

**UNIVERSIDAD DE ORIENTE
NÚCLEO DE BOLÍVAR
ESCUELA DE CIENCIAS DE LA TIERRA
DEPARTAMENTO DE MINAS**



**EVALUACIÓN TÉCNICO – ECONÓMICA PARA LA POSIBLE
REUBICACIÓN DE LA PLANTA DE TRITURACIÓN EN
CARBONES DEL GUASARE S.A., MUNICIPIO MARA, ESTADO
ZULIA, VENEZUELA.**

**TRABAJO FINAL DE
GRADO PRESENTADO
POR EL BR. JUAN C.
CANELÓN P., PARA
OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO DE MINAS.**

CIUDAD BOLÍVAR, DICIEMBRE DE 2013.



**UNIVERSIDAD DE ORIENTE
NÚCLEO DE BOLÍVAR
ESCUELA DE CIENCIAS DE LA TIERRA**

ACTA DE APROBACIÓN

Este trabajo de grado, titulado: **EVALUACIÓN TÉCNICO – ECONÓMICA PARA LA POSIBLE REUBICACIÓN DE LA PLANTA DE TRITURACIÓN EN CARBONES DEL GUASARE S.A., MUNICIPIO MARA, ESTADO ZULIA**, presentado por el bachiller: **JUAN CARLOS CANELÓN PÉREZ**. Cedula de identidad N° 18.137.858 ha sido **APROBADO** por el jurado integrado por los profesores de acuerdo a los reglamentos de la Universidad de Oriente

Nombre y apellido del Prof.:

Firma:

Prof. Bezeida Osio
(Asesor)

Yarulsi García
(Jurado)

Jesús Fernández
(Jurado)

Prof. Víctor González
Jefe del Departamento de Ing. Minas

Prof. Francisco Monteverde
Director de escuela

En Ciudad Bolívar, a los 12 días del mes diciembre de 2013

DEDICATORIA

Con disciplina, esfuerzo y tenacidad han sido unos de los principios fundamentales para alcanzar una misión y haciendo realidad una meta más, formando las bases de un futuro triunfante, que conlleva a una satisfacción e inmensa alegría, es por ende que dedico a:

A Dios Todopoderoso, Ser Supremo quien me guía e ilumina y me da las fuerzas para seguir.

A mi Familia, que me han infundado los principios, valores y enseñanzas, para emprender todas las etapas que conlleva, forjar un futuro digno y ético.

A mi abuela, por su comprensión y apoyo incondicional para formar las bases de un futuro.

A todos mis amigos, compañeros y demás personas que de una u otra manera hicieron posible este logro.

A Todos Mil Gracias

AGRADECIMIENTOS

A Dios Todopoderoso. Padre eterno a él debemos la existencia, la luz y el camino por el que nos guiamos.

A mis padres, por su dedicación y apoyo incondicional en mi formación.

A la Universidad de Oriente, por su aceptación y formación académica.

A la Empresa Carbones del Guasare S.A., por permitirme realizar mi tesis en tan prestigiosa y multidisciplinaria empresa minera; obteniendo el título de Ingeniero de Minas.

A mis Tutores Industriales Ingenieros de mina Donald Espinoza, Kismalu Ochoa, David Mercado, Irene Medina y Anttony Martorelly. De la Gerencia de Planificación de Minas. Y a todo lo demás profesionales por su apoyo, y colaboración en el desarrollo de mi tesis.

A mi Tutor Académico Profesora, Bezeida Osio por adiestrarme académicamente y profesionalmente durante la realización de la carrera, y gran ayuda incondicional en la elaboración de la tesis.

A todos aquellos profesores de ingenieros de minas y profesionales amigos que de una u otra manera intervinieron en la culminación exitosa de este trabajo.

A Todos Mil Gracias

RESUMEN

La presente investigación tiene como objetivo la evaluación técnico – económica para la posible reubicación de la planta de trituración en Carbones del Guasare S.A., Municipio Mara, Estado Zulia. Para seleccionar las alternativas de ubicación más ideales, se elaboró un análisis de las reservas determinando cantidad y calidad de cada Fosa, donde se observó que las calidades tienden a mantenerse en valores relativamente constantes, por lo cual, se determinó un promedio ponderado de las Fosas estudiadas en toda la extensión del depósito, considerándose solamente la cantidad para la ubicación de la planta de trituración. En función a la meta 6500 Tm de producción máxima del Plan de Mina 2013-2022, se determinó la vida útil de las Fosas con la finalidad de seleccionar y descartar alternativas, al mismo tiempo, se determinó que las Fosas Sur y Transición tienen 73% de reservas, las cuales se encuentran ubicadas en zonas adyacentes a la planta de trituración. Además, se seleccionaron las alternativas más viables y se construyeron perímetros de 2000 metros, identificándose que hacia al Sur de la mina surgen dos alternativas de ubicación, la primera se refiere al centro de trituración actual y la segunda detrás de los patios de remanejo (poco metros de Caño Paso Diablo Sur). Debido a las proyecciones de ubicación se acudió al Plan de Mina 2013-2022 con el objeto de evaluar la secuencia de explotación, observándose así las metas de producción de los próximos años, a fin de verificar el requerimiento de la nueva planta de trituración. En este sentido, teniendo identificadas las alternativas se calcularon los costos operativos a cada una de ellas, y marcando la diferencia en los costos de transporte de mineral, donde la alternativa I representa menor porcentaje de costos de acarreo en un 47%, con respecto a la alternativa II, que representa un 53%, siendo este otro parámetro esencial para definir la factibilidad de ubicación. Los costos de mantenimiento para ambas alternativas e iguales en porcentaje, son obligatorios para poder mantener las operaciones de producción. Luego se hizo una evaluación económica que se efectuó manejando un modelo de flujo de fondo en el tiempo. Para efectos de este estudio se realizó un análisis comparativo de las inversiones, solo se tomaron la corriente de los costos, debido a que se evaluaron las alternativas que generan servicios y se utilizaron dos métodos para su determinación como el Valor Presente y el Costo Anual Equivalente, obteniéndose como resultado que la alternativa I presentó el menor Valor Presente (VP), ya que posee menor inversión inicial y menor costo anual en un 48%, siendo la alternativa más viable desde el punto económico y estratégico.

CONTENIDO

	Página
ACTA DE APROBACIÓN.....	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTOS	iv
RESUMEN.....	v
CONTENIDO	vi
LISTA DE FIGURAS	x
LISTA DE TABLAS	xii
LISTA DE APÉNDICES	xiii
INTRODUCCIÓN	1
CAPITULO I.....	3
SITUACIÓN A INVESTIGAR	3
1.1 Planteamiento del problema.....	3
1.2 Objetivos de la investigación	5
1.2.1 Objetivo general.....	5
1.2.2 Objetivos específicos	5
1.3 Justificación de la investigación.....	5
1.4 Alcance de la investigación.....	6
CAPITULO II	7
GENERALIDADES	7
2.1 Ubicación geográfica general.....	7
2.2 Vías de acceso y comunicación de la zona	8
2.3 Geomorfología	9
2.4 Clima	9
2.5 Vegetación.....	10
2.6 Suelos	12
2.7 Hidrografía	12
2.8 Geología	13
2.8.1 Geología regional.....	13
2.8.2 Geología local.....	15
2.8.2.1 Formación Guasare (Paleoceno).....	16
2.8.2.2 Formación Marcelina (Paleoceno).....	16
2.8.2.3 Formación Misoa (Eoceno)	18
2.8.3 Geología estructural.....	19
2.9 Organización de la empresa	22
2.9.1 Gerencia de Producción de Mina.....	23
2.9.1.1 Superintendencia de Perforación y Voladura	23
2.9.1.2 Superintendencia de Servicio de Mina	24
2.9.2 Gerencia de Mantenimiento.....	24

2.9.3 Gerencia de Planificación de Minas	24
2.9.3.1 Departamento de Geología	25
2.9.3.2 Departamento de Topografía	25
2.9.4 Gerencia de Control de Calidad y Laboratorio.....	25
2.9.4.1 Departamento de Trituración.....	26
2.9.5 Gerencia de Materiales	26
2.9.6 Gerencia de Seguridad, Higiene y Salud	26
2.9.7 Gerencia de Ambiente	27
2.10 Referencia a la Visión y Misión.....	27
2.10.1 Misión.....	27
2.10.2 Visión.....	28
2.11 Valores de la empresa	28
CAPITULO III	29
MARCO TEÓRICO.....	29
3.1 Antecedentes de la investigación	29
3.2 Bases teórica.....	30
3.2.1 Planificación operativa	30
3.2.2 Planificación a mediano y largo plazo.....	30
3.2.3 Cálculo de reservas	30
3.2.3.1 Reservas Probadas	31
3.2.3.2 Reservas Probables	31
3.2.3.3 Reservas Posibles.....	31
3.2.4 Relación de sobre carga	32
3.2.5 Metas de producción.....	32
3.2.6 Vida de la mina.....	33
3.2.7 Perímetro.....	33
3.2.8 Alternativas de ubicación de planta.....	34
3.2.8.1 Expandir una instalación existente	34
3.2.8.2 Añadir nuevas instalaciones en nuevos lugares	35
3.2.8.3 Cerrar instalaciones en algún lugar y abrir otra(s) en otro(s) sitio(s)	35
3.2.9 Secuencia de explotación de la mina	35
3.2.10 Jornada de trabajo	37
3.2.11 Producción de mineral en tiempo real	37
3.2.12 Producción de mineral en tiempo efectivo	37
3.2.13 Productividad.....	38
3.2.14 Producción en banco.....	38
3.2.15 Cálculos de equipos para mineral (Carga).....	39
3.2.16 Cálculo para equipos de carga de carbón	40
3.2.17 Cálculo de acarreo y equipo	41
3.2.17.1 Tiempo de ciclo del camión (T_C), la compatibilidad de equipos.....	41
3.2.17.3 Evaluación de la flota utilizando la simulación	43
3.2.18 Costo de mantenimiento	43

3.2.18.1 Costos en el mantenimiento.....	44
3.2.18.2 Costo de promedio ponderado	44
3.2.19 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm).....	45
3.2.20 Análisis económico de proyectos	45
3.2.20.1 Comparación entre alternativas	46
3.2.20.2 Valor Presente (VP).....	48
3.2.20.3 Costo Anual Equivalente (CAE)	49
3.3 Glosario de término.....	50
CAPITULO IV.....	51
METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	51
4.1 Tipo de investigación	51
4.2 Diseño de la investigación	51
4.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	52
4.4.1 Técnicas de recolección de datos.....	52
4.4.2 Instrumentos de recolección de datos	52
4.5 Flujograma de actividades de la investigación	52
4.5.1 Etapa I Recopilación bibliográfica	54
4.5.1.1 Consideración de parámetro para posible reubicación de planta... 55	
4.5.2 Etapa II. Descripción de las reservas de carbón	55
4.5.2.1 Descripción de las reservas.....	55
4.5.2.2 Selección del sitio de estudio.....	56
4.5.2.3 Descripción del diseño y reservas de carbón para cada Fosa	56
4.5.3 Etapa III. Análisis de posibles alternativas.....	63
4.5.3.1 Selección de las alternativas más factible.....	64
4.5.3.2 Secuencia de explotación de mina.....	64
4.5.4 Etapa IV. Determinación de costos	69
4.5.4.1 Esquema operativo.....	69
4.5.4.2 Alternativa I.....	71
4.5.4.3 Alternativa II.....	77
4.5.4.4 Costos asociados al mantenimiento a la ubicación de la planta	81
4.5.5 Etapa V. Análisis económico.....	82
4.5.5.1 Evaluación económica de las alternativas	82
4.5.5.2 Evaluación comparativa.....	82
4.5.5.3 Determinación del flujo de caja. Alternativa I.....	83
4.5.5.5 Determinación de flujo de caja. Alternativa II	86
4.5.6 Etapa VI Ubicación óptima de la planta de trituración.....	89
CAPITULO V	90
ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS	90
5.1 Descripción de la cantidad y calidad de carbón, en función del diseño de la fosa que contempla el Plan de Mina 2013-2022.....	90
5.1.1 Descripción de las reservas.....	90
5.1.2 Reservas de carbón de cada Fosa.....	91

5.2 Identificación nuevos sitios para posible reubicación de la planta, en función de las metas de producción	94
5.3 Cálculo de los costos de la planta de trituración para las posibles alternativas de ubicación.	98
5.3.1 Alternativa I	98
5.3.2 Alternativa II.....	101
5.3.3 Costos asociados al mantenimiento de la ubicación de la planta	104
5.4 Establecimiento de la ubicación óptima de la planta, en función del análisis económico realizado a las alternativas.....	105
5.4.1 Determinación del flujo de caja. Alternativa I.....	105
5.4.2 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm). Alternativa I	107
5.4.3 Determinación de flujo de caja. Alternativa II	109
5.4.4 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm). Alternativa II	111
5.4.5 Ubicación óptima de la planta de trituración.....	112
CAPITULO VI.....	115
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES.....	115
6.1 Conclusiones	115
6.2 Recomendaciones.....	117
REFERENCIAS	118
APÉNDICES	119

LISTA DE FIGURAS

	Página
2.1 Ubicación geográfica de la empresa Carbones del Guasare.	7
2.2 Mapa de vías de acceso comunicación de la zona	8
2.3 Bosque característico de la zona. (Roció Anaya, 2012.).....	11
2.4 Tabla de correlación de la cuenca de Maracaibo	14
2.5 Representativa de la cuenca de Guasare y del Catatumbo	15
2.6 Columna estratigráfica de la cuenca del Guasare.	19
2.7 Principales estructuras asociadas a la sierra de Perija y cuenca.....	20
2.8 Corte Sinclinal de Manuelote- sección estructural regional.	21
2.9 Estructuras Organizativa de Carbones del Guasare S.A.,	22
3.1 Fase de explotación	36
4.1 Flujograma de ejecución.....	53
4.2 Plano de sondeos exploratorios de la mina. (Gerencia de Planificación)	54
4.3 Polígono de reservas y escombreras.	56
4.4 Relación de Sobrecarga Vs. Profundidad.....	57
4.5 Diseño de Fosa Sur	58
4.6 Diseño de Fosa Transición.	59
4.7 Diseño de Fosa Espejo.	60
4.8 Diseño de Fosa Aceituno.	61
4.9 Diseño de Fosa Planeta.	62
4.10 Perímetros de 2.000 metros.....	63
4.11 Alternativas de ubicación.....	64
4.12 Sector sur iniciando trabajos de preparación (Espinoza)	66
4.13 Ruta de acarreo de Pit final hasta planta trituración actual.	72
4.14 Perfil de acarreo de Fosa Sur. Alternativa I.	73
4.15 Perfil de acarreo de Fosa Transición. Alternativa I.....	73
4.16 Ruta de acarreo del Pit final hasta planta. Alternativa II.	77
4.17 Perfil de acarreo de Fosa Sur. Alternativa II.....	78
4.18 Perfil de acarreo de Fosa Transición. Alternativa II.	79
5.1 Ubicación de las reservas del área estudiad.....	90
5.2 Cantidad Vs Calidad.	92
5.3 Porcentual de reservas de carbón por Fosa.	92
5.4 Reservas de carbón Vs Vida de la mina.....	93
5.5 Perímetros con diámetro de 2000 metros de radio.....	94
5.6 Reservas de carbón Vs Metas de producción por años.	96
5.7 Reservas de carbón Vs Metas de producción por años	97
5.8 Incremento de producción de carbón Vs Años.	98
5.9 Elaboración de diagrama de flujo de caja. Alternativa I.	106
5.10 Elaboración de diagrama de flujo de caja. Alternativa II.....	110

5.11 Análisis comparativos de resultado.....	112
5.12 Trasporte de acarreo de mineral porcentual (%).....	114

LISTA DE TABLAS

	Página
3.1 Factor de llenado del balde. Bucyrus –Erie Co. (1986). Del cargador	40
4.1 Resumen de evaluación total de reservas de Fosa Sur por Fase	58
4.2 Resumen de evaluación total de reservas de la Fosa Transición por fase.....	59
4.3 Pit final de Fosa Sur hasta planta de trituración actual.	72
4.4 Pit final de Fosa Transición hasta planta de trituración actual	73
4.5 Costos por hora de camión roquero 789. Alternativa I	76
4.6 Ruta de acarreo del Pit final de Fosa Sur hasta Planta.	78
4.7 Ruta de acarreo de Fosa Transición hasta Planta.	78
4.8 Costos de mantenimiento por hora del centro de Trituración	81
4.9 Costos de mantenimiento por horas de equipo usado en la mina	81
4.10 Resumen de inversión esperado por el remplazo. Alternativa I.....	84
4.16 Resumen de inversión esperado por la reubicación. Alternativa II	87
5.1 Reservas de carbón de cada Fosa.	91
5.2 Vida útil de las Fosa.	93
5.3 Agotamiento de reservas de Fosa Transición.....	95
5.4 Secuencia de explotación de Fosa Sur.	96
5.5 Producción de carbón del Plan de Mina 2013-2022.	97
5.6 Productividad de cada año. Alternativa I	99
5.7 Número de camiones para cada año. Alternativa I	99
5.8 Número de horas por camiones para cada año. Alternativa I	100
5.9 Costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa I.....	100
5.10 Costo por tonelada de acarreo. Alternativa I.....	101
5.11 Número de camiones para cada año. Alternativa II	102
5.12 Número de horas por camiones para cada año. Alternativa II	102
5.13 Costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa II.	103
5.14 Costo por tonelada de acarreo. Alternativa II	103
5.15 Costo por año en mantenimiento del centro de trituración	104
5.16 Costo por año en mantenimiento de equipo de producción	104
5.17 Flujo de caja. Alternativa I.....	105
5.18 Costos unitarios operativos del Plan de Mina 2013-2022.....	107
5.19 Flujo de caja de los costos de mantenimiento de trituración	107
5.20 Flujo de caja de los costos de mantenimiento de los equipos	108
5.21 Flujo de caja de los costó de acarreo de transporte de mineral	109
5.22 Flujo de caja. Alternativa II	109
5.23 Costos unitarios operativos del Plan de Mina 2013-2022.....	111
5.24 Flujo de caja de los costó de acarreo de transporte de mineral	111
5.25 Resultados obtenido de los respectivos cálculos realizados.	112

LISTA DE APÉNDICES

	Página
APÉNDICE A. ANÁLISIS DE RESERVAS POR FOSAS.....	120
A.1 Resumen de la fase 1, de reservas de la Fosa Transición.....	121
A.2 Resumen de la fase 2, de reservas de la Fosa Transición.....	121
A.3 Resumen de la fase 3, de reservas de la Fosa Transición.....	122
A.4 Resumen de la fase 4, de reservas de la Fosa Transición.....	123
A.5 Total de reserva de Fosa de Transición.....	123
A.6 Resumen fosa 1, de reservas de la Fosa Sur.....	124
A.7 Resumen de la fosa 2, de reservas de la Fosa Sur.....	125
A.8 Resumen de la fosa 3, de reservas de la Fosa Sur.....	126
A.9 Resumen de la fosa 4, de reservas de la Fosa Sur.....	127
A.10 Resumen de la fosa 5, de reservas de la Fosa Sur.....	128
A.11 Total resumen de reserva de Fosa Sur.....	128
A.12 Resumen total de reserva de la Fosa Espejo por Nivel	129
A.13 Resumen total de reserva de la Fosa Aceituno por Nivel	130
A.14 Resumen total de reserva de la Fosa Planeta por Nivel	131
APÉNDICE B. SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN POR TRIMESTRES.....	132
B.1 Plan de producción para el 2014	133
B.2 Plan de producción para el 2015	133
B.3 Plan de producción para el 2016	133
B.4 Plan de producción para el 2017	133
B.5 Plan de producción para el 2018	133
B.6 Plan de producción para el 2019	134
B.7 Plan de producción para el 2020	134
B.8 Plan de producción para el 2021	134
B.9 Plan de producción para el 2022.....	134
APÉNDICE C. ANÁLISIS DE COSTOS POR HORAS DE EQUIPOS.....	135
C.1 Costo de mantenimiento Camiones Roqueros 789.....	136
C.2 Costo de mantenimiento de Trituración.....	136
C.3 Costo de mantenimiento de Muestreadores y.....	136
C.4 Costo de mantenimiento de Apilador Portec.....	136
C.5 Costo de mantenimiento de Perforadoras.....	137
C.6 Costo de mantenimiento de Pala Hidráulica retro.....	137
C.7 Costo de mantenimiento de Pala P&H 2800XPA	137
C.8 Costo total de mantenimiento de Cargador Frontal	138
C.9 Costo de mantenimiento de Camiones Roqueros, CAT 793.....	138
C.10 Costo de mantenimiento de Tractor de Orugas CAT	139
C.11 Costo de mantenimiento de motoniveladora.....	139
APÉNDICE D. PARÁMETRO DE COSTO Y EQUIPO	140

D.1 Factor de interés de compuesto.....	141
D.2 Manual de la Marca Caterpillar, Modelo 789	141
D.3 Tiempo de colocación en el equipo de carga	143
D.4 Tiempo de viraje y descarga.....	143
APÉNDICE E. DEMOSTRACIÓN DE CÁLCULOS.....	144
E.1 Cálculo de productividad en tiempo real.....	145
E.2 Producción de mineral en tiempo efectivo	145
E.3 La capacidad efectiva (Ce) de la planta de trituración	145
E.4 Tiempo de ciclo del camión roquero modelo 789 (T _C). Alternativa I.....	145
E.5 Producción en banco. Alternativa I	146
E.6 Número de balde requeridos por camión roquero modelo 789. Alternativa I....	147
E.7 Números de camiones requeridos por cargador modelo 994. Alternativa I	147
E.8 Productividad de cada año según el plan de mina 2013-2022.....	148
E.9 Número de camiones por metas de cada año Alternativa I	148
E.10 Número de hora por camiones consumida. Alternativa I	149
E.11 Calcular los costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa I.....	149
E.12 Tiempo de ciclo del camión (T _C). Alternativa II	150
E.13 Números de camiones requeridos por cargador modelo 994. Alternativa II....	150
E.14 Número de camiones por metas de cada año. Alternativa II	151
E.15 Número de hora por camiones consumida. Alternativa II.....	151
E.16 Calcular los costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa II	151
E.17 Costos unitarios por toneladas Alternativa II	152
E.18 Costos asociados de mantenimiento a la ubicación de la planta.	152
E.19 Cálculo del Valor Presente. (VP). Alternativa I	153
E.20 Cálculo de anualidades (A).....	153
E.21 Cálculo del Valor Presente. (VP).	153
E.22 Cálculo del Valor Anual Equivalente. (CAE) Alternativa I.....	153
E. 23. Costo unitario por toneladas (US\$/Tm) del centro de trituración	154
E.24 Cálculo de anualidades (A).....	154
E.25 Cálculo del Valor Presente. (VP).	154
E.26 Valor Anual Equivalente. (CAE).....	154
E.27 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm) de equipos de producción.....	155
E.28 Cálculo de anualidades (A).....	155
E.29 Cálculo del Valor Presente. (VP)	155
E.30 Valor Anual Equivalente. (CAE).....	155
E.31 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm).....	156
E.32 Cálculo de anualidades (A).....	156
E.33 Cálculo del Valor Presente. (VP)	156
E.34 Cálculo del Valor Anual Equivalente (CAE)	156
E.35 Sumatoria de los costó anuales equivalente (CAE) de los costos unitarios operativos. Alternativa I.....	157
E.36 Cálculo del Valor Presente. (VP) Alternativa II.....	157
E.37 Cálculo de anualidades (A).....	157

E.38 Cálculo del Valor Presente. (VP)	157
E.39 Cálculo del Valor Anual Equivalente (CAE)	158
E.40 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm). Alternativa II	158
E.41 Calculo de anualidades (A) de acarreo	158
E.42 Cálculo del Valor Presente. (VP)	158
E.43 Cálculo del Valor Anual Equivalente (CAE)	159
E.44 Sumatoria de los costos anuales equivalente (CAE) de los costos unitarios operativos. Alternativa II	159

INTRODUCCIÓN

En Venezuela, la minería es una de las economías no petroleras principales para el desarrollo del país. En todo proyecto minero es fundamental estimar el beneficio económico, la estimación ante de la ejecución permite conocer la factibilidad para la toma de decisión. En tal sentido el objetivo general de este trabajo especial de grado es realizar una evaluación técnico – económica para la reubicación de la planta de trituración en Carbones del Guasare S.A., empresa mixta perteneciente a Peabody y Corpozulia, la cual se encuentra ubicada en el municipio Mara a unos 100 km. aproximadamente al oeste de la ciudad de Maracaibo en el estado Zulia, se dedica a extraer carbón de alta calidad de la cuenca carbonífera del Guasare. Para la reubicación se estudiarán estratégicamente los Polígonos o Fosas de las reservas, ya que se encuentran distanciadas, como en cantidad, tiempo de duración de reservas y otras variables que se buscarán y se estudiarán.

Para determinar cuál es la alternativa más factible se aplicarán los métodos de Valor Presente (VP) y el Costo Anual Equivalente (CAE). Considerando un tiempo de plan de mina de 10 años para todas las alternativas, con el fin de hacer un análisis comparación y definir cuál es la alternativa más óptima para la ubicación de la planta. Se procede en primer lugar a identificar todo los factores que originan costo en la reubicación de la planta, como principal variable los costos de acarreo de mineral en función del tiempo de producción, los costos de mantenimiento del centro de trituración y los costos de mantenimiento los equipos de producción de mineral, en la Mina Paso Diablo, con la finalidad de dar la alternativa más estratégica que genere menores costos, mayor aprovechamiento del tiempo en las operaciones y mejor rata de producción.

El presente trabajo de investigación se va a estructurar en seis Capítulos; iniciando por el Capítulo I en el cual se definió el planteamiento del problema, los objetivos, la justificación y el alcance del estudio. Seguidamente el Capítulo II describe la ubicación geográfica, características físico-naturales del área de estudio y la estructura organizacional de la empresa. Se detalla en el Capítulo III la base teórica que sirvió como base fundamental en la metodología utilizada, que se encuentra detallada en el Capítulo IV siguiente donde se muestra detalladamente las etapas que se cumplieron para el logro de los objetivos planteados. Posteriormente se exponen en el Capítulo V donde se muestran el análisis e interpretación de los resultados, para llegar Finalmente al Capítulo VI de conclusiones y recomendaciones derivadas del estudio realizado.

CAPITULO I

SITUACIÓN A INVESTIGAR

1.1 Planteamiento del problema

La Mina Paso Diablo, se basa en la extracción de uno de los yacimientos de carbón más importante de Venezuela con la empresa Carbones del Guasare S.A., ésta comercializa carbón con alto poder calorífico, en una mina a cielo abierto, donde se realiza la disminución de tamaño del carbón como materia prima.

Inicialmente cuando comienzan las operaciones en la Mina Paso Diablo los frentes de explotación se encuentran a distancias relativamente cortas de la planta de trituración, estos frentes son Paso Diablo Sur, Fosa de Transición y Fosa Aceitunos. Las exploraciones geológicas han encontrado nuevas reservas de mineral, las cuales están ubicadas lejanas a los primeros frentes, aumentando así las distancias de acarreo. Estas nuevas Fosas son Espejo y Planeta cuyas reservas minerales alcanzan a cierta cantidad y calidad aprovechable.

En consecuencia, a medida que Carbones del Guasare S.A., ha ido avanzando en la explotación del yacimiento, las metas de producción no se están logrando, por diversos factores, y uno de ellos es la ubicación de la planta de trituración, ya que se encuentra en su máxima vida útil. Los frentes de producción se han ido alejando de la planta de trituración, por lo cual los tiempos de ciclos operativos de los equipos han incrementado considerablemente.

La empresa prevé la reubicación del centro de trituración en un punto estratégico, si lo requiriere, de manera tal, que las futuras distancias de acarreo no sobrepasen los límites recomendados por la minería de superficie. En efecto, se

realizara un estudios para la posible reubicación de la planta de trituración, donde se evaluarán varias alternativas, para luego elegir la más idónea.

1.2 Objetivos de la investigación

1.2.1 Objetivo general

Evaluar la factibilidad Técnico-Económica para la posible reubicación de la planta trituración en Carbones del Guasare S.A., Municipio Mara, Estado Zulia.

1.2.2 Objetivos específicos

1. Describir la cantidad y calidad de carbón, en función del diseño de la Fosa que contempla el Plan de Mina 2013-2022.
2. Identificar nuevos sitios para posible reubicación de la planta, en función de las metas de producción.
3. Calcular los costos de la planta de trituración para las posibles alternativas de ubicación.
4. Establecer la ubicación óptima de la planta, en función del análisis económico realizado a las alternativas.

1.3 Justificación de la investigación

La reubicación de una nueva planta de trituración, requiere un estudio técnico – económico, debido a la necesidad de la Superintendencia de Planificación de Mediano y Largo Plazo, en cuanto a una evaluación preliminar que permita orientar los planes de mina de forma óptima, en cuanto al acarreo de carbón.

Económicamente, esta investigación se justifica puesto que, permitió tener criterios económicos para evaluar la posible ubicación.

De igual manera, se pretende que la información de esta investigación sirva para dar respuesta a la mejor alternativa en la zona de reubicación de la planta de trituración. Se espera que este estudio sirva de aporte teórico para otras investigaciones relacionadas con el área de estudio y contribuir a futuras investigaciones en el área.

1.4 Alcance de la investigación

La evaluación técnico-económica para la posible reubicación de planta trituración en Carbones del Guasare S.A., se realizó a nivel de ingeniería conceptual, utilizando la información topográfica y bibliografía de estudios de viabilidad de proyecto mineros suministrada por la empresa, en base a los planes de mina propuestos en la Planificación de Mediano y Largo Plazo; concentrándose principalmente en la metas de producción, alternativas de acarreo y tomando en consideración los detalles del diseño de la nueva planta de trituración en la Mina Paso el Diablo.

