \times 100\%$$

donde:

E: productividad.

$P_r$ : producción real.

$P_t$ : producción teórica.

Los resultados que arroje el cálculo de la productividad serán decisivos en la toma de decisiones que conlleven a la optimización del proceso productivo en una mina, o cualquier otra empresa.

## **5.5 Costos de Operación en la industria minera**

### 5.5.1 Generalidades

Los costos de operación son aquellos que se generan en forma continua durante el funcionamiento de una operación, su estimación para ser más exacta se lleva a cabo luego de haber definido las especificaciones del proyecto con diagramas de flujo, esquemas de producción, listas de equipos, entre otros. Los costos de operación se clasifican en costos fijos y costos variables.

### 5.5.2 Costos Fijos

De acuerdo con López Jimeno (1994), los costos fijos son aquellos cuya magnitud no depende del volumen total de producción ni del nivel de utilización de un determinado proceso o servicio. Este tipo de costos puede variar con el nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida.

### 5.5.3 Costos Variables

Los costos variables son aquellos que se modifican, no necesariamente en forma proporcional, con el volumen de producción o con el nivel de utilización de un determinado proceso o servicio.

### 5.5.4 Costos Unitarios de Operación

Los costos unitarios son aquellos que resultan de dividir los costos de operación por el número de unidades producidas. Puede hablarse también de costos unitarios variables, que provienen de dividir los costos variables por el número de unidades producidas y finalmente se pueden calcular los costos fijos por unidad producida al dividir los costos fijos por el volumen de producción.

## **5.6 Precios de comercialización de la bauxita**

Los precios de comercialización de la bauxita en el ámbito mundial generalmente son CIF (cost, insurance, freight) y FOB (free on board). Según Nilsson (1995) el precio CIF incluye los costos por el transporte y manejo del producto (una vez transformado en producto comercial) hasta llegar al comprador, mientras que el precio FOB no incluye los costos antes mencionados y el transporte es realizado por el cliente o comprador. El precio FOB puede ser tanto en el área de embarque como en la mina.

El mismo autor señala que si se excluye el costo por preparación del mineral, ya sea física, química o ambas, del precio FOB mina, se obtiene el precio denominado boca – mina (mine mouth).

## **5.7 Ingresos**

Los ingresos se refieren al capital proveniente de la venta de un determinado producto. En minería los ingresos provienen de la venta directa del mineral o del producto elaborado a partir de éste. Es conveniente mencionar que CVG BAUXILUM obtiene sus ingresos por concepto de la venta de alúmina y no de bauxita, por lo tanto toda la producción del mineral está destinada al consumo requerido por la Operadora de Alúmina. Para efectos de este Trabajo Especial de Grado en cuanto a la realización del Flujo de Caja y de la curva del Punto de Equilibrio se considerará como ingresos el dinero proveniente de la venta del mineral a precio de boca – mina.

## **5.7 Flujo de caja**

El flujo de caja es un esquema en donde se muestran las ganancias o pérdidas de una empresa en un período determinado. El flujo de caja se determina restando el Impuesto Sobre la Renta (ISLR) de las utilidades deducidas, las cuales son el resultado de la diferencia entre los ingresos y los costos, y finalmente se le suma el costo por depreciación. La depreciación es la diferencia que existe entre el valor del costo inicial del activo y el valor que tiene al final de un período económico, que se obtiene cargándole la parte estimada que se ha consumido o deteriorado



durante el mismo (Hernández, J. 1992). Para determinar la cuantía de la depreciación se emplean muchos y variados métodos de cálculo, siendo el método directo o de la línea recta el más utilizado, el cual se obtiene distribuyendo entre la vida útil estimada del activo, la diferencia obtenida entre el costo inicial del activo y su valor residual:

$$D = (B_o - V_s) / n$$

donde:

D = depreciación.

B<sub>o</sub>: costo inicial del activo.

V<sub>s</sub>: valor residual o de salvamento.

n: período de vida útil del activo.

La tasa aplicable al Impuesto Sobre la Renta es de 34% y se establece de acuerdo a la reforma parcial de este impuesto en vigencia desde el año 1994, donde se modificó la base tributaria y la tasa aplicable a las actividades mineras, según el Decreto de Ley N° 188 del 25 de mayo de 1994, publicado en Gaceta Oficial extraordinaria N° 4.727 del 27 de mayo de 1994.

La depreciación se suma para obtener el flujo de caja, porque no representa un desembolso económico, sino la pérdida de valor de un activo por su uso o desgaste.

Cuando se realiza un flujo de caja con datos históricos se puede realizar un diagnóstico de las operaciones para ese período e incluso, detectar las posibles causas que afectaron el proceso buscando soluciones que permitan optimizar el proceso productivo.

### **5.8 Punto de Equilibrio (break – even point)**

En la literatura administrativa la definición del término Punto de Equilibrio se usa para describir el porcentaje de la capacidad de operación de una planta manufacturera, donde los ingresos cubren justamente los gastos (Grant et al, 1984).

En si, el Punto de Equilibrio representa el nivel mínimo de unidades producidas en función de la capacidad instalada, requeridas para que una empresa, sea cual sea su clasificación, iguale sus ingresos y sus costos. Por encima de este nivel de producción la empresa comenzará a experimentar ganancias y por debajo tendrá pérdidas.

Para determinar el punto de equilibrio se debe graficar en dos dimensiones, los costos incurridos durante un período de tiempo y los ingresos provenientes de las ventas en dicho período. En el eje de las abscisas se coloca la producción en porcentaje de la capacidad instalada de la empresa y en el eje de las ordenadas las unidades monetarias. El punto donde se interceptan las dos curvas será el punto de equilibrio.

## **5.9 Sistema de Costos Estándares**

### **5.9.1 Generalidades**

El costo estándar es un pronóstico de lo que han de ser los costos de producir y vender, en las condiciones actuales que servirán de patrón de comparación, no solo de los costos reales, sino también de la eficiencia media de la organización en general.

El sistema de costos estándares es el más avanzado de todos los sistemas de costos predeterminados que nos permite conocer por separado en el proceso productivo los siguientes elementos:

- Cantidades de materias primas.
- Precios de tales materiales.
- Tiempo de mano de obra directa requerida.
- Precios de ese esfuerzo humano.
- Los gastos indirectos de fabricación aplicados.

Todos estos elementos serán necesarios para la elaboración de un cierto producto, con la mejor utilización de los recursos disponibles y a un ritmo apropiado de producción, a la capacidad instalada de la planta.

Una vez cuantificados los insumos requeridos por cada unidad de producción, se le asigna valor monetario en función de los precios de cada uno de los elementos requeridos para elaborar cada unidad de producción, llegándose así a la que hoy se conoce como costo estándar.

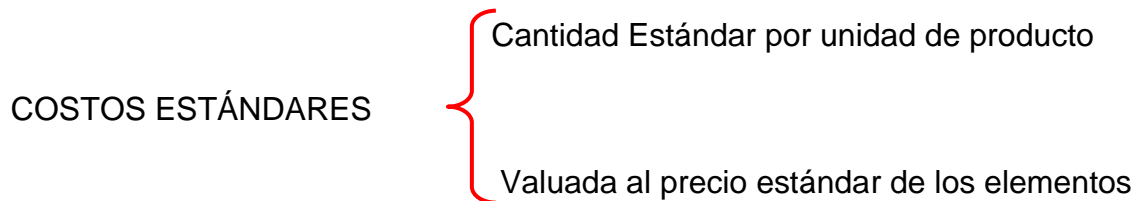
Los costos estándares aportan los medios idóneos para apreciar y medir el grado de efectividad de la gestión productiva, las desviaciones eventuales y para asignar las responsabilidades claramente. De allí su tremenda importancia en la empresa moderna.

Los costos estándares se diferencian de los costos estimados en que se obtienen por métodos científicos de análisis, como los que proporciona la Ingeniería Industrial. De allí que ofrezcan mayor confiabilidad y puedan utilizarse con fines de control, hasta el punto de que en caso de que difieran de los costos reales, se ha de suponer que estos últimos sean los equivocados y que todo se deberá a que se ha escapado el control administrativo de los costos de producción, excepto cuando hubiera ocurrido algún imprevisto de significación.

En general, el sistema de contabilidad de costos estándares se presta mucho a aquellas empresas que tienen una producción repetitiva, un tanto rutinaria y uniforme.

### 5.9.2 Estándares del costo

Los estándares del costo se refieren a las cantidades de elementos de costo requeridos para la manufactura del producto y sus precios. Cuando los costos unitarios de fabricación se determinan mediante la cantidad estándar de los elementos necesarios para la manufactura valuados a los precios estándares, se habla entonces de costos estándares, o sea:



Calculados así, los elementos del costo estándar, sirven de unidad de medida de las desviaciones y por lo tanto se convierten en un factor importantísimo de la gestión administrativa.

Desde luego que los estándares del costo deben ser revisados con una frecuencia más o menos anual. No conviene ajustar los estándares con mucha

frecuencia, debido a que en tal caso, no podrían efectuarse comparaciones valederas y establecerse las tendencias además de lo costoso que resultaría.

### 5.9.3 Determinación de los costos estándares

Los costos estándares se determinan mediante estudios de ingeniería industrial, hasta lograr una clasificación completa de todas las partidas de costos de producción y su cuantía, aplicable a cada unidad que se elabore.

En la fijación de los estándares cuantitativos suelen intervenir ingenieros industriales, expertos en tiempos y movimientos, economistas, contadores u otras personas expertas con amplios conocimientos técnicos de los procesos productivos de que se trate.

Para el establecimiento de estos estándares es preciso hacer un seguimiento a cada una de las fases del proceso productivo para analizarlas en detalle y ver si sus requerimientos y duraciones son normales, o si están afectadas por incidencias negativas o favorables, o que puedan suprimirse las primeras y aprovecharse las segundas, hasta alcanzar un máximo de productividad de la planta y de todo el esfuerzo productivo.

Este estudio habrá de proporcionar el logro de las siguientes metas:

- Estandarización del producto elaborado

- Estandarización del proceso productivo
- Estandarización de todas las operaciones

#### 5.9.4 Distintas clases de costos estándares

El establecimiento de costos estándares ha de basarse en la manufactura de un determinado volumen de producción considerado normal para la empresa, de acuerdo a sus recursos, instalaciones y disponibilidades. Este volumen suele determinarse en atención a un 80%, más o menos, de la capacidad instalada y del uso racional y económico de todos sus recursos y haciendo previsiones en cuanto a las pérdidas por tiempo ocioso, ausencia de pedidos, accidentes, reparaciones y demoras imprevisibles.

Como es de suponerse, el logro de este volumen de producción normal, no siempre resultará fácil, por lo que la mayoría de las empresas suelen efectuar sus predicciones para varios volúmenes de manufactura, siempre dentro de los límites de sus factibles ventas, logrando así obtener lo que se conoce como Presupuesto Flexible, que indicará los costos a diferentes niveles de producción, para períodos relativamente largos.

Tanto la flexibilidad presupuestaria, como la política gerencial de la empresa conducirán a la obtención de diferentes tipos de estándares que para su estudio se podrían clasificar así:

- Normales o regulares
- Ideales o teóricos
- Reales previstos
- Fundamentales o espectros

#### *5.9.4.1 Costos estándares normales o regulares*

Se basan en el funcionamiento normal de las instalaciones y utilización correcta de todos los recursos, durante el ciclo económico. Su utilidad queda desmerecida, en aquellas empresas afectadas por marcadas influencias estacionales, si bien sirven para evaluar los efectos de las mismas. Se ajustarán cuando las predicciones cíclicas resulten incorrectas.

#### *5.9.4.2 Costos estándares ideales o teóricos*

Se fundamentan en la utilización cabal de los recursos, al máximo rendimiento de las



instalaciones y el pago de los mejores precios, hasta lograr la mayor producción posible, al menor costo, es decir, alcanzando un grado óptimo de productividad. Estos costos son muy típicos de la Ingeniería Industrial, pero muy difíciles de lograr en la realidad. Han de revisarse y ajustarse cada vez que se produzcan cambios significativos en el diseño del producto o en la tecnología manufacturera. Las imperfecciones de la actuación humana y de las mismas máquinas, dificultan también el logro de estos estándares.

#### *5.9.4.3 Costos estándares reales previstos*

Se basan en planes a corto plazo y tomando en cuenta las situaciones reinantes y todas las incidencias previsibles. De allí que sirven para evaluar la eficiencia de la producción. Tan pronto como inciden factores que escapan al control administrativo, estos estándares deberán ajustarse y actualizarse, al igual que cuando los precios varían notablemente. Son los que guardan mayor relación con el presupuesto de la empresa.

#### *5.9.4.4 Costos estándares fundamentales o espectros*

Serían los costos históricos de un año, que se toma como base o modelo, al igual que se toman los números índices estadísticos, representativos de los precios. Equivalen a los costos estándares reales, pero con la ventaja de que no ameritan revisiones frecuentes, porque las partidas siempre tendrán una representación

porcentual y solamente se compararán estadísticamente, fuera de la contabilidad. Su uso es menos corriente.

#### 5.9.5 Aplicación del sistema de Costos Estándares en Minería

La aplicación del sistema de costos estándar en minería ha venido teniendo más importancia, ya que a través de él se presenta como una radiografía la situación actual de la empresa minera, para que se puedan tomar las medidas correctivas necesarias.

Con el rápido avance del procesamiento de datos y la utilización de las computadoras, el sistema de Costos Estándares ha ganado mayor importancia y sus aplicaciones se han multiplicado, especialmente en la planificación e investigación de operaciones mineras.

## CAPÍTULO VI

### 6. PRODUCCIÓN DE LOS EQUIPOS DE ARRANQUE, CARGA Y ACARREO

Para poder realizar un diagnóstico técnico de las operaciones mineras es necesario determinar la producción de los equipos a través de mediciones en campo, realizando un estudio de tiempos y de movimientos reales durante un lapso representativo y que reúna todas las condiciones posibles, de tal forma que permita ponderar la productividad de los equipos y detectar las posibles causas que influyen y afectan el proceso productivo.

#### 6.1 Producción de los tractores de orugas

##### 6.1.1 Cálculo del tiempo de Ciclo de los tractores

El cálculo de la producción del equipo de arranque requirió previamente la determinación del tiempo de ciclo. Las mediciones fueron hechas con un cronómetro aplicando el método de cronometraje de vuelta a cero. Se consideraron los tres turnos de trabajo, diferentes operadores y distintos bloques de producción. Estos registros se realizaron para los dos tractores CAT D9R que posee la empresa.

Los datos se representaron en una minuta como la siguiente, la cual contiene datos reales:

Pase N°	Tiempo de empuje	Tiempo de retorno
1	20,27"	33,80"
2	27,93"	42,65"
3	29,55	48,24"
...	...	...

**Tabla N°6.1. Minuta modelo para la toma de tiempos de ciclo de los equipos de arranque.**  
Fuente: Elaboración propia.

La toma de estos tiempos se llevó a cabo durante todo el turno de trabajo, en donde el tiempo de empuje es considerado el momento en que el tractor coloca la hoja sobre el piso operativo para arrancar el material, transportándolo hasta formar una pila, donde es cargado por un cargador frontal. El tiempo de retorno es considerado el momento en que el tractor inicia el retroceso hasta el punto donde nuevamente se posiciona para arrancar el material completando así el tiempo de ciclo.

Por ser la bauxita un material muy blando, no se hace necesario llevar a cabo operaciones de desgarrar con el “ripper” o desgarrador del tractor, salvo algunas áreas donde el material presenta una mayor dureza debido a la presencia de hierro y por lo tanto el tiempo de esta operación no fue considerado en el tiempo de ciclo.

Las mediciones se recopilaban durante dos semanas y se procedió a determinar el promedio de los tiempos antes mencionados. Los resultados se muestran en la tabla N° 6.2.

<b>Tiempo promedio de Empuje (min)</b>	<b>Tiempo promedio de retorno (min)</b>	<b>Tiempo promedio de ciclo (min)</b>
0,57	0,34	0,91

**Tabla N°6.2. Tiempo promedio de ciclo para el tractor CAT D9R.  
Fuente: Elaboración propia.**

#### 6.1.2 Cálculo de la producción del equipo de arranque

La producción de un equipo se refiere a su capacidad ( $m^3$ , t) en función del tiempo para realizar las labores de operación. El propósito principal del cálculo de la

producción de un equipo es medir su productividad. Para calcular la producción del equipo de arranque se empleó la fórmula mostrada en el Capítulo anterior en la sección 5.2.1, requiriendo de los siguientes datos:

- Ciclos por hora.
- Capacidad de la hoja del tractor.
- Factor de material.
- Factor de corrección de tiempo efectivo.
- Densidad en banco de la bauxita seca.

Los ciclos por hora se determinaron a partir del tiempo de ciclo promedio, con un factor de corrección de tiempo efectivo de 89,5%. Este factor se refiere a la productividad en cuanto al tiempo de operación y es igual a 53,7 min. por cada hora. Este dato fue suministrado por la Sección de Planificación de la empresa.

La densidad en banco de la bauxita seca y el factor de material fueron proporcionados por la Sección de Geología de CVG BAUXILUM, Operadora de Bauxita.

La capacidad de la hoja del tractor fue obtenida del manual del fabricante, resumiéndose todos estos datos en la tabla N° 6.3.

<b>Datos</b>	<b>Valores</b>
Ciclos por hora	59,01
Densidad bauxita seca (t/m <sup>3</sup> b)	1,625
Capacidad nominal de la hoja (m <sup>3</sup> )	13,50
Factor de material	1,20
Eficiencia de operación	0,895

**Tabla N°6.3. Datos requeridos para el cálculo de la producción del tractor CAT D9R.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

Se obtuvo entonces la producción del tractor mostrándose en la tabla N°6.4.

<b>Equipo</b>	<b>Marca</b>	<b>Modelo</b>	<b>Producción (t/h)</b>
Tractor de Orugas	CATERPILLAR	D9R	1553,44

**Tabla N°6.4. Producción del tractor CAT D9R.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

### 6.1.3 Productividad del tractor CAT D9R

Para calcular la productividad de este equipo se procedió a determinar la producción teórica en función de la distancia de empuje. La distancia promedio de empuje se determinó en campo y fue de 30 metros. Según la gráfica de producción con hoja empujadora mostrada en el Capítulo V, corresponde a una producción teórica de 980 m<sup>3</sup>/h.

Tomando el valor calculado en la sección 6.1.2 que es igual a 1553,44 t/h y dividiéndolo entre la densidad en banco de la bauxita da un resultado igual a 955,96 m<sup>3</sup>/h, siendo este valor la producción real del tractor. Con estos datos introducidos en la fórmula de productividad se obtuvo un valor del 97%. Esto quiere decir que por cada 100 m<sup>3</sup> que se arrancan en una hora, se desperdician 3 m<sup>3</sup> ( 4,87 toneladas de bauxita).

## 6.2 Producción de las Palas Hidráulicas

### 6.2.1 Cálculo del tiempo de Ciclo de la pala hidráulica

Las mediciones fueron hechas con un cronometraje continuo, iniciándose en el momento en que la pala carga el balde, gira con la carga, descarga el balde y retorna completando así el tiempo de ciclo. Los datos obtenidos fueron registrados en una minuta como la que se presenta a continuación:

<b>Ciclo N°</b> <b>Camión N°</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>4</b>	<b>5</b>
1	24,99"	50,96"	1'14,59"	...	...
2	24,64"	49,05"	1'17,24"	...	...
3	25,21"	55,71"	1'27,13"	...	...
...	...	...	...	...	...

**Tabla N°6.5. Minuta modelo para la toma de tiempos de ciclo de la pala CAT 5130.**  
Fuente: Elaboración propia.

El registro se llevó a cabo en los tres turnos de trabajo, con diferentes operadores y en un solo frente de producción por un período de dos semanas. Aunque la mina cuenta con dos palas hidráulicas, solamente se tomó el tiempo de

una de ellas, debido a que durante la realización de este estudio una de éstas se encontraba en reparación. Para determinar el tiempo de ciclo por pase se restaron los tiempos cronometrados continuamente, construyendo una minuta como la mostrada en la tabla N° 6.6.

<b>Ciclo N°</b> <b>Camión N°</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>...</b>
1	24,99"	25,97"	23,63"	...
2	24,64"	24,41"	28,19"	...
3	25,21"	30,50"	31,42"	...
...	...	...	...	...

