

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**ANÁLISIS TÉCNICO-ECONÓMICO DE SISTEMAS DE
TRANSPORTE DE BAUXITA PARA LA EXPLOTACIÓN DE
LOS BLOQUES 5 AL 10 DEL YACIMIENTO DE LOS
PIJIGUAOS, ESTADO BOLÍVAR**

Trabajo Especial de Grado
presentado ante la Ilustre
Universidad Central de Venezuela
por el
Br. Hernández Guzmán, Teobaldo José
para optar por el Título de
Ingeniero de Minas

Caracas, febrero de 2003

TRABAJO ESPECIAL DE GRADO

**ANÁLISIS TÉCNICO-ECONÓMICO DE SISTEMAS DE
TRANSPORTE DE BAUXITA PARA LA EXPLOTACIÓN DE
LOS BLOQUES 5 AL 10 DEL YACIMIENTO DE LOS
PIJIGUAOS, ESTADO BOLÍVAR**

TUTOR ACADÉMICO: Prof. Alex Villanueva

TUTOR INDUSTRIAL: Ing° Pablo Guapes

Caracas, febrero de 2003

HERNÁNDEZ GUZMÁN, TEOBALDO JOSÉ

**ANÁLISIS TÉCNICO-ECONÓMICO DE SISTEMAS DE
TRANSPORTE DE BAUXITA PARA LA EXPLOTACIÓN DE
LOS BLOQUES 5 AL 10 DEL YACIMIENTO DE LOS
PIJIGUAOS, ESTADO BOLÍVAR.**

**Tutor Académico: Prof. Alex Villanueva. Tutor Industrial: Ing° Pablo Guapes.
Tesis. Caracas. U.C.V. Facultad de Ingeniería. Escuela de Geología, Minas y
Geofísica. 2003, 181 Pág.**

PALABRAS CLAVES: Bauxita. Transporte. Vía Férrea. Correa Transportadora.
Evaluación Económica. Valor Presente.

RESUMEN

En el futuro las distancias de acarreo se verán afectadas por el progresivo alejamiento entre los frentes de explotación y la planta de trituración, debido al avance de las excavaciones de producción. Motivado a esto se prevé reubicar el centro de trituración en un punto de manera que las distancias de acarreo se minimicen. Una vez reubicado el centro de trituración se debe definir el tipo de transporte más idóneo para llevar el mineral desde este sitio hasta el lugar donde empalme con el actual sistema de transporte a Pie de Cerro.

En tal sentido, el objetivo general de este trabajo es la formulación y evaluación técnica-económica de varios sistemas de transporte, para la explotación de los bloques 5 al 10 del yacimiento de Los Pijiguaos, con el fin de identificar y recomendar la alternativa más viable.

Para ello se desarrollaron los proyectos de Ferrocarril, Correas Transportadoras y Camiones Roqueros, en términos de ingeniería conceptual y básica, con sus respectivas estimaciones de costos: Inversión Inicial, Costos Anuales y Costos de Reemplazos. La alternativa de correas transportadoras se subdividió en correas convencionales (sobre rodillos) y correas tipo CABLE BELT (sobre cables). Posteriormente se procedió a la realización de una evaluación comparativa de cada una de los proyectos, teniendo como base el criterio del Valor Presente y el Costo Anual Equivalente, bajo un horizonte de planeación de 15 años.

Sobre la base de los resultados de la evaluación económica se concluye, de manera general, que la alternativa más favorable es la de correas convencionales, recomendándose entonces aplicar este sistema de transporte para la explotación de los bloques 5 al 10 del yacimiento de Los Pijiguaos.

DEDICATORIA

*...A la memoria de
Carmen Alicia Hernández...*

AGRADECIMIENTOS

- A Dios.
- A la Universidad Central de Venezuela.
- Al Profesor Alex Villanueva, Tutor Académico de este Trabajo Especial de Grado.
- Al Ingeniero Pablo Guapes, Tutor Industrial del presente trabajo.
- A mis padres y hermanos.
- Al Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad Central de Venezuela, a su tren de Profesores y empleados.
- A la empresa C.V.G. BAUXILUM-MINA.
- A los Ingenieros Pedro Flores, Paul McGrane y Luis Guzmán.
- A todo el personal de la Superintendencia de Geología y Planificación de Mina, adscrita a la Gerencia de Geología y Mina: Ing° Carlos Villegas, T.S.U. Pío Pérez, Douglas Mociso, Daniel Machica, Wirley García, Garciano Méndez, Orlando Torrez, Jorge Charbone y Dennis García con su equipo de Topógrafos.
- Al personal de la Superintendencia de Extracción y Acarreo: Ing. Ramón Kingland, T.S.U. Juan C. Camargo, José M. Rojas.
- Al Ingeniero Luis Quintero, Superintendente de Tráfico y Señalización de Vías Férreas de C.V.G. BAUXILUM-MINA.
- A todos mis compañeros de estudios.
- A mis compañeros pasantes en el Campamento de Los Pijiguaos, en especial a Bienmar Suhail Pérez.
- A Yelitza Martínez, sin tu ayuda no lo hubiese logrado.

...a todos, eternamente GRACIAS!!!

ÍNDICE GENERAL

RESUMEN.....	pp. i
DEDICATORIA.....	ii
AGRADECIMIENTOS.....	iii
LISTA DE TABLAS.....	vii
LISTA DE FIGURAS.....	ix
INTRODUCCIÓN.....	1
CAPÍTULO I	
EL PROBLEMA.....	3
1.1.- Planteamiento del problema.....	3
1.2.- Objetivos.....	6
1.2.1.- Objetivo general.....	6
1.2.2.- Objetivos específicos.....	6
1.3.- Justificación.....	7
CAPÍTULO II	
GEOLOGÍA DEL YACIMIENTO.....	9
2.1.- Geología regional.....	9
2.1.1.- Geología del Escudo de Guayana.....	9
2.2.- División del Supergrupo Cedeño.....	12
2.3.- Geología Local.....	13
2.4.- Génesis de la bauxita de Los Pijiguaos.....	15
2.5.- Perfil laterítico del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos.....	16
2.5.1.- Zona de acumulación.....	16
2.5.2.- Zona de lavado.....	17
2.5.3.- Zona de roca.....	17
2.6.- Evaluación de reservas.....	17
2.6.1.- Reservas aprovechables de los bloques 5 al 10.....	19
CAPÍTULO III	
GENERALIDADES DE LA EMPRESA.....	22
3.1.- Ubicación geográfica.....	22
3.2.- Reseña histórica.....	23
3.3.- Proceso productivo.....	25
3.3.1.- Área de mina.....	26
3.3.2.- Área de Pié de Cerro.....	28
3.3.3.- Área de El Jobal.....	32
3.4.- Períodos de producción minera.....	34
CAPÍTULO IV	
MARCO TEÓRICO.....	36

4.1.- Ferrocarriles.....	36
4.1.1.- Estructura de la vía férrea.....	36
4.1.2.- Material rodante.....	54
4.2.- Correas transportadoras.....	58
4.2.1.- La correa.....	59
4.2.2.- La estructura.....	59
4.2.3.- Tipos de correas transportadoras.....	60
4.2.4.- Elementos de diseño.....	65
4.2.5.- Curvas verticales en correas transportadoras.....	76
4.3.- Camiones Roqueros.....	78
4.3.1.- Características y especificaciones de los camiones.....	79
4.3.2.- Selección del tamaño óptimo de una flota de camiones.....	79
4.4.- Análisis económico de proyectos.....	86
4.4.1.- Comparación entre alternativas.....	86
CAPÍTULO V	
DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	90
5.1.- Ferrocarriles.....	90
5.1.1.- Infraestructura (terraplén).....	90
5.1.2.- Características técnicas de la vía férrea.....	91
5.1.3.- Equipo requerido en 1 km de vía.....	92
5.1.4.- Aparatos de vía.....	94
5.1.5.-Material rodante.....	94
5.1.6.- Estudio de curvas horizontales.....	100
5.1.7.- Peralte.....	102
5.1.8.- Estudio de curvas verticales.....	102
5.1.9.- Equipo de apoyo requerido.....	103
5.1.10.- Personal requerido.....	103
5.2.- Correas transportadoras.....	105
5.2.1.- Correas transportadoras sobre rodillos (convencionales).....	105
5.2.2.- Correa transportadora sobre cable (Cable Belt).....	113
5.3.- Camiones roqueros.....	118
5.3.1.- Cálculo del número de camiones.....	118
5.3.2.- Cálculo del numero de cargadores.....	123
5.3.3.- Personal requerido.....	124
CAPÍTULO VI	
ESTIMACIÓN DE INVERSIONES.....	125
6.1.- Ferrocarril.....	125
6.1.1.- Inversión inicial.....	125
6.1.2.- Costos anuales.....	129
6.1.3.- Costos de reemplazos.....	132
6.1.4.- Valores residuales.....	133
6.2.- Correas transportadoras convencionales.....	135
6.2.1.- Inversión inicial.....	135

6.2.2.- Costos anuales.....	139
6.2.3.- Reemplazos.....	140
6.2.4.- Valor residual.....	141
6.3.- Correa transportadora Cable Belt.....	143
6.3.1.- Inversión inicial.....	143
6.3.2.- Costos anuales.....	145
6.3.3.- Reemplazos.....	147
6.3.4.- Valor residual.....	147
6.4.- Camiones roqueros.....	149
6.4.1.- Inversión inicial.....	149
6.4.2.- Costos anuales.....	150
6.4.3.- Reemplazos.....	153
6.4.4.- Valor residual.....	154
CAPÍTULO VII	
EVALUACIÓN COMPARATIVA.....	156
7.1.- Valor Presente.....	157
7.1.1.- Ferrocarril.....	158
7.1.2.- Correas convencionales.....	160
7.1.3.- Correas tipo Cable Belt.....	162
7.1.4.- Camiones roqueros.....	164
7.1.5.- Ferrocarril.....	166
7.1.6.- Correas convencionales.....	166
7.1.7.- Correas tipo Cable Belt.....	166
7.1.8.- Camiones roqueros.....	166
7.2.- Costos unitarios por toneladas (US\$/t).....	167
7.2.1.- Ferrocarril.....	168
7.2.2.- Correas convencionales.....	168
7.2.3.- Correas tipo Cable Belt.....	168
7.2.4.- Camiones roqueros.....	168
7.3.- Resultados.....	169
CAPÍTULO VIII	
DISCUSIÓN DE RESULTADOS.....	170
CONCLUSIONES.....	173
RECOMENDACIONES.....	174
BIBLIOGRAFÍA.....	176
ANEXOS.....	180
Lista de anexos.....	181

LISTA DE TABLAS

pp.

2.1.- Reservas probadas al 01 de julio de 2002 (malla 25 x 25 m).....	18
2.2.- Reservas probables al 01 de julio de 2002 (malla 100 x 100 m).....	19
2.3.- Reservas totales al 01/07/02.....	19
2.4.- Reservas probadas al 01/07/02 de los bloques 5 al 10 (malla 25 x 25).....	20
2.5.- Reservas probables al 01/07/02 de los bloques 5 al 10 (malla 100 x 100).....	20
2.6.- Reservas totales de los bloques 5 al 10.....	21
3.1.- Características técnicas de la correa C1.....	30
3.2.- Características técnicas de la correa de bajada.....	31
3.3.- Períodos de producción minera.....	35
4.1.- Dimensiones de las secciones transversales de los durmientes de madera.....	40
4.2.- Cuadro comparativo de vías clásicas Vs elásticas.....	49
4.3.- Material necesario en 1 km de vía clásica y elástica.....	49
4.4.- Diámetros de tambores mínimos recomendados.....	70
4.5.- Factor de transmisión (K).....	75
5.1.- Volúmenes de cortes y rellenos.....	91
5.2.- Características técnicas de la vía férrea.....	92
5.3.- Características de los vagones.....	95
5.4.- Estimación de tiempos de viaje.....	95
5.5.- Características de las locomotoras.....	97
5.6.- Alineación horizontal de la línea férrea (ida).....	100
5.7.- Alineación horizontal (retorno).....	101
5.8.- Peraltes en las curvas de la vía principal.....	102
5.9.- Alineación vertical de la vía férrea.....	103
5.10.- Longitudes de las cintas transportadoras.....	105
5.11.- Potencias requeridas por tramos.....	110
5.12.- Tensiones por tramos.....	110
5.13.- Equipo requerido por tramos.....	111
5.14.- Alineación horizontal del sistema Cable Belt.....	113
5.15.- Especificaciones técnicas de la correa de cables.....	114
5.16.- Equipo requerido para todo el sistema Cable Belt.....	116
5.17.- Distancias y pendientes ponderadas.....	118
5.18.- Parámetros para el cálculo de tiempo de ciclo para cargador frontal.....	119
5.19.- Tiempos de acarreo estimados.....	121
5.20.- Tiempos de retorno estimados.....	121
6.1.- Costo total de 1 km de vía elástica.....	127
6.2.- Costo total de 1 km de vía clásica.....	127

6.3.- Costo total de un cambia vía.....	128
6.4.- Costo total del material rodante.....	128
6.5.- Inversión inicial de ferrocarriles.....	129
6.6.- Costo de operación.....	130
6.7.- Costos anuales de ferrocarriles.....	132
6.8.- Reemplazos en ferrocarriles.....	132
6.9.- Valores residuales en Ferrocarriles.....	134
6.10.- Costos totales de ferrocarriles.....	134
6.11.- Potencias y costos de unidades de accionamiento.....	136
6.12.- Costos del sistema de seguridad (correa convencional).....	138
6.13.- Inversión inicial de correas convencionales.....	138
6.14.- Costos anuales de operación y mantenimiento.....	140
6.15.- Reemplazos en correas convencionales.....	141
6.16.- Valores residuales en correas convencionales.....	142
6.17.- Costos totales en correas convencionales.....	142
6.18.- Costos del sistema de protección y seguridad (Cable Belt).....	144
6.19.- Inversión inicial del sistema Cable Belt.....	145
6.20.- Costos anuales de operación y mantenimiento del sistema Cable Belt.....	146
6.21.- Reemplazos del sistema Cable Belt.....	147
6.22.- Valores residuales en sistema Cable Belt.....	148
6.23.- Costos totales del sistema Cable Belt.....	148
6.24.- Inversión inicial alternativa camiones.....	150
6.25.- Costos anuales de camiones.....	153
6.26.- Costos de reemplazos en camiones.....	154
6.27.- Valores residuales en alternativa camiones.....	154
6.28.- Costos totales de la alternativa de camiones.....	155
7.1.- Valor Presente.....	165
7.2.- Costo anual equivalente (CAE).....	167
7.3.- Costos unitarios por toneladas (US\$/t).....	168
7.4.- Resultados.....	169

LISTA DE FIGURAS

pp.

1.1.- Ubicación de los bloques en el yacimiento de Los Pijiguaos.....	3
2.1.- División del Escudo de Guayana en 4 provincias geológicas.....	9
2.2.- Esquema estratigráfico propuesto por Mendoza (1974).....	13
2.3.- Perfil laterítico del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos.....	17
3.1.- Ubicación geográfica del yacimiento de Los Pijiguaos.....	22
3.2.- Diagrama de flujo del proceso productivo en CVG BAUXILUM-MINA.....	25
3.3.- Perforación geoexploratoria.....	27
3.4.- Cargador frontal CAT-992C.....	28
3.5.- Pala hidráulica CAT-5130.....	28
3.6.- Corte esquemático de la estación de trituración.....	29
3.7.- Correa de bajada (tipo teleférico).....	30
3.8.- Apilador (Pie de Cerro).....	31
3.9.- Recuperador de cangilones (Pie de Cerro).....	32
4.1.- Plataforma de la vía con una sola inclinación.....	37
4.2.- Plataforma de la vía con dos aguas.....	37
4.3.- Distribución de presiones en la capa de balasto.....	39
4.4.- Sección transversal de la vía.....	39
4.5.- Sección transversal de doble vía en recta.....	39
4.6.- Tipos de secciones transversales de durmientes de madera.....	40
4.7.- Apoyo del riel sobre el durmiente.....	40
4.8.- Vía férrea con durmientes de madera.....	41
4.9.- Línea férrea con durmientes de concreto.....	41
4.10.- Durmiente mixto de acero y hormigón.....	42
4.11.- Sección transversal del riel.....	43
4.12.- Tirafondo.....	45
4.13.- Clavos.....	45
4.14.- Sujeción de riel tipo Pandrol.....	46
4.15.- Eclisa.....	46
4.16.- Desvío, que permite el paso de las circulaciones de una vía a otra.....	47
4.17.- Cruzamiento doble o entrevía oblicua.....	47
4.18.- Caminos de rodadura.....	48
4.19.- Curva circular simple.....	50
4.20.- Peralte.....	52
4.21.- Ancho de la vía.....	53
4.22.- Locomotora a vapor.....	55
4.23.- Locomotora eléctrica.....	55
4.24.- Locomotora Diesel-Eléctrica.....	56

4.25.- Estructura típica de una correa transportadora.....	58
4.26.- Configuración de rodillos.....	60
4.27.- Correa llevada por dos cables continuos de acero.....	62
4.28.- Correa transportadora tipo teleférico (Cable Belt).....	63
4.29.- Correa transportadora con curvas horizontales.....	64
4.30.- Diferentes tipos de rodillos.....	70
4.31.- Factores que influyen en la resistencia al rodamiento.....	82
4.32.- Gráfico Tracción-velocidad-pendiente.....	84
5.1.- Talud de relleno (sin escala).....	91
5.2.- Taludes de cortes (sin escala).....	91
5.3.- Vagón y tolva del camión en planta (sin escala).....	99
5.4.- Muelle de carga (sin escala).....	99
5.5.- Configuración de patio de descarga (sin escala).....	101
5.6.- Configuración del muelle de carga (sin escala).....	101
5.7.- Estructura de los elevados (sin escala).....	106
5.8.- Gráfico Tracción-Velocidad-Pendiente.	120

INTRODUCCIÓN

En todas las explotaciones mineras es fundamental estimar el beneficio económico de los proyectos de inversión, antes y durante su realización. La estimación antes de la ejecución de un proyecto permite conocer la factibilidad para la toma de decisiones sobre su realización o no.

En tal sentido, el objetivo general de este Trabajo Especial de Grado es realizar una evaluación técnico-económica de los posibles sistemas de transporte de material bauxítico, para el aprovechamiento de las reservas de los bloques 5 al 10 del yacimiento del Cerro Páez en Los Pijiguaos, en el Estado Bolívar. Las alternativas de transporte objeto de estudio en el presente trabajo, fueron la de Ferrocarril, Correas Transportadoras y Camiones Roqueros, todas ellas mutuamente excluyentes.

Para determinar cuál de las alternativas es más favorable se aplicaron los criterios del Valor Presente y Costo Anual Equivalente, considerando un horizonte de planeación de 15 años para todas las alternativas, con el fin de hacerlas equiparables y definir la opción más óptima para el acarreo de mineral.

Con este propósito se procedió, en primer lugar, a identificar todos los factores que originan costos en cada uno de los sistemas de transporte planteados, en base a los cuales se estimó la estructura de la Inversión Inicial, Costos Anuales y Costos de Reemplazos.

El desarrollo del trabajo abarca un contenido que se inicia con el planteamiento del problema, los objetivos y la justificación del mismo. Posteriormente se describe la geología del yacimiento, ubicación geográfica, características del mismo, descripción de la empresa y de sus actividades de exploración, extracción y manejo de la bauxita.

Luego este trabajo presenta los fundamentos teóricos que sirven de apoyo para la comprensión de la terminología usada y el desarrollo de la ingeniería de cada alternativa formulada. Los conceptos desarrollados permiten estimar los costos de inversión y costos de operación para efectos de realizar la evaluación económica de las alternativas.

Finalmente se exponen los resultados obtenidos y sus respectivos análisis, para llegar a las conclusiones y recomendaciones derivadas del estudio realizado.

CAPÍTULO I EL PROBLEMA

1.1.- Planteamiento del Problema

A medida que C.V.G. BAUXILUM – MINA ha ido avanzando en la explotación del yacimiento de Los Pijiguaos, los frentes de producción se han alejado de la planta de trituración, por lo cual los tiempos de los ciclo operativos de los equipos de acarreo se han incrementado considerablemente, influyendo directamente de manera negativa en los costos y en el cumplimiento de las metas de producción establecidas.

Inicialmente los frentes de explotación se encontraban a distancias relativamente cortas de la planta de trituración, estos frentes eran de los bloques 1 y 2 (figura 1.1). Con el paso de los años, la excavación del yacimiento ha originado un alejamiento progresivo de los frentes, además, las exploraciones geológicas han encontrado nuevos bloques de mineral, los cuales están ubicados a distancias mayores que los primeros, aumentando así, más aún, las distancias de acarreo. Estos nuevos bloques son del 5 al 10 cuyas reservas minerales alcanzan a 111.500.000 toneladas.

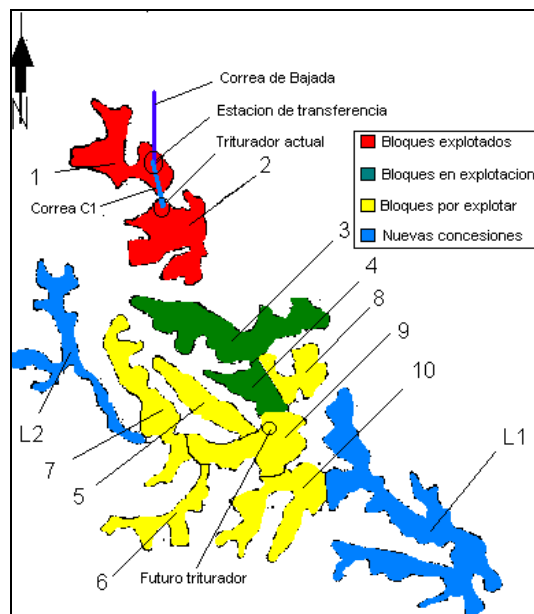


Figura 1.1. Ubicación de los bloques en el yacimiento de Los Pijiguaos

En el futuro, los programas de producción para el aprovechamiento del mineral bauxítico se verán afectados, aún más que la tendencia actual, por los excesivos distanciamientos que se van a derivar del continuo alejamiento de las excavaciones.

En consecuencia, la empresa prevé reubicar el centro de trituración en un punto estratégico, de manera que las futuras distancias de acarreo no sobrepasen los límites recomendados para la minería de superficie.

En efecto, se han realizado estudios para la reubicación de la planta de trituración (Pérez, 2002), donde se evaluaron tres puntos alternativos de reubicación, para elegir el más idóneo. También se determinó el año en que se debe cambiar el triturador.

Los parámetros que se tomaron en cuenta para la reubicación fueron:

Centro de Mina: Que garantizara un punto estratégico de fácil acceso desde los diferentes frentes de explotación.

Distancias de acarreo: Fueron consideradas desde los frentes de explotación hasta los sitios de reubicación.

Topografía: Se consideró la pendiente existente en las áreas de reubicación, en un rango de variabilidad comprendido entre 0% y 10%, de manera tal que garantizara la maniobrabilidad de los equipos.

Planificación: Se consideró un lapso de planificación para la mina desde el año 2002 hasta el año 2018, correspondiente a la vida de las reservas.

El referido estudio dió como resultado que el punto más favorable para la ubicación del triturador es de coordenadas N:178150 E:116300 (alternativa 2 en el anexo 1.1); así como también se determinó que el año en que se debe cambiar el triturado es el 2005, a fin de iniciar operaciones en el 2006.

Una vez ubicado el nuevo sitio del centro de trituración, se debe definir el tipo de transporte más idóneo para llevar el mineral desde este sitio al lugar donde empalme con el actual sistema de transporte de mineral a Pie de Cerro (Correa de Bajada).

Para el presente estudio se evalúan tres modelos alternativos mutuamente excluyentes: Cintas transportadoras, Ferrocarril y Camiones Roqueros, alternativas consideradas lógicas debido a que las características de la zona son favorables para estos sistemas.

La alternativa de Correas Transportadoras se subdividió, a su vez, en dos subalternativas, las cuales son correas transportadoras sobre rodillos o convencionales y correa transportadora tipo cable (Cable Belt).

Para determinar cual de las alternativas es más favorable se debe realizar un estudio económico a fin de definir la solución más idónea desde el punto de vista del costo total. Para la evaluación económica se deben considerar todos los factores que ocasionen costos, los cuales se agruparán en: Inversión inicial, costos anuales de operación y mantenimiento, y costos de reemplazo de equipos.

El estudio se realizará tomando en cuenta que para el año 2002 la producción será de 5.557.750 t/año, aumentando en el año 2003 a 6.000.000 t/año, en el 2004 a 7.000.000 t/año y en el año 2005 a 8.000.000 t/año, manteniéndose esta rata de producción hasta el año 2018.

1.2.- Objetivos

1.2.1.- Objetivo General

Realizar el estudio técnico-económico de sistemas de transporte principal del material bauxítico, para la explotación de las reservas de los bloques 5 al 10 del yacimiento del Cerro Páez de Los Pijiguaos, en el Estado Bolívar, con el fin de seleccionar la alternativa más favorable, con mínimo costo de explotación de tales reservas geológicas.

1.2.2.- Objetivos Específicos

- Formular el proyecto de ferrocarril términos de ingeniería conceptual y básica.
- Formular los proyectos de bandas transportadoras en términos de ingeniería conceptual y básica.
- Formular el proyecto de camiones roqueros términos de ingeniería conceptual y básica.
- Realizar la estimación de inversiones, costos operativos y costos de mantenimiento de las alternativas.
- Realizar la evaluación económica de las alternativas de transporte de mineral.
- Determinar la alternativa de transporte de mineral más favorable.
- Recomendar la alternativa más favorable para el transporte de mineral.

1.3.- Justificación

A medida que la explotación avanza se van modificando diferentes parámetros operativos en función de adaptarlos a las nuevas exigencias de factores externos e internos, buscando siempre la mayor producción al menor costo posible, dentro de la normativa ambiental vigente en el país.

Además, este análisis debe considerar el incremento planificado de la producción a 6.000.000 t/año para el año 2003, 7.000.000 t/año para el 2004 y 8.000.000 t/año a partir del año 2005; y que la distancia desde el lugar donde funcionará el nuevo centro de trituración hasta la tolva de transferencia está por el orden de los 7.000 metros, de modo que surge la necesidad de definir un medio de transporte óptimo para cubrir tal distancia.

En la actualidad, los bloques que están en explotación son el 3 y 4, cuyas distancias de acarreo promedio están por el orden de los 4700 m. En el futuro, a partir del año 2006, estas distancias superarían los 7000 m (ver gráfico 1) de no instalarse el nuevo centro de trituración, lo cual implicaría una disminución considerable en la productividad de los equipos de acarreo y por ende un aumento en los costos de producción en \$/ton.

Por el contrario, el nuevo centro de trituración permitiría definir tales distancias excesivas de acarreo a distancias menores de 2000 metros.

Con la realización del estudio se estaría identificando la alternativa de transporte más idónea desde el punto de vista económico y técnico, para cubrir la distancia entre el nuevo centro de trituración y la tolva de transferencia, lo cual implicaría una disminución en los costos de operación, específicamente en los costos de acarreo de mineral.

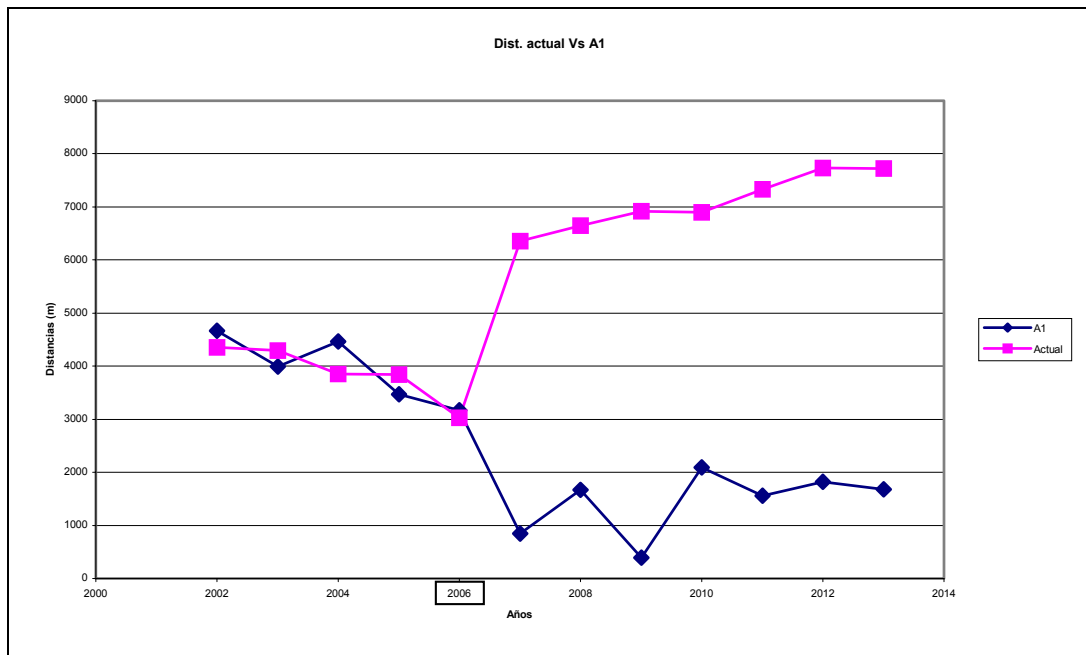


Gráfico 1. Distancias de acarreo

Ante esta situación, la Superintendencia de Geología y Planificación de Mina, adscrita a la Gerencia de Geología y Mina de la Empresa C.V.G. BAUXILUM - MINA, tiene la responsabilidad para la realización de un estudio de las alternativas de transporte de mineral, con el fin de identificar la más idónea desde el punto de vista técnico y económico.

CAPÍTULO II 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 (figura 2.1) Imataca, Pastora, Cuchivero y Roraima.

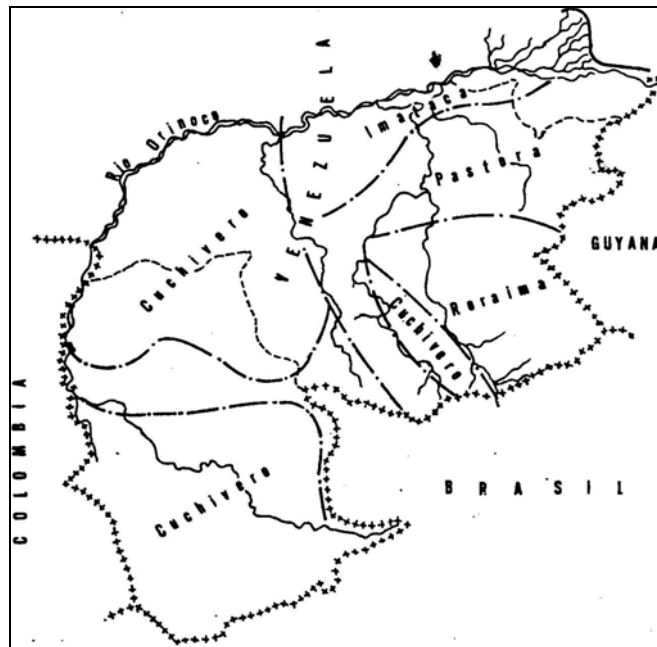


Figura 2.1. División del Escudo de Guayana en 4 provincias geológicas

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.

Provincia Geológica de Pastora

El Léxico Estratigráfico de Venezuela (1970) establece que la Provincia de Pastora se encuentra al sur de Imataca, separada de ésta 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.

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).

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 Km². 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 Km².

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 sericíticos y cuarcitas micáceas que afloran en la región Aro- Paragua.

Mendoza (1974), estableció el esquema estratigráfico que se muestra en la figura 2.2 para explicar el contexto geológico de la región.

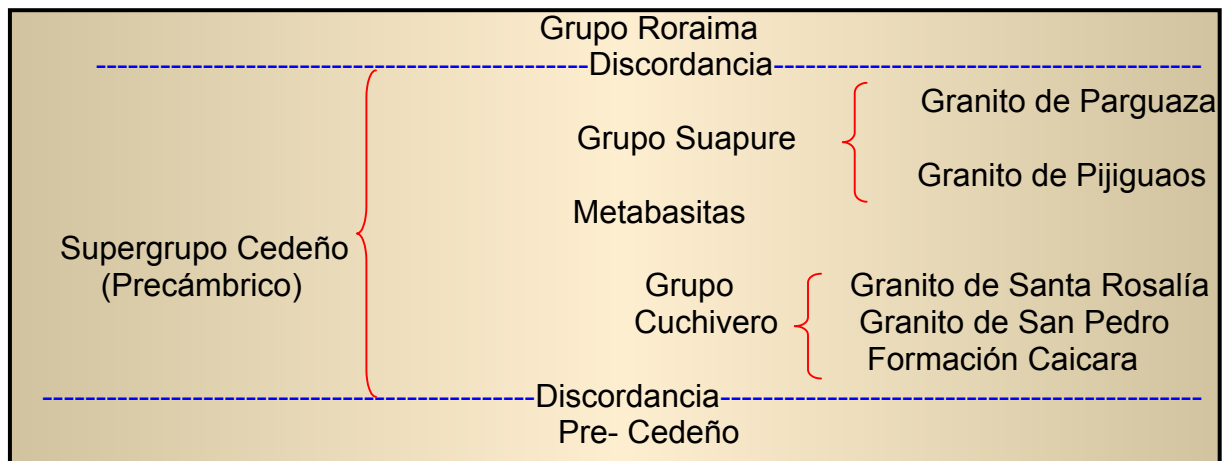


Figura N° 2.2. Esquema estratigráfico propuesto por Mendoza (1974).

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.

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).

El espesor de la capa orgánica posee un promedio de 50 cm en todo el yacimiento, la cual se apila para posteriores trabajos de rehabilitación ambiental. Inmediatamente, se encuentra la mena bauxítica que puede ser dividida en tres zonas.

Una sección típica de la secuencia bauxítica (calicata P-51) es la siguiente:

- Costra dura con textura pisolítica o zona superior, de 2 a 3 m de espesor promedio, con un alto porcentaje de alúmina (52-53%) y porcentaje bajo de sílice reactivo (\approx 0,5%) y cuarzo (\approx 3%).

- Zona pseudo pisolítica o intermedia pobremente cementada con espesor promedio de 3 a 5 m, donde el contenido de alúmina comienza a disminuir y aumenta el contenido de cuarzo y sílice reactiva.
- Zona moteada o inferior, caracterizada por la presencia de cuarzo y caolinita, por lo tanto, los valores de sílice reactivo aumentan. El corte de grado de esta zona está definida por alúmina total mayor o igual a 40% y sílice total menor o igual a 20%.

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 último 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. 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 Al_2O_3 , no más de 20% de Fe_2O_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 sobreimpuesto 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.-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.

2.5.1.- 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 m 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.

2.5.2.- 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.

2.5.3.- Zona de roca

Esta zona se encuentra en la base de la columna, y representa el granito rapakivi fresco o roca madre, tal como se muestra en la figura 2.3.