CAPITULO II

GENERALIDADES

2.1 Ubicación geográfica general

El área de estudio se localiza en el estado Zulia, Municipio Mara, Parroquia Luis de Vicente específicamente en la parte Sur (bloque Norte de Carichuano) de la Mina Paso Diablo de Carbones del Guasare S.A., Geográficamente se localiza a unos 120 km al noroeste de la ciudad de Maracaibo en el pie de monte oriental de la Sierra de Perijá y al Oeste del Sinclinal de Manuelote. La misma se encuentra enmarcada dentro de la cuenca del río Guasare. Dicha mina limita al Norte con el río Guasare y por el Sur con el Caño Norte, ver Figura 2.1.



Figura 2.1 Ubicación geográfica de la empresa Carbones del Guasare.
(Martorelly y Medina, 2009)

2.2 Vías de acceso y comunicación de la zona

A la zona de operaciones mineras se logra acceder a través de carreteras asfaltadas, las cuales se extienden alrededor de 110 km, en dirección a la ciudad de Maracaibo y unos 30 km en dirección a la población de Carrasquero. Otra manera de acceder al área, es por vía aérea a través de helicópteros ya que la mina cuenta con dos helipuertos. La comunicación con la mina se puede efectuar de varias formas; una de ellas es por medio de teléfono, utilizando el código de discado nacional (0261) o si se posee un teléfono celular Movilnet, otra manera de comunicarse es mediante el uso de herramientas informáticas Internet, utilizando la página de Carbones del Guasare S.A., como mediador ver Figura 2.2.

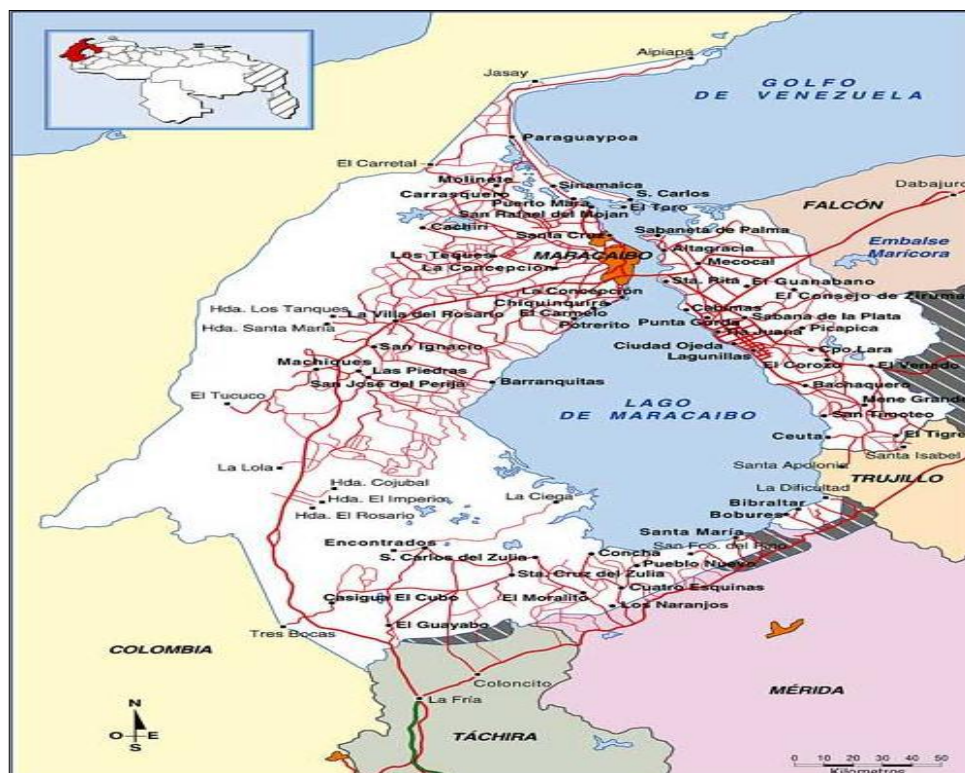


Figura 2.2 Mapa de vías de acceso comunicación de la zona.
(<http://www.venezuela.com/map/viales/zuhav.htm>)

2.3 Geomorfología

El paisaje de montaña de la Mina Paso Diablo, fue modelado durante la época del Terciario, y consiste de un conjunto montañoso perteneciente a la estribación final de la Sierra de Perijá (Monte de Oca, Sierra Majayura, Sierra del Indio).

El relieve de la mina Paso Diablo en general, se encuentra en el piedemonte de la Sierra de Perijá; es de tipo mixto y está conformado por un área de colinas y un área llana o de pendientes suaves. El relieve de colinas representa más del 70% de la zona y se ubica de manera homogénea en todo el área; está compuesto principalmente por colinas asimétricas más o menos alargadas con una dirección preferencial de toda la sierra NNE-SSO; se observan desniveles de hasta 500 m siendo los desniveles de 100 a 200 m los más frecuentes en el área; las pendientes varían entre moderadamente abruptas (10-18°) y abruptas (18-30°), siendo las pendientes de 10 a 23° las más comunes. Las líneas de cresta presentan una geometría lineal con algunas curvas sinuosas, su tope es ancho y tienden a ser planos y redondeados, sus laderas son convexas y el drenaje es medianamente encajado dentro de las colinas y en sus adyacencias. Esta área presenta cotas de altitud máximas y mínimas de 220 y 50 msnm respectivamente. (Departamento de Carbones del Guasare, S.A, 2009).

2.4 Clima

Según el estudio técnico ambiental e inventario forestal realizado en Carbones del Guasare en el 2005, el área estudiada presenta un clima semi-árido con moderado exceso de agua en épocas de lluvia, mega térmico o cálido. La temperatura media anual oscila entre 26,7 °C y 29,5 °C, y la evaporación promedio anual es de 2.052,7 mm. El período de menor evaporación es de Octubre a Diciembre. La velocidad promedio de los vientos en la zona es de 3,2 km/h a una altura de 10 metros de la

superficie del suelo con dirección predominante norte –noroeste (datos tomados de la estación Carichuano).

Según la Empresa Rental de la Facultad de Agronomía de la Universidad del Zulia (RENTAGRO) en 2005, el área en estudio forma parte del pie de monte de la Serranía de Perijá, que aunado a otras serranías, bordean el Lago de Maracaibo, provocando de esta manera que los vientos circulen en sentido antihorario en la depresión del lago. Este fenómeno del tipo ciclónico produce corrientes de aire desde el Lago hacia la sierra obligando a ascender, enfriándose y produciendo intensas lluvias por la condensación de las masas de aire caliente. Este tipo de precipitación se conoce como: precipitación orográfica y se producen en regiones montañosas de áreas relativamente extensas y sus lluvias tienden a ser homogéneas.

De acuerdo a resultados obtenidos por parte de RENTAGRO (2005), se determina que la precipitación presenta una distribución que permite diferenciar un régimen bimodal, con mayor incidencia en los meses de Abril y Junio con un 30% de lluvia y el segundo período entre Agosto y Noviembre con una concentración del 50% del total de la precipitación. Sólo el 3% de las lluvias significativas se producen fuera de los ciclos máximos, pero éstas no evidencian una variedad temporal del ciclo de distribución pluvial y no modifican el fenómeno de tendencia.

2.5 Vegetación

Tomando en cuenta la clasificación de Ewel y Madriz (1976), en el libro "Zonas de Vida de Venezuela" (Estudio Técnico Ambiental e Inventario Forestal realizado en Carbones del Guasare en 2005), se puede decir que la vegetación de la zona corresponde a "bosque seco tropical" compuesta de árboles y arbustos de especies deciduas con mediana variabilidad y altura media.

Las especies más abundantes y que se encuentran en los tres estratos del bosque son principalmente:

Carreto (*Aspidospermopolynuron*); Guáimaro (*Brosimunalicastrum*); canaleta (*Cordia*) y Gateado (*Astroniumgraveolens*).

Se observó que la mayoría de las especies vegetales que conforman el bosque seco tropical, se encuentran en los estratos inferiores del bosque, de algunas especies en número considerable desde el sotobosque hasta los arbolitos con diámetro de 10 y 15 cm, otras especies como el Jobo se observa bastante cercano a los cursos de agua y en pendientes de difícil acceso. Para el área sur de Paso Diablo se encontraron varias especies de valor, con altura y diámetros para ser aprovechados como productos forestales primarios, ver Figura 2.3



Figura 2.3 Bosque característico de la zona. (Roció Anaya, 2012)

2.6 Suelos

Los horizontes de suelo que constituyen el terreno, están conformados por la capa vegetal, cuyo espesor es en promedio de 1 m. El material subsiguiente está representado por un horizonte de un suelo residual de color rojizo. El mismo mantiene sus características principales hasta el límite con la roca del macizo hasta alcanzar una profundidad que oscila entre 1 y 2 m. Por su parte la granulometría se encuentra entre 2 y 0,060 mm, lo cual corresponde a un suelo de tamaño arena.

En el área de estudio, la litología consiste principalmente de arenisca, lutitas, caliza y abundantes lechos de carbón. Los suelos derivados de las areniscas son de poco espesor ya que son muy susceptibles de erosionarse, son poco fértiles y bien drenados. Los suelos provenientes de caliza poseen partículas de limo fino y arcilla, de textura fina, su estructura le confiere una alta permeabilidad y buen drenado, excepto en condiciones de saturación. (Martorelly y Medina, 2009).

En general los suelos del área son de poco espesor porque son de fácil erosión por parte de los vientos y el agua. Los horizontes característicos de la Mina Paso Diablo son: Ultisoles; horizonte argílico, saturación de base menor del 35% en temperaturas altas. Inceptisoles; se ubican en pendientes altas, depresiones y en superficies geomorfológicas jóvenes que limitan su desarrollo. Alfisoles; horizonte ocríco y argílico porcentaje de saturación de base de media a alta. (Palmini y Villegas, 2010).

2.7 Hidrografía

El área donde Carbones del Guasare S.A. realiza sus actividades está dentro de la cuenca del río Guasare el mismo lleva al oeste una trayectoria casi SSO-NNE para cambiar su rumbo a partir del Cerro Los Manantiales a N-S, luego a partir del cerro

Cinco de Julio hacia el este cambia de nuevo su rumbo a E-O, hasta que se une con el río Socuy para formar el río Limón.

El curso principal del río Guasare es irregular y se va haciendo tortuoso hacia el Este. El cauce del río varía de moderadamente encajado a encajado en toda su trayectoria, presenta en algunos niveles forma meandriforme, observándose algunas llanuras de inundación las cuales son visibles más hacia el Oeste, no observables en el área de estudio.

Los tributarios del drenaje principal se observan homogéneos en ambos lados del mismo; el patrón de drenaje es principalmente dendrítico, observándose también un patrón rectangular sobre todo hacia el este del área de la mina. El drenaje es medianamente denso, siendo más abundante hacia el este donde se encuentra las zonas de lomas y las partes más llanas.

Los principales drenajes presentes en la cuenca del río Guasare están representados por los ríos Cachirí y Socuy. Los cauces naturales intermitentes más importantes lo constituyen los caños denominados Baqueta, Carichuano, Paso Diablo, Tigre y Norte. El resto del drenaje natural, está representado por pequeñas quebradas y canales de desagüe o drenajes naturales, configurados por la topografía natural de la zona.

2.8 Geología

2.8.1 Geología regional

En el flanco oriental de la Sierra de Perijá, se ubican las provincias con mayor contenido de carbón, una ubicada al Norte, conocida como cuenca del Guasare y la del Sur, correspondiente a la cuenca del Catatumbo (Surco de Machiques).

La cuenca del Guasare se extiende de Norte a Sur, desde la falla de Oca, hasta el Alto de El Totumo-Inciarte, estructuralmente asociada al Sinclinal de Manuelote. La secuencia estratigráfica del Terciario está representada de la base al tope por las formaciones Guasare, Marcelina, Misoa y el Grupo El Fausto. Hacia el Sur del Alto de El Totumo-Inciarte en el flanco meridional de la Sierra de Perijá, se ubica la segunda provincia carbonífera, designada como cuenca del Catatumbo (Surco de Machiques); la sección estratigráfica del Terciario está formada por el Grupo Orocué (formaciones Catatumbo, Barco y Los Cuervos) y las formaciones Mirador, Carbonera y León. En la cuenca de Guasare los mantos carboníferos se encuentran en la Formación Marcelina sinónima de la formación Paso Diablo del Paleoceno y en la Cuenca del Catatumbo en las formaciones Los Cuervos y Carbonera del Paleógeno; esta última secuencia estratigráfica se continua hacia el sur, hasta la frontera con Colombia y hacia el suroeste en los estados Táchira, Mérida y Apure (MEM, 1997 en Alvarado, D. 2007). En la Figura 2.4 se puede observar la tabla de correlación de la Cuenca de Maracaibo.

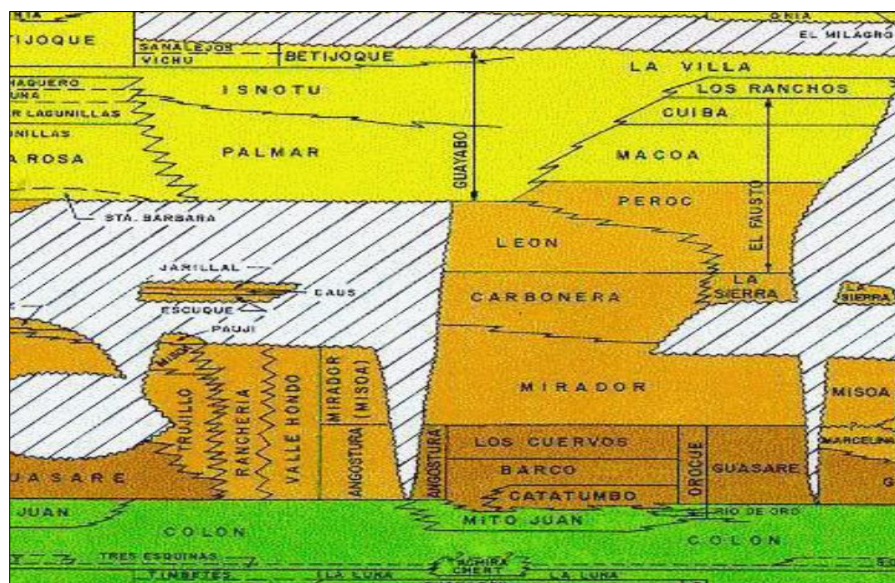


Figura 2.4 Tabla de correlación de la cuenca de Maracaibo.
<http://www.pdvsa.com/lexico/correc/macaiibo.htm>.

En la Figura 2.5, las columnas representativas de las cuencas del Guasare y el Catatumbo.

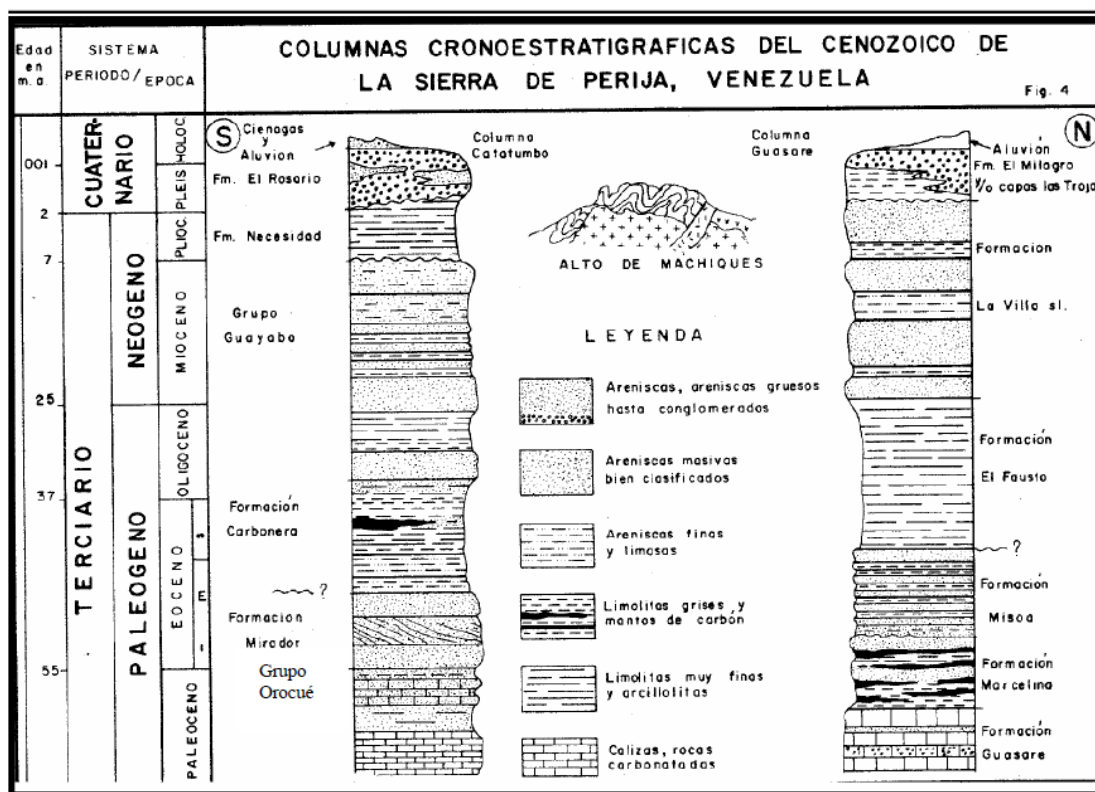


Figura 2.5 Representativa de la cuenca de Guasare y del Catatumbo.
(EtchartH. 1983.)

2.8.2 Geología local

Las unidades litológicas que constituyen la mina Paso Diablo y que se ubican en el sinclinal de Manuelote son las Formaciones Guasare, Paso Diablo, Marcelina y Misoa, en donde la Formación Marcelina contiene los carbones que son económicamente explotables. A continuación se describen cada una de ellas.

2.8.2.1 Formación Guasare (Paleoceno)

El término Formación Río Guasare fue introducido originalmente por Garner (1926), para designar un conjunto de calizas, areniscas y lutitas que aflora en el río Guasare, estado Zulia. Es la formación más antigua presente en la Cuenca Carbonífera del Guasare. Posee su localidad tipo al margen Sur del río Guasare, a unos 4 km aguas arriba de El Carbón y 300 m bajo la desembocadura del caño Colorado, en el límite Norte del distrito Mara, estado Zulia.

En los afloramientos de roca de los ríos Guasare, Socuy y Cachimí, la formación consiste en calizas pardo grisáceo a gris amarillento o gris, generalmente glauconíticas. Algunas capas son ricas en restos de *Ostrea* y *Venezulia*. Intercaladas con las calizas, se presentan lutitas y limolitas grises a parduscas y areniscas grises, calcáreas y glauconíticas. En el subsuelo del campo Alturitas, Key (1960) señala que la litología consiste principalmente en lutitas gris oscuro, arenosas, macizas o laminadas, areniscas marrón claro, calcáreas y glauconíticas, limolitas y arcilitas grises con esférulas de limolita, y en menor proporción caliza arenosa gris y algunas capas muy delgadas de carbón: esta litología es representativa de la transición lateral, a los sedimentos deltaicos del Grupo Orocué, (González de Juana *et al.* (1980).

En la sección tipo, el espesor (incompleto) de la Formación Guasare es de unos 120 m. En el río Cachimí esta unidad tiene 390 m, y en el río Socuy es de 370 m. En el subsuelo de Alturitas, Key (1960) menciona de 165 a 193 m.

2.8.2.2 Formación Marcelina (Paleoceno)

El nombre de Formación Marcelina fue introducido y publicado originalmente por Sutton (1946), para designar la unidad denominada por Garner (1926) Paquete de Carbón de La Rosa. Sutton (*op. cit.*) estableció la localidad tipo de la formación en el

río Guasare, desde el tope de una caliza maciza, 550 m aguas arriba de la desembocadura del caño Colorado, hasta la base de una unidad de areniscas gruesas y masivas, a 50 m bajo la boca del caño Santa Rosa, también afluente del Guasare.

Sutton (*op. cit.*) describe la litología de la formación como una intercalación de areniscas, lutitas, lutitas arenosas y capas de carbón. En la base de la unidad, las areniscas son macizas, gruesas, de color gris claro y localmente calcáreas. Más arriba se hacen delgadas, están intercaladas con lutitas color gris y presentan planos de estratificación con mica y carbón. Las lutitas son de color gris oscuro a negro, con fractura concooidal o de lápices.

Tanto en las areniscas como en las lutitas, se encuentran nódulos de arenisca y caliza arenosa de color gris azulado, de forma alargada y midiendo de 1.2 a 2.4 m de largo por 0.6 a 1.2 m de diámetro. El carbón es de tipo subbituminoso a bituminoso, y se presenta principalmente hacia la base de la formación, en capas de 2 hasta 10 m de espesor. En el río Socuy, Miller y San Juan (1963), mencionan además, capaz de caliza y areniscas calcáreas con restos de moluscos. Las calizas son generalmente delgadas, aunque en la parte inferior de la sección, señalan una capa de 3 m, Ruíz(1983), describe en detalle la litología de la Formación Marcelina a partir de núcleos, en el área tipo, y señala areniscas gris claro a blancuzco, de grano muy fino a medio, subangulares, moderadamente escogidas, con pequeñas cantidades de mica y feldespatos; areniscas limosas gris oscuro, a veces micáceas; conglomerados oligomícticos y polimícticos; lodolitos y lutitas gris oscuro a negro, arcilla gris y carbón. Dicho autor indica la existencia de 25 a 30 mantos importantes de carbón, con espesores de 1 a 13 m.

En la sección tipo, la Formación Marcelina tiene alrededor de 610 m de espesor. Ruíz (*op. cit.*) muestra un espesor de 550 m en sondeos de la mina Paso Diablo, al sur de la localidad tipo.

2.8.2.3 Formación Misoa (Eoceno)

Garner (1926) introdujo el nombre Formación Cerro Misoa, para designar una unidad compuesta de areniscas y lutitas intercaladas, la cual aflora en el cerro del mismo nombre. La localidad tipo de la sierra Misoa, designada por Garner (*op. cit.*), fue extendida por Sutton (1946) hacia el este, a lo largo del río Misoa, hasta el flanco de la serranía de Trujillo.

Las características de los sedimentos de la Formación Misoa, dependen de su posición en la cuenca, del ambiente de sedimentación, de la distancia entre ellos y de la fuente de los mismos. Hacia el noreste hay más lutitas y areniscas de grano fino, mientras que hacia el Sur y sureste, el porcentaje de arena aumenta al 80 y 90% de la sección, y los granos se hacen más gruesos. Se encuentran areniscas, limolitas y lutitas intercaladas en distintas cantidades, en toda la sección y hacia el este, en la sierra, algunas capas de caliza en la parte-inferior. En el área del lago se encuentran capas delgadas de caliza.

En la región descrita por Brondijk (1967), mencionó un espesor compuesto de 5.000 m, y sugirió una probable variación de 3.500 a 5.500 m. La unidad adelgaza hacia el Oeste, donde se encuentra reducida por la erosión. Al Norte del lago, frente a Maracaibo, hay 3.000 m preservados, con aproximadamente 1.500 m erosionados. En el alto del campo petrolífero de Ceuta, el espesor total es menor de 1.600 m y en el alto estructural de Lama-Icotea, hay un mínimo de 200 m, mientras que en los flancos aumenta hasta 3.700 m.

En la Figura 2.6, se puede observar la columna estratigráfica de la cuenca del Guasare que contiene las formaciones explicadas anteriormente.

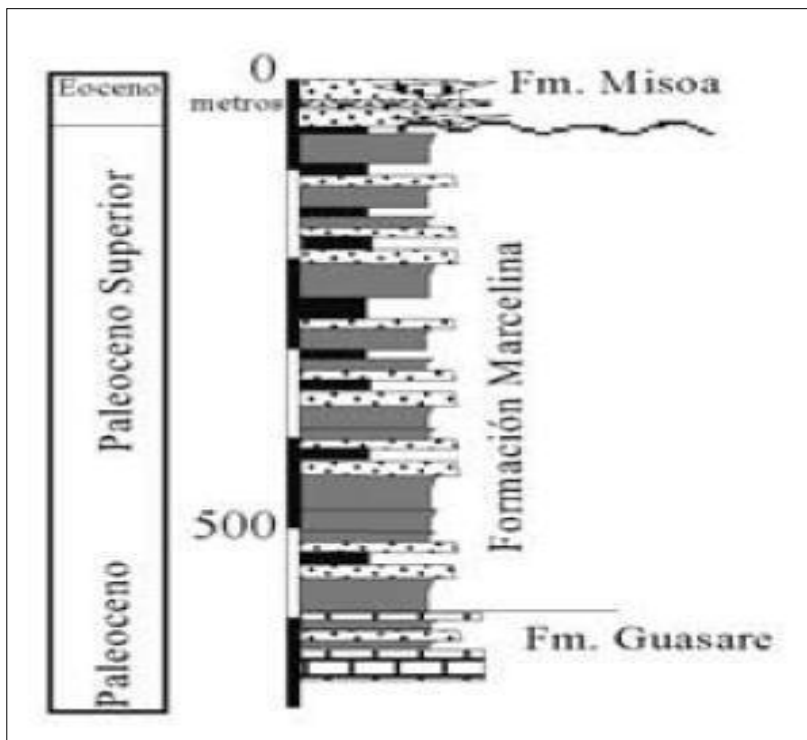


Figura 2.6 Columna estratigráfica de la cuenca del Guasare.
Departamento de Geología. (Palmini 2010)

2.8.3 Geología estructural

Según Alvarado, D (2007), La cuenca del Guasare se encuentra en la parte noroeste del sinclinal de Manuelote, ubicado a su vez al Este de la Sierra de Perijá. A lo largo del flanco oriental de la Sierra de Perijá, se presentan dos directrices tectónicas bien definidas; las fallas de Perijá-Tigre, Socuy y Guasare, de orientación NE a SW y las fallas Cogollo, La Luna, La Ge, Totumo y El Palmar en sentido NS, que definen una línea de levantamiento abrupto de la sierra, relativa a la adyacente Cuenca del Lago de Maracaibo. Ver Figura 2.7.

Estados Unidos y Canadá, caracterizadas por el desplazamiento de bloques de basamento a lo largo de las fallas inversas y corrimientos, los cuales presentan un arreglo o distribución rectilínea reticulada con regiones amplias de rumbo y buzamiento uniforme, separadas por zonas angostas de buzamiento muy inclinado y a veces volcado; se observan con frecuencia rotaciones horizontales importantes y los sedimentos suprayacentes generalmente se pliegan sobre los bloques de corrimientos del basamento bajo la forma monoclinal, como por ejemplo el sinclinal de Manuelote.

Los levantamientos y cuencas asociadas son generalmente asimétricos, con un flanco amplio, poco inclinado y el otro más corto y de alta pendiente; el sentido de la asimetría de los levantamientos puede ser el mismo de una región, o formar bloques, dentro de un gran macizo.

Una de las estructuras más sobresalientes en el flanco oriental de la Sierra de Perijá, es el Sinclinal de Manuelote en el sector de Cachimí y en esta estructura se encuentran las formaciones Guasare, Marcelina y Misoa. El movimiento tectónico que originó el sinclinal de Manuelote está asociado a las fallas que siguen un patrón casi común en toda la cuenca del Guasare, con un rumbo N45O, estas fallas en general tienen desplazamiento horizontal de corto trayecto. Ver Figura 2.8.

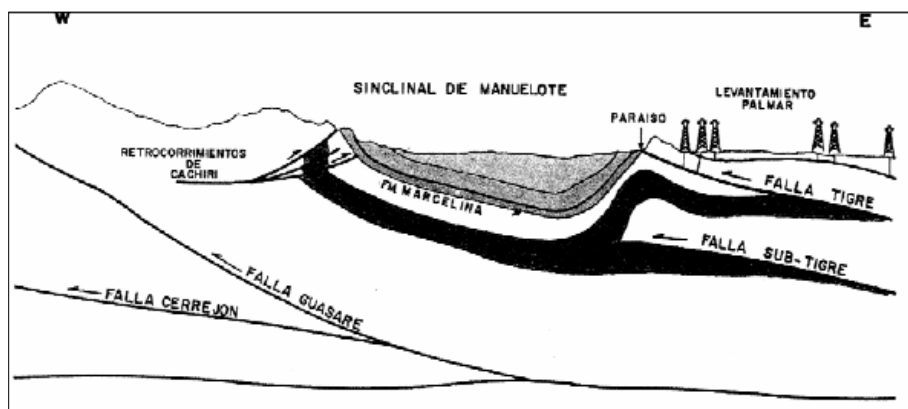


Figura 2.8 Corte Sinclinal de Manuelote- sección estructural regional.
(MEM 1996)

2.9 Organización de la empresa

La empresa Carbones del Guasare. Conformada por la Gerencia General con base en el centro de operaciones, Mina Paso Diablo, localizado aproximadamente a unos 30 Km. al noroeste de la población de Carrasquero. Se encarga de coordinar las demás Gerencias entre las cuales se encuentran la de Producción, Ingeniería, Mantenimiento, y Materiales.

La Figura 2.9 muestra la estructura organizativa de la Gerencia General de la empresa.