**Tabla N°6.6. Tiempo de ciclo por pase de la pala hidráulica CAT 5130.**  
Fuente: Elaboración propia.

Estos tiempos se promediaron y se obtuvo el tiempo de ciclo promedio por pase de la pala hidráulica. En la tabla N° 6.7 se aprecia el resultado.

<b>Equipo</b>	<b>Modelo</b>	<b>Tiempo de ciclo promedio(min)</b>
Pala hidráulica	CAT 5130	0,44

**Tabla N° 6.7. Tiempo de ciclo promedio de la pala hidráulica CAT 5130.**  
Fuente: Elaboración propia.

### 6.2.2 Cálculo de la producción de la Pala Hidráulica

Para el cálculo de la producción de la pala CAT 5130 se requirieron los siguientes datos:

- Ciclos por hora.



- Densidad en banco de la bauxita seca.
- Capacidad nominal del balde colmado.
- Factor de llenado.
- Factor de corrección de tiempo efectivo.

Los ciclos por hora, se calcularon a partir de la ecuación mostrada en el Capítulo V, dando como resultado 122,04 ciclos por hora. Igualmente la densidad en banco de la bauxita seca, el factor de esponjamiento y el factor de corrección de tiempo efectivo se exponen en la tabla N° 6.3. El factor de eficiencia de llenado corresponde a un valor de 0,90 para bauxita.

<b>Datos</b>	<b>Valores</b>
Ciclos por hora	122,04
Densidad bauxita seca (t/m <sup>3</sup> b)	1,625
Capacidad del balde colmado (m <sup>3</sup> )	10,50
Factor de esponjamiento	1,20
Factor de llenado	0,90
Factor de corrección tiempo efectivo	0,895

**Tabla N° 6.8. Datos requeridos para el cálculo de la producción de la pala CAT 5130.  
Fuente: Elaboración propia.**

Los resultados se presentan en la tabla N° 6.9.

<b>Equipo</b>	<b>Marca</b>	<b>Modelo</b>	<b>Producción (t/h)</b>
Pala hidráulica	CATERPILLAR	5130	1874,16

**Tabla N°6.9. Producción de la pala hidráulica CAT 5130.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

### 6.2.3. Productividad de la pala hidráulica CAT 5130

Para calcular la productividad de este equipo se determinó primeramente su producción teórica. Para ello se tomó un tiempo de ciclo de 0,45 min, el cual es estimado por el fabricante y una eficiencia de operación del 100%. Conocido este valor se procedió a determinar la productividad dividiendo la producción real entre la teórica. Los resultados se muestran a continuación:

Producción real: 1874,16 t/h.

Producción teórica: 2047,50 t/h.

Productividad: 91%

## 6.3 Producción del cargador frontal

### 6.3.1 Cálculo del tiempo de ciclo del cargador frontal

La determinación del tiempo de ciclo de este equipo fue hecha tomando en consideración los tres turnos de producción, los tres grupos de trabajo, diferentes operadores y frentes de explotación, en un lapso de dos semanas. Las mediciones fueron realizadas para los dos equipos con que cuenta la mina. Para ello se siguió el mismo procedimiento descrito en la sección 6.2.1. El tiempo de ciclo del cargador

frontal consiste en la carga del material, desplazamiento o maniobra – descarga, descarga y maniobra - carga, completando así el tiempo de ciclo. El registro también fue hecho con un cronometraje continuo y se representó en una minuta como la siguiente:

<b>Ciclo N°</b> <b>Camión N°</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>...</b>
1	43,14"	1'33,43"	2'29,96"	...
2	40,99"	1'29,36"	2'15,93"	...
3	44,27"	1'39,99"	2'33,86"	...
...	...	...	...	...

**Tabla N° 6.10. Minuta modelo para la toma de tiempos de ciclo del cargador frontal CAT 992C.  
Fuente: Elaboración propia.**

El tiempo de ciclo se calculó promediando todos los registros efectuados, obteniendo un tiempo de ciclo igual a 0,73 minutos. Con este valor se pudo determinar los ciclos por hora dando un resultado igual a 69,91ciclos por hora.

### 6.3.2 Cálculo de la producción del cargador frontal

Este cálculo se realizó utilizando el mismo procedimiento de la sección 6.2.2, con la única excepción de que la capacidad del balde de estos equipos es igual a 10,7 m<sup>3</sup> colmados. La producción obtenida para estos equipos fue de 1151,15 t/h.

### 6.3.3 Productividad del cargador frontal

Se determinó la productividad de este equipo aplicando el mismo procedimiento de la sección 6.2.3. El tiempo de ciclo teórico fue calculado siguiendo la metodología propuesta por el fabricante, que consiste en la adición y sustracción de una serie de parámetros tal como se indica en la tabla 6.11

<b>Parámetros</b>	<b>Tiempos (min)</b>
Ciclo básico	0,60
Material	0,03
Apilamiento	0,00
Operación constante	-0,04
Camiones independientes	0,04
<b>Total tiempo de ciclo estimado</b>	<b>0,63 min</b>

**Tabla N° 6.11. Parámetros para el cálculo del tiempo de ciclo del cargador frontal CAT 992C.**  
**Fuente: Caterpillar Performance Handbook 23<sup>rd</sup> edition (1992).**

Con este tiempo de ciclo teórico y una eficiencia del 100% se obtuvieron los siguientes resultados:

Producción real: 1151,15 t/h.

Producción teórica: 1490,35 t/h.

Productividad: 77%.

### 6.4. Producción de los equipos de acarreo

En la mina de bauxita de CVG BAUXILUM el acarreo del mineral se lleva a cabo en camiones roqueros de 45 t y 90 t, contando con dos marcas de fabricantes y tres modelos: CATERPILLAR 777C de 90 t, DRESSER y CATERPILLAR de 45 t.

#### 6.4.1 Cálculo del tiempo de ciclo de los equipos de acarreo

El tiempo de ciclo de los camiones roqueros se obtuvo registrando con un cronómetro los siguientes tiempos, aplicando el método de cronometraje de vuelta a cero :

- Tiempo de demora
- Tiempo de maniobra – carga.
- Tiempo de carga.
- Tiempo de acarreo.
- Tiempo de maniobra – descarga.
- Tiempo de descarga.
- Tiempo de retorno.

Las definiciones de cada uno de estos tiempos ya fueron explicadas en el capítulo anterior.

La suma de todos estos tiempos da como resultado el tiempo de ciclo del camión. Estas mediciones fueron realizadas en los tres turnos de trabajo, con diferentes operadores, condiciones climáticas variables durante 6 semanas (2 semanas para cada modelo de camión). Se consideró para el cálculo estadístico un promedio de 20 viajes por turno para los camiones de 45 t y 15 viajes por turno para los camiones de 90 t, promediando los tiempos antes mencionados. Esta consideración fue producto de la observación de los reportes de acarreo proporcionados por la Superintendencia de Extracción y Acarreo de CVG BAUXILUM, Operadora de Bauxita.

El registro se llevó a cabo en una minuta como la que se muestra en la tabla N° 6.12 que posee datos reales de campo del camión roquero DRESSER 210M.

<b>Viaje N°</b>	<b>1</b>	<b>2</b>	<b>3</b>	<b>...</b>
Demora	...	1'36,97"	...	...
Maniobra	38,79"	32,94"	27,10"	...
Carga	1'0,78"	52,12"	1'19,06"	...
Acarreo	9'08"	9'03"	9'06"	...
Demora	...	...	...	...
Maniobra	27,22"	42,56"	30,38"	...
Descarga	21,54"	21,93"	43,38"	...
Retorno	7'10,5"	8'22,44"	7'20,6"	...

**Tabla N° 6.12. Tiempos registrados para el camión roquero DRESSER 210M en el 1<sup>er</sup> turno, bloque 3, sector 7 (B3S7).  
Fuente: Elaboración propia.**

Los resultados se muestran en las siguientes tablas:

<b>Tiempos promedios (min)</b>	<b>CAT 777C</b>	<b>CAT 773B</b>	<b>DRESSER210M</b>
Demora	1,86	1,86	1,86
Maniobra – carga	0,58	0,55	1,09
Maniobra – descarga	0,60	0,54	0,55
Descarga	1,61	1,46	1,09

**Tabla N° 6.13. Tiempos parciales de ciclo de los equipos de acarreo.**  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Tiempos promedios (min)</b>	<b>B3S7*</b>	<b>B3S2**</b>	<b>B1S3***</b>
Acarreo	6,23	5,81	6,79
Retorno	5,86	5,51	4,68
Tiempo total de viaje	12,09	11,32	11,47

**Tabla N° 6.14. Tiempo promedio de viaje del camión roquero CAT 777C para los tres bloques de producción.**  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Tiempos promedios (min)</b>	<b>B3S7</b>	<b>B3S2</b>	<b>B1S3</b>
Acarreo	6,75	6,51	6,04
Retorno	5,95	5,72	4,37
Tiempo total de viaje	12,70	12,23	10,41

**Tabla N° 6.15. Tiempo promedio de viaje del camión roquero CAT 773B para los tres bloques de producción.**  
Fuente: Elaboración propia.

- \* bloque 3, sector 7
- \*\* bloque 3, sector 2
- \*\*\* bloque 1, sector 3

<b>Tiempos promedios (min)</b>	<b>B3S7</b>	<b>B3S2</b>	<b>B1S3</b>
Acarreo	7,36	6,11	7,15
Retorno	6,43	5,49	4,96
Tiempo total de viaje	13,79	11,60	12,11

**Tabla N° 6.16. Tiempo promedio de viaje del camión roquero DRESSER 210M para los tres bloques de producción.**

**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Equipo de carga</b>	<b>Cargador frontal CAT</b>	<b>Pala hidráulica frontal</b>
<b>Equipo de acarreo</b>	<b>992C</b>	<b>CAT 5130</b>
CAT 777C	3,65	2,20
CAT 773B	2,19	1,32
DRESSER 210M	2,19	1,32

**Tabla N° 6.17. Tiempo promedio de carga (min) para los equipos de acarreo.**

**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Bloque – sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>Tiempo promedio de ciclo (min)</b>
B3S2	Cargador frontal	19,62
B3S7	Pala frontal	18,94
B3S7	Cargador frontal	20,39
B1S3	Pala frontal	18,32
B1S3	Cargador frontal	19,77

**Tabla N° 6.18. Tiempos de ciclo promedio para el camión roquero CAT 777C.**

**Fuente: Elaboración propia.**



<b>Bloque – sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>Tiempo promedio de ciclo (min)</b>
B3S2	Cargador frontal	18,83
B3S7	Pala frontal	18,43
B3S7	Cargador frontal	19,30
B1S3	Pala frontal	16,14
B1S3	Cargador frontal	17,01

**Tabla N° 6.19. Tiempos de ciclo promedio para el camión roquero CAT 773B.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Bloque – sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>Tiempo promedio de ciclo (min)</b>
B3S2	Cargador frontal	18,38
B3S7	Pala frontal	19,70
B3S7	Cargador frontal	20,57
B1S3	Pala frontal	18,02
B1S3	Cargador frontal	18,89

**Tabla N° 6.20. Tiempos de ciclo promedio para el camión roquero DRESSER 210M.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

#### 6.4.2 Cálculo de la producción de los equipos de acarreo

La producción de los equipos de acarreo se determinó siguiendo el mismo procedimiento empleado en la sección 6.2.2. El factor de esponjamiento y la densidad en banco de la bauxita son datos mostrados en la tabla N° 6.3. La capacidad nominal de la tolva fue tomada de los catálogos y manuales de los fabricantes y se presentan en la tabla N° 6.21.

<b>Equipo</b>	<b>Capacidad colmada (m<sup>3</sup>)</b>
CAT 777C	51,3
CAT 773B	34,1
DRESSER 210M	33,6

**Tabla N° 6.21. Capacidades de los equipos de acarreo.**  
Fuente: Elaboración propia.

Los resultados obtenidos se muestran en las siguientes tablas:

<b>Bloque - sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>T. de ciclo (min)</b>	<b>Ciclos por hora</b>	<b>Producción (t/h)</b>
B3S2	Cargador frontal	19,62	2,73	205,34
B3S7	Pala frontal	18,94	2,83	212,72
B3S7	Cargador frontal	20,39	2,63	197,59
B1S3	Pala frontal	18,32	2,93	219,91
B1S3	Cargador frontal	19,77	2,71	203,78

**Tabla N° 6.22. Producción del camión roquero CAT 777C.**  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Bloque - sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>T. de ciclo (min)</b>	<b>Ciclos por hora</b>	<b>Producción (t/h)</b>
B3S2	Cargador frontal	18,83	2,85	142,22
B3S7	Pala frontal	18,43	2,91	145,31
B3S7	Cargador frontal	19,30	2,78	138,76
B1S3	Pala frontal	16,14	3,32	165,93
B1S3	Cargador frontal	17,01	3,15	157,44

**Tabla N° 6.23. Producción del camión roquero CAT 773B.**  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Bloque - sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>T. de ciclo (min)</b>	<b>Ciclos por hora</b>	<b>Producción (t/h)</b>
B3S2	Cargador frontal	18,38	2,92	143,57
B3S7	Pala frontal	19,70	2,72	133,95
B3S7	Cargador frontal	20,57	2,61	128,28
B1S3	Pala frontal	18,02	2,98	146,44
B1S3	Cargador frontal	18,89	2,84	139,69

**Tabla N° 6.24. Producción del camión roquero DRESSER 210M.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

Como puede observarse en estas tablas la mayor producción de los equipos de acarreo se encuentra en el bloque 1, sector 3, debido a que este frente explotación se encuentra más cercano a la planta de trituración (Tabla N° 6.25), disminuyendo los tiempos de viaje de los equipos.

#### 6.4.3 Productividad de los equipos de acarreo

El cálculo de la productividad de los equipos de acarreo se llevó a cabo determinando previamente los tiempos de ciclo teóricos. Al igual que en la determinación de los tiempos de ciclo reales, se estimaron todos los tiempos mencionados en la sección 6.4.1 (excluyendo el tiempo de demora) a partir del manual del fabricante.

La velocidad de acarreo y de retorno teórica se determinó a partir de las tablas Tracción – Velocidad – Pendiente, que se mostró en el Capítulo V.

Los valores de las pendientes de los distintos tramos de acarreo se aprecian en la tabla N° 6.25.

Bloque	Sector	Distancia total de acarreo(m)	Pendiente promedio (%)	Distancia subida (m)	% pendiente	Distancia bajada (m)	% pendiente	Distancia plano (m)
1	3	3238,20	5,56	1080,50	5,77	1845,70	5,43	312,00
3	2	4027,02	4,21	1807,00	4,50	1614,30	3,88	605,72
3	7	4053,02	4,01	1401,00	4,73	1924,30	3,25	727,72

**Tabla N° 6.25. Distancias de acarreo y pendientes para los frentes de producción actuales (año 2000).**

**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Sección de Planificación.**

La resistencia total para los diferentes frentes de producción se muestra en la tabla N° 6.26.

Bloque	Sector	Resistencia a la pendiente (%)	Resistencia al rodamiento (%)	Resistencia total (%)
3	7	4,01	2	6,01
3	2	4,21	2	6,21
1	3	5,56	2	7,56

**Tabla N° 6.26. Resistencia total para los diferentes frentes de producción.**

**Fuente: Elaboración propia.**

Los tiempos teóricos utilizados para determinar la productividad se exponen a continuación:

Tiempo teórico de maniobra – carga: 0,8 min

Tiempo teórico de maniobra – descarga: 1,2 min

<b>Tiempo de carga (min)</b>	<b>CAT 5130</b>	<b>CAT 992C</b>
777C	2,25	3,15
773B	1,35	1,89

**Tabla N° 6.27. Tiempos de carga teóricos de los camiones CAT 777C y CAT 773B.**  
**Fuente: Caterpillar Performance Handbook 27<sup>th</sup>, 23<sup>rd</sup> edition.**

<b>Tiempo (min)</b>	<b>B3S7</b>	<b>B3S2</b>	<b>B1S3</b>
Acarreo	11,05	11,02	9,04
Retorno	5,40	5,38	4,38
Tiempo total	16,45	16,40	13,42

**Tabla N° 6.28. Tiempos teóricos de viaje para el camión CAT 777C.**  
**Fuente: elaboración propia.**

<b>Tiempo (min)</b>	<b>B3S7</b>	<b>B3S2</b>	<b>B1S3</b>
Acarreo	6,40	9,69	7,91
Retorno	9,72	6,36	5,11
Tiempo total	16,12	16,05	13,02

**Tabla N° 6.29. Tiempos teóricos de viaje para el camión CAT 773B.**  
**Fuente: elaboración propia.**

En las tablas N° 6.30 y 6.31 se exponen los tiempos de ciclo teórico para los camiones roqueros CAT 777C y CAT 773B.

<b>Bloque – sector</b>	<b>Equipo de Carga</b>	<b>Tiempo de ciclo</b>
B3S2	Cargador frontal	21,55
B3S7	Pala hidráulica	20,70
B3S7	Cargador frontal	21,60
B1S3	Pala hidráulica	17,67
B1S3	Cargador frontal	18,57

**Tabla N° 6.30. Tiempo de ciclo teórico para el camión CAT 777C.**  
**Fuente: elaboración propia.**

<b>Bloque – sector</b>	<b>Equipo de Carga</b>	<b>Tiempo de ciclo</b>
B3S2	Cargador frontal	19,94
B3S7	Pala hidráulica	19,47
B3S7	Cargador frontal	20,01
B1S3	Pala hidráulica	16,37
B1S3	Cargador frontal	16,91

**Tabla N° 6.31. Tiempo de ciclo teórico para el camión CAT 773B.**  
**Fuente: elaboración propia.**

Con estos tiempos de ciclo teóricos se calculó la producción teórica de estos camiones y posteriormente su productividad. Estos resultados se pueden observar a continuación:

<b>Bloque - sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>Producción real (t/h)</b>	<b>Producción teórica (t/h)</b>	<b>Productividad (%)</b>
B3S2	Cargador frontal	205,34	232,09	88
B3S7	Pala hidráulica	212,72	241,63	88
B3S7	Cargador frontal	197,59	231,56	85
B1S3	Pala hidráulica	219,91	283,06	77
B1S3	Cargador frontal	203,78	269,34	75
Productividad promedio				82

**Tabla N° 6.32. Productividad del camión roquero CAT 777C.**  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Bloque - sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>Producción real (t/h)</b>	<b>Producción teórica (t/h)</b>	<b>Productividad (%)</b>
B3S2	Cargador frontal	142,22	166,73	85
B3S7	Pala hidráulica	145,31	170,76	85
B3S7	Cargador frontal	138,76	166,15	83
B1S3	Pala hidráulica	165,93	203,10	82
B1S3	Cargador frontal	157,44	196,61	80
Productividad promedio				83

**Tabla N° 6.33. Productividad del camión roquero CAT 773B.**  
Fuente: Elaboración propia.

Como puede observarse, la productividad de los equipos de acarreo es más baja en el bloque 1 sector 3 y esto es debido a que las pendientes son más fuertes en este bloque aumentando la resistencia total, sin embargo, es en ese frente donde estos equipos presentan la mayor producción.

La productividad de los equipos de acarreo DRESSER 210M no pudo ser calculada debido a que no se cuenta con los catálogos que contengan esta información. Sin embargo, se puede inferir siguiendo las recomendaciones de la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado de CVG BAUXILUM un tiempo de ciclo teórico igual al de los camiones CAT 773B, presentando las siguientes productividades:

<b>Bloque - sector</b>	<b>Equipo de carga</b>	<b>Producción real (t/h)</b>	<b>Producción teórica (t/h)</b>	<b>Productividad (%)</b>
B3S2	Cargador frontal	143,57	164,29	87
B3S7	Pala hidráulica	133,95	168,25	80
B3S7	Cargador frontal	128,28	163,72	78
B1S3	Pala hidráulica	146,44	200,12	73
B1S3	Cargador frontal	139,69	193,73	72
			Productividad promedio	78

**Tabla N° 6.34. Productividad del camión roquero DRESSER 210M.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

Como puede observarse la productividad de los camiones DRESSER 210M es menor que la de los equipos CATERPILLAR, lo que influye de manera directa en la producción de los equipos de acarreo en la mina en forma general.