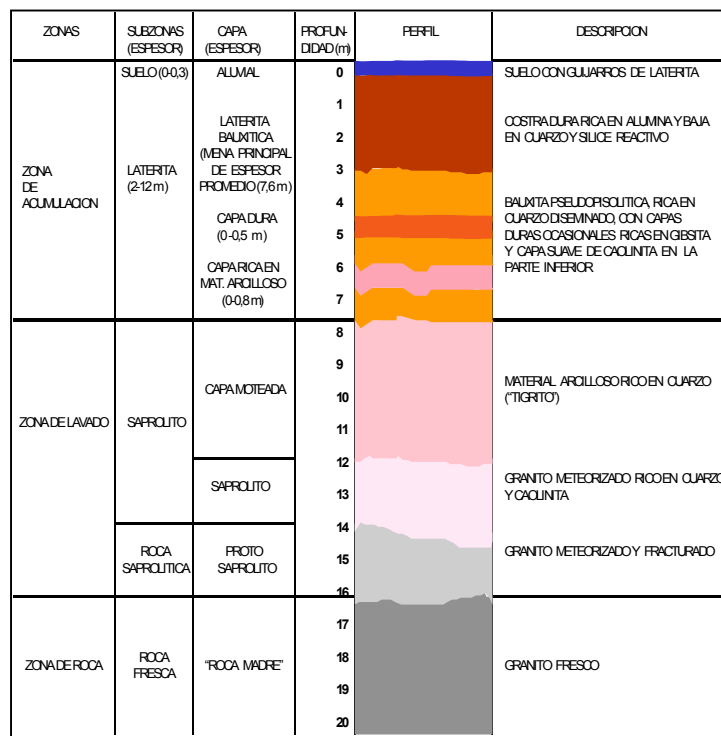


Figura 2.3. Perfil laterítico del yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos.
Fuente: Mariño y Nandi (1998)

2.6.- Evaluación de reservas

Las reservas minerales de C.V.G. BAUXILUN-MINA se dividen en reservas probadas y reservas probables, teniendo como base las perforaciones geoexploratorias que realiza la Superintendencia de Geología y Planificación de Mina.

Estas perforaciones geoexploratorias se realizan a mallas de 25x25 m (reservas probadas), y 100x100m (reservas probables).

Las reservas probadas, al 01 de julio del 2002, llegan a un total de 98.753.000 toneladas (tabla 2.1), distribuidas en un área de 8.867.936 m² (887 hectáreas), reconocidas con una malla de 25 x 25 m y caracterizadas químicamente sobre la base de bauxita seca, con densidad de 1,625 t/m³, con un factor de pérdida de 15%.

Bloque-sector	Área (m ²)	Espesor (m)	Toneladas
1-1	235.734	9,0	3.437.000
1-3	118.313	7,8	1.495.000
1-5	96.521	5,5	860.000
2-6	78.704	4,8	612.000
2-7	93.500	3,4	515.000
2-9	208.779	4,5	1.522.000
3-1	57.882	6,9	647.000
3-2	44.367	8,0	575.000
3-3	294.083	5,3	2.525.000
3-4	202.177	9,3	3.046.000
3-5	101.377	5,2	854.000
3-6	153.238	5,7	1.415.000
3-7	60.087	9,4	915.000
3-8	283.483	6,6	3.031.000
4	798.284	5,9	7.630.000
5	1.403.823	6,2	14.100.000
6	936.647	7,6	11.532.000
7	1.374.717	7,1	15.812.000
8	1.028.807	7,8	13.000.000
9	1.086.768	7,1	12.500.000
10	210.648	8,0	2.730.000
TOTAL	8.867.939	7,0	98.753.000

Tabla 2.1. Reservas probadas al 01 de julio de 2002 (malla 25x25 m)

Fuente: Sección de Geología

En cuanto a las reservas probables al 01 de julio del 2002, las mismas llegan a 41.815.000 toneladas (tabla 2.2) dispuestas en un área de 3.359.600 m² (336 hectáreas) y caracterizadas con una malla de 100 x 100m.

Bloque-sector	Área (m²)	Espesor (m)	Toneladas
6	989.069	7,6	12.215.000
7	832.069	7,1	9.600.000
10	41.815.000	8,0	20.000.000
TOTAL	3.359.600	7,7	41.815.000

Tabla 2.2. Reservas probables al 01 de julio de 2002 (malla 100x100 m)
Fuente: Sección de Geología

Las reservas totales de mineral bauxítico del yacimiento del Cerro Páez, alcanzan un total de 140.568.000 toneladas (tabla 2.3), en un área total de 12.227.539 m² (1.223 hectáreas, todas reportadas sobre la base de bauxita seca y una densidad de 1,625 t/m³, con un factor de pérdida de 15%, bajo una ley de corte de 40% mínimo de Al₂O₃ y un máximo de 20% de SiO₂. Estos datos son actualizados cada tres meses por la sección de Geología.

Reservas	Área (m²)	Espesor (m)	Toneladas
Probadas (Malla 25x25)	8.867.939	7,0	98.753.000
Probables (Malla 100x100)	3.359.600	7,7	41.815.000
Total	12.227.539	7,2	140.568.000

Tabla 2.3. Reservas totales al 01 de julio de 2002
Fuente: Sección de Geología

2.6.1.- Reservas aprovechables de los bloques 5 al 10 del yacimiento del cerro Páez

Las reservas probadas de los bloques 5 al 10, al 01 de julio del año 2002, alcanzan un total de 69.674.000 toneladas (tabla 2.4), lo cual representa el 70,55% de las reservas probadas del yacimiento. Están distribuidas en un área de 6.041.410 m² (604 hectáreas), que representa el 68,1% de la superficie del yacimiento. Estas reservas probadas están reconocidas con una malla de 25 x 25 m, y caracterizadas químicamente sobre la base de una bauxita seca, con densidad de 1,625 t/m³ y con un factor de pérdida de 15%.

Bloque	Área (m ²)	Espesor (m)	Al ₂ O ₃	SiO ₂ (t)	Toneladas
5	1.403.823	6,2	47,7	9,5	14.100.000
6	936.647	7,6	48,1	7,5	11.532.000
7	1.374.717	7,1	48,0	8,7	15.812.000
8	1.028.807	7,8	49,2	8,8	13.000.000
9	1.086.768	7,1	47,9	9,6	12.500.000
10	210.648	8,0	48,8	7,5	2.730.000
Total	6.041.410	7,2	48,2	8,8	69.674.000

Tabla 2.4. Reservas probadas al 01/07/02 de los Bloques 5 al 10 (malla 25 x 25 m)

Fuente: Sección de Geología.

En lo referido a las reservas probables de los bloques 5 al 10, al 01 de julio del año 2002 llegan a 41.815.000 (tabla 2.5), y corresponden al 100% de las reservas probables de todo el yacimiento, reconocidas con una malla de 100 m x 100 m. Éstas reservas probables están sujetas a cambio, debido a que cuando se realicen las perforaciones a una malla de 25 m x 25 m, éstas pueden tener ajustes que resulten del conocimiento mas detallado del depósito.

Bloque	Área (m ²)	Espesor (m)	Al ₂ O ₃	SiO ₂ (t)	Toneladas
6	989.069	7,6	48,1	7,5	12.215.000
7	832.069	7,1	48,0	8,7	9.600.000
10	1.538.462	8,0	48,7	8,0	20.000.000
Total	3.359.600	7,7	48,4	8,0	41.815.000

Tabla 2.5. Reservas probables al 01/07/02 de los bloques 5 al 10 (malla 100 x 100 m)

Fuente. Sección de Geología.

Las reservas totales de los bloques 5 al 10 alcanzan un total de 111.489.000 toneladas (tabla 2.6), lo que representa el 79,3% de las reservas totales del yacimiento, distribuidas en un área de 940 hectáreas, el 76,9% del yacimiento. Todas estas reservas están reportadas sobre la base de bauxita seca, con una densidad de 1,625 t/m³, con un factor de pérdida de 15%, bajo una ley de corte de 40/20 (40% mínimo de Al₂O₃ y 20% máximo de SiO₂).

Reservas	Área (m²)	Espesor (m)	Al₂O₃	SiO₂ (t)	Toneladas
probadas (Malla 25x25)	6.041.410	7,2	48,2	8,8	69.674.000
probables (Malla 100x100)	3.359.600	7,7	48,4	8,0	41.815.000
Total	9.401.010	7,4	48,3	8,5	111.489.000

Tabla 2.6. Reservas totales de los bloques 5 al 10
Fuente: Sección de Geología

CAPÍTULO III GENERALIDADES DE LA EMPRESA

C.V.G. BAUXILUM–MINA en Los Pijiguaos tiene como objetivo principal el aprovechamiento económico y racional del yacimiento de bauxita mediante la explotación minera y el adecuado manejo, para optimizar la mezcla y homogeneización de los materiales de los diferentes frentes de explotación, intercalando sus características físicas y químicas. Esto se logra a través de la aplicación de una minería selectiva por excelencia, para otorgar una materia prima a la planta de alúmina bajo los parámetros de calidad que ésta exige.

3.1.- Ubicación Geográfica

El yacimiento del 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 3.1).

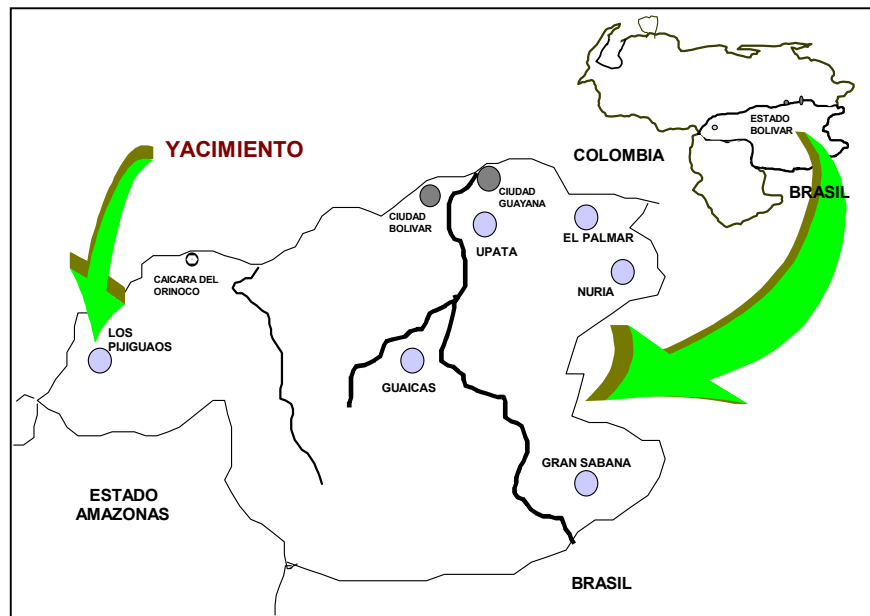


Figura 3.1. Ubicación geográfica del yacimiento de Los Pijiguaos.

El área está comprendida entre las longitudes 66°40'30" W y 66°46'30" W, y las latitudes 6°26'30" N y 6°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 msnm.

3.2.- Reseña 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 (C.V.G.) 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:

- En el año 1944 se inició la exploración en búsqueda de yacimientos de bauxita por parte del Servicio Técnico Geominero y Geología del Ministerio de Fomento en el Territorio Federal Delta Amacuro.
- Entre los años 1944–1951 se lograron descubrimientos de bauxita en el área de Upata. Se intensifican los esfuerzos para la búsqueda de bauxita en Guayana.
- En el año 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.
- En el período de 1970 hasta 1976. La Corporación Venezolana de Guayana, procedió a efectuar la evaluación del yacimiento.

- A finales de 1978 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.
- El 20 de febrero de 1979 se funda la C.V.G. Bauxita Venezolana (BAUXIVEN), con el fin de desarrollar, extraer y comercializar la bauxita de Los Pijiguaos.
- En el período de 1979 a 1982 se realizan estudios de factibilidad técnica, económica y financiera del proyecto. También 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.
- Entre los años 1982 y 1984 se realizó una 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.
- En el año 1986 se realizaron los 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.
- En 1987. Plan 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.
- En el año 1993 se integran las empresas C.V.G. BAUXIVEN y C.V.G. INTERALÚMINA, conformando la empresa C.V.G. BAUXILUM, faltando sólo

VENALUM y la respuesta de sus accionistas japoneses. BAUXIVEN se transformó entonces C.V.G. BAUXILUM Operadora de Bauxita e INTERALÚMINA en C.V.G. BAUXILUM Operadora de Alúmina, para posteriormente (año 2002) transformarse en C.V.G. BAUXILUM-MINA y C.V.G. BAUXILUM-PLANTA.

- Actualmente se cuenta con la inversión de capital extranjero a través de la participación de la empresa francesa ALUMINIUM PECHINEY, que realizó 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.

3.3.- Proceso Productivo

El proceso productivo de la explotación de bauxita en C.V.G. BAUXILUM-MINA se realiza en tres áreas de operación: La Mina, Pie de Cerro y El Jobal (figura 3.2).

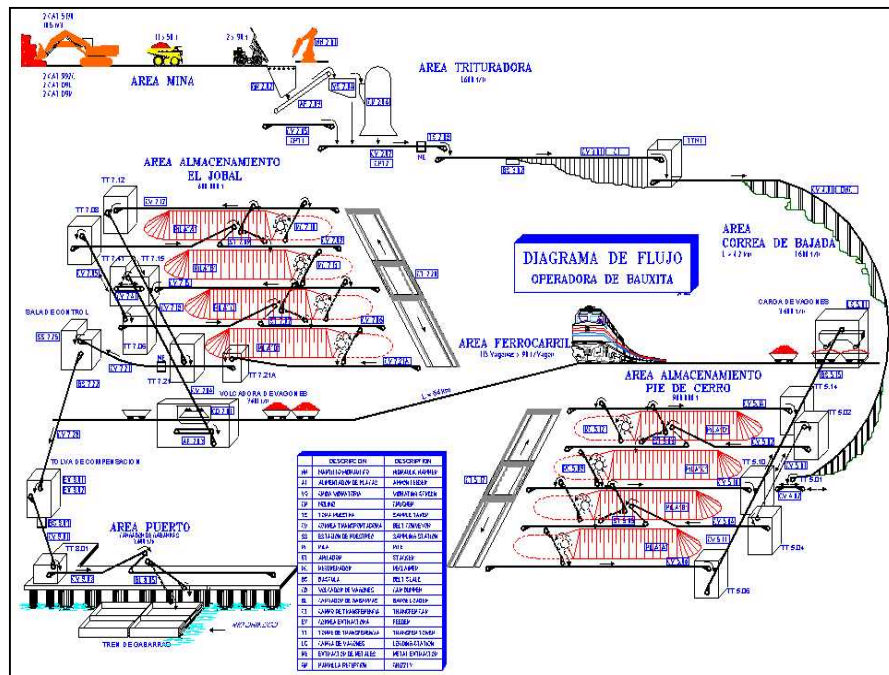


Figura 3.2. Diagrama de flujo del proceso productivo en C.V.G. BAUXILUM - MINA

3.3.1.- Área de Mina

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 descubierta” (Stripping Mine), el cual se aplica a yacimientos que se encuentran en capas o vetas horizontales, para lo cual se remueve o desmonta el recubrimiento y luego, una vez descubierta la capa mineralizada, se procede a su explotación.

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 que tiene un espesor promedio de 50 cm.

Operaciones mineras

La extracción del mineral se realiza en forma selectiva, en el sentido de la aplicación del tenor de corte en función de la calidad de la bauxita presente en los diferentes frentes de explotación, con el fin de obtener la máxima recuperación de las reservas y un producto final que cumpla con las especificaciones del mercado, manteniendo las características físicoquímicas requeridas.

Perforación geoexploratoria

Los sondeos son realizados utilizando el método de perforación de tornillo helicoidal o tornillo sin fin (Figura 3.3). 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 con su respectiva identificación, para luego ser enviadas al laboratorio de control de calidad y realizar los análisis respectivos.



Figura 3.3: Perforación geoesploratoria.

Deforestación

La capa vegetal es removida con tractores Caterpillar, apilada y luego cargada en camiones roqueros para depositarla en sitios habilitados como depósitos temporales. Esta capa vegetal posteriormente es utilizada en la rehabilitación de las áreas intervenidas por la explotación.

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.

Carga

La carga del mineral se realiza con cargadores frontales marca Caterpillar, modelo CAT 992C (Figura 3.4), y palas hidráulicas de la misma marca modelo CAT-5130 (Figura 3.5). 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.



Figura 3.4. Cargador frontal CAT-992C



Figura 3.5. Pala hidráulica CAT-5130

Acarreo

El acarreo del mineral se realiza a través de camiones roqueros de 45, 90 y 100 toneladas. Se cuenta con una flota de 14 camiones roqueros, los cuales transportan el mineral de los diferentes bloques de explotación hasta la estación de trituración.

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: ballenas (cisternas), motoniveladoras, tractor de ruedas, etc.

3.3.2.- Área de “Pie de Cerro”

Manejo de mineral

Una vez acarreado el mineral hasta la estación de trituración, el todo en uno es vaciado en la tolva de alimentación principal, la cual 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 de 1600 t/h de capacidad, que tiene como función triturar el mineral a una granulometría menor o igual a 10 cm, para facilitar su transporte y manejo. Esta instalación también cuenta con un sistema de muestreo y una balanza electrónica, además de tres correas transportadoras con capacidades de 1600 t/h cada una (figura 3.6).

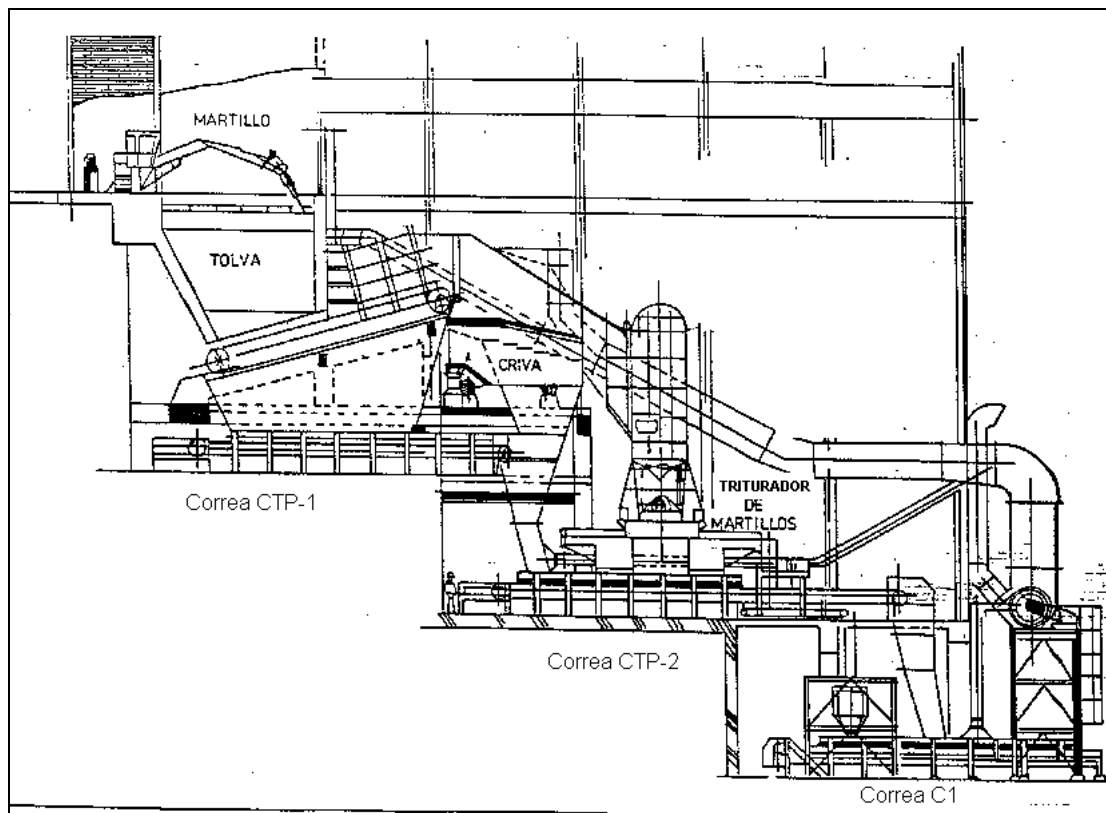


Figura 3.6. Corte esquemático de la estación de trituración

Las funciones de cada una de las correas se describen a continuación:

- Correa CTP-1: Su función es recoger los finos que pueden pasar por las aberturas del transportador de orugas.
- Correa CTP-2: Es donde están ubicado el sistema de muestreo y la balanza electrónica.
- Correa C1: Se encarga de transportar el mineral triturado hasta la Correa de Bajada, sus características técnicas son las siguientes:

Máxima capacidad de carga	1600 t/h
Velocidad de la correa	3,35 m/seg
Ancho de la correa	1200 mm
Separación entre rodillos de carga	2,25 m
Separación entre rodillos de retorno	4,5 m
Ángulo de inclinación de los rodillos de carga	35°
Diámetro de los rodillos	158 mm
Longitud de los rodillos de carga	465 mm
Longitud de los rodillos de retorno	700 mm
Peso de los rodillos de carga	8 kg
Peso de los rodillos de retorno	5 kg

Tabla 3.1. Características técnicas de la correa C1
Fuente: Sánchez (1994)

Después de triturar el mineral, éste se traslada 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 con una trayectoria descendente por la ladera norte de la Serranía de Los Pijiguaos, hasta llegar a las pilas de almacenamiento desde donde se cargan los vagones del ferrocarril que transporta el mineral hasta el puerto El Jobal.

Esta cinta transportadora (Correa de Bajada) es de tipo teleférico o cable (figura 3.7), y tiene una capacidad de 1600 t/h, con un sistema regenerativo que requiere solo el suministro inicial de energía para el arranque de la correa, pero el resto de la energía que mantiene en funcionamiento la misma es autogenerada a partir de la energía potencial originada por el peso del mineral.

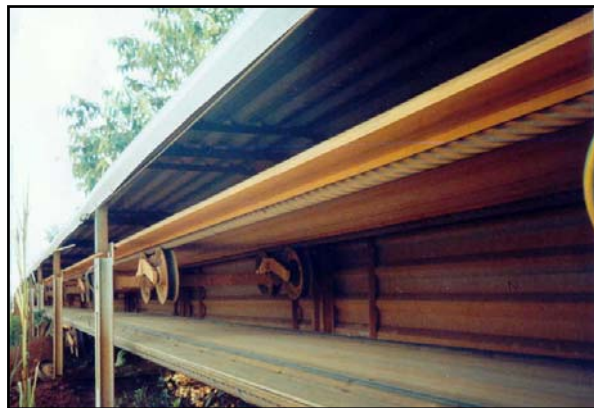


Figura 3.7. Correa de bajada (tipo teleférico)

Las características técnicas de la correa de bajada se mencionan en la tabla siguiente:

Máxima capacidad de carga	1600 t/h
Velocidad de diseño	4 m/s
Ancho nominal	1050 mm
Compuesto de la correa	Goma uso general
Diámetro del cable motriz	51 mm (tipo zebra)
Especificaciones del cable	Alma de fibra 6 x 25 (12/6 + 6F1)
Distancia normal entre caballetes	4,3 m
Diámetro de poleas guías	264 mm
Capacidad de transporte por metro	111,13 kg/m a 1600 t/h

Tabla 3.2. Características técnicas de la Correa de Bajada
Fuente: Sánchez (1994)

Luego que la bauxita es transportada hasta “Pie de Cerro” el mineral es almacenado, mediante dos apiladores de 1600 t/h cada uno (Figura 3.8), en cuatro patios de almacén con una capacidad total instalada de 900.000 toneladas.



Figura 3.8. Apilador

La forma de la pila es del tipo Chevrón, lo cual combinado con su alto número de capas longitudinales de mineral, permite una buena homogeneización del mismo.

El material es extraído por medio de dos recuperadores de cangilones con capacidad instalada de 3600 t/h cada uno (Figura 3.9) y llevado mediante correas transportadoras hasta el sistema de carga de vagones.



Figura 3.9. Recuperador de cangilones

El mineral se almacena en una tolva principal de 360 toneladas de capacidad que alimenta a dos tolvas dosificadoras que son las que cargan la bauxita en cada vagón. Este proceso de carga se hace en forma automática con la ayuda de dos locomotoras robot que desplazan y posicionan cada vagón.

Cada tren consta de 28 vagones de 90 toneladas de capacidad cada uno, remolcados 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”.

3.3.3.- Área de “El Jobal”

En esta área se cuenta con una estación volcadora de vagones que 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:

- Enviar el mineral hacia las pilas de almacenamiento: El patio de almacenamiento cuenta con cuatro pilas tipo Chevrón, cada una con una capacidad instalada de 125.000 toneladas, para un total de 500.000 toneladas.
- 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 son 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 de cangilones del patio o directamente desde la volcadora de vagones.

Para el transporte fluvial desde el puerto “El Jobal” hasta el terminal en la Planta Operadora de Alúmina, en Puerto Ordaz, en un recorrido de 650 Km, se utilizan convoyes conformados por un remolcador y trenes de gabarras que tienen una capacidad de 1700 toneladas. Los trenes de gabarras pueden ser de 12, 15, 16, 20 ó 25 gabarras, dependiendo del nivel de navegación del Río Orinoco y de la capacidad del remolcador.

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 utiliza 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.

3.4.- Períodos de producción minera

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

- Enero: Parada de operaciones de transporte de mineral a Puerto Ordaz, debido al bajo nivel del Río Orinoco. Durante esta parada se realizan trabajos de mantenimiento general a los equipos de mina, y labores de deforestación para nuevos frentes de explotación. Se labora con personal permanente.
- Febrero – Abril: Sesenta y ocho días aproximadamente con labores de dos turnos de 8 horas (diurno y mixto) en mina. Se realizan labores de producción mineral con el fin de llenar los patios de almacenamiento de El Jobal y Pie de Cerro. Durante este período no se realiza transporte de mineral a Puerto Ordaz debido al bajo nivel de navegación del Río Orinoco. También se labora con personal fijo básicamente.
- Mayo: Se realiza la segunda parada de producción del año, motivado a la falta de disponibilidad de espacio en los patios de almacenamiento. Se hacen trabajos de mantenimiento general de equipos de mina, labores de deforestación y acondicionamiento de futuros frentes de explotación. Durante este período tampoco se realiza transporte de mineral a Puerto Ordaz debido al bajo nivel de navegación del Río Orinoco
- Junio – Diciembre: Se hacen trabajos de producción mineral en la mina y para carga de gabarras en El Jobal (transporte de mineral a Puerto Ordaz) a 3 turnos por día. Se labora con personal fijo y temporal.

Los períodos de producción minera se pueden visualizar en la siguiente tabla:

Enero	Parada la producción mineral y el transporte a Puerto Ordaz por bajo nivel de navegación del río Orinoco: Se realiza mantenimiento general y carga de capa vegetal, se labora con personal fijo
Febrero	En mina se laboran aproximadamente 68 días con 2 turnos: Se realizan trabajos de producción mineral para llenar los patios de almacenamiento. No hay transporte de mineral a Puerto Ordaz. Se labora solo con personal fijo.
Marzo	
Abril	
Mayo	Parada la producción mineral y el transporte a Puerto Ordaz, por falta de disponibilidad de patios y por bajo nivel de navegación del río Orinoco. Se realiza mantenimiento general a los equipos de mina y carga de capa vegetal. Se labora con personal fijo
Junio	En mina se trabajan aproximadamente 210 días con 3 turnos: Se realiza producción mineral para carga de gabarras. En este período sí hay transporte de mineral a Puerto Ordaz. Se labora con personal fijo y temporal.
Julio	
Agosto	
Septiembre	
Octubre	
Noviembre	
Diciembre	

Tabla 3.3. Períodos de producción minera

CAPÍTULO IV

MARCO TEÓRICO

4.1.- Ferrocarril

Un sistema de este tipo consta básicamente de una parte fija llamada “**vía de rodamiento**” sobre la cual se desplaza una parte móvil, denominada “**material rodante**”. El material rodante se apoya directamente sobre dos superficies metálicas que son los rieles o carriles y está integrado por vehículos tractores, denominados locomotoras, las cuales arrastran a las unidades móviles de transporte, llamados vagones.

La vía de rodamiento está constituida por los rieles, los durmientes, los elementos de fijación entre ambos y los aparatos de vía. Los rieles forman la superficie de rodamiento y van asentados sobre los durmientes, cuyo objeto es transmitir la presión comunicada por los rieles y mantener la separación de éstos.

Generalmente los durmientes se colocan sobre una capa de roca fragmentada o de grava, denominada Balasto, que sirve para distribuir las presiones recibidas del durmiente sobre un área mayor de la fundación y para utilizar además, la elasticidad de dicho material, obteniéndose así una vía más estable. En este sistema de transporte se aprovecha el bajo coeficiente de fricción de movimiento que existe entre las superficies de la rueda y la del riel.

4.1.1.- Estructura de la Vía Férrea

Para considerar la estructura de la vía férrea se definirán dos partes básicas para la constitución de la línea de rodadura: Infraestructura y Superestructura.

Infraestructura

Es la superficie de terreno que se ofrece para que sobre ella se coloque la superestructura. Su anchura depende de que se establezca una o más vías, y del ancho de éstas. Esta superficie de plataforma tiene cierta inclinación transversal, a

una o dos aguas para el debido saneamiento es decir, con una inclinación para el drenaje como se muestra en las figuras 4.1 y 4.2 respectivamente, inclinación que suele ser de 3%.

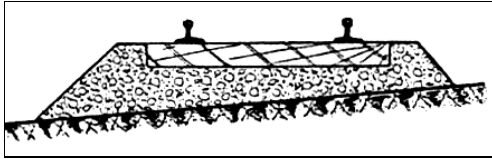


Fig. 4. 1 Plataforma de la vía con una sola inclinación.

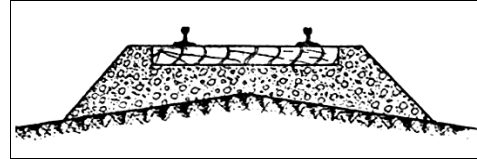


Fig. 4. 2 Plataforma de la vía con dos aguas

La infraestructura se refiere a obras de explanación sobre las que se asentará la vía, exigiéndose generalmente sobre la subrasante unas características de compactación y resistencia del suelo para la colocación de la superestructura, para las cuales se hacen mayores consideraciones que en carreteras.

Superestructura

La constituye la vía férrea propiamente dicha y esa conformada por: balasto, durmientes, rieles, elementos de fijación, aparatos de vía, etc.

Balasto

Consiste en una capa de roca fragmentada o grava, de tamaño comprendido entre 3/8" y 3" (0,95 y 7,6 cm), y tiene por objeto, por una parte, distribuir sobre mayor área de la fundación las presiones recibidas del durmiente, y por otra, utilizar la elasticidad propia del mismo, obteniéndose así una vía más estable.

Por medio de esta capa se impide el desplazamiento de los durmientes en sentido longitudinal y transversal. También provee un asiento filtrante que facilita el drenaje de las aguas y da mayor estabilidad a la vía bajo las cargas dinámicas a que está sometida, permitiendo además, corregir fácilmente los desperfectos que se presenten en las alineaciones.

En definitiva, la colocación del balasto en la vía responde a varios fines como:

1. Repartir en superficie amplia de la explanación la presión de los durmientes, que apoyando directamente sobre el terreno podrían hundirse en él.
2. Constituir con los durmientes un lecho elástico para descanso de los rieles y para recibir de éstos los esfuerzos que le transmiten al pasar los trenes.
3. Contrarrestar el desplazamiento de los durmientes al proporcionarles una base con las múltiples aristas vivas de las piedras.
4. Sanear el asiento de la vía, ya que con el balasto se forma una capa permeable.

Las condiciones que debe reunir el balasto, para cumplir con los fines mencionados, son:

- Debe ser de suficiente espesor para que reparta las presiones sobre una base más ancha, según las cargas que los durmientes reciban. Esta altura del balasto, está relacionada con la velocidad, peso y número de los trenes, también con la naturaleza del terreno y con el clima del país. En la figura 4.3 se ilustra una distribución de presiones en el balasto, para distribuir ésta en la plataforma considerando una base más amplia para soportar los esfuerzos. La altura del balasto varía de 30 a 50 cm, por debajo de los durmientes.
- Deben ser las piedras de arista viva, pues los cantos rodados no sujetan tanto los durmientes.
- No deben ser las piedras muy pequeñas, porque entre ellas quedaría poco espacio para el drenaje y además, se perderían y desgastarían más fácilmente; ni ser muy grandes, pues se reducirían aristas al apoyo del durmiente y se dificultaría el bateado. Un tamaño de 3 a 6,5 cm es recomendable.

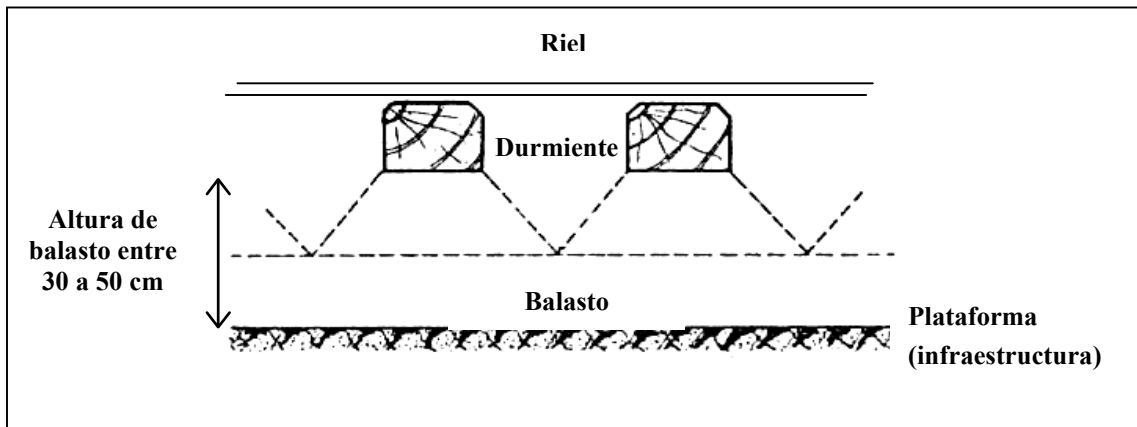


Fig. 4. 3. Distribución de presiones en la capa balasto.

- Las piedras deben ser de roca dura, que se oponga a quebraduras y desgastes: basalto, cuarcita, caliza y granito.

Reuniendo estas condiciones, el balasto se coloca sobre la explanación o plataforma (infraestructura), como se ilustra en la sección transversal de la vía de las figuras 4.4 y 4.5; en capas de buen espesor y dimensiones al ancho que, naturalmente, varían con el de la vía y la categoría de la línea.

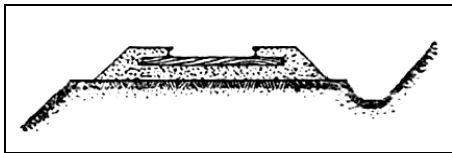


Fig. 4. 4 Sección transversal de la vía.

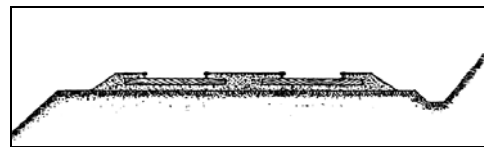


Fig. 4. 5 Sección transversal de doble vía en recta.

Durmientes

Son elementos que se colocan transversalmente en el eje de la vía y sobre los cuales se apoyan los rieles, su función además de mantener la separación entre los rieles es la de transmitir las cargas superiores de balasto (Jiménez, 1978).