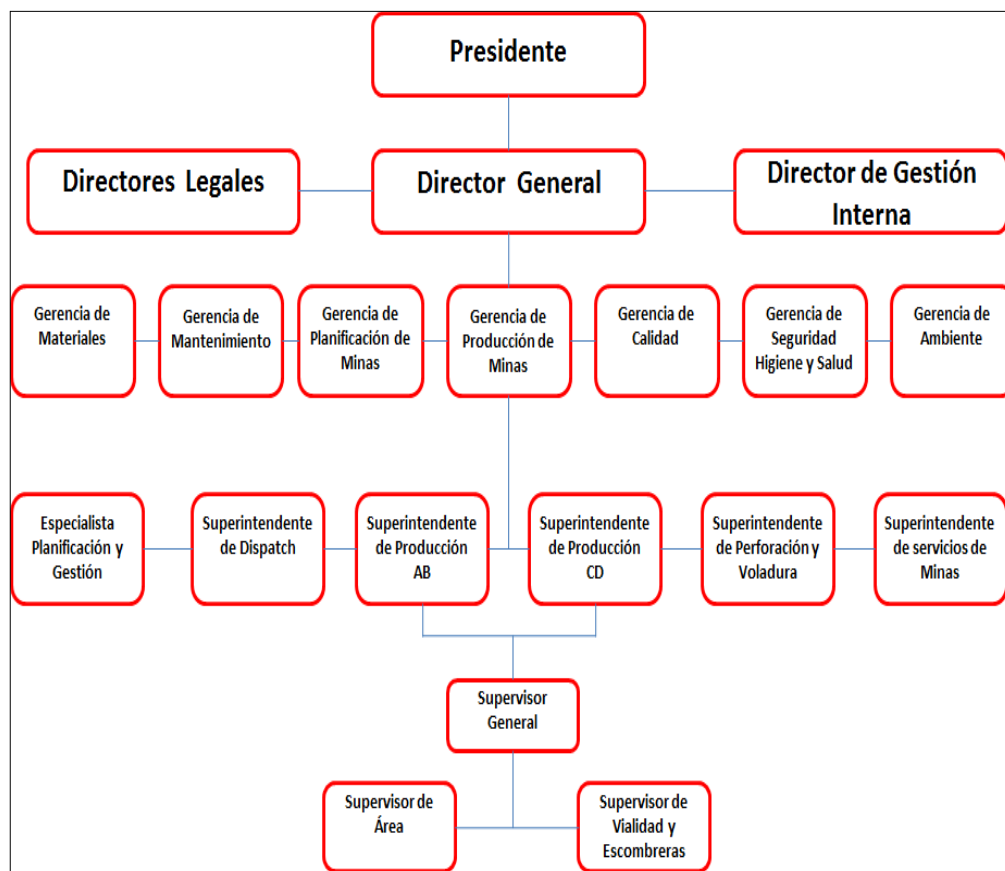


Figura 2.9 Estructuras Organizativa de Carbones del Guasare S.A.,

Dicha gerencia general cuenta con las siguientes subgerencias para el logro de sus objetivos:

2.9.1 Gerencia de Producción de Mina

Se encarga de coordinar y definir las acciones operativas necesarias para llevar a cabo la secuencia de explotación en los frentes de acuerdo a lo establecido en la Planificación de Mina. Una de las responsabilidades de esta Gerencia, es la de garantizar las condiciones necesarias para que las operaciones conserven niveles de estandarización permitiendo así, que las labores de mina sean lo más eficientes posible. Para el cumplimiento de la producción juega un papel muy importante el Dispatch, el cual es un sistema de administración minera a gran escala que utiliza los sistemas modernos de computación y comunicación de datos, junto con la tecnología del Sistema de Posicionamiento Global (GPS), con el propósito de proporcionar asignaciones óptimas en forma automática para los camiones de acarreo.

La Gerencia de Producción cuenta con una Superintendencia de Perforación y Voladura y un personal de Servicio de Mina, los cuales garantizan las condiciones de trabajo de la mina.

2.9.1.1 Superintendencia de Perforación y Voladura

Su función es realizar las operaciones correspondientes a la elaboración de barrenos la cual se lleva a cabo siguiendo un plan de mina, donde el primer paso es realizar las labores de perforación. Otra función es el de realizar los cálculos del patrón de voladura de los explosivos necesarios para cada barreno, de acuerdo al tipo de material que se desea volar.

2.9.1.2 Superintendencia de Servicio de Mina

La principal función que se encargan este departamento son los siguientes: bombeo de aguas, construcción de alcantarillas, arrastre de cable eléctrico, colocación de plantas de iluminación, construcción de rampas, fabricación de señales de vialidad entre otras.

2.9.2 Gerencia de Mantenimiento

Su responsabilidad radica en garantizar que el inventario de equipos pesados y livianos, encuentre futuro disponible para la ejecución de las labores de mina. De su desempeño depende que las estadísticas de disponibilidades físicas de dicho inventario sea el más óptimo posible.

2.9.3 Gerencia de Planificación de Minas

Establece los lineamientos para las secuencias de explotación de los mantos de carbón en plazos definidos para ser ejecutadas por la Gerencia de Producción, fundamentado en la información suministrada por la Gerencia de Mina, la cual especifica las reservas minables a través del Departamento de Geología. Por otra parte, elabora los diseños y los planes de desarrollo de las escombreras, además de definir las estrategias que impliquen labores construcción de nueva o desmantelamiento de infraestructura de mina.

Por otro lado la Gerencia de Mina, además de coordinar las labores de exploración, elaboración del modelo geológico y efectuar los cálculos de las reservas mineras a través del Departamento de Geología, y el Departamento de Topografía.

2.9.3.1 Departamento de Geología

El departamento de geología, tiene como función principal la evaluación anual de las reservas del yacimiento, haciendo énfasis en la cuantificación actualizada de las reservas probadas para los futuros desarrollos mineros; la redefinición geométrica del yacimiento, así como también, realiza la evaluación estructural del mismo, proporcionando a la unidad de planificación la información necesaria para la elaboración mensual y trimestral de los planes de minas. Del mismo modo, elabora planes de los pozos que se van a perforar, a través de un modelo geológico, para luego proceder a realizar las perforaciones que han sido planificadas. Otras responsabilidades a cargo de esta unidad están las correlaciones estratigráficas, estabilidad de taludes e inspecciones hidrológicas.

2.9.3.2 Departamento de Topografía

Este departamento es el encargado del levantamiento topográfico de toda la actividad productiva de la mina. Se basa en el Sistema de Posicionamiento Global (GPS), en donde las coordenadas utilizadas son las UTM (Universal Transversal Mercator).

El trabajo de topografía consiste en realizar levantamiento diario del piso y frente de las palas, las pilas de remanejo, las pilas de trituración, el replanteamiento de puntos geológicos, levantamientos de escombreras, replanteo de puntos de vías y todos aquellos puntos que sean importantes para la planificación de la mina.

2.9.4 Gerencia de Control de Calidad y Laboratorio

Su función es obtener y evaluar la calidad de carbón requerida por el mercado nacional e internacional, garantizando que los cargamentos cumplan con los

requerimientos de tonelaje y calidad que los clientes establecen, mediante el muestreo de las labores de perforación en las actividades de exploración, trituración, embarque etc. Además, el departamento se encarga de codificar cada uno de los mantos, por medio de un número y una letra según su calidad y sus características. El mejor manto es aquel que posea alto poder calorífico, bajo contenido de cenizas, bajo porcentaje de humedad y bajo contenido de azufre.

2.9.4.1 Departamento de Trituración

Control de planta en donde se realiza la disminución de tamaño del carbón. Para ellos se utilizan dos trituradoras y tres apiladores que se encargan de apilar según las especificaciones de control de calidad. Además, aquí se procede a cargar las gandolas que van hacia el puerto y en donde el carbón es transportado a su destino final.

2.9.5 Gerencia de Materiales

Gestiona los procesos de adquisición y administración del inventario de repuestos de los equipos de minería y auxiliares, además de todos los materiales de seguridad requeridos por el personal de la mina para el ejercicio de sus funciones.

2.9.6 Gerencia de Seguridad, Higiene y Salud

Tiene como papel principal verificar y hacer cumplir los estatutos de seguridad laboral tanto para el personal operativo como administrativo. Efectúa evaluaciones integrales y regulares de las instalaciones donde se desarrollan las labores del personal en todos los niveles, como mecanismo de resguardo de la integridad física y mental de estos.

2.9.7 Gerencia de Ambiente

Su objetivo fundamental es reforestar y condicionar las áreas que han sido afectadas por la explotación minera y así minimizar el impacto ambiental. Entre las actividades importantes realizadas por este departamento encontramos el monitoreo de aguas y aire procedentes de la mina, áreas verdes para deforestación, áreas verdes recuperadas, construcción de lagunas de sedimentación para el control participativo sólido en el agua. Es el área encargada de controlar y coordinar la gestión ambiental de la mina bajo las leyes y normas del estado venezolano.

2.10 Referencia a la Visión y Misión

Carbones del Guasare S.A., es una empresa dedicada a la producción y comercialización de carbón, con la siguiente filosofía de gestión.

2.10.1 Misión

Producir, transportar y embarcar constantemente carbón de alta calidad de una manera eficiente y a costos efectivos en el mercado internacional, operando con seguridad y responsabilidad ambiental. Enfocándonos en las necesidades de los clientes de carbón de alta calidad con precios competitivos; Carbones del Guasare S.A. combinarán calidad mundialmente conocida de sus reservas con la eficiente utilización de su capital, tecnología y recurso humano para maximizar el valor de los accionistas y posicionarla para futuros crecimientos, reconociendo el valor de sus trabajadores y apoyando el desarrollo del entorno local.

2.10.2 Visión

Llegar a ser el proveedor preferido de clientes que requieran un suministro consistente de carbón de alta calidad, producido y entregado con seguridad, eficiencia y competitividad.

2.11 Valores de la empresa

Los valores de Carbones del Guasare reflejan la identificación del personal con la compañía, fortalecen la identidad cooperativa, y refuerzan dentro de los miembros de la organización un sentido claro de la dirección a seguir para lograr nuestros adjetivos, fortaleciendo la cultura corporativa

Los principales valores de nuestra conducta son:

Ética

Honestidad

Eficiencia

Integración

Responsabilidad

Respeto

Profesionalismo

Sentido de pertenecía

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO

3.1 Antecedentes de la investigación

Como carácter teórico del tema de investigación, se realizaron consultas a antecedentes que dan base a la formulación y temas de interés para la investigación. Que se han realizado en torno a ubicación para logra la máxima utilidad, lo mínimos costos de producción y por ende la máxima factibilidad, por lo que se fundamenta con lo siguiente:

Hernández Teobaldo, (2003). **Análisis técnico económico de sistema de transporte de bauxita para la explotación de los bloques del 5 al 10 del yacimiento de los Pijiguaos, Estado Bolívar.** En su estudio nos presenta las alternativas de transporte más idóneo hacia a planta desde el punto de vista técnico y económico, para cubrir la distancia entre nuevo centro de trituración en la mina, lo cual implicaría una disminución en los costos de operación, específicamente en los costó de acarreo de mineral.

Rosales Ángel, (2011).**Estandarización de los tiempos del sistema de manejo de mineral en la planta de concentración de mineral de C.V.G Ferrominera Orinoco C.A., ubicada en Ciudad Piar, Estado Bolívar.** Propone una metodología de estudio en la que se presenta información clara para registrar la capacidad productiva, elaborar planificaciones de la producción, balance de líneas, estimar costos de operación y crear una eficiencia en la ejecución de las operaciones mediante la eliminación de tiempos de demora. Planteó contribuir a la preparación de GCPM para la aprobación de normas de calidad en un futuro y sumarse como otra planta que opera bajo estándares optimizados.

3.2 Bases teórica

3.2.1 Planificación operativa

La planificación operativa es la que actúa sobre los factores de suministro, conversión, producción y comercialización para lograr los productos requeridos en el tiempo, lugar y precio así como para su promoción y distribución.

Suele dividirse consecuentemente en función del tiempo (corto, mediano y largo plazo) en función del espacio (áreas, niveles, secciones y zonas geográficas etc.) o por el valor comercial (calidad, densidad económica de los productos, primarios, secundarios etc.)

3.2.2 Planificación a mediano y largo plazo

Proyecta las actividades de operaciones hacia el futuro como un resultado de la dimensión del tiempo, la captación de recursos y los medios para lograrlo no solamente donde ir, sino también como ir en algunas ocasiones pueden existir decisiones a corto plazo que son estratégicas a causa del impacto tan fuerte que tiene sobre la naturaleza y la dirección del negocio.

3.2.3 Cálculo de reservas

El propósito del cálculo de reservas es determinar las características cualitativas y cuantitativas del cuerpo mineralizado; en otras palabras, conocer la cantidad, calidad, forma, extensión y distribución de la masa mineralizada.

Una vez conocida las reservas, se procede a la planificación general donde se determina la producción anual a lo largo de la vida de la mina, métodos de extracción,

equipos, diseño de la planta de concentración, mano de obra, materiales, forma de implementar el control de calidad, precio actual del mineral, proyecciones de los precios del mineral, estudio de mercado, costos, requerimientos de capital, riesgo minero y rentabilidad del proyecto.

Se entiende por reservas de mineral a las cantidades medidas en toneladas, yardas cúbicas que se asume que existen y pueden ser explotadas bajo las actuales condiciones económicas y tecnológicas. Las reservas se clasifican según el grado de conocimiento que se tengan de ellas en:

3.2.3.1 Reservas Probadas

Son las reservas contenidas en una parte del yacimiento, que han sido sistemáticamente muestreadas y se conocen al detalle las características cualitativas y cuantitativas.

3.2.3.2 Reservas Probables

Son las reservas contenidas en otra parte del yacimiento que no han sido totalmente muestreadas, pero que existe suficiente información para realizar una estimación del tonelaje y de su tenor.

3.2.3.3 Reservas Posibles

Según Novisky (1.975) existe un tercer tipo de reserva mineral, la reserva posible y la define como las partes de un recurso mineral para los cuales la prolongación de la estructura del yacimiento es lógicamente posible, pero no se haya comprobada con ninguna prueba. Según Miskelly (1.997) se realizó una conferencia internacional sobre las definiciones de recursos y reservas. En esta conferencia se

expresó que no deba hablarse de reservas posibles, no hay términos, además se dijo que las empresas mineras deben proyectarse sobre la base de reservas probadas y probables.

3.2.4 Relación de sobre carga

La relación de sobre carga o de explotación corresponde al número de material no pagable el cual debe ser extraído para obtener una unidad de mineral.

La expresión a través de la cual se determina la relación de sobrecarga es:

$$R.S. = \frac{Volumen_Esteril}{Masa_Carbón} = \frac{(current_topo - current_pit) - Volumen_Carbón}{Volumen_Carbón \times 1.26} \quad (3.1)$$

Esto significa, que para obtener una tonelada de mineral se deben extraer tanta Toneladas de estéril

La ecuación a través de la cual se determina la profundidad es:

$$Profundidad = Top - piso_del_manto = current_top - floor(s\{manto\}) \quad (3.2)$$

Esta ecuación considera la profundidad total medida desde la topografía hasta el último manto explotable.

3.2.5 Metas de producción

Cuando hablamos de producción, no nos referimos solo a labores de transformación de materias primas e insumos en productos físicos, sino también a aquellas cuyo producto es un servicio o cuando el producto es de naturaleza

intelectual, como podría ser la elaboración de un plan de trabajo. La Dirección de Producción es la fase de enlace entre los objetivos estratégicos establecidos por la dirección y el proceso productivo, por lo que se deben tomar en cuenta las estrechas relaciones existentes entre dicho proceso y el resto de las funciones de la organización, considerándolo de esta forma, como un sistema de gestión integrado a las restricciones comerciales, financieras y de producción.

El proceso productivo tiene una estrecha relación con la planeación estratégica de la empresa, los factores o servicios a ser producidos, surgen de la determinación de necesidades y requerimientos del ambiente observados por la organización. En base a estas necesidades y requerimientos, durante la dirección de la producción, se establecen las metas y políticas específicas para el proceso productivo. Es importante que estas sean definidas en términos objetivos, cuantificables y alcanzables.

3.2.6 Vida de la mina

Determinar la vida de producción de una mina en función de las reservas, es de vital importancia para calcular la producción de mineral a corto y largo plazo de una mina, y esta se obtiene usando la siguiente ecuación:

$$Vida_{FOSA} = \frac{Reserva_{FOSA}(Tm)}{MaxProduccion_{(PLAN2013-2022)}\left(\frac{Tm}{Años}\right)} = Años \quad (3.3)$$

3.2.7 Perímetro

El perímetro es la distancia alrededor de una figura de dos dimensiones, o la medición de la distancia en torno a algo; la longitud de la frontera.

La palabra viene del griego peri (alrededor) y metro (medida). El término puede ser utilizado tanto para la ruta de acceso o de su longitud - puede ser pensado como la longitud del contorno de una forma. El perímetro de un círculo o elipse se llama su circunferencia. Calculando el perímetro tiene considerables aplicaciones prácticas. El perímetro se puede utilizar para calcular la longitud de la valla ser requerido para rodear un patio o jardín.

3.2.8 Alternativas de ubicación de planta

El proceso de ubicación del lugar adecuado para instalar una planta industrial requiere el análisis de diversos factores, y desde los puntos de vista económico, social, tecnológico y del mercado entre otros.

La localización industrial, la distribución del equipo o maquinaria, el diseño de la planta y la selección del equipo son algunos de los factores a tomar en cuenta como riesgos antes de operar, que si no se llevan a cabo de manera adecuada podrían provocar serios problemas en el futuro y por ende la pérdida de mucho dinero.

Las alternativas de localización pueden ser de tres tipos, las cuales deberán ser evaluadas por la empresa antes de tomar una decisión definitiva

3.2.8.1 Expandir una instalación existente

Esta opción sólo será posible si existe suficiente espacio para ello. Puede ser una alternativa atractiva cuando la localización en la que se encuentra tiene características muy adecuadas o deseables para la empresa. Generalmente origina menores costes que otras opciones, especialmente si la expansión fue prevista cuando se estableció inicialmente la instalación.

3.2.8.2 Añadir nuevas instalaciones en nuevos lugares

A veces ésta puede resultar una opción más ventajosa que la anterior (por ejemplo si la expansión provoca problemas de sobre dimensionamiento o de pérdida de enfoque sobre los objetivos de las operaciones). Otras veces es simplemente la única opción posible. En todo caso, será necesario considerar el impacto que tendrá sobre el sistema total de instalaciones de la empresa.

3.2.8.3 Cerrar instalaciones en algún lugar y abrir otra(s) en otro(s) sitio(s)

Esta opción puede generar grandes costes, por lo que la empresa deberá comparar los beneficios de la reubicación con los que se derivarían del hecho de permanecer en el lugar actualmente ocupado.

3.2.9 Secuencia de explotación de la mina

Se denomina secuencia de explotación o estrategia de consumo de reservas, a la forma en que se extraen los materiales desde el rajo, durante el período comprendido entre el inicio de la explotación hasta el final de ella (Pit final). La extracción del material se realiza en sucesivos rajos intermedios, los que reciben el nombre de Fases o Expansiones.

La secuencia de extracción de las distintas fases tiene una estrecha relación con la distribución de las variables geológicas, geomecánicas, metalúrgicas y económicas del yacimiento. En la actualidad existen mecanismos aproximados que nos ayudan a obtener una secuencia de extracción de los materiales desde el yacimiento.

Todas estas metodologías permiten favorecer el Valor Presente de la operación, es decir optimizan el VAN al término de la explotación del yacimiento extrayendo los

mejores cuerpos minerales del yacimiento en las primeras fases de la explotación (desde el punto de vista económico), garantizando la salida de las mejores reservas económicas, primero dándole una secuencia de extracción con menor riesgo para el inversionista. Las Fases de explotación se pueden visualizar esquemáticamente en las siguientes Figuras 3.1.

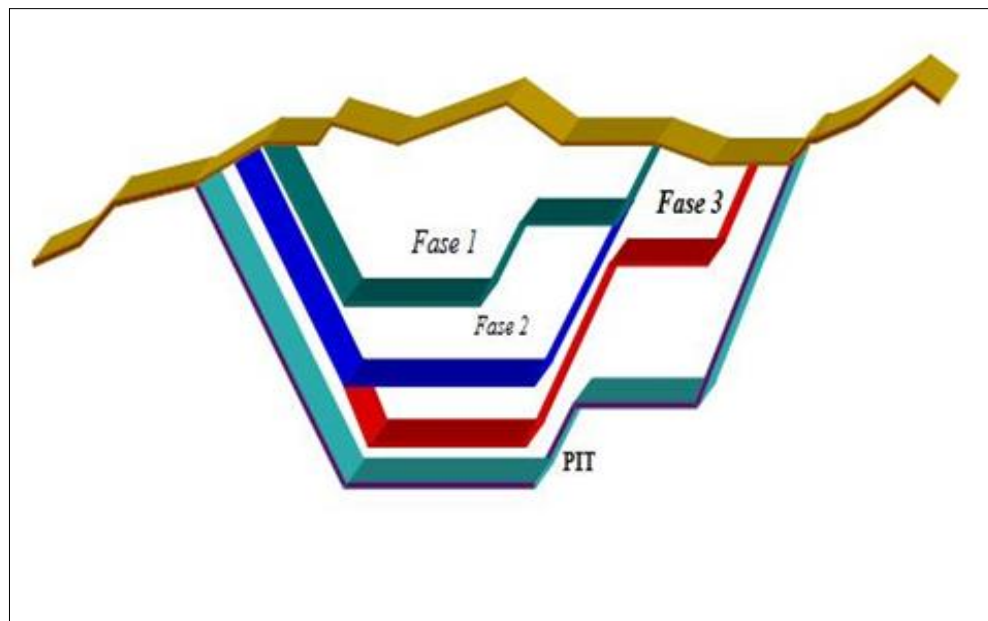


Figura 3.1 Fase de explotación. <http://www.monografias.com>.

Se determina de la siguiente manera por medio de esta ecuación la terminación o agotamiento de reservas siguiendo la secuencia de explotación de dichas Fosas:

$$Secuencia_Explotacion_{Fosa} = Total_{Reserva_Carbon} - \frac{Metas}{Años} \quad (3.4)$$

3.2.10 Jornada de trabajo

Jornada de trabajo del trabajador está formada por el número de horas que el trabajador está obligado a trabajar efectivamente. No se debe confundir con el concepto de horario de trabajo, la jornada representa el número de horas que el trabajador debe prestar su servicio, mientras que el horario fija la hora de entrada y la salida. Entre horario y jornada prevalece la jornada, puesto que el salario que fija el contrato viene determinado por el número de horas que se trabaja.

3.2.11 Producción de mineral en tiempo real

Sistema de control de producción de mina en tiempo real, registra y gestiona las operaciones mineras y provee de una potente funcionalidad de planificación. Con acceso a los planes de mantenimiento, a los programas de los equipos de trabajo y a los planes de minería.

Producción de mineral en tiempo real se puede determinar con la siguiente ecuación:

$$Prod_{Tiempo_real} = \frac{\sum Tm_mineral_de_fosa}{\sum Año_de_fosa} \left(\frac{Tm}{Año} \right) \quad (3.5)$$

3.2.12 Producción de mineral en tiempo efectivo

Es un aspecto fundamental que unifica el análisis es el enfoque del tiempo que es un periodo consistente medido, en el cual varía por la utilización del equipo.

$$Prod_{Tiempo_efectivo} = Prod_{Tiempo_real} * Util.Efect.Tiemp. \quad (3.6)$$

- La capacidad efectiva (Ce) de la planta de trituración deberá ser de:

$$C.e = Prod_{\text{tiempo_Real}} * \frac{1}{Eficiencia_{\text{Trabajo}}} * \frac{1}{Disponibilidad_{\text{Física}}} \quad (3.7)$$

3.2.13 Productividad

La productividad es la relación entre la cantidad de productos obtenida por un sistema productivo y los recursos utilizados para obtener dicha producción. También puede ser definida como la relación entre los resultados y el tiempo utilizado para obtenerlos: cuanto menor sea el tiempo que lleve obtener el resultado deseado, más productivo es el sistema. En realidad la productividad debe ser definida como el indicador de eficiencia que relaciona la cantidad de recursos utilizados con la cantidad de producción obtenida.

Mediante esta ecuación se determina la productividad por metas de cada año de la siguiente manera:

$$Prod_{\text{horaria}} = Tm/Año * Año/Mes * Mes/Días * Día/Turno * Turno/Horas = Tm/Año \quad (3.8)$$

3.2.14 Producción en banco

La producción en banco puede ser expresado mediante esta ecuación como sigue:

$$\frac{M^3b}{\text{Hora}} = Q_C \times S \times E \times 60 / T_C \quad (3.9)$$

Dónde:

Q_C = Capacidad del camión (Capacidad colmada) en m^3

S = Factor de Esponjamiento

E = Eficiencia de Trabajo

T_C = Tiempo del Ciclo del camión

El tiempo de ciclo del camión depende de la resistencia de Rodamiento, de la Resistencia a la Pendiente, de la Altitud y Temperatura y de las limitaciones de tracción.

3.2.15 Cálculos de equipos para mineral (Carga)

El primer paso en la selección del cargador es la determinación del tamaño, ya que los planificadores de minas a Cielo Abierto, trabajan con el material que debe ser removido y extraído en los bancos y esta es una medida critica.

La capacidad del balde se puede determinar con la siguiente ecuación:

$$n = \frac{Q_C}{CdxFx D_F} \quad (3.10)$$

Dónde:

n = Balde

Q_C = Capacidad del Camión (Capacidad colmada)

Cd = Capacidad del balde del cargador modelo 994

F = Factor de llenado o eficiencia de llenado

D_F = Disponibilidad Física

Tabla 3.1 Factor de llenado del balde. Bucyrus –Erie Co. (1986). Del cargador

Condiciones de la Excavación	Factor de Llenado del Balde
Fácil	0,95-1,00
Media	0,90-0,95
Difícil	0,80-0,90
Muy Difícil	0,70-0,80

3.2.16 Cálculo para equipos de carga de carbón

Mediante esta ecuación se determina el número de cargadores frontales, de la siguiente manera:

$$N^{\circ}_{Cargador} = \frac{Produccion_{Mina}}{Produccion_{Cargador}} \quad (3.11)$$

$$Produccion_{Cargador} = \frac{60 * Q_p * FE * F * H * \Delta * FCV}{T_c} \quad (3.12)$$

Dónde:

CTE = 60 Segundo

Q_p= Capacidad del balde

FE = Factor de eficiencia

F = Factor de excavación

H = Altura de banco

A = Factor de corrección de ángulo de giro

FCV = Factor de corrosión volumétrica

T_c = Tiempo de ciclo del Cargador

Carga de camiones roqueros desde los frentes de explotación, que transportan el mineral en la mina. y el manejo de pilas de patio de remanejo (stock).

3.2.17 Cálculo de acarreo y equipo

La fase del acarreo consiste en transportar tanto el mineral, desde el frente de explotación hasta el molino primario y patio de almacenamiento, según sea el caso; mediante camiones roqueros de cierto toneladas de capacidad, que cubre una distancia promedio planta – mina – planta con un tiempo de ciclo promedios de minutos (equivalentes a un número de viajes por hora).

3.2.17.1 Tiempo de ciclo del camión (T_c), la compatibilidad de equipos

El tiempo de ciclo de un camión, se refiere al tiempo promedio requerido por el camión en recorrer un circuito. El factor de compatibilidad (match factor), representa el número ideal de camiones asignados a una pala. Este equivale al tiempo de ciclo total dividido por el tiempo de carga promedio. El tiempo de ciclo para cada viaje, se ve afectado por los tiempos de espera en los puntos de carga y descarga y, además, por interferencias con vehículos más lentos durante el recorrido, los cuales no pueden ser pasados, y de la velocidad a la que los distintos conductores proceden bajo variadas condiciones.

Los tiempos de carga en la pala, son a menudo, sumamente variables, debido a las condiciones de fragmentación resultantes, la necesidad de reposicionamiento de la pala, etc. Los puntos de descarga, generalmente en la chancadora, suelen ser uno de los puntos de mayor tiempo de espera para el camión

El tiempo de ciclo del camión puede ser expresado mediante esta ecuación como sigue:

$$T_C = \frac{(Dh/V_1 + T_1) + (Dr/V_2 + T_2)}{D_F} \quad (3.13)$$

Dónde:

Dh: Distancia de ida cargado (m)

Dr: Distancia de retorno vacío (m)

V₁: Velocidad del camión cargado (m/min)

V₂: Velocidad del camión vacío (m/min)

T₁: Tiempo de colocación en el equipo de carga (min). Ver apéndice D.

D_F: Disponibilidad física

T₂: Tiempo de viraje y descarga (min). Ver apéndice D.

3.2.17.2 Números de camiones requeridos por cargador modelo 994

Según la experiencia, se ha demostrado que con distancia promedio se logran un adecuado rendimiento para los camiones, además que las distancia de acarreo sean los más cerca posible, con la finalidad de emplear la menor cantidad de camiones y a la vez lograr el mejor rendimiento en la producción de los equipos.

Número de camiones se puede determinar con la siguiente ecuación:

$$N = \frac{60 \times C_m \times S}{n \times T_s} + PE \quad (3.14)$$

Dónde:

N = Número de camiones por cargador 994

T_C = Tiempo de ciclo del camión

T_s = Tiempo de ciclo del cargador en segundos

S = Factor de esponjamiento= 0,95

PE = Porcentaje Extra de Camiones = 10% de N

n = Número de balde del cargador 994 para llenar un camión

3.2.17.3 Evaluación de la flota utilizando la simulación

La determinación del número requerido de camiones y palas, dentro de lo que concierne a los objetivos de producción, resulta ser un aspecto importante para cualquier Plan Minero, incluyendo el comienzo de nueva operación y durante la planificación de proyectos futuros. En ambas situaciones, la información sobre los datos de tiempo real, no se encuentra disponible, los cálculos para las curvas de rendimiento modificadas por las reglas de sentido común existentes y la incorporación de elementos, como es el azar, en los tiempos de carga y descarga, entregan el mejor método.

Mediante esta ecuación se determina el número de camiones por metas de cada año de la siguiente manera:

$$N^{\circ}_{CAMIONES} = \frac{Productividad_{ANUAL} * N^{\circ}camiones_{PLAN2013-2022}}{Productividad_{PLAN2013-2022}} \quad (3.15)$$

3.2.18 Costo de mantenimiento

Es el precio pagado por concepto de las acciones realizadas para conservar o restaurar un bien o un producto a un estado específico. El sector de mantenimiento en la planta o en la empresa puede ser considerado por algunos gerentes como un gasto, para otros como una inversión en la protección del equipo físico, y para algunos como un seguro de producción. La actitud del gerente pasará a sus empleados (sean mecánicos u operarios) afectando directamente en los resultados.