## **CAPÍTULO VII**

### **7. ESTIMACIÓN DE COSTOS DE OPERACIÓN EN EL ÁREA DE MINA**

#### **7.1 Costos de Operación para las actividades de arranque, carga y acarreo**

##### **7.1.1 Costos fijos**

La estimación de los Costos Fijos para las actividades de arranque, carga y acarreo, se llevó acabo considerando los siguientes rubros:

- **Depreciación:** como se mencionó en el Capítulo V, la depreciación es la diferencia que existe entre el valor del costo inicial del activo y el valor que tiene al final de un período económico, que se obtiene cargándole la parte estimada que se ha consumido o deteriorado durante el mismo. Para determinar la cuantía de la depreciación, la empresa emplea el método de directa o de la línea recta, considerando el valor de salvamento o residual como nulo. Estos datos fueron suministrados por la Coordinación de Administración de la Operadora de Bauxita pudiéndose apreciar en la tabla N° 7.1
- **Seguros:** para establecer este costo se trabajó con la póliza denominada “Póliza Equipo Contratista” la cual cubre al equipo contra todo riesgo. Para el cálculo se tomó el monto asegurado de cada equipo y se multiplicó por la tasa de dicha póliza, obteniendo la prima anual a cancelar por concepto de seguro. Estos datos fueron suministrados por la empresa aseguradora y la Coordinación de Seguros de la Operadora de Bauxita y se muestran en la tabla N° 7.2.

### 7.1.2. Costos variables

Los costos variables son aquellos que dependen del volumen de producción o del nivel de utilización de un determinado proceso o servicio. Los rubros considerados son los siguientes:

- Combustible: se determinó primeramente el consumo de combustible por hora (l/h) de cada equipo y se multiplicó por su valor (61 Bs/l) obteniendo el costo por este concepto en Bs/h. Los consumo horarios fueron suministrados por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado de CVG BAUXILUM. Estos costos pueden apreciarse en la tabla N° 7.3.
- Lubricantes: para determinar el costo por el consumo de aceites se procedió de la misma manera que para el costo por combustible tomando un precio de 377 Bs/l, siendo los datos suministrados igualmente por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado de la empresa, mostrándose en la tabla N° 7.3.
- Filtros, neumáticos repuestos, herramientas de corte: este costo fue suministrado directamente por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado, Sección de Planificación. Los costos fueron obtenidos en \$/h y se convirtieron en Bs/h al multiplicarlo por 648,25 Bs/h, cambio existente para el mes de diciembre de 1999. Estos costos se muestran en la tabla N° 7.3.
- Labor de Operación Mina: el monto en Bs/h por este concepto fue proporcionado por la Gerencia de Personal de la empresa y tiene un monto promedio de 1194 Bs/h

para los “choferes de producción” (operadores de camiones roqueros) y de 1165 Bs/h para los operadores de equipo pesado.

Para obtener estos costos variables de operación de los equipos de mina (Bs) se multiplicaron los costos horarios (Bs/h) por el tiempo de operación TO (hrs) de cada equipo correspondiente al año en estudio. Los resultados se exponen en la tabla N° 7.4.

- Labor de Mantenimiento: este rubro se refiere a la labor realizada por concepto de reparación de los equipos de arranque, carga y acarreo, siendo aportado por la Gerencia de Personal de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita y tiene un costo horario promedio de 1224 Bs/h. Para determinar este costo se procedió a multiplicar el tiempo de reparación (TR) de los equipos por su costo horario, apreciándose en las tablas N° 7.5, 7.6 y 7.7.

- Material de seguridad: este rubro comprende los costos asociados a los implementos de seguridad y dotaciones, que se le otorgan al personal que opera los equipos de mina. Para ello se elaboró una lista de dichos implementos, con sus respectivos costos anuales para cada trabajador, y se multiplicó por el número de personal obrero que ejecuta cada actividad. Los costos unitarios de cada implemento, fueron suministrados por el Almacén de la mina. Los costos por material de seguridad se muestran en las tablas 7.8 y 7.9.

Equipo	Modelo	Precio de adquisición (Bs)	Valor de salvamento (Bs)	Período de vida útil (años)	Depreciación (Bs)
Tractor de orugas	CAT D9R	290.500.000	0,00	7	39.613.636
Pala hidráulica	CAT 5130	254.842.240	0,00	20	12.742.112
Cargador frontal	CAT 992C	10.110.150	0,00	6	1.685.025
Camión roquero	CAT 773B	6.043.140	0,00	12	503.595
Camión roquero	CAT 777C	142.253.280	0,00	10	13.751.150
Camión roquero	DRESSER 210M	20.298.998	0,00	8	2.537.375

Tabla N° 7.1. Depreciación de los equipos de arranque, carga y acarreo.  
Fuente: Elaboración propia.

Equipo	Modelo	Monto asegurado (Bs)					Tasa anual (%)	Prima anual (Bs)					
Tractor de orugas	CAT D9R	333.536.222					0,359375	119.864.580					
Pala hidráulica	CAT 5130	935.491.053	35.491.053	5.491.053	0,491.053	0,3491.053	0,3591.053	0,3591.053	0,3591.053	0,3591.053	0,3591.053	0,3591.053	0,3591.053
		Combustible	Lubricantes	Filtros (Bs/h)	Cauchos (Bs/h)	Herramientas de corte (Bs/h)	Tren de rodaje (Bs/h)	Repuestos (Bs/h)	Labor de mina (Bs/h)				

3 0,359375 0,359375 0,359375 3 ,359375 33 359375 336 59375 336. 9375 336.1 375 336.19 75 336.192. 5 336.192.0 336.192.09 336.192.097 36.192.097 6.192.097 .192.097 192.097 C 92.097 Ca 2.097 Car .097 Carg 097 Carga 97 Cargad 7 Cargado Cargador Cargador Cargador argador rgador gador ador dor or r									
---	--	--	--	--	--	--	--	--	--

frontal CAT frontal CAT rontal CAT ontal CAT ntal CAT tal CAT al CAT I CAT CAT CAT AT T									
992C 567.2 92C 567.25 2C 567.259. C 567.259.7 567.259.79 567.259.797 67.259.797 7.259.797 0 .259.797 0, 259.797 0,3 59.797 0,35 9.797 0,359 .797 0,3593 797 0,3593 97 0,35937 7 0,359375 0,359375 0,359375 2 ,359375 20									

359375 203 59375 203. 9375 203.8 375 203.85 75 203.858. 5 203.858.9 203.858.99 203.858.990 03.858.990 3.858.990 .858.990 858.990 C 58.990 Ca 8.990 Ca .990 Cami 990 Cami 90 Camió 0 Camión Camión Camión Camión amión mión ión ón n  roquero CA oquero CAT quero CAT uero CAT ero CAT									
--	--	--	--	--	--	--	--	--	--

ro CAT o CAT CAT CAT AT T									
773B 310.4 73B 310.43 3B 310.437. B 310.437.4 310.437.44 10.437.441 0.437.441 0 .437.441 0, 437.441 0,3 37.441 0,35 7.441 0,359 .441 0,3593 441 0,3593 41 0,35937 1 0,359375 0,359375 0,359375 1 ,359375 11 359375 111 59375 111. 9375 111.5 375 111.56 75 111.563. 5 111.563.4									



111.563.45 111.563.455 11.563.455 1.563.455 .563.455 563.455 C 63.455 Ca 3.455 Ca .455 Cami 455 Cami 55 Camió 5 Camión Camión Camión Camión amión mión ión ón n  roquero CA oquero CAT quero CAT uero CAT ero CAT ro CAT o CAT CAT CAT AT T									
--	--	--	--	--	--	--	--	--	--

777C 483.9 77C 483.96 7C 483.962. C 483.962.2 483.962.21 483.962.219 83.962.219 3.962.219 0 .962.219 0, 962.219 0,3 62.219 0,35 2.219 0,359 .219 0,3593 219 0,3593 19 0,35937 9 0,359375 0,359375 0,359375 1 ,359375 17 359375 173 59375 173. 9375 173.9 375 173.92 75 173.923. 5 173.923.9 173.923.92 173.923.923 73.923.923 3.923.923 .923.923 923.923 C									
--	--	--	--	--	--	--	--	--	--

23.923 Ca 3.923 Ca .923 Cami 923 Cami 23 Camió 3 Camión Camión Camión Camión amión mión ión ón n  roquero DR oquero DR quero DRE uero DRES ero DRESS ro DRESSE o DRESSE DRESSER DRESSER RESSER ESSER SSER SER ER R  210M 220.7									
---	--	--	--	--	--	--	--	--	--

10M 220.72 OM 220.728 M 220.728. 220.728.06 220.728.062 20.728.062 0.728.062 0 .728.062 0, 728.062 0,3 28.062 0,35 8.062 0,359 .062 0,3593 062 0,3593 62 0,35937 2 0,359375 0,359375 0,359375 7 ,359375 79. 359375 79. 59375 79.3 9375 79.32 375 79.324. 75 79.324.1 5 79.324.14 79.324.147 79.324.147 9.324.147 .324.147 T 324.147 T 24.147 Ta 4.147 Tabl .147 Tabla									
--	--	--	--	--	--	--	--	--	--



	<p>de seguros de  e seguros de  seguros de  seguros de los  eguros de los  guros de los  uros de los  ros de los  os de los  s de los  de los  de los equipos  e los equipos  los equipos  los equipos de  os equipos de  s equipos de  equipos de  equipos de  quipos de  uipos de  ipos de  pos de  os de  s de arranque,  de arranque,  de arranque,  e arranque,  arranque,  arranque,  rranque, carga  ranque, carga  anque, carga y  nque, carga y  que, carga y  ue, carga y  e, carga y  , carga y  carga y</p>								
--	---	--	--	--	--	--	--	--	--

	<p>carga y  arga y acarreo.  rga y acarreo.  ga y acarreo.  a y acarreo.  y acarreo.  y acarreo.  acarreo.  acarreo.  carreo.  arreo.  rreo.  reo.  eo.  o.  .</p> <p>Fuente:  uente:  ente:  nte:  te:  e: Elaboración  : Elaboración  Elaboración  Elaboración  laboración  aboración  boración  oración  ración propia.  ación propia.  ción propia.  ión propia.  ón propia.  n propia.  propia.  propia.  ropia.</p>								
--	---	--	--	--	--	--	--	--	--

	opia. pia. ia. a. .											
	Equipo											
	L/h	Bs/h	L/h	Bs/h								
Tractor de orugas CAT D9R	50	3.050	0,49	184,73	369,50	--	77,79	5.899,07	7.111,30	1.165	17.857	
Pala hidráulica CAT 5130	76	4.636	2,59	976,43	777,90	--	6,48	--	9.075,50	1.165	16.637	
Cargador frontal CAT 992C	61	3.721	1,34	505,18	447,29	512,11	90,75	--	6.826,07	1.165	13.267	
Camión roquero CAT 773B	44	2.684	0,76	285,62	421,36	1.011,27	--	--	4.531,26	1.194	10.128	
Camión roquero CAT 777C	65	3.965	0,80	301,60	440,81	2.191,85	--	--	5.179,51	1.194	13.272	
Camión roquero DRESSER 210M	45	2.745	0,93	350,61	421,36	1.011,27	--	--	3.604,27	1.194	9.327	

**Tabla N° 7.3. Costos variables horarios para los equipos de arranque, carga y acarreo.**  
**Fuente: Elaboración propia.**



<b>Equipo</b>	<b>TO (hrs/año)</b>	<b>Costo variable (Bs/h)</b>	<b>Costo de arranque (Bs)</b>	<b>Costo de carga (Bs)</b>	<b>Costo de acarreo (Bs)</b>
Tractor de orugas CAT D9R (06)	3.000	17.857	53.571.000	---	---
Tractor de orugas CAT D9R (07)	3.000	17.857	53.571.000	---	---
Pala hidráulica CAT 5130 (04)	2.539	16.637	---	42.241.343	---
Pala hidráulica CAT 5130 (05)	3.050	16.637	---	50.742.850	---
Cargador frontal CAT 992C (01)	3.383	13.267	---	44.882.261	---
Cargador frontal CAT 992C (02)	1.529	13.267	---	20.285.243	---
Camión roquero CAT 773B (01)	2.350	10.128	---	---	23.800.800
Camión roquero CAT 773B (02)	3.029	10.128	---	---	30.677.712
Camión roquero CAT 773B (03)	2.245	10.128	---	---	22.737.360
Camión roquero CAT 773B (05)	3.281	10.128	---	---	33.229.968
Camión roquero CAT 773B (06)	3.435	10.128	---	---	34.789.680
Camión roquero CAT 777C (13)	3.523	13.272	---	---	46.757.256
Camión roquero CAT 777C (14)	3.737	13.272	---	---	49.597.464
Camión roquero DRESSER 210M (07)	2.589	9.327	---	---	24.147.603
Camión roquero DRESSER 210M (08)	226	9.327	---	---	2.107.902
Camión roquero DRESSER 210M (10)	2.423	9.327	---	---	22.599.321
Camión roquero DRESSER 210M (11)	2.535	9.327	---	---	23.643.945
Camión roquero DRESSER 210M (12)	1.236	9.327	---	---	11.528.172

**Tabla N°7.4. Tiempo operativo y costos variables para los equipos de arranque, carga y acarreo.**

**Fuente: Elaboración propia.**

Equipo	DM (%)	TO (hrs)	TR (hrs)	Costo (Bs)
Tractor de orugas (06)	88	3.000	409	500.727
Tractor de orugas (07)	87	3.000	448	548.690
			Total	1.49.417

**Tabla N° 7.5. Costo de labor de mantenimiento de los equipos de arranque.**  
Fuente: elaboración propia.

Equipo	DM (%)	TO (hrs)	TR (hrs)	Costo (Bs)
Pala hidráulica (04)	77	2.539	758	928.285
Pala hidráulica (05)	81	3.050	715	875.689
Cargador frontal (01)	91	3.383	335	409.529
Cargador frontal (02)	69	1.529	687	840.817
			Total	3.054.320

**Tabla N° 7.6. Costo de labor de mantenimiento de los equipos de carga.**  
Fuente: elaboración propia.

Equipo	DM (%)	TO (hrs)	TR (hrs)	Costo (Bs)
Camión R. 01	70	2.350	1.007	1.232.743
Camión R. 02	75	3.029	1.010	1.235.832
Camión R. 03	59	2.245	1.560	1.909.544
Camión R. 05	88	3.281	447	547.629
Camión R.06	88	3.435	468	573.333
Camión R. 07	71	2.589	1.057	1.294.354
Camión R. 08	16	226	1.187	1.452.276
Camión R. 10	62	2.423	1.485	1.817.719
Camión R. 11	79	2.535	674	824.806
Camión R. 12	65	1.236	666	814.619
Camión R. 13	86	3.523	574	701.978
Camión R. 14	92	3.737	325	397.747
			Total	12.802.579

**Tabla N° 7.7 Costo de labor de mantenimiento de los equipos de acarreo.**  
Fuente: elaboración propia.

<b>Implementos</b>	<b>Costo unitario (Bs)</b>	<b>Dotación anual</b>	<b>Costo total (Bs)</b>
Casco de seguridad	5.657	1	5.657
Botas de seguridad	17.450	2	34.900
Mascarilla (filtro)	10.584	1	10.584
Filtros	1.100	12	13.200
Guantes	400	8	3.200
Lentes	6.250	1	6.250
Tapones auditivos	2.550	1	2.550
Impermeables	4.500	1	4.500
Pantalones	6.900	6	41.400
Camisas	7.600	6	7.600
Chaqueta	21.000	1	21.000
Toallas	7.000	4	28.000
		<b>Total</b>	<b>238.941</b>

**Tabla N° 7.8. Costo anual por concepto de material de seguridad para cada personal obrero.**  
Fuente: elaboración propia.

	<b>Arranque</b>	<b>Carga</b>	<b>Acarreo</b>
N° de trabajadores	6	12	39
Costo material de seguridad (Bs)	1.433.646	2.867.292	9.318.699

**Tabla 7.9. Costo del material de seguridad para las actividades de arranque, carga y acarreo.**  
Fuente: elaboración propia.

### 7.1.3 Costos Unitarios de Operación

Los costos unitarios de operación pueden ser apreciados en las tablas N° 7.10, 7.11 y 7.12. La producción de bauxita correspondiente al año 1999 alcanzó un total de 3.959.371 toneladas. En la figura 7.1 se muestra la distribución porcentual de los costos de operación.

	<b>Bs</b>	<b>\$</b>	<b>Bs/t</b>	<b>\$/t</b>
Costos fijos	318.956.432	492.026	80,56	0,12
Costos variables	110.525.063	170.497	27,91	0,04
Costos de operación	429.481.495	662.523	108,47	0,16

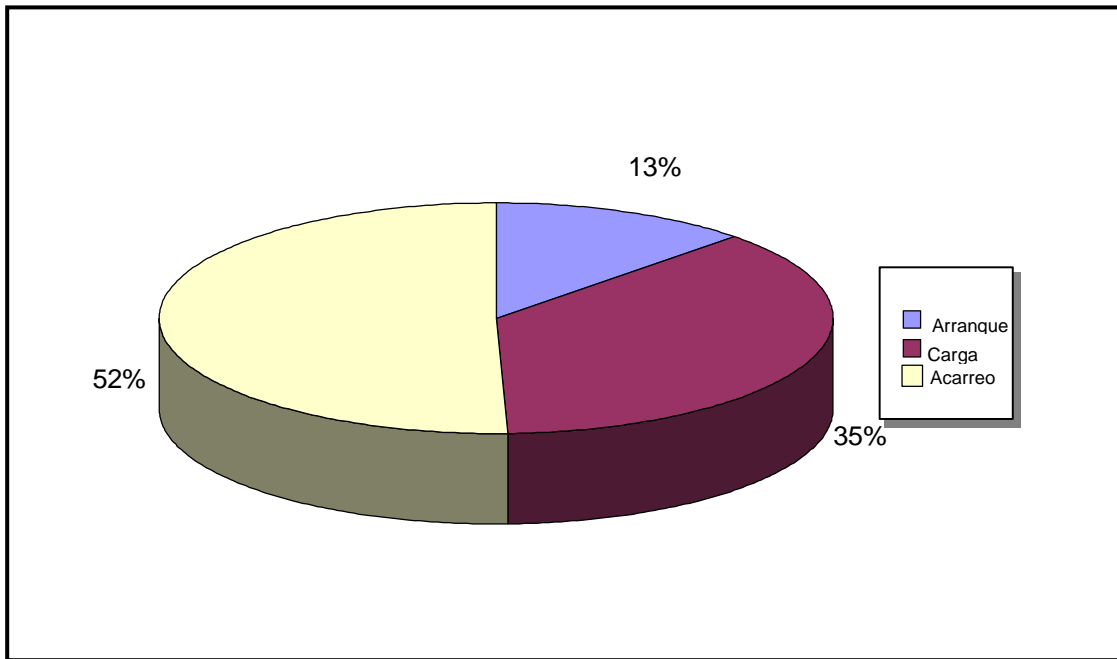
**Tabla N° 7.10. Costos de operación para las actividades de arranque.**  
Fuente: Elaboración propia.

	<b>Bs</b>	<b>\$</b>	<b>Bs/t</b>	<b>\$/t</b>
Costos fijos	1.108.956.447	1.710.692	280,08	0,43
Costos variables	164.073.309	253.102	41,44	0,06
Costos de operación	1.273.029.756	1.963.794	321,52	0,49

**Tabla N° 7.11. Costos de operación para las actividades de carga.**  
Fuente: Elaboración propia.

	<b>Bs</b>	<b>\$</b>	<b>Bs/t</b>	<b>\$/t</b>
Costos fijos	1.426.854.530	2.201.086	360,37	0,56
Costos variables	451.492.061	696.478	114,03	0,17
Costos de operación	1.878.346.591	2.897.564	474,40	0,73

**Tabla N° 7.12. Costos de operación para las actividades de acarreo.**  
Fuente: Elaboración propia.



**Figura 7.1. Distribución porcentual de los costos de operación para las actividades de arranque, carga y acarreo.**

## **7.2 Costos de Operación para el área de mina**

Una vez determinados los costos de arranque carga y acarreo, se procedió a determinar los costos de operación en el área de mina de forma global. Para ello se procedió a determinar los costos fijos y los costos variables históricos, mensuales, con la finalidad de trabajar con valores reales, que permitan realizar un estudio económico bastante acertado de las operaciones mineras llevadas a cabo en la mina.