El tipo mas generalizado de durmientes es el de madera, aunque también se fabrican metálicos, de concreto y/o combinación de ambos (Ucar y Borges, 1970).

Durmientes de Madera

Los durmientes que mayormente se emplean son los de madera. No se precisa una sección perfectamente cuadrada, sino que la cara inferior sea plana y la superior ofrezca también una superficie plana de al menos 21 cm de ancho, que servirá de asiento para el patín del riel. En la figura 4.6 y la tabla 4.1 se tienen los tipos de secciones transversales y sus dimensiones para durmientes de madera.

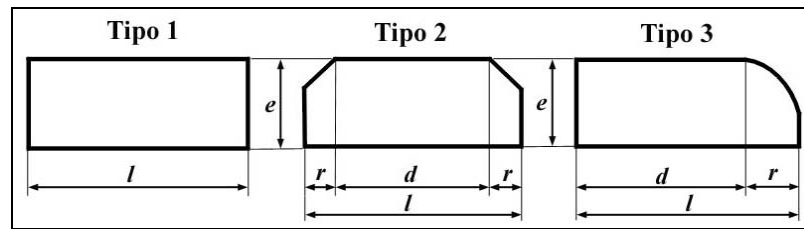


Fig. 4.6: Tipos de secciones transversales de durmientes de madera.

Categoría	Tipo 1				Tipo 2				Tipo 3			
	l	e	d	r	l	e	d	r	l	e	d	r
Primera	240	150	0	0	240	150	160	40	245	150	165	80
Segunda	230	140	0	0	230	140	160	35	235	140	165	70

Tabla 4.1: Dimensiones de las secciones transversales de los durmientes de madera en mm

Para el apoyo de los rieles sobre los durmientes, se hacen unas entalladuras, formando como una caja en la que entra el patín del riel (figura 4.7), y se da a la superficie de apoyo una cierta inclinación, para que a su vez, la sección del riel no quede completamente vertical, sino con inclinación hacia el interior, inclinación que en casi todos los ferrocarriles viene a ser de 1/20 (5%) y 1/40 (2,5%).

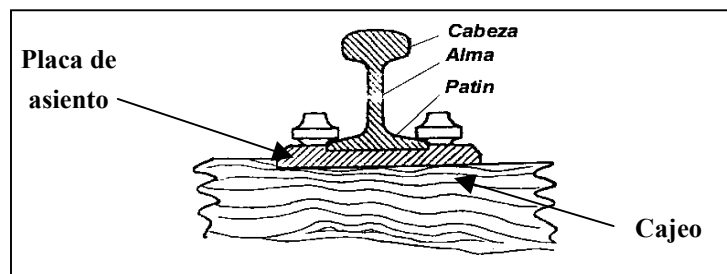


Fig. 4. 7 Apoyo del riel sobre el durmiente.

Entre el durmiente y el patín del riel se coloca generalmente una placa de asiento (Fig. 4.7), que tiene por objeto aumentar la superficie de apoyo del riel y también aumentar la resistencia al desplazamiento transversal del riel. Permiten suprimir o reducir la importancia del cajeo del durmiente.

La separación que generalmente se usa en durmientes de madera es de 0,5 m de centro a centro, en una trocha (ancho de vía) de 1,435 m.

La vida útil del durmiente de madera se estima entre 15 y 20 años. Siempre y cuando se cumplan las indicaciones de manejo, colocación y cuidado (Vicentti y Muñoz, 1994).



Fig. 4.8: Vía férrea con durmientes de madera.

Durmientes de Concreto

Existen también durmientes de hormigón armado, En la figura 4.9 se muestra una línea férrea con durmientes de hormigón armado.

La separación entre durmientes de concreto es de 0,6 m en una vía con trocha de 1,435 m.



Fig. 4. 9. Línea férrea con durmientes de concreto.

Los durmientes de concreto pueden ser pretensados o postensados:

- *Pretensado*: Es la tensión que se aplica al acero de refuerzo que conforma el durmiente monolítico antes de efectuar el vaciado de concreto. Se utilizan cables o guayas.
- *Postensado*: Es la tensión que se aplica al acero una vez que ha fraguado durante 28 días en cámara de calor. Esta tensión se aplica con un torque en un banco de 4 varillas que en forma de “U” se cruzan y van de un extremo a otro del durmiente.

La vida útil del durmiente de concreto se calcula de 30 a 50 años en condiciones normales de manejo, colocación y cuidado (Vicentti y Muñoz, 1994).

Durmientes Mixtos

Han sido ideados diversos tipos de durmientes, incluso una combinación de partes metálicas y partes de hormigón.

Entre estos durmientes mixtos se encuentran los de tacos de hormigón, uno por debajo de cada riel, unidos por una barra o angular de hierro. En la figura 4.10 se ilustra los durmientes mixtos de hormigón y acero.

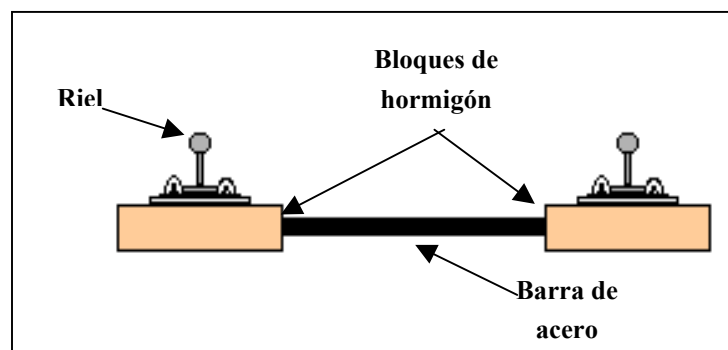


Fig. 4. 10. Durmiente mixto de acero y hormigón.

Rieles

Se llama riel a las barras de acero que se asientan sobre los durmientes. Constituyen la superficie de rodamiento del ferrocarril, se caracterizan por una sección transversal en forma de hongo (Figura 4.11), distinguiéndose en ella tres partes: cabeza, alma y pie (Jiménez, 1978).

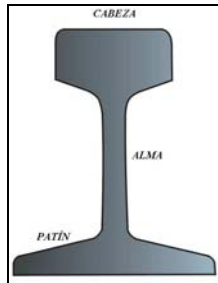


Fig. 4. 11: Sección transversal del riel

La cabeza tiene una forma apropiada para que sobre ella se acoplen las ruedas de los vehículos. La cara superior del riel, que es la superficie de rodadura, se ofrece plana o ligeramente abombada, con objeto de hacer frente a los desgastes recíprocos del riel y de la rueda. Los planos inclinados que unen la cabeza al alma además de servir para sostener aquélla, sirven de apoyo a las eclisas, elementos que unen los rieles consecutivos cuando estos no están soldados.

El alma del riel debe tener una altura en relación con el ancho del patín, a fin de resistir lo mejor posible los esfuerzos transversales. Esta relación se acerca cada vez más a la unidad, con esto y con el aumento de ancho del alma se tiende a establecer una proporción entre las masas de la cabeza, alma y patín, como mejor medio de evitar tensiones interiores y de proporcionar al riel mayor estabilidad y resistencia a los esfuerzos que lo solicitan. El patín se une al alma por planos inclinados, sobre los que se apoyan también las eclisas. El ancho del patín debe ser suficiente para asegurar la estabilidad del riel y para resistir los esfuerzos transversales que tienden a inclinarlo.

El riel está diseñado para que al paso del tren absorba las cargas verticales sometándose en el sentido longitudinal a grandes esfuerzos de flexión (Jiménez, 1978).

El peso de los rieles varía en razón del tráfico y de las condiciones de explotación de la línea como son: la velocidad de los trenes y peso de locomotoras y vagones. Con el peso del riel se aumenta la resistencia de la vía, en la que también influye de modo principal, el número de durmientes y el espesor de la capa de balasto.

Los rieles tienen longitudes diversas, se procura que sean las mayores posibles para reducir el número de soldaduras o juntas, y así hacer más eficaz la resistencia al deslizamiento longitudinal o a los esfuerzos transversales. Las juntas de los rieles son los puntos débiles y conviene que su número sea el menor posible. El máximo de la longitud viene fijado por la posibilidad del laminado y por la separación entre rieles para el juego de dilatación, separación que no pasa de 20 mm. Por otra parte, la conveniencia de facilitar el transporte pone también un límite a la longitud de rieles. La longitud se toma usualmente de 12 a 15 m y para los rieles más pesados se emplea de 18 m de largo.

Elementos de Fijación

Se usan para fijar los rieles a los durmientes, pueden ser: escarpas y tirafondos, placas de asiento, eclisas, pernos, anclajes, etc. (Ucar y Borges, 1970).

Las sujeciones del riel son elementos que hacen posible la continuidad estructural de la vía. Las funciones de las sujeciones son:

- Fijar los rieles a los durmientes
- Asegurar la invariabilidad del ancho de la vía
- Facilitar la transferencia de las cargas estáticas y dinámicas del material rodante.

Un elemento importante de las sujeciones es la placa de asiento, que reduce la presión específica transmitida por el riel, protegiendo así al durmiente.

Entre los tipos de sujeciones, los más comunes son:

- Las sujeciones rígidas clásicas, que son elementos clavados, como las escarpas o atornillados como los tirafondos (figura 4.12) por uno de sus extremos, y por el otro sirve de sujeción sobre el patín del riel.

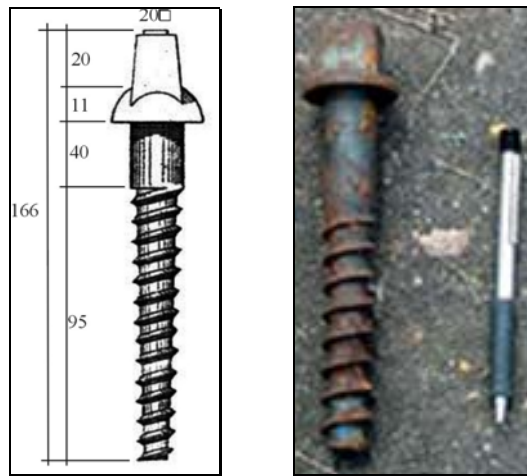


Fig. 4. 12: Tirafondo

- Clavos elásticos (figura 4.13), que combinan la sencillez de los elementos clavados con la ventaja de la elasticidad, incrementando su conservación y facilitando su montaje.



figura 4.13. Clavo

- Sujeciones elásticas de lámina o grapa, que presenta una chapa de acero elástico, denominado grapa o lámina elástica que es unida a otros elementos como una chapa de caucho, casquillo aislante de plástico, mediante un tornillo de acero o tirafondo, en caso de tener durmiente de madera.
- Sujeciones elásticas de clip, que cuentan con un elemento soporte de diferente forma para poder sujetar el patín del riel. La principal sujeción de este tipo es la Pandrol (figura 4.14).

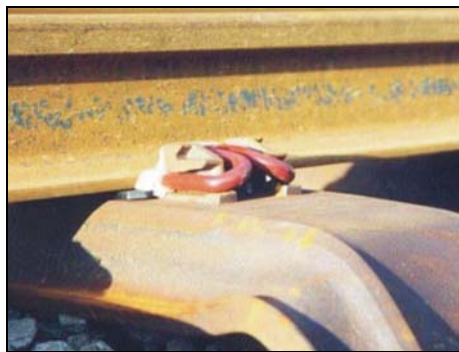


Fig. 4. 13: Sujeción de riel tipo Pandrol

Otros tipos de sujeción es la sujeción de cuña y cojinete, sujeciones elásticas de lámina o grapa, etc.

Juntas de los Rieles

Es la unión longitudinal de dos rieles consecutivos. Se efectúa por medio de piezas denominadas bridas o eclisas (figura 4.15). Las juntas mas recomendadas son las que se encuentran suspendidas, es decir, cuando la junta se encuentra entre dos durmientes, esto produce menor desgaste en los extremos del riel ya que se considera como una junta elástica, trabajando a flexión.



figura 4.15. Eclisa

La función de las eclisas es la de unir los extremos de los rieles de manera que sus ejes longitudinales coincidan. Las eclisas se fijan entre sí y a los rieles, por medio de tornillos que tienen la cabeza en forma de pico de pato, que no permite el aflojamiento y son asegurados utilizando arandelas elásticas.

Aparatos de Vía

Los aparatos de vía tienen por objeto realizar bien el desdoblamiento o el cruce de las vías. Aún cuando adoptan formas variadas, derivan todas ellas de dos aparatos fundamentales: el Desvío, que permite el paso de los vehículos de una vía hacia otra (fig. 4.16); y la Entrevía, que permite realizar el cruce entre dos vías (fig. 4.17).

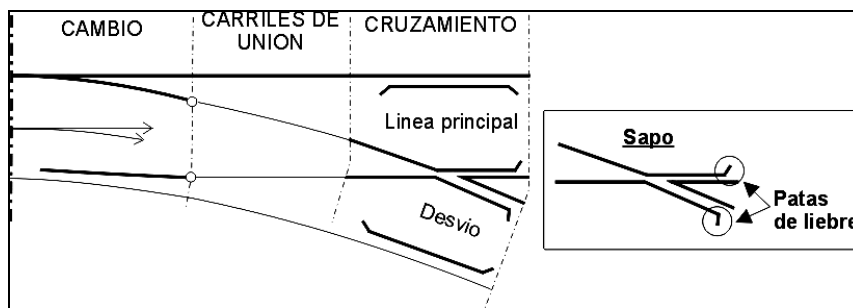


Fig. 4.16: Desvío, que permite el paso de las circulaciones de una vía a otra

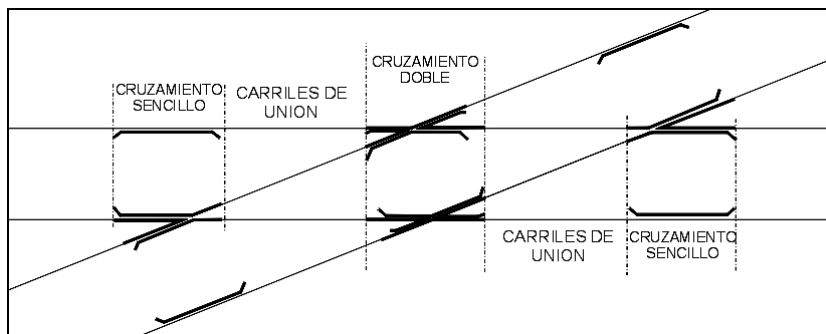


Fig. 4.17: Cruzamiento doble o entrevía oblicua.

En el desvío los ejes de ambas vías se juntan tangencialmente mientras que en la entrevía dichos ejes se cortan. Para efectuar la separación o el cruce de unas y otras

filas de los carriles se emplean dos elementos, llamados Cambios de Vía y Cruzamientos.

Cambio

Dispositivo que sirve para encarrilar las ruedas de un vehículo de una vía a otra. Constituyen una parte del desvío que permite la separación de vías. Por extensión se las designa frecuentemente con el nombre de agujas.

Los aparatos de mayor empleo son los cambios sencillos, en los cuales, una sola vía, la vía desviada se separa de la vía general, llamada también vía principal o vía directa.

Cruzamiento

Dispositivo colocado en la intersección de 2 vías con el objeto de permitir que la rueda del vehículo que circula por uno de los rieles trasponga el riel que lo cruza, puede ser en ángulo recto u oblicuo.

En el cruzamiento se produce la superposición de los caminos recorridos por ruedas cuyas pestañas se encuentran a distintos lados; se introduce forzosamente para el paso de las pestañas, una discontinuidad en ambos caminos de rodadura, respectivamente representados por los huecos o lagunas $p1B1$ y $p1B2$ (Ver figura 4.18) entre la punta del crucero y los extremos de los rieles cortados.

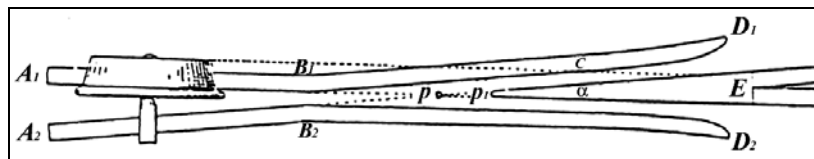


Fig. 4.18: Caminos de rodadura.

Clasificación de Vías Férreas

En la actualidad no se cuenta con una clasificación unificada de las líneas férreas debido a que las mismas presentan gran variedad en sus características.

Tomando en cuenta algunos puntos de vista, se pueden clasificar en vías clásicas y vías elásticas:

Vía Clásica

Está compuesta por durmientes de madera y rieles unidos por eclisas. Los rieles son fijados a los durmientes con clavos a través de planchuelas o placas de asiento para que el tren pueda desplazarse (Vicenti y Muñoz, 1994).

Vía Elástica

Es la vía férrea con una fijación doblemente elástica compuesta por Largos Rieles Soldados (L.R.S.) que reposan sobre durmientes de concreto (Vicenti y Muñoz, 1994).

	CLÁSICA	ELÁSTICA
Durmientes	Madera	Concreto
Rieles	39' (12 m)	L.R.S.
Unión de rieles	Eclisas (bridas)	Soldadura por electrofusión
Fijaciones	Rígidas	Doblemente elástica
Elementos de fijación	<ol style="list-style-type: none"> 1. Planchuela o placa de asiento. 2. Clavos de vía. 3. Anclas. 4. Eclisas o empate. 5. Pernos de empate. 6. Rondana o arandelas de presión. 7. Tuerca. 	<ol style="list-style-type: none"> 1. Placa de asiento de hule acanalado. 2. Perno tipo SL. 3. Cojinete semi-cilíndrico de hule. 4. Grapa elástica. 5. Casquillo o rondana roldana aislante. 6. Arandela plana. 7. Tuerca.
Vida Útil	10 a 15 años	30 a 50 años
Mantenimiento	Mayor frecuencia	Menor frecuencia
Equipo rodante	Mayor deterioro	Menor deterioro

Tabla 4.2: Cuadro comparativo de vías clásicas Vs elásticas.

	Clásica	Elástica
Rieles de 39' (2 lados)	168	168
Pares de juntas	168	2
Pernos, tuercas y arandelas	100	12
Durmientes	2000 (madera)	1667 (concreto)
Placas de asiento	4000	3332 (hule)

Tabla 4.3: Material necesario en 1 Km de vía clásica y elástica.

Factores Geométricos en el diseño de una Vía

La planta de una vía está formada por tramos rectos empalmados entre sí por curvas horizontales, mientras que en el perfil la vía está compuesta por tramos de pendientes diferentes que se unen entre sí por curvas verticales. A continuación se describe detalladamente cada uno de estos tipos de curvas.

Curvas Horizontales

Se clasifican en curvas circulares simples, compuestas y reversas.

Curvas Circulares Simples

Así se denomina a un arco de círculo simple que empalma dos tangentes (Figura 4.19).

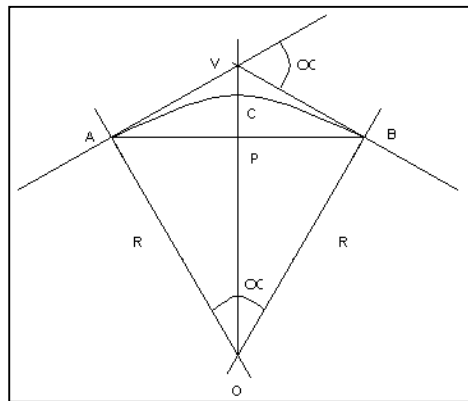


Figura 4.19. Curva circular simple

En la figura se destacan:

1. Radio de curvatura: $OA = OB = R$
2. Deflexión: α
3. Cuerda principal: $AB = C$
4. Tangente: $AV = VB = T$
5. Externa: $CV = E$
6. Flecha: $CP = F$
7. El punto A donde comienza la curva se denomina punto de curvatura o PC.
8. El punto B donde termina la curva se denomina punto de tangencia o PT

9. El punto V de intersección de las dos tangentes se denomina vértice o PI.
10. Grado de curvatura G es el ángulo al centro correspondiente a una cuerda tomada como unidad. La cuerda unitaria se denomina por una c y generalmente su valor es de 20 m.

De la figura anterior (4.19), se deducen las siguientes expresiones de partes que componen las curvas circulares simples:

$$G = 2\arcsen\left(\frac{10}{R}\right) \quad (4.1)$$

$$E = R \sec\left(\frac{\alpha}{2}\right) \quad (4.5)$$

$$C = 2R\sen\left(\frac{\alpha}{2}\right) \quad (4.2)$$

$$F = R \cos\left(\frac{\alpha}{2}\right) \quad (4.6)$$

$$T = R \times \operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right) \quad (4.3)$$

$$L = \frac{\alpha}{G} 20 \quad (4.7)$$

$$R = \frac{T}{\operatorname{tg}\left(\frac{\alpha}{2}\right)} \quad (4.4)$$

$$Lc = \frac{\pi R \alpha}{180} \quad (4.8)$$

El radio de curvatura se determina por tanteo, asignando el máximo posible tomando en cuenta las expresiones anteriores, y cuidando que no se solapen dos curvas consecutivas (Torres y Villate, s/f). Se debe tomar en cuenta la topografía del terreno a la hora de fijar el radio de curvatura.

Curvas circulares compuestas

Están formadas por dos o más curvas circulares simples de radios diferentes. Se emplean principalmente con el fin de obtener que el eje de la vía se ajuste lo más posible al terreno; tienen notables ventajas cuando el trazado se desarrolla en terrenos montañosos.

El punto de tangencia entre las curvas simples se denomina “punto de curvatura compuesta” o PCC. Cuando dos curvas tienen sus centros en lados opuestos a la tangente común, se denomina curva reversa, de relativamente poco uso (Torres y Villate s/f).

Peralte

Se denomina peralte a la diferencia de cota entre los dos rieles de la vía en curva, para una sección normal al eje de la vía. Se proporciona mediante la elevación gradual del riel exterior sobre el interior (figura 4.20), manteniendo éste a su nivel original en la recta.

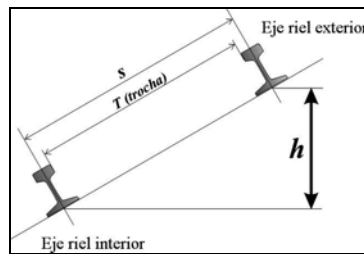


Fig. 4.20: Peralte.

Las principales misiones del peralte son:

- Producir una mejor distribución de cargas en ambos rieles.
- Reducir la degradación y desgaste de los rieles y del material rodante.
- Compensar parcial o totalmente el efecto de la fuerza centrífuga con la consiguiente reducción de sus consecuencias.

Peralte teórico

Este peralte debe considerarse sólo como teórico, ya que en la práctica el peralte que se puede dar a la vía se encuentra limitado por la coexistencia de trenes rápidos y trenes lentos; en estos últimos, que se encuentran con exceso de peralte, el apoyo de las pestañas con el riel interior, agravado por la resultante de las fuerzas de

tracción, origina el desgaste de tales elementos y, sobre todo, aumenta notablemente la resistencia a la rodadura, hasta el punto de hacer difícil el arranque en caso de parada imprevista en curva. Debe observarse que por efecto del peralte, la presión del vehículo sobre los rieles aumenta.

$$h_t = \frac{V^2 s}{127R} \quad (4.9)$$

Peralte práctico

Según normas AREA (American Railway Engineering Association), se tomará al peralte práctico como 2/3 del valor del teórico.

$$h_p = \left(\frac{2}{3} \right) \left(\frac{V^2 s}{127R} \right) \quad (4.10)$$

$$s = T + 2 \left(\frac{g}{2} \right) \quad (4.11)$$

Donde:

h_T = Peralte teórico en mm.

h_p = Peralte práctico en mm.

V = Velocidad en km/h.

R = Radio de curvatura en m.

s = Ancho de vía más dos veces el semiancho de la cabeza del riel en mm.

g = Ancho de la cabeza del riel en mm.

T = Ancho de la vía (Trocha) en mm generalmente 1435 mm.

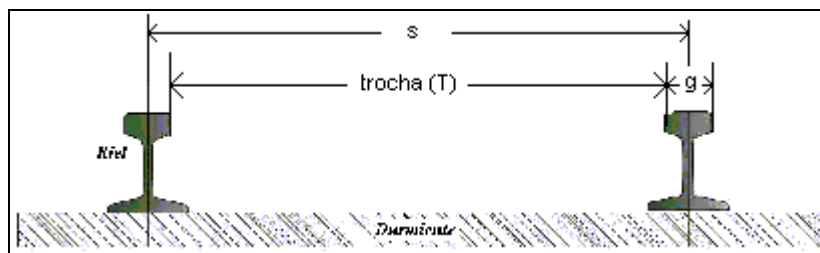


figura 4.21. Ancho de la vía

Curvas verticales

Son usadas para conectar todos los cambios de pendientes. Su radio debe ser el máximo posible.

Según su configuración pueden ser cóncavas (centro de curva por encima de la rasante) o convexas (centro de curva por debajo de la rasante).

4.1.2.- Material Rodante

Lo conforman los vehículos tractivos (locomotoras) y los vagones.

Locomotoras

Según Ucar y Borges (1970) son vehículos destinados a la tracción, constan de un motor y de un sistema de transmisión, que pone en movimiento las ruedas apoyadas sobre la vía.

Tanto el motor como el sistema de transmisión caracterizan el tipo de locomotora. Según el tipo de motor se pueden dividir en dos categorías:

- a) Motores de movimiento rotativo.
- b) Motores de émbolo, de movimiento rectilíneo alternativo.

Según el sistema de transmisión se pueden clasificar en:

- a) Con transmisión hidráulica (a vapor).
- b) Con transmisión eléctrica.
- c) Con transmisión mecánica (Diesel o Diesel-eléctricas).

En cuanto a las locomotoras a vapor (figura 4.22), que son las locomotoras más antiguas entre las tres mencionadas, su capacidad de tracción queda limitada por la capacidad de la caldera.



Figura 4.22. Locomotora a vapor

Asimismo la capacidad de las locomotoras eléctricas queda limitada por la capacidad de la línea de transmisión que a pesar de ser una fuente exterior casi ilimitada, presenta la gran desventaja de la necesidad de construir líneas de transmisión e instalar subestaciones eléctricas, lo que eleva el costo de las mismas. Las locomotoras eléctricas, mostradas en la figura 4.23, son muy útiles en las zonas montañosas ya que pueden ejercer la fuerza total de tracción a velocidades más elevadas comparadas con las velocidades de las locomotoras Diesel-Eléctricas.



Fig. 4.23 Locomotora eléctrica.

Las locomotoras diesel-eléctricas tienen tres partes principales:

- El motor diesel.

- El generador.
- Los motores de tracción.

El motor diesel es el que produce la energía, la cual es transformada por el generador, conectado directamente al motor diesel, en energía eléctrica, ésta es transmitida a los motores de tracción para así accionar las ruedas motrices a través de un tren de engranajes llamado caja de grasas. El generador está proyectado para que pueda producir, simultáneamente, tanto corriente continua para los motores de tracción, como corriente alterna para iluminación, compresor de aire, motores eléctricos, etc.



Fig. 4.24 Locomotora Diesel-Eléctrica

Vagones

Los vagones de mina deben estar concebidos para resistir todos los esfuerzos que se ejerzan sobre él. Estos esfuerzos son:

- a) Peso de su carga.
- b) Choque de los productos durante la carga.
- c) Choques durante las paradas de los convoyes.
- d) Esfuerzos de arranque.
- e) Abrasión y corrosión, etc.

Estos vagones se caracterizan por los siguientes parámetros: capacidad, carga útil, tara, número de ejes, coeficiente de resistencia al movimiento y coeficiente de tara. (Ucar y Borges. 1970).

Tanto las locomotoras como los vagones están montados sobre un dispositivo o carretón denominado Bogie, del que forman parte los ejes y ruedas (Ucar y Borges, 1970).

Ruedas

Los ejes de los vehículos ferroviarios se introducen en las ruedas bajo presión hidráulica a fin de que ambos elementos giren conjuntamente. Las ruedas pueden tener una llanta reemplazable o bien ser de un solo cuerpo. Se construyen de acero duro y dúctil. (Ucar y Borges. 1970).

Bogie

Consiste en un carro con dos o tres ejes, sobre el cual pueden asentarse tanto las locomotoras como los vagones. En general están constituidos por un bastidor de acero, formado por dos piezas longitudinales unidas por traviesas. Sobre las piezas longitudinales van colocadas unas horquillas de acero, sujetadas con pernos y denominadas “placas de guardia”.

Las placas de guardia sirven para mantener en posición a los ejes, los que a su vez van montados en cojinetes, contenidos en las cajas de grasa, siendo estas últimas deslizables verticalmente, en forma de corredera en las placas de guardia. (Ucar y Borges. 1970).

4.2.- Correas transportadoras

Es una instalación industrial compuesta por una cinta de caucho y fibra sintética sin fin, montada entre dos rodillos principales y apoyada sobre varios rodillos auxiliares (figura 4.25). Estos rodillos descansan sobre bases montadas en plataformas que van normalmente instaladas sobre una estructura metálica.

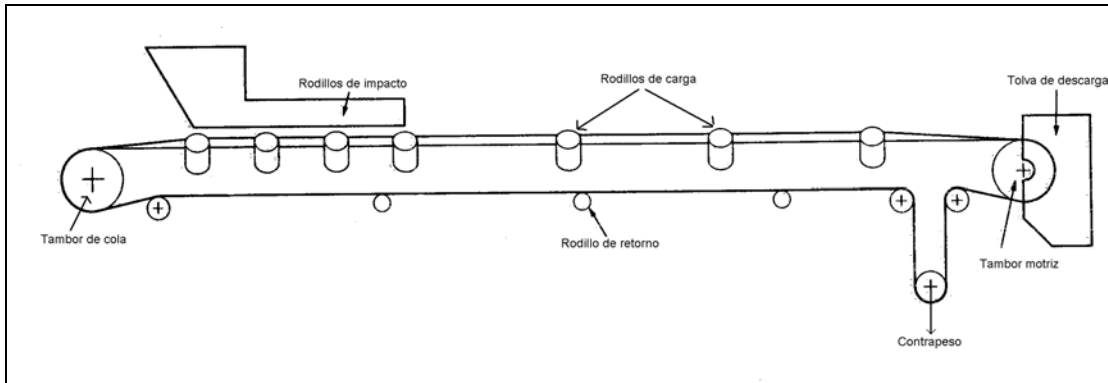


Figura 4.25. Estructura típica de una correa transportadora

El movimiento de la cinta se obtiene a través de un rodillo motriz que es accionado por un motor eléctrico y acoplado su correspondiente caja de reducción de velocidad.

Las correas transportadoras han ayudado a la industria minera en el manejo de materiales con una rata de producción alta para obtener costos reducidos por tonelada transportada, ya que se consume menos potencia por unidad de trabajo y el costo de manejo, en comparación con los otros sistemas, tiende a disminuir cuando la distancia de transporte aumenta, del mismo modo, a mayor distancia el costo de fuerza laboral en términos de TM/km transportado es menor.

Las correas transportadoras tienen ciertas limitaciones y su uso no es siempre una solución en el problema de transporte de minerales, ellas tienen la habilidad de transportar grandes tonelajes de mineral o estéril, pero requieren de inversiones

grandes de capital. También, generalmente, no son eficientes en operaciones parciales y en el manejo de tonelaje pequeños de mineral. El mineral debe estar bien triturado y con el tamaño adecuado para que pueda ser manejado por éstas.

El sistema de correas o bandas transportadoras está constituido por un tambor o cilindro motor que arrastra por adherencia una correa sin fin, sobre la cual se transporta el mineral. El ramal superior e inferior de la correa están sustentados por rodillos equidistantes; generalmente el inferior circula vacío, mientras que el superior, transporta el mineral. El equipo es sencillo, y el sistema permite mover grandes tonelajes y ascender pendientes hasta 25%. (Ucar y Borges. 1970).

4.2.1.- La correa

Faja de caucho reforzada internamente por hilos de fibra sintética y en ciertos casos, por mallas de alambre de acero.

El ramal superior soporta la tensión o esfuerzo necesario para mover la correa y el recubrimiento de goma resiste la abrasión y protege la lona de la humedad. (Ucar y Borges. 1970).

4.2.2.- La estructura

La mayoría de las correas transportadoras son del tipo de transporte por la rama superior, que reposa sobre soportes de rodillos dispuestos a intervalos regulares. Los rodillos del soporte están dispuestos de modo que el del centro es horizontal y los otros dos simétricamente inclinados (figura 4.26).

Los soportes inferiores están constituidos por uno o dos rodillos horizontales. Las armaduras donde se montan los soportes son de construcción liviana.

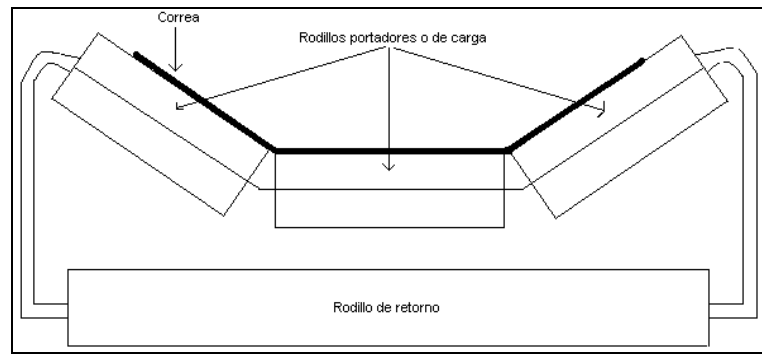


Figura 4.26. Configuración de rodillos

Existe también otro tipo constituido por una infraestructura ligera, tubular, y con rodillos superiores suspendidos que van unidos unos y otros mediante articulaciones.

4.2.3.- Tipos de correas transportadoras

En la actualidad existen muchos tipos de correas transportadoras, pero para efectos del presente trabajo sólo se estudiarán dos tipos: Cintas sobre rodillos o Correas convencionales y cintas tipo teleférico o de cables (Cable Belt Conveyor).

Cintas sobre rodillos o convencionales

En las cintas de este tipo la fuerza motriz es sobre la cinta transportadora. Los componentes principales comunes a las cintas transportadoras convencionales sobre rodillos son:

- **Unidades de accionamiento:** Generalmente integradas por motor, acoplador hidráulico, polea de freno y reductor.
- **Tambores:** Pueden ser motrices o conducidos. Son cuerpos cilíndricos ubicados en los extremos o en puntos intermedios de la cinta. Según su función y ubicación se distinguen:

1. Tambor de cabeza: es el tambor ubicado en el extremo delantero de la cinta,

mirando en el sentido del movimiento.

2. Tambor de cola: es el tambor instalado en la parte trasera de la cinta.
 3. Tambores desviadores o dobladores: son aquellos tambores intermedios, que sirven para hacer cambiar de dirección a la parte inferior (lado de retorno) de las cintas.
 4. Tambor motriz: Es el que transmite la fuerza motriz que pone en movimiento a la cinta.
 5. Tambor de contrapeso: es aquel que sostiene al sistema de contrapeso de la cinta.
- **Rodillos:** Son el soporte de la cinta, van colocados sobre estaciones rígidas sobre el bastidor o base. Están diseñados para trabajar de forma continua. Hay estaciones superiores para soporte de la carga de material y estaciones inferiores o de retorno de material.