3.2.18.1 Costos en el mantenimiento

Para tomar decisiones basadas en la estructura de costos, y teniendo presente que para un administrador una de sus principales tareas será minimizar los costos, entonces es importante conocer su componentes.

Los costos, en general, se pueden agrupar en dos categorías:

Los costos que tienen relación directa con las operaciones de mantenimiento, como ser: costos administrativos, de mano de obra, de materiales, de repuestos, de subcontratación, de almacenamiento y costos de capital.

Costos por pérdidas de producción a causa de las fallas de los equipos, por disminución de la tasa de producción y pérdidas por fallas en la calidad producto al mal funcionamiento de los equipos. Costo global del mantenimiento

3.2.18.2 Costo de promedio ponderado

El costo promedio ponderado, sirve para indicar al empresario el costo de producir una unidad del producto para cada nivel de producción.

Al analizar el comportamiento del costo promedio ponderado, el empresario puede determinar la combinación más eficaz de los factores productivos.

El costo de promedio ponderado se puede determinar con la siguiente ecuación:

$$\text{Promedio}_{\text{PONDERADO}} = \frac{\sum \text{US\$}_{\text{UNIDAD}} * \text{Monto}_{\text{HORA}} + \text{US\$}_{\text{UNIDAD}} * \text{Monto}_{\text{HORA}} + ..n}{\sum \text{Numero_Hora}} = \text{US\$} / T_m \quad (3.16)$$

3.2.19 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm)

El costo unitario por tonelada se refiere a los costos anuales operativo dividido por la producción del año o dólares por hora entre toneladas por hora como se muestra en la ecuación:

$$\text{Costo}/\text{Tonelada} = \frac{\text{Costo}/\text{Año}}{\text{Produccion}/\text{Año}} \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Tm}} \right) \quad (3.17)$$

$$\text{Costo}/\text{Año} = \text{Costo}/\text{Tonelada} * \text{Metas_Tm}/\text{años} = \left(\frac{\text{US\$}}{\text{Año}} \right) \quad (3.18)$$

3.2.20 Análisis económico de proyectos

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

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

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

La construcción de un modelo económico del proyecto se apoya en planeamientos hipotéticos que se traduce en proyecciones futuras.

3.2.20.1 Comparación entre alternativas

En la técnica de evolución económica del proyecto de ingeniería, para la toma de decisiones en forma correcta, es necesario considerar todas las alternativas posibles y capaces de alcanzar el adjetivo deseado y asociar a cada una de ellas el flujo monetario que ocurre durante su periodo de vida. Unas veces revisadas lo anteriormente expuesto se requiere la utilización de un índice de evaluación o base de comparación que facilite las elecciones entre ellas.

En ingeniería económica se usa una diversidad de método 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:

1. Definir el conjunto de alternativas mutuamente excluyente y económicamente factibles.
2. Definir el horizonte temporal de cada alternativa y los perfiles de flujo de efectivo de cada una de ellas.
3. Especificar el valor del dinero en el tiempo que se va a utilizar
4. Comparar las alternativas
5. Elegir la mejor alternativa

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

Valor Presente (VP)

Valor Futuro (VF)

Costo Anual Equivalente (CAE)

Tasa Interna de Retorno (TIR)

Periodo de recuperación de capital

La relación Beneficio/Costo

Valor Presente Neto (VPN) y Otros.

Siendo los primeros tres utilizado en la evaluación económica de proyectos que genera 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 un análisis comparativo de las inversiones, solo se tomara la corriente de los costos, debido a que se evaluarán proyectos alternativos que solo generan servicios, siendo así se utilizarán para su evaluación económica dos métodos:

Valor Presente (VP)

Costo Anual Equivalente (CAE)

3.2.20.2 Valor Presente (VP)

En este caso el punto de referencia es el instante cero, por lo tanto será necesario trasladar allí todo los costo anuales de cada una de las diferentes alternativas, a objeto de poder compáralas. El referido traslado habrá de hacer 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:

$$F = A_{(n-i)} * (F / A, i, n) \quad (3.19)$$

$$FVA = \frac{F}{(1+i)^n} \quad (3.20)$$

$$VP = A_j * \sum_{j=0}^n A_j * FVA_{t,n} \quad (3.21)$$

Dónde:

FVA: Factor de valor actualizado de un solo pago

F: Cantidad de dinero

i: Tasa de interés

n: Numero de periodos

A_j: Pago (costo) en el año j

VP: Valor Presente

3.2.20.3 Costo Anual Equivalente (CAE)

Es la serie uniforme de “n” pago periódicos, equivalente 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 compararla entre ellas. A tal efecto se debe distribuir entre todos los años los costos que se acusan, pero siempre teniendo en consideración el criterio de valoración del dinero en el tiempo.

Expresado en la forma matemática es:

$$CAE = VP * Frc_{i,n} \quad (3.22)$$

$$CAE = VP * \frac{i(1+i)^n}{(1+i)^n - 1} \quad (3.23)$$

Dónde:

CAE: Costo Anual Equivalente

VP: Valor Presente

i: Tasa de interés

n: Numero de periodos

Frc_{i,n}: Factor de recuperación de capital

3.3 Glosario de término

Carbón o carbón mineral: Es una roca sedimentaria de color negro, muy rica en carbono y con cantidades variables de otros elementos, principalmente hidrógeno, azufre, oxígeno y nitrógeno, utilizada como combustible fósil. La mayor parte del carbón se formó durante el período Carbonífero (hace 359 a 299 millones de años). Es un recurso no renovable.

Factibilidad: Se refiere a la disponibilidad de los recursos necesarios para llevar a cabo los objetivos o metas señaladas. Generalmente la factibilidad se determina sobre un proyecto.

Mina: En esta zona se limitan las labores de perforación, voladura, carga y acarreo de mineral y estéril.

Taller: En esta zona se ubicara todo el equipo y personal que realizara el mantenimiento a los equipos que operan en la mina; consta de una estructura techada con suficiente iluminación.

Trituradora, chancadora o chancador: Es una máquina que procesa un material de forma que produce dicho material con trozos de un tamaño menor al tamaño original. Chancadora es un dispositivo diseñado para disminuir el tamaño de los objetos mediante el uso de la fuerza, para romper y reducir el objeto en una serie de piezas de volumen más pequeñas o compactas.

Evaluar: Significa valorizar o medir el valor, por lo tanto cuando se habla de la evaluación de proyectos nos estaremos refiriendo al proceso de medición de su valor a base de los beneficios que genere y los recursos que requiera.

CAPITULO IV

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

4.1 Tipo de investigación

De acuerdo con los objetivos propuestos y a la situación planteada, este trabajo posee un nivel de investigación del tipo descriptivo, basada en la evaluación de las alternativas para la posible ubicación de la nueva planta de trituración, a fin de alcanzar las metas de producción de la Superintendencia de Planificación de Mediano y Largo Plazo.

Además está apoyada en un estudio explicativo, que servirá de base en el detalle del sistema de trituración, que busca resolver los problemas de producción de mineral existente en la mina.

En cuanto a la naturaleza, el estudio está en marcado dentro de la modalidad de un proyecto factible, debido a que está orientado en proporcionar o determinar la ubicación óptima de la planta trituración, a fin de que sea factible desde el punto de vista técnico - económico.

4.2 Diseño de la investigación

En este orden de ideas, esta investigación, tiene un diseño de campo no experimental, debido a que los datos considerados de interés son tomados directamente de los procesos de Carbones del Guasare, en la Mina Paso Diablo, teniéndose que las condiciones en las cuales se consiguieron los datos son acordes a la realidad, creándose una propuesta que se espera implementar para mejorar el proceso productivo de la mina.

4.4 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

4.4.1 Técnicas de recolección de datos

Las técnicas de recolección de datos a aplicar, consisten en la observación directa, recopilación bibliográfica y selección de los puntos de intercepción con la aplicación Mincom Minescape, para luego ser analizados a través de diferentes técnicas como el Valor Presente (VP) y el Costo Anual Equivalente (CAE).

4.4.2 Instrumentos de recolección de datos

Como instrumento se elaborarán hojas de cálculo en Excel, que permitirán cargar los datos necesarios y al mismo tiempo elaborar un análisis de datos necesario para llevar a cabo este estudio. Estas hojas de cálculo fueron validadas por el Tutor y dos expertos más de la empresa que laboran en la Gerencia de Planificación de Minas de Carbones del Guasare, S. A.

4.5 Flujograma de actividades de la investigación

Se explican las actividades del proceso de investigación, seguido del respectivo Flujograma de actividades, implementado durante la elaboración del Trabajo Especial de Grado, en la Mina Paso Diablo, Municipio Mara, Estado Zulia.

En la Figura 4.1 se muestra la estructura organizativa del Flujograma

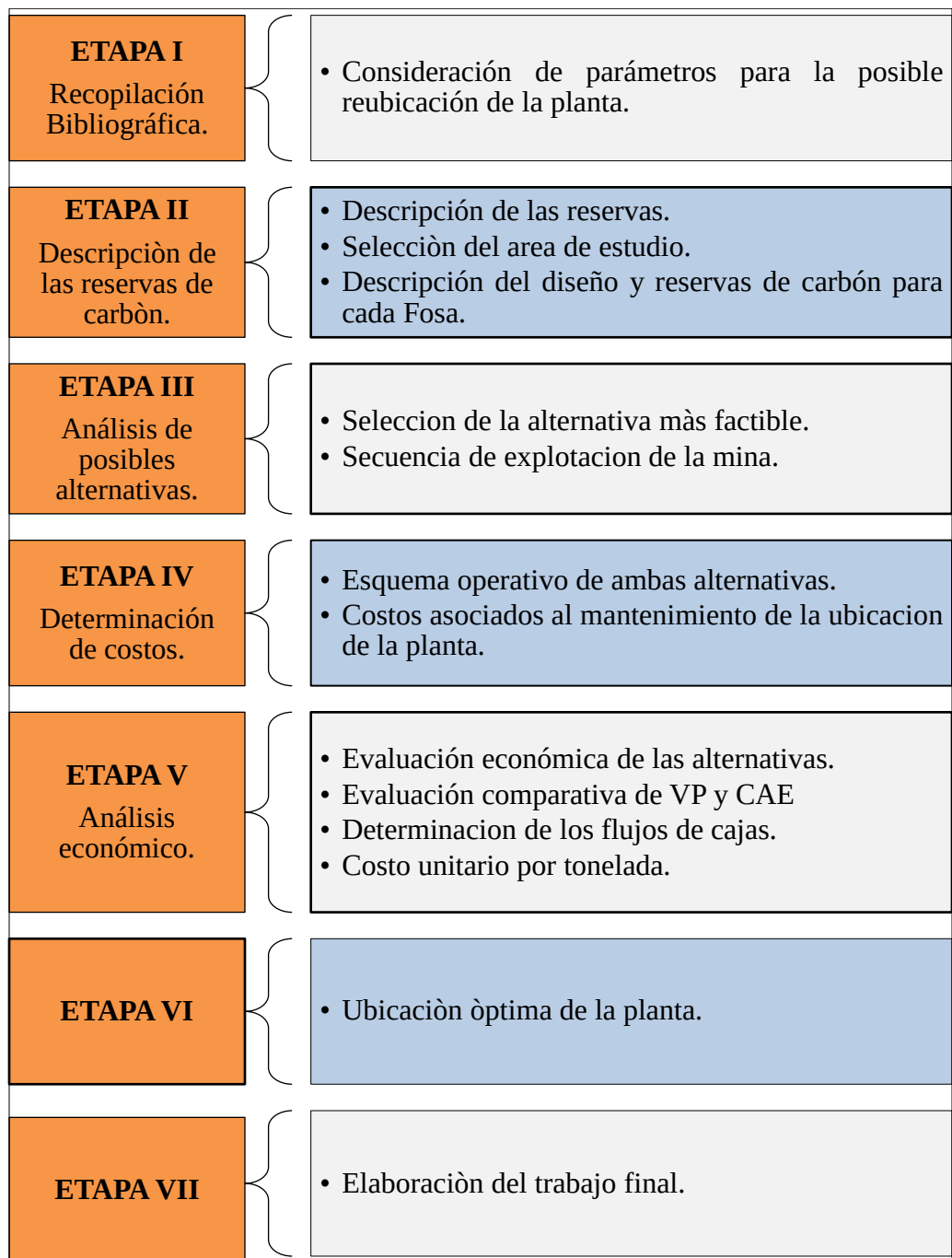


Figura 4.1 Flujograma de ejecución.

4.5.1 Etapa I Recopilación bibliográfica

Se realizó un estudio de forma detallada, de toda la documentación bibliográfica concerniente al área, dichos textos referidos a la ubicación del centro de trituración actual y al desarrollo de las operaciones dentro de las minas a cielo abierto, entre los datos preliminares para la elaboración del proyecto, se tuvo toda la información disponible del sitio de trabajo de estudio, se seleccionaron todas la informaciones relacionados al desarrollo de las operaciones técnicas dentro de las Mina Paso Diablo con respecto al tema como (calidad y cantidad de reservas, Plan de Mina 2013-2022, secuencia de explotación costo de mantenimiento y análisis de costo), provenientes de la empresa Carbones del Guasare S.A., lo que permitió conocer, discutir y reseñar los aspectos más resaltantes.

1. Información topográfica de la zona, geológica, geotécnica, planificación. como se puede ver Figura 4.2

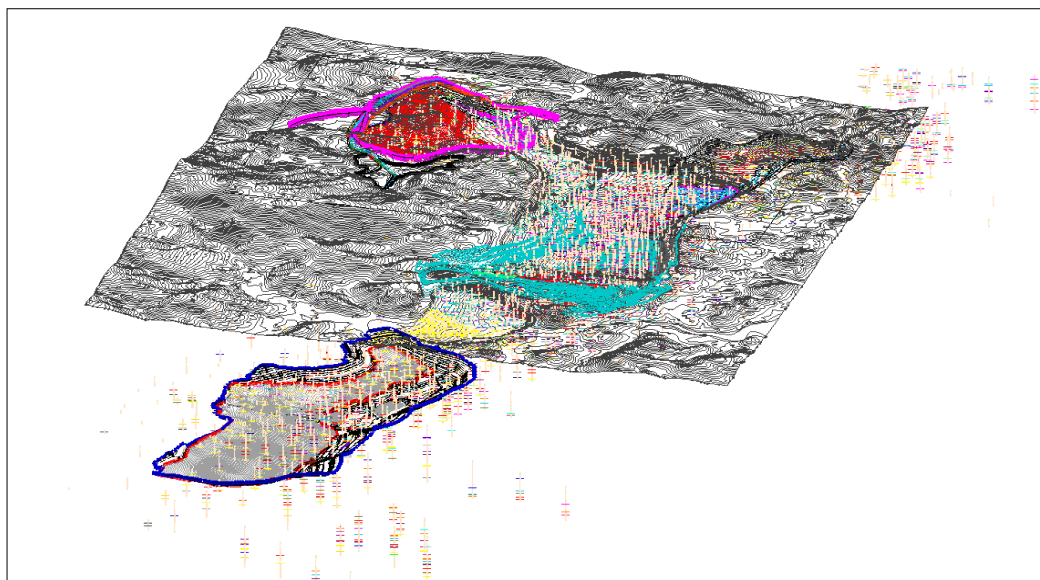


Figura 4.2 Plano de sondeos exploratorios de la mina. (Gerencia de Planificación)

2. Proyectos realizados en Mina Paso el Diablo de la empresa Carbones del Guasare.

4.5.1.1 Consideración de parámetro para posible reubicación de planta

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

Distancias de acarreo: La más idónea desde los frentes de explotación hasta el sitio de reubicación.

Topografía: Que considere la pendiente existente en las áreas de reubicación, en un rango de variabilidad comprendido entre 0% y 8%, de manera tal que garantice la maniobrabilidad de los equipos.

Planificación: Considerando un lapso de planificación para la mina desde el año 2013 hasta el año 2022.

4.5.2 Etapa II. Descripción de las reservas de carbón

4.5.2.1 Descripción de las reservas

El propósito de describir las reservas es de conocer las características cualitativas y cuantitativas del cuerpo mineralizado; en otras palabras, saber la cantidad, calidad, forma, extensión y distribución de la masa mineralizada. Se hizo una recopilación de la información concerniente a los parámetros que establece el diseño del proyecto.

Se desarrolló por medio de un programa de trabajo que permitió elegir las alternativas, de interés para el proyecto, basándose en la aplicación Mincom Minescape, para el reconocimiento del sitio de estudio.

4.5.2.2 Selección del sitio de estudio

Se seleccionó la zona de trabajo, donde se va a iniciar la ejecución del proyecto, la cual se realizó una descripción de la zona de la mina como se puede observar en la Figura 4.3.

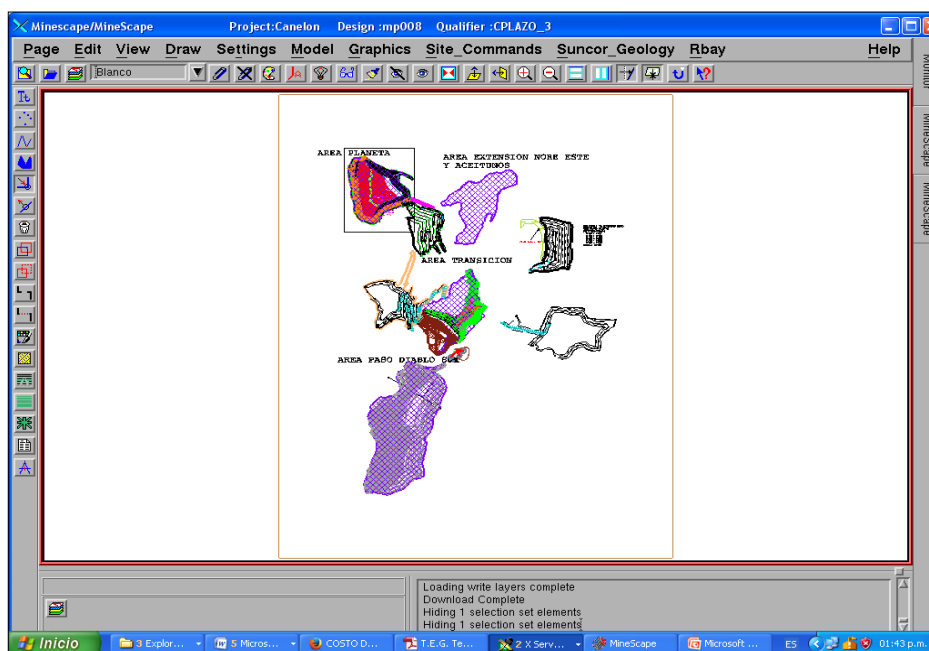


Figura 4.3 Polígono de reservas y escombreras.

4.5.2.3 Descripción del diseño y reservas de carbón para cada Fosa

La elaboración de los diseños está basada en data suministrada por la Superintendencia de Planificación de Mediano y Largo Plazo que consideran varios criterios técnicos-económicos, los cuales están orientados a determinar el límite de la

explotación. Algunos de estos criterios son la relación de sobrecarga (R.S) y la profundidad máxima de explotación. El criterio de profundidad de 250 m ha sido usado como límite de corte. Esto ha sido considerado por razones geotécnicas, de ingreso de aguas, limitaciones de área y de accesibilidad.

La relación de sobrecarga ha sido usada como una medida de criterio económico y 7:1 es decir siete (7) Tm de estéril para obtener una (1) Tm de mineral, es usada generalmente como otro límite de corte. La explotación se lleva a cabo, con equipo de palas y camiones, aunque el ordenamiento económico de los bloques es de forma convencional. La relación de sobrecarga y revisión de profundidades puede ser usada de forma razonable y exitosa.

En la Figura 4.4, se muestra de forma más clara los antes expuestos.

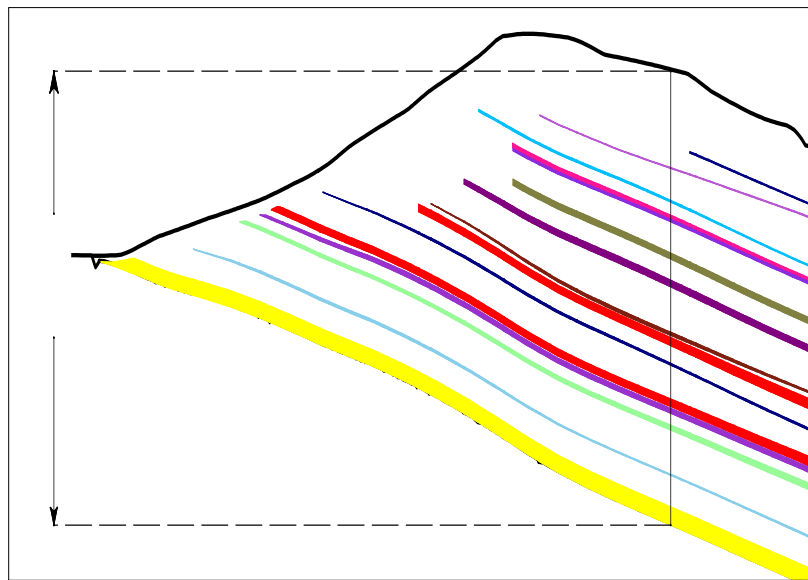


Figura 4.4 Relación de Sobrecarga Vs. Profundidad.
(Aplicación Mincom Vs Profundidad)

- Zona Norte de la Fosa Sector Sur: La pared del talud Este de esta Fosa, está entre los límites de relación de sobrecarga de 6:1 y 7:1, sin embargo la profundidad total en la pared talud de la parte alta excede los 250 m, desde el piso razón por la cual se llegó al diseño mostrado en la Figura 4.5.

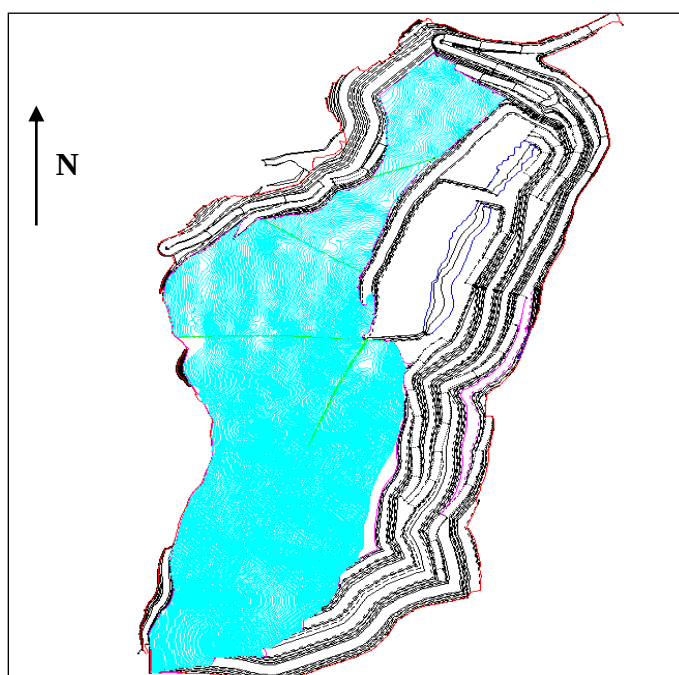


Figura 4.5 Diseño de Fosa Sur
(Aplicación Mincom Minescape)

Toda la información de reserva fue estudiada por fase mostrada en la Tabla 4.1.

Tabla 4.1 Resumen de evaluación total de reservas de Fosa Sur por Fase

N° Fase	Estéril (Mm ³)	Carbón (MTm)	Ash (%)	Sul (%)	Calidad Btu	Moi (%)	Vol (%)
1	97447,12	13782,01	4,8	0,57	12.920,0	2,81	36,25
2	93912,57	14888,39	5,10	0,59	12.862,5	2,83	36,39
3	109745,44	19013,78	5,23	0,60	12.844,9	2,75	36,51
4	95406,64	16420,44	5,15	0,60	12.864,1	2,65	36,57
5	74325,08	10902,93	5,01	0,59	12.894,4	2,57	36,56
Total	470836,85	75007,55	25,28	2,95	12.876,8	13,62	182,28

• Fosa Transición: La pared del talud de la Fosa Transición más alta es la Este, generalmente está en conformidad con la línea de 250 m de profundidad y la de relación de sobrecarga (RS) de 7:1. Dicha pared Sur de este talud ha sido establecida para evitar la complejidad por fallas de la Fosa Transición. La pared del talud Oeste ha sido establecida por las proyecciones de los afloramientos que corresponderían al manto de calidad 4 MO, El diseño de Fosa resultante es mostrado en la siguiente Figura 4.6.

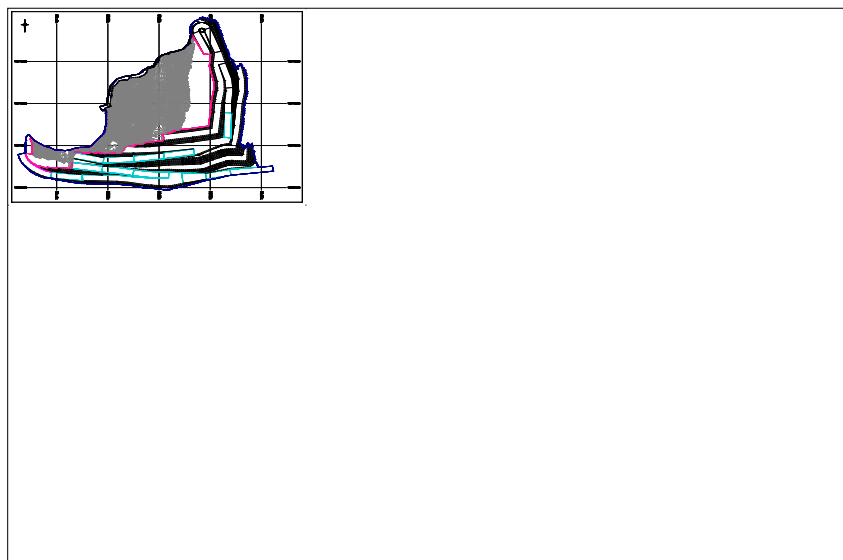


Figura 4.6 Diseño de Fosa Transición.
(Aplicación Mincom Minescape)

Toda la información de reserva fue estudiada por fase mostrada en la Tabla 4.2.

Tabla 4.2 Resumen de evaluación total de reservas de la Fosa Transición por fase

Nº Fases	Estéril (Mm ³)	Carbón (MTm)	Calidad (Btu)
F1	17.133	4.488	13.029
F2	23.321	483	12.445
F3	52.597	10.719	12.874
F4	45.520	11.115	12.817
Total	138.571	26.806	12.791

- Fosa Espejo: El diseño de Fosa Espejo, ha seguido generalmente el límite de corte de relación de sobrecarga 7:1 y dentro de los límites de profundidad hasta 250 metros. Para la mayoría de la fosa, con la excepción del área en el extremo Sur. Los mantos de carbón cambian de un buzamiento en sentido Este alrededor de la Fosa Baqueta a una dirección Sureste. Donde las fallas en el extremo Sur contribuyen a ese cambio en el buzamiento.

Los buzamientos son bastante fuertes, de aproximadamente 23 a 35 grados y la combinación de fallas y buzamiento crean unos retos geotécnicos para el diseño de mina. La base de esta Fosa es la calidad del manto 4 MO. Las reservas estudiadas y obtenidas por niveles de este diseño inicial son mostradas en la Figura 4.7, y en una tabla resumen total de reserva de Fosa que se encuentra en el apéndice A.

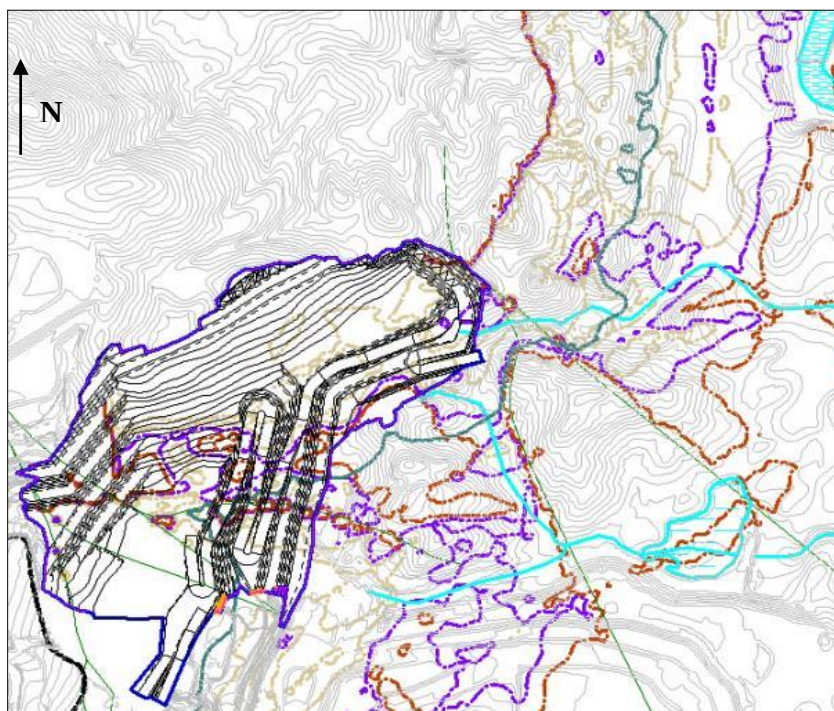


Figura 4.7 Diseño de Fosa Espejo.
(Aplicación Mincom Minescape)

- Fosa Aceituno: La fosa aceituno se encuentra entre Fosa Transición y la Fosa Espejo en dirección Noreste. La pared alta del talud de la Fosa, básicamente sigue el rumbo de los mantos de carbón y está limitado a menos de 250 m de profundidad. La pared Norte del talud ha sido limitada por consideraciones geotécnicas debido a la geología, dicha Fosa está contenida dentro de la línea de relación de sobrecarga de 7:1, como se observó en la Figura 4.8. Las reservas estudiadas y obtenidas por niveles de este diseño inicial son mostradas en una tabla resumen total de reserva de Fosa que se encuentra en el apéndice A.