### 7.2.1 Costos Variables

Los costos variables considerados en el presente estudio fueron los siguientes:

- Combustible: para este rubro se consideró el consumo de combustible (l/h) de todos los equipos de producción y apoyo, multiplicando este consumo por el costo de cada litro de combustible y por el tiempo operativo mensual. Estos datos fueron suministrados por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado y se presentan en la tabla N° 7.13.
- Lubricantes: este costo se determinó multiplicando el número de tambores de aceite consumidos mensualmente por el costo unitario de cada uno de los tipos de aceite utilizados en la mina. El costo unitario de cada tambor se muestra en la tabla N° 7.14. El número de tambores de aceite consumidos para cada tipo y su costo mensual se exponen en las tablas N° 7.15, 7.16, 7.17, 7.18, 7.19, 7.20. El costo mensual por concepto de lubricantes se expone en la tabla N° 7.33.

<b>Mes</b>	<b>TO (hrs)</b>	<b>Litros/hora</b>	<b>Costo (Bs/l)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
Enero	1.683	50	61	5.133.150
Febrero	4.584	56	61	15.658.944
Marzo	5.719	48	61	16.745.232
Abril	2.608	52	61	8.272.576
Mayo	3.105	50	61	9.470.250
Junio	4.632	51	61	14.410.152
Julio	5.886	50	61	17.952.300
Agosto	7.635	46	61	21.423.810
Septiembre	7.862	53	61	25.417.846
Octubre	6.394	54	61	20.371.284
Noviembre	7.514	48	61	21.279.648
Diciembre	2.221	49	61	6.420.911

**Tabla N° 7.13. Costo mensual por concepto de combustible (gas – oil) para el año 1999.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**

<b>Tipo de aceite</b>	<b>Costo (Bs)</b>
Aceite SAE 40	100.845
Aceite SAE 140/85W	74.563
Aceite SAE 15W 40	143.020
Aceite TO4 SAE 10W	121.593
Aceite TO4 SAE 30W	145.000
Aceite TO4 SAE 50W	107.486

**Tabla N° 7.14. Costo unitario (tambor) de los aceites utilizados en la mina.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**



	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
N° de tambores	10	12	17	11	8	18	21	21	32	29	24	0
Costo (Bs)	1.008.450	1.210.140	1.714.365	1.109.295	806.760	1.815.210	2.117.745	2.117.745	3.227.040	2.924.505	2.420.280	0

**Tabla N° 7.15. Numero de tambores de aceite SAE 40 consumidos y costo mensual.**

**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
N° de tambores	3	1	4	0	0	1	0	4	0	0	0	1
Costo (Bs)	223.690	74.563	298.254	0	0	74.563	0	298.254	0	0	0	74.563

**Tabla N° 7.16. Numero de tambores de aceite SAE 140/85W consumidos y costo mensual.**

**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
N° de tambores	5	22	19	13	9	14	29	19	35	30	11	17
Costo (Bs)	715.100	3.146.440	2.717.380	1.859.260	1.287.180	2.002.280	4.147.580	2.717.380	5.005.700	4.290.600	1.573.220	2.431.340

**Tabla N° 7.17. Numero de tambores de aceite 15W 40 consumidos y costo mensual.**

**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
N° de tambores	1	5	4	3	2	3	2	5	10	3	5	2
Costo (Bs)	121.593	607.965	486.372	364.779	243.186	364.779	243.186	607.965	1.215.930	364.779	607.965	243.186

**Tabla N° 7.18. Numero de tambores de aceite TO4 SAE 10W consumidos y costo mensual.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
N° de tambores	10	22	15	18	13	17	14	23	23	33	36	9
Costo (Bs)	1.450.000	3.190.000	2.175.000	2.610.000	1.885.000	2.465.000	2.030.000	3.335.000	3.335.000	4.785.000	5.220.000	1.305.000

**Tabla N° 7.19. Numero de tambores de aceite TO4SAE 30W consumidos y costo mensual.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre
N° de tambores	2	0	2	1	1	1	1	5	3	7	0	4
Costo (Bs)	214.972	0	214.972	107.486	107.486	107.486	107.486	537.430	322.458	752.402	0	429.944

**Tabla N° 7.20. Numero de tambores de aceite TO4 SAE 50W consumidos y costo mensual.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.**

- Labor de mantenimiento y repuestos: estos rubros comprenden los gastos relacionados con el personal encargado de realizar las labores de mantenimiento mecánico (soldadores, mecánicos, electricistas, lubricadores, entre otros) y los gastos por concepto de partes y materiales de la maquinaria pesada. Estos montos fueron aportados por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado de la empresa y se pueden apreciar en la tabla N° 7.33.
- Neumáticos: este costo se determinó tomando como base el consumo mensual de neumáticos y se multiplicó por su precio unitario. El consumo de neumáticos fue suministrado por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado y los precios de los mismos por el Almacén de Mina. Los costos mensuales por este concepto se exponen desde la tabla N° 7.21 hasta la tabla N° 7.31.
- Labor de mina: se refiere a los sueldos y salarios del personal involucrado directamente con las operaciones mineras, es decir, choferes de producción, operadores de equipo pesado y personal obrero. Estos costos fueron proporcionados por la Gerencia de Personal de la empresa mostrándose en la tabla N° 7.33.
- Consumo de energía eléctrica: este costo fue determinado tomando como base el consumo en Kw/h del año 1999 multiplicándolo por su precio promedio para ese año. Se presentan en la tabla N° 7.32 y fueron aportados por la Gerencia de Manejo de Mineral de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita.

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
2	24-00-35	2.281.664	4.563.328
2	18-00-25	1.200.000	2.400.000
1	45-65-45	6.212.720	6.212.720
1	21-00-35	2.045.391	2.045.391
		<b>Total</b>	<b>15.221.439</b>

**Tabla N° 7.21. Costo de neumáticos para el mes de enero.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
4	21-00-35	2.045.391	8.181.564
1	27-00-49	4.008.199	4.008.199
		<b>Total</b>	<b>12.189.763</b>

**Tabla N° 7.22. Costo de neumáticos para el mes de febrero.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
4	21-00-35	2.045.391	8.181.564
2	18-00-25	1.200.000	2.400.000
		<b>Total</b>	<b>10.581.564</b>

**Tabla N° 7.23. Costo de neumáticos para el mes de marzo.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
1	21-00-35	2.045.391	2.045.391
1	24-00-35	2.281.664	2.281.664
2	29-00-25	1.956.706	3.913.412
		<b>Total</b>	<b>8.240.467</b>

**Tabla N° 7.24. Costo de neumáticos para el mes de abril.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
3	21-00-35	2.045.391	6.136.173
		<b>Total</b>	6.136.173

Tabla N° 7.25. Costo de neumáticos para el mes de mayo.  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
4	21-00-35	2.045.391	8.181.564
		<b>Total</b>	8.181.564

Tabla N° 7.26. Costo de neumáticos para el mes de junio.  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
6	27-00-49	4.008.199	24.049.194
1	45-65-45	6.212.720	6.212.720
1	21-00-35	2.045.391	2.045.391
1	24-00-35	2.281.664	2.281.664
1	25-05-25	608.760	608.760
		<b>Total</b>	35.197.729

Tabla N° 7.27. Costo de neumáticos para el mes de julio.  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
4	21-00-35	2.045.391	8.181.564
2	27-00-49	4.008.199	8.016.398
1	45-65-45	6.212.720	6.212.712
1	24-00-35	2.281.664	2.281.664
1	18-00-25	1.200.000	1.200.000
		<b>Total</b>	25.892.346

Tabla N° 7.28. Costo de neumáticos para el mes de agosto.  
Fuente: Elaboración propia.

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
6	21-00-35	2.045.391	12.272.346
2	27-00-49	4.008.199	8.016.398
2	18-00-25	1.200.000	2.400.000
<b>Total</b>			<b>22.688.744</b>

**Tabla N° 7.29. Costo de neumáticos para el mes de septiembre.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
4	21-00-35	2.045.391	8.181.564
1	45-65-45	6.212.720	6.212.720
1	18-00-25	1.200.000	1.200.000
1	24-00-35	2.281.664	2.281.664
<b>Total</b>			<b>17.875.948</b>

**Tabla N° 7.30. Costo de neumáticos para el mes de octubre.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Cantidad</b>	<b>Código- Numero</b>	<b>Precio (Bs)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
1	24-00-35	2.281.664	2.281.664
1	21-00-35	2.045.391	2.045.391
1	18-00-25	1.200.000	1.200.000
<b>Total</b>			<b>5.527.055</b>

**Tabla N° 7.31. Costo de neumáticos para el mes de noviembre.**  
**Fuente: Elaboración propia.**

<b>Mes</b>	<b>Consumo (Kw/h)</b>	<b>Precio (Bs/Kw/h)</b>	<b>Costo (Bs)</b>
Enero	185.848	36,00	6.690.528
Febrero	419.136	36,00	15.088.896
Marzo	507.632	36,00	18.274.752
Abril	277.288	36,00	9.982.368
Mayo	345.088	36,00	12.423.168
Junio	450.176	36,00	16.206.336
Julio	564.432	36,00	20.319.552
Agosto	617.216	36,00	22.219.776
Septiembre	652.496	36,00	23.489.856
Octubre	603.144	36,00	21.713.184
Noviembre	659.272	36,00	23.733.792
Diciembre	290.784	36,00	10.468.224
<b>Total</b>	<b>5.572.432</b>	<b>36,00</b>	<b>200.610.432</b>

**Tabla N° 7.32. Costo por concepto de consumo mensual de energía eléctrica.  
Fuente: Elaboración propia.**

- **Material de seguridad:** comprende el costo por dotación de implementos de seguridad al personal que labora en la mina, siendo éste aportado por el Almacén General de la compañía y se puede apreciar en la tabla N° 7.33.
- **Costos ambientales:** estos costos se refieren al gasto originado por la restauración de áreas intervenidas por la explotación minera, construcción de canales perimetrales y lagunas de sedimentación, protección de taludes y corrección de torrentes . Los valores de estos desembolsos fueron proporcionados por la

Sección de Rehabilitación Ambiental de la Gerencia de Ingeniería de CVG Bauxilum, Operadora de Bauxita y se muestran en la tabla N° 7.33.

- Impuesto de explotación y superficial: el impuesto de explotación es el producto de multiplicar la producción mensual por el precio de venta del mineral puesto en mina y a este resultado se le calcula el 1%. El impuesto superficial se determina con base a 1 Bs por hectárea. Estos costos fueron aportados por la Coordinación de Administración de la Operadora de Bauxita y se exponen en la tabla N° 7.33.
- Control de Calidad: este costo se refiere a los desembolsos originados del seguimiento y control que se realiza para poder cumplir con las especificaciones de mercado, por lo tanto engloba todo lo relacionado con los análisis químicos efectuados al mineral durante todo el proceso productivo. Estos gastos fueron aportados por la Superintendencia de Control de Calidad de la Operadora de Bauxita y se aprecian en la tabla N° 7.33.

La distribución porcentual de cada rubro que conforman los Costos Variables se puede apreciar en la figura 7.2.

### 7.2.2 Costos Fijos

Los costos fijos considerados para este estudio fueron los siguientes:



- Labor de personal administrativo: este rubro se refiere a los sueldos del personal que labora en el área administrativa, siendo aportados estos valores por la Gerencia de Personal.
- Depreciación : el monto por este concepto fue aportado por la Coordinación de administración de la Operadora de Bauxita y abarca todos los activos pertenecientes al área de mina (edificios, maquinarias, equipos, entre otros) y representa la pérdida de valor de los mismos debido al uso o desgaste.
- Gastos generales: este rubro comprende los gastos originados por concepto de viajes nacionales, viáticos, suscripciones, accesorios de oficina, entre otros. Estos costos fueron suministrados por la Coordinación de Administración. Este costo y los dos anteriores se presentan en la tabla N° 7.34.
- Seguros: este costo se determinó tomando en consideración las pólizas de seguros que cubren los diferentes activos en la mina. Estas pólizas son las siguientes:
  - Póliza de Responsabilidad Civil de Vehículos Mina: cubre los daños que pueden sucederle a los vehículos livianos asignados en la mina. Se determinó multiplicando la prima anual promedio por el número de vehículos asegurados.
  - Póliza Equipo Topográfico: cubre los daños y accidentes que podrían ocurrirle al equipo de topografía (teodolito, miras, lentes, entre otros). Se obtuvo multiplicando la tasa anual por la suma asegurada.

- Póliza Equipos Electrónicos: se refiere al seguro que ampara todos los equipos electrónicos que se encuentran en la mina (computadoras, fotocopiadoras, fax, impresoras, entre otros). El monto asegurado de estos aparatos fue suministrado por la Coordinación de Seguros de la Operadora de Bauxita.
- Póliza Equipo Contratista: se refiere al seguro que cubre toda la maquinaria pesada, tanto propia como contratada, (palas, cargadores, tractores, motoniveladoras, entre otros). Los montos de estos seguros fueron suministrados por la empresa aseguradora multiplicándose por la tasa anual suministrada por la Coordinación de Seguros de la empresa, obteniendo finalmente la prima a cancelar.
- Póliza Todo Riesgo Industrial: cubre como su nombre lo indica, los bienes inmuebles contra todo riesgo. Este valor fue aportado por la Coordinación de Seguros.

El monto total por concepto de seguros se puede encontrar en la tabla N° 7.34.

En la figura 7.3 se muestra el porcentaje de distribución de los rubros que conforman los Costos Fijos.

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Combustible	5.133.150	15.658.944	16.745.232	8.272.576	9.470.250	14.410.152	17.952.300	21.423.810	25.417.846	20.371.284	21.279.648	6.420.911	182.556.103
Lubricantes	3.733.806	8.229.109	7.606.343	6.050.820	4.329.612	6.829.319	8.645.997	9.613.774	13.106.128	13.117.286	9.821.465	4.484.034	95.567.692
Repuestos	66.718.142	44.817.405	41.758.671	12.458.588	52.860.914	28.582.244	22.902.955	47.759.679	27.915.363	31.083.669	51.577.437	38.251.976	466.687.043
Labor mto.	11.772.712	13.077.808	12.540.646	11.555.543	12.210.395	14.150.684	10.950.868	16.146.795	17.598.468	17.130.008	17.364.239	16.286.967	170.785.133
Neumáticos	15.221.439	12.189.763	10.581.564	8.240.467	6.136.173	8.181.564	35.197.729	25.892.346	22.688.744	17.875.948	5.527.055	0	167.732.792
Labor mina	107.389.766	106.084.670	106.621.832	107.606.935	106.952.083	105.011.794	108.211.610	103.015.683	101.564.010	102.032.470	101.798.239	102.875.511	1.259.164.608
Electricidad	6.690.528	15.088.896	18.274.752	9.982.368	12.423.168	16.206.336	20.319.552	22.219.776	23.489.856	21.713.184	23.733.792	10.468.224	200.610.432
Material seg.	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	2.876.924	34.523.088
Costos ambientales	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	59.481.881	713.782.576
Impuestos	0,00	11.804.406	14.046.026	3.143.894	6.471.368	9.734.550	11.750.602	17.613.643	18.590.493	22.914.977	19.302.988	6.508.009	141.880.955
Control de calidad	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	5.881.598	70.579.170
Total	284.899.946	295.191.403	296.415.469	235.551.594	279.094.366	271.347.046	304.172.016	331.925.909	318.611.311	314.479.229	318.645.267	253.536.035	3.503.869.591

**Tabla N° 7.33. Costos Variables del área de mina.**  
Fuente: Elaboración propia.

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Labor admón.	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	178.743.718	2.144.924.611
Depreciación	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	1.039.148.593
Gastos generales	83.189.422	92.959.521	72.340.355	80.389.485	80.664.124	74.973.932	73.911.825	71.608.402	73.296.501	64.324.772	69.754.504	121.593.155	959.005.999
Seguros	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	322.240.990	3.866.891.881
Total	670.769.846	680.539.945	659.920.779	667.969.909	668.244.548	662.554.356	661.492.249	659.188.826	660.876.925	651.905.196	657.334.927	709.173.579	8.009.971.084

**Tabla N° 7.34. Costos Fijos del área de mina.**  
Fuente: Elaboración propia.

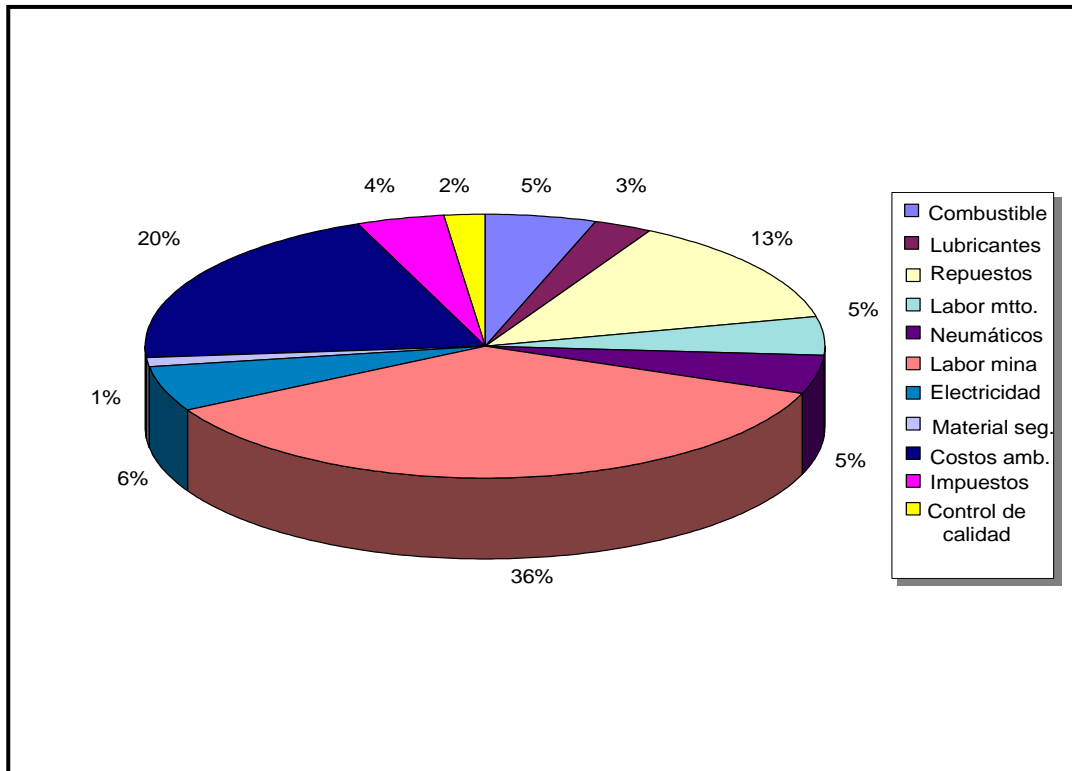


Figura 7.2. Distribución porcentual de los Costos Variables en el área de mina.