Son cuerpos cilíndricos de poco diámetro, sobre los cuales circula la cinta o la guía, para evitar desplazamiento lateral. Según sus funciones se distinguen:

- Rodillos cargadores (lado de carga)
 - Rodillos de retorno (lado de retorno)
 - Rodillos guía o encarriladores (laterales)
 - Rodillos de impacto (en la caída de la carga a la cinta)
- **Estaciones de tensión:** Existen dos tipos de sistemas de tensión: sistema de tensión por gravedad o contrapeso actuando en un ramal de retorno de la banda; y sistema de tensión por tornillo, generalmente se disponen de células dinamométricas que mediante un manómetro facilitan la lectura de la tensión.
 - **Rascadores en “V”:** están previstos para extraer material adherido a la banda. Van situados delante del tambor de cola, evitando que pueda llegar algún objeto

depositado sobre la banda hasta el tambor de retorno y dañar éste.

- **Bastidores:** Es la estructura sobre la cual van montadas las bases de los rodillos cargadores. Los bastidores están contruidos a base de perfiles laminados formando estructura mixta (electrosoldada-atornillada) en módulos.
- **Protección y Seguridad:** Todos los transportadores están dotados de paradas o interruptores de emergencia a cordón, controles para el desvío de la banda, confirmación de velocidad, nivel de atasco en tolvas y finales de carrera en los contrapesos en el aspecto mecánico, los elementos accesibles que están sometidos a giro o desplazamiento, cuentan con las debidas protecciones para evitar daños en personas.

Bandas transportadoras tipo cable (CABLE BELT)

Es un sistema con tecnología tipo teleférico. El transportador consiste en una correa llevada por dos cables continuos paralelos de acero (figura 4.27), los cuales soportan las fuerzas de tracción, reduciendo de esta forma el desgaste de la correa misma, los cables son soportados con poleas guías con superficie de poliuretano.



Figura 4.27. Correa llevada por dos cables continuos de acero

La banda es impulsada por fricción de los cables que van colocados dentro de cuñas moldeadas (figura 4.28) o ranuras en el borde de la correa. (Minning Surfing. 1990).

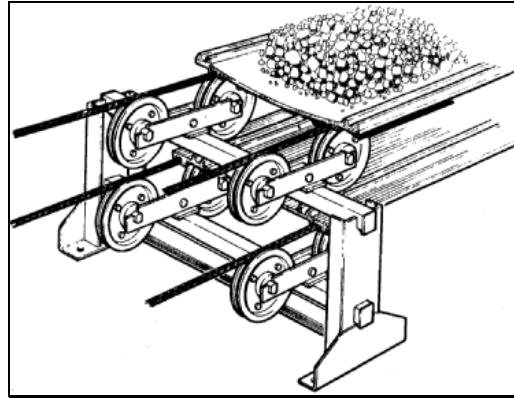


Figura 4.28. Correa transportadora tipo teleférico (CABLE BELT)
Fuente: Mining Surfing (1990).

Según Sánchez (1994), un sistema de correas de tipo cable belt comprende las siguientes áreas: motriz, carga, tensión, descarga y equipos de línea.

- **Área motriz:** Proporciona la potencia de tracción necesaria a los cables motrices para el movimiento de la correa. Esta tracción es transmitida al cable mediante las poleas de Koepe.
- **Área de carga:** Esta área contiene una guía de carga, que proporciona apoyo extra a la correa a medida que el caudal de material es recibido por ésta. Ayuda a restringir el movimiento transversal del material, manteniéndolo en la cinta, hasta que se haya asentado y estabilizado.
- **Área de tensión:** En esta área se tensa el cable y la correa, para ello se utiliza la torre de tensión que generalmente está ubicada en el extremo de descarga del transportador.
- **Área de descarga:** El área de descarga contiene el aguilón de descarga y los caballetes especiales, siendo éstos similares a los caballetes standard. La correa entra a la unidad apoyada por los cables y cuatro pares de poleas. Las poleas giran y desvían los cables 180° para que luego las poleas de deflexión soporten y

alineen los cables para el viaje de recorrido de retorno. La correa continúa apoyada por pares de discos aisladores antes de pasar por un tambor que descarga la carga útil.

- **Equipo de línea:** La estructura del equipo de línea está compuesta básicamente por caballetes, que son las estructuras de soporte para el cable, construidas a partir de vigas de acero y acondicionadas para sujetarse directamente a las estructuras de fundaciones.

Los ensamblajes de los caballetes están separados entre ellos dependiendo del ajuste de la carga. Un caballete consta de:

1. Poleas Polyrim: poleas que soportan el cable y deben rotar libremente, están montadas en un balancín por pares para ajustarse a las condiciones variantes de la carga.
2. Balancín: estructuras moldeadas que soportan las poleas Polyrim y están apoyadas en las vigas transversales, mediante aisladores cilíndricos de poliuretano que reducen la transmisión de vibraciones.
3. Viga transversal superior: lleva los balancines en sentido del flujo de material.
4. Viga transversal inferior: lleva los balancines en la línea de retorno.

Una de las diferencias entre ambos sistemas de correa, convencionales y sistema cable belt, es que en el sistema cable belt las fuerzas motrices son transmitidas por cables de acero independientes, sirviendo la cinta como plataforma de transporte para el material. Las características de las cintas para rodillos difieren de la cinta cable belt en que la banda cable belt es reforzada lateralmente con acero y es además altamente resistente a la rotura longitudinal, también el sistema cable belt reduce el número de puntos de transferencias, debido a que permite a la cinta realizar curvas horizontales (Figura 4.29), salvando irregularidades en el terreno.



Figura 4.29. Correa transportadora con curvas horizontales

4.2.4.- Elementos de Diseño

Un cálculo de esta naturaleza comprenderá la selección del tamaño y tipo de correa basándose en la capacidad horaria del transporte, el cálculo de la potencia necesaria, de las tensiones, la selección de la estructura y los elementos auxiliares de acuerdo con las especificaciones de los modelos de fabricación normalizada, la consideración del perfil que tendrá la correa, características de alimentación y descarga del material, etc.

Además, hay que tener en cuenta que el tipo y características del material influirá directamente en el diseño de la correa, por el tamaño de los fragmentos, su abrasividad, peso específico, ángulo de reposo, etc. (Ucar y Borges. 1970).

Ancho de banda

El ancho de la banda es indispensable para determinar la capacidad del transportador así como el peso de las partes móviles, que son los factores básicos para calcular la potencia (HP) y la tensión.

Generalmente, para una velocidad dada, el ancho de la correa y la capacidad del transportador aumentan simultáneamente. El ancho de la correa puede ser controlado por el tamaño de los fragmentos a ser transportados. La correa debe ser

suficientemente ancha de manera que cualquier combinación de tamaños gruesos y material fino no se desborde los lados de la correa.

El tamaño de los fragmentos va a influenciar las especificaciones de la correa y la selección de los rodillos de carga.

Una vía para determinar el ancho de la correa en función de los tamaños de los fragmentos es mostrada en el gráfico 4.1. Este gráfico presenta el ancho de correa necesario para un tamaño de fragmento dado, para varias proporciones de gruesos y finos, y para varios valores de sobrecarga.

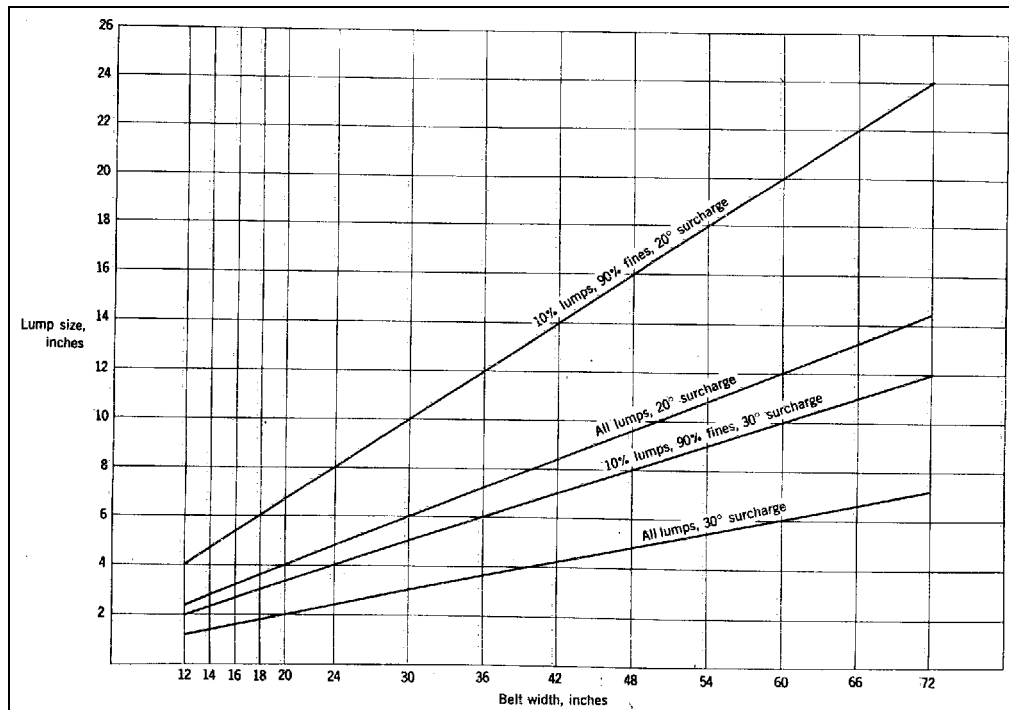


Gráfico 4.1. Ancho de correas para tamaños de fragmentos dados.

Fuente: C.E.M.A. (1966)

Material a transportar

El tipo, tamaño, peso y temperatura del material a transportar determina la calidad que se requiere en las bandas, así como el espesor de las cubiertas y el cuerpo mínimo de la banda indispensable para resistir el impacto de la carga.

Carga máxima

La carga deberá expresarse en toneladas métricas por hora (TPH). Hay que considerar siempre la carga máxima en las ecuaciones para calcular la potencia.

El peso unitario en t/m^3 debe ser siempre igual al peso transportado por la cinta o correa. El peso de algunos materiales es menor cuando está suelto sobre las cintas que cuando está compacto en las pilas y depósitos de mineral.

La rata de producción va en función del ancho de la correa, el área de la sección transversal y de la velocidad de la correa, entre otros.

Velocidad de la banda

La velocidad de la banda, medida en metros por minuto, es usada en los cálculos de la potencia y la tensión. La capacidad de una banda completamente cargada depende de la velocidad.

La velocidad en la cual una cinta transportadora debe operar está influenciada por las características del material y por otros factores tales como: El número de rodillos, el centro de las cintas, la naturaleza de su instalación, etc.

Una vez establecido el ancho de la banda y la capacidad requerida se procede a calcular la velocidad de la banda a través de las siguientes fórmulas:

$$V = \frac{T}{3600 \times A \times \gamma} \quad (4.12)$$

Donde:

V: Velocidad de la correa en m/seg.

T: Producción requerida en t/h.

A: Área de la sección transversal de material.

γ : Densidad del mineral.

$$A = 0,16 \times b^2 \times \text{tg}(\varphi) + 0,12b^2 \times \text{tg}(\alpha) \quad (4.13)$$

Donde:

b: ancho de la banda

φ : Ángulo de reposo del mineral

α : Inclinación de los rodillos.

También existen especies de tablas recomendadas por C.E.M.A. donde se recomiendan los rangos de velocidad de la banda en función del ancho de la banda y de la carga máxima a transportar.

Después que el ancho de la correa ha sido determinado, y la correspondiente velocidad para la capacidad requerida se ha establecido, la velocidad de la correa debe ser verificada para asegurar que sea adecuada. Si la velocidad de la correa resulta ser demasiado grande, el ancho de la correa debe ser cambiado y la velocidad de la correa verificada nuevamente.

Distancia entre centros

La distancia entre centros es la que existe a lo largo de la banda entre los tambores terminales. Es usada para calcular la potencia que se requiere para vencer la fricción de la banda, además de la carga y los rodillos del transportador y, también, para calcular la longitud de la banda.

Declive

Se necesita conocer la diferencia de altura entre el punto de carga y el de descarga para calcular la potencia (HP) requerida para levantar o bajar dicha carga. Normalmente, esta diferencia es casi la misma que la diferencia vertical que existe entre los tambores terminales. Por lo tanto, a menudo suele usarse esta última cuando se desconoce la diferencia exacta entre los puntos de carga y descarga.

Empalme

El tipo de empalme (vulcanizado o con grapas) determina la tensión máxima permitida de la banda

Transmisión

Es indispensable saber si el tipo de transmisión es de una polea motriz o de dos, si las superficies de los tambores están recubiertas, así como el arco de contacto total del tambor en grados. El cálculo de la tensión en el lado de retorno depende de toda esta información. Asimismo, deberá especificarse la forma como van colocados los tambores de la transmisión.

Diámetro de los tambores

Los tambores de determinados diámetros instalados de antemano en un transportador pueden limitar, en virtud de éstos, la selección de una banda o su reposición. Los tambores con diámetros apropiados contribuyen a prolongar tanto la vida de la banda como la del empalme.

El diámetro de los tambores depende de la velocidad de la correa y de la velocidad angular del tambor. Desde este punto de vista, es deseable un tambor con diámetro reducido. Sin embargo, el diámetro de los tambores no debe ser tan pequeño como para esforzar excesivamente la correa al doblarse alrededor del tambor. Si el diámetro del tambor es muy pequeño, las capas de la correa tienden a separarse. El mínimo diámetro permisible depende, entre otros, del número de capas y la tensión de la correa en el sitio del tambor.

Los diámetros de tambores mínimos permisibles están dados en la tabla 4.4. Los diámetros grandes van a prolongar la vida de la correa, pero incrementan los costos.

no. of plies	tandem or dual drive pulleys	single drive, head and tripper pulleys	tall, takeup, and high-tension snub pulleys	low-tension snub and bend pulleys	no. of plies	tandem or dual drive pulleys	single drive, head and tripper pulleys	tall, takeup, and high-tension snub pulleys	low-tension snub and bend pulleys
28-oz and 32-oz duck, cotton-nylon style TN, and rayon style ER					48-oz duck and cotton-nylon style YN and Ustex-Nylon style CL				
3	18	16	12	12	4	42	30	24	20
4	24	20	18	18	5	42	36	30	24
5	30	24	20	20	6	48	42	36	24
6	36	30	24	20	7	54	48	42	30
7	42	36	30	24	8	60	54	42	30
8	48	42	36	24	9	66	60	48	36
9	54	48	42	30	10	72	66	54	42
10	60	54	42	30	Ustex-Nylon style CL				
36-oz duck, cotton-nylon style EN, SN, and rayon style XR					4	42	36	30	24
3	30	24	20	18	5	48	42	36	24
4	30	24	20	18	6	54	48	42	30
5	36	30	24	20	7	60	54	42	30
6	42	36	30	24	8	66	60	48	36
7	48	42	36	24	9	66	60	54	42
8	54	48	42	30	10	72	66	54	42
9	60	54	42	30	Super Ustex-Nylon				
10	66	60	48	36	4	48	42	36	30
42-oz duck, cotton-nylon style XN, rayon style YR and Ustex-Nylon style XC					5	54	48	42	30
3	—	30	24	20	6	60	54	42	36
4	36	30	24	20	7	66	60	48	36
5	42	36	30	24	8	72	66	54	42
6	48	42	36	24	9	72	66	60	48
7	54	48	42	30	10	84	72	60	48
8	60	54	42	30	11	84	72	66	54
9	66	60	48	36	12	96	84	66	54
10	72	66	54	42	13	96	84	72	60

Tabla 4.4. Diámetros de tambores mínimos recomendados
Fuente: United States Rubbers (1957)

Rodillos

Los rodillos son diseñados para ejecutar diferentes funciones de acuerdo a su localización en el transportador (figura 4.30).

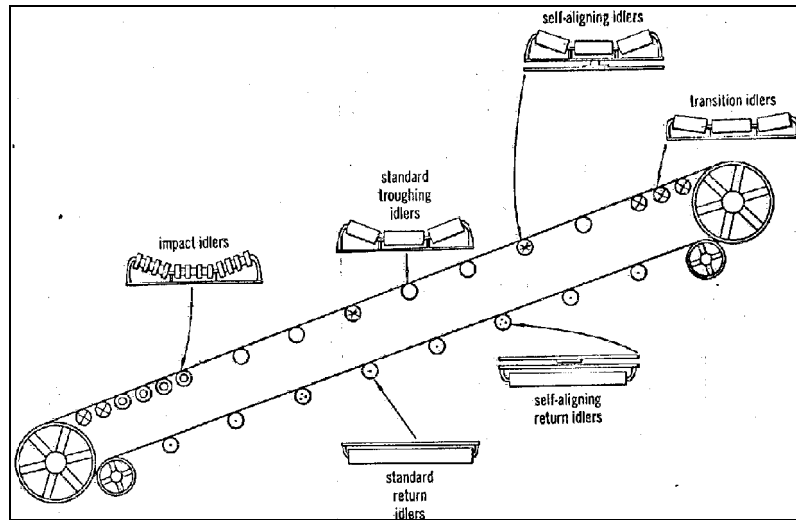


Figura 4.30. Diferentes tipos de rodillos
Fuente: United States Rubbers (1957)

El diámetro de los rodillos depende de la velocidad y de la carga por metro lineal de la correa. El espaciamiento depende de la carga por metro lineal de la correa y de la localización de los rodillos a lo largo del recorrido de la correa.

Según Unites States Rubbers (1957), el espaciamiento de los rodillos en cualquier punto específico del transportador puede ser calculado por la siguiente expresión:

$$S_1 = \frac{8 \times S_p \times T_G}{W_s} \quad (4.14)$$

Donde:

S_1 : Espaciamiento entre rodillos.

S_p : Flecha. Se exprese en decimales como un porcentaje del espaciamiento de los rodillos (usualmente 0,02).

T_G : Tensión de la correa en el punto del transportador considerado más bajo.

W_s : Peso de la correa mas carga por metro lineal para los rodillos de carga, y peso por metro lineal de la correa para los rodillos de retorno.

Motor de transmisión

Es necesario conocer la potencia y las revoluciones por minuto estipulados en la placa del motor así como su sistema de arranque. Tales valores permiten una comparación con la potencia calculada e indican hasta que punto se puede sobrecargar la banda si llega a ser necesario el uso de toda su capacidad.

Cálculo de la potencia requerida

La tensión máxima se desarrolla cuando la banda trabaja con cargas máximas a la velocidad máxima. Existe una relación directa entre la tensión y la potencia requerida para el funcionamiento de la banda en tales condiciones. La potencia requerida resulta de varios factores, los cuales se detallan a continuación.

Todas las ecuaciones que se expresan a continuación son las propuestas por Goodrich Euzcadi en el manual “**Cómo Seleccionar Correctamente una Banda Transportadora**”, el cual es el proveedor principal de bandas transportadoras y accesorios de la empresa C.V.G. BAUXILUM – MINA.

1. Potencia requerida para girar la banda vacía. Este factor, representado por “X”, se calcula de la siguiente manera:

$$X = \frac{G \times F_x \times S \times L_c}{4600} \quad (4.15)$$

2. La potencia necesaria para mover la carga en sentido horizontal se representa por “Y”, y se calcula con la siguiente ecuación:

$$Y = \frac{L_c \times F_y \times C}{274} \quad (4.16)$$

3. La potencia requerida para levantar la carga se representará por “Z”. Este valor será positivo o negativo según la inclinación, hacia arriba o hacia abajo que tenga la banda y vale cero (0) cuando está en sentido horizontal. Puede formularse como sigue:

$$Z = \frac{H \times C}{274} \quad (4.17)$$

La potencia total del motor requerida viene dada por la suma de las potencias parciales:

$$HP = X + Y + Z \quad (4.18)$$

En las ecuaciones anteriores:

- G: Peso de la banda, rodillos, tambores tensores y todas los tambores terminales girados por la banda; se expresa en kilos por metro de longitud de banda.
- F: Coeficiente de fricción de las piezas rodantes:
 - F_X: El valor de F considerando la potencia necesaria para mover la banda vacía. Suele ser 0,03 para equipo nuevo y 0,035 cuando el equipo se encuentra ya en mal estado o viejo.
 - F_Y: El valor de F cuando se calcula la potencia necesaria para mover la carga en sentido horizontal. Comúnmente se le valúa en 0,04 para equipo nuevo y 0,045 para equipo viejo o en mal estado.
- L: La longitud del transportador en metros medida a lo largo de la banda, entre los tambores terminales.
- L_C: La distancia ajustada entre centros. Los valores pueden obtenerse por la siguiente ecuación:

$$L_c = 0,55L + 115 \quad (4.19)$$
- H: Distancia vertical en metros entre puntos de carga y descarga.
- S: Velocidad de la banda en metros por minuto.
- C: Carga en toneladas métricas por hora.

Tensión

Es necesario conocer el mecanismo de tensión (contrapeso o tornillo) para calcular los esfuerzos de tensión en el lado de retorno. La tensión real del lado de retorno de una banda puede determinarse con el empleo de un contrapeso conociendo el peso de éste.

La potencia calculada es la que se tiene que proporcionar al tambor motriz para que la banda pueda trabajar en las condiciones especificadas. La tensión desarrollada en la banda por esta potencia se puede expresar como sigue:

$$T_E = \frac{HP \times (4563)}{S} \quad (4.20)$$

En donde T_E es la tensión efectiva en Kg por cm de ancho; S es la velocidad en metros por minuto.

Sin embargo, esto no es la tensión total en la banda. En sistemas de transmisión por fricción (transportadores, elevadores, bandas planas de transmisión y bandas en V) hay que introducir una tensión adicional a fin de evitar el deslizamiento en el tambor transmisor. Esta tensión adicional es también la tensión de la banda en el lado del retorno. Se le designará como T_R en las ecuaciones siguientes.

En transportadores con ajuste de tornillo o contrapeso, cuando se desconoce el peso del contrapeso o cuando el contrapeso está colocado a alguna distancia de la transmisión, la tensión adicional del lado de retorno no puede determinarse. Hay que estimarla mediante la siguiente ecuación:

$$T_R = K T_E \quad (4.21)$$

Donde:

T_R : Tensión en el lado del retorno

K: Factor de transmisión, basado en el coeficiente de fricción, arco de contacto y tipo de ajuste. Los valores de K para las diversas condiciones de transmisión se encuentran en la tabla 4.5.

Arco de contacto de la banda en el tambor principal (°)	Tipo de transmisión	Tensor de tornillo		Tensor de contrapeso	
		Tambor sin revestimiento	Tambor revestido	Tambor sin revestimiento	Tambor revestido
150	sencilla	1.5	1.0	1.08	.67
160	sencilla	1.4	.9	.99	.60
170	sencilla	1.3	.9	.91	.55
180	sencilla	1.2	.8	.84	.50
190	Sencilla con polea de arco	1.1	.7	.77	.45
200	Sencilla con polea de arco	1.0	.7	.72	.42
210	Sencilla con polea de arco	1.0	.7	.67	.38
220	Sencilla con polea de arco	.9	.6	.62	.35
230	Sencilla con polea de arco	.9	.6	.58	.32
240	Sencilla con polea de arco	.8	.6	.54	.30
340	2 poleas con tandem	.5	.4	.29	.143
360	2 poleas con tandem	.5	.4	.26	.125
380	2 poleas con tandem	.5	.3	.23	.108
400	2 poleas con tandem	.5	.3	.21	.095
420	2 poleas con tandem	.4	.3	.19	.044
440	2 poleas con tandem	-	-	.17	.074
460	2 poleas con tandem	-	-	.15	.064
480	2 poleas con tandem	-	-	.14	.050

Tabla 4.5. Factor de transmisión (K)

Fuente: Goodrich Euzkadi

En los transportadores equipados con ajustes de contrapeso colocado cerca de la transmisión y cuando se conoce el peso total del contrapeso:

$$T_R = \frac{G_V}{2} \quad (4.22)$$

Donde G_V es el contrapeso.

La tensión máxima en la banda $T_{m\acute{a}x}$ es igual a la suma de la tensión efectiva (T_E) y la tensión en el lado de retorno (T_R).

$$T_{m\acute{a}x} = T_E + T_R \quad (4.23)$$

La tensión máxima unitaria (T_U), por conveniencia se expresa comúnmente en kilo por centímetro de ancho de la banda.

$$T_u = \frac{T_{\text{máx}}}{\text{ancho de la banda (mm)}} \quad (4.24)$$

4.2.5.- Curvas verticales en correas transportadoras

Las curvas verticales ocurren en una correa transportadora cuando en el transportador hay un cambio de la inclinación.

Con una curva convexa, el radio tiene que ser calculado en función de un punto el cual está por debajo del ramal de carga de la correa, y debe ser adecuado para prevenir la tensión excesiva en los bordes, arquear el centro de la banda, y la presión excesiva en los rodillos.

Para calcular las curvas cóncavas, el radio debe ser figurado en función de un punto por encima del ramal de carga de la correa, y debe ser apropiado para evitar el levantamiento de la correa, el derrame de material por los bordes y la excesiva tensión en el centro de la correa.

Cuando el transportador contiene una curva convexa, la sección principal de la correa por encima del eje normal es comprimida con una tensión mayor a la calculada en la curva, y la sección principal de la correa por debajo del eje normal es comprimida con una tensión menor a la calculada.

El radio de curvatura puede ser ampliado suficiente para evitar bajos esfuerzos en los bordes de la banda y para asegurar la tensión en el centro de la misma, y se puede calcular como sigue:

$$R_{\min} (\text{pie}) = \frac{1,11T_C}{W_b} (4.25)^*$$

Donde:

T_C : Tensión de la correa en el punto donde empieza la curva, en libras.

W_b : Peso de la correa en libras/pie.

Efectos de la aceleración en las curvas verticales

Se presentan dos problemas diferentes en las curvas verticales al momento de la puesta en marcha del sistema transportador y en el momento de alguna aceleración.

En los casos de curvas verticales cóncavas, al momento de la puesta de marcha, la correa se levantaría de los rodillos debido a la alta tensión ejercida sobre ella.

En los casos de curvas verticales convexas, existe la posibilidad de cierta sobrecarga en los rodillos.

* Tomada de BFGoodrich. Engineerig Hanbook. Conveyor and Elevator Belting

4.3.- Camiones Roqueros

Este equipo está montado sobre un chasis y con sistemas hidráulicos de levantamiento de la caja y dirección, con descarga trasera en el tipo convencional y lateral en el equipo trailer.

Los camiones sirven en el manejo de tierras, agregados, mineral, carbón y otros materiales. Son unidades de acarreo que debido a sus altas velocidades al transitar por caminos adecuados, su gran capacidad proporciona costos de acarreo relativamente bajos. Suministran un alto grado de comodidad, ya que el número de camiones en servicio pueden aumentarse o disminuirse para permitir modificaciones en la capacidad total de acarreo de la flota. La mayoría de los camiones pueden operarse sobre cualquier camino de acarreo cuya superficie sea lo suficientemente firme y raso, y en el que las pendientes no sean demasiado fuertes. Los camiones roqueros están diseñados para trabajar sobre caminos de acarreo, ya que sus tamaños y cargas totales son mayores de las que permiten las carreteras. Estos camiones se utilizan para acarrear materiales en obras grandes, en donde se justifica su tamaño y su costo.

Los camiones roqueros pueden calificarse de acuerdo con muchos factores, incluyendo los siguientes:

1. Tamaño y tipo del motor.
2. Número de velocidades o engranes
3. Número de ruedas motrices.
4. Número de ruedas y ejes, y arreglo de las ruedas motrices.
5. Método de descarga
6. Clase de material acarreado.
7. Capacidad.

4.3.1.- Características y especificaciones de los camiones

Entre las características y especificaciones importantes para su eficiencia y operación se encuentran:

- Tipo de motor y de frenos.
- Tipo de caja.
- La potencia bruta.
- Peso bruto del equipo
- La capacidad
- La altura.
- Longitud y ancho del camión.
- Altura a pleno volteo.
- Velocidad máxima cargado.
- Círculo de espacio libre para viraje.

4.3.2.- Selección del tamaño óptimo de una flota de camiones

El número de camiones necesarios para ejecutar cierto trabajo es función de la capacidad productiva de un camión individualmente considerado y del tonelaje total necesario. La capacidad productiva por hora de un camión es el producto de los viajes, o ciclos, por hora de operación y la carga útil efectiva. Un ciclo operativo abarca los tiempos de carga, descarga, y tiempo recorrido, suma que representa el tiempo teórico del ciclo.

Este tiempo es afectado por un factor de eficiencia, dando un promedio del tiempo del ciclo efectivo, el cual, es usado al calcular el número de ciclos por hora.

La carga útil nominal está calculada por el tonelaje teórico de los camiones, y la carga útil efectiva es la cantidad promedio que está siendo realmente acarreada. Los fabricantes, en cuanto a la capacidad de los camiones, producen varios tamaños de equipos calculados para materiales a cargar de diferentes densidades. De cualquier modo, no es siempre posible acarrear la carga útil nominal, porque el material puede

ser más ligero que lo esperado, o porque el tamaño requerido no puede ser fabricado, o porque el sitio de descarga tiene una pendiente muy fuerte.

Las toneladas por hora representan la capacidad productiva de un camión asumiendo 100% de eficiencia, y puede ser calculado como:

$$\boxed{\text{ton / hora} = \frac{60 \times f_E \times C_e}{C_m}} \quad (4.26)$$

Donde:

C_e : Carga útil efectiva

f_E : Factor de eficiencia de trabajo

C_m : Tiempo de ciclo del camión en minutos

Luego, dividiendo (4.26) entre el total de toneladas requeridas por hora dará el número de camiones requeridos en la operación en cualquier tiempo:

$$\boxed{N^\circ \text{ camiones} = \frac{\text{ton requerido por hora}}{\text{ton / hora por camión}}} \quad (4.27)$$

El término “utilización de camiones” es usado para referirse a un porcentaje actual de camiones en uso, prescindiendo de su eficacia por el uso.

La utilización varía acorde con la ubicación y las condiciones de trabajo, pero por encima de la vida de una flota el promedio deberá estar en torno a 75%, entonces:

$$\boxed{\text{Flota de camiones requerida} = \frac{N^\circ \text{ camiones en operación}}{\text{utilización de camiones}}} \quad (4.28)$$

Estimación de los ciclos de un camión

El tiempo de carga del camión normalmente incluye maniobrabilidad en el área de carga, espera en la cola y el tiempo actual tiempo de carga. La combinación entre el equipo de carga y el de acarreo es la consideración más importante en la selección de una flota de camiones.

Se considera que el tamaño óptimo de un cargador es aquel que necesita de 4 a 6 pases para llenar el camión. El número de camiones (N_t) que pueden estar servidos por un cargador se calcula mediante la siguiente fórmula:

$$N_t = \frac{\text{tiempo de ciclo del camión}}{\text{tiempo de carga del camión}} \quad (4.29)$$

El número de cargadores necesarios puede calcularse por:

$$N_1 = \frac{\text{tonelaje total por hora}}{\text{capacidad de carga del cargador}} \quad (4.30)$$

Consideraciones esenciales en el tiempo de viaje

La vía para la circulación de las unidades de acarreo podría ser dividida en segmentos, y cada sección tendrá una única pendiente, longitud, resistencia al rodamiento y limitaciones máximas de velocidad.

Resistencia al rodamiento

Es la resistencia entre los neumáticos y el terreno llano que debe vencerse para conservar el vehículo en movimiento. Incluye fricción interna en los cojinetes de las ruedas, la flexión de los neumáticos bajo el peso y la penetración de éstos en el suelo (figura 4.31).

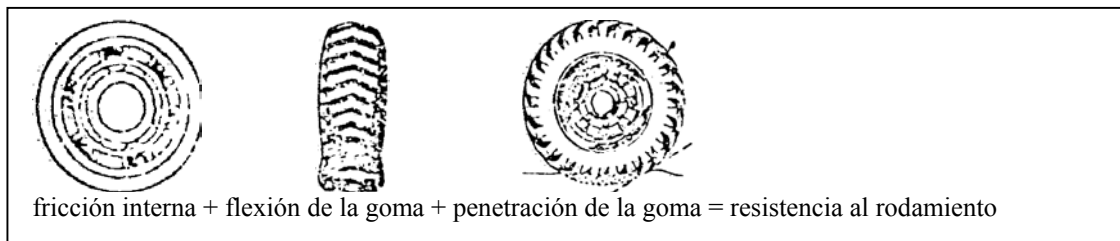


Figura 4.31. Factores que influyen en la resistencia al rodamiento

Normalmente está expresada en libras de tracción, o esfuerzo de tracción que se necesita para vencer esa resistencia o en porcentaje del peso bruto del vehículo.

Resistencia a la pendiente

Es la fuerza de tracción necesaria que debe vencer un vehículo cuando sube a través de una superficie inclinada. Es expresada en lb o kg por toneladas del peso del vehículo y en porcentaje, donde 20 lb por toneladas equivalen a 1% de la pendiente. La resistencia a la pendiente en términos de porcentaje de peso bruto del vehículo, es la misma que el porcentaje de pendiente. Es decir, que si la pendiente de la rampa es 10%, la resistencia a la pendiente es igual a 10% también.

Un camión que se moviliza en una rampa o pendiente, requiere de un esfuerzo de tracción igual a la resistencia a la pendiente más la resistencia al rodamiento.

Tracción

La habilidad de un vehículo para superar una pendiente dada, la cual, incluye factores de resistencia a la pendiente y al rodamiento. La resistencia al rodamiento es siempre positiva y la resistencia a la pendiente es positiva cuando el vehículo sube una cuesta y negativa en caso contrario. Cuando se combinan factores antes mencionados, se obtiene la “resistencia total efectiva”.

Cálculo del tiempo de ciclo promedio

El tiempo de ciclo es usualmente dividido en dos partes: la parte fija (tiempo de carga y descarga) y la parte variable (tiempo de viaje). El tiempo de ciclo se basa

en las capacidades teóricas de los cargadores y camiones. Es ahora necesario introducir factores empíricos para establecer el ciclo promedio para un camión sobre un fundamento continuo.

Eficiencia

Este factor afecta repetidas operaciones, requiriendo participación humana y un intercambio con una o más operaciones separadas. Ninguna operación de ésta naturaleza puede trabajar a un 100% de eficiencia. Cuando se estima la productividad debe incluirse:

Espera en cola

Esto puede ocurrir en cualquiera de los puntos de carga o descarga, usualmente resultado de un “embotellamiento”.

Aglomeración

Esto es común al principio y al final de un desvío y a la hora de las comidas y puede también resultar por la mezcla de camiones más rápidos y más lentos de la misma capacidad de acarreo. El resultado es la misma cola.

Juego

Ocurre cuando se mezclan cargadores pequeños con camiones grandes y pequeños.

Tiempo

Lluvias torrenciales, neblina densa o severos extremos de temperatura no solamente pueden alterar el tiempo de ciclo, sino la habilidad para operar.

El elemento humano

Depende mucho de las condiciones físicas y del estado de ánimo del operador y varía de tiempo en tiempo y de área en área.

Factores de velocidad

Cuando se calcula la velocidad de un viaje, las curvas de fuerza de tracción en las ruedas en los gráficos de Tracción-Velocidad-Pendiente (figura 4.32), dan la velocidad máxima que puede obtenerse. La velocidad debe reducirse, si es necesario porque la altitud ocasiona pérdidas de potencia en los motores y porque no es posible mantener la velocidad máxima para un segmento completo.