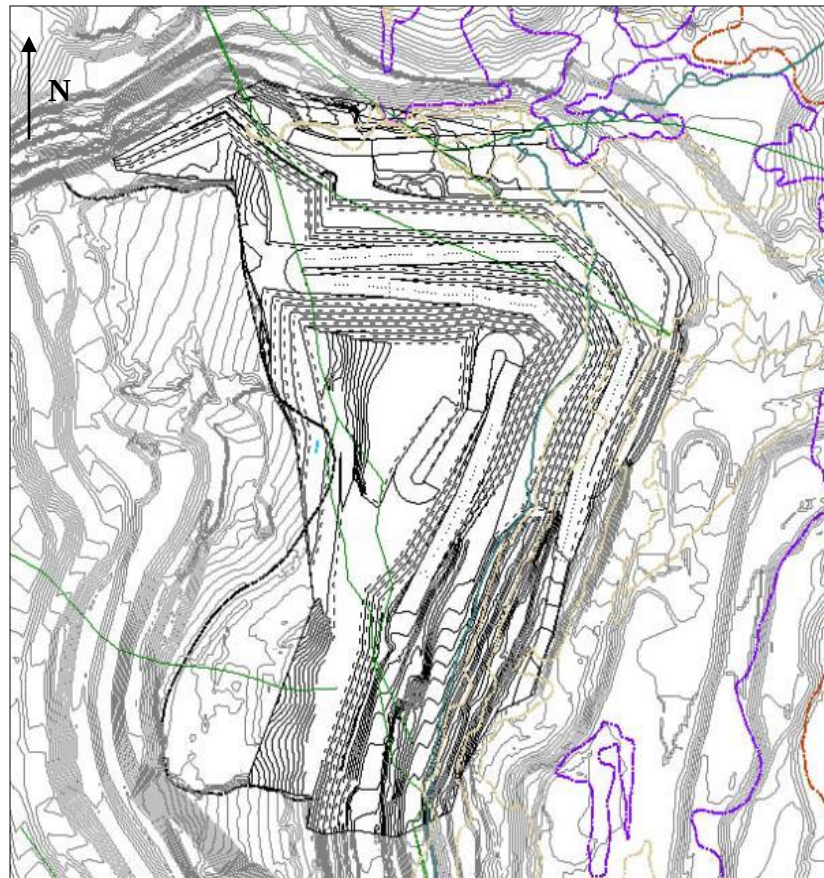


Figura 4.8 Diseño de Fosa Aceituno.
(Aplicación Mincom Minescape)

- Fosa Planeta: La porción oriental de la Fosa Planeta ha sido explotada previamente en una extensión Noreste hasta el manto de calidad 4 O. Sin embargo los grupos inferiores 3 y 2 no fueron minados. La fosa ha sido desarrollada para extenderse hasta el afloramiento de esos mantos hacia el Oeste.

La extensión de la Fosa hacia el Norte está limitada por el Caño Colorado y una topografía que se torna muy abrupta, a partir de aquí los límites Sur y Este se conforman con el limite 7:1 de relación de sobrecarga.

El diseño inicial de la Figura 4.9, fue establecido usando la información topográfica y de relación de sobrecarga de las reservas (RS) estudiada y obtenidas por niveles de este diseño inicial, son mostradas en una tabla resumen total de reserva de la Fosa que se encuentra en el apéndice A.

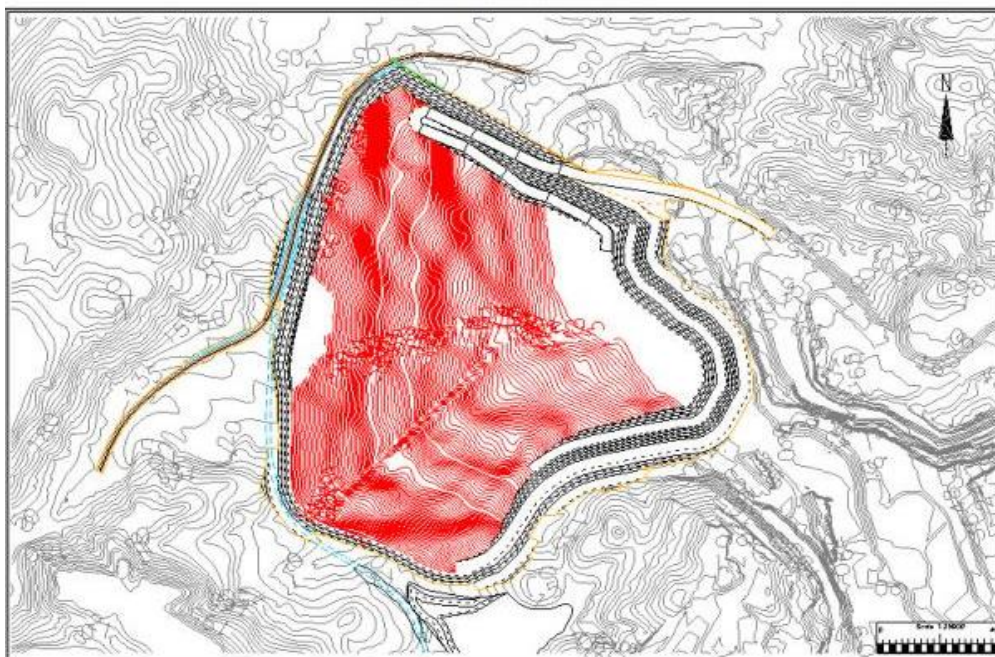


Figura 4.9 Diseño de Fosa Planeta.
(Aplicación Mincom Minescape)

4.5.3 Etapa III. Análisis de posibles alternativas

Se determinó las características cualitativas y cuantitativas del cuerpo mineralizado; en otras palabras, conocer la cantidad, calidad, forma, extensión y distribución de la masa mineralizada en la mina se procede a realizar perímetros sobre la Fosas de reservas de mina ya identificada por la Gerencia de Planificación,. donde se pueden ver varios punto de equilibrio de equidistancia entre Fosas. y se pueden observar y descartar alternativas, desde el punto de vista tecnico-economico del analisis en el area estudio, que permitio la identificacion de las alternativas de interes mas adecuada. Ver Figura 4.10.

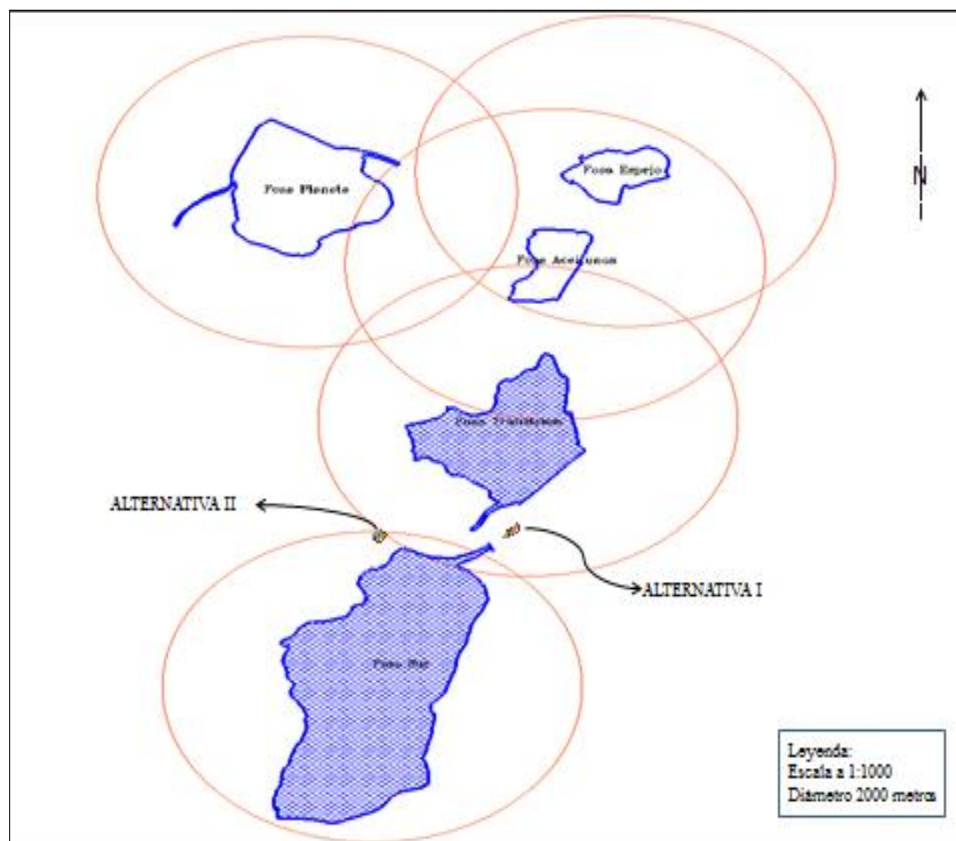


Figura 4.10 Perímetros de 2.000 metros.

4.5.3.1 Selección de las alternativas más factible

El Plan de Mina de hecho estaba proyectado para la Fosas Sur y Trasicion, ya que estas contiene la mayor cantidad en cuanto mineral y las distancia de acceso de acarreo de dichas Fosas, son la mas factible para el analisis, como alternativas de posible ubicación debido a la duracion de la planta de trituracion versus duracion de Fosas mostrado en la Figura 4.11.



Figura 4.11 Alternativas de ubicación.

4.5.3.2 Secuencia de explotación de mina

Secuencia de explotación o estrategia de consumo de reservas, es la forma en que se extraen el carbón de la Fosa por fases, durante el período comprendido entre el inicio de la explotación hasta el final de ella (Pit final). La extracción del material se realiza en sucesivas fase por años que son las siguientes:

- Secuencia de mina 2013: La secuencia de explotación del año 2013 contempla la continuación de la Fosa de Transición No Fallada y el desarrollo de Transición Fallada; el objetivo consiste en desarrollar la mina de forma tal que pueda existir una recuperación consistente de la producción hasta alcanzar el máximo de producción en los años futuros.

El área de Transición No Fallada se explota avanzando de Este a Oeste iniciando en el nivel 48 alcanzando avanzar hasta el nivel 36 para el primer trimestre del año, continuando con el avance alcanzando iniciar el nivel -24 para finales del 2013, dando paso al avance del plan de manejo de agua, el cual permitirá alcanzar niveles inferiores para el 2014. Por otra parte se inicia el desarrollo de Transición Fallado, el cual empieza en el nivel 150 avanzando de este a oeste hasta alcanzar el nivel 105. Para este período se considera iniciar la expansión de la escombrera oeste y continuar con el avance de la escombrera del retrollenado norte, considerando un perfil de acarreo promedio de 3,750 m, para obtener una producción de 18,577 Mm³b de estéril con 1,463 MTm de carbón.

- Secuencia de mina 2014: La operación correspondiente al año 2014 tiene previsto continuar con la labores de extracción en el sector de Transición hasta alcanzar el nivel -72, produciendo 7,852 Mm³b de estéril con unas 1,331 MTm de carbón en Transición No Fallada, mientras en la pared sur se continúa con la expansión hacia el conocida como transición fallada, la cual se alcanza explotar durante el año hasta el nivel 75 alcanzando un desarrollo de 16,910 Mm³b de estéril concentrando las palas eléctricas en esta área, dando inicio a una producción de carbón de 959 MTm. La producción se estima en El material estéril está previsto ser depositado principalmente en la escombrera Sureste 1, la cual se iniciará durante este año, continuando con los botes en el retrollenado Norte y la extensión de la escombrera Oeste.

Para este año se requiere descargar de la fosa Baqueta un total de 12.800.000 m³ de agua, para poder alcanzar el nivel de trabajo respectivo y poder recuperar el 30 % del carbón comprometido para el periodo. La producción total planificada para el 2013 se estableció en 24,762 Mm³b y 2,289 MTm como carbón minado con una (R.S). general de 10.81:1.

El sector Sur de Paso Diablo se espera iniciar para el año 2016, de tal manera se debe iniciar los trabajos previos para la preparación del área como los son la construcción de vías de accesos, tendidos eléctricos, deforestación, remoción, acarreo y almacenamiento de la capa vegetal, control de drenaje, construcción de lagunas de sedimentación etc. Estas actividades se extenderán hasta el primer trimestre del año 2016.

En la Figura 4.12 se muestra el área del sector sur donde se iniciaran los trabajos de preparación.

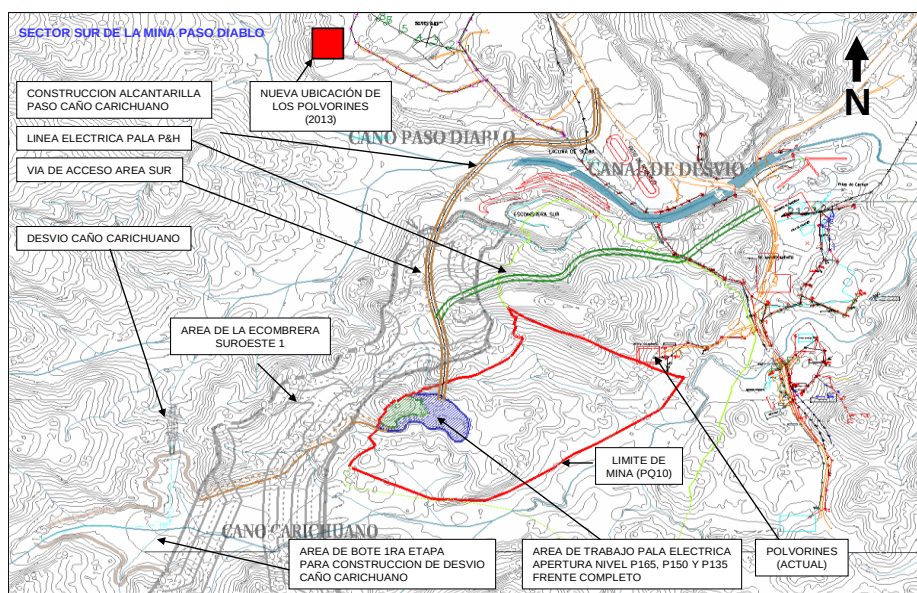


Figura 4.12 Sector sur iniciando trabajos de preparación (Espinoza)

Igualmente se debe llevar a cabo los trabajos para la mudanza del polvorín.

Esta infraestructura será reubicada dentro de los límites de la Escombrera Oeste en Paso diablo Norte. Este lugar fue validado por el DARFA y se dará comienzo al proceso de ingeniería, contratación, movimiento de tierra, aducción de agua, líneas eléctricas y obras ambientales.

- Secuencia de mina 2015: Para el año 2015 las operaciones continuarán en las mismas áreas del 2014, durante este año la Fosa Transición No Fallada llega hasta su límite final a nivel -108, contando con una producción 4,419 Mm³b de estéril y unas 2,121 MTm de carbón teniendo una relación de sobrecarga de 2.08:1 para esta área.

Así mismo, se continúa la operación en Transición Fallada alcanzando el nivel 60 produciendo 27,174 Mm³b de estéril para extraer 4,067 MTm de carbón a una relación de 9.43. El estéril será colocado parte en la escombrera retrollenado Norte y la escombrera Sureste 1, para obtener un perfil promedio de 3,100 m, con la finalidad de incrementar la productividad de los equipos para alcanzar 31,806 Mm³b de estéril con unos 6,188 MTm de carbón.

Se continúa con las labores de preparación para el ingreso a Paso Diablo Sur

- Secuencia de mina 2016: Para el año 2016 se concentran las operaciones en Transición Fallada, la cual hace el aporte de carbón para este año, iniciando en el nivel 48 avanzando de Este a Oeste hasta completar el nivel 24, iniciando el nivel 12. Se inician las operaciones en Paso Diablo Sur durante el último trimestre con el desarrollo del sector denominado Carichuano Norte hasta alcanzar el nivel 135.

La producción general se estableció según el plan en 30,285 Mm³b y 4,917 MTm como carbón minado para una relación de 5.59:1.

- Secuencia de mina 2017: En lo que respecta a la secuencia correspondiente al año 2017, la producción estará concentrada en las Fosas Transición Fallada y el Desarrollo de Paso Diablo Sur. Transición Fallada continúa hasta alcanzar el nivel -24, aportando la producción principal de carbón. De igual manera, continúa el desarrollo de Paso Diablo Sur, principalmente en el sector al Norte del Caño Carichuano. Se tiene previsto que todo el material estéril de este pre-desarrollo, se deposite en parte de la escombrera Sur Oeste y en el retrolleado que se construirán en Transición, con el objeto de ir preparando la plataforma a nivel, que servirá de base de trabajo para iniciar el desvío del Caño Carichuano hacia el Caño Paso. La producción se estima en 35,248 Mm³b para el estéril y 6,331 MTm de carbón

- Secuencia de mina 2018: Para el año 2018, la producción de carbón se concentra todavía en Transición Fallada que sigue profundizando hasta alcanzar el -72, construyendo a su vez el retrolleado de Transición hacia el oeste. En cuanto la Fosa de Transición Fallada avanza hasta su límite final en el nivel -108, siendo la misma la que hace el aporte principal del carbón.

Mientras tanto en Paso Diablo Sur se continúa con el desarrollo de Carichuano Norte hasta el nivel 90 que empieza aportar apenas unas 230 MTm de carbón. Durante este año se proyecta una producción total de unos 37,334 Mm³b de estéril con unos 5.500 MTm de carbón a una relación de 6.22:1.

- Secuencia de mina 2019: En el año 2019 el desarrollo de Paso Diablo Sur, coloca a la Fosa al Norte del caño Carichuano en condición de iniciar un aporte producción de carbón en su avance desde el nivel 90 hasta el nivel 48, alcanzando una producción total para ambas áreas de 41,669 Mm³b de estéril contra 6,000 MTm de carbón a una relación de sobre carga 6.94:1.

- Secuencia de mina 2020-2022: A partir del año 2020 hasta el 2022 se proyecta el avance de Paso Diablo Sur que alcanza una producción constante de 6,500 MTm de carbón.

4.5.4 Etapa IV. Determinación de costos

4.5.4.1 Esquema operativo

Las operaciones descritas en el Plan de Mina, contemplan las actividades principales de una explotación mineral a cielo abierto; carga, acarreo y trituración.

- Jornadas de trabajo:

1 Año $\longrightarrow$ 365 días – 1.5 días

363.5 días laborables de 12 meses/año

Días laborables por mes = $363.5 \div 12 = 30,29 \approx 30$ días/mes.

Días laborables por mes = 30 días/mes.

Turnos por día = 2 turnos/días.

Eficiencia (80%)

Disponibilidad física (75%)

- Operaciones de trituración, carga y acarreo: Se establece dos turnos de trabajo de 12 horas, por día, como se muestran:

I Turno = 7:00 a 7:00 Turno diurno

II Turno = 7:00 a 7:00 Turno nocturno

- Producción de mineral en tiempo real: Ya conociendo la cantidad de mineral de Fosa Transición y Fosa Sur y el tiempo de duración de ellas anteriormente descrita

por el diseño de Fosa y reservas y por medio de la ecuación 3.5 del capítulo III se obtuvo la máxima producción de la planta de trituración en tiempo real como se muestra:

$$Prod_{Tiempo-real} = 6500MTm/Año$$

- Productividad en tiempo real: Se procedió a calcular la productividad en tiempo real representado por la ecuación 3.8 descrita en el capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$Prod_{horaria} = 752,314Tm/Hora$$

- Producción de mineral en tiempo efectivo: Para hallar la producción del mineral en tiempo efectivo, se aplica la ecuación 3.6 del capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$Prod_{Efectiva} = 602Tm/Hora$$

- La capacidad efectiva (Ce) de la planta de trituración: La capacidad efectiva (Ce) de la planta de trituración, fue determinada por la ecuación 3.7, mencionada en el capítulo III.

$$Capacidad_{Efectiva} = 1003,054Tm/Hora$$

Para efectos de cálculo en la selección de equipos, se empleara la producción en tiempo efectivo; ya que en la ecuación de los equipos mencionada en el capítulo III,

incluyen parámetros de eficiencia (operacional, mecánica) que en cierta forma ponderan los tiempos y ciclos en función del trabajo u operación efectiva de la mina.

4.5.4.2 Alternativa I

Cálculo de números de camiones para el transporte del mineral hasta la planta de trituración actual.

En este proyecto se requiere saber cantidad de camiones roqueros modelo 789 de capacidad de 162.8 Tm, que es la carga útil efectiva en promedio que está siendo acarreada en la mina. Sabiendo la densidad de material suelto es 0.95 Tm/m^3 y la densidad del material en banco 1.25 Tm/m^3 y las alturas de bancos por encima nivel 60 es de 15 metros, y por debajo de este nivel 12 metros, y para cargar los camiones roqueros, se usa un cargador modelo 994 de capacidad de balde 36 m^3 .

- **Acarreo:** En lo que respecta al Pit final de la Fosa Sur, es la ruta más larga en comparación con la ruta de Fosa Transición, que es la más corta, por lo que para efecto de cálculo se tomará dentro del Pit de Fosa Sur, que recorrerá una distancia de 3980 mts, y fueron medidos con la aplicación Mincom Minescape, ver Figura 4.13.

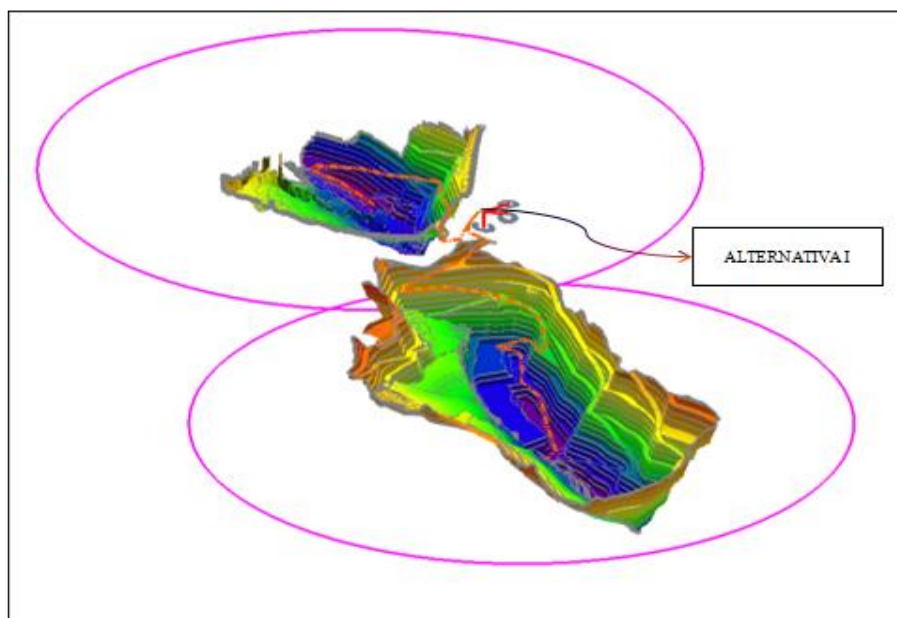


Figura 4.13 Ruta de acarreo de Pit final hasta planta trituración actual.

La Tablas 4.3 y 4.4 Levantada por tramo de distancia de acarreo y diferenciales de cotas hasta llegar a la planta de trituración actual. Para ambas Fosas como se pueden observar, se tomaron su lectura de distancia en plano y en pendiente con Mincom Minescape, como se pueden ver en las Figura 4.14 y 4.15.

La distancia de acarreo de mineral corresponde a los perfiles siguientes:

Tabla 4.3 Pit final de Fosa Sur hasta planta de trituración actual.

Tramos	Cotas	Pendientes	Distancias (m)
A	-72	0%	559
B	-60	8%	2975
C	90	8%	446
D	90	0%	0

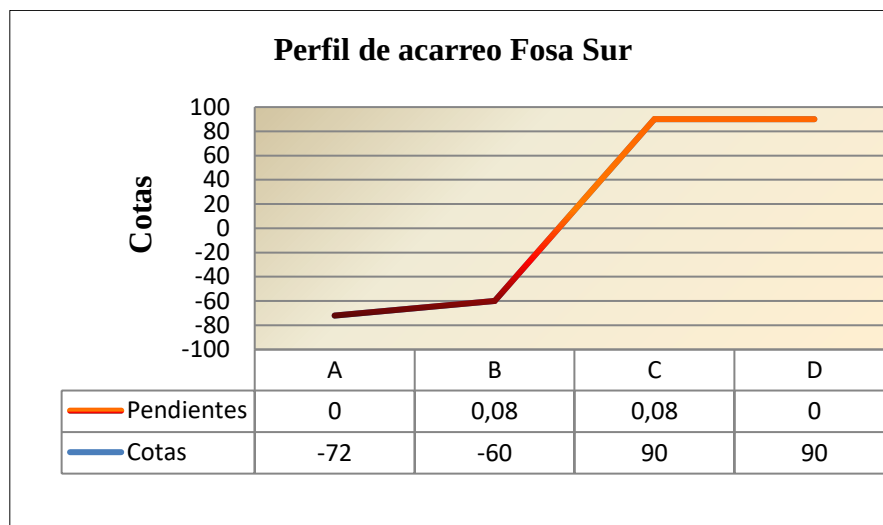


Figura 4.14 Perfil de acarreo de Fosa Sur. Alternativa I.

Tabla 4.4 Pit final de Fosa Transición hasta planta de trituración actual

Tramos	Cotas	Pendientes (%)	Distancias (m)
A	-120	0%	230
B	-108	8%	2794
C	90	8%	485,5
D	90	0%	0

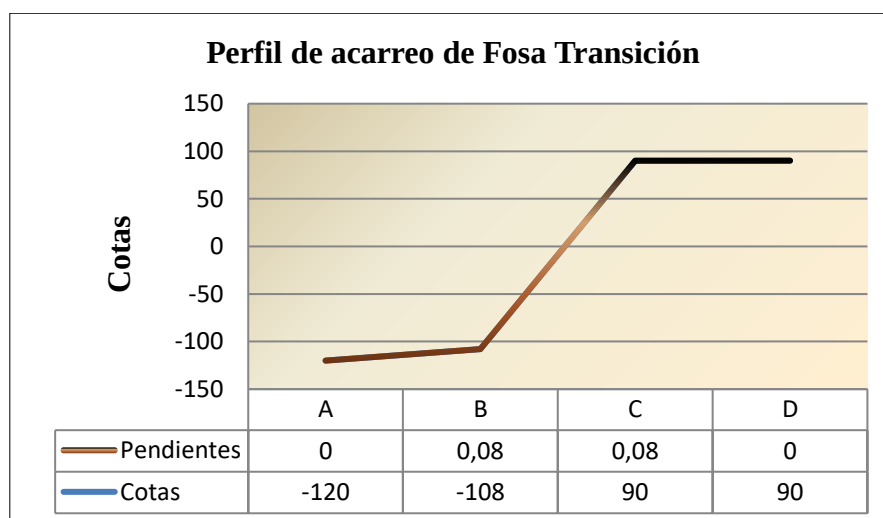


Figura 4.15 Perfil de acarreo de Fosa Transición. Alternativa I.

- Tiempo de ciclo del camión roquero modelo 789 (T_C): El tiempo de ciclo de acarreo de mineral se determinó por medio de la ecuación 3.13 especificada en el capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

El camión que se usara tiene las siguientes especificaciones, ver apéndice D., Donde la distancia, las velocidades y el tiempo de ciclo se muestran a continuación:

$$D_h = D_r = D_p = 3980 \text{ metros}$$

$V_1 = 15 \text{ Km/Hr}$ = Por razones de seguridad se redujo la velocidad de un camión roquero modelo 789 cargado máxima $15 \text{ Km/Hr} = 250 \text{ m/min}$. Ver apéndice D. de las velocidades del equipo.

$V_2 = 40 \text{ Km/Hr}$ = Por razones de seguridad la velocidad de un camión roquero modelo 789 descargado no debe pasar de $40 \text{ Km/Hr} = 666.666 \text{ m/min}$. Ver apéndice D. de las velocidades del equipo.

$$T_C = 32,85 \text{ Min}$$

- Producción en banco: Para el presente análisis la empresa ya cuenta con los equipos de carga y sus especificaciones técnicas. Para efecto de cálculos serán tomadas la capacidad nominal del balde como punto de referencia, se determinó la producción de banco con la ecuación 3.9 descrita en el capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$\frac{M^3b}{\text{Hora}} = 214,68 \text{ m}^3b / \text{Hora}$$

- Número de balde requeridos por camión roquero modelo 789: Finalmente, las operaciones de cargas en la mina se atienden con un cargador de 36 m³ (equivalente a un CAT 994). Con la ecuación 3.10 que se encuentra descrita en el capítulo III, se calculó el número de balde, para cargar un camión roquero modelo 789, demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$n = 5,90 \approx 6 \text{ Baldes}$$

- Números de camiones requeridos por cargador modelo 994: El número de camiones roqueros modelo 789 se determinó por medio de la ecuación 3.14 descrita en el capítulo III, demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$N_{\text{Camiones}} = 6.23 \approx 7 \text{ Camiones}$$

Se determina la productividad de cada año según el plan de mina 2013-2022, por medio de ecuación 3.8 del capítulo III, demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$\text{Prod}_{\text{horaria}} = 246,913 \frac{\text{Tm}}{\text{Hora}}$$

Conociendo la productividad de cada año se determina el número de camiones roqueros modelo 789 que se necesitan para cada año del Plan de Mina 2013-2022, mediante la ecuación 3.15 del capítulo III, demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$N^{\circ}_{\text{Camiones}} = 1,729 \approx 2$$

Se determinó el número de hora por camiones consumida para cada año por medio de un ejemplo explicado del apéndice E.10, hasta hacer cumplir con el Plan de Mina 2013-2022.

$$\text{Horas/Camiones} = 104688$$

Luego se buscó toda la información concerniente en la Gerencia de Mantenimiento con respecto a lo costó por horas de equipos que se usaron en la mina los primeros siete (7) meses de este año, donde se tomó la data de los camiones modelo 789, ver Tabla 4.5.