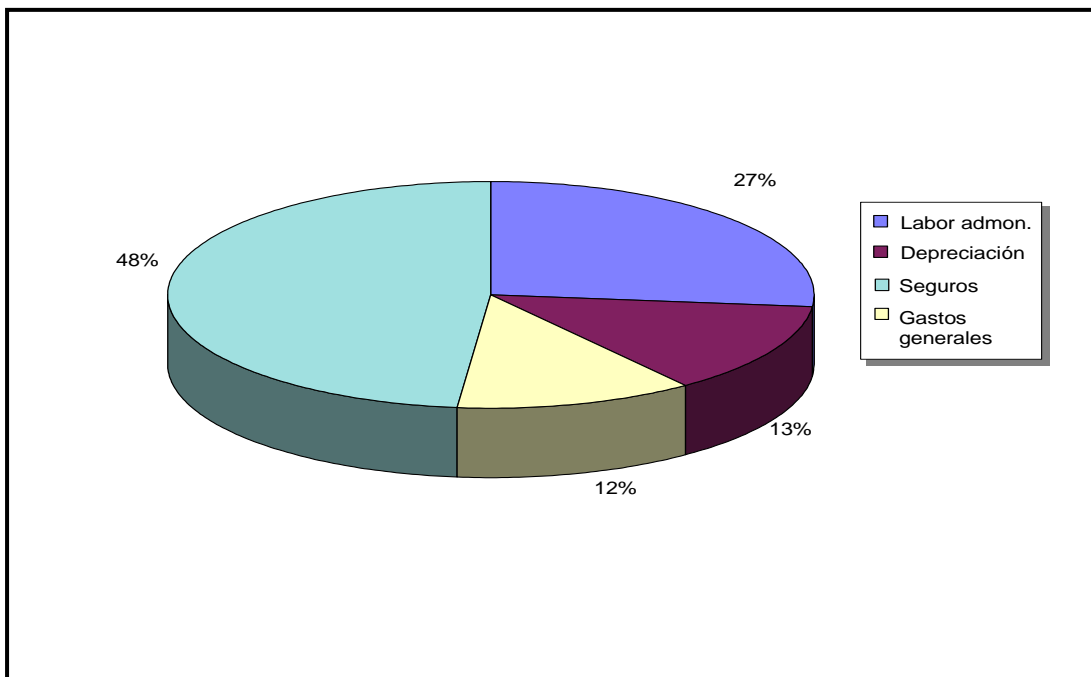
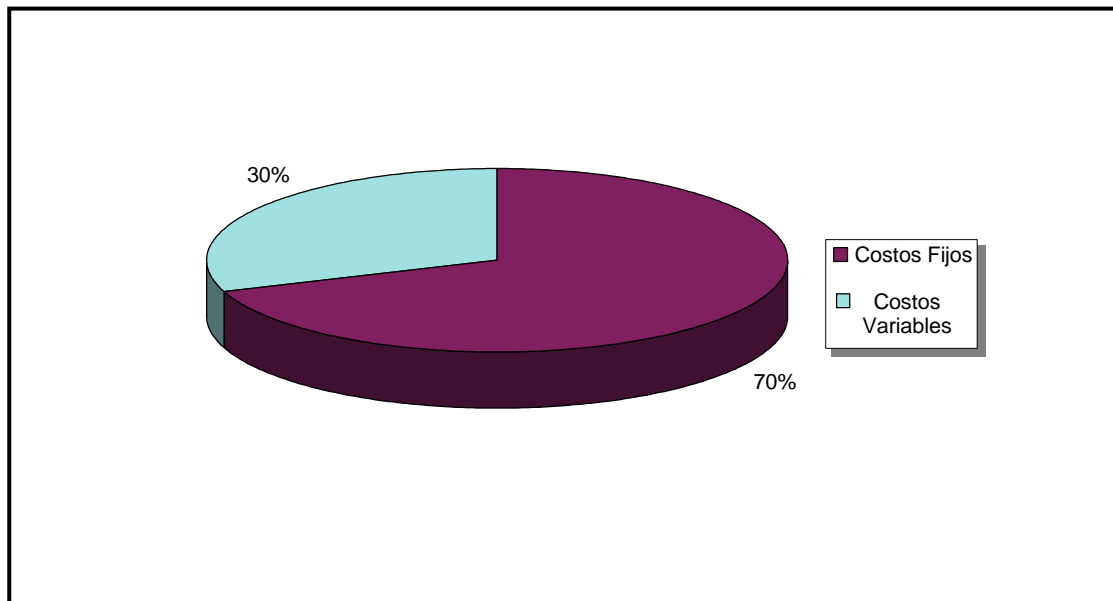


Figura 7.3. Distribución porcentual de los Costos Fijos en el área de mina.

### 7.2.3 Costos de Operación

Los costos de operación del proceso llevado a cabo en el área de mina se muestran en la tabla N° 7.35 y son el resultado de sumar los Costos Fijos y los Costos Variables.

La distribución porcentual de los mismos se puede apreciar en la figura 7.4. y como se puede observar en este gráfico los Costos Fijos representan la mayor parte de los Costos de Operación. En comparación con otras industrias la proporción de los Costos Fijos en la industria minera es mucho más alta y esto se debe, principalmente a que se requiere un capital intensivo, por lo que en esta industria es de gran importancia una alta disponibilidad y un buen uso de ésta.



**Figura 7.4. Distribución porcentual de los Costos Fijos y los Costos Variables.**

#### 7.2.4 Costos Unitarios de Operación

Los costos unitarios se presentan en la tabla N° 7.36 y son el resultado de dividir los Costos de Operación entre la producción ejecutada en un período determinado. Este valor permite conocer cuanto cuesta producir un determinado bien o servicio y en este caso, cual es el costo de producir una tonelada de bauxita.

#### 7.2.5 Precios de comercialización de la bauxita

Los precios de comercialización de la bauxita en el ámbito mundial generalmente son CIF (cost, insurance, freight) y FOB (free on board). Según Nilsson (1995) el precio CIF incluye los costos por el transporte y manejo del producto (una vez transformado en producto comercial) hasta llegar al comprador, mientras que el precio FOB no incluye los costos antes mencionados y el transporte es realizado por el cliente o comprador. El precio FOB puede ser tanto en el área de embarque como en la mina. Este último precio FOB no incluiría los costos por concepto de transporte entre la mina y las áreas correspondientes a la Gerencia de Manejo de Mineral (trituration, correa de bajada, apilamiento, recuperación, transporte por tren y embarque).

El mismo autor señala que si se excluye el costo por preparación del mineral, ya sea física, química o ambas, del precio FOB mina, se obtiene el precio denominado boca – mina (mine mouth).

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Costos fijos (Bs)	670.769.846	680.539.945	659.920.779	667.969.909	668.244.548	662.554.356	661.492.249	659.188.826	660.876.925	651.905.196	657.334.927	709.173.579	8.009.971.084
Costos variables (Bs)	284.899.946	295.191.403	296.415.469	235.551.594	279.094.366	271.347.046	304.172.016	331.925.909	318.611.311	314.479.229	318.645.267	253.536.035	3.503.869.591
Costos de operación (Bs)	955.669.792	975.731.349	956.336.248	903.521.503	947.338.914	933.901.402	965.664.265	991.114.735	979.488.236	966.384.425	975.980.194	962.709.614	11.513.840.676

**Tabla N° 7.35. Costos de Operación en el área de mina.**  
Fuente: Elaboración propia.

	Enero	Febrero	Marzo	Abril	Mayo	Junio	Julio	Agosto	Septiembre	Octubre	Noviembre	Diciembre	Total
Costos de operación (Bs)	955.669.792	975.731.349	956.336.248	903.521.503	947.338.914	933.901.402	965.664.265	991.114.735	979.488.236	966.384.425	975.980.194	962.709.614	11.513.840.676
Producción (t)	0	346.646	412.473	92.323	190.037	285.863	345.066	517.239	545.925	491.856	566.848	165.095	3.959.371
Bs/t	-	2.815	2.319	9.787	4.985	3.267	2.798	1.916	1.794	1.965	1.722	5.831	2.908
\$/t	-	4,34	3,58	15,10	7,69	5,04	4,32	2,96	2,77	3,03	2,66	9,00	4,49

**Tabla N° 7.36. Costos Unitarios de Operación en el área de mina.**  
Fuente: Elaboración propia.

Para obtener el precio de boca – mina de la bauxita de Los Pijiguaos se restó del precio FOB Puerto Ordaz (mineral colocado en la planta de alúmina) los siguientes costos:

- Transporte fluvial.
- Manejo del mineral en el puerto de embarque.
- Transporte por vía férrea.
- Manejo de mineral en “Pie de Cerro”.
- Correa de bajada.
- Trituración.

El precio FOB Puerto Ordaz es determinado de acuerdo a un estudio de mercado que realiza la Vicepresidencia Corporativa de Ventas de CVG BAUXILUM. De acuerdo al análisis realizado por James F. King, asesor contratado por la empresa, se determina que la bauxita de Los Pijiguaos para poder competir en el mercado internacional debe venderse a un precio FOB Puerto Ordaz de 18,20 \$/t, siendo competitiva con las bauxitas de Trombetas (Brasil) y Guyana.



Los costos mencionados anteriormente se exponen en la tabla N° 7.37 y corresponden al año 1999, siendo estos datos suministrados por la Coordinación de Administración de la Operadora de Bauxita.

<b>Gastos deducibles</b>	<b>Costo (\$/t)</b>
Transporte fluvial	4,99
Manejo de mineral en el puerto	2,06
Transporte por vía ferroviaria	0,83
Manejo de mineral en "Pie de Cerro"	2,14
Correa de bajada	1,37
Trituración	2,19
Total deducibles	13,58

**Tabla N° 7.37. Gastos deducibles del precio de venta de la bauxita "FOB Puerto Ordaz".  
Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Coordinación de Administración.**

Al restar el total de gastos deducibles del precio FOB Puerto Ordaz se obtiene el precio boca – mina resultando igual a 4,62 \$ por tonelada de bauxita seca.

#### 7.2.6 Ingresos

Los ingresos provenientes de la venta del mineral se muestran en la tabla N° 7.38

#### 7.2.7 Flujo de caja

El flujo de caja para el área de mina correspondiente al año en estudio se puede apreciar en la tabla N° 7.38.

	<b>Enero</b>	<b>Febrero</b>	<b>Marzo</b>	<b>Abril</b>	<b>Mayo</b>	<b>Junio</b>	<b>Julio</b>	<b>Agosto</b>	<b>Septiembre</b>	<b>Octubre</b>	<b>Noviembre</b>	<b>Diciembre</b>	<b>Total</b>
Ingresos (Bs)	0,00	1.034.184.940	1.244.436.064	282.000.476	588.082.862	895.708.662	1.092.363.464	1.656.126.404	1.772.673.814	1.605.371.569	1.869.189.310	553.366.226	12.593.503.790
Costos de Operación (Bs)	955.669.792	975.731.349	956.336.248	903.521.503	947.338.914	933.901.402	965.664.265	991.114.735	979.488.236	966.384.425	975.980.194	962.709.614	11.513.840.676
Utilidad sin ISLR	-955.669.792	58.453.591	288.099.816	-621.521.027	-359.256.052	-38.192.740	126.699.199	665.011.669	793.185.578	638.987.144	893.209.116	-409.343.388	1.079.663.115
ISLR (34%)	0,00	19.874.221	97.953.937	0,00	0,00	-12.985.532	43.077.728	226.103.968	269.683.096	217.255.629	303.691.100	0,00	367.085.459
Depreciación (Bs)	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	86.595.716	1.039.148.593
Flujo de caja (Bs)	<b>-869.074.076</b>	125.175.086	276.741.595	<b>-534.925.311</b>	<b>-272.660.336</b>	61.388.508	170.217.188	525.503.418	610.098.197	508.327.231	676.113.733	<b>-322.747.672</b>	1.751.726.249

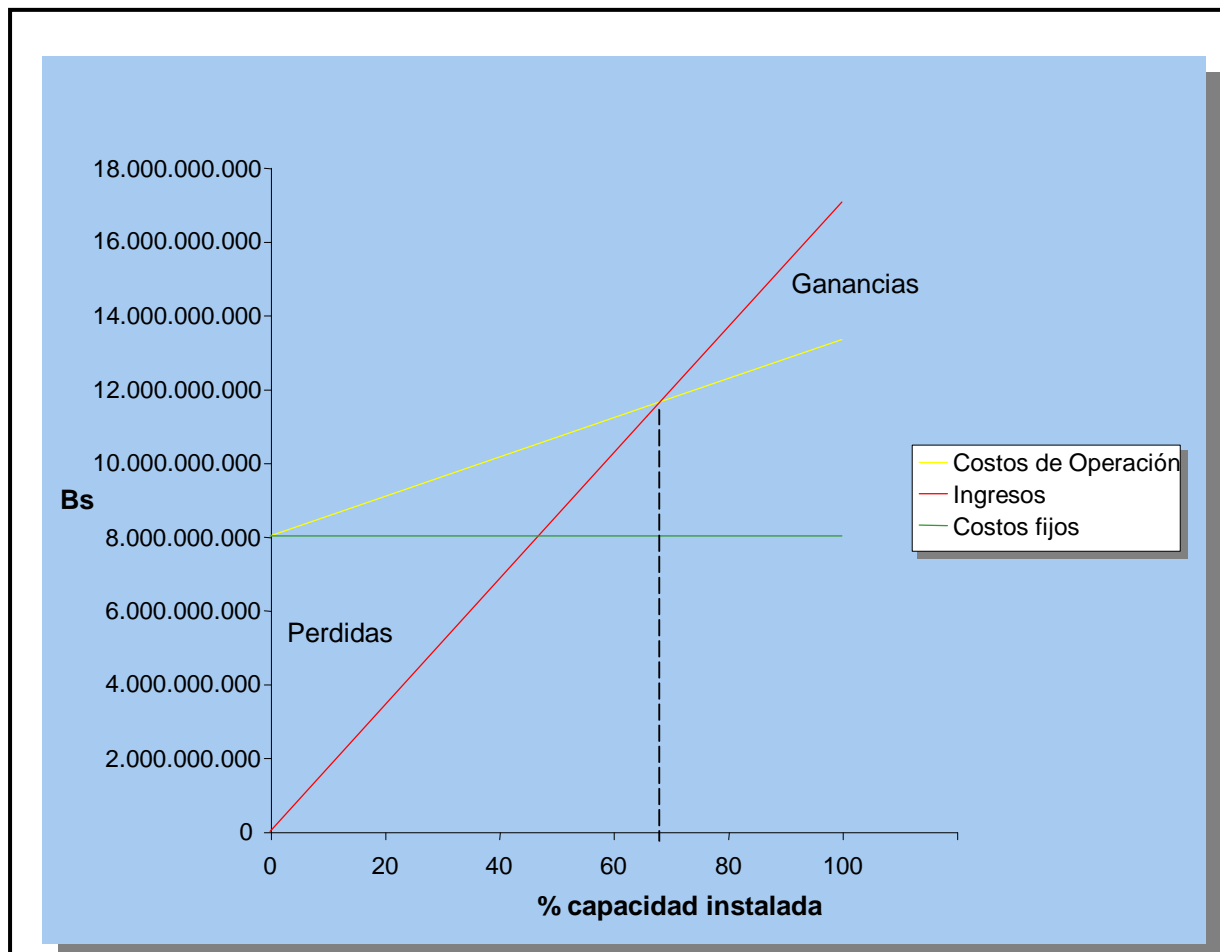
**Tabla N° 7.37. Flujo de caja para el área de mina correspondiente al año 1999.**

**Fuente: Elaboración propia.**

Como puede observarse en esa tabla los flujos de caja negativos se presentan en los meses de enero, abril, mayo, junio y diciembre, períodos en los cuales se realizan las paradas por mantenimiento en la mina restringiendo las labores de producción.

#### 7.2.8 Punto de equilibrio para el área de mina.

Se debe acotar antes de determinar el punto de equilibrio para el área de mina, que para la Operadora de Bauxita el punto de equilibrio es cero debido a que sus costos operacionales son utilizados como precios de transferencia a la Operadora de Alúmina. Por tanto el punto de equilibrio de la empresa está basado en los precios de venta de la producción de alúmina, los cuales se encuentran indexados a los precios internacionales del mercado del aluminio. Para efectos de esta investigación el punto de equilibrio se obtuvo tomando los ingresos por concepto de venta de bauxita señalados en la tabla N° 7.38 y los costos de operación mostrados en la tabla N° 7.35. Este análisis se efectuó para una producción de bauxita de 3.959.371 toneladas registradas para el año 1999, la cual representa un 66% de la capacidad instalada, es decir, la capacidad máxima de operación que es igual 6.000.000 de toneladas al año. En la figura 7.5 se aprecia el gráfico del “punto de equilibrio”.



**Figura 7.5. Punto de equilibrio para el área de mina.**  
Fuente: elaboración propia.

En este gráfico se aprecia que el punto de equilibrio se encuentra a un 68% de la capacidad instalada, es decir, que la mina debe producir no menos de 4.080.000 toneladas de bauxita al año, para poder obtener una rentabilidad.

## **CAPÍTULO VIII**

### **8. COMPARACIÓN DE LOS COSTOS DE OPERACIÓN CON LOS COSTOS ESTÁNDARES**

#### **8.1 Costos Estándares de Operación para bauxita**

Como se mencionó en el Capítulo V, los costos estándares son un pronóstico de lo que van a ser los costos reales de operación, que permiten determinar el grado de economía, es decir, la eficiencia del proceso productivo.

El Banco Mundial elaboró un modelo para analizar la industria del aluminio, estimando los Costos de operación y de Capital para el año 2000. El modelo utilizado fue formulado empleando un programa diseñado para la toma de economías de escala en inversiones. La estructura del modelo fue diseñada de la siguiente manera:

- Minimización de los Costos Totales (inversiones, costos de operación y flete) tal que:
  1. La demanda del mercado es satisfecha en cada región.
  2. La producción en cada país está dada por su capacidad instalada y disponibilidad de reservas.

3. La producción de bauxita, alúmina y aluminio dependen una de la otra.
  
4. La producción de aluminio está limitada por los costos de energía eléctrica, en algunas regiones.

Como puede observarse, esta estructura puede considerarse como una estructura de Costos Estándares Ideales o teóricos que se fundamenta en la utilización cabal de los recursos al máximo rendimiento, hasta alcanzar la mayor producción posible al menor costo.

Los costos estándares de operación por tonelada de mineral extraído se pueden apreciar en la tabla N° 8.1. En ella se muestran los diferentes países productores de bauxita a nivel mundial con sus respectivos Costos Unitarios. Para Venezuela el Costo de Operación estándar es de 11,80 \$ por tonelada, sin incluir el costo por flete.

Para poder determinar los Costos de Operación de la Operadora de Bauxita se procedió a identificar las diferentes área de operación con sus respectivos costos, tal como se muestra en la tabla N° 8.2.

	Estados Unidos	Jamaica	Haití	Guyana	Surinam (Bakhuís)	Brasil	Venezuela	Europa Occidental (Greece)	Europa Oriental
Costo de Operación	15,40	11,00	11,00	12,60	11,00	12,60	11,80	15,40	9,80
Costos de Capital	5,70	4,20	4,20	5,80	4,20	5,80	5,10	5,80	5,80
Flete	1,00	0,2	0,50	2,80	5,70	4,80	5,20	8,00	1,30
Impuestos	-	10,00/a	22,80	-	21,20	-	-	-	-
Total para exportación	22,10	25,40	38,50	21,20	42,10	23,20	22,10	29,20	16,90
Descuento ISLR	-	9,50	10,30	-	10,30	-	-	-	-
Descuento por secado	-	1,50	1,50	1,60	1,60	1,60	1,60	1,60	1,60
Total	22,10	14,40	26,70	19,60	30,20	21,60	20,50	27,60	15,30

	Australia (Gove, Weipa)	Australia (Oeste)	India	Indonesia	China	Asia	Ghana	Guinea	Sierra Leona
Costo de Operación	10,20	10,20	8,10	8,10	8,10	8,40	10,90	10,30	10,30
Costos de Capital	4,20	4,20	4,20	4,20	3,80	5,10	5,10	4,20	4,40
Flete	1,20	0,90	4,90	4,00	8,70	0,30	2,50	3,70	1,90
Impuestos	-	-	-	1,40	-	-	2,50	9,90	-
Total para exportación	15,60	15,30	17,20	17,70	20,60	13,80	21,00	28,10	16,60
Descuento ISLR	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Descuento por secado	-	1,30	1,60	1,60	1,60	1,60	1,60	1,60	1,60
Total	15,60	14,00			19,00	12,20	19,40	26,50	15,00

**Tabla N° 8.1. Costos totales de producción (\$/t) de bauxita para el año 2000.**

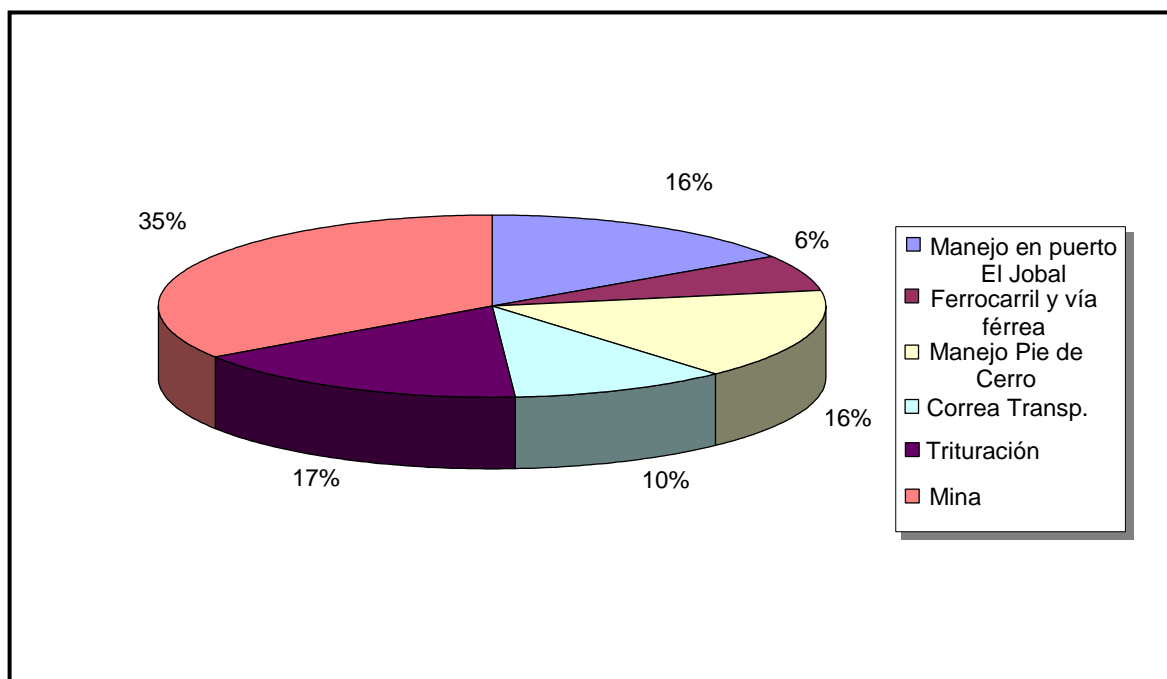
**Fuente: Bauxite. "Bauxite demand in the year 2000". World Bank.**

/a Corresponde a impuestos por producción adicional.