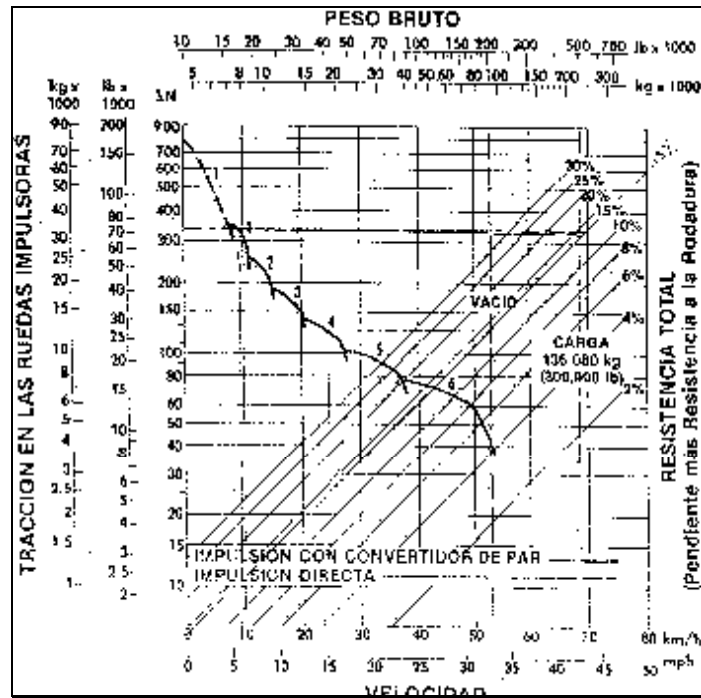


Figura 4.32. Gráfico Tracción-Velocidad-Pendiente

Los factores que influyen en la velocidad promedio en un segmento, incluyen la presencia de curvas muy cerradas y otras restricciones de tráfico, y la aceleración y desaceleración necesaria en un segmento de la vía.

Otras consideraciones de tiempo

Después que el tiempo de viaje ha sido estimado, es combinado con el determinado componente de tiempo para producir el tiempo teórico de ciclo en una hora. La capacidad de producción horaria es simplemente el producto de una carga y de un ciclo promedio de tiempo efectivo.

Cualquier sistema empleado para estimar la productividad, debe incluir tres factores básicos:

- Aspectos externos que limitan la habilidad para operar el camión y que afectan la rata de producción, incluyendo días de fiestas, eficiencia del cargador, etc.
- Disponibilidad del camión al ponerlo a trabajar, incluyendo, eficiencia mecánica y utilización.
- Productividad, la cual envuelve al elemento humano, condiciones atmosféricas, etc.

4.4.- Análisis Económico de Proyectos

El análisis económico de proyectos de inversión tiene por objeto el estudio de la evolución de los resultados de la empresa y de la rentabilidad de los capitales empleados.

La evaluación económica constituye una herramienta muy importante para la toma de decisiones, aunque no exclusiva, pues ésta se debe tomar a partir de un amplio análisis que incluye los aspectos técnicos, económicos, financieros, de riesgos, etc.

El análisis económico se efectúa manejando el modelo económico del proyecto, constituido por la sucesión temporal de flujos de fondo (positivos y negativos), que determinan el posible atractivo económico del proyecto. Para que el análisis económico sea completo es preciso considerar el valor del dinero en el tiempo, dada la importancia de ocurrencia de los flujos de fondos en el tiempo.

La construcción del modelo económico del proyecto se apoya en planteamientos hipotéticos que se traducen en proyecciones futuras.

4.4.1.- Comparación entre alternativas

En la técnica de evaluación económica de proyectos de ingeniería, para la toma de decisiones en forma correcta, es necesario considerar todas las alternativas posibles y capaces de alcanzar el objetivo deseado y asociar a cada una de ellas el flujo monetario que ocurre durante su período de vida. Una vez realizado lo anteriormente expuesto se requiere la utilización de un índice de evaluación o base de comparación que facilite la elección entre ellas.

En ingeniería económica se usa una diversidad de métodos para evaluar las alternativas de inversión. En relación con cada una, hay una cifra de comparación y una regla de decisión que se usan para jerarquizar las alternativas.

Para efectuar la comparación de alternativas económicas de inversión en proyectos que realizan la misma función, generalmente, se realizan los siguientes pasos:

- Definir el conjunto de alternativas mutuamente excluyentes y económicamente factibles.
- Definir el horizonte temporal de cada alternativa y los perfiles de flujo efectivos de cada una de ellas.
- Especificar el valor del dinero en el tiempo que se va a utilizar.
- Comparar las alternativas.
- Elegir la mejor alternativa.

Los indicadores más comúnmente utilizados para la toma de decisiones en la comparación de alternativas, que determinan la factibilidad económica y eficiencia financiera son:

- El Valor Presente (VP).
- El Valor Futuro (VF).
- El Costo Anual Equivalente (CAE).
- La Tasa Interna de Retorno (TIR).
- El Período de Recuperación de Capital.
- La Relación Beneficio/Costo.
- El Valor Presente Neto, etc.

Siendo los primeros tres utilizados en la evaluación económica de proyectos que generan servicios, y los últimos cuatro utilizados en la evaluación de proyectos que generan ingresos.

En todo proyecto se encuentra que existen dos corrientes de dinero bastante importantes como son los costos y los ingresos. Para efectos de realizar el presente análisis comparativo de las inversiones, solo se tomará la corriente de los costos, debido a que se evaluarán proyectos que solo generan servicios. Siendo así, se utilizarán para su evaluación económica dos métodos:

- Valor Presente (VP)
- Costos Anuales Equivalentes (CAE)

Valor presente (VP)

En este caso el punto de referencia es el instante cero, por lo tanto será necesario trasladar allí todos los costos anuales de cada una de las diferentes alternativas, a objeto de poder compararlas. El referido traslado habrá de hacerse tomando en cuenta el momento de ocurrencia de los costos anuales y usando desde luego el criterio de valorización del dinero en el tiempo.

Se usa ampliamente en los trabajos de ingeniería económica. Es el equivalente al valor actual de los costos durante un intervalo de tiempo específico (horizonte de planeación “n”) con el descuento a una tasa de interés “i” establecida.

Una de las varias expresiones algebraicas para el valor presente es la siguiente:

$$\boxed{VP = \sum_{j=0}^n A_j \times \frac{1}{(1+i)^j} = \sum_{j=0}^n A_j \times FVA_{i,n}} \quad (4.31)$$

Donde:

VP: valor presente

A_j : pago (costo) en el año j

i : tasa de interés

n : número de períodos

FVA: Factor de valor actualizado de un solo pago = $\frac{1}{(1+i)^n}$

Costos anuales equivalentes (CAE)

Es la serie uniforme de “ n ” pagos periódicos, equivalentes al valor presente a la tasa de interés “ i ”.

La idea fundamental es obtener todos los costos anuales de cada una de las diferentes alternativas, a fin de poder compararlas entre ellas. A tal efecto se debe distribuir entre todos los años los costos que se causan, pero siempre teniendo en consideración el criterio de valorización del dinero en el tiempo.

Expresado en forma matemática es:

$$\boxed{CAE = VP \times \left(\frac{i \times (1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \right) = VP \times \text{frc}_{i,n}} \quad (4.32)$$

Donde:

CAE: Costo anual equivalente

VP: Valor presente

i : tasa de interés

n : número de períodos

frc: Factor de recuperación de capital = $\frac{i \times (1+i)^n}{(1+i)^n - 1}$

CAPÍTULO V FORMULACIÓN DE PROYECTOS

A continuación se presenta la formulación de cada uno de los proyectos en términos de ingeniería conceptual y básica.

5.1.- Ferrocarriles

En el análisis de la alternativa Ferrocarril se tomó un trazado que resultó paralelo a la actual vía de acceso principal (ver anexo 5.1: trazado y perfil), de modo que se puede usar ésta para hacer mantenimiento a la vía férrea. Se tomó este trazado debido a que es la trayectoria mas plana para unir los patios de carga y descarga.

El trazado tiene una longitud total de 7.203 m, desde el muelle de carga en el punto de coordenadas N:178150 y E:116300, hasta el final del patio en la zona de descarga, en el punto de coordenadas N:183610 y E:113750.

5.1.1.- Infraestructura (terraplén)

Para calcular los costos de construcción del terraplén es necesario calcular los volúmenes de movimientos de tierras a realizar (volúmenes de cortes y rellenos).

Volúmenes de corte y relleno

Después de haberse trazado la rasante, se procede a calcular los volúmenes de material a remover. Estos cálculos se realizan tomando en cuenta la inclinación de los taludes, tanto de corte como los de relleno, y el ancho de la vía.

La inclinación de los taludes es la siguiente:

- **Taludes de relleno:** 30° de inclinación (figura 5.1). Se tomó este valor debido a que los rellenos se realizarán con material bauxítico suelto cuyo ángulo de reposo es de 34°. Esta información fue suministrada por la Superintendencia de Geología y Planificación de Mina.

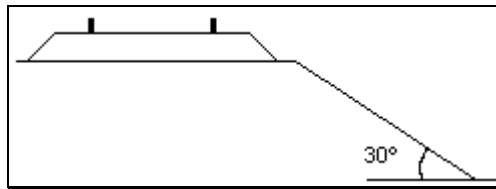


Figura 5.1. Talud de relleno (sin escala)

- **Taludes de corte:** El ángulo de inclinación para los taludes de corte se fijó en 45° (figura 5.2). Se tomó este valor debido a que en la mina se cuenta con experiencia en taludes con este ángulo de inclinación y se ha demostrado que cumplen las exigencias de estabilidad, previendo el adecuado drenaje del área. Esta información fue suministrada por la Superintendencia de Geología y Planificación de Mina y ratificada por las observaciones empíricas de campo.

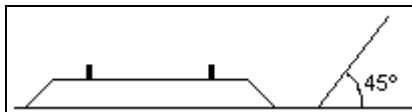


Figura 5.2. Taludes de cortes (sin escala)

Para las especificaciones del ancho de la plataforma de la vía se tomó el mismo ancho de la vía férrea hacia El Jobal, que es de 15 m.

Sobre la base de estas especificaciones se procedió al cálculo de los volúmenes de cortes y rellenos, dando como resultado lo siguiente:

CORTES	RELLENOS
384.990,35 m ³	214.685,5 m ³

Tabla 5.1. Volúmenes de cortes y rellenos

5.1.2.- Características técnicas de la vía férrea

La vía tendrá características similares a la vía férrea que va desde Pie de Cerro hasta el Puerto de El Jobal, las cuales se resumen en la siguiente tabla:

Trocha	1,435 m
Separación entre ejes de durmientes de madera	0,5 m
Separación entre ejes de durmientes de concreto	0,6 m
Sección de balasto	3 m ²
Altura de capa de balasto	12'' (30,5 cm)
Radio de curvatura mínimo	390 m
Pendiente máxima	2,51 %
Velocidad límite	40 km/h
Peralte máximo	1,28'' (3,25 cm)

Tabla 5.2. Características técnicas de la vía férrea.

Desde la progresiva 0+200 hasta la 5+841 (vía principal), el diseño de la vía será de tipo elástico, el resto de la trayectoria será de diseño tipo clásico debido a que son zonas de patios.

En resumen, son 5.641 m de vía principal con estructura elástica, y 1.562 m de vías de patios con estructura clásica.

5.1.3.- Equipo requerido por kilómetro de vía

Balasto

El material que constituirá el balasto estará compuesto en un 100% por roca fragmentada limpia y dura, de acuerdo a norma AREA N° 4 (American Railway Engineering Association), cuya granulometría debe estar comprendida entre ¾'' y 1 ½'' (1,9 y 3,8 cm). El espesor de la capa de balasto será de 12'' (30,5 cm) y el área de la sección tipo es de 3 m², por lo tanto se requiere un total de 3000 m³ por km de vía. Hay que mencionar que la empresa C.V.G. BAUXILUM-MINA, cuenta con su propia cantera para la obtención de balasto.

Según información facilitada por la Superintendencia de Tráfico y Señalización de Vías Férreas, el costo unitario del m³ de balasto, producido en la cantera propiedad de C.V.G. BAUXILUM-MINA es de 17,26 US\$/m³.

Durmientes

Los durmientes a utilizar en la vía principal son durmientes del tipo monobloque, de concreto pretensado, con peso máximo de 330 kg y cuya separación entre ejes es de 0,6 m; por lo tanto se requieren 1667 durmientes por kilómetro de vía principal. Las medidas principales de los durmientes de concreto a utilizar son: largo entre 2,4 m y 2,6 m; altura entre 15 cm y 25 cm y ancho mínimo de 30 cm.

En las zonas de patios se usarán durmientes de madera de 2,6 m de largo; 0,25 m de ancho y 0,2 m de alto, cuya separación entre ejes es de 0,5 m por lo tanto se requieren 2000 durmientes de madera por kilómetro de vía.

En los tramos de cambiavías también se usarán durmientes de madera cuya longitud es variable.

Rieles

Se seleccionaron rieles tipo AREA 132 RE (132 lb/yd) de 18 m de longitud, por lo tanto se requiere un total de 112 rieles por kilómetro de vía. La elección de este tipo de riel se debe a que la vía férrea propuesta tendrá características técnicas similares a la actual línea férrea hacia El Jobal, y en ésta, los rieles utilizados son los mencionados.

Elementos de fijación

Se usan para fijar los rieles a los durmientes o para fijar los rieles entre sí longitudinalmente.

Fijaciones riel-durmiente

La vía principal estará formada por rieles AREA 132 RE y durmientes de concreto monobloque, los que serán unidos mediante la fijación RN reforzada. Cada durmiente de concreto lleva 4 fijaciones y 2 placas de asiento, por lo cual se requieren 6668 fijaciones y 3334 placas de asiento por kilómetro de vía principal.

Los durmientes de madera llevan 16 clavos y 2 planchuelas, por lo tanto se requieren 32000 clavos y 4000 planchuelas por kilómetro de vía en zonas patio.

La vida útil de todos estos elementos es de diez años.

Juntas de rieles

En la vía principal los rieles estarán unidos por medio de soldaduras por electrofusión, lo que quiere decir que se necesitarán 112 soldaduras en un kilómetro de vía principal.

En el caso de las vías en las zonas de patios, los rieles estarán unidos por medio de eclisas de 94 cm de longitud y 6 pernos. Cada unión de rieles consta de un par de eclisas, por lo tanto se requieren 112 pares de eclisas por kilómetro de vía en zonas de patios.

5.1.4.- Aparatos de vías

Los aparatos de vías que se utilizarán son sólo desvíos o switchs, que estarán ubicados en las zonas de patios. En la vía principal no se colocarán aparatos de vía. Se usará un total de 5 switchs; 2 en la zona de descarga y 3 en la zona de carga.

Cada switch consta de 1 sapo, 4 agujas y 1 máquina de cambio, por lo tanto se requieren 5 sapos o ranas, 20 agujas y 5 máquinas de cambio en total.

5.1.5.- Material rodante

El material rodante estará compuesto por locomotoras y vagones.

Vagones

Los vagones a utilizar serán vagones tolva, con descarga inferior, los cuales tienen las siguientes características:

Capacidad	100 t (61,54 m ³)
Longitud	12 m
Largo de la caja	10,2 m
Ancho de la caja	2,67 m
Altura	2,26 m
Número de ejes	4
Descarga	Inferior

Tabla 5.3: Características técnicas de los vagones

Tiempo de Ciclo

La longitud de la vía desde el muelle de carga hasta el punto de descarga es de 6.980 m, de los cuales 2.115 m son de trayectoria plana, y se recorrerán a una velocidad promedio de 40 km/h. Desde la progresiva 2+115 hasta la 6+635 (4.520 m) el tramo es de pendiente variable, este tramo se recorrerá a una velocidad promedio de 20 km/h. A partir de la progresiva 6+635 hasta el punto de descarga (345 m) la velocidad promedio será de 15 km/h. Esto quiere decir que el tiempo de viaje es de 18,17 minutos.

La velocidad de retorno del tren se considera igual por normas de seguridad, lo que implica que el tiempo de retorno también será de 18,17 minutos.

Se debe señalar que el sentido de ida es desde el punto del muelle de carga hacia el punto de descarga, y el sentido de retorno se refiere al recorrido desde la volcadora hacia el muelle de carga.

El tiempo de acople y desacople en las zonas de carga y de descarga se considera de 5 minutos para cada maniobra, lo que quiere decir que el tiempo total de ciclo es de:

Tiempo de Ida	18,17'
Tiempo de Retorno	18,17'
Tiempo de maniobra de descarga	5'
Tiempo de maniobra de carga	5'
Tiempo total de Ciclo	46,34'

Tabla 5.4: Estimación del tiempo de viaje

Este tiempo de operación implica que los ciclos por hora son:

$$\text{Ciclos / hora} = \frac{60 \frac{\text{min}}{\text{hora}}}{46,34 \frac{\text{min}}{\text{ciclo}}} = 1,29 \frac{\text{ciclos}}{\text{hora}}$$

Los ciclos por hora se le debe aplicar un factor de eficiencia operativa, que según la Superintendencia de Tráfico y Señalización de Vías Férreas es de 0,9, entonces:

$$\text{ciclos / hora}_{\text{ajustado}} = 1,29 \times 0,9 = 1,17 \text{ ciclos/hora}$$

Cantidad de vagones

El número de vagones por tren viene determinado por la cantidad de mineral de bauxita a ser transportado.

Se requieren 1600 t/h, y se realizarán 1,17 ciclos/hora; entonces, la cantidad de vagones por hora se determina como sigue:

$$\text{toneladas por ciclo} = \frac{1600 \frac{\text{t}}{\text{h}}}{1,17 \frac{\text{c}}{\text{h}}} = 1373,04 \frac{\text{t}}{\text{c}}$$

Los vagones a utilizar tienen una capacidad efectiva de 100 t, por lo tanto se tiene:

$$\text{vagones por ciclo} = \frac{1373,04 \frac{\text{t}}{\text{c}}}{100 \frac{\text{t}}{\text{vagon}}} = 13,73 \cong 14 \text{ vagones/ciclo}$$

Se utilizarían 3 cortes (grupos) de 14 vagones cada uno, lo que quiere decir que serían 42 vagones en total, los cuales estarían distribuidos de la siguiente manera:

- Un corte de 14 vagones en la zona de carga (1).

- Un corte de 14 vagones en la zona de descarga (3).
- Un corte de 14 vagones en vía (tránsito), puede ser cargado o vacío (2).

Además de estos 42 vagones, se suma un 10% ($4,2 \cong 4$ vagones) que estarían en mantenimiento o para cubrir algún imprevisto. Por lo tanto, el número de vagones será de 46.

Locomotoras

Las características técnicas de las locomotoras se mencionan en la siguiente tabla:

Potencia	2000 HP
Velocidad máxima	85 km/h
Capacidad de aceite lubricante	243 gal (920 l)
Capacidad de combustible	4000 gal (15142 l)
Peso aproximado	390000 libras (177 t)
Longitud	68'10" (21 m)
Radios mínimos de curvatura	76 m con unidad sencilla

Tabla 5.5: Características técnicas de las locomotoras

La potencia requerida para remolcar los 14 vagones cargados está por el orden de los 1500 hp, sin embargo se proponen locomotoras de 2000 hp debido a que son las de menor potencia que se consiguen actualmente en el mercado (nuevas). Se pueden conseguir locomotoras de menor potencia (1750 hp) usadas y reconstruidas, pero la diferencia de precio entre las de 1750 hp reconstruidas y las de 2000 hp nuevas es tan pequeña que es preferible adquirir las locomotoras nuevas de 2000 hp.

Cantidad de locomotoras

Para determinar la cantidad de locomotoras requeridas es necesario describir el ciclo de trabajo.

Descripción del ciclo de trabajo

- a) Partida de un corte de 14 vagones cargados, dejando otro corte de 14 vagones vacíos en el muelle de carga para ser llenados por los camiones roqueros.
- b) Transporte a través de 6.980 m.
- c) Arribo del corte de 14 vagones cargados a la zona de descarga. En esta zona se encuentra un corte de 14 vagones vacíos. Estos vagones (vacíos) son acoplados a la locomotora, que luego posiciona el primer vagón cargado para liberarlo.
- d) Partida del tren de regreso hacia la zona de carga con los vagones vacíos.
- e) Al arribar a la zona de descarga la locomotora posiciona en el muelle el corte de vagones vacíos y los libera, para luego pasar a remolcar el corte de vagones que ha sido llenado por los camiones roqueros. Al arribar el tren a este punto de carga, deberá estar listo el corte de vagones cargados, de manera que puedan ser tomados continuamente por la locomotora y partir nuevamente hacia la zona de descarga.

Se debe garantizar que se puedan cargar el corte de 14 vagones vacíos durante el tiempo de ciclo del tren, el cual es de 46,34 minutos.

En el anexo 5.2 se puede observar gráficamente el ciclo operativo de los cortes de vagones y la locomotora.

Todo este proceso de carga de vagones cargados y vacíos se puede llevar a cabo con la ayuda de una sola locomotora. Se debe tener además otra locomotora adicional en mantenimiento o para cubrir cualquier imprevisto. Es decir que la cantidad de locomotoras requerida es 2.

Descripción del muelle de carga

La altura del muelle de carga es de 3 m (altura del vagón) como mínimo. Se debe garantizar que el vagón tenga un sobrelargo mínimo de 2,5 m con respecto al ancho de la tolva del camión por seguridad en la operación.

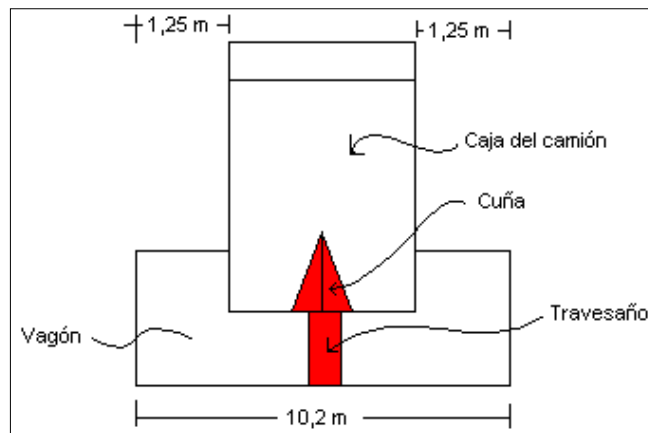


Figura 5.3. Vagón y tolva de camión en planta

También hay que garantizar que la parte final del voladizo del camión quede en la línea central del vagón (ver figura 5.4) para asegurar una carga de mineral balanceada en el vagón y evitar derrames.

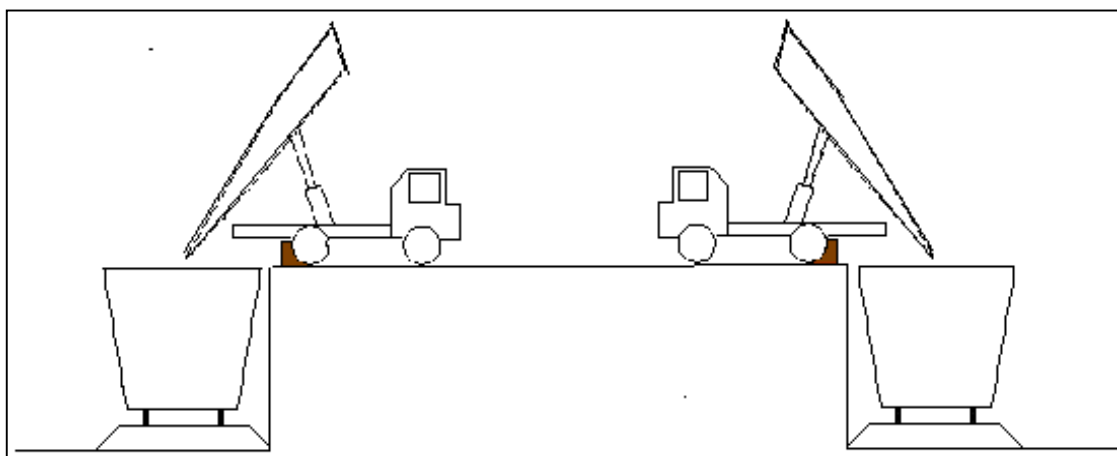


Figura 5.4. Muelle de carga (sin escala)

Es necesario contar con un personal de señaleros que apoyen al conductor del camión a maniobrar y cuando detenerse.

A las cajas de los camiones, en su parte final, se les debe colocar una especie de cuña, igualmente que a los vagones es preciso colocarles un travesaño (figura 5.3). Estos dos dispositivos son con el fin de garantizar que el material al ser vaciado por el camión quede uniformemente distribuido en el vagón.

5.1.6.- Estudio de curvas horizontales

Horizontalmente el trazado consta de 13 tramos, 6 tramos rectos y 7 curvas (ver tabla 5.6) con radios mínimos de curvatura de 390 metros en vía principal y 80 m en zona de patios.

La alineación horizontal del trazado se encuentra resumida en las siguientes tablas:

Ida (del muelle de carga hacia el punto de descarga)

Tramo	Trayectoria	Inicio (prog.)	Fin (prog.)	Longitud (m)	Deflexión	Tg (m)	Radio (m)
1	Recta	0+000	1+650	1650			
2	Curva	1+650	2+628	978	- 41°30'	511	1350
3	Curva	2+628	3+186	558	32°	287	1000
4	Recta	3+186	4+481	1295			
5	Curva	4+481	5+139	658	-26°55'	335	1400
6	Curva	5+139	5+487	348	-51°07'	187	390
7	Recta	5+487	5+841	354			
8	Curva	5+841	6+555	714	102°14'	500	400
9	Recta	6+555	6+658	103			
10	Curva	6+658	6+781	123	68°30'	70	103
11	Recta	6+781	6+996	215			
12	Curva	6+996	7+064	68	49°	36	80
13	Recta	7+064	7+203	139			

Tabla 5.6: Alineación horizontal de la línea férrea (ida).

A partir del tramo 8 se considera zona de patio de descarga, por lo tanto la velocidad debe disminuir a la velocidad mínima permitida en zonas de patios que es de 4 m/s.

Retorno (de la volcadora hacia el muelle de carga)

Tramo	Trayectoria	Inicio (prog.)	Fin (prog.)	Longitud (m)	Deflexión (m)	Tg (m)	Radio (m)
1	Recta	0+000	0+139	100			
2	Curva	0+139	0+184	45	32°	36	80
3	Recta	0+184	0+384	190			
4	Recta	0+384	0+444	60			
5	Curva	0+444	0+567	123	68°30'	70	103
6	Recta	0+567	0+670	103			
7	Curva	0+670	1+384	714	102°14'	500	400
8	Recta	1+384	1+738	354			
9	Curva	1+738	2+086	348	-51°07'	187	390
10	Curva	2+086	2+744	658	-26°55'	335	1400
11	Recta	2+744	4+039	1295			
12	Curva	4+039	4+597	558	32°	287	1000
13	Curva	4+597	5+575	978	-41°30'	511	1350
14	Recta	5+575	7+225	1650			

Tabla 5.7: Alineación horizontal (retorno)

La única variación entre la ruta de ida y la de retorno es en el tramo entre las progresivas 0+139 y 0+384 (ver figura 5.5). Este tramo corresponde al desvío para no pasar por el punto de descarga.

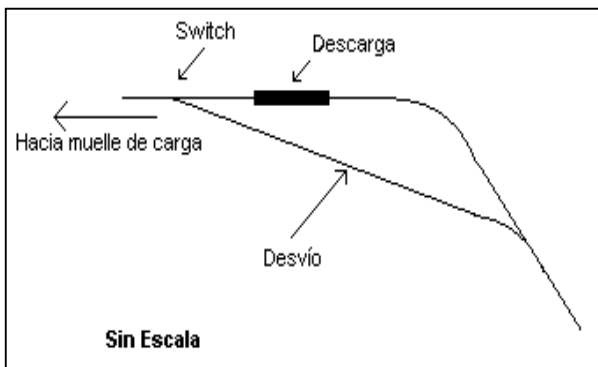


Fig. 5.5: Configuración patio de descarga

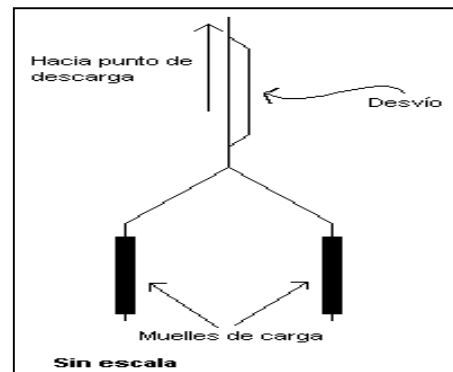


Fig. 5.6: Configuración del muelle de carga

5.1.7.- Peraltes

En las curvas donde el radio de curvatura es pequeño serán compensadas con la aplicación de sobreelevación, resultando un peralte práctico máximo de 33 mm. Para los cálculos se utilizó la fórmula 4.10 del Capítulo IV:

Cálculo tipo:

$$h_t = \frac{(40)^2 \times s}{127 \times 390}$$

El riel que se va a usar es de tipo AREA 132 RE, cuyo ancho de cabeza es de 76 mm.

$$s = 1435\text{mm} + 2\left(\frac{76\text{mm}}{2}\right) = 1511\text{mm} \Rightarrow$$

$$h_t = \frac{1600 \times 1511}{127 \times 390} = 48,81\text{m} \Rightarrow h_p = 33 \text{ mm}$$

En la siguiente tabla se pueden observar los peraltes para cada curva de la vía principal.

Curva	Tramo	Longitud (m)	Radio (m)	Peralte Teórico (mm)	Peralte Práctico (mm)
1	2	978	1350	14,10	9
2	3	558	1000	19,04	13
3	5	658	1400	13,60	9
4	6	348	390	48,81	33

Tabla 5.8. Peraltes en las curvas de la vía principal.

5.1.8.- Estudio de curvas verticales

Verticalmente el recorrido tiene 11 tramos de los cuales 5 son curvas verticales (ver tabla 5.9). La pendiente máxima, en el sentido de recorrido cargado, es de 2,51% en el tramo 7 de 203 metros (ver tabla 5.9).

El alineamiento vertical está resumido en la tabla siguiente:

Tramo	Trayec.	Inicio (prog.)	Fin (prog.)	Longitud (m)	Pend. (%)	Tipo curva	Radio (m)	Dif. Pend. (%)
1	Pendiente	0+000	2+115	2115	0			
2	Curva	2+115	2+315	200		Cóncava	170	-2,4%
3	Pendiente	2+315	2+947	632	-2,4			
4	Curva	2+947	3+147	200		Convexa	221	2,12
5	Pendiente	3+147	4+489	1342	-0,28			
6	Curva	4+489	4+789	300		Convexa	205	2,79
7	Pendiente	4+789	4+992	203	2,51			
8	Curva	4+992	5+342	350		Cóncava	152	-4,52
9	Pendiente	5+342	6+435	1093	-2			
10	Curva	6+435	6+635	200		Convexa	180,5	2,01
11	Pendiente	6+635	7+203	568	0			

Tabla 5.9. Alineación vertical de la vía férrea.

A partir del tramo 11 la trayectoria es con pendiente 0% a una cota de 640 m, esta zona corresponde a la zona de patio de descarga.

5.1.9.- Equipo de apoyo requerido

Los vagones serían cargados por medio de 2 camiones roqueros CAT-777D de 100 toneladas de capacidad, los cuales llevarían el mineral desde los patios de apilamiento de la futura planta de trituración. Estos camiones roqueros serían cargados a su vez por un cargador frontal CAT-992C de 10,4 m³ de capacidad.

5.1.10.- Personal requerido

El personal se dividirá en dos secciones: personal de operación y personal de mantenimiento de vía, cuyas cuadrillas se especifican a continuación:

Personal de Operación

- 1 Supervisor.
- 1 Despachador.
- 1 Conservador de señales.
- 1 Operador.
- 2 Trenistas (1 opcional).

2 Choferes de camiones roqueros

1 Operador de equipo pesado

Este personal laborará los 788 turnos propuestos del año (ver programa de Producción propuestos).

Personal de Mantenimiento de Vía

1 Supervisor

1 Operador de equipo pesado

1 Chofer (apoyo logístico)

2 Técnicos para equipo nivelador

1 Ayudante para equipo nivelador

2 Técnicos para equipo regulador

1 Ayudante para equipo regulador

2 Rieleros (1 por cada 4 kilómetros)

Este personal laborará un turno por cada día laborable.

5.2.- Correas transportadoras

La alternativa de Correas Transportadoras se subdividió, a su vez, en dos alternativas, las cuales son: correas transportadoras sobre rodillos (convencional) y correas transportadoras sobre cables (Sistema Cable Belt).

5.2.1.- Correas transportadoras sobre rodillos (convencional)

Trazado

Para el estudio de esta alternativa se ha tomado como base un trazado que resulta paralelo a la actual vía de acceso a la mina (ver anexo 5.3: trazado y perfil), por las mismas razones que se tomó el trazado de la vía férrea. Este recorrido consta de 5 tramos que sumadas sus longitudes resulta un total de 6247 m, comenzando en la cota de 689 msnm y finalizando en la cota de 640 msnm, en la actual trituradora.

Las longitudes y diferencias de cotas de cada uno de los tramos se especifican en la siguiente tabla:

Tramos	Cota inicial	Cota final	Dif. de cota (m)	Pto inicial	Pto. final	Longitud (m)
1	689	680	-9	N 178150 E 116300	N 180220 E 115940	2.103
2	680	676	-4	N 180220 E 115940	N 180900 E 115360	866
3	676	659	-7	N 180900 E 115360	N 182660 E 114800	1.879
4	659	653	-6	N 182660 E 114800	N 183250 E 114100	911
5	653	640	-13	N 183250 E 114100	N 183610 E 113750	488
Longitud total (m)						6.247

Tabla 5.10: Longitudes de las cintas transportadoras.

Cada uno de los tramos de la correa estarán vinculados por medio de estaciones de transferencia, por lo cual se requieren 5 estaciones en total para todo el recorrido.

En este estudio no se considerará el movimiento de tierra, puesto que el poco material que hay que remover, para preparar accesos a instalaciones y posterior mantenimiento, es aprovechable para la venta. También, las correas transportadoras tienen la ventaja de adaptarse lo mejor posible al terreno natural, permitiendo seguir una trayectoria compatible con los radios cóncavos y convexos necesarios para su buena marcha.

La correa, a lo largo de su trayectoria, estaría al mismo nivel del piso, salvo en algunos lugares donde sería necesario colocar elevados, esto con el fin de permitir el paso de equipos móviles por debajo de la correa. Estos elevados serían tres (3) en total:

- Uno en el tramo 1, para permitir el acceso al bloque 8.
- Dos en el tramo 5 (último tramo): uno para permitir el paso hacia la estación de trituración y la sala de máquinas de la correa de bajada; y el segundo para permitir el acceso hacia la zona del comedor-mina.

Los elevados tendrán una altura mínima de 10 m, debido a que la altura máxima, a pleno volteo, de los camiones 777D es de 9,42 m. (ver figura 5.7).