Tabla 4.5 Costos por hora de camión roquero 789. Alternativa I

Mes	Horas	Montos (US\$)	Promedio US\$/hora
Enero	1142	290241	59
Febrero	750	246308	76
Marzo	1388	106545	12
Abril	919	136467	24
Mayo	1240	355825	46
Junio	756	194829	41
Julio	1143	192932	27
Total	7.338	1.523.147	46

Sabiendo que 46 US\$/Hora es un promedio ponderado de costo de acarreo de mineral con camión roquero modelo 789. Determinado anteriormente el número de horas por camiones para cada año, se procede a calcular los costos de transporte de acarreo de carbón, mediante un ejemplo explicado que se muestra en el apéndice E.11

$$\text{Costo/Camiones} = 481.564,8 \text{ US$ / Camiones año}$$

La determinación de los costó por tonelada acarreada, se calculó por la siguiente ecuación 3.17 del capítulo III, demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$\text{Costo/Tonelada} = 0.3 \text{ US$ / Tm}$$

4.5.4.3 Alternativa II

Ubicación de la planta de trituración por detrás del patio de remanejo cerca del Caño Pasó Diablo se muestra en la Figura 4.16.

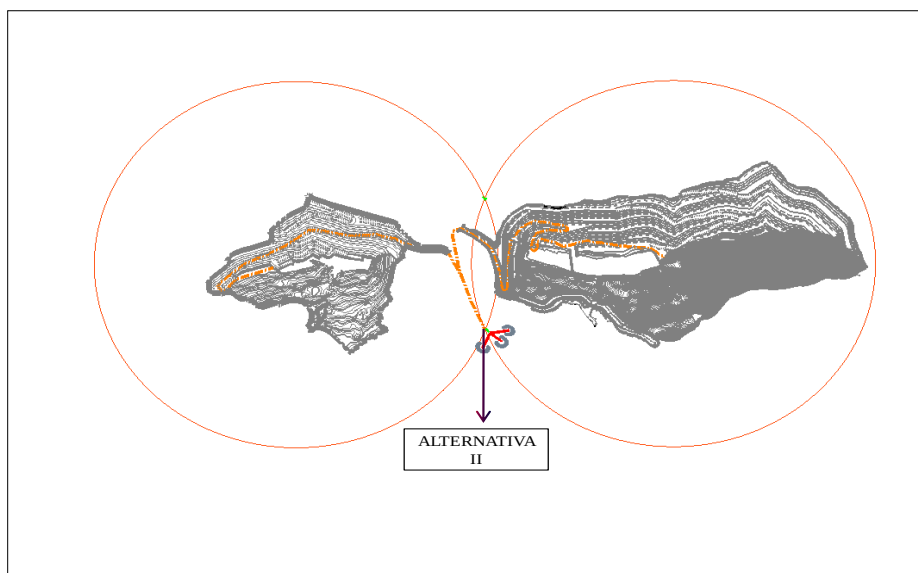


Figura 4.16 Ruta de acarreo del Pit final hasta planta. Alternativa II.

En la alternativa II, se puede observar las Tablas 4.6 y 4.7, levantada por tramo de distancia de acarreo y diferenciales de cotas, hasta llegar a la nueva alternativa que queda por detrás de los patios de remanejo a pocos metros de Caño Paso Diablo Sur. Se tomaron (lectura de distancia en metros con la aplicación Mincom Minescape) dando como resultado que la distancia de acarreo más larga, es la que se usará para efecto de cálculos de determinación de ciclo de acarreo como se puede ver en las Figura 4.17 y 4.18.

La distancia de acarreo de mineral de la alternativa II corresponde a los perfiles siguientes:

Tabla 4.6 Ruta de acarreo del Pit final de Fosa Sur hasta Planta.

Tramos	Cotas	Pendientes	Distancias (m)
A	-72	0%	560
B	-60	8%	3534,243
C	90	8%	809.634
D	90	0%	0

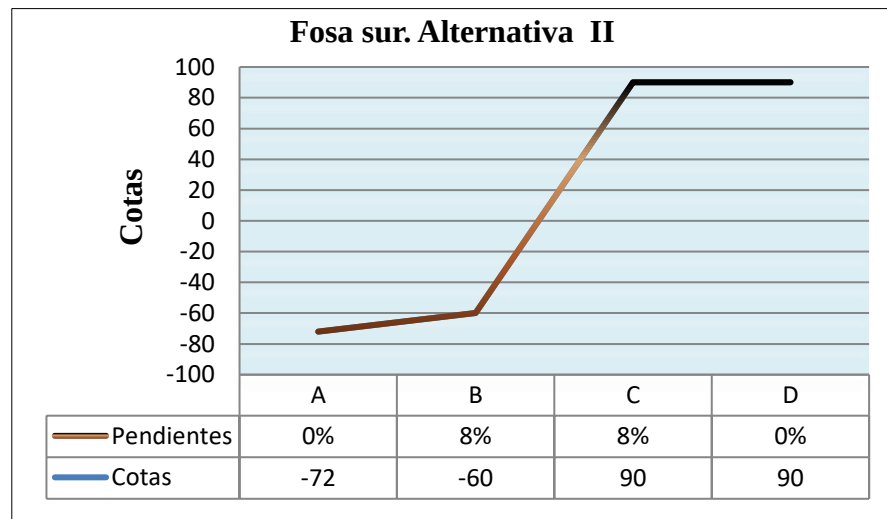


Figura 4.17 Perfil de acarreo de Fosa Sur. Alternativa II.

Tabla 4.7 Ruta de acarreo de Fosa Transición hasta Planta.

Tramo	Cotas	Pendientes	Distancias
A	-120	0%	298
B	-108	8%	2281.628
C	90	8%	864
D	90	0%	0

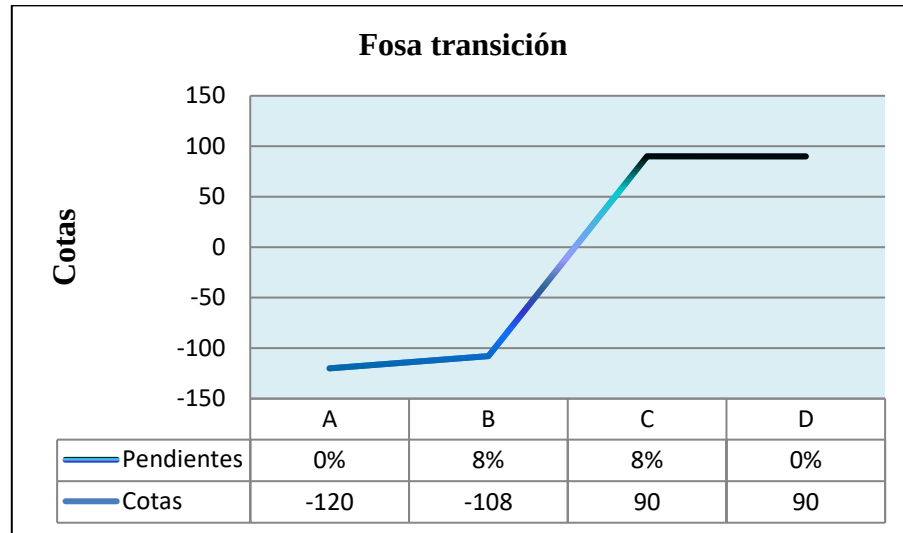


Figura 4.18 Perfil de acarreo de Fosa Transición. Alternativa II.

- Tiempo de ciclo del camión (T_C): Se determinó tiempo de ciclo de acarreo de mineral por medio de la ecuación 3.13 especificada en la capítulo III. Se puede ver que la distancia de acarreo es diferente a la de la alternativa I, pero las velocidades y especificaciones técnicas del camión son la misma. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$D_h = D_r = D_p = 4903,877 \text{ metros}$$

$$T_C = 40,56 \text{ Min}$$

- Número de camiones requeridos por cargador modelo 994: El número de camiones roqueros modelo 789 se determinó por medio de la ecuación 3.14 descrita en el capítulo III, demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$N = 7,705 \approx 8 \text{ Camiones}$$

Se deben adquirir 8 camiones por cada cargador para poder satisfacer y cumplir con la producción de mineral en la mina para dichos años.

Teniendo en cuenta que la productividad fue determinada anteriormente en la alternativa I, conociendo el número de camiones que se requieren Plan de Mina 2013-2022 de alternativa II, se procede a determinar el número de camiones roqueros modelo 789, por metas mediante la ecuación 3.15 descrita en capítulo III.

$$N^{\circ}_{CAMIONES} = 1,969 \approx 2$$

Mediante un ejemplo explicativo en el apéndice E.15, se determinó el número de horas operativas por camiones para cada año, hasta hacer cumplir con el Plan.

$$\text{Horas/Camiones} = 104688 \text{ Horas/Camiones}$$

Sabiendo que 46 US\$/Hora es un promedio ponderado de costo de acarreo de mineral con camión roquero modelo 789, demostrado en la Tabla 4.5 de la alternativa I, y determinado anteriormente el número de horas por camiones para cada año de la alternativa II, se procede a calcular los costos de transporte de acarreo de carbón, por medio de un ejemplo explicativo en el apéndice E.16.

$$\text{Costo/Camionesaño} = 481.564,8 \text{ US$/Camionesaño}$$

Los costos unitarios por toneladas se dedujeron por la ecuación 3.17 nombrada capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$\text{Costo/tonelada} = 0.3 \text{ US$/Tm}$$

4.5.4.4 Costos asociados al mantenimiento a la ubicación de la planta

Toda la información necesaria con respecto a los costos mantenimiento del centro de trituración y equipos usados en la mina de los siete primeros meses de este año, fue suministrada por Gerencia de Mantenimiento ver Tabla 4.8 y 4.9.

Tabla 4.8 Costos de mantenimiento por hora del centro de Trituración

Año	Horas	Montos US\$	PromedioUS\$/hora
Costo de trituración	1952	1408577	159,11
Costo de muestreadores y transportadores	1580	57294	134,55
Costo de apiladores Cernidores	1959	161861	17,04
Total	5491	1627732	144,12

Tabla 4.9 Costos de mantenimiento por horas de equipo usado en la mina

Año	Horas	Montos US\$	Promedio US\$/Hora
Costo de perforadora	4823	1182759	124,70
Costo de pala hidráulica retro OI&K RH- 200-1400	4376	8812150	1.035,66
Costo de pala P&H 2800 XPA	7232	8912721	776,58
Costo totales de cargadores frontales	6603	2104342	854,88
Camiones roqueros, CAT 793	57547	30223730	276,48
Costo tractor de orugas Caterpillar	15993	5765060	217,20
Costo de motoniveladora Caterpillar + tractor de rueda Tiger y otros	13137	2224911	308,43
Total	109.711	59.225.673	477,64

Los costos de mantenimiento del centro de trituración y de los equipo de producción para ambas alternativas son constante. (Determinado en dólares (US\$) promedio ponderado por hora en los costos anteriormente nombrados), se procedió a determinar los dólares (US\$) por metas para cada año del Plan de Mina (2013-2022).

Determinado en dólares (US\$) promedio ponderado por hora en los costos anteriormente nombrado se calculan los costos unitarios por tonelada producida del Plan de Mina (2013-2022), por medio de la ecuación 3.17 nombrada en el capítulo III. Demostración el cálculo en el apéndice E

$$\text{Costo}/\text{Tonelada} = 0,583 \text{US$}/\text{Tm}$$

Se determinó los costos por metas del Plan de Mina (2013-2022), por medio de la ecuación 3.18 del capítulo III. Demostración del cálculo en el apéndice E

$$\text{Costo}/\text{Meta} = 933,911 \times 10^3 \text{US$}/\text{Año}$$

4.5.5 Etapa V. Análisis económico

4.5.5.1 Evaluación económica de las alternativas

La evaluación económica tomará la corriente de los costos de las inversiones, debido a que se evaluarán las alternativas que solo generan servicios, siendo así se utilizarán una evaluación comparativa.

4.5.5.2 Evaluación comparativa

Como se mencionó anteriormente, las diferentes alternativas que se van a comparar entre sí, tomando los criterios del Valor Presente, el cual consiste en transformar cada una de las alternativas de 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 estándar como referencia, esto es obtener el equivalente de una serie de costos anuales

de cada una de las alternativas, a fin de compararla entre sí, en consecuencia la alternativa que me refleja menor Valor Presente (VP), menor Costo Anual Equivalente (CAE) y Costo Unitario (CU) será la más factible a tomar decisión.

Toda la inversión y costos de operación son considerados constante en el tiempo, debido a que están expresado en término de moneda de valor fijo, de modo que las variaciones nominales o valores en moneda corriente no afectaran la decisión a tomar, puesto que todos los montos están expresado en dólar americano (US\$).

4.5.5.3 Determinación del flujo de caja. Alternativa I

Los equipos que requiere el centro de trituración actual de Carbones del Guasare son los que se describe a continuación. Ya que los equipo que tienen están en obsolescencia, desgaste de componente y estado avanzado de corrosión en la estructuras. Ya esto cuenta con un proyecto de remplazo de los equipo levantado por Gerencia de Proyecto de la organización. Los costos de adquisición, más los costo de instalación se pueden mostrar en la Tabla 4.10.

Tabla 4.10 Resumen de inversión esperado por el remplazo. Alternativa I

Descripción	Cantidad	Capacidad	Costo US\$	Total US\$
Trituración de carbón (primario, secundario y Feeder)	1	2000 TPH	4,479x10 ⁶	4,479x10 ⁶
Costo asociado a cinta transportadora (flete, nacionalización, seguro, aranceles, etc.)	1		582.279,10	582.279,10
Cinta transportadora (300 metros x 60'')	300	2000 TPH	6.000	1,8x10 ⁶
Costo asociado a cinta transportadora (flete, nacionalización, seguro, aranceles, etc.)	1		234.000	234.000
Adquisición de apilador radial de altura variable	1	2000 TPH	1,0x10 ⁶	1,0x10 ⁶
Costo asociado a cinta transportadora (flete, nacionalización, seguro, etc.)	1		130.000	130.000
Obras Civiles				
Instalación de equipos				2.239x10 ⁶
Total				10,464x10⁶

Inversión Inicial (I_0) = Σ costos iniciales:

Planta Trituración primaria

Planta Trituración secundaria

Feeder

Cinta transportadora (300 metros x 60'')

Adquisición de apilador radial de altura variable

Instalación de las trituradoras

Inversión Inicial (I_0) = 10,464x10⁶ US\$

Cabe destacar, que esta inversión no genera ingreso ya que estos serán los gastos de preparación y tecnología para la mina. Los cuales son necesarios para poder obtener un producto final y así ofertar para competir en el mercado con dicho producto terminado de acuerdo a las necesidades requeridas por el cliente.

El análisis de este proyecto se quiere para un tiempo específico según el Plan de Mina 2013-2022. En esta caso, se tomó para efecto de cálculo los 10 primeros años de la Superintendencia de Planificación de Mediano y Largo Plazo. Se considera la inversión inicial anteriormente mencionada en la Tabla 4.10 de la alternativa I.

En este sentido se determinaron los costos operativos de acarreo de mineral de cada uno de las Fosas, los costos de mantenimiento del centro de trituración y los costos de los equipos de producción de carbón con la finalidad de calcular el Valor Presente (VP), y el Costo Anual Equivalente (CAE). Como son gastos las anualidades tienen dirección negativa se podrán ver Tabla 5.17 y Figura 5.9.

Dónde:

Los Costo operativos no son más US\$/Años de de acarreo de mineral de carbón producido, más Costo de mantenimiento del centro de trituración y los Costo de mantenimiento de equipos de producción como se muestran en la Tablas 5.9, 4.8 y 4.9.

i: Tasa de interés = Tasa de descuento de PDVSA = 10%

n: Número de años = 10 Años.

Infl: Inflación extranjera es de 10%

VP: Valor Presente

Tablas de factor de interés de compuesto. Ver apéndice D.

4.5.5.5 Determinación de flujo de caja. Alternativa II

En esta se presenta que la inversión es mucho mayor en comparación con inversión de la alternativa I debido que requiere de otros servicios como reubicación y acondicionamiento del patio de apilamiento que se especificaran a continuación. Existen otras variables que no fueron tomadas en cuenta debido a que es el desarrollo de la alternativa II, será estudiado en otro proyecto. El costo de adquisición, más costo de instalación y servicios se pueden observar en la Tabla 4.16.

Tabla 4.11 Resumen de inversión esperado por la reubicación. Alternativa II

Descripción	Cantidad	Capacidad	Costo US\$	Total US\$
Trituración de carbón (primario, secundario y feeder)	1	2000 TPH	4,479x10 ⁶	4,479x10 ⁶
Costo asociado a cinta transportadora (flete, nacionalización, seguro, aranceles, etc.)	1		582.279	582.279,10
Cinta transportadora (300 metros x 60'')	300	2000 TPH	6000	1,8x10 ⁶
Costo asociado a cinta transportadora (flete, nacionalización, seguro, aranceles, etc.)	1		234.000	234.000
Adquisición de apilador radial de altura variable	1	2000 TPH	1,0x10 ⁶	1,0x10 ⁶
Costo asociado a cinta transportadora (flete, nacionalización, seguro, aranceles, etc.)	1		130.000	130.000
Obras Civiles				
Costo de preparación del patio de apilamiento				1,250x10 ⁶
Desarrollo de vías de acceso				500.000
Acondicionamiento de sistema eléctrico				1,0x10 ⁶
Suministro e instalación de sistema de iluminación				150.000
Suministro e instalación de sistema de control de polvo				150.000
Total				13.514x10⁶

Inversión Inicial (I_0) = Σ costos iniciales

Planta Trituración primaria
 Planta Trituración secundaria
 Feeder
 Cinta transportadora (300 metros x 60’’)
 Adquisición de apilador radial de altura variable
 Instalación de trituradora
 Costo de preparación de patio de apilamiento
 Desarrollo de vías de acceso
 Acondicionamiento de sistema eléctrico
 Acondicionamiento de sistema eléctrico
 Suministro e instalación de sistema de iluminación
 Suministro e instalación de sistema de control de polvo

Inversión Inicial (I_0) = $13,514 \times 10^6$ US\$

Ya conociendo la inversión inicial y los costos operativos de la alternativa II se procede a calcular el Valor Presente (VP) y Costo Anual Equivalente (CAE) con el mismo procedimiento que se usó en la alternativa I, ver (Tabla 5.22) y (Figura 5.10).

Dónde:

Los costos operativos no son más US\$/Año de acarreo de mineral de carbón producido de la alternativa II y los costos de mantenimiento Por año ya explicado en la alternativa I. En la Tablas 4.8, 4.9 y 5.13.

Tasa de interés = Tasa de descuento de PDVSA = 10%

n = Número de años = 10

Inf = Inflación extranjera es 10%

VP = Valor Presente.

Tablas de factor de interés de compuesto, ver Tabla de apéndice D.

4.5.6 Etapa VI Ubicación óptima de la planta de trituración

Dependerá del análisis comparativo donde se mostraran ventajas y desventajas, de una alternativa con respecto a las otras, desde punto vista técnico - económico. Se debe mencionar que el estudio se realizó tomando en cuenta las alternativas de ubicación de la planta de trituración, en condiciones de establecer la ubicación óptima de la planta a instalar.

Por estas razones no se consideraron los costos del estudio económico detallado del sitio ya que abarca muchas variables financieras que serán estudiadas en otro proyecto dependiendo de los resultado de este estudio técnico - económico minero.

CAPITULO V

ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE LOS RESULTADOS

5.1 Descripción de la cantidad y calidad de carbón, en función del diseño de la fosa que contempla el Plan de Mina 2013-2022.

5.1.1 Descripción de las reservas

En la Figura 5.1 se muestra los Polígonos o Fosas donde se ubican las reservas del área en estudio.

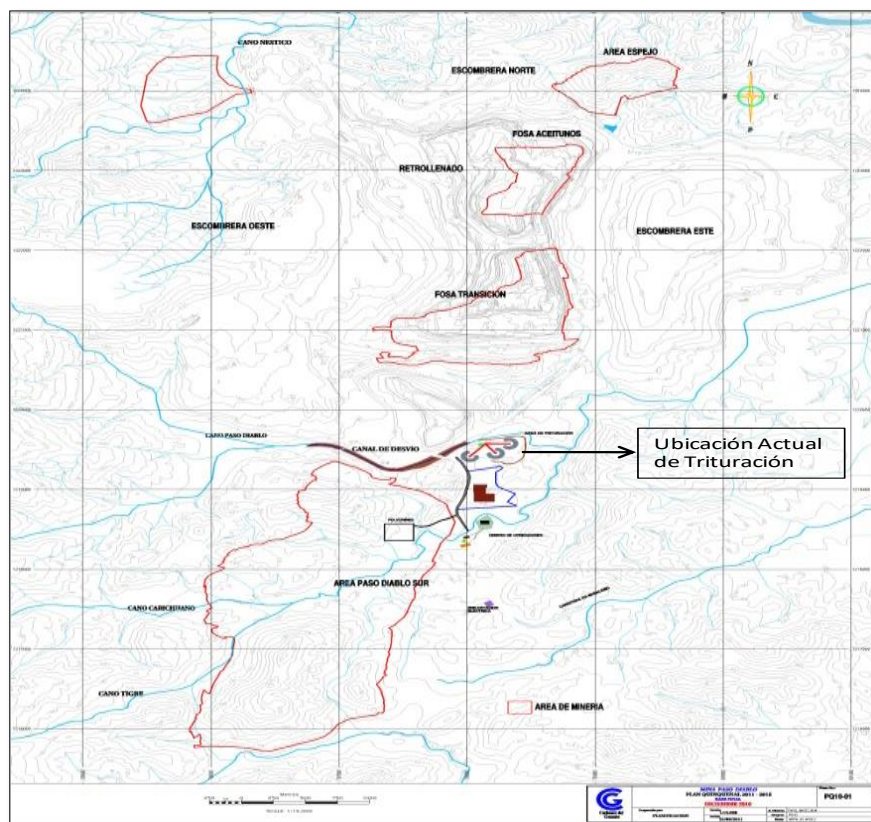


Figura 5.1 Ubicación de las reservas del área estudiada.

5.1.2 Reservas de carbón de cada Fosa

La sumatoria de reservas permitió evaluar calidad y cantidad de cada una de las fosas detalladamente. Para luego desde un punto de vista técnico, ver donde existen los depósitos con alto potencial de mineral de carbón, que serán susceptibles a la explotación. Generando posibles alternativas para la reubicación de la nueva planta de trituración para ello. Ver Tabla 5.1.

Tabla 5.1 Reservas de carbón de cada Fosa.

Fosa	Estéril (Mm³)	Carbón (MTm)	Calidad (Btu)
Sur	470.836,85	75.007,55	12.876,84
Transición	138.571	26.806	12.791
Espejo	99.591	12.813	13.071
planeta	115.572,52	21.576,09	12.905,50
Aceituno	42.620,76	3.831,68	12.907,93

La Figura 5.2. Muestra la distribución por Fosas de reservas y calidad. Se observa que las calidades tienden a mantenerse en valores relativamente constantes (promedio ponderado entre calidad de cada fosa estudiada), en toda la extensión del depósito, por lo cual, no serán tomadas en cuenta para la ubicación de la planta, ya que son un componente neutral dentro del análisis económico.

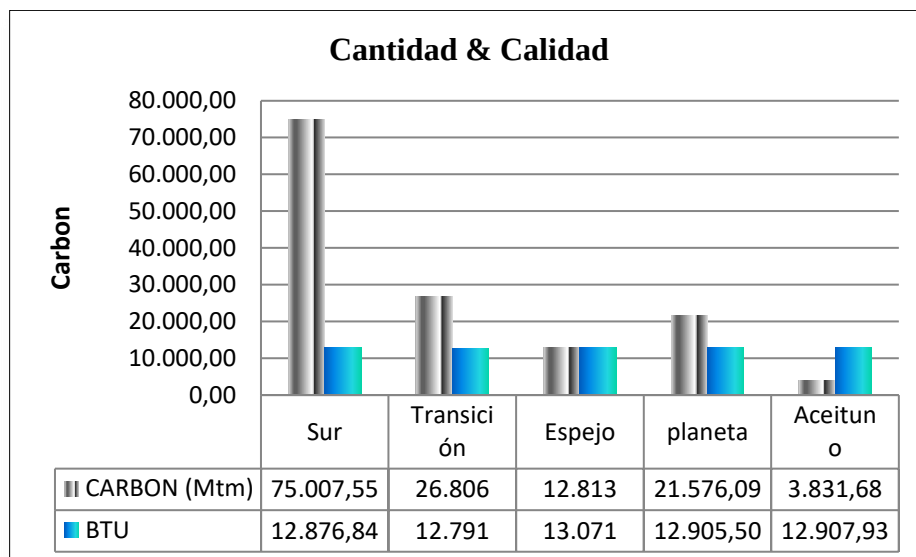


Figura 5.2 Cantidad Vs Calidad.

En la siguiente Figura 5.3, se representa una evaluación porcentual de reservas, que se tomo en consideración para la estimación económica, se discriminará la ubicación de la nueva planta de trituración, según se aproxime a las Fosa de mayor concentración representada gráficamente.

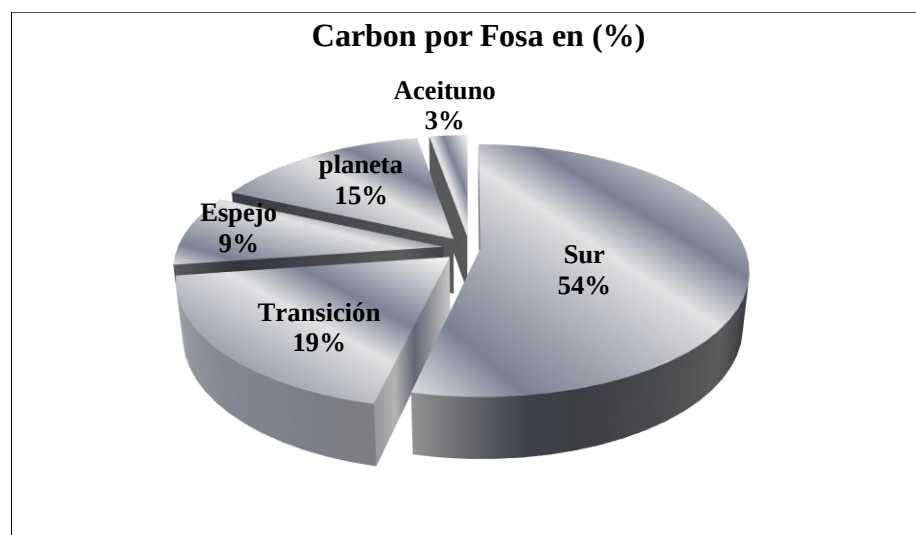


Figura 5.3 Porcentual de reservas de carbón por Fosa.

La Tabla 5.2 contiene los resultados de la máxima producción que existe en el Plan de Mina 2013-2022. A partir de esto, se obtuvo la vida útil de cada Fosa, con la ecuación 3.3 que se encuentra descrita en el capítulo III.

Tabla 5.2 Vida útil de las Fosa.

Fosas	Carbón (MTm)	Calidad (Btu)	Máxima Meta de producción MTm/Años	Vida útil de las Fosas (Años)
Sur	75.007,55	12.876,84	6.500	11,540
Transición	26.806	12.791	6.500	4,124
Espejo	12.813	13.071	6.500	1,971
Planeta	21.576,09	12.905,50	6.500	3,319
Aceituno	3.831,68	12.907,93	6.500	0,589

En la Figura 5.4 se observa el resultado, que la Fosa Transición y Sur tienen el mayor tiempo de duración debido a su cantidad de mineral.

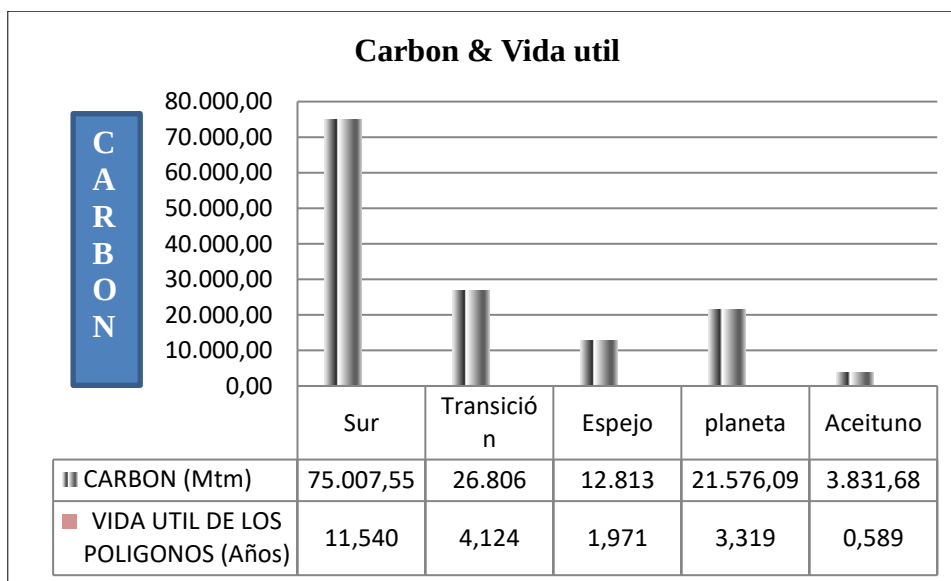


Figura 5.4 Reservas de carbón Vs Vida de la mina.

5.2 Identificación nuevos sitios para posible reubicación de la planta, en función de las metas de producción

Se hizo la evaluación de cada una de las Fosas, con perímetros de 5000 metros, 3000 metros y 2000 metros. Las evaluaciones correspondientes a 5000 y 3000 metros fueron descartadas debido a que resultaban fuera del límite de las Fosas. La evaluación con perímetros de 2000 metros generó puntos de equilibrio (intercepción entre los círculos de influencia); se descartaron los puntos de intercepción hacia el Norte, debido a que la relación Vida útil de la planta es de (15 años) versus Vida útil de Fosas que es (aproximadamente 6 años) es desfavorable. Hacia el Sur, se obtuvo una conformidad de equidistancia promedio para Fosas Transición y Sur dando una diferencia de poca distancia con respecto al centro de trituración actual. Ver Figura 5.5.