Renglón	Costo (\$/t)
Manejo en puerto El Jobal	2,06
Ferrocarril y vía férrea	0,83
Manejo Pie de Cerro	2,14
Correa transportadora	1,37
Trituración	2,19
Total	8,59

**Tabla N° 8.2. Costo de Operación parcial de la Operadora de Bauxita.**  
**Fuente: CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita, Coordinación de Administración.**

A este costo parcial se le sumó el costo determinado en el área de mina el cual fue de 4,49 \$/t obteniendo así un Costo de Operación igual 13,08 \$/t. En la figura 8.1 se muestra la distribución porcentual de estos costos.



**Figura 8.1. Distribución porcentual de los Costos de Operación de CVG BAUXILUM, Operadora de Bauxita.**



En este gráfico se puede apreciar que un 65% de los Costos de Operación le corresponden a la Gerencia de Manejo de Mineral de la empresa, mientras que el otro 35% le pertenece a la Gerencia de Geología y Minas.

## **8.2. Comparación de los Costos Reales con los Costos Estándares**

Para medir la eficiencia del proceso productivo se dividen los Costos Estándares entre los costos reales, dando los siguientes resultados:

Costo Estándar de Operación: 11,80\$/t.

Costo real de Operación: 13,08 \$/t.

Eficiencia del proceso productivo: 90%.

Esto indica que los Costos de Operación se incrementaron en un 10% en comparación con el Costo Estándar.

## CAPÍTULO IX

### 9. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los resultados obtenidos muestran las fortalezas y debilidades de la empresa, desde el punto de vista técnico – económico.

Operativamente se pueden mencionar los siguientes aspectos:

- El frente de explotación con mayor tasa de producción es el bloque 1, sector 3 y esto es debido a que se ubica a una distancia de la trituradora mucho menor que los otros frentes, lo cual se traduce en un mayor número de ciclos por hora para los equipos de acarreo. Sin embargo, por poseer este frente un alto contenido de sílice reactiva, su explotación se condiciona de acuerdo a las exigencias de calidad de la bauxita.
- La productividad del equipo de arranque es mayor que la de los demás equipos de la mina (por encima del 90%), y esto es indicativo de que está realizando sus labores de operación.
- La baja productividad del cargador frontal (77%) influye de manera directa en la productividad del equipo de acarreo, disminuyendo en comparación con la pala hidráulica.

- La pala hidráulica posee mayor producción y productividad que el cargador frontal, y esto es debido a que su operación es más rápida ya que no requiere desplazamiento, para realizar la labor de carga. Lo contrario sucede con el cargador frontal, el cual se desplaza sobre el piso operativo influyendo su condición en el tiempo de ciclo.
- La productividad de los equipos de acarreo es más baja en el bloque 1, sector 3, debido a las fuertes pendientes de las vías, lo cual influye en el rendimiento de los equipos.
- La productividad de los camiones roqueros DRESSER 210M es menor en comparación con los equipos CATERPILLAR, influyendo de manera directa en el proceso de acarreo.
- La disponibilidad mecánica promedio de los equipos de arranque, carga y acarreo fue de 69% para el año 1999, esto quiere decir que de cada 100 turnos, 69 fueron productivos y 31 turnos fueron perdidos por reparación. Suponiendo que por cada turno se produzcan 8000 toneladas de bauxita (meta programada) y en el año se trabajan 646 turnos, indica que 446 fueron productivos y 200 fueron en reparación, dejando de producir 1.600.000 toneladas de mineral en el año. Es conveniente señalar que la mayoría de estos equipo han cumplido su vida útil, por lo que sus condiciones mecánicas han desmejorado considerablemente en los últimos años.

Desde el punto de vista económico se pueden discutir los siguientes aspectos:

- Dentro de las actividades de arranque, carga y acarreo la que presenta el mayor Costo de Operación es la de acarreo. Esto es debido a que hay un mayor número de unidades incrementando los costos fijos y variables, en comparación con las actividades de arranque y carga. Sumado a esto, hay que añadir que la disponibilidad mecánica de estos equipos es bastante baja (61% promedio), lo que incrementa los costos por concepto de repuestos y labor de mantenimiento.
- Dentro de la estructura de Costos Fijos para el área de mina, el rubro que ocupa el mayor porcentaje es el referido a los seguros, seguido de la labor administrativa e impuestos. Esto es debido a que la empresa cancela primas anuales en dólares, las cuales están influenciadas por la tasa de cambio, que año tras año experimenta un aumento considerable.
- El rubro por concepto de labor de operación, representa un 36% del total de los Costos Variables seguido por los costos ambientales (20%) y repuestos (13%). Esto tiene su explicación, ya que la empresa posee una plantilla de personal obrero numerosa, lo que incrementa el primer rubro mencionado. En cuanto a los costos ambientales, la restauración de las áreas intervenidas por la explotación es bastante elevada (2,5 a 3 millones por Ha), además del mantenimiento de las lagunas de sedimentación y protección de taludes. Con relación a los repuestos, por tener los

equipos de mina una disponibilidad mecánica bastante baja, el consumo de repuestos es mucho mayor por ser el mantenimiento correctivo el aplicado.

- El flujo de caja presenta saldos negativos en los meses de diciembre, enero, abril mayo y junio. Esto se debe a que durante el mes de diciembre el nivel de navegación del río Orinoco ha disminuido considerablemente, reduciendo a 2 turnos diarios de trabajo en la mina, finalizando la producción generalmente a los 15 días de ese mes. En el mes de enero se lleva a cabo una parada de producción por mantenimiento de todos los equipos, igualmente en el mes de abril y mayo la producción es restringida. El mes de junio cierra saldo en rojo, por ser un mes de transición entre el mantenimiento y la producción.

- El Costo Unitario de Operación para el área de mina es de 4,49 \$/t para un porcentaje de 66% de la capacidad instalada. De acuerdo a los resultados obtenidos del punto de equilibrio, la mina debe producir no menos de 68% de la capacidad instalada, o sea, 4.080.000 toneladas de mineral para obtener una rentabilidad mínima a un costo unitario máximo de 4,40 \$/t. Esto quiere decir que las operaciones de la mina no están siendo rentables, ya que está produciendo por debajo del porcentaje mínimo de la capacidad instalada, para obtener ganancias.

- El Costo Unitario de Operación para la Operadora de Bauxita es de 13,08 \$/t y el costo estándar de 11,80 \$/t. Esto da como resultado una eficiencia del proceso productivo del 90%, es decir, que los costos de operación son 10% mayores que los costos estándares, perdiendo por cada tonelada producida 1,28 \$.

## CONCLUSIONES

Se ha realizado un diagnóstico técnico – económico del área de mina de CVG BAUXILUM Operadora de Bauxita. Para ello se determinaron previamente las producciones y productividades de los equipos de arranque, carga y acarreo, con mediciones de tiempos de ciclo directamente en campo. Posteriormente se procedió a determinar los Costos de Operación por tonelada de mineral extraído para cada actividad minera, elaborando una estructura de costos fijos y costos variables. Igualmente se determinaron los Costos de Operación para la mina en forma global. Luego se establecieron los costos de la Operadora de Bauxita y se compararon con los costos estándares de operación. Sobre la base de los resultados obtenidos se concluye:

- La productividad del cargador frontal resultó ser del 77%, la más baja de todas las productividades de los equipos de arranque, carga y acarreo. Esto es debido principalmente a tres factores: habilidad del operador, condiciones climáticas y condiciones mecánicas.
- La pala hidráulica es el equipo de carga que mejor se adapta a la mina, ya que posee una alta producción de 1874,16 t/h y una productividad de 91%, valores mucho mayores que los del cargador frontal (1151,15 t/h y 77%), que es el otro equipo de carga utilizado en la mina. Además permite la homogeneización del material directamente en el frente de explotación, permitiendo determinar la calidad de la bauxita con mayor precisión en el momento del muestreo.

- La disponibilidad mecánica de los equipos igual a 69% promedio, ha sido la principal responsable, que las metas de producción no se cumplan en el área de mina, debido a que la gran mayoría de los equipos han cumplido su vida útil y operativamente están en condiciones de reemplazo.
- La ausencia de un estricto control de mantenimiento preventivo, también ha contribuido al aumento del mantenimiento correctivo y a un mayor consumo de repuestos. Sumado a esto, habría que añadir la escasez de éstos en el inventario del almacén de la mina.
- El distanciamiento de los frentes de explotación ha influido considerablemente en los tiempos de viaje de los equipos de acarreo, trabajando con distancias superiores a los 3000 metros. Esto es otro factor responsable del incumplimiento de las metas de producción. Además, podríamos agregar las bajas condiciones de mantenimiento y drenaje de los tramos de acarreo.
- Los frentes de explotación más cercanos tienen mayor producción que los más lejanos. Tal es el caso del bloque 1, sector 3, cuya distancia es menor que las de los demás frentes de explotación, con una producción promedio para los camiones roqueros CAT 777C de 211,84 t/h, 161,68 t/h para los camiones CAT 773B y de 143,06 t/h para los camiones DRESSER 210M. Pero en la minería de bauxita las

condiciones de calidad, influyen en la tasa de producción de los diferentes bloques, por lo que se deben manejar ambos parámetros: producción vs. calidad.

- El reemplazo de los equipos de carga, específicamente de los cargadores frontales y de los equipos de acarreo que presenten la disponibilidad mecánica más baja, contribuirá a mejorar la producción y productividad de la mina, al mismo tiempo que reducirá los costos por mantenimiento y repuestos.
- De acuerdo al análisis económico efectuado en el área de mina, se concluye que los Costos de Operación iguales a 4,49 \$/t, están por encima del costo máximo permitido que es de 4,40 \$/t, con una producción de 3.959.371 toneladas al año, la cual está por debajo de la producción mínima requerida para obtener ganancias (4.080.000 t). Por tanto las operaciones mineras deben someterse a un proceso de optimización, con la finalidad de disminuir los costos y aumentar la producción efectiva.
- La diferencia entre el Costo real de Operación y el Costo Estándar fue de 1,28 \$/t, y esto es debido principalmente a las condiciones mecánicas de los equipos tanto de la Gerencia de Geología y Minas, como de la Gerencia de Manejo de Mineral de la Operadora de Bauxita. Las paradas ocasionadas por los fallos continuos en la correa de bajada y áreas de apilamiento, aunado a la disponibilidad mecánica de los equipos de mina, han influido negativamente en los últimos años en la ejecución óptima de la producción y en un aumento de los costos.



- La elaboración de un estudio técnico – económico permite conocer como marcha realmente el proceso productivo en una empresa y al comparar el estudio económico, con la contabilidad de costos estándares permite determinar la eficiencia del proceso y tomar las medidas pertinentes para mejorar las áreas que presentan deficiencias y reforzar aquellas que se encuentran óptimas.

## RECOMENDACIONES

De acuerdo al estudio realizado, y en función de los resultados obtenidos se recomienda lo siguiente:

- Ante el continuo distanciamiento de los tramos de acarreo, se debería estudiar la posibilidad de implementar otro sistema de transporte del mineral, conjuntamente con los camiones roqueros, de tal forma que permitan optimizar los tiempos de ciclo de acarreo.
- Realizar un estudio de Costos Totales vs. Disponibilidad Mecánica, para el reemplazo de los equipos de mina, especialmente para cargadores frontales y camiones roqueros.
- Llevar a cabo un estricto control del mantenimiento preventivo en toda la Operadora de Bauxita, con la finalidad de evitar el mantenimiento correctivo y paradas de producción por fallas de los equipos.
- Ejecutar trimestralmente, un estudio de productividad de los equipos de arranque, carga y acarreo, con el fin de hacer un seguimiento a su rendimiento.

- Aplicar mensualmente, un programa de entrenamiento más efectivo para el personal operario, y supervisar continuamente las labores de producción. Esto permitirá mejorar la eficiencia de operación.
- Continuar utilizando las palas hidráulicas como equipo de carga, por ser las que mejor se adaptan al yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos, con un alto rendimiento.
- Realizar un mantenimiento continuo de las vías de acarreo, para optimizar el rendimiento de los camiones roqueros.
- Anualmente , hacer un estudio de los Costos de Operación en el área de mina y compararlos con los años anteriores, con el fin de determinar la rentabilidad del proceso productivo.
- Hacer un Análisis de Desviaciones de los Costos Estándares de los Costos Reales de Operación, mediante estudios de Ingeniería Industrial, con el fin de identificar sus causas y tomar decisiones para contrarrestarlas, aumentando la eficiencia gerencial y la productividad de la planta.

## BIBLIOGRAFÍA

- BATEMAN, A (1982). Yacimientos minerales de rendimiento económico. 6ª ed. Barcelona (España). Ediciones Omega, pp. 241-243.
- CATERPILLAR (1992). Caterpillar Performance Handbook. 23<sup>rd</sup> edition. Illinois, USA.
- CATERPILLAR (1997). Caterpillar Performance Handbook. 27<sup>th</sup> edition. Illinois, USA.
- CHACÓN, E (1998). Técnicas de operaciones de minería de superficie. Aspectos económicos, administrativos y el impacto de la minería en el medio ambiente. Universidad de Oriente, Núcleo Bolívar. Fundaudo. 230p.
- CLIFFORD, N (1996). Maynard. Manual del Ingeniero Industrial. 4ª ed. México Editorial Mc Graw Hill. Tomo I, pp. 4.27 - 4.30.
- CORPORACIÓN VENEZOLANA DE GUAYANA (1980). Estudio de factibilidad de la bauxita de Los Pijiguaos. Swiss Aluminium LTD Chips, and Zuritch Switzerland. Vol. I, pp. 2-3, 20.

- CVG BAUXILUM OPERADORA DE BAUXITA (1997). Proyecto de factibilidad técnico económica desarrollo minero Los Pijiguaos. Los Pijiguaos, Estado Bolívar, pp. 100-112. Inédito.
- DAMMERT, A (1984). “ Bauxite demand in the year 2000”. Bauxite. Proceedings of the 1984 bauxite symposium. Los Angeles, California. February 27 – March 1984. Published by Society of Mining Engineers of American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineers, Inc. New York. USA, pp. 845-854.
- DE ABREU, J.(1998). “Guía de estudio para la cátedra de Operaciones Mineras”. Universidad Central de Venezuela. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y Geofísica. Departamento de Minas. Caracas.
- GAGLIARDI, I (1996). Evaluación de la metodología empleada en la determinación de sílice libre y combinada en bauxitas de Los Pijiguaos, Edo. Bolívar. Universidad Central de Venezuela. Facultad de Ciencias. Escuela de Química. Instituto de Ciencias de la Tierra. Caracas. Trabajo Especial de Grado. Inédito, pp. 12-19.
- GÓMEZ, F (1990). “ Costos estándares”. Contabilidad de Costos II. Sistema de costos industriales. Capitulo III, pp. 3.1 – 3.39.

- GONZALEZ de JUANA et al. (1980). Geología de Venezuela y sus cuencas petrolíferas. Ediciones Foninves. Vol I, pp. 32-33, 38, 62-63, 72,77,82.
- GRANT, E et al. (1984). Principios de Ingeniería Económica. Editorial Continental. México, pp. 273-275.
- GUAPES, P y VILLEGAS, C (1984). Planificación a corto, mediano y largo plazo del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos mediante el software Medsystem vs. método convencional. Universidad de Oriente. Núcleo Bolívar. Escuela de Ciencias de la Tierra. Departamento de Minas. Trabajo Final de Grado. Inédito, pp. 8-75.
- HERNÁNDEZ, J (1992). Matemática financiera aplicada a proyectos de inversión. Caracas. Editorial Torino, pp. 107-113.
- JIMENO, L y ADUVIRE, O (1994). Estudios de viabilidad en proyectos mineros E. T. S. Ingenieros de Minas de Madrid. (S.E, S.N).
- KING, J (2000). "Market análisis and FOB prices of Los Pijiguaos bauxite". Informe presentado ante la Vicepresidencia Corporativa de Ventas de CVG Bauxilum. Puerto Ordaz, Estado Bolívar.

- LAGARDERA, A y APONTE, L (1999). Plan de explotación para la mina de carbón Mina Norte, Carbones de La Guajira, Distrito Páez, Estado Zulia. Universidad Central de Venezuela. Escuela de Geología, Minas y Geofísica. Caracas. Trabajo Especial de Grado. Inédito.
- LO MÓNACO, S (1992). “ El origen de las bauxitas”. Revista de la Sociedad Venezolana de Química, vol. 15, N° 3, pp. 19-25.
- MARIÑO, N y QUINTERO, E (1990). “ The venezuelan bauxite project”. Ligth Metals. Publication of Minerals, Metals and Material Society, pp. 5-10.
- MARIÑO, N y NANDI, A (1995). Optimización de los procesos mineros y control de calidad en el yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos, Edo. Bolívar. Ministerio de Energía y Minas. IX Congreso Latinoamericano de Geología. Caracas.
- NILSSON, D (1995). “ Revenues and markets”. Mining Economy. CENTEK International Training and Development Centre at Luleä, University of Technology. Sweden, pp. 16-17.
- NILSSON, D (1996). “ Cost and cost calculations”. Mining Economy. CENTEK International Training and Development Centre at Luleä, University of Technology. Sweden, pp. 29-32.

- PDVSA (1999). Léxico estratigráfico de Venezuela. CD ROM.
- RODRÍGUEZ, S (1986). “ Recursos minerales de Venezuela”. Boletín de geología. República de Venezuela. Ministerio de Energía y Minas. Dirección General Sectorial de Minas y Geología. Vol XV, N° 27. Producciones Gráficas Reverón. Caracas, pp. 15-19.



## **ANEXOS**

ANEXO 1. PROCESO BAYER.

ANEXO 2. HISTOGRAMA DE FRECUENCIAS PARA LOS TIEMPOS DE CICLO DE LA PALA HIDRÁULICA CAT 5130.

ANEXO 3. HISTOGRAMA DE FRECUENCIAS PARA LOS TIEMPOS DE CICLO DEL CARGADOR FRONTAL CAT 992C.

ANEXO 4. PRODUCCIÓN DE LOS EQUIPOS DE ARRANQUE Y CARGA.

ANEXO 5. PRODUCCIÓN DEL CAMIÓN ROQUERO CAT 777C.

ANEXO 6. PRODUCCIÓN DEL CAMIÓN ROQUERO CAT 773B.

ANEXO 7. PRODUCCIÓN DEL CAMIÓN ROQUERO DRESSER 210M.

ANEXO 8. PRODUCCIÓN DE LOS EQUIPOS DE ACARREO PARA LOS DIFERENTES FRENTES DE EXPLOTACIÓN.

ANEXO 9. CROQUIS DE UBICACIÓN DE CVG BAUXILUM OPERADORA DE BAUXITA.