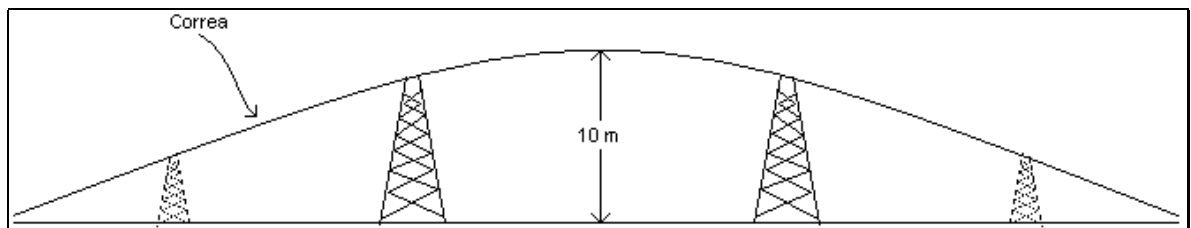


Figura 5.7: Estructura de los elevados (sin escala)

Características técnicas de la correa

Las características técnicas de las correas serán similares a las de la actual correa C1 en lo que respecta a capacidad de carga y características de los rodillos de carga, retorno y de impacto.

Características técnicas de cada tramo

Cálculos tipo (para el tramo 1)

El tramo 1 tiene una longitud de 2103 m, con un desnivel descendiente de 9 m, comenzando en una cota de 689 y finalizando en una cota de 680.

Ancho de la banda

Utilizando el gráfico 4.1, para un tamaño máximo de fragmento de 5” aproximadamente, resulta un ancho de banda de 47” (1200 mm) aproximadamente.

Velocidad de la correa

Usando las ecuaciones 4.12 y 4.13, con los siguientes datos se tiene:

$$T = 1600 \text{ t/h}$$

$$\gamma = 1,625 \text{ t/m}^3$$

$$\varphi = \text{ángulo de reposo} \times \text{factor de seguridad} = 32^\circ \times 0,85 = 27,2^\circ \approx 27^\circ$$

$$\alpha = 35^\circ$$

$$b = 1,2 \text{ m}$$

Entonces resulta:

$$A = 0,16 \times (1,2)^2 \times \text{Tg}(27^\circ) + 0,12 \times (1,2)^2 \times \text{Tg}(35^\circ) = 0,238 \text{ m}^2$$

$$V = \frac{1600}{3600 \times 0,238 \times 1,625} = 1,147 \text{ m/s}$$

Espaciamiento entre rodillos

Según la ecuación 4.14, del capítulo IV, y con los siguientes datos se tiene:

$$S_P = 0,02$$

$$T_G = 5456,48 \text{ kg}$$

$$W_S = 386,75$$

$$S = \frac{8 \times 0,02 \times 5456,48}{386,75} = 2,26 \text{ m}$$

Cálculo de la potencia requerida para el tramo I

Para realizar estos cálculos se utilizaron las ecuaciones expresadas en la sección 4.2.4, en la parte de cálculo de potencia.

$$\text{➤ } G = 2 \times 19,2 \text{ kg/m} + \frac{8 \text{ kg}}{2,25 \text{ m}} + \frac{5 \text{ kg}}{4,5 \text{ m}} \Rightarrow G = 43,07 \text{ kg/m}$$

$$\text{➤ } S = 201 \text{ m/min}$$

$$\text{➤ } L_C = 1271,65 \text{ m}$$

$$\text{➤ } C = 1600 \text{ t/h}$$

$$\text{➤ } H = -9 \text{ m}$$

$$X_1 = \frac{43,07 \times 0,03 \times 201 \times 1271,65}{4600} \Rightarrow X_1 = 71,79 \text{ Hp}$$

$$Y_1 = \frac{1271,65 \times 0,04 \times 1600}{274} \Rightarrow Y_1 = 297,03 \text{ Hp}$$

$$Z_1 = \frac{-9 \times 1600}{274} \Rightarrow Z_1 = -52,55 \text{ Hp}$$

$$HP_1 = 71,79 \text{ Hp} + 297,03 \text{ Hp} - 52,55 \text{ Hp} \Rightarrow$$

$$\boxed{HP_1 = 316,26 \text{ Hp}}$$

$$\boxed{235,84 \text{ Kw}}$$

Cálculo de las tensiones para el tramo 1

Para realizar estos cálculos se utilizaron las ecuaciones de la sección 4.2.4, en la parte de cálculo de tensiones.

Tensión efectiva:

$$T_{E_1} = \frac{316,26 \times 4563}{201} \Rightarrow T_{E_1} = 7179,57 \text{ Kg}$$

Tensión en el lado del retorno:

➤ $K = 0,38$ (ver tabla 4.5)

$$T_R = 0,38 \times 7179,57 \Rightarrow T_R = 2728,24 \text{ Kg}$$

Contrapeso:

$$G_V = 2 \times T_R \Rightarrow G_{V1} = 5456,48 \text{ Kg}$$

Tensión máxima:

$$T_{\text{máx}} = 7179,57 + 2728,24 \Rightarrow T_{\text{máx}} = 9907,81 \text{ Kg}$$

Tensión máxima unitaria:

$$T_U = \frac{9907,81 \text{ Kg}}{120 \text{ cm}} \Rightarrow T_{U_1} = 82,6 \text{ Kg/cm}$$

Se realizaron cálculos similares para los tramos restantes y de sus resultados se construyeron las siguientes tablas:

Tramo	L (m)	H (m)	X (Hp)	Y (Hp)	Z (Hp)	HP	Kw
1	2103	-9	71,79	297,03	-52,55	316	236
2	866	-4	33,38	138,11	-23,36	148	111
3	1879	-17	64,85	268,25	-99,27	234	174
4	911	-6	34,78	143,89	-35,04	144	107
5	488	-13	21,65	89,55	-75,91	35	26

Tabla 5.11. Potencias requeridas por tramos.

Tramo	L(m)	H m)	T _E (Kg)	T _R (Kg)	G _v (Kg)	T _{máx} (Kg)	T _U (kg/cm)
1	2103	-9	7179,57	2728,24	5456,48	9907,81	82,6
2	866	-4	3362,78	1277,86	2555,71	4640,63	38,7
3	1879	-17	5307,78	2016,93	4033,86	7324,65	61
4	911	-6	3260,63	1239,04	2478,08	4499,67	37,5
5	488	-13	801,08	304,41	608,82	1105,49	9,2

Tabla 5.12. Tensiones por tramos.

Equipo requerido para cada tramo

Equipo requerido para el tramo 1

- BANDA: La longitud del tramo 1 es de 2.103 m, por lo tanto se requieren 4210 m de banda como mínimo.
- ESTACIONES DE APOYO: La separación entre estaciones es de 2,25 m, por lo cual se necesitan 935 estaciones.
- RODILLOS DE CARGA: Las primeras 8 estaciones de cada tramo utilizan rodillos de impacto, y cada estación normal del tramo contiene 3 rodillos de carga, es decir que son 2.781 rodillos de carga, para el tramo 1.
- RODILLOS DE RETORNO: Cada estación lleva 2 rodillos de retorno, lo que quiere decir que para el tramo 1 se requieren 1870 rodillos de retorno.

- **RODILLOS DE IMPACTO:** Como se mencionó antes, las primeras 8 estaciones llevan rodillos de impacto, lo que quiere decir que son 24 rodillos de impacto por cada tramo, en 5 tramos serían 120 rodillos de impacto para todo el sistema. El espaciamiento de las estaciones donde van los rodillos de impacto es menor comparado con el espaciamiento de las estaciones normales.
- **TAMBORES:** Cada tramo debe llevar como mínimo 5 tambores, los cuales son: 1 motriz, 1 de retorno y 2 de inflexión para asegurar el ángulo de enrollamiento en los tambores motriz y de retorno, y 1 tambor de contrapeso. Esto implica que para los 5 tramos serían 20 tambores en total.
- **SISTEMA DE PROTECCIÓN Y SEGURIDAD:** Para cada tramo se necesitaría: 4 dispositivos de seguridad, 2 en la cola y 2 en la cabeza; 2 dispositivos de emergencia accionados por guayas; 2 paradas de emergencias; 1 caja de control local por cada unidad motriz; 2 selectores; 1 sistema detector de movimiento o velocidad; 1 sensor de nivel de tolva por cada transferencia y 1 sistema de señalización sonora y visual.

Se desarrollaron cálculos similares para los otros tramos, de modo que con cuyos resultados se construyó la tabla 5.13. En los renglones de Banda, Estaciones, Rodillos de Carga y de Retorno se le adicionó un 10% al total general para cubrir cualquier imprevisto.

Tramo	L (m)	Banda (m)	Estaciones	Rodillos carga	Rodillos retorno	Motor (Hp/Kw)	Contrapeso (kg)
1	2103	4210	935	2781	1870	316/236	5457
2	866	1740	385	1131	770	148/111	2556
3	1879	3760	835	2481	1670	234/174	4034
4	911	1830	405	1191	810	144/107	2478
5	488	980	217	627	434	35/26	609
Subtotal	6247	12590	2777	8211	5554	877/654	
	10%	1259	278	821	555		
TOTAL	6247	13849	3055	9032	6109		

Tabla 5.13. Equipo requerido por tramos.

Personal requerido

El personal requerido se divide en personal de operación y personal de mantenimiento por turno.

Personal de operación por turno

- 1 Supervisor de operación.
- 1 Instrumentista
- 1 Operador de sala de control
- 3 Electricistas.
- 3 Mecánicos.

Personal de mantenimiento por turno

- 1 Supervisor de mantenimiento.
- 1 Electricista
- 1 Mecánico
- 1 Soldador
- 1 Lubricador
- 1 Vulcanizador

Este personal laborará los 788 turnos propuestos (ver programa de producción propuesto).

5.2.2.- Correa transportadora sobre cable (CABLE BELT)

Trazado

El trazado en esta alternativa es el mismo que para la correa convencional, paralelo a la vía de acceso a la mina (ver anexo 5.4: trazado y perfil), salvo en los puntos de transferencia puesto que en este caso no existen, sino que son suplantados por curvas horizontales, aprovechando así una de las ventajas que tiene este sistema con respecto al sistema convencional, es decir, permite curvas horizontales salvando irregularidades en el terreno.

El estudio de las curvas horizontales se efectuó igual que para la alternativa de ferrocarriles, utilizando las fórmulas descritas en el aparte 4.1.1.

La longitud total del trazado es de 6.226 m, conteniendo 5 tramos rectos y 4 curvas horizontales cuyos radios son de 700 m.

La información de la alineación horizontal se presenta en la siguiente tabla:

Tramo	Trayectoria	Inicio	Fin	Longitud	Deflexión	Tg	Radio
1	Recta	0+000	1+917	1917			
2	Curva	1+917	2+280	363	-29° 42'	186	700
3	Recta	2+280	2+824	544			
4	Curva	2+824	3+093	269	22° 02'	136	700
5	Recta	3+093	4+633	1540			
6	Curva	4+633	5+029	396	-32° 24'	203	700
7	Recta	5+029	5+690	661			
8	Curva	5+690	5+785	95	7° 45'	47	700
9	Recta	5+785	6+226	441			

Tabla 5.14. Alineación horizontal del sistema CABLE BELT

En esta alternativa, igualmente que en la correa convencional, tampoco se tomará en cuenta el costo del movimiento de tierra por las razones ya expuestas.

Este sistema de correa también estaría a nivel del piso, excepto en los elevados, para permitir el paso de equipos móviles por debajo de ella. Estos elevados serían tres, ubicados en los mismos lugares que para la correa convencional y de la misma altura (10 m mínimo).

Características técnicas de la correa tipo Cable Belt

Las características técnicas de este sistema de correa serán iguales a las de la actual sistema Correa de Bajada, las cuales se detallan a continuación:

Máxima capacidad de carga	1600 t/h
Velocidad de diseño	4 m/s
Ancho nominal	1050 mm
Compuesto de la correa	Goma uso general
Diámetro del cable	51 mm (tipo Zebra)
Especificaciones del cable	Alma de fibra 6x25 (12/6 + 6F1)
Distancia normal entre caballetes	4,3 m
Diámetro de poleas guías	264 mm
Capacidad de transporte por metro	111,13 kg/m a 1600 t/h
Granulometría de la bauxita	20 cm
Longitud del transportador	6.226 m
Diferencia de nivel entre terminales	50 m aprox.
Curvas horizontales	4
Tramos rectos	5

Tabla 5.15. Especificaciones técnicas de la correa de cables
Fuente: Sánchez (1994)

Este sistema, similarmente al de Correa de Bajada, constará de 5 áreas las cuales son: motriz, carga, equipo de línea, tensión y descarga.

Área motriz

Consta de dos sectores, una subestación eléctrica y una sala de máquinas. En la subestación estarán ubicados los transformadores, paneles de control, centro de control de motores, motores principales, sistema de frenado, etc. Esta unidad proporciona la potencia de tracción a los cables motrices para el movimiento de la correa.

Área de carga

Dentro del área de carga estará incluido el siguiente equipo: estructura de carga, estructura de retorno de la correa, estructuras de la polea de deflexión, etc.

Equipo de línea

Comprende: estructuras, caballetes, poleas guías, dispositivos de seguridad, etc.

Área de tensión

En esta área se tensa el cable y la correa, la integran: estructura de tensado de la correa, carro de tensión del cable, etc.

Área de descarga

Está compuesta por: aguilón de descarga, caballetes especiales, colector de finos, etc.

Potencia requerida

Según información suministrada por Metso Minerals, empresa propietaria de la patente CABLE BELT y suministradora de equipos y accesorios para los actuales sistemas de correas transportadoras de C.V.G. Bauxilum-Mina, la potencia requerida para el sistema propuesto es de 900 Kw (1207 Hp).

Equipo requerido para todo el sistema

Banda

La longitud del recorrido es de 6.226 m, por lo tanto se necesita un total de 12.452 m, adicionándole un 10%, resulta un total de 13.697 m

Cable motriz

En 6.226 m de recorrido se necesitan 24.904 m, más un 10%, da un total de 27.395 m

Caballetes

Con una separación de 4,3 m entre ellos, se requieren 1.448, adicionándole un 10%, queda, 1.593.

Poleas

De los 1.448 caballetes hay 724 con 4 poleas y 724 con 8, por lo tanto las poleas son 8.688, sumándole un 10% quedaría: 9557 poleas.

Sistema de protección y seguridad

Una correa típica de este tipo llevaría los siguientes dispositivos:

- 4 dispositivos de seguridad: 2 en la cola y 2 en la cabeza
- 2 dispositivos de emergencia accionados por alambres
- 2 paradas de emergencias
- 1 caja de control local por cada unidad motriz
- 2 selectores
- 1 sistema detector de movimiento o velocidad
- 1 verificador de nivel de tolva por cada transferencia.
- 1 sistema de señalización sonora y visual.

El equipo requerido para todo el sistema se reduce en la tabla siguiente:

Equipo	Requerido
Banda	13.697 m
Cable motriz	27.395 m
Caballetes	1.593 caballetes
Poleas	9.557 poleas

Tabla 5.16. Equipo requerido para todo el sistema CABLE BELT

Personal requerido

El personal necesario por turno para operar este sistema será igual al de correas convencionales, el mismo se menciona a continuación:

Personal de operación

- 1 Supervisor de operación.
- 1 Instrumentista
- 1 Operador de sala de control
- 2 Electricista.
- 2 Mecánico.

Personal de mantenimiento

- 1 Supervisor de mantenimiento
- 1 Soldador
- 1 Electricista
- 1 Mecánico
- 1 Engrapador
- 1 Lubricador.

Similar al sistema de correa convencional, este personal laborará los 788 turnos propuestos, para cubrir las 8.000.000 de toneladas al año.

5.3.- Camiones Roqueros

En el análisis de la alternativa de Camiones se tomó como trazado base la misma vía de acceso a la mina, partiendo del punto donde funcionaría la nueva planta de trituración (coordenadas N:178150 E:116300) y finalizando en el lugar donde funciona actualmente (coordenadas N:183600 E: 113750).

Se midieron las distancias y se calcularon las pendientes de cada tramo, directamente de los mapas topográficos. La distancia total de acarreo resultó ser de 6.339,15 m.

Las pendientes positivas y negativas fueron ponderadas con sus distancias dando como resultado los expresado en la tabla 5.17.

Distancia de subida (m)	Pendiente promedio (%)	Distancia de bajada (m)	Pendiente promedio (%)	Distancia en plano (m)	Distancia total (m)
2.252,93	2,53	2.860,22	3,48	1.226	6.339,15

Tabla 5.17. Distancias y pendientes ponderadas

Posteriormente se procedió a calcular el tiempo teórico de ciclo para los camiones, siguiendo la metodología propuesta por el fabricante (CATERPILLAR).

5.3.1.- Cálculo del número de camiones

Los camiones a utilizar son Caterpillar CAT-777D de 100 toneladas de capacidad (60,1 m³). Para calcular el número de camiones es necesario conocer el tiempo del ciclo operativo.

Tiempo teórico de ciclo

El tiempo teórico de ciclo de los camiones se divide en tiempos fijos y tiempos variables.

Tiempos fijos

Los tiempos fijos para camiones lo comprenden los tiempos de maniobra en los puntos de carga y de descarga, el tiempo de carga y el tiempo de descarga. Todos estos tiempos se calcularon siguiendo las recomendaciones del fabricante.

- Tiempo de maniobra en el sitio de carga = 0,8 min
- Tiempo de maniobra en el punto de descarga y tiempo de descarga = 1,2 min
- Tiempo de carga: este tiempo varía según el equipo de carga, el cual será Cargador Frontal CAT-992C cuyo tiempo de ciclo estimado se presenta en la tabla siguiente:

Parámetros	Tiempo (min)
Material	0,03
Apilamiento	0,00
Camiones independientes	0,04
Operación constante	-0,04
Ciclo básico	0,60
Tiempo total de ciclo	0,63

Tabla 5.18. Parámetros para el cálculo de tiempo de ciclo para el cargador frontal CAT-992C
Fuente: Caterpillar Performance Handbook 27th Edition (1996)

Cálculo del número de pases:

$$N^{\circ}\text{pases} = \frac{\text{capacidad camion}}{Bc \times F}$$

Bc: capacidad del balde del cargador

F: factor de llenado, para la bauxita = 0,9

$$N^{\circ}\text{pases} = \frac{60,1 \text{ m}^3}{10,4 \text{ m}^3 / \text{pase} * 0,9} = 6,48 \approx 7 \text{ pases}$$

$$\begin{aligned}\text{Tiempo de carga} &= N^{\circ} \text{ pases} \times \text{tiempo de ciclo} \times \text{factor de operación} \\ &= 7 \text{ pases} \times 0,63 \text{ min/pase} \times 0,9 \\ \text{Tiempo de carga} &= 3,97 \text{ min}\end{aligned}$$

La suma de todos estos tiempos indican que el tiempo fijo para el ciclo del camión es de 5,97 min.

Tiempos variables

Los tiempos variables para ciclos de camiones están compuestos por tiempo de acarreo (camión cargado) y tiempo de retorno (camión vacío). Para el cálculo de estos tiempos se utilizó el gráfico Tracción-velocidad-pendiente (figura 5.8) suministrado por el fabricante, conjuntamente con las pendientes de cada tramo extraídas de los mapas topográficos, para obtener la velocidad promedio en cada tramo y con esta velocidad promedio se obtuvo el tiempo promedio de acarreo y de retorno.

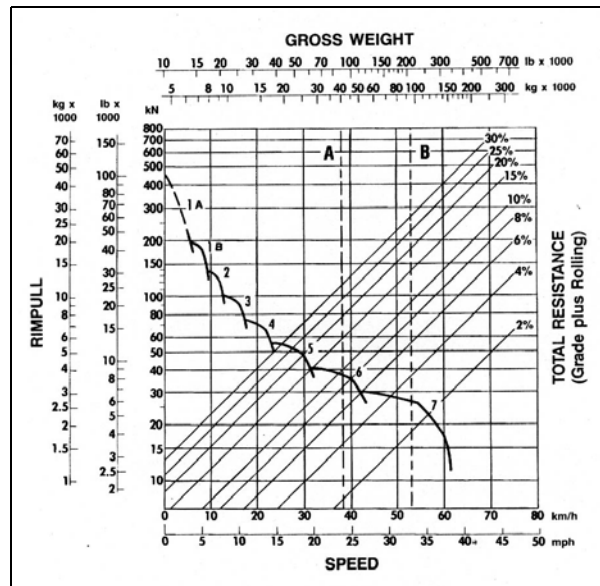


Figura 5.8. Gráfico Tracción-velocidad-pendiente
Fuente: Caterpillar Performance Handbook, 27rd edition

Para los casos en que no se pudo determinar la velocidad promedio por medio del gráfico, como en el caso de las bajadas donde el gráfico no da el resultado por el valor de las pendientes, se asumió la velocidad del tramo como la máxima velocidad permisible en la mina por normas de seguridad, las cuales son: 45 Km/h para el

camión vacío y 35 km/h para el camión cargado. La resistencia al rodamiento para la vía de acarreo se estimó en un 3%.

Tiempo de acarreo (camión cargado)

Tramo de subida (cálculo tipo):

- Distancia: 2.252,93 m
- Resistencia a la pendiente: 2,53%
- Resistencia al rodamiento: 3%
- Resistencia total: 5,53%
- Velocidad: según gráfico $V = 24$ km/h
- Tiempo: 5,63 min

Se utilizó este mismo método de estimación de tiempo para los tramos restantes dando como resultado la siguiente tabla:

Tramo	Dist. (m)	Resist. Pendiente (%)	Resist. Rodadura (%)	Resist. Total (%)	Velocidad (km/h)	Tiempo (min)
Subida	2252,93	2,53	3	5,53	24	5,63
Plano	1226	0	3	3	35	2,1
Bajada	2860,22	-3,48	3	-0,48	35	4,9
Tiempo de acarreo						12,63

Tabla 5.19. Tiempos de acarreo estimados

Tiempo de retorno (camión vacío)

En la estimación del tiempo de retorno se utilizó el mismo procedimiento de la parte anterior generándose la siguiente tabla:

Tramo	Dist. (m)	Resist. Pendiente (%)	Resist. Rodadura (%)	Resist. Total (%)	Velocidad (km/h)	Tiempo (min)
Subida	2860,22	3,48	3	6,48	45	3,81
Plano	1226	0	3	0	45	1,69
Bajada	2252,93	-2,53	3	1,47	45	3
Tiempo de retorno						8,5

Tabla 5.20. Tiempos de retorno estimados

Con todos estos tiempos estimados se obtiene que:

$$\text{Tiempo total de ciclo} = 5,97 \text{ min} + 12,64 \text{ min} + 8,5 \text{ min} = 27,1 \text{ min}$$

$$\text{Tiempo de ciclo ajustado} = \frac{\text{tiempo total de ciclo}}{F_o} = \frac{27,1 \text{ min}}{0,9} = 30,11 \text{ min}$$

F_o : factor de eficiencia operativa, según información suministrada por la Superintendencia de Extracción y Acarreo = 0,9

Con el tiempo de ciclo ajustado se calculó el número de ciclos por hora:

$$C_h = \frac{60 \text{ min}}{t_c} = \frac{60}{30,11} \Rightarrow C_h = 1,99 \text{ ciclos/hora}$$

Donde:

t_c : Tiempo de ciclo

Con el número de ciclos por hora (C_h) y la capacidad del camión se puede calcular la producción del mismo (Q_{Cr}):

$$Q_{Cr} = C_h \times \text{Capacidad} = 1,99 \frac{\text{ciclos}}{\text{hora}} \times 100 \frac{\text{ton}}{\text{ciclo}} = 199 \frac{\text{ton}}{\text{hora}}$$

Con la capacidad de producción del camión se puede calcular el número de camiones requeridos:

$$\begin{aligned} \text{N}^\circ \text{camiones} &= \frac{\text{toneladas requeridas} + \text{holgura}(10\%)}{Q_{Cr}} = \\ &= \frac{1600 + 160}{199} = 8,8 \cong 9 \text{ camiones} \end{aligned}$$

A este resultado se le debe aplicar la disponibilidad mecánica (D_m), que según reportes de la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado se estima en 85%; entonces queda:

$$N^{\circ}\text{camiones}_{\text{ajustado}} = \frac{N^{\circ}\text{camiones}}{D_m} = \frac{9}{0,85} = 10,59 \cong 11 \text{ camiones}$$

Número de camiones por cargador

La cantidad máxima de camiones por cargador se puede calcular como sigue:

$$\text{camiones/cargador} = \frac{Tc_{\text{camión}}}{Tc_{\text{cargador}}} = \frac{30,11}{5,21} = 5,78 \cong 6 \text{ camiones/cargador}$$

5.3.2.- Cálculo del número de cargadores

Los cargadores a utilizar son CAT-992C, con capacidad de balde (B_c) de 10,4 m^3 .

$$\text{Carga balde} = B_c \times \rho \times F = 10,4 \text{ m}^3 \times 1,625 \text{ t/m}^3 \times 0,9 = 15,21 \text{ t}$$

Donde:

ρ : densidad suelta del material: bauxita = 1,625 t/m^3

F: factor de llenado, para la bauxita = 0,9

Luego, los ciclos teóricos por hora (C_h):

Según el fabricante: tiempo de ciclo = 0,63 min (ver tabla 5,21), lo que quiere decir que $C_h = 95,2$ ciclos/hora.

La producción del cargador queda:

$$Q_{cr} = \text{carga balde} \times C_h \times F_o = 15,21 \frac{\text{t}}{\text{ciclo}} \times 95,2 \frac{\text{ciclo}}{\text{hora}} \times 0,9 \Rightarrow$$

$$Q_{Cr} = 1303,2 \frac{t}{hora} \text{ en el caso del cargador saturado de camiones (6}$$

unidades).

$$N^{\circ} \text{cargadores} = \frac{\text{produccion requerida} + \text{holgura}(10\%)}{Q_{Cr}} =$$

$$\frac{1600 + 160}{1303,2} = 1,35 \cong 2 \text{ cargadores}$$

A este resultado se le debe aplicar la disponibilidad mecánica (D_m), que al igual que en caso de los camiones roqueros es de 85%. Entonces queda:

$$N^{\circ} \text{cargadores}_{\text{ajustado}} = \frac{N^{\circ} \text{cargadores}}{D_m} = \frac{2}{0,85} = 2,35 \cong 3 \text{ cargadores}$$

5.3.3.- Personal requerido

La flota de equipos en operación por turno estará conformada por 11 camiones y 3 cargadores, pero la flota efectiva por turno sería de 9 camiones roqueros y 2 cargadores frontales. Por lo tanto el personal requerido para operar esta flota es el siguiente:

9 Choferes de producción

2 Operadores de maquinaria pesada.

Este personal laborará los 788 turnos propuesto (ver anexo 5.5: Programa de producción propuesto).

CAPÍTULO VI ESTIMACIÓN DE INVERSIONES

La estimación de inversiones se dividió en inversión inicial, costos anuales y costos de reemplazos; también se consideró el valor residual de cada elemento al final de su vida útil, el cual se estimó como un 15% de su costo inicial.

La depreciación se calculó utilizando el método de la Línea Recta cuya expresión matemática es la siguiente:

$$D = \frac{B_0 - V_s}{n} \quad (6.1)$$

Donde:

Bo: Costo inicial del bien

Vs: Valor de salvamento o valor residual

n: Vida útil del bien

Toda la evaluación económica está expresada en flujos monetarios a valor constante, esto es, en términos de Dólares Americanos (US\$), referidos al 31/07/02 (1.328 Bs/US\$), según parámetros establecidos por la Vicepresidencia Corporativa de Planificación de la C.V.G. (ver anexo 6.1).

6.1.- Ferrocarril

6.1.1.- Inversión inicial

Cálculo de costos del terraplén (infraestructura)

Los volúmenes a remover son de 384.990,35 m³ de cortes y 214.685,5 m³ de rellenos.

Parte del material de cortes se usará para los sitios donde amerite relleno, siendo este volumen de 268.356,88 m³ (214.685,5 m³ multiplicado por el factor de esponjamiento 1,25), quedando un sobrante de 116.633,48 m³ (189.529,4 t). Este material es aprovechable para la venta, por lo tanto el costo de su remoción no se tomará en cuenta para este estudio. El material a remover en corte y relleno compensado sería entonces de 268.356,88 m³.

Según Farfán (2000), la producción del tractor de orugas D9L es de 956 m³/hora, por lo cual le llevaría 281 horas remover todo el volumen de material.

El costo total de posesión y operación de un tractor de orugas D9L es de 104,32 US\$/hora (Ver anexo 6.2). Esta información fue suministrada por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado, lo que permite decir que el costo del movimiento de tierra se estima en:

$$\text{Costo} = 104,32 \frac{\$}{\text{h}} \times 281\text{h} = 29.313,92\$$$

$$\text{Costo} = 29.313,92 \text{ US\$}$$

Costos de materiales

Para calcular el costo de materiales a utilizar en el proyecto, se procedió a dividir la línea férrea en: vía principal y vías de patios. Estos dos tipos de vías tienen costos diferentes, los cuales se especifican a continuación:

Costos de vía principal

Estos cálculos se realizaron sobre la base de 1 kilómetro de vía, que se detallan a continuación:

	Costo unitario (\$)	Requerido en 1 Km	Total (\$/Km)
Balasto	17,26	3000 m ³	51.780
Durmientes de Concreto	146	1667	243.382
Rieles	730	112	81.760
Elementos de fijación	6	6667	40.002
Placas de asiento	2,26	3334	7.535
Soldaduras	450	112	50.400
Instalación			142.458
TOTAL (US\$)			617.317

Tabla 6.1: Costo total de 1 Km de vía elástica

La longitud de la vía principal es de 5.641 m (5,641 Km) por lo tanto el costo total de la vía principal es de 3.482.285 US\$

Costos de vías de patios

Similar a la vía principal, los cálculos se realizaron para 1 Km de vía.

	Costo unitario (\$)	Requerido en 1 Km	Total (\$/Km)
Balasto	17,26	3000 m ³	51.780
Durmientes de madera	99,6	2000	199.200
Rieles	730	112	81.760
Clavos	2,3	32000	73.600
Planchuelas	4	3334	13.336
Par eclisas con 6 pernos	270	112	30.240
Instalación			134.955
TOTAL (US\$)			584.891

Tabla 6.2. Costo total de 1 Km de vía clásica

La longitud total de vías de patios es de 1.562 m (1,562 Km), por lo tanto el costo total de vías de patios es de 913.600 US\$

Costo de un switch (cambia vía)

Como ya se mencionó, un switch se compone de 1 sapo o rana, 4 agujas y 1 máquina de cambio. Los costos de estos componentes se mencionan a continuación:

	Costo unitario (\$)	Requerido por switch	Total (US\$)
Sapo	21.248	1	21.248
Agujas	11.288	4	45.152
Máquina de cambio	9.296	1	9.296
TOTAL (US\$)			75.796

Tabla 6.3: Costo total de un cambia vía

Se requiere para todo el sistema un total de 5 cambia vías, 2 en la zona de descarga y 3 en la zona de carga, lo que quiere decir que el costo total debido a cambia vías es de 378.980 US\$.

Costo de material rodante

El material rodante, como ya se mencionó, lo componen las locomotoras y los vagones, sus costos se especifican en la tabla siguiente:

	Costo unitario (\$)	Requerido	Total (US\$)
Locomotoras	2.500.000	2	5.000.000
Vagones	100.000	46	4.600.000
TOTAL (US\$)			9.600.000

Tabla 6.4 Costo total de material rodante

Costo del equipo de apoyo

El equipo de apoyo está constituido por 2 camiones roqueros CAT-777D y 1 cargador frontal CAT-992C. El precio de entrega de los camiones roqueros, incluyendo accesorios y puestos en Los Pijiguaos, es de 1.300.000 US\$, debido a que se requieren 2 camiones, entonces el costo total de los camiones es de 2.600.000 US\$.

Se requiere además 1 cargado frontal, cuyo costo es de 1.327.131 US\$.

Lo anterior implica que el costo total de equipos de apoyo sería de 3.927.131 US\$.

Todos estos costos parciales de inversión se resumen en la siguiente tabla:

Rubro	Costo unitario	Requerido	Costo total (\$)
Terraplén			29.314
Vía principal	617.317 \$/Km	5,641 Km	3.482.284
Vías patios	584.891 \$/Km	1,562 Km	913.600
Switch	75.796 \$/switch	5 switch	378.980
Locomotoras	2.500.000 \$/loc.	2 loc,	5.000.000
Vagones	100.000 \$/vagón	46 vagones	4.600.000
Camiones roqueros	1.300.000 \$	2	2.600.000
Cargador frontal	1.327.131 \$	1	1.327.131
Total (US\$)			18.331.309

Tabla 6.5: Inversión inicial

A este monto de inversión inicial se le agrega un 20% para cubrir imprevistos, contingencias, etc., lo que implica que el monto total de la inversión inicial es de **27.997.570 US\$**.

6.1.2.- Costos anuales

Costos de operación

Según información suministrada por la Superintendencia de Tráfico y Señalización de Vías Férreas, los rubros más importantes en los costos de operación son el consumo de combustible, lubricantes, repuestos y personal, los cuales se detallan a continuación:

Combustible

Cada locomotora consume en promedio 1,62 gal/Km = 6,13 L/Km. El recorrido del ciclo completo, ida y vuelta es de 14,406 Km, lo que quiere decir que consumiría 88,3 L/ciclo. Los ciclos por hora, como ya se mencionó, es de 1,17 c/h, esto implica que una locomotora consumirá en promedio 103,31 L/hora. Entonces se tiene:

$$103,31 \frac{\text{L}}{\text{hora}} \times 5720,25 \frac{\text{horas}}{\text{año}} = 591.024 \frac{\text{L}}{\text{año}}$$

El costo de combustible es de 0,032 US\$/L, entonces quiere decir que las dos locomotoras consumirán al año un promedio de 37.826 US\$/año.

Lubricantes

El consumo de lubricante de una locomotora es de 400 litros por cada 600 horas de operación, eso quiere decir que el consumo es de 0,67 L/h, entonces se tiene:

$$0,67 \frac{\text{L}}{\text{hora}} \times 5720,25 \frac{\text{horas}}{\text{año}} \times 0,518 \frac{\text{US\$}}{\text{L}} \times 2 \text{ locomotoras} = 3.970 \frac{\text{US\$}}{\text{año}}$$

Los costos de combustible y lubricantes puestos en la empresa, son de 0,032 US\$/L y 0,518 US\$/L respectivamente. Esta información fue suministrada por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado.

Repuestos

El consumo en repuestos se estimó en un 80% del costo de adquisición, lo que quiere decir que por vagones al consumo anual será de 147.200 US\$/año y por locomotoras será de 160.000 US\$/año, para un total de 307.200 US\$/año.

Personal

El sueldo integral de todo el personal de operación detallado en el aparte 5.1.9 es de 95.040 US\$/año

De estos datos se deriva la siguiente tabla:

Rubro	Consumo al año	Costo (US\$/L)	Costo promedio/año (US\$/año)
Combustible	1.182.048 L/año	0,032	37.826
Lubricantes	7.665	0,518	3.970
Personal			95.040
Total			136.836

Tabla 6.6: Costos de operación.

Mantenimiento de vía

El costo de mantenimiento de vía se divide en costos de equipos y materiales, y costo de personal.

Equipos y materiales

Actualmente los costos de materiales y equipos son aproximadamente 2.000 US\$/Km de vía al año (2 US\$/m). Debido a que la vía para el sistema propuesto consta de 7.203 m, implica que el costo total al año para toda la vía férrea es de 14.406 US\$/año. Esto incluye reemplazos imprevistos de accesorios de vía, tales como clavos, pernos, eclisas, balasto, etc.