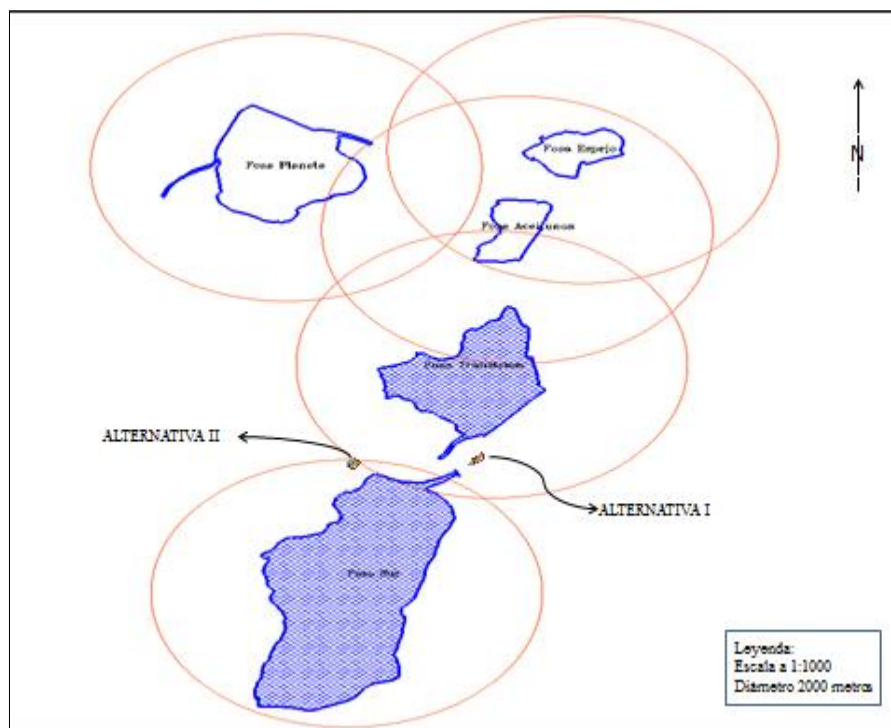


Figura 5.5 Perímetros con diámetro de 2000 metros de radio.

Se puede observar que las alternativas más viables de ubicación de la nueva planta son donde está el centro de trituración actual y las otras alternativas serían los punto de equilibrio que surgen de los perímetros entre Transición y Sur debido a la gran cantidad de mineral y la vida útil de cada uno de ellos. Ya que la planta tiene una duración de 15 años y las Fosas una duración de 16 años.

Debido a las proyecciones de ubicación se acudió al Plan de Mina con la finalidad de evaluar la secuencia de explotación y observar así las metas de producción de los próximos años. Evaluando las reservas de la Fosa Transición y Sur para ver si podían cumplir con la necesidad de la nueva planta de trituración.

Las reservas de la Fosa Transición tienen una duración de seis (6) años, según la secuencia de explotación, donde se pueden observar el agotamiento de reserva de dicha Fosa, determinada por la ecuación 3.4 mencionada en el capítulo III. Ver Tabla 5.3.

Tabla 5.3 Agotamiento de reservas de Fosa Transición.

Fosa Transición	Reservas de carbón (MTm)	Meta MTm/Años
2013	26.806	1.600
2014	25.206	2.290
2015	22.916	6.188
2016	16.728	4.917
2017	11.811	6.311
2018	5.500	5.500

En la Figura 5.6 se muestra que a medida que transcurren los años las reservas tienden a disminuir, debido a la secuencia de explotación aumenta las metas de producción, hasta terminar con el carbón de dicha Fosa.

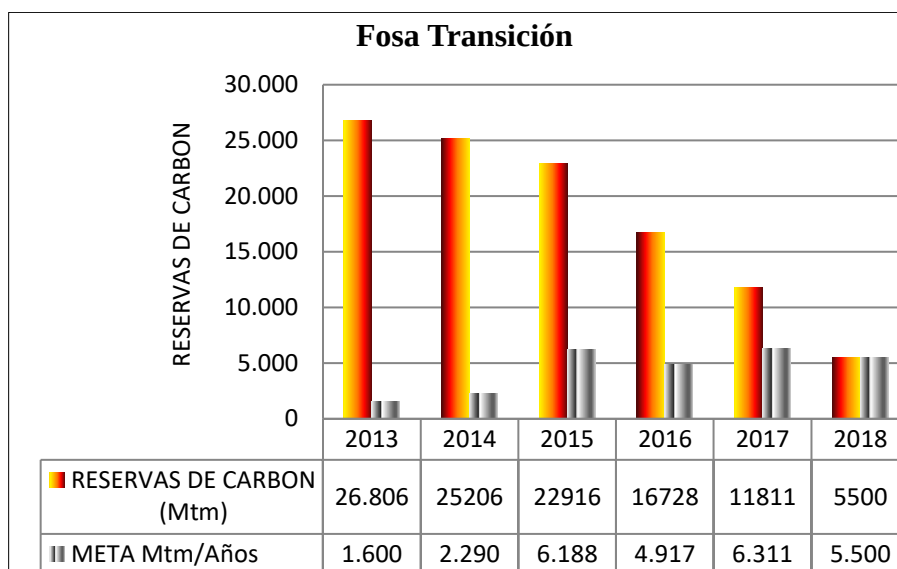


Figura 5.6 Reservas de carbón Vs Metas de producción por años.

La secuencia de explotación de Fosa Sur, muestra la producción anual en la siguiente Tabla 5.4. Al igual que Fosa Transición se usó la misma ecuación 3.4 del capítulo III.

Tabla 5.4 Secuencia de explotación de Fosa Sur.

Fosa Sur	Reservas de carbón (MTm)	Meta MTm/Años
2018	75.007,55	238
2019	74.769,55	6.000
2020	70.808,55	6.033
2021	64.775,55	6.500
2022	58.275,55	6.500

A medida que transcurren los años las reservas de Fosa Sur tiende a disminuir, debido a la secuencia de explotación que aumenta las metas de producción. Hasta hacer cumplir con el Plan de Mina. Ver Figura 5.7.

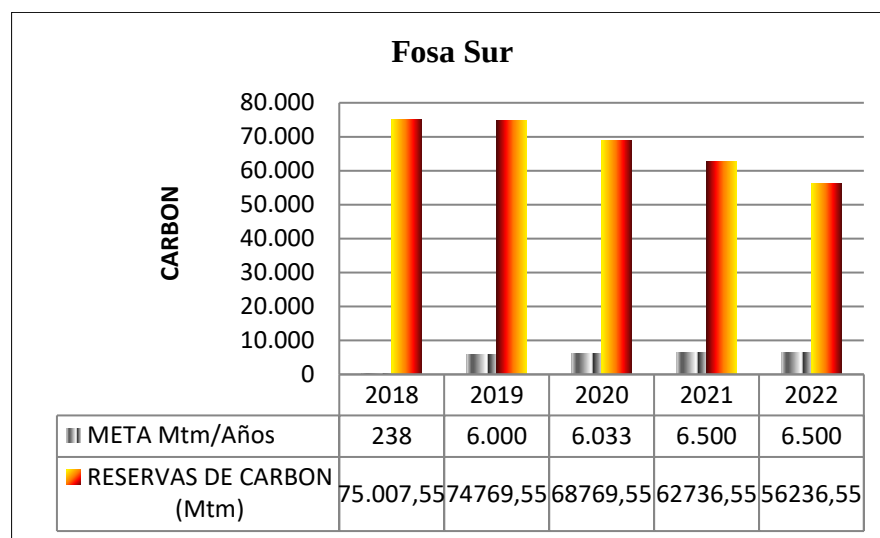


Figura 5.7 Reservas de carbón Vs Metas de producción por años

Donde se suman las metas de Fosa Transición, con respecto a Fosa Sur, siguiendo el Plan de Mina de diez (10) años y el carbón producido por ambas Fosas es 52,067 MTm como se puede ver en la Tabla 5.5.

Tabla 5.5 Producción de carbón del Plan de Mina 2013-2022.

Años	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022
Carbón MTm	1.600	2.290	6.188	4.917	6.331	5.738	6.000	6.003	6.500	6.500

Se puede observar que en los años, hay incremento de producción hasta alcanzar la máxima meta por años, donde quiere decir, que la secuencia explotación del Plan de Mina 2013-2022, está proyectando el éxito como se muestra en la Figura 5.8 para la empresa Carbones del Guasare S.A.,

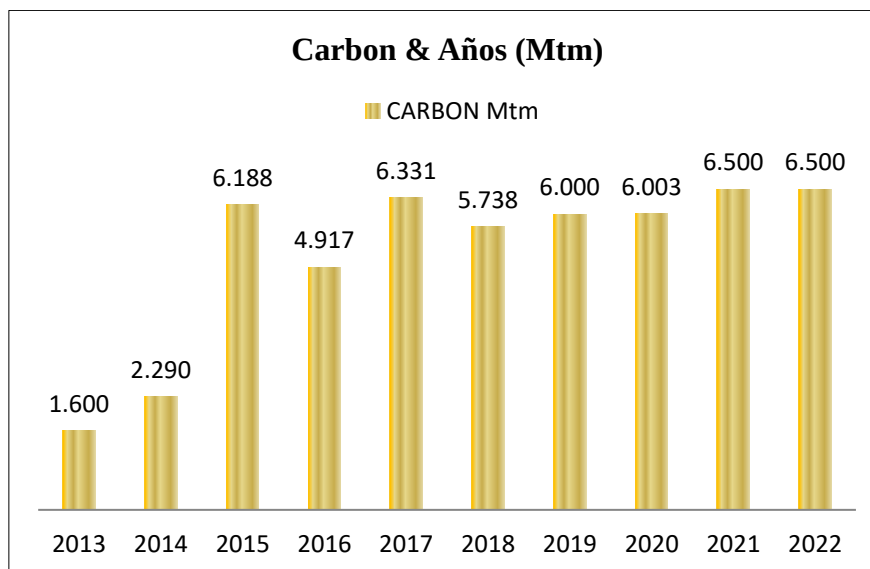


Figura 5.8 Incremento de producción de carbón Vs Años.

5.3 Cálculo de los costos de la planta de trituración para las posibles alternativas de ubicación.

5.3.1 Alternativa I

Para la alternativa I se debe adquirir 7 camiones roqueros modelo 789 por cada cargador para poder satisfacer y cumplir con la producción de mineral en la mina para dichos años. Mencionado anteriormente en el capítulo IV.

Se determina la productividad de cada año por medio de la ecuación 3.8 del capítulo III según el Plan de Mina 2013-2022. Ver Tabla 5.6.

Tabla 5.6 Productividad de cada año. Alternativa I

Años	Metas Tm/Años	Año/ Mes	Mes/ Días	Día/ turno	Turno/ horas	Útil. tiemp. efect	Efectiv Idad	Tm/h
2013	1.600.000	12	30	2	12	80%	60%	262,35
2014	2.290.000	12	30	2	12	80%	60%	353,395
2015	6.188.000	12	30	2	12	80%	60%	954,938
2016	4.917.000	12	30	2	12	80%	60%	758,796
2017	6.331.000	12	30	2	12	80%	60%	977,006
2018	5.738.000	12	30	2	12	80%	60%	885,494
2019	6.000.000	12	30	2	12	80%	60%	925,926
2020	6.003.000	12	30	2	12	80%	60%	926,389
2021	6.500.000	12	30	2	12	80%	60%	1.003,09
2022	6.500.000	12	30	2	12	80%	60%	1.003,09

Conociendo la productividad por año, se determinó el número de camiones roquero modelo 789, para cada año por medio de la ecuación 3.15 del capítulo III, hasta hacer cumplir el Plan de Mina 2013-2022. Ver Tabla 5.7.

Tabla 5.7 Número de camiones para cada año. Alternativa I

Años	N° Camiones	Productividad (Tm/h)	N° de Camiones/Año	Total de Camiones/Años
2013-2022	7	1.003		
2013		246,91	1,723	≈2
2014		353,395	2.466	≈3
2015		954,938	6,665	≈7
2016		758,796	5,296	≈6
2017		977,006	6,819	≈7
2018		885,494	6,18	≈7
2019		925,926	6,462	≈7
2020		926,389	6,465	≈7
2021		1.003,09	7,001	≈7
2022		1.003,09	7,001	≈7

Determinado el número de camiones por año. Se calculó el número de hora por camiones consumida para cada año mediante un ejemplo explicativo descrito en el apéndice E.10, cómo se puede ver en la Tabla 5.8.

Tabla 5.8 Número de horas por camiones para cada año. Alternativa I

Camiones del plan 2013-2022	Años	Camiones al Años	Horas/Año de camión	D. Física	Eficiencia	Horas/Camiones al Años
7	2013	2	8724	75%	80%	10468,8
	2014	3	8724	75%	80%	15703,2
	2015	7	8724	75%	80%	36640,8
	2016	6	8724	75%	80%	31406,4
	2017	7	8724	75%	80%	36640,8
	2018	7	8724	75%	80%	36640,8
	2019	7	8724	75%	80%	36640,8
	2020	7	8724	75%	80%	36640,8
	2021	7	8724	75%	80%	36640,8
	2022	7	8724	75%	80%	36640,8

Mediante un ejemplo explicativo descrito en el apéndice E.11, se obtuvieron los costos de transporte de acarreo para cada año siguiendo el Plan de Mina 2013-2022. Ver Tabla 5.9.

Tabla 5.9 Costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa I

Años	Horas/Camiones	US\$/Hora	US\$/Camiones
2013	10468,8	46	481.564,8
2014	15703,2	46	722.347,2
2015	36640,8	46	1.685.476,8
2016	31406,4	46	1.444.694,4
2017	36640,8	46	1.685.476,8
2018	36640,8	46	1.685.476,8
2019	36640,8	46	1.685.476,8
2020	36640,8	46	1.685.476,8
2021	36640,8	46	1.685.476,8
2022	36640,8	46	1.685.476,8

Se puede observar que a medida que pasan los años el valor US\$/Camiones tiende aumentar en cada año debido a las horas operativas de trabajo lo cual garantiza la producción del Plan de Minas 2013-2022. Los costos unitarios por toneladas acarreadas disminuyen siempre y cuando se cumpla el Plan de Mina, determinado por la ecuación 3.17 del capítulo III, cómo se pueden ver en la Tabla 5.10.

Tabla 5.10 Costo por tonelada de acarreo. Alternativa I

Años	Metas Tm/Años	Camiones US\$/Año	Acarreo US\$/Tm
2013	1.600.000	481.564,80	0,3
2014	2.290.000	722.347,20	0,32
2015	6.188.000	1.685.476,80	0,27
2016	4.917.000	1.444.694,40	0,29
2017	6.331.000	1.685.476,80	0,27
2018	5.738.000	1.685.476,80	0,29
2019	6.000.000	1.685.476,80	0,28
2020	6.003.000	1.685.476,80	0,28
2021	6.500.000	1.685.476,80	0,26
2022	6.500.000	1.685.476,80	0,26

5.3.2 Alternativa II

Mencionado anteriormente en el capítulo IV, se debe adquirir 8 camiones roqueros modelo 789, por cada cargador para poder satisfacer y cumplir con la producción de mineral en la mina para dichos años.

Teniendo en cuenta que la productividad del Plan de Mina (2013-2022), para ambas alternativas es la misma, anteriormente mencionada en la Tabla 5.6 de la alternativa I. por medio la ecuación 3.15 del capítulo III, siguiendo la secuencia de productividad por año se obtiene el número de camiones por año ver Tabla 5.11.

Tabla 5.11 Número de camiones para cada año. Alternativa II

Años	N° Camiones	Productividad (Tm/h)	N° de Camiones/Año	Total de Camiones/Años
2013-2022	8	1.003		
2013		246,91	1,969	≈2
2014		353,395	2,819	≈3
2015		954,938	7,617	≈8
2016		758,796	6,052	≈7
2017		977,006	7,793	≈8
2018		885,494	7,063	≈7
2019		925,926	7,385	≈8
2020		926,389	7,389	≈8
2021		1.003,09	8,001	≈8
2022		1.003,09	8,001	≈8

El número de horas operativas por camiones para cada año, fue determina por un ejemplo explicativo en el apéndice E.15, como se muestra en la Tabla 5.12

Tabla 5.12 Número de horas por camiones para cada año. Alternativa II

Camiones del plan 2013-2022	Años	Camiones al Años	Horas/Año de camión	D. Física	Eficiencia	Horas/Camiones al Años
8	2013	2	8724	75%	80%	10468,8
	2014	3	8724	75%	80%	15703,2
	2015	8	8724	75%	80%	41875,2
	2016	7	8724	75%	80%	36640,8
	2017	8	8724	75%	80%	41875,2
	2018	7	8724	75%	80%	36640,8
	2019	8	8724	75%	80%	41875,2
	2020	8	8724	75%	80%	41875,2
	2021	8	8724	75%	80%	41875,2
	2022	8	8724	75%	80%	41875,2

Por medio de un ejemplo explicativo en el apéndice E.16, se obtuvieron los costos de transporte de acarreo de carbón como se muestran en la Tabla 5.13.

Tabla 5.13 Costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa II.

Años	Horas/Camiones	US\$/h de Camión (aproximado)	US\$/Camiones al Año
2013	10468,8	46	481.564,8
2014	15703,2	46	722.347,2
2015	41875,2	46	1.926.259,2
2016	36640,8	46	1.685.476,8
2017	41875,2	46	1.926.259,2
2018	36640,8	46	1.685.476,8
2019	41875,2	46	1.926.259,2
2020	41875,2	46	1.926.259,2
2021	41875,2	46	1.926.259,2
2022	41875,2	46	1.926.259,2

La alternativa II, aumenta en cada año los costos operativos de trabajo por los ciclo de acarreo que aumentó el número de horas operativas.

Los costos unitarios por toneladas se dedujeron por medio ecuación 3.17 representada en el capítulo III, ver Tabla 5.14.

Tabla 5.14 Costo por tonelada de acarreo. Alternativa II

Años	Metas (Tm/Años)	US\$/año Camiones	US\$/Tm de acarreo
2013	1.600.000	481.564,8	0,3
2014	2.290.000	722.347,2	0,32
2015	6.188.000	1.926.259,2	0,31
2016	4.917.000	1.685.476,8	0,34
2017	6.331.000	1.926.259,2	0,3
2018	5.738.000	1.685.476,8	0,29
2019	6.000.000	1.926.259,2	0,32
2020	6.003.000	1.926.259,2	0,32
2021	6.500.000	1.926.259,2	0,3
2022	6.500.000	1.926.259,2	0,3

5.3.3 Costos asociados al mantenimiento de la ubicación de la planta

Los costos asociados al mantenimiento por metas de cada año se muestra en la Tablas 5.15 y 5.16, lo cuales fueron obtenido por la ecuación 3.18 nombrada en el capítulo III.

Tabla 5.15 Costo por año en mantenimiento del centro de trituración

Años	Tm/Hora	US\$/hora	US\$/Tm	Metas (Tm/años)	US\$/años
2013	246,913	144,12	0,58	1.600.000	933.900
2014	353,395	144,12	0,41	2.290.000	933.898
2015	954,938	144,12	0,15	6.188.000	933.898
2016	758,796	144,12	0,19	4.917.000	933.898
2017	977,006	144,12	0,15	6.331.000	933.898
2018	885,494	144,12	0,16	5.738.000	933.897
2019	925,926	144,12	0,16	6.000.000	933.898
2020	926,389	144,12	0,16	6.003.000	933.897
2021	1.003,09	144,12	0,14	6.500.000	933.894
2022	1.003,09	144,12	0,14	6.500.000	933.894

Tabla 5.16 Costo por año en mantenimiento de equipo de producción

Años	Tm/h	US\$/hora	US\$/Tm	Metas (Tm/años)	US\$/años
2013	262,35	477,64	1,93	1.600.000	3.095.114
2014	353,395	477,64	1,35	2.290.000	3.095.108
2015	954,938	477,64	0,50	6.188.000	3.095.108
2016	758,796	477,64	0,63	4.917.000	3.095.108
2017	977,006	477,64	0,49	6.331.000	3.095.108
2018	885,494	477,64	0,54	5.738.000	3.095.107
2019	925,926	477,64	0,52	6.000.000	3.095.107
2020	926,389	477,64	0,52	6.003.000	3.095.107
2021	1.003,09	477,64	0,48	6.500.000	3.095.108
2022	1.003,09	477,64	0,48	6.500.000	3.095.108

Esto es con la finalidad de resaltar que los costó asociados a la ubicación de la planta de trituración en cualquier de las alternativas es el mismo, en cambio los costó de transporte de acarreo del carbón de ambas alternativas son diferentes. Como se demostró anteriormente en las Tablas 5.9 y 5.13.

5.4 Establecimiento de la ubicación óptima de la planta, en función del análisis económico realizado a las alternativas.

5.4.1 Determinación del flujo de caja. Alternativa I

Tabla 5.17 Flujo de caja. Alternativa I

Años	Inversión US\$	Costo Acarreo	Costo Mant trituración	Costo Mant Equipo prod	Flujo caja neto US\$
0	-10.464.279				
1		481.564	933.900	3.095.114	-4.510.579
2		722.347	933.900	3.095.114	-4.751.353
3		1.685.476	933.900	3.095.114	-5.714.483
4		1.444.694	933.900	3.095.114	-5.473.700
5		1.685.476	933.900	3.095.114	-5.714.483
6		1.685.476	933.900	3.095.114	-5.714.481
7		1.685.476	933.900	3.095.114	-5.714.482
8		1.685.476	-933.900	3.095.114	-5.714.481
9		1.685.476	-933.900	3.095.114	-5.714.479
10		1.685.476	-933.900	3.095.114	-5.714.479

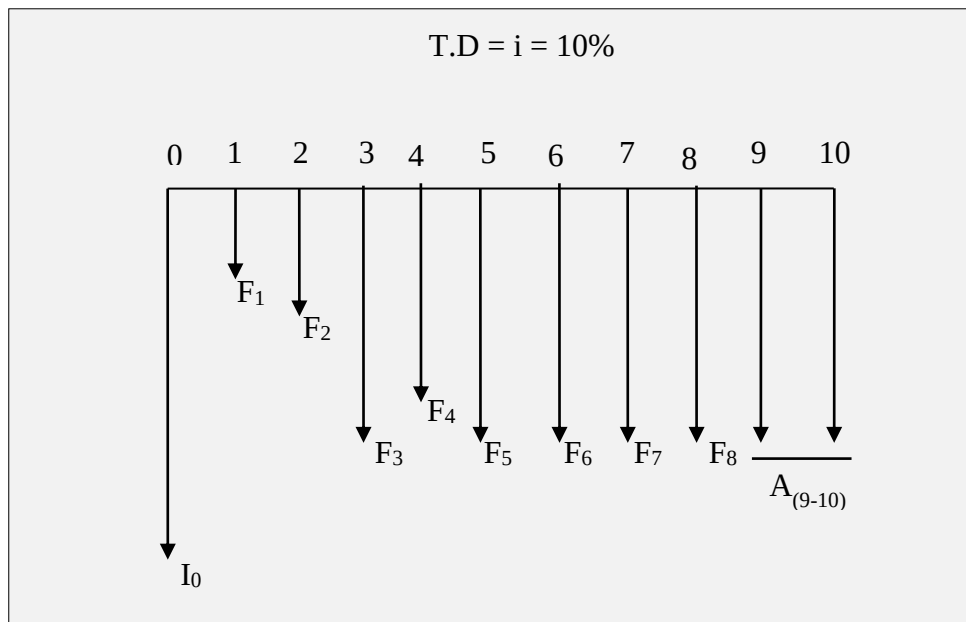


Figura 5.9 Elaboración de diagrama de flujo de caja. Alternativa I.

- Cálculo del Valor Presente. (VP). Alternativa I: Una de las varias expresiones algebraicas para determinar pago de Anualidad Valor Presente se encuentra descrita en la ecuación 3.19 y 3.21 del capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$VP_1 = -33.806.386,89 \text{ US\$}$$

- Cálculo del Valor Anual Equivalente. (CAE) Alternativa I: Expresado en forma matemática la ecuación 3.23 anteriormente descrita en el capítulo III, demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$CAE_t = -5.501.989 \text{ US\$} / \text{Año}$$

5.4.2 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm). Alternativa I

El costo unitario por toneladas se refiere a los costos anuales operativos, determinado como se puede observar en las Tablas 4.8, 4.9 y 5.10 por años, siguiendo la secuencia de las metas del Plan de Mina 2013-2022, como se puede ver en el resumen de Tabla 5.18.

Tabla 5.18 Costos unitarios operativos del Plan de Mina 2013-2022.

Años 2013-2022	Costo mantenimiento centro trituración US\$/Tm	Costo mantenimiento equipo de producción US\$/Tm	Costo acarreos US\$/Tm
1	0,58	1,93	0,3
2	0,41	1,35	0,32
3	0,15	0,50	0,27
4	0,19	0,63	0,29
5	0,15	0,49	0,27
6	0,16	0,54	0,29
7	0,16	0,52	0,28
8	0,16	0,52	0,28
9	0,14	0,48	0,26
10	0,14	0,48	0,26

Cálculo del Valor Presente. (VP) y del Valor Anual Equivalente. (CAE) de los costos unitarios de mantenimiento del centro de trituración.

Una de las varias expresiones algebraicas para determinar pago de Anualidades, Valor Presente y el Costo Anual Equivalente se encuentra descrita en la ecuaciones 3.19, 3.21 y 3.23 del capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

Tabla 5.19 Flujo de caja de los costos de mantenimiento de trituración

Flujo de caja	0	1	2	3	4	5	8	10
Costo unitario del centro de trituración		0,58	0,41	0,15	0,19	0,15	0,52	0,29

$$VP_{\text{Trituración I}} = 2 \text{ US\$/Tm}$$

$$CAE_{\text{Trituración I}} = 0,3 \text{ US\$/Tm}$$

Cálculo del Valor Presente. (VP), y del Valor Anual Equivalente. (CAE) de los costos unitarios de mantenimiento de los equipo de producción.

Una de las varias expresiones algebraicas para determinar pago Anualidades, Valor Presente y el Costo Anual Equivalente se encuentra descrita en la ecuaciones 3.19, 3.21 y 3.23 del capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

Tabla 5.20 Flujo de caja de los costos de mantenimiento de los equipos de producción

Flujo de caja	0	1	2	3	4	5	6	8	10
Costo unitario de producción		1,93	1,35	0,50	0,63	0,49	0,54	1,092	1,001

$$VP_{\text{Producción I}} = 5 \text{ US\$/Tm}$$

$$CAE_{\text{Producción I}} = 0,86 \text{ US\$/Tm}$$

Cálculo del Valor Presente. (VP), y del Valor Anual Equivalente. (CAE) de los costó de acarreo de transporte de mineral.

Una de las varias expresiones algebraicas para determinar Anualidades, Valor Presente y el Costo Anual Equivalente se encuentra descrita en la ecuaciones 3.19, 3.21 y 3.23 del capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

Tabla 5.21 Flujo de caja de los costó de acarreo de transporte de mineral

Flujo de caja	0	1	2	3	4	5	6	8	10
Costo unitario de acarreo		0,30	0,32	0,27	0,29	0,27	0,29	0,59	0,550

$$VP_{\text{Acarreo I}} = 2 \text{ US\$/Tm}$$

$$CAE_{\text{Acarreo I}} = 0,30 \text{ US\$/Tm}$$

Se sumaron los Costó Anuales Equivalente (CAE) de los costos unitarios operativos ya determinado el valor de dólar por tonelada del Plan de Mina (2013-2022), se muestra a continuación:

$$.Costo_{\text{UNITARIOS}} = \sum = 1,44 \text{ US\$/Tm}$$

5.4.3 Determinación de flujo de caja. Alternativa II

Tabla 5.22 Flujo de caja. Alternativa II

Años	Inversión US\$	Costo Acarreo	Costo Mant trituration	Costo Mant. Equipo prod	Flujo caja neto US\$
0	-13.514.279				
1		481.564	933.900	3.095.114	-4.510.579
2		722.347	933.900	3.095.114	-4.751.353
3		1.926.259	933.900	3.095.114	-5.955.265
4		1.685.476	933.900	3.095.114	-5.714.483
5		1.926.259	933.900	3.095.114	-5.955.265
6		1.685.476	933.900	3.095.114	-5.714.481
7		1.926.259	933.900	3.095.114	-5.955.264
8		1.926.259	933.900	3.095.114	-5.955.263
9		1.926.259	933.900	3.095.114	-5.955.261
10		1.926.259	933.900	3.095.114	-5.955.261

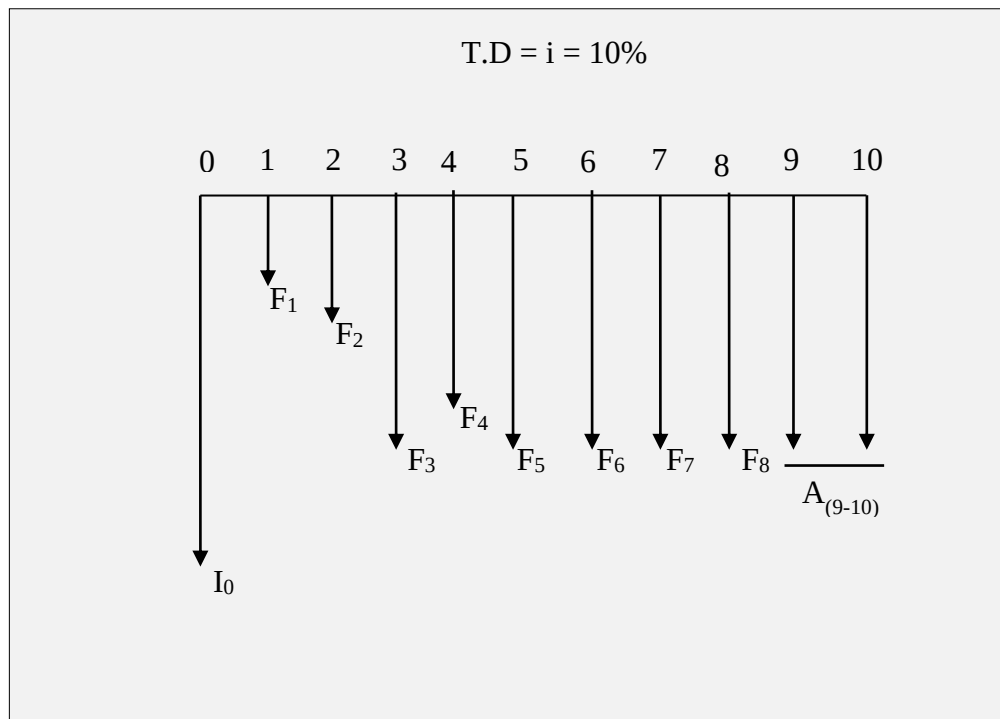


Figura 5.10 Elaboración de diagrama de flujo de caja. Alternativa II.