ANEXO 10. MINUTA UTILIZADA EN LA TOMA DE TIEMPOS DE CICLO DEL TRACTOR CAT D9R.

ANEXO 11. MINUTA UTILIZADA EN LA TOMA DE TIEMPOS DE CICLO DEL CAMIÓN ROQUERO CAT 777C.

## ANEXO 1

### PROCESO BAYER

Antes de explicar el proceso utilizado por CVG BAUXILUM Operadora de Alúmina, para extraer la alúmina de la bauxita se expone una síntesis de lo que significan la sílice libre, combinada y reactiva, parámetros químicos que afectan el proceso e influyen en la calidad del producto final.

#### **Sílice libre y combinada**

Se considera sílice combinada a toda aquella que se encuentra unida o mezclada dentro de una estructura mineral con otras especies, tal es el caso de la caolinita ( $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ ), anortita ( $\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$ ), albita ( $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$ ) o también alofános (aluminosilicatos amorfos).

Por otra parte se considera como sílice libre aquella que se encuentra sola o formando una especie mineral como tal, por ejemplo cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ) y otras variedades de sílice como cristobalita, tridimita, ópalo, entre otros.

La sílice libre se forma a bajas temperaturas y es común que en sedimentos aparezca como ópalo y otras variedades amorfas (calcedonia o cuarzo).

En perfiles de meteorización, el cuarzo existe comúnmente como un mineral primario asociado a productos de alteración como caolinita y gibbsita, influenciada por la actividad del agua en el sistema (Del Nero y Fritz, 1990), es decir, que su disolución es debido a factores cinéticos del medio.

Mariño y Nandi (1995) encontraron en datos analíticos de sondeo, que el cuarzo se hallaba junto con la caolinita, pero que además se presentaba en forma de matriz criptocristalina el cual no se apreciaba a simple vista y que se podía comportar como “reactivo” por presentarse en forma de granos muy finos o como un material amorfo, lo que ayudaría a la solubilización de éste.

Los efectos de una intensa meteorización química en suelos tropicales sobre la morfología superficial de los granos de cuarzo han sido descritos por varios autores. Estas formas típicas generalmente se atribuyen a una disolución cristalográfica de los granos de cuarzo (Marcelino y Stoops, 1995).

Los análisis químicos demuestran que parte del contenido de cuarzo de la roca madre se debe haber disuelto durante la formación del yacimiento de Los Pijiguaos, según estudios de factibilidad realizados.

Millot (1970), culmina deduciendo que la solubilidad de las formas naturales de la sílice varían con la estructura y grado de cristalinidad, pero el punto esencial es que ellas son menos solubles que la sílice amorfa.

### **Sílice Reactiva**

Los minerales silíceos presentes en las bauxitas tropicales están en dos fases mineralógicas, como el caso de la caolinita ( $\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$ ) que tiene un porcentaje de sílice combinada y la otra fase es cuarzo (%  $\text{SiO}_2$  libre). Es de hacer notar que los términos sílice combinada y sílice reactiva presentan diferencias aún cuando están

asociadas a un mismo mineral, debido a que el primero representa una definición conceptual, mientras que sílice reactiva es un término netamente operacional con respecto a una metodología de análisis o agente de ataque.

A nivel del proceso industrial Bayer (ataques alcalinos) se introduce el término sílice reactiva, para referirse a la sílice que pasa a solución durante el proceso de digestión y depende de factores operacionales de la planta (Carrillo 1993).

En la medida que aumenta el ataque alcalino una parte de la sílice pasa a solución que contiene aluminatos, siendo esta solución inestable desde el punto de vista de la sílice, depositándose precipitados insolubles de silico – aluminatos.

El fenómeno de disolución de la sílice y precipitación del compuesto silico – aluminato continúa a lo largo del proceso afectando significativamente su rendimiento y economía (Rodríguez y Bencomo, 1979).

Es importante conocer el contenido de minerales silíceos ya que representa un factor de serios problemas en el control del proceso Bayer, por cuanto disminuye la pureza del producto a obtener y afectan su valor comercial (Carrillo, 1993).

Shellman (1977) y Tosiani (1985), concluyen que toda la sílice reactiva está asociada a la caolinita. A medida que se profundiza en un perfil, tal como se observa en muestras de perforación la sílice reactiva aumenta relativamente al variar cada metro de profundidad. Según Bardossy y Aleva (1990), son relativamente pocos los depósitos donde el porcentaje de sílice es más de 8% y donde muchos de ellos están

caracterizados por una alta proporción de cuarzo, como es el caso de Los Pijiguaos, y la sílice reactiva es menos de 4%.

## **Proceso Bayer**

Este proceso hidrometalúrgico fue creado en 1890 por Karl Bayer y actualmente es el método más económico para la extracción de alúmina de las bauxitas. Este proceso depende de la variación de la solubilidad del hidróxido de aluminio existente en la bauxita con soda cáustica a una cierta concentración, temperatura y la insolubilidad de minerales remanentes.

El primer paso dentro del proceso es la reducción de tamaño de partículas para aumentar la superficie de reacción. En el proceso la bauxita reacciona con hidróxido de sodio a cierta temperatura y presión para disolver minerales que contienen aluminio. Los minerales de hierro, titanio y silicio quedan insolubles o reaccionan y precipitan como en el caso de los minerales de silicio.

Después de un tiempo de digestión apropiado es expuesta a la presión atmosférica y las impurezas insolubles como el cuarzo y óxidos de hierro son removidas en una sección de desarenado. El resto de las partículas que no forman parte de la arena son llamados lodos rojos debido a la gran cantidad de óxidos de hierro (hematita) y de titanio. Estos lodos son sedimentados en tanques donde son enviados a otros tanques de lavado para recuperar tanto la soda cáustica como el aluminato de sodio y el proceso de separación es la decantación o filtración directa.

El licor filtrado es enfriado para inducir la precipitación de la alúmina trihidratada, además le son agregados cristales de gibbsita para obtener nuevos cristales de ésta y aumentar su rendimiento. Una vez precipitada, dicho producto entra en una fase de clasificación en fracción fina y fracción gruesa, donde la fracción fina es retornada al ciclo de precipitación para actuar como semillas o cristales en el próximo ciclo y así aumentar el tamaño del producto. El licor sobrenadante pasa a evaporadores a fin de concentrarlo e introducirlo en el área de digestión para aprovecharlo de nuevo en el procesamiento de la bauxita. Finalmente la fracción gruesa es lavada y calcinada donde se remueve el agua de cristalización. Este proceso se lleva a cabo en un horno de lecho fluidizado a 1000°C para obtener el producto final que es la alúmina ( $\text{Al}_2\text{O}_3$ ). En la figura 1 se muestra esquematizado el proceso.

Tomado del Trabajo Especial de Grado titulado: "Evaluación de la Metodología empleada en la determinación de sílice libre y combinada, en bauxita de Los Pijiguaos, Edo. Bolívar" realizado por Gagliardi, D. Universidad Central de Venezuela. Facultad de Ciencias. Escuela de Química. Instituto de Ciencias de La tierra. Caracas (1996).

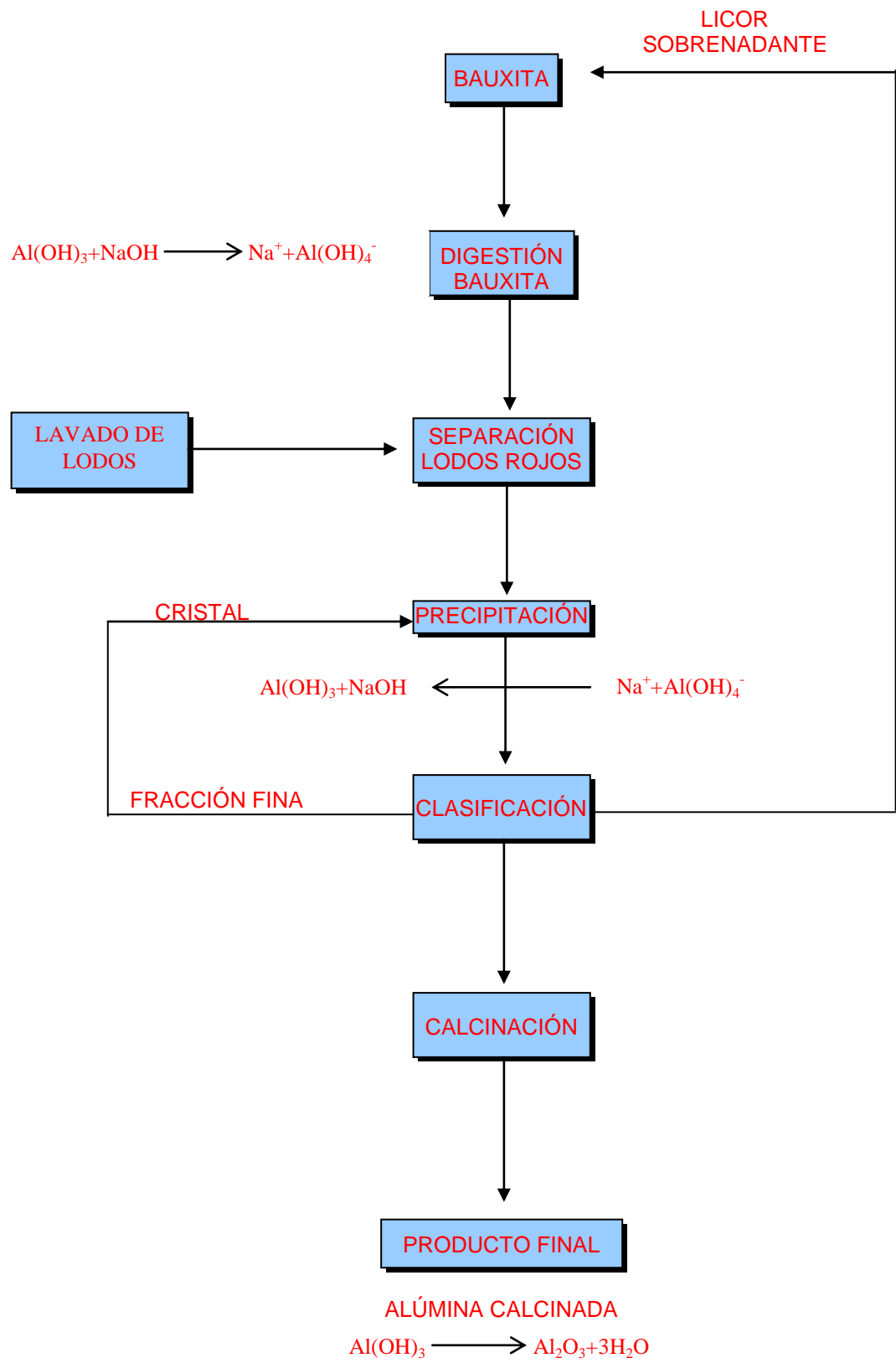
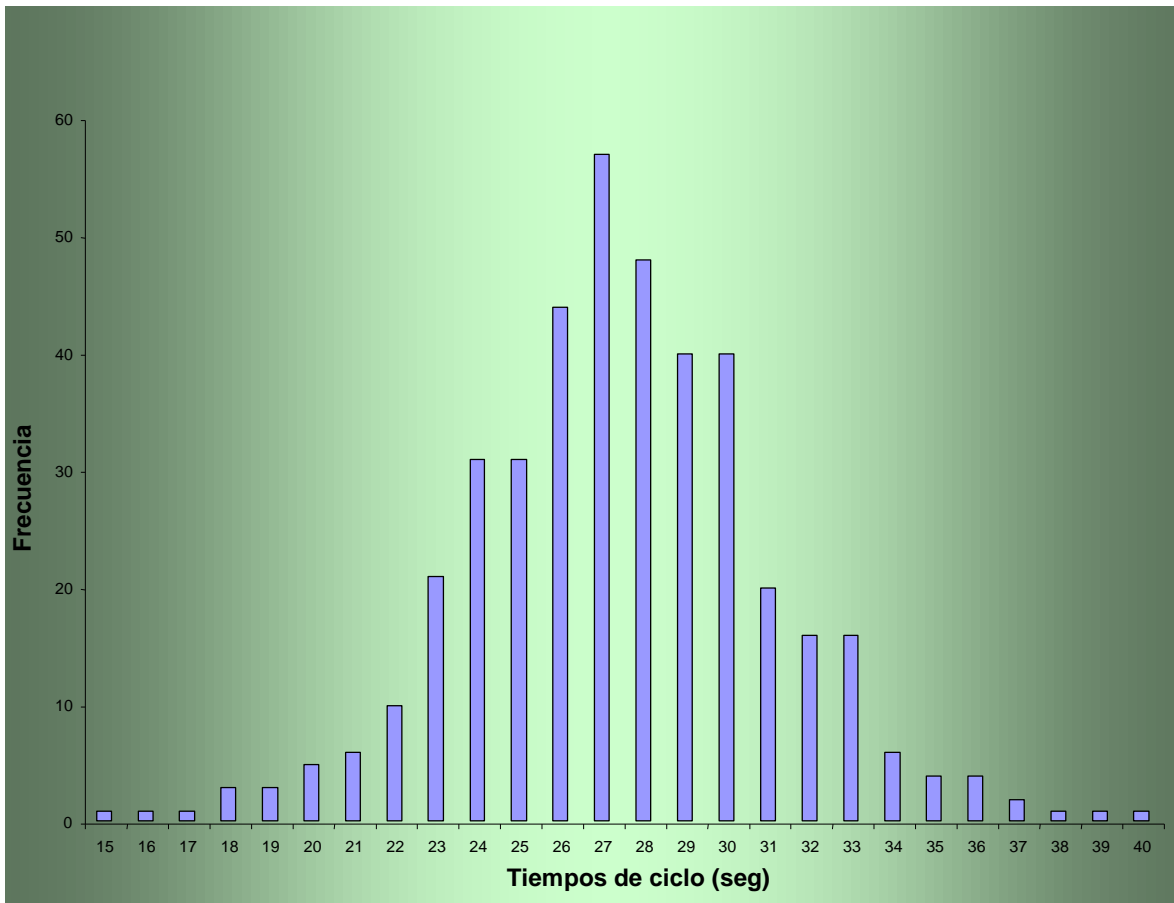


Figura 1. Esquema del proceso Bayer.  
 Fuente: OSTAP, 1984.

## ANEXO 2

HISTOGRAMA DE FRECUENCIAS PARA LOS TIEMPOS DE CICLO DE LA PALA

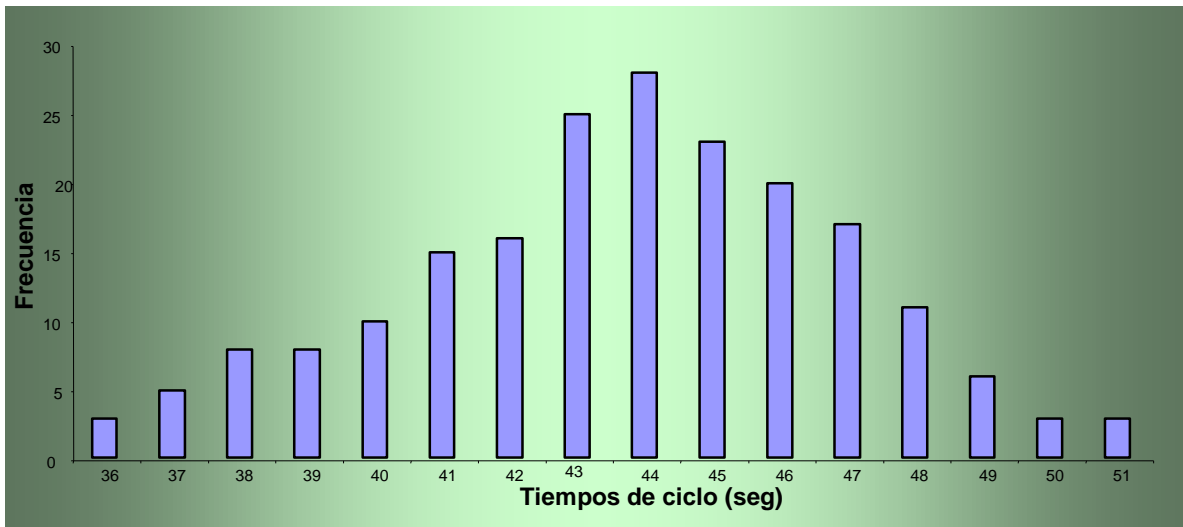
HIDRÁULICA CAT 5130





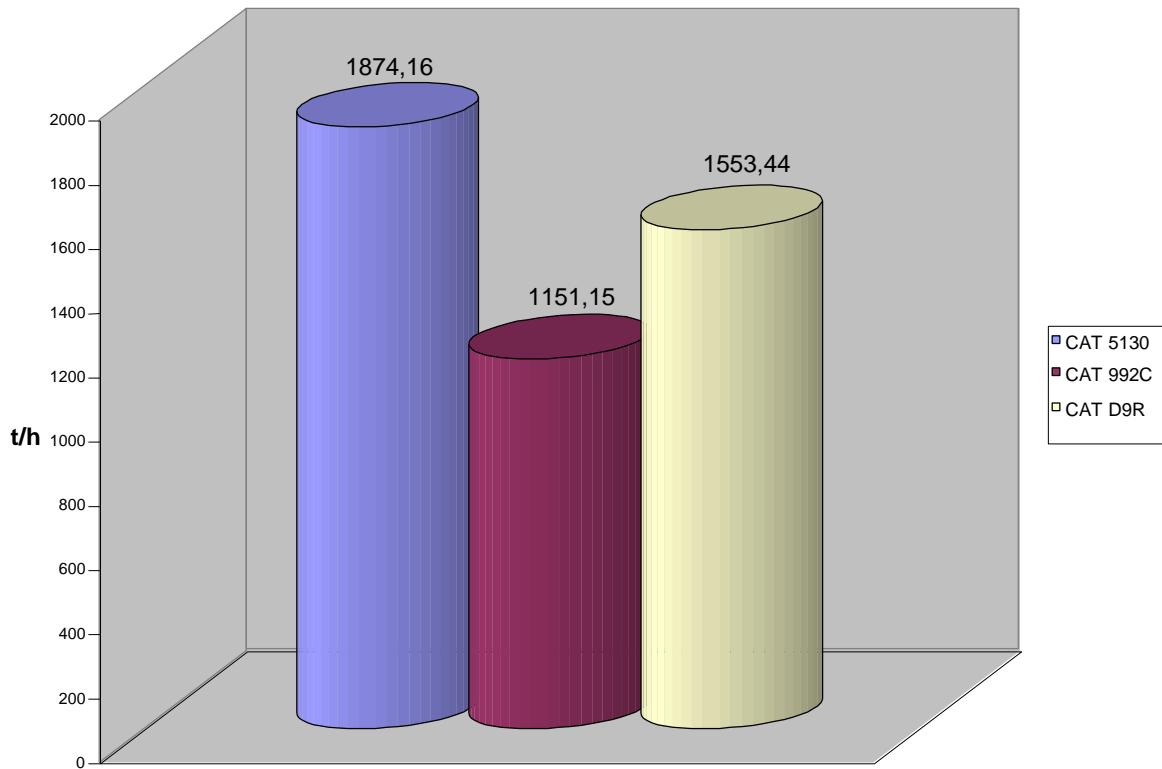
### ANEXO 3

## HISTOGRAMA DE FRECUENCIAS PARA LOS TIEMPOS DE CICLO DEL CARGADOR FRONTAL CAT 992C



## ANEXO 4

### PRODUCCIÓN DE LOS EQUIPOS DE ARRANQUE Y CARGA



## ANEXO 10

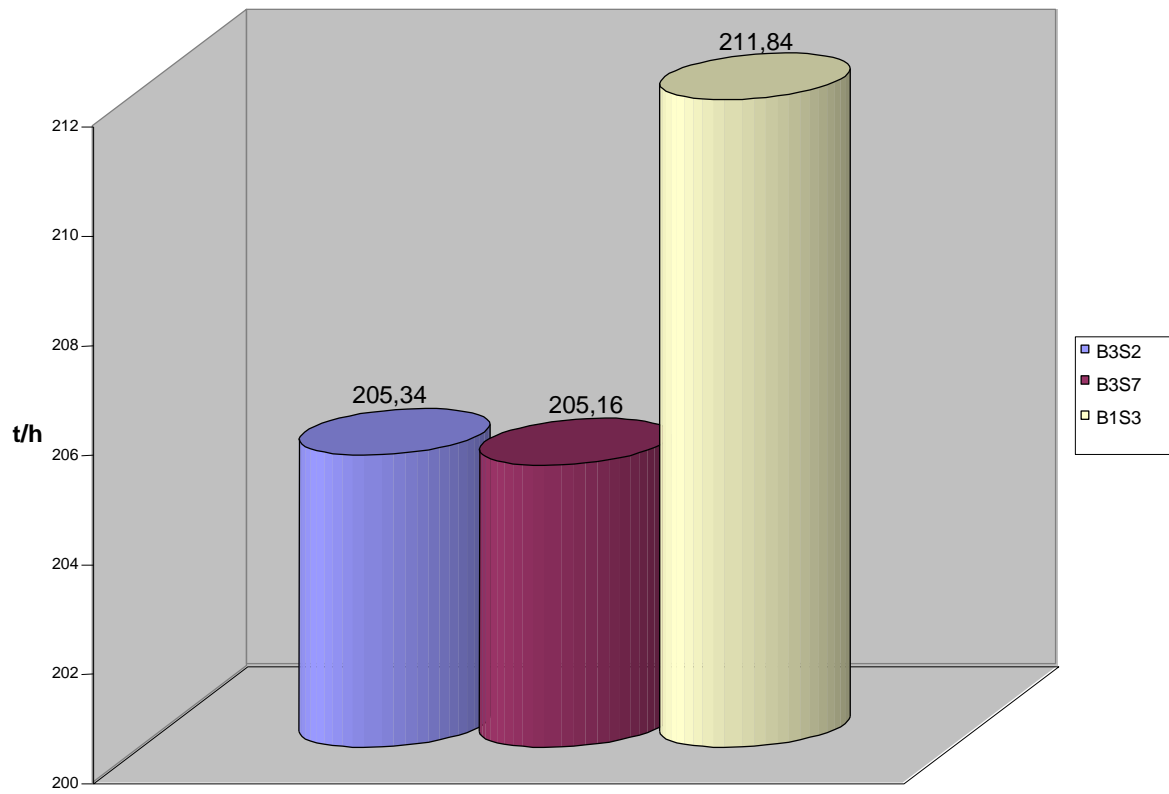
### MINUTA UTILIZADA EN LA TOMA DE TIEMPOS DE CICLO DEL TRACTOR