Esta información fue suministrada por la Superintendencia de Mantenimiento de Manejo de Mineral, extraída del Listado de Órdenes de Trabajo de Mantenimiento.

Personal

El personal de mantenimiento de vía descrito en el aparte 5.1.9, tiene un sueldo integral de 158.158 US\$/año.

Costos de operación del equipo de apoyo

El costo anual de operación de cada camión roquero es de 213.375 US\$/año, lo que implica que los dos camiones sería 426.750 US\$/año; y el del cargador es de 188.572 US\$/año; esto quiere decir que el costo total sería de 615.322 US\$/año.

El sueldo integral del personal de operación de los camiones roqueros y cargador frontal es de 20.167 US\$/año.

Lo anterior implica que el costo total de operación del equipo de apoyo sería de 635.489 US\$/año.

De todos estos datos anteriores se crea la siguiente tabla:

	Rubro	US\$/año
Operación	Combustible	37.821
	Lubricantes	3.971
	Personal	95.040
Mantenimiento	Equipos y materiales	14.406
	Personal	158.158
	Equipos de apoyo (incluye personal)	635.489
Total		944.885

Tabla 6.7. Costos anuales.

Agregándole un 20% adicional para imprevistos, contingencias, etc., queda que el monto total de los costos anuales es de **1.133.862 US\$/año**.

6.1.3.- Costos de reemplazos

Los elementos que ocasionan costos de reemplazos durante la vida del proyecto (15 años) son los relacionados con los accesorios de vía, cuya vida útil se estima en 10 años; los equipos de apoyo cuyas vidas útiles son de 37.200 horas de operación (7 años) para los camiones roqueros y 30.225 horas (5 años) para el cargador frontal. Estos elementos se detallan en la tabla siguiente:

Rubro	Año de reemplazo	Costo (\$)	Req. Por Km	Km	Costo total (\$)
Elementos de fijación	10	6	6.667	5,641	225.651
Placas de asiento	10	2,26	3.334	5,641	42.504
Clavos	10	2,3	32.000	1,562	114.963
Planchuelas	10	4	3.334	1,562	20.831
Eclisas	10	270	112	1,562	47.235
Camiones roqueros	7	1.300.000			2.600.000
Cargador frontal	5 y 10	1.327.131			1.327.131
Total (\$)					4.378.315

Tabla 6.8: Reemplazos

En el caso de los camiones roqueros no se realizaría el segundo reemplazo, correspondiente al año 14, sino que se someterían a un programa adicional de mantenimiento para no tener que reemplazar un bien para usarlo solo por un año.

6.1.4.- Valores residuales

Accesorios de vía

Esto se refiere a los elementos de fijación, placas de asiento, clavos, planchuelas, eclisas, etc., cuya vida útil es de 10 años y su valor residual es de 67.678 US\$ en el año 10, y de 259.431 US\$ en el año 15

Locomotoras

Las locomotoras tienen un valor inicial de 2.500.000 US\$ cada una, su vida útil es de 25 años y su valor residual al final de su vida útil es de 375.000 US\$, lo que implica que su depreciación es de 85.000 US\$/año; por lo tanto, en el año 15 del proyecto el valor residual es de 2.450.000 US\$ para las dos locomotoras.

Vagones

El costo inicial de los vagones es de US\$ 100.000 cada uno, 25 años de vida útil y su valor residual es de 15.000 US\$ cada uno, lo que quiere decir que su depreciación es de 3.400 US\$/año, por lo tanto, al final del proyecto (año 15) su valor residual es de 49.000 US\$ cada uno, en 46 vagones entonces se tiene 2.254.000 US\$.

Equipos de apoyo

El equipo de apoyo lo componen 2 camiones roqueros y 1 cargador frontal.

Camiones roqueros

El costo de adquisición de los camiones roqueros es de 1.300.000 US\$ cada uno, su valor residual al final de la vida útil es de 195.000 US\$ cada uno, en 2 camiones roqueros se tiene 390.000 US\$ en el año 7 y 276.250 en el año 15.

Cargador frontal

El costo del cargador frontal es de 1.327.131 US\$, su vida útil de 5 años y su valor residual de 199.070 US\$ en los años 5, 10 y 15 del proyecto.

De los anteriores datos se deriva lo siguiente:

Equipo	Depreciación (US\$/año)	Años (n)	Valor residual (US\$)
Accesorios	38.351	10	67.678
		15	259.431
Locomotoras	85.000	15	2.450.000
Vagones	3.400	15	2.254.000
Camiones	157.857	7	390.000
		15	276.250
Cargador	225.612	5, 10 y 15	199.070

Tabla 6.9. Valores residuales, alternativa ferrocarril

Con los datos de las tablas anteriores se tiene que:

	Tipo de Costo	Año (n)	Monto
Reemp.	Inversión Inicial	0	21.997.570 US\$
	Gastos anuales	1 al 15	1.133.862 US\$/año
	Accesorios de vía	10	451.184 US\$
	Camiones roqueros	7	2.600.000 US\$
	Cargador frontal	5 y 10	1.327.131 US\$
	Valor residual	Accesorios	10
15			259.431 US\$
Locomotoras		15	2.450.000 US\$
Vagones		15	2.254.000 US\$
Camiones		7	390.000 US\$
		15	276.250 US\$
Cargador		5, 10 y 15	199.070 US\$

Tabla 6.10: Montos totales de la alternativa ferrocarril

6.2.- Correas transportadoras sobre rodillos (convencional)

En la estimación de inversiones para las correas transportadoras convencionales, al igual que en las otras alternativas, se dividieron los costos en inversión inicial, costos anuales, costos de reemplazo y valor residual.

Los costos de inversión inicial lo comprenden: los costos de adquisición e instalación de la banda, los rodillos de carga, rodillos de retorno y de impacto, unidades de accionamiento, tambores motrices, de retorno y de inflexión, la estructura, sistemas de protección y seguridad, etc.

Los costos anuales lo integran: los costos de energía, personal de operación y mantenimiento, equipos y materiales de mantenimiento.

Los reemplazos lo componen: la banda, cuya vida útil es de 6 años; los rodillos de carga, que se cambian cada 11.500 horas de operación (2 años), los rodillos de retorno cuya vida útil es de 24.000 horas de operación (4 años), los rodillos de impacto que se reemplazan cada 11.500 horas de operación (2 años) y los motores de accionamiento del sistema, que se deprecian cada diez años.

6.2.1.- Inversión inicial

Banda

El costo del metro lineal de la banda es de 126,9 US\$, y se requieren para todo el sistema un total de 13.849 m, lo que quiere decir que el costo de la banda es de 1.757.438 US\$. Esta información fue suministrada por Correas Transportadoras CONTITECH a través de la Superintendencia de Operaciones Mina-Pie de Cerro.

Rodillos de carga

La cantidad de rodillos de carga que se necesitan para la totalidad del sistema es de 9.032. El costo de estos rodillos es de 60,24 US\$, lo que implica que el costo total de los rodillos de carga es de 544.096 US\$.

Rodillos de retorno

Cada rodillo de retorno tiene un costo de 75,3 US\$, y se requieren un total de 6.109 rodillos, es decir que el costo total por concepto de rodillos de retorno es de 460.015 US\$.

Rodillos de impacto

Como se mencionó anteriormente, las primeras 8 estaciones de cada tramo llevan rodillos de impacto, es decir, 24 rodillos por tramo; multiplicado por 5 tramos, resulta un total de 120 rodillos, agregándole un 10% para imprevistos, se tiene que la cantidad de rodillos de impacto para todo el sistema son 132. El costo de estos rodillos es de 71,54 US\$; esto implica que el costo total de los rodillos de impacto es de 9.443 US\$.

Unidades de accionamiento

Se requiere 1 motor de accionamiento por tramo, cuyas potencias y costos se expresan en la siguiente tabla:

Tramo	HP	Kw	Costo (US\$)
1	316	236	22.572
2	148	111	12.274
3	234	174	16.797
4	144	107	11.998
5	35	26	3.880
TOTAL	877	654	67.521

Tabla 6.11. Potencias y costos de unidades de accionamiento

Tambores

Cada tramo contiene por lo menos 5 tambores, los cuales se describen en el aparte 5.2.1. El costo de estos tambores son:

- Tambor motriz: 13.258 US\$
- Tambor de retorno: 8.771 US\$
- Tambor de inflexión: 5.765 US\$
- Tambor de contrapeso: 7.192 US\$

Se requiere para todo el sistema 5 tambores motrices, 5 tambores de retorno, 10 tambores de inflexión y 5 tambores de contrapeso, para un monto total de 203.755 US\$.

Esta información fue facilitada por la Gerencia de Almacén.

Estructura

El costo de la estructura de soporte, incluyendo la cubierta, es de 295 \$/m, lo que implica que el monto total de la estructura para los 6.247 m de todo el sistema planteado es de 1.842.865 US\$.

Sistema de protección y seguridad (paradas de emergencia)

Las partes que integran este sistema fueron descritas en el aparte 5.2.1 y sus respectivos costos se detallan en la tabla siguiente:

	Requerido por tramo	Requerido para el sistema	Costo unitario (US\$)	Costo total (US\$)
Dispositivos de desalineación	4	20	650	13.000
Dispositivo de emergencia	2	10	500	5.000
Paradas de emergencia	2	10	70	700
Cajas de control local	1	5	70	350
Selectores	2	10	25	250
Sistema detector de movimiento o velocidad	1	5	100	500
Sensor de nivel de tolva	1	5	300	1.500
Sistema de señalización sonora y visual	1	5	300	1.500
TOTAL (US\$)				22.800

Tabla 6.12. Costos de sistema de seguridad
Fuente: Dpto. Instrumentación y Control; Sptcia. de Mantenimiento de Manejo de Mineral

Construcción del sistema

El costo de construcción del sistema se estimó en un 20% del costo de los equipos y materiales, incluyendo ingeniería de detalle, conformación del terreno, etc. lo que quiere decir que el monto por construcción del sistema es de 981.587 US\$.

De los datos anteriores se pueden tabular los costos totales de la inversión inicial:

Rubro	Costo unitario	Requerido	Costo total (\$)
Banda	126,9 US\$/m	13.849 m	1.757.438
Rodillos de carga	60,24 US\$/rodillo	9.032 rodillos	544.096
Rodillos de retorno	75,3 US\$/rodillo	6.109 rodillos	460.015
Rodillos de impacto	71,54 US\$/rodillo	132 rodillos	9.443
Unidades de accionamiento		877HP/654Kw	67.521
Tambores		25 tambores	203.755
Estructura	295 US\$/m	6247 m	1.842.865
Sist. Protección seguridad			22.800
Construcción			981.587
TOTAL (US\$)			5.889.520

Tabla 6.13. Inversión inicial de la alternativa de Correas Transportadoras Convencionales

A este monto se le agrega un 20% para cubrir imprevistos, contingencias, etc., por lo tanto el monto total de inversión inicial es de **7.067.424 US\$**.

6.2.2.- Costos anuales

Energía

La energía a consumir por todo el sistema de correas es de 654 Kwh. El equipo operará 5.720,25 horas al año, lo que implica que la energía consumida al año es de 3.741.044 Kw/año. El costo promedio del Kw para la empresa en el año 2002 es de 0,03578 US\$/Kw, esto quiere decir que el costo anual por energía sería de 133.855 US\$/año.

Operación (personal)

El personal necesario para operar el sistema fue detallado en la sección 5.2.1. La suma de los salarios integrales de todo este personal da un total de 189.023 US\$/año.

Mantenimiento

Equipos y materiales

Según información extraída de los Listados de Órdenes de Trabajo de Mantenimiento de la Superintendencia de Operaciones Mina-Pie de Cerro, suministrada por la Sección de Planificación de Mantenimiento de la Superintendencia de Mantenimiento de Manejo de Mineral, los costos anuales promedio en equipos y materiales para un sistema de este tipo están por el orden de los 171.250 US\$/año.

Personal

Los salarios integrales del personal de mantenimiento requerido para este sistema resulta ser de 147.018 US\$/año.

Rubro	Costo unitario	Requerido	Costo total (\$/año)
Energía	0.03578 US\$/Kw	3.741.044 Kw/año	133.855
Operación (personal)			189.023
Mantto. (Equipos y mat.)			171.250
Personal de mantenimiento			147.018
		Total (\$/año)	641.146

Tabla 6.14. Costos anuales de operación y mantenimiento

Al monto expresado en la tabla se le adiciona un 20% para imprevistos, lo que implica que el monto total por costos anuales es de **769.375 US\$/año**.

6.2.3.- Reemplazos

Banda

Debido a que la vida del proyecto se fijó en 15 años, la banda que se deprecia en 6 años se debe reemplazar dos veces en el período, en los años 6 (2011) y 12 (2017). El costo actual de la banda es de 1.757.438 US\$, luego se tiene que 1.757.438 US\$ en el año 6 (2011) y 1.757.438 US\$ en el año 12 (2017).

Rodillos de carga

Deben reemplazarse cada 11.500 horas de operación (2 años aproximadamente), lo que quiere decir que se cambiarían en los años 2 (2007), 4 (2009), 6 (2011), 8 (2013), 10 (2015), 12 (2017) y 14 (2019). El costo actual de los rodillos de carga es de 544.096 US\$.

Rodillos de retorno

Se reemplazan cada 24.000 horas de operación (4 años aproximadamente), esto implica que se reemplazarían en los años 4 (2009), 8 (2013) y 12 (2017), su costo actual es de 460.015 US\$.

Rodillos de impacto

Se deben cambiar cada 11.500 horas de operación (2 años aproximadamente), y su costo actual es de 9.443 US\$.

Unidades de accionamiento

Las unidades de accionamiento (motores) se estima que se deprecian en 10 años, esto implica que se reemplazarían una sola vez, en el año 2015. El costo total actual de los motores es de 67.521 US\$.

Rubro	Año de reemplazo (n)	Costo actual (US\$)
Banda	6 y 12	1.757.438
Rodillos de carga	2, 4, 6, 8, 10, 12 y 14	544.096
Rodillos de retorno	4, 8 y 12	460.015
Rodillos de impacto	2, 4, 6, 8, 10, 12 y 14	9.443
Unidades de accionamiento	10	67.521
Total		2.838.513

Tabla 6.15. Reemplazos

6.2.4.- Valor residual

Banda

El costo de la banda es de 1.757.438 US\$, su vida útil es de 6 años y su valor residual es de 263.616 US\$, por lo tanto su depreciación es de 248.970 US\$/año; entonces en los años 6 y 12 el valor residual es de 263.616 y en el año 15 de 1.010.528 US\$.

Rodillos de carga

El valor residual es de 81.614 US\$ cada 2 años y 312.855 US\$ en el año 15.

Rodillos de impacto

Su valor residual es de 1.417 US\$ cada 2 años y 5.430 US\$ en el año 15.

Rodillos de retorno

Su valor residual es 69.002 US\$ en los años 4, 8 y 12 y 166.755 en el año 15.

Unidades de accionamiento (motores)

El valor residual es de 10.128 US\$ en el año 10 y en el año 15 de 38.825 US\$.

Equipo	Año (n)	Valor residual (US\$)
Banda	6 y 12	263.616
	15	1.010.528
Rod. carga	Cada 2 años	81.614
	15	312.855
Rod. impacto	Cada 2 años	1.417
	15	5.430
Rod. retorno	4, 8 y 12	69.002
	15	166.755
Unid. accionamiento	10	10.128
	15	388.251

Tabla 6.16. Valores residuales en correas convencionales

De las tablas 6.13; 6.14; 6.15 y 6.16 se puede construir la tabla de costos totales:

	Tipo de Costo	Año (n)	Monto	
	Inversión Inicial	0	7.067.424 US\$	
	Gastos anuales	1 al 15	769.375 US\$/año	
Reemplazos	Banda	6 y 12	1.757.438 US\$	
	Rodillos de carga	2, 4, 6, 8, 10, 12 y 14	544.096 US\$	
	Rodillos de impacto	2, 4, 6, 8, 10, 12 y 14	9.443 US\$	
	Rodillos de retorno	4, 8 y 12	460.015 US\$	
	Unidades de accionamiento	10	67.521 US\$	
	Valor residual	Banda	6 y 12	263.616 US\$
			15	1.010.528 US\$
Rod. carga		2, 4, 6, 8, 10, 12 y 14	81.614 US\$	
		15	312.855 US\$	
Rodillos de impacto		2, 4, 6, 8, 10, 12 y 14	1.417 US\$	
		15	5.430 US\$	
Rodillos de retorno		4, 8 y 12	69.002 US\$	
		15	166.755 US\$	
Unid. accionamiento		10	10.128 US\$	
		15	388.251 US\$	

Tabla 6.17. Costos totales de la alternativa Correas Transportadoras Convencionales.

6.3.- Estimación de inversiones para el sistema Cable Belt

Las inversiones en esta alternativa también se dividieron en inversión inicial, costos anuales, costos de reemplazo y valor residual.

La inversión inicial la comprende el costo de adquisición e instalación de la banda, el cable motriz, las poleas guías, los caballetes (estructura), los motores de accionamiento, sistema de seguridad, etc.

En los costos anuales están comprendidos los costos por consumo de energía, personal de operación, equipos y materiales de mantenimiento, reemplazo de los anillos Polyrin, etc.

Los costos de reemplazos lo integran el reemplazo de la banda, los cables motrices, los motores de accionamiento, etc.

6.3.1.- Inversión inicial

Banda

El costo del metro lineal de la banda es de 201 US\$. Se requieren 13.697 m en total, es decir que la inversión inicial de la banda es de 2.753.097 US\$.

Cable motriz

Se necesita un total de 27.395 m de cable y el costo del metro lineal del mismo es de 43 US\$, lo que implica que el costo total del cable es de 1.177.985 US\$.

Poleas guías

Se requieren 9.557 poleas para todo el sistema, cada polea tiene un costo de 13,5 US\$, quiere decir que la inversión inicial por poleas es de 129.020 US\$.

Estructura de apoyo

El costo de una estructura de apoyo de este tipo, según información suministrada por el fabricante (Metso Minerals), es de 380 US\$/m. Este monto incluye la cubierta. Esto implica que el costo total de la estructura de apoyo para los 6.226 m de transportador es de 2.365.880 US\$.

Unidades de accionamiento (motores)

La potencia total requerida para poner en funcionamiento el sistema es de 900 Kw, y su costo es de 101.454 US\$.

Sistema de protección y seguridad

Los costos del sistema de seguridad se detallan en la tabla siguiente:

	Requerido para el sistema	Costo unitario (US\$)	Costo total (US\$)
Dispositivos de desalineación	20	650	13.000
Dispositivo de emergencia	10	500	5.000
Paradas de emergencia	10	70	700
Cajas de control local	5	70	350
Selectores	2	25	50
Sistema detector de movimiento o velocidad	5	100	500
Sensor de nivel de tolva	1	300	300
Sistema de señalización sonora y visual	5	300	1.500
TOTAL (US\$)			21.400

Tabla 6.18. Costos de sistema de protección y seguridad

Fuente: Dpto. Instrumentación y Control; Sptcia. de Mantenimiento de Manejo de Mineral

Construcción del sistema

El costo de construcción del sistema se estimó en un 20% del costo de los equipos y materiales, incluyendo montaje, ingeniería de detalle, conformación del terreno, etc. lo que quiere decir que el monto por construcción del sistema es de 1.309.767 US\$.

Tabulando los costos de inversión inicial nos queda:

Rubro	Costo unitario	Requerido	Costo total (\$)
Banda	201 US\$/m	13.697 m	2.753.097
Cable motriz	43 US\$/m	27.395 m	1.177.985
Poleas guías	13,5 US\$/polea	9.557 poleas	129.020
Estructura	380 US\$/m	6.226 m	2.365.880
Unidades de accionamiento		900 Kw	101.454
Sist. Protección seguridad			21.400
Instalación			1.309.767
		TOTAL	7.858.603

Tabla 6.19. Inversión inicial del sistema Cable Belt.

A este monto se le agrega un 20% para cubrir imprevistos, por lo tanto el monto total de la inversión inicial es de **9.430.324 US\$**.

6.3.2.- Costos anuales

Energía

Todo el sistema requiere de 900 Kwh. El equipo operará 5.720,25 horas al año, esto quiere decir que la energía a consumir por año es de 5.148.225 Kw/año. El costo promedio del kw para C.V.G. BAUXILUM-MINA en el año 2002 es de 0,03578 US\$/kw, lo cual quiere decir que el costo anual por energía de todo el sistema es de 184.204 US\$/año.

Personal de operación

La suma de los sueldos integrales del personal descrito en el aparte 5.2.2. resulta un total de 132.454 US\$/año.

Equipos y materiales de mantenimiento

Con la información extraída de los Listados de Órdenes de Trabajo de Mantenimiento de la Superintendencia de Operaciones Mina-Pie de Cerro, suministrada por la Sección de Planificación de Mantenimiento de la

Superintendencia de Mantenimiento de Manejo de Mineral, los costos anuales promedio para un sistema de este tipo están por el orden de 228.505 US\$/año.

Personal de mantenimiento

El costo anual del personal de mantenimiento para este sistema es de 113.532 US\$/año

Los costos anuales de operación y mantenimiento se pueden ver resumidos en la siguiente tabla:

Rubro	Costo unitario	Requerido	Costo total (\$/año)
Energía	0.03578 US\$/Kw	5.148.225	184.204
Operación (personal)			132.454
Mantto. (Equipos y mat.)			228.505
Personal de mantto.			113.532
Total (\$/año)			658.695

Tabla 6.20. Costos anuales de operación y mantenimiento del sistema Cable Belt

A este monto reflejado en la tabla anterior se le agrega un 20% para imprevistos, entonces queda que el monto por costos anuales es de **757.500 US\$/año**.

Costos anuales de reemplazos

En los costos anuales de reemplazos se incluyen los referidos a reemplazos de los anillos Polyrin, los cuales se cambian cada 2 meses (6 veces al año). Cada polea lleva un par de anillos y son 9.557 poleas en total, lo que quiere decir que serían 57.342 pares de anillos al año. Cada par de anillo tiene un costo de 2,12 US\$, lo cual quiere decir que el costo anual por reemplazo de anillos es de 121.680 US\$/año.

6.3.3.- Reemplazos

Banda

La vida útil de la correa es de 10 años, por lo tanto en el período de estudio se reemplazará una sola vez, y el costo total actual de la banda es de 2.753.097 US\$.

Cable motriz

El cable motriz se deprecia a los 6 años, por lo tanto se cambiará dos veces durante la vida del proyecto (años 6 y 12). El costo actual del cable es 1.177.985 US\$.

Unidades de accionamiento

La vida útil de los motores de accionamiento se estimó en 10 años, esto quiere decir que se reemplazarían una sola vez durante la vida del proyecto. El costo actual de los motores es de 101.454 US\$.

Los costos de reemplazos se pueden resumir en la siguiente tabla:

Rubro	Costo (US\$)	Años de reemplazo (n)
Banda	2.753.097	10
Cable	1.177.985	6 y 12
Unidades de accionamiento	101.454	10
TOTAL	4.032.536	

Tabla 6.21. Reemplazos del sistema Cable Belt

6.3.4.- Valor residual

En esta alternativa los rubros que tienen valor residual son: la banda, el cable motriz y los motores.

Banda

El valor residual es de 412.965 US\$ en el año 10 y 1.583.030 US\$ en el año 15.

Cable motriz

Su valor residual es de 176.698 US\$ en los años 6 y 12; y 677.341 en el año 15.

Unidades de accionamiento (motores)

El valor residual es de 15.218 US\$ en el año 10 y 58.336 en el año 15.

Equipo	Año (n)	Valor residual (US\$)
Banda	10	412.965
	15	1.583.030
Cable	6 y 12	176.698
	15	677.341
Unid. accionamiento	10	15.218
	15	58.336

Tabla 6.22. Valores residuales en sistema Cable Belt

De las tablas 6.19; 6.20; 6.21 y 6.22 se puede construir la tabla de costos totales:

	Tipo de Costo	Año de la inversión (n)	Monto
	Inversión Inicial	0	7.858.603 US\$
	Gastos anuales	1 al 15	780.375 US\$/año
Reemp.	Banda	10	2.753.097 US\$
	Unidades de accionamiento	10	101.454 US\$
	Cable	6 y 12	1.177.985 US\$
Valor residual	Banda	10	412.965 US\$
		15	1.583.030 US\$
	Cable	6 y 12	176.698 US\$
		15	677.341 US\$
	Unid. accionamiento	10	15.218 US\$
		15	58.336 US\$

Tabla 6.23. Costos totales da la alternativa Cable Belt.

6.4.- Camiones Roqueros

La inversión en esta alternativa también se presenta en tres grupos: costo de inversión, costos anuales, costos de reemplazos y valores residuales.

Los costos de inversión inicial lo comprenden los costos de adquisición (incluyendo accesorios) de los 11 camiones roqueros y de los 3 cargadores frontales.

Los costos anuales lo integran los rubros de combustibles, lubricantes, neumáticos, filtros, reserva para reparaciones, elementos de desgaste especial, personal de operación, etc.

Los reemplazos lo componen: los camiones, cuya vida útil es de 37.200 horas de operación (7 años aproximadamente) y los cargadores que se deprecian a las 30.225 horas de operación (5 años aproximadamente).

6.4.1.- Inversión inicial

Camiones roqueros

El precio de entrega de los camiones roqueros CAT-777D, incluyendo accesorios y puestos en Los Pijiguaos, es de 1.300.000 US\$, y se requieren 11 camiones roqueros en total, es decir que el costo total de los camiones es de 14.300.000 US\$.

Cargadores frontales

Los cargadores frontales CAT-992C a adquirir son un total de 3, y tienen un costo de 1.327.131 US\$ cada uno, puestos en Los Pijiguaos, esto implica que el costo total de los cargadores es de 3.981.393 US\$.

Los costos totales de adquisición de los camiones roqueros y de los cargadores frontales se pueden resumir en la siguiente tabla:

Equipos	Costo unitario (US\$)	Requeridos	Costo total (US\$)
Camiones roqueros	1.300.000	11	14.300.000
Cargadores frontales	1.327.131	3	3.981.393
		TOTAL (US\$)	18.281.393

Tabla 6.24. Inversión inicial alternativa camiones

A este monto se le agrega un 20% para cubrir imprevistos, queda entonces que el monto total de inversión inicial es de **21.937.672 US\$**.

6.4.2.- Costos anuales

Combustibles

Camiones

El consumo de combustible de un camión roquero CAT-777D es de 60,5 L/hora y el costo del combustible es de 0,059 US\$, lo que quiere decir que el costo por consumo de combustible es de 3,57 US\$/hora. Según el programa de producción propuesto (anexo 5.5), las horas laborables al año son 5720,25; esto implica que el consumo anual de combustible para un camión CAT-777D es de 20.418 US\$/año; es decir que la flota completa de 11 camiones consumiría un total de 224.603 US\$/año.

Cargadores

Según información suministrada por la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado, el consumo de combustible de un cargador frontal CAT-992C es de 64,5 L/hora, implica que al año consumiría 368.956 L; es decir que los 3 cargadores consumen 1.106.868 L/año. A un costo de 0,059 US\$/L, quiere decir que el costo total de combustible de los 3 cargadores sería de 65.305 US\$/año.

Lubricantes

Camiones

El consumo de lubricantes para un camión roquero CAT-777D es de 24,53 L/hora y el costo del lubricante es de 0,96 US\$/L, lo que quiere decir que el costo por consumo de combustible es de 23,55 US\$/hora. Las horas laborables al año son 5720,25; esto implica que el consumo anual de lubricantes de un camión CAT-777D es de 134.705 US\$/año; es decir que la flota completa de 11 camiones consumiría un total de 1.481.755 US\$/año.

Cargadores

Un cargador frontal CAT-992C consume en lubricantes 16,09 L/hora, implica que al año consumiría 92.039 L; es decir que los 3 cargadores consumen 276.117 L/año. A un costo de 0,96 US\$/L, quiere decir que el costo total de combustible de los 3 cargadores sería de 265.615 US\$/año.

Filtros

Camiones

El consumo de filtros para los camiones ya especificados es de 0,316 US\$/hora, quiere decir que al año, los 11 camiones consumirían un total de 19.865 US\$/año.

Cargadores

Los cargadores frontales consumen 0,365 US\$/hora, es decir que al año, los 3 cargadores propuestos consumirían 6.339 US\$/año.

Neumáticos

Camiones

Cada camión consume un promedio de 0,665 US\$/hora, lo cual quiere decir que los 11 camiones al año consumirían un total de 41.841 US\$/año por concepto de neumáticos.

Cargadores

Un cargador CAT-992C consume por hora 1,02 US\$, esto quiere decir que los 3 cargadores consumirían 17.520 US\$/año.

Repuestos de reparación

Camiones

Los camiones propuestos consumen en promedio 8,68 US\$/hora, por lo tanto, al año consumirían los 11 camiones 546.056 US\$/año.

Cargadores

Los cargadores consumen cada uno 12,22 US\$/hora, es decir que al año los 3 cargadores consumirían 209.670 US\$/año.

Herramientas de corte

Este tipo de herramientas solo la usan los cargadores y su consumo es de 0,0739 US\$/hora, lo que quiere decir que el consumo anual es de 1.268 US\$/año.

Personal de operación

El sueldo integral del personal detallado en el aparte 5.3.3 da un total de 59.902 US\$/año para los choferes de camiones roqueros y 13.709 US\$/año para los operadores de cargadores. Esta información fue suministrada por la Superintendencia de Extracción y Acarreo y por la Gerencia de Personal.

Con los datos calculados anteriormente, se puede construir la tabla 6.25 de costos anuales.

Rubro	Equipo	Costo unitario	Consumo	Costo anual (US\$/año)
Combustible	Camión	0,059 US\$/L	3.811.625 L/año	224.603
	Cargador	0,059 US\$/L	1.106.868 L/año	65.305
Lubricantes	Camión	0,96 US\$/L	1.545.839 L/año	1.481.755
	Cargador	0,96 US\$/L	276.117 L/año	265.615
Filtros	Camión		2.689 US\$/año	19.865
	Cargador		3.146 US\$/año	6.339
Neumáticos	Camión		5.663 US\$/año	41.841
	Cargador		8.694 US\$/año	17.520
Repuestos	Camión		73.906 US\$/año	546.056
	Cargador		104.051 US\$/año	209.670
Herr. corte	cargador		629 US\$/año	1.268
Personal	Camiones			59.902
	Cargadores			13.709
Total (US\$/año)				2.953.448

Tabla 6.25. Costos anuales de la alternativa de camiones

A el monto reflejado en la tabla anterior se le suma un 20% para cubrir imprevistos, entonces queda que el monto de costos anuales es de **3.544.138 US\$**.

Hay que resaltar que toda la información referente a consumo y costos de insumos fue suministrada por Caterpillar a través de la Superintendencia de Mantenimiento de Equipo Pesado, adscrita a la Gerencia de Geología y Mina.

6.4.3.- Reemplazos

Los costos de reemplazos lo conforman los costos de adquisición de los camiones y de los cargadores.

Camiones

Los camiones roqueros CAT-777D se deprecian en 37.200 horas de operación (7 años aproximadamente), por lo tanto durante a vida del proyecto se reemplazarían

dos veces, en el año 7 (2012) y en el año 14 (2019). Los costos de adquisición de los 11 camiones roqueros es de 14.300.000 US\$.

Cargadores

La vida útil de los cargadores CAT-992C se estima en 30.225 horas de operación (aproximadamente 5 años), lo que quiere decir que a lo largo de la vida del proyecto se reemplazarían dos veces, en los años 5 (2010) y 10 (2015). El costo de adquisición de los 3 cargadores frontales es de 3.981.393 US\$.

Con los datos de costos de reemplazos se puede construir la siguiente tabla:

Rubro	Costo (US\$)	Año de reemplazo (n)
Camiones	14.300.000	7 y 14
Cargadores	3.981.393	5 y 10

Tabla 6.26. Costos de reemplazos

6.4.4.- Valor residual

En esta alternativa los rubros que tienen valor residual son: los camiones roqueros y los cargadores frontales.

Camiones roqueros

Su valor residual es de 195.000 US\$ cada uno, en 11 camiones sería entonces 2.145.000 US\$ en el año 7 y 1.519.375 US\$ en el año 15.

Cargadores frontales

El valor residual es de 199.070 US\$ cada uno, en 3 cargadores sería 597.209 US\$ en los años 5, 10 y 15.

Equipo	Año (n)	Valor residual (US\$)
Camiones	7	2.145.000
	15	1.519.375
Cargadores	5, 10 y 15	597.209

Tabla 6.27. Valores residuales en Camiones Roqueros

Con los datos expresados en las tablas 6.24, 6.25, 6.26 y 6.27 se puede resumir como sigue:

		Tipo de costo	Año de la inversión (n)	Monto (US\$)
		Inversión inicial	0	21.937.672
		Gastos anuales	1 al 15	3.544.138
Reemp		Camiones roqueros	7 y 14	14.300.000
		Cargadores frontales	5 y 10	3.981.393
Valor residual	Camiones		7	2.145.000
			15	1.519.375
	Cargadores		5, 10 y 15	597.209

Tabla 6.28. Costos totales de la alternativa de camiones

CAPÍTULO VII EVALUACIÓN COMPARATIVA

Como se mencionó antes, las diferentes alternativas se van a comparar entre sí tomando en cuenta los criterios de Valor Presente, el cual consiste en transformar cada una de las inversiones y los costos de operación en su equivalente en el momento actual, dada una determinada tasa de interés; y el criterio del Costo Anual Equivalente, cuya idea fundamental es llevar los costos a un año estandar como referencia, esto es, obtener el equivalente de una serie uniforme de costos anuales de cada una de las diferentes alternativas, a fin de poder compararlas entre sí. En consecuencia, la alternativa que refleje menor valor presente y menor costo anual equivalente será la más favorable.

Las expresiones matemáticas del valor presente y del costo anual equivalente se encuentran descritas en el aparte 4.4.1.

Para realizar el estudio económico se tomaron en cuenta todos los factores que ocasionan costos, excluyéndose aquellos en los que la empresa ya incurre para su operación normal o que son comunes a todas las alternativas, debido a que no afectan la comparación de las alternativas.

Todos los componentes de costos incluidos en el análisis corresponden a los siguientes aspectos:

- a) Inversión inicial
- b) Costos anuales
- c) Reemplazos
- d) Valor residual.

Se trató que los montos se ajustaran lo máximo posible a la realidad, para ello, se investigó con las Gerencias y/o Superintendencias con experiencia en utilización y manejo de estos tipos de sistemas en la empresa.

Se debe especificar que el análisis se hará tomando en cuenta una vida útil del proyecto de 15 años, iniciándose su construcción en el año 2005, para comenzar sus operaciones en el año 2006, por lo tanto el año cero del proyecto es el año 2006.

Se tomó una vida de proyecto de 15 años, puesto que según la planificación a largo plazo la vida del yacimiento después del año 2005, es decir el bloque 10, debe agotarse en el año 2021. Además por considerarlo un plazo suficiente, ya que para lapsos mayores los resultados del análisis no sufrirán variaciones de importancia.