#### CAT D9R

<b>Equipo:</b> Tractor D9R #07	<b>Operador:</b> Alexis Yáñez	<b>Turno:</b> 3 <sup>er</sup>	<b>Fecha:</b> 3/7/00
<b>Supervisor:</b> Juan Camargo		<b>Observaciones:</b>	

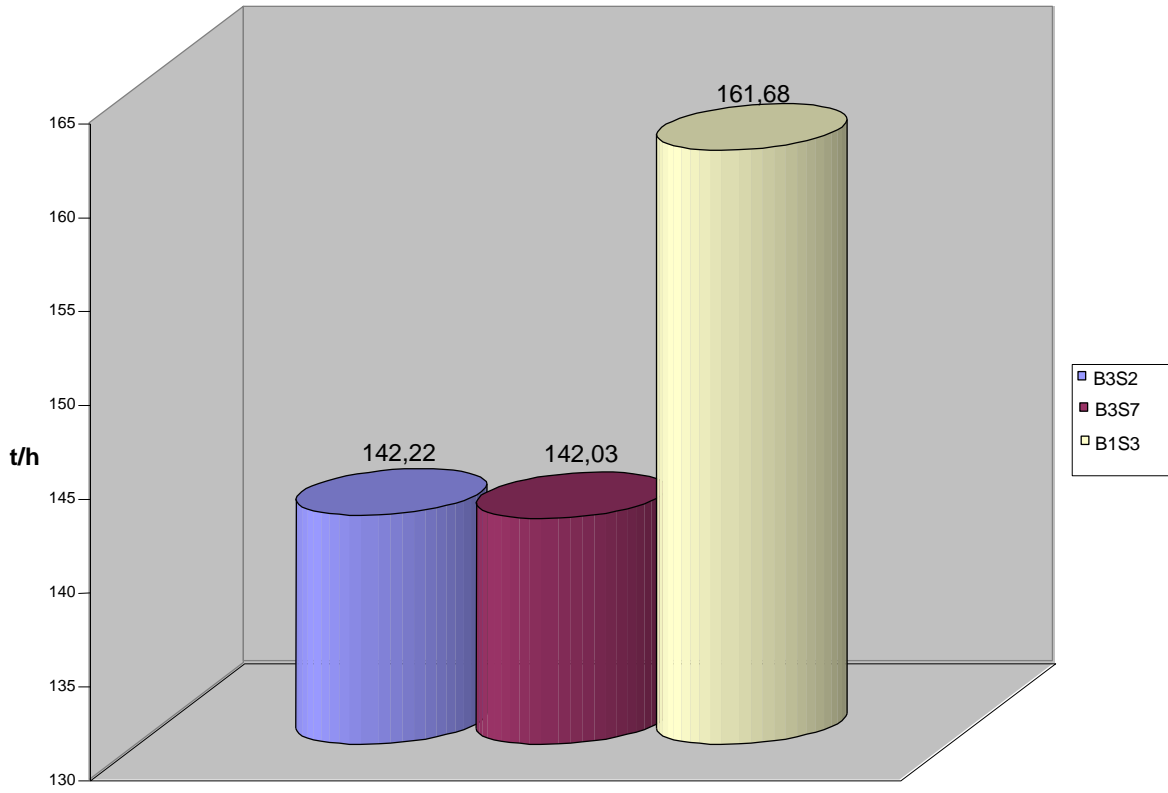
Pase N°	Tiempo de empuje	Tiempo de retorno
1	27,94"	27,68"
2	38,60"	29,94"
3	38,54"	24,24"
4	37,88"	25,22"
5	23,47"	12,81"
6	22,94"	13,17"
7	46,09"	26,60"
8	47,31"	21,18"
9	43,34"	23,87"
10	20,87"	13,75"
11	45,97"	25,03"
12	52,84"	22,19"
13	42,53"	14,75"
14	42,12"	26,15"
15	30,09"	12,78"
16	29,97"	13,38"
177	37,91"	21,63"
18	42,97"	25,78"
19	33,50"	15,22"
20	25,84"	24,50"
21	55,57"	21,63"
22	46,03"	13,96"
23	32,88"	19,34"
24	36,40"	16,94"
25	42,53"	22,81"
26	40,81"	20,25"
27	47,48"	14,76"
28	30,50"	25,50"
29	51,31"	26,03"
30	49,44"	22,88"
31	48,56"	21,26"
32	50,18"	26,37"
33	49,49"	19,44"
34	56,38"	24,91"
35	55,97"	23,99"
36	47,28"	18,43"
37	35,62"	24,68"
38	50,91"	22,09"
39	48,09"	24,47"
40	44,91"	25,62"
41	53,56"	24,47"
<b>Promedio</b>	<b>41,57"</b>	<b>21,45"</b>

**ANEXO 5**  
**PRODUCCIÓN DEL CAMIÓN ROQUERO CAT 777C**



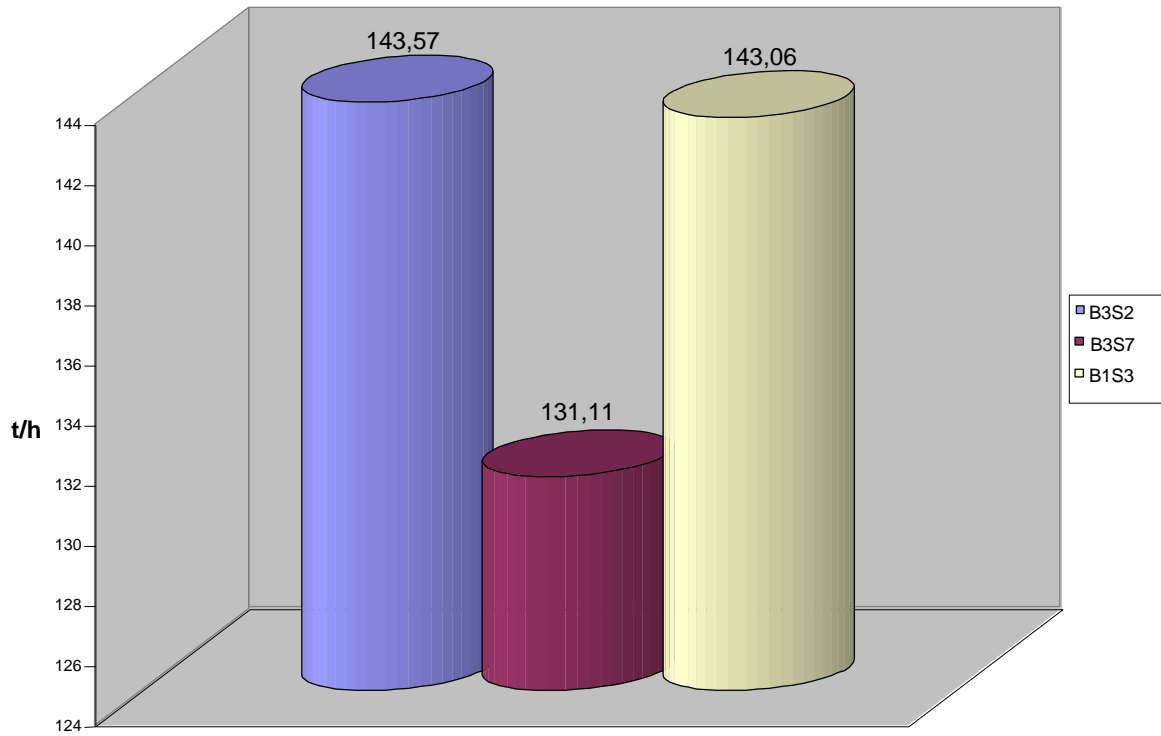
## ANEXO 6

### PRODUCCIÓN DEL CAMIÓN ROQUERO CAT 773B



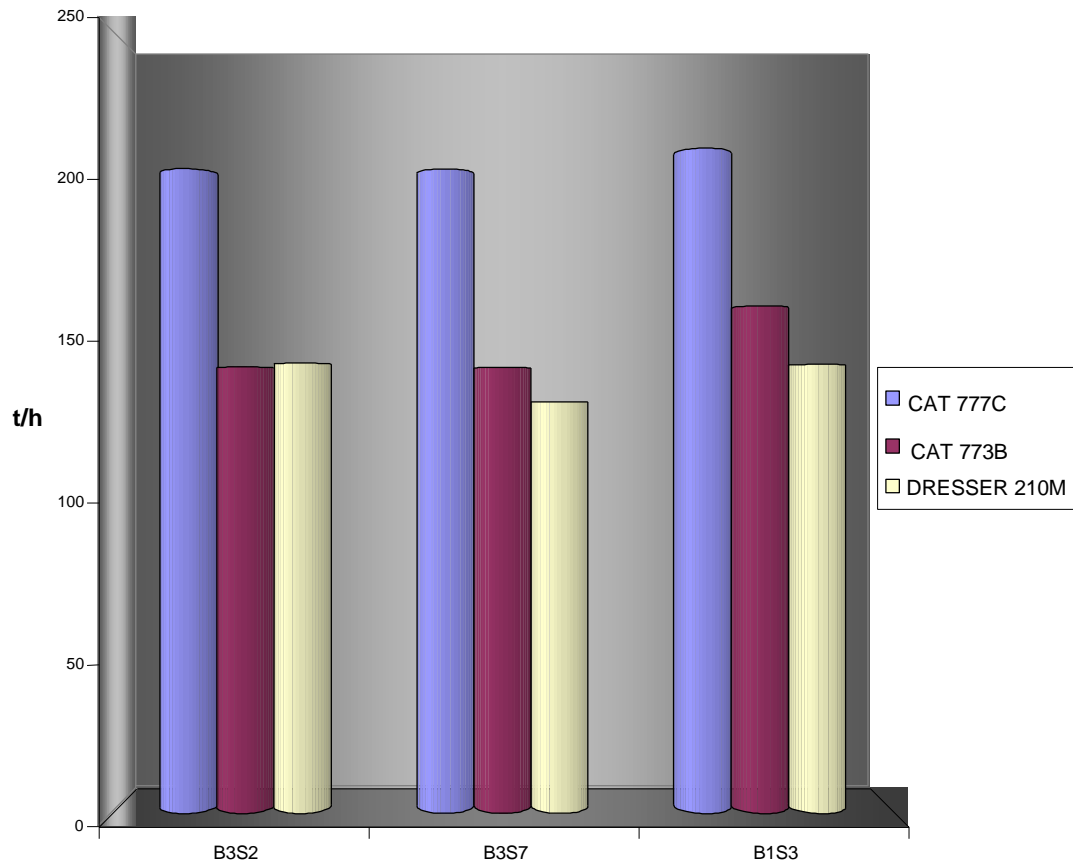
## ANEXO 7

### PRODUCCIÓN DEL CAMIÓN ROQUERO DRESSER 210M



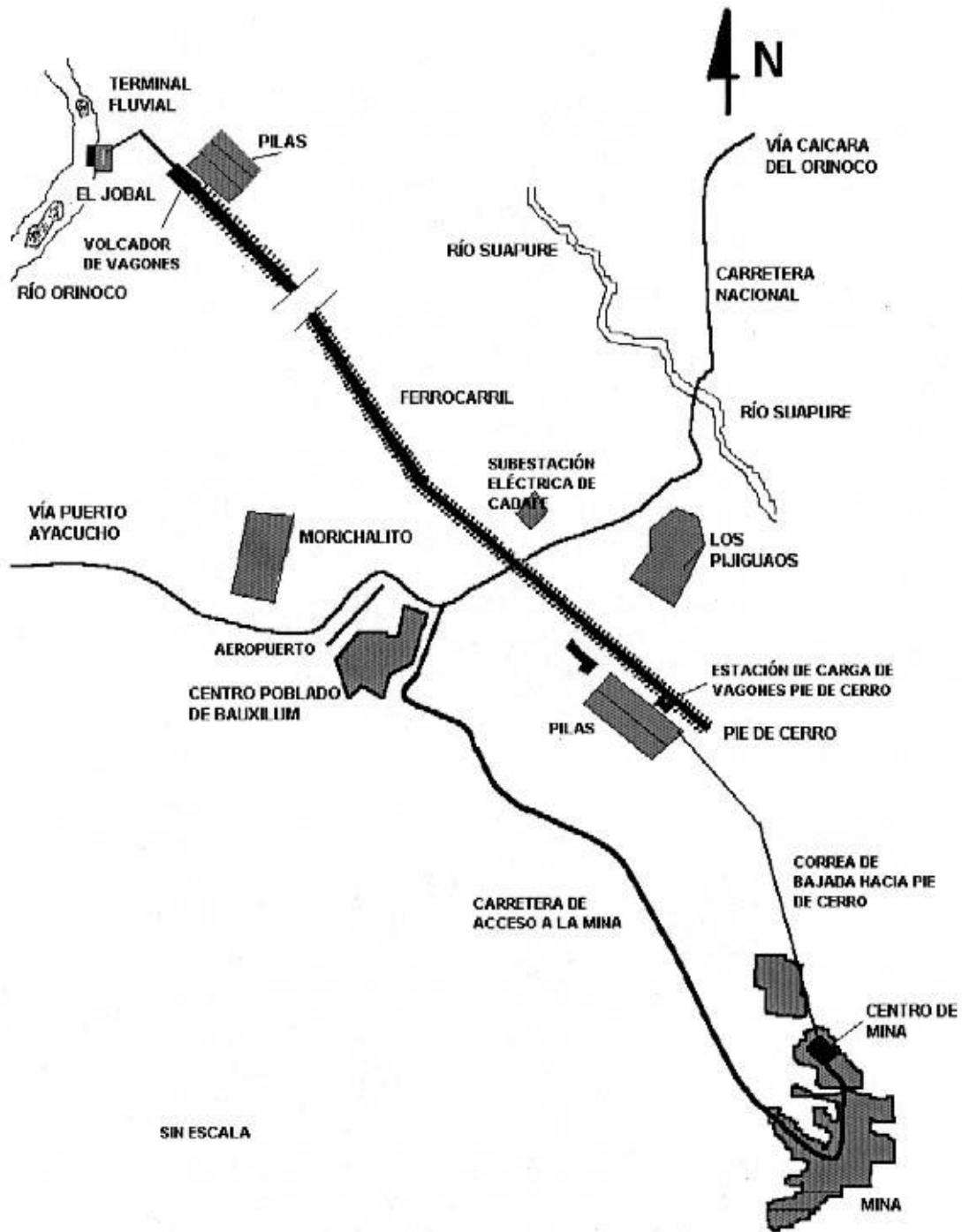
## ANEXO 8

### PRODUCCIÓN DE LOS EQUIPOS DE ACARREO PARA LOS DIFERENTES FRENTE DE EXPLOTACIÓN



## ANEXO 9

### CROQUIS DE UBICACIÓN DE CVG BAUXILUM OPERADORA DE BAUXITA





## ANEXO 11

### MINUTA UTILIZADA EN LA TOMA DE TIEMPOS DE CICLO DEL CAMIÓN

#### ROQUERO CAT 777C

<b>Equipo:</b> Camión CAT 777C # 13	<b>Operador:</b> Argenis Infante	<b>Turno:</b> 1 <sup>er</sup>	<b>B-S:</b> 3-7	<b>Fecha:</b> 20/7/00
<b>Supervisor:</b> René Olavez	<b>Observaciones:</b> presencia de lluvia y neblina en todo el turno.			
<b>Equipo de carga:</b> Cargador F	Poca visibilidad.			

Viaje #	1	2	3	4	5
<b>Demora</b>	-	-	-	-	-
<b>Maniobra (c)</b>	29,46"	32,57"	29,58"	30,56"	32,57"
<b>Carga</b>	3' 40,97"	3' 20,88"	4' 19,18"	3' 56,22"	-
<b>Acarreo</b>	6' 03,47"	7' 03,78"	8' 17,03"	6' 35,00"	6' 23,37"
<b>Demora</b>	-	-	-	-	-
<b>Maniobra (d)</b>	36,88"	50,19"	33,09"	38,84"	39,06"
<b>Descarga</b>	-	-	1' 29,52"	26,07"	1' 30,25"
<b>Retorno</b>	5' 48,87"	7' 30,40"	6' 10,93"	5' 54,71"	6' 18,35"

Viaje #	6	7	8	9	10
<b>Demora</b>	-	-	-	-	5' 3,60"
<b>Maniobra (c)</b>	22,40"	34,30"	35,12"	33,78"	37,57"
<b>Carga</b>	3' 50,53"	2' 48,65"	3' 06,07"	3' 58,53"	2' 52,22"
<b>Acarreo</b>	6' 17,82"	6' 44,48"	6' 43,35"	-	-
<b>Demora</b>	-	-	-	-	-
<b>Maniobra (d)</b>	44,94"	36,35"	35,60"	46,78"	35,01"
<b>Descarga</b>	-	46,94"	-	36,80"	53,31"
<b>Retorno</b>	6' 25,41"	5' 47,13"	6' 59,07"	6' 39,15"	5' 40,66"

Viaje #	11	12	13	14	15
<b>Demora</b>	30,06"	1' 20,81"	1' 30,81"	-	2' 34,00"
<b>Maniobra (c)</b>	37,59"	41,51"	37,65"	37,38"	34,50"
<b>Carga</b>	3' 06,13"	3' 21,56"	2' 55,38"	2' 27,26"	2' 31,34"
<b>Acarreo</b>	6' 21,58"	6' 53,22"	5' 59,75"	5' 51,06"	5' 50,90"
<b>Demora</b>	-	-	-	-	-
<b>Maniobra (d)</b>	29,37"	40,06"	33,96"	32,88"	-
<b>Descarga</b>	37,62"	1' 34,41"	3' 04,25"	2' 32,84"	-
<b>Retorno</b>	6' 05,35"	5' 09,10"	5' 49,09"	5' 47,44"	6' 52,10"

**Promedios:**

**Demora:** 2,19 min

**Maniobra (c):** 0,51 min

**Carga:** 3,30 min

**Acarreo:** 6,58 min

**Maniobra (d):** 0,62 min

**Descarga:** 1,28 min

**Retorno:** 6,19 min