Para los efectos de este análisis, la tasa real de interés (i) que se tomó es la mínima tasa de rendimiento esperada para los proyectos ejecutados por C.V.G. Bauxilum – Mina, la cual, según información suministrada por la Gerencia de Ingeniería Industrial es de 12%.

Todos las inversiones y costos de operación, mantenimiento, reemplazos de equipos y valores residuales, son considerados constantes en el tiempo, debido a que están expresados en términos de moneda de valor fijo, de modo que las variaciones nominales o valores en moneda corriente no afectarán la decisión a tomar, puesto que todos los montos están expresados en Dólares Americanos (US\$) del 31 de julio del 2002. Así entonces se hace abstracción del problema inflacionario.

7.1.- Valor presente

Para obtener el Valor Presente de cada una de las alternativas se procedió de la siguiente manera:

- Los costos de inversión inicial fueron trasladados del año -1 (2005) al año 0 (2006), multiplicándose dicho monto por el factor de monto compuesto de un solo pago ($FMC_{12\%,1} = 1,12$)
- Los costos anuales fueron trasladados al año 0, aplicándoseles el factor de valor actualizado para una serie uniforme de pagos ($fva_{12\%,15} = 6,81086$), con el fin de obtener su valor en ese año, teniendo en cuenta el valor del dinero en el tiempo.
- Los costos de reemplazos y los valores residuales fueron llevados desde sus años respectivos al año 0 (2005), aplicándoseles el factor de Valor Actualizado ($FVA_{12\%,n}$) respectivo. Los montos referentes al valor residual son de signo contrario a los demás montos.
- Finalmente la suma algebraica de todos estos valores constituye el Valor Presente de cada una de las alternativas.

7.1.1.- Ferrocarril

Inversión inicial

$$VP_{\text{inversión inicial}} = 21.997.570 \text{ US\$} \times 1,12 = 24.637.278 \text{ US\$}$$

Costos anuales

$$VP_{\text{costos anuales}} = 1.133.862 \times 6,81086 = 7.722.575 \text{ US\$}$$

Costos de reemplazos:

Accesorios de vía = 451.184 US\$ en el año 10 ($n=10$)

$$FVA_{12\%,10} = 0,32197$$

$$VP_{\text{accesorios de vía}} = 451.184 * 0,32197 = 145.268 \text{ US\$}$$

Camiones roqueros = 2.600.000 en el año 7

$$FVA_{12\%,7} = 0,45235$$

$$VP_{\text{camiones}} = 2.600.000 \times 0,45235 = 1.176.110 \text{ US\$}$$

Cargadores frontales = 1.327.131 US\$ en los años 5 y 10

$$FVA_{12\%,5} = 0,5674$$

$$FVA_{12\%,10} = 0,32197$$

$$VP_{\text{cargadores}} = 1.327.131 \times (0,5674 + 0,32197) = 1.180.311 \text{ US\$}$$

La suma de todos los reemplazos resulta:

$$VP_{\text{reemplazos}} = 2.356.421 \text{ US\$}$$

Valor residual

Accesorios de vía

67.678 en el año 10

259.431 en el año 15

$$VP_{\text{accesorios}} = 67.678 \times 0,32197 + 259.431 \times 0,182696 = 69.187 \text{ US\$}$$

Locomotoras

2.450.000 en el año 15

$$VP_{\text{locomotoras}} = 2.450.000 \times 0,182696 = 447.605 \text{ US\$}$$

Vagones

2.254.000 en el año 15

$$VP_{\text{vagones}} = 2.254.000 \times 0,182696 \text{ US\$}$$

Equipo de apoyo

Camiones

315.714 en el año 7

276.250 en el año 15

$$VP_{\text{camiones}} = 315.714 \times 0,45235 + 276.250 \times 0,182696 = 193.283 \text{ US\$}$$

Cargadores

199.070 US\$ en los años 5, 10 y 15

$$VP_{\text{cargadores}} = 199.070 \times (0,5674 + 0,32197 + 0,182696) = 213.416 \text{ US\$}$$

La suma de todos estos montos resulta en el valor presente del valor residual de esta alternativa:

$$VP_{\text{valor residual}} = 1.335.288 \text{ US\$}$$

Esto quiere decir que el Valor Presente de la alternativa de ferrocarriles es:

$$VP_{\text{ferrocarril}} = 33.380.986 \text{ US\$}.$$

7.1.2.- Correas transportadoras convencionales

Inversión inicial

$$VP_{\text{inversión inicial}} = 7.067.424 \times 1,12 = 7.915.515 \text{ US\$}$$

Costos anuales

$$VP_{\text{costos anuales}} = 769.375 \times 6,81086 = 5.240.105 \text{ US\$}$$

Costos de reemplazos:

Banda = 1.757.438 US\$ en los años 6 y 12

$$FVA_{12\%,6} = 0,50663$$

$$FVA_{12\%,12} = 0,256675$$

$$VP_{\text{banda}} = 1.757.438 \times (0,50663 + 0,256675) = 1.341.463 \text{ US\$}$$

Rodillos de carga = 544.096 US\$ cada 2 años

$$VP_{\text{rodillos carga}} = 544.096 \times \sum_{n=1}^7 \frac{1}{(1,12)^{2n}} = 544.096 \times 3,12649 = 1.701.111 \text{ US\$}$$

Rodillos de retorno = 460.015 US\$ cada 4 años

$$VP_{\text{rodillos retorno}} = 460.015 \times \sum_{n=1}^3 \frac{1}{(1,12)^{4n}} = 460.015 \times 1,296 = 596.215 \text{ US\$}$$

Rodillos de impacto = 9.443 US\$ cada 2 años

$$VP_{\text{rodillos impacto}} = 9.443 \times \sum_{n=1}^7 \frac{1}{(1,12)^{2n}} = 9.443 \times 3,12649 = 29.524 \text{ US\$}$$

Unidades de accionamiento = 67.521 US\$ en el año 10.

$$FVA_{12\%,10} = 0,32197$$

$$VP_{\text{motores}} = 67.521 * 0,32197 = 21740 \text{ US\$}$$

La suma de todos los reemplazos resulta:

$$VP_{\text{reemplazos}} = 3.690.053 \text{ US\$}$$

Valor residual

Banda

263.616 US\$ en los año 6 y 12

1.010.528 en el año 15

$$VP_{\text{banda}} = 263.616x(0,50663+0,256675)+1.010.528x0,182696 = 385.839 \text{ US\$}$$

Rodillos de carga

81.614 US\$ cada 2 años

312.855 en el año 15

$$VP_{\text{rodillos carga}} = 81.614 \times \sum_{n=1}^7 \frac{1}{(1,12)^{2n}} + 312.855 \times 0,182696 = 312.323 \text{ US\$}$$

Rodillos de retorno

69.002 en los años 4, 8 y 12

166.755 en el año 15

$$VP_{\text{rodillos retorno}} = 69.002 \times \sum_{n=1}^3 \frac{1}{(1,12)^{4n}} + 166.755 \times 0,182696 = 119.897 \text{ US\$}$$

Rodillos de impacto

1.417 US\$ cada 2 años

5.430 US\$ en el año 15

$$VP_{\text{rodillos impacto}} = 1.417 \times \sum_{n=1}^7 \frac{1}{(1,12)^{2n}} + 5.430 \times 0,182696 = 5.422 \text{ US\$}$$

Unidades de accionamiento

10.128 US\$ en el año 10

38.825 US\$ en el año 15

$$VP_{\text{motores}} = 10.128 \times 0,32197 + 38.825 \times 0,182696 = 10.354 \text{ US\$}$$

La suma de todo esto resulta que el valor presente de los valores residuales es de: $VP_{\text{valor residual}} = 833.835 \text{ US\$}$

Esto implica que el Valor Presente de la alternativa correas transportadoras convencionales es: $VP_{\text{correas convencionales}} = 16.011.838 \text{ US\$}$.

7.1.3.- Correas transportadoras tipo Cable Belt

Inversión inicial

$$VP_{\text{inversión inicial}} = 9.430.324 \times 1,12 = 10.561.963 \text{ US\$}$$

Costos anuales

$$VP_{\text{costos anuales}} = 879.180 \times 6,81086 = 5.987.972 \text{ US\$}$$

Costos de reemplazos

Banda = 2.753.097 US\$ en el años 10

$$FVA_{12\%,10} = 0,32197$$

$$VP_{\text{banda}} = 2.753.097 \times 0,32197 = 886.415 \text{ US\$}$$

Cable Motriz = 1.177.985 US\$ en los años 6 y 12

$$FVA_{12\%,6} = 0,50663$$

$$FVA_{12\%,12} = 0,256675$$

$$VP_{\text{cable}} = 1.177.985 \times (0,50663 + 0,256675) = 889.162 \text{ US\$}$$

Unidades de accionamiento = 101.454 US\$ en el año 10

$$FVA_{12\%,10} = 0,32197$$

$$VP_{\text{motores}} = 101.454 \times 0,32197 = 32.665 \text{ US\$}$$

La suma de todos los reemplazos resulta:

$$VP_{\text{reemplazos}} = 1.818.252 \text{ US\$}$$

Valor residual

Banda

412.965 US\$ en el año 10

1.583.030 US\$ en el año 15

$$VP_{\text{banda}} = 412.965 \times 0,32197 + 1.583.030 \times 0,182696 = 422.176 \text{ US\$}$$

Cable

176.698 US\$ en los años 6 y 12

677.341 US\$ en el año 15

$$VP_{\text{cable}} = 176.698 \times (0,50663 + 0,256675) + 677.341 \times 0,182696 = 258.622 \text{ US\$}$$

Motores

15.218 US\$ en el año 10

58.336 US\$ en el año 15

$$VP_{\text{motores}} = 15.218 \times 0,32197 + 58.336 \times 0,182696 = 15.558 \text{ US\$}$$

La suma de todo ellos resulta que el valor presente de valor residual de la presente alternativa es: $VP_{\text{valor residual}} = 696.356 \text{ US\$}$.

Esto implica que el Valor Presente de la alternativa correas transportadoras tipo Cable Belt es: $VP_{\text{cable belt}} = 17.671.831 \text{ US\$}$.

7.1.4.- Camiones roqueros

Inversión inicial

$$VP_{\text{inversión inicial}} = 21.937.672 \times 1,12 = 24.570.192 \text{ US\$}$$

Costos anuales

$$VP_{\text{costos anuales}} = 3.544.138 \times 6,81086 = 24.138.628 \text{ US\$}$$

Costos de reemplazos:

Camiones = 14.300.000 US\$ en los año 7 y 14

$$FVA_{12\%,7} = 0,45235$$

$$VP_{\text{camiones}} = 14.300.000 \times 0,45235 = 6.468.605 \text{ US\$}$$

Cargadores frontales = 3.981.393 US\$ en los años 5 y 10

$$FVA_{12\%,5} = 0,5674$$

$$FVA_{12\%,10} = 0,32197$$

$$VP_{\text{cargadores}} = 3.981.393 * (0,5674 + 0,32197) = 3.540.931 \text{ US\$}$$

La suma de todos los reemplazos resulta:

$$VP_{\text{reemplazos}} = 10.009.536 \text{ US\$}$$

Valor residual

Camiones

2.145.000 US\$ en el año 7

1.519.375 US\$ en el año 15

$$VP_{\text{camiones}} = 1.247.875$$

Cargadores

199.070 en los años 5, 10 y 15

$$VP_{\text{cargadores}} = 213.416$$

La suma de todo esto resulta que el valor presente de los valores residuales de esta alternativa es: $VP_{\text{valores residuales}} = 1.461.291 \text{ US\$}$.

Esto implica que el Valor Presente de la alternativa camiones roqueros es:

$$VP_{\text{camiones roqueros}} = 57.257.065 \text{ US\$}.$$

De todos los resultados anteriores se genera lo siguiente:

Sistema	VP (US\$)
Ferrocarriles	33.380.986
Correas convencionales	16.011.838
Correa Cable Belt	17.671.831
Camiones roqueros	57.257.065

Tabla 7.1. Valor Presente

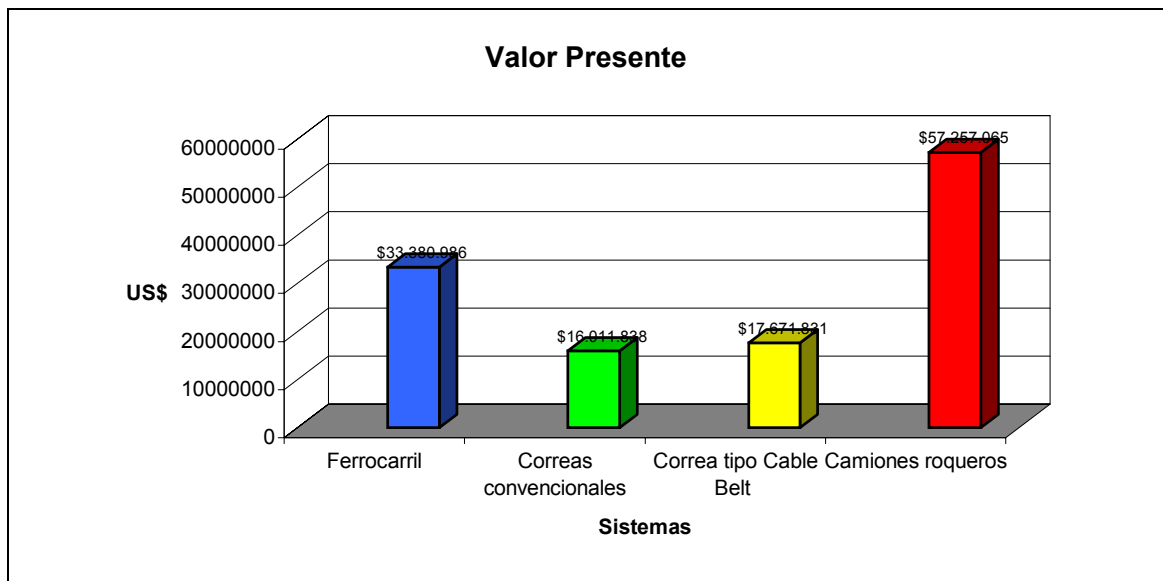


Gráfico 7.1. Valor Presente

También se puede expresar el resultado en términos del Costo Anual Equivalente, el cual se calculó tomando el valor presente de cada una de las alternativas y multiplicándolo por el factor de recuperación de capital de una serie uniforme de pagos ($frc_{12\%,15} = 0,14682$), arrojando los siguientes resultados:

7.1.5.- Ferrocarriles

El Valor Presente de esta alternativa es de 33.380.986 US\$, aplicándole el $frc_{12\%,15}$ queda:

$$CAE_{\text{ferrocarril}} = VP \times frc_{12\%,15} = VP \times \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} = VP \times \frac{0,12(1,12)^{15}}{(1,12)^{15} - 1} =$$

$$33.380.986 \times 0,14682 \Rightarrow$$

$$CAE_{\text{ferrocarril}} = 4.900.996 \text{ US\$/año}$$

7.1.6.- Correas transportadoras convencionales

El Valor Presente de la alternativa de correas transportadoras convencionales es de 16.011.838 US\$, aplicándole el $frc_{12\%,15}$ queda:

$$CAE_{\text{correas convencionales}} = 2.350.858 \text{ US\$/año}$$

7.1.7.- Correas transportadoras tipo Cable Belt

El Valor Presente de esta alternativa es de 17.671.831 US\$, aplicándole el $frc_{12\%,15}$ queda:

$$CAE_{\text{cable belt}} = 2.594.578 \text{ US\$/año}$$

7.1.8.- Camiones roqueros

El Valor Presente de esta alternativa es de 57.257.065 US\$, aplicándole el $frc_{12\%,15}$ queda:

$$CAE_{\text{camiones}} = 8.406.482 \text{ US\$/año}$$

Con todos estos datos se puede construir:

Sistema	CAE (US\$/año)
Ferrocarriles	4.900.996
Correas convencionales	2.350.858
Correa Cable Belt	2.594.578
Camiones roqueros	8.406.482

Tabla 7.2. Costo Anual Equivalente

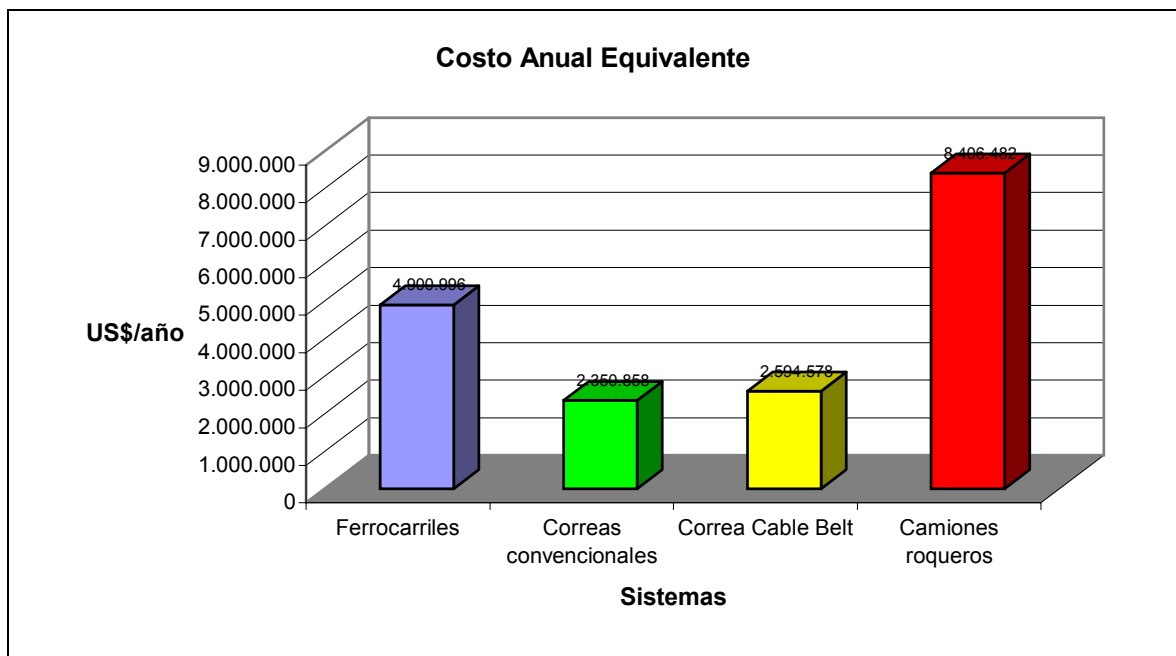


Gráfico 7.2 Costo anual equivalente

7.2.- Costos unitarios por tonelada (US\$/t)

El costo unitario por tonelada se refiere a los costos anuales operativos divididos por la producción por año, la cual es de 8.000.000 de toneladas.

$$C_u = \frac{\text{Costos Anuales (US\$/año)}}{\text{Producción (t/año)}} \quad (7.2)$$

7.2.1.- Ferrocarril

Los costos anuales operativos de esta alternativa son de 1.138.862 US/año, por lo tanto su costo unitario por tonelada es: 0,142 US\$/t.

7.2.2.- Correas transportadoras convencionales

El costo anual operativo de la presente alternativa es de 769.375 US\$/año, esto quiere decir que su costo unitario por tonelada es de 0,096 US\$/t.

7.2.3.- Correa transportadora tipo Cable Belt

Su costo anual operativo es de 879.180 US\$/año, lo que implica que su costo unitario es 0,110 US\$/t.

7.2.4.- Camiones roqueros

El costo anual operativo para esta alternativa es de 3.544.138 US\$/año, quiere decir que el costo unitario es 0,444 US\$/t

De los resultados se puede ver que:

Sistema	US\$/t
Ferrocarriles	0,142
Correas convencionales	0,096
Correa Cable Belt	0,110
Camiones roqueros	0,444

Tabla 7.3. costos unitarios por tonelada

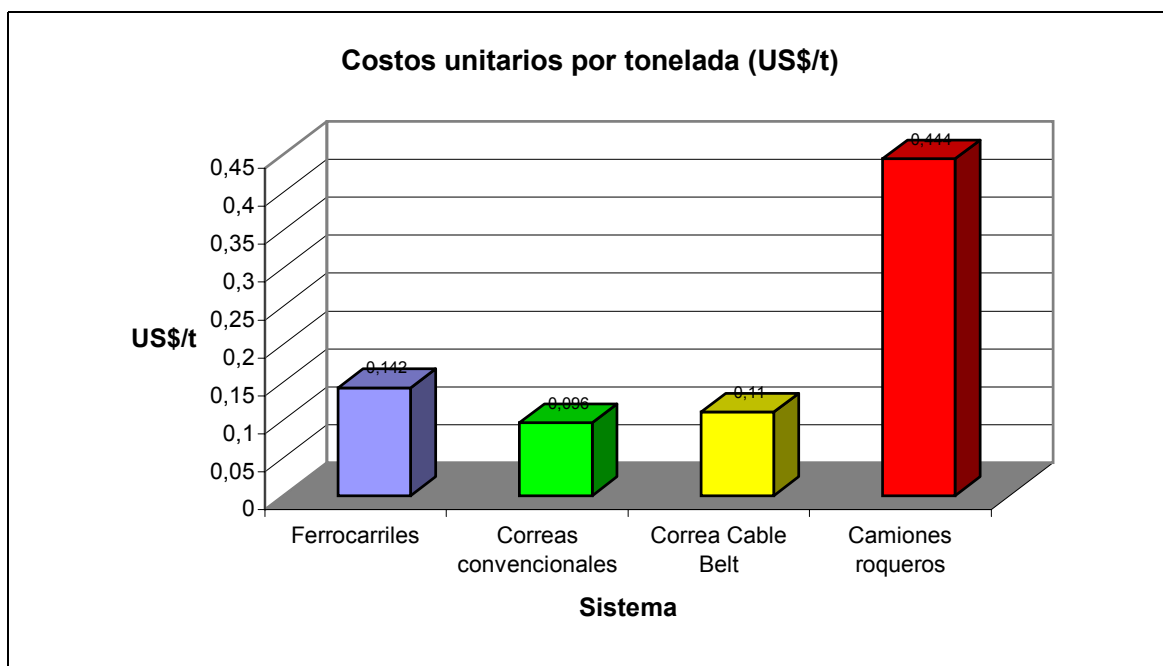


Gráfico 7.3. Costos unitarios por tonelada (US\$/t)

7.3.- Resultados

Con todos estos cálculos realizados se obtiene la siguiente tabla de resultados:

Sistema	VP (US\$)	CAE (US\$/año)	US\$/ton
Ferrocarriles	33.380.986	4.900.996	0,142
Correas convencionales	16.011.838	2.350.858	0,096
Correa Cable Belt	17.671.831	2.599.578	0,110
Camiones roqueros	57.257.065	8.406.482	0,444

Tabla 7.4. Resultados

CAPÍTULO VIII DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los resultados obtenidos muestran las ventajas y desventajas de unas alternativas con respecto a otras, desde el punto de vista técnico y económico.

Se debe mencionar que el estudio se realizó tomando en cuenta la condición de instalar un triturador primario semi-movil cuyo producto final sea menor o igual a 12 cm común a todas las alternativas, por esta razón no se consideró su costo en el estudio económico.

- La alternativa que presenta menor Valor Presente es la de correas transportadoras convencionales (sobre rodillos), esto debido a que es la que posee menor inversión inicial y menores costos anuales.
- La opción de correas transportadoras convencionales, en cuanto a inversión inicial, es menor un 25% que la de correa tipo Cable Belt; 63,9% menor que la de camiones roqueros y 64% menor que la de ferrocarril. Esto quiere decir que el orden de preferencia desde el punto de vista de Inversión Inicial es: correas convencionales, correas tipo Cable Belt, camiones roqueros y ferrocarril.
- En cuanto a los costos de operación, la alternativa que presenta menor monto es la de correa tipo Cable Belt, siendo menor en un 1,93% que la de correas convencionales; 59% menor que la de ferrocarril y 87,71% menor que la de camiones roqueros; lo que implica que el orden de preferencia, desde el punto de vista de los Costos de Operación es: correa tipo Cable Belt, correas convencionales, ferrocarril y camiones roqueros.

- Desde el punto de vista de los costos de mantenimiento, la que presenta menor monto es la alternativa de ferrocarril, por ser menor que la de correas convencionales en un 45,78%; 49,55 menor que la de correa tipo Cable Belt y 77,2% menor que la de camiones roqueros. Esto implica que el orden de preferencia desde el punto de vista de los Costos de mantenimiento es: ferrocarril, correas convencionales, correa tipo Cable Belt y camiones roqueros.
- En los costos de reemplazos, la alternativa que presenta el menor valor es la de correa tipo Cable Belt, debido a que es menor que la de ferrocarril en un 40%; menor que las correas transportadoras convencionales en 50,73% y menor que los camiones roqueros 85,94%.
- Con respecto al costo anual equivalente (CAE), la que posee el menor valor es correas transportadoras convencionales, ya que la de correa tipo Cable Belt es mayor que ésta un 10,4%; la de ferrocarril un 109% y los camiones roqueros 258%.
- En el rubro de costos unitarios por tonelada transportada (\$/t), la correa tipo Cable Belt es mayor que la convencional en un 12,7%; la de ferrocarril mayor 32,4% y la de camiones roqueros mayor en un 78% que las correas convencionales.
- En lo que respecta a Inversión Inicial la alternativa más favorable es la de Correas Transportadoras Convencionales. Esto representaría una ventaja con respecto a las otras alternativas en el supuesto caso de que al momento de invertir no se cuente con suficientes recursos monetarios.
- Desde el punto de vista de capacidad técnica de personal, la alternativa más viable sería la de Camiones Roqueros, ya que la empresa cuenta con personal

suficientemente capacitado en esta área tanto en operación como en mantenimiento.

- En cuanto a la rapidez de la construcción, el sistema más favorable sería el de Camiones Roqueros, debido a que lo más elemental para esta alternativa, que es la vía de acarreo, ya se encuentra realizada.
- Desde el punto de vista de tecnología, operación y mantenimiento de las alternativas de transporte estudiadas, la empresa cuenta con suficiente experiencia y asesoría en todas ellas. Esto debido a que cuenta con todas éstas tecnologías instaladas en sus áreas de operación.

CONCLUSIONES

Después de realizado un análisis técnico – económico de varios sistemas de transporte de bauxita para la explotación de los bloques 5 al 10 del yacimiento del Cerro Páez de Los Pijiguaos, donde se plantearon las alternativas de ferrocarriles, correas transportadoras convencionales, correa transportadora tipo Cable Belt y camiones roqueros, se ha llegado a las siguientes conclusiones:

- El sistema más favorable de transporte de bauxita para la explotación de los bloques 5 al 10 en el yacimiento del Cerro Páez de Los Pijiguaos es el de Correas Transportadoras Convencionales (sobre rodillos), debido a que refleja el menor Valor Presente, menor Inversión Inicial, menor Costo Anual Equivalente, menor costo unitario por tonelada.
- La alternativa menos favorable entre las consideradas es la de Camiones Roqueros, por ser la de mayor Valor Presente, mayor Inversión inicial, y mayor Costo Anual Equivalente.
- El orden de preferencia de las diferentes alternativas estudiadas, en orden creciente según sus valores presentes, costo anual equivalente y \$/t es: correas transportadoras convencionales, correa transportadora tipo Cable Belt, ferrocarriles, y camiones roqueros.

RECOMENDACIONES

De acuerdo al estudio realizado, y sobre la base de los resultados obtenidos se recomienda lo siguiente:

- Implementar un sistema de Correas Transportadoras Convencionales (sobre rodillos) para el transporte de bauxita en el yacimiento del Cerro Páez de Los Pijiguaos, por reflejar el menor valor presente, menor costo anual equivalente y menor costo unitario por tonelada de los sistemas de transporte considerados en este estudio.
- Colocar en las estaciones de transferencia del sistema de correas transportadoras recolectores de polvos con el fin de disminuir la emisión de particulado atmosférico.
- Efectuar programas de entrenamiento y capacitación de personal para la operación y mantenimiento del sistema de transporte de mineral recomendado. Esto con el fin de garantizar la productividad del mismo y disminuir los riesgos de accidentes causados por mal manejo del sistema.
- Colocar en la zona de carga del sistema de correas transportadoras propuesto un triturador semi-móvil, cuyo producto final sea menor o igual a 12 cm, esto con el propósito de poder transportar el mineral triturado a un tamaño manejable. Se debe mencionar que el estudio se realizó tomando en cuenta la condición de instalar un triturador con las características mencionadas común a todas las alternativas
- Desarrollar un estudio para empalmar directamente el sistema de transporte recomendado (correas transportadoras convencionales) con el sistema Correa de

Bajada, bypassando el triturador actual y la correa C1, con el fin de evitar los costos de operación que estos dos elementos producen.

- Realizar la planificación a mediano y largo plazo tomando en cuenta las distancias de acarreo desde los futuros frentes de explotación hasta la futura trituradora, esto con el objetivo de evitar que las mismas se hagan excesivamente grandes, y no afectar así de manera directa los cumplimientos de las metas de producción.

BIBLIOGRAFÍA

- A.R.E.A. (1997). **Manual For Railway Engineering**. Vol. I, II, III y IV. CD-ROOM. American Railway Engineering Association. Chicago.
- BFGOODRICH (s/f). **Engineering Handbook Conveyor and Elevator Belting**.
- CABLE BELT L.T.D. (s/f) **Manual de Operación y Mantenimiento para la Correa Transportadora**. Vol. 1, 2, 3, 4 y 5.
- CATERPILLAR (1996). **Caterpillar Performance Handbook** . 27rd Edition
- C.E.M.A. (1966). **Belt Conveyor for Bulk Materials**. Cahner Publishing Company, Inc. Massachusetts.
- CHACÓN, Edgar. (1997). **Evaluación Técnica y Económica de Proyectos Mineros**. Tomos 1 y 2. FUNDAUDO. Los Pijiguaos
- CHACÓN, Edgar. (1998). **Técnicas de Operaciones de Minería de Superficie**. FUNDAUDO. Los Pijiguaos.
- C.V.G. BAUXILUM (2000). **Convención Colectiva de Trabajo 2000-2002**. Sintrabauxilum. Puerto Ordaz.
- ELECTRO-MOTIVE (s/f). **Manual del Maquinista**. SD38-2TC
- FARFÁN G. Gariesser. (2000). **Estimación de Costos Operativos por Tonelada de Mineral Producido y Comparación con los Costos Estándares en el Área de Mina**. C.V.G. BAUXILUM. Los Pijiguaos, Edo. Bolívar. Tesis. U.C.V. Caracas. Inédito.

- GONZALEZ DE JUANA, Clemente (1980). **Geología de Venezuela y sus Cuencas Petrolíferas**. Ediciones Fonives. Caracas.
- GUAPES, Pablo. (s/f). **Proceso de Apilamiento y Homogeneización para Disminuir la Variabilidad del Material Bauxítico**. Superintendencia de Planificación y Control. Gerencia de Geología y Mina. C.V.G. Bauxilum – Operadora de Bauxita. Los Pijiguaos. Edo. Bolívar. Inédito
- HARTMAN Howard. (1992). **SME Mining Engineering Handbook. Volume I y II**. Society for Mining, Metallurgy, and Expoloration, Inc. Littleton.
- HERNÁNDEZ F., Jesús. (1992). **Matemática Financiera Aplicada a Proyectos de Inversión**. Editorial Torino. Caracas.
- HERNÁNDEZ G., Teobaldo J. (2001). **Minería de Campo Realizada en la Empresa C.V.G. BAUXILUM - Operadora de Bauxita**. U.C.V. Los Pijiguaos. Inédito.
- HERNÁNDEZ SAMPIERI, Roberto; FERNÁNDEZ C., Carlos; BAPTISTA L., Pilar (1998). **Metodología de la Investigación**. 2ª Edición. Mc Graw Hill. México.
- HODSON, William K. (2001). **Manual del Ingeniero Industrial. MAYNARD**. Cuarta Edición. Mc. Graw Hill. México.
- JIMENEZ, Moraima. (1978). **Ferrocarriles**. Universidad del Zulia, Facultad de Ingeniería. Inédito.
- JIMENEZ, Moraima (1983). **Simulación de Trenes**. Universidad del Zulia, Facultad de Ingeniería, Escuela de Ingeniería Civil. Maracaibo. Inédito
- KINGLAND, Ramón (1997), **The Way to Get the Best Technical Alternative Between Trucks Transport System and Conveyor Belt System in Los Pijiguaos**

- Bauxite Mine Venezuela.** Centek LuleÅ – University of Technology Sweden. Inédito.
- PÉREZ, Biemar S. (2002). **Reubicación de la Planta de Trituración del Yacimiento de bauxita de Los Pijiguaos.** Tesis. U.D.O. Ciudad Bolívar. Inédito.
 - RODRÍGUEZ, José A. (1978). **Alternativas para el Transporte del Carbón desde Nuevo Mundo. Minas de Naricual. Edo. Anzoátegui.** Tesis. U.C.V. Caracas. Inédito.
 - SÁNCHEZ MARIÑEZ, Celina (1994) **Manual para el Taller de Adiestramiento: Funcionamiento del Sistema Correa de bajada.** C.V.G. bauxita, Alúmina, Bauxilum Aluminio, Sector Minería. Los Pijiguaos. Inédito.
 - SINGHAL, Raj K. (1998). **Mine Planning and Equipment Selection 1998.** Seeventh International Symposium on Mine Planning and Equipment Selection. Calgary. Canada. Inédito.
 - Society for Mining, Metalurgy, and Expoloration, Inc. (1990). **Surface Minning.** B.A. Kennedy, Editor.
 - The Best of Bulk Solids Handling (1987). **Bulk Handling in Open Pit Mines & Quarries. Volume F/86.** Trans Tech Publications. Germany.
 - The Best of Bulk Solids Handling. (1987). **Conveyor Belt Technology. Volumen I/86.** Trans Tech Publications. Germany.
 - The Best of Bulk Solids Handling. (1987). **Mechanical Conveying, Transporting & Feeding. Volume G/86.** Trans Tech Publications. Germany.
 - TOGNO, Francisco M. (1982). **Ferrocarriles.** 2ª Edición. Representaciones y Servicios de Ingeniería, S.A. México.

- TORRES, Alvaro; VILLATE, Eduardo (s/f). **Topografía**. Editorial Norma. Bogotá.
- UCAR, Roberto y BORGES, Rafael (1970). **Análisis de los Posibles Sistemas de Transporte para la Explotación de Mineral de Hierro en el Cerro San Isidro (Edo. Bolívar)**. Tesis. U.C.V. Caracas. Inédito.
- UNITED STATES RUBBERS (1957). **All about belting. Practical conveyor belt engineering**. Handbook. M 6314 – B – 17.
- VIDAL V. (1966). **Explotación de Minas**, Tomo 2. Ediciones Omega, S.A. Barcelona.

Otras fuentes consultadas

- www.bcv.org.ve
- www.ferrominera.com
- www.metsominerals.com
- www.umss.edu.bo

ANEXOS

Lista de anexos

1.1.- Punto de reubicación del centro de trituración.

5.1.- Trazado y perfil de la vía férrea.

5.2.- Secuencia gráfica del ciclo operativo.

5.3.- Trazado y perfil de las correas transportadoras convencionales.

5.4.- Trazado y perfil de la correa tipo cable.

5.5.- Programa de producción propuesto.

6.1.- Parámetros financieros establecidos para C.V.G. y sus filiales.

6.2.- Costos de posesión y operación del camión CAT 777D, el cargador CAT 992C y el tractor D9R.