- Cálculo del Valor Presente. (VP) Alternativa II: Una de las varias expresiones algebraicas para determinar pago de Anualidad Valor Presente se encuentra descrita en la ecuación 3.19 y 3.21 del capítulo III usada también en la alternativa I. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$VP_{II} = -37.372.699 \text{ US\$}$$

- Cálculo del Valor Anual Equivalente (CAE). Alternativa II: Expresado en la forma matemática la ecuación 3.23 anteriormente descrita en el capítulo III. Demostrado el cálculo en el apéndice E.

$$CAE_{II} = -6.082.407 \text{ US\$} / \text{Año}$$

5.4.4 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm). Alternativa II

Para la alternativa II el costo unitario de mantenimiento del centro de trituración y de los equipos de producción son los mismo de la alternativa I, debido a que son costo asociado al mantenimiento de la ubicación de la planta de trituración, con diferencia de los costos de acarreo de carbón como se muestra en el resumen de la Tabla 5.23.

Tabla 5.23 Costos unitarios operativos del Plan de Mina 2013-2022.

Años 2013-2022	Costo mantenimiento centro trituración US\$/Tm	Costo mantenimiento equipo de producción US\$/Tm	Costo acarreo US\$/Tm
1	0,58	1,93	0,30
2	0,41	1,35	0,32
3	0,15	0,50	0,31
4	0,19	0,63	0,34
5	0,15	0,49	0,30
6	0,16	0,54	0,29
7	0,16	0,52	0,32
8	0,16	0,52	0,32
9	0,14	0,48	0,30
10	0,14	0,48	0,30

Determinado el VP y CAE de mantenimiento del centro de trituración y de los equipo de producción, es el mismo para ambas alternativas, se determinó los costó de acarreo por medio de ecuaciones 3.19, 3.21 y 3.23 del capítulo III.

Tabla 5.24 Flujo de caja de los costó de acarreo de transporte de mineral

Flujo de caja	0	1	2	3	4	5	6	8	10
Costo unitario de acarreo		0,30	0,32	0,31	0,34	0,30	0,29	0,67	0,630

$$VP_{\text{Acarreo II}} = 2 \text{ US$/Tm}$$

$$CAE_{AcarreoII} = 0,33US\$/Tm$$

Luego se sumaron los Costó Anuales Equivalente (CAE) de los costos unitarios operativos, ya determinado el valor de dólar por tonelada del Plan de Mina 2013-2022, se puede ver en el apéndice E.

$$Costo_{Unitarios} = \sum 1,48US\$/Tm$$

5.4.5 Ubicación óptima de la planta de trituración

Con todos estos resultados se obtiene la siguiente (Tabla 5.38) y (Figura 5.26), que serán usados para definir la ubicación de la planta de trituración.

Tabla 5.25 Resultados obtenido de los respectivos cálculos realizados.

Alternativas	VP (US\$)	CAE US\$/(año)	C.U (US\$/año)
I	-33.806.386	-5.501.989	1,44
II	-37.372.699	-6.082.407	1,48

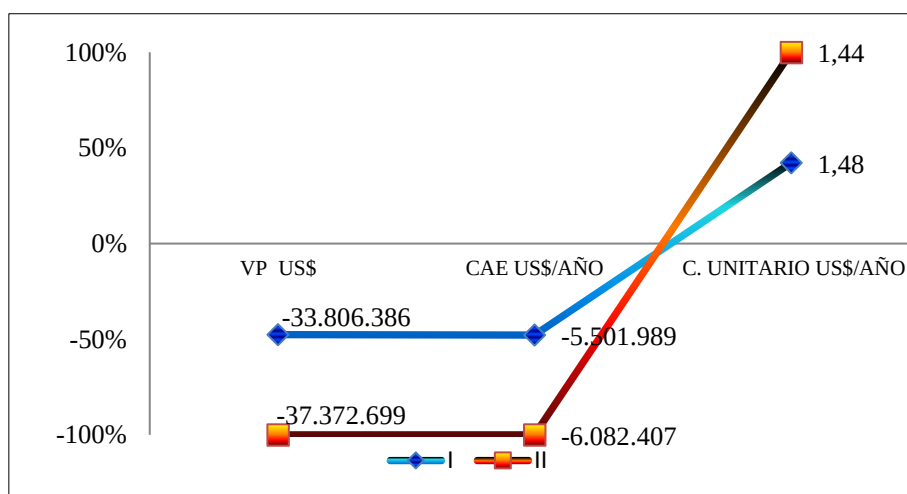


Figura 5.11Análisis comparativos de resultado.

La alternativa que presenta menor Valor Presente (VP) es donde está la planta de trituración actual es decir alternativa I. Esto es debido a la que posee menor inversión inicial y menores costos anuales. En cuanto a la inversión inicial, es menor un 48% que la alternativa II que queda por detrás de los patios de remanejo a pocos metros de Caño Paso Diablo Sur de 52%, como se puede ver en la Figura 5.26. Esto quiere decir que el orden de preferencia desde el punto vista de inversión inicial es la alternativa I.

En cuanto los costos de operativos, Se marca la diferencia en los costos de transporte de acarreo de mineral, donde la alternativa I representa menor monto de costó de acarreo en un 47% con respecto a la alternativa II, que representa un 53%, tal como se muestra Figura 5.27, ya que éste es otro parámetro esencial que define la factibilidad de ubicación. Los costos de mantenimiento para ambas alternativas son constantes e iguales en porcentaje, debido a que son obligatorios para poder mantener las operaciones de la rata de producción según el Plan de Mina 2013-2022, a excepción de los costos de mantenimiento de la flota de acarreo representado por los camiones roqueros modelo 789 que mantiene actualmente la empresa para el transporte de carbón del frente de explotación hasta la plante de trituración y/o patios de remanejo.

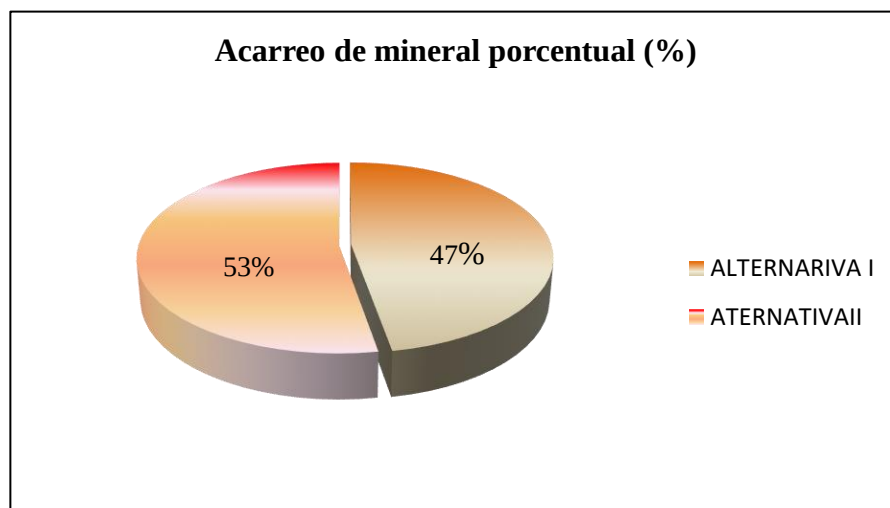


Figura 5.12 Transporte de acarreo de mineral porcentual (%)

En la alternativa I representa la ubicación más óptima de la planta, la cual se debe reemplazar la misma en el centro de trituración actual. Esto se debe a que los Costó Anuales Equivalente (CAE) y los Costos Unitarios por toneladas (CU) poseen menor valor en comparación con la alternativa II.

Según el análisis comparativo de la discusión de resultado se selecciono la alternativa I. Donde está el centro de trituración actual por poseer menor Costo Anual Equivalente y un mayor Valor Presente, al mismo tiempo sugiere mejores condiciones desde el punto de vista ambiental, puesto que se encuentra más alejado del Caño Paso Diablo, teniendo solamente que llevar a cabo algunas obras de drenaje para garantizar la calidad del agua del área circundante.

CAPITULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

La evaluación técnico-económica para la posible reubicación de la planta de trituración en Carbones del Guasare S.A., se ha llegado a las siguientes conclusiones:

Se han descartado las alternativas hacia el Norte de la mina, debido a que la relación vida útil de la planta es de (15 años) versus vida útil de Fosas que es (aproximadamente 6 años). Hacia el Sur de la mina se obtuvo una conformidad de tiempo promedio como resultado para la Fosas Transición y Sur debido a que la planta tiene una duración de (15 años) y las Fosas una duración de (16 años).

El sitio más estratégico que garantice la tasa de producción al menor costo posible debe estar influenciado principalmente para la ubicación de la planta donde las Fosas Transición y Paso Diablo Sur, concentran un 73% de las reservas de todo el yacimiento, donde se plantearon dos alternativas, la primera manteniendo el mismo lugar donde se encuentra la planta actual y la segunda donde se encuentran los patios de remanejo.

Según el análisis comparativo de la discusión de resultado se analizaron ambas alternativas desde el punto de vista de técnico y económico obteniendo como resultado más factible la alternativa I, mantener la ubicación actual de la planta, puesto que requiere menor inversión, presenta un mayor Costo Anual Equivalente, menor Costo Unitarios y mayor Valor Presente, obteniendo de esta forma mayor factibilidad económica. Al mismo tiempo, esta alternativa cuenta con el espacio

suficiente, además de tener adelantada obras de drenaje e infraestructura que permiten llevar a cabo la reinstalación de manera más rápida y segura.

6.2 Recomendaciones

Este centro de trituración anteriormente mencionado, ya cuenta con todos los servicios. Es decir solo necesita remodelación de desarrollo con la finalidad de agilizar las operaciones de producción. Que garanticen la rata al menor costo posible.

Considerando el plan de mina 2013-2022. Se necesita que se instale la nueva planta lo más rápido posible, ya que esta investigación entra en ejecución para el 2014 por la Gerencia de Planificación de Mina.

Es necesario señalar que para cumplir con las metas de producción por años se necesita de activos y de personal (ambas partes). Se debe aumentar la efectividad de ingreso al personal con el objetivo de tener el personal motivado.

REFERENCIAS

Arias, F. (2006). El Proyecto de Investigación. **INTRODUCCIÓN A LA METODOLOGÍA CIENTÍFICA**. Quinta edición. Caracas: Editorial Episteme.

Venancio Astucuri Tinoco (1971). **ADMINISTRACIÓN Y EJECUCIÓN DE PROYECTOS MINEROS-METALÚRGICOS** Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales universidad de lima.

Hernández Teobaldo, (2003). **ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO DE SISTEMA DE TRANSPORTE DE BAUXITA PARA LA EXPLOTACIÓN DE LOS BLOQUES DEL 5 AL 10 DEL YACIMIENTO DE LOS PIJIGUAOS, ESTADO BOLÍVAR** tesis de la U.C.V caracas. Inedito

Osvaldo Aduvire Patata & López, C. (2001). **ESTUDIO DE VIABILIDAD EN PROYECTO MINERO**. Universidad politécnica de Madrid, España.

Dr. Peter Calder (1995). **TÓPICOS DE INGENIERÍA EN MINAS A RAJO ABIERTO** minero Lima, Perú.

Chacon Egar (1997). **EVALUACION TECNICO ECONOMICA DE PROYECTO MINERO** tomo 1 y 2 FUNDAUDO. los Pijiguaos.

Rosales Ángel (2011). **ESTANDARIZACIÓN DE LOS TIEMPOS DEL SISTEMA DE MANEJO DE MINERAL EN LA PLANTA DE CONCENTRACIÓN DE MINERAL DE CVG FERROMINERA ORINOCO C.A., UBICADA EN CIUDAD PIAR, ESTADO BOLÍVAR**. Tesis. de la U.D.O Ciudad Bolivar. Inedito

Blank, & Tarquín (2006). **ENGINEERING ECONOMY** derechos reservados respecto a la sexta edición en español por McGRAW-HILL/INTERAMERICANA EDITORES, S. A. de C. V.

Ivnisky, M. (2000). **INTRODUCCIÓN DE LA TEORÍA DE LOS COSTOS**. 17 de Julio 2013, [[http:// www. monografias.com/costo.html](http://www.monografias.com/costo.html)].

APÉNDICES

APÉNDICE A
ANÁLISIS DE RESERVAS POR FOSAS

Tabla A.1 Resumen de la fase 1, de reservas de la Fosa Transición

NIVEL	Name	Totalburd (Mmcb)	Mass (Mt)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%
P060	S4M	37	0	-	-	-	-
P048	S2M	186	0	-	-	-	-
P036	S2M	740	111	5,8	0,8	12.719	2,8
P024	S3K	1.017	180	5,9	0,8	12.697	2,9
P012	S3K	1.034	267	5,1	0,7	12.888	2,7
P000	S3K	906	217	5,2	0,7	12.897	2,6
M012	S3H	917	146	5,3	0,8	12.896	2,5
M024	S3I	951	166	5,7	0,7	12.862	2,3
M036	S3K	1.049	252	5,4	0,6	12.987	2,2
M048	S3K	2.598	314	5,7	0,8	12.870	2,2
M060	S3K	2.399	551	5,1	0,6	13.026	2,0
M072	S3K	2.029	682	4,4	0,6	13.138	2,0
M084	S3K	1.742	594	4,8	0,5	13.092	2,0
M096	S3K	1.010	483	4,6	0,5	13.174	1,9
M108	S3K	518	525	4,5	0,5	13.197	1,8
TOTAL		17.132	4.488	5,0	0,6	13.029	2,1

Tabla A.2 Resumen de la fase 2, de reservas de la Fosa Transición

NIVEL	Name	Totalburd (Mmcb)	Mass (Mt)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%
P165	S7O	39	0	-	-	-	-
P150	S5M	1.033	0	-	-	-	-
P135	S5N5	2.439	34	8,1	1,0	12.302	36,6
P120	S5N5	4.775	148	7,5	0,9	12.341	36,6
P105	S4M	7.237	300	6,1	0,9	12.533	36,6
P090	S4M	2.016	0	-	-	-	-
P075	S4M	3.054	0	-	-	-	-
P060	S5Q	2.622	0	-	-	-	-
P048	S4MO	74	0	-	-	-	-
P036	S4MO	29	0	-	-	-	-
P024	S4MO	1	0	-	-	-	-
TOTAL		23.319	483	6,7	0,9	12.445	36,6

Tabla A.3 Resumen de la fase 3, de reservas de la Fosa Transición

NIVEL	Name	Totalburd (Mmcb)	Mass (Mt)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%
P090	S4M	4.337	402	5,88	0,84	12.614	36,54
P075	S4M	4.616	628	6,13	0,85	12.629	36,37
P060	S3I	5.098	831	5,77	0,81	12.721	36,29
P048	S3I	4.749	652	6,25	0,8	12.678	36,11
P036	S3H	4.482	681	5,91	0,76	12.764	36,08
P024	S3K	4.385	742	5,51	0,77	12.836	35,88
P012	S3M	3.994	765	5,49	0,76	12.841	35,67
P000	S3K	3.645	699	5,52	0,77	12.827	35,74
M012	S3K	3.281	650	5,55	0,76	12.844	35,7
M024	S3K	2.791	897	5,03	0,73	12.959	35,54
M036	S3I	2.552	792	5,16	0,69	12.957	35,32
M048	S3I	2.147	616	5,13	0,65	12.977	35,25
M060	S3I	2.038	538	4,71	0,59	13.047	35,38
M072	S3K	1.754	516	4,82	0,56	13.046	35,15
M084	S3M	1.437	446	4,82	0,55	13.052	34,82
M096	S3M	832	464	4,33	0,55	13.150	34,7
M108	S3M	460	401	4,48	0,6	13.129	34,44
TOTAL		52.597	10.719	5,37	0,72	12.874	35,64

Tabla A.4 Resumen de la fase 4, de reservas de la Fosa Transición

NIVEL	Name	Totalburd (Mmcb)	Mass (Mt)	ASH%	SUL %	BTU	Moi%
P090	S4M	2.875	193	5,71	0,85	12.695	35,61
P075	S4O	3.513	372	5,58	0,76	12.780	35,68
P060	S3K	4.142	695	5,48	0,72	12.803	35,96
P048	S3K	4.859	795	5,95	0,76	12.716	36,13
P036	S3K	4.811	1.034	5,82	0,75	12.756	36,13
P024	S3K	4.585	1.210	5,37	0,72	12.840	36,12
P012	S3K	4.355	1.239	5,35	0,74	12.871	36,02
P000	S3K	3.970	1.341	5,57	0,73	12.844	35,83
M012	S3K	3.371	1.161	5,77	0,71	12.804	35,75
M024	S3K	2.799	913	5,95	0,71	12.778	35,67
M036	S3K	2.228	758	5,83	0,67	12.805	35,58
M048	S3K	1.756	596	5,47	0,61	12.883	35,46
M060	S3K	1.404	441	5,52	0,58	12.887	35,21
M072	S3K	833	349	5,28	0,53	12.944	35,10
M084	S3I	19	18	6,12	0,50	12.794	34,80
TOTAL		45.520	11.115	5,63	0,71	12.817	35,82

Tabla A.5 Total de reservas de Fosa de Transición

Fases	Estéril (Mmcb)	Carbón(Mtm)	RSC
F1	17.133	4.488	3,8
F2	23.321	483	48,3
F3	52.597	10.719	4,9
F4	45.520	11.115	4,1
TOTAL	138.571	26.806	5,2

Tabla A.6 Resumen fosa 1, de reservas de la Fosa Sur

NIVEL	Estéril (Mmcb)	Carbón (Mtm)	ASH%	SUL%	BTU	MOI%	VOL%
M012	3.182,27	1.104,82	4,55	0,56	12.990,00	2,33	36,55
M024	2.797,48	543,12	5,18	0,60	12.867,00	2,30	36,25
M036	2.453,91	408,84	5,24	0,64	12.768,00	2,55	36,41
M048	1.908,23	222,66	5,23	0,63	12.780,00	2,75	36,50
M060	739,77	146,61	4,93	0,60	12.804,00	3,04	36,68
M072	390,86	113,69	4,77	0,58	12.820,00	2,87	36,73
M084	12,44	6,71	8,61	0,59	12.194,00	2,65	34,79
M096	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M108	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M120	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P000	3.848,56	1.519,24	4,38	0,52	13.025,00	2,41	36,47
P012	5.220,73	1.779,71	4,11	0,49	13.069,00	2,66	36,35
P024	6.779,42	1.492,85	4,47	0,50	12.991,00	2,82	36,10
P036	8.124,62	1.497,16	4,81	0,52	12.933,00	2,91	36,01
P048	9.101,05	1.505,80	5,12	0,59	12.847,00	3,14	36,16
P060	13.868,31	1.831,92	4,77	0,63	12.887,00	3,23	36,35
P075	12.865,60	1.134,67	5,43	0,70	12.820,00	2,96	36,02
P090	10.285,59	433,48	6,52	0,67	12.571,00	3,04	35,64
P105	6.736,04	40,73	9,73	0,66	11.919,00	3,57	34,77
P120	4.130,25	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P135	2.665,35	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P150	1.647,07	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P165	669,12	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P180	20,47	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P195	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P210	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P225	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P240	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total	97.447,12	13.782,01	4,80	0,57	12.920,00	2,81	36,25

Tabla A.7 Resumen de la fosa 2, de reservas de la Fosa Sur

NIVEL	Estéril (Mmcb)	Carbón (Mtm)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%	VOL%
M012	4.328,99	954,83	5,06	0,57	12.903,43	2,40	36,52
M024	3.995,00	880,61	5,54	0,64	12.818,50	2,43	36,34
M036	3.941,07	622,18	5,68	0,68	12.732,91	2,62	36,46
M048	3.272,25	604,34	5,51	0,66	12.774,48	2,66	36,63
M060	3.009,67	669,04	4,93	0,65	12.877,74	2,84	36,74
M072	2.784,96	662,31	5,07	0,65	12.857,51	2,67	36,58
M084	1.376,85	389,91	5,26	0,73	12.857,77	2,58	36,74
M096	946,15	303,09	5,24	0,70	12.878,00	2,51	36,74
M108	582,55	158,95	5,09	0,73	12.941,00	2,44	36,80
M120	0,27	0,09	53,34	0,64	5.104,00	1,81	20,53
P000	4.715,31	1.400,24	4,86	0,54	12.938,18	2,50	36,45
P012	5.657,48	1.712,11	4,59	0,52	12.976,93	2,74	36,34
P024	6.804,11	1.291,44	4,87	0,53	12.905,72	2,88	36,30
P036	7.371,84	1.194,38	5,08	0,55	12.864,89	2,99	36,28
P048	7.714,27	1.415,75	5,26	0,60	12.810,05	3,16	36,38
P060	10.939,35	1.542,23	4,98	0,63	12.842,28	3,20	36,48
P075	10.517,43	851,78	5,47	0,69	12.789,45	2,95	36,12
P090	6.950,47	227,60	6,16	0,65	12.613,88	3,03	35,89
P105	4.705,68	7,50	9,32	0,64	11.982,97	3,58	35,04
P120	2.853,15	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P135	961,39	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P150	388,17	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P165	89,73	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P180	6,42	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P195	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P210	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P225	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P240	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total	93.912,57	14.888,39	5,10	0,59	12.862,59	2,83	36,39

Tabla A.8 Resumen de la fosa 3, de reservas de la Fosa Sur

NIVEL	Estéril (Mmcb)	Carbón (Mtm)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%	VOL%
M012	3522,96	980,22	5,32	0,59	12868,33	2,39	36,54
M024	2.949,86	934,46	5,53	0,65	12.836,17	2,43	36,44
M036	2.629,66	785,50	5,55	0,66	12.795,55	2,55	36,52
M048	2.249,97	600,95	5,36	0,64	12.846,46	2,51	36,59
M060	2.034,10	538,56	4,78	0,64	12.940,30	2,68	36,68
M072	1.845,84	431,91	4,95	0,63	12.900,75	2,55	36,45
M084	696,54	369,12	4,76	0,64	12.964,52	2,47	36,52
M096	424,79	177,34	4,88	0,64	12.966,30	2,49	36,53
M108	230,20	104,13	4,70	0,66	13.032,64	2,43	36,57
M120	0,55	5,45	7,05	0,40	12.776,36	2,37	34,43
P000	4.077,43	1.205,11	5,14	0,56	12.894,76	2,49	36,49
P012	4.765,46	1.551,90	4,89	0,54	12.919,36	2,73	36,46
P024	5.291,20	1.776,72	5,06	0,55	12.863,73	2,85	36,58
P036	6.060,52	1.800,81	5,12	0,56	12.848,26	2,93	36,59
P048	7.010,19	1.528,81	5,31	0,60	12.803,07	3,04	36,57
P060	9.993,80	1.866,93	5,14	0,62	12.823,48	3,05	36,59
P075	10.908,29	2.046,49	5,38	0,66	12.814,88	2,80	36,35
P090	9.936,84	1.066,23	5,87	0,64	12.676,71	2,93	36,24
P105	8.216,49	607,29	7,31	0,69	12.380,71	3,04	35,99
P120	7.349,76	447,79	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P135	6.147,13	157,54	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P150	4.802,67	24,98	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P165	3.518,86	3,67	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P180	2.455,06	1,89	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P195	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P210	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P225	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P240	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total	10.9745,44	19.013,78	5,23	0,60	12844,99	2,75	36,51

Tabla A.9 Resumen de la fosa 4, de reservas de la Fosa Sur

NIVEL	Estéril (Mmcb)	Carbón (Mtm)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%	VOL%
M012	3.170,38	907,07	5,21	0,60	12.890,69	2,33	36,61
M024	2.920,25	822,90	5,30	0,63	12.879,25	2,36	36,54
M036	2.497,94	881,24	5,12	0,63	12.890,39	2,42	36,60
M048	1.871,24	676,81	4,98	0,61	12.937,85	2,34	36,59
M060	1.526,53	469,76	4,56	0,62	13.002,14	2,49	36,62
M072	1.197,56	388,94	4,70	0,60	12.965,99	2,41	36,40
M084	934,97	327,09	4,34	0,57	13.066,92	2,31	36,38
M096	442,29	323,39	4,25	0,55	13.119,64	2,30	36,39
M108	113,11	238,71	4,04	0,54	13.186,41	2,24	36,41
M120	0,21	1,55	6,38	0,40	12.885,84	2,33	34,67
P000	3.428,58	940,48	5,10	0,57	12.903,17	2,43	36,57
P012	3.847,80	1.061,57	4,90	0,55	12.914,19	2,65	36,59
P024	4.086,53	1.193,34	5,00	0,56	12.872,14	2,77	36,71
P036	4.421,08	1.244,76	5,02	0,56	12.865,49	2,84	36,71
P048	4.819,94	1.218,08	5,23	0,60	12.821,64	2,92	36,63
P060	6.909,75	1.526,25	5,11	0,61	12.839,96	2,91	36,60
P075	7.555,95	1.542,80	5,24	0,64	12.848,19	2,72	36,44
P090	8.307,38	1.245,90	5,67	0,63	12.725,42	2,86	36,35
P105	8.159,57	670,77	6,88	0,69	12.474,93	2,95	36,17
P120	6.875,74	396,39	7,28	0,73	12.403,51	2,87	36,55
P135	5.418,12	158,12	8,02	0,82	12.236,66	2,74	37,33
P150	4.650,54	84,42	8,64	0,95	12.098,45	2,55	37,64
P165	3.991,19	43,70	8,84	1,12	12.085,41	2,37	37,63
P180	3.289,19	40,79	8,47	1,13	12.155,53	2,36	37,77
P195	2.511,40	14,96	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P210	1.647,17	0,63	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P225	699,93	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P240	112,31	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total	95.406,64	16.420,44	5,15	0,60	12.864,19	2,65	36,57

Tabla A.10 Resumen de la fosa 5, de reservas de la Fosa Sur

NIVEL	Estéril (Mmcb)	Carbón (Mtm)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%	VOL%
M012	2.525,58	783,73	5,03	0,59	12.924,90	2,28	36,62
M024	2.199,73	746,04	5,05	0,62	12.926,49	2,29	36,55
M036	1.892,09	670,33	4,81	0,61	12.957,20	2,30	36,60
M048	1.436,90	520,36	4,69	0,59	12.999,86	2,23	36,58
M060	1.217,71	435,20	4,38	0,59	13.050,34	2,34	36,59
M072	1.017,81	340,20	4,49	0,57	13.024,95	2,28	36,40
M084	799,56	281,11	4,11	0,53	13.127,95	2,17	36,37
M096	422,02	234,33	3,91	0,51	13.200,54	2,13	36,38
M108	169,47	224,89	3,70	0,49	13.261,07	2,05	36,39
M120	-0,23	-0,11	6,39	0,40	12.882,93	2,29	34,69
P000	2.842,23	813,83	4,98	0,57	12.925,65	2,38	36,58
P012	3.425,55	901,19	4,84	0,56	12.927,76	2,58	36,60
P024	3.730,94	845,05	4,93	0,56	12.890,36	2,68	36,70
P036	4.033,01	759,32	4,96	0,57	12.880,68	2,76	36,69
P048	4.290,86	717,92	5,14	0,60	12.843,24	2,84	36,61
P060	6.226,23	905,10	5,01	0,61	12.864,88	2,83	36,57
P075	6.733,65	783,19	5,13	0,63	12.873,52	2,66	36,41
P090	7.355,21	509,34	5,49	0,62	12.771,89	2,77	36,33
P105	7.548,77	217,34	6,61	0,67	12.540,73	2,87	36,18
P120	6.236,58	126,34	7,03	0,71	12.456,02	2,84	36,50
P135	4.522,82	80,02	7,74	0,79	12.301,98	2,68	37,13
P150	3.046,24	8,24	8,59	0,93	12.112,43	2,56	37,53
P165	1.792,17	0,00	8,88	1,11	12.077,00	2,38	37,59
P180	754,00	0,00	8,47	1,13	12.154,00	2,37	37,75
P195	105,80	0,00	8,34	1,14	12.178,00	2,37	37,79
P210	0,38	0,00	8,79	1,25	12.129,00	2,26	37,87
Total	74.325,08	10.902,93	5,01	0,59	12.894,49	2,57	36,56

Tabla A.11 Total resumen de reservas de Fosa Sur

FOSA	Estéril (Mmcb)	Carbón (Mtm)	ASH%	SUL%	BTU	Moi%	VOL%
F1	97.447,12	13.782,01	4,80	0,57	12.920,00	2,81	36,25
F2	93.912,57	14.888,39	5,10	0,59	12.862,59	2,83	36,39
F3	109.745,44	19.013,78	5,23	0,60	12.844,99	2,75	36,51
F4	95.406,64	16.420,44	5,15	0,60	12.864,19	2,65	36,57
F5	74.325,08	10.902,93	5,01	0,59	12.894,49	2,57	36,56
Total	470.836,85	75.007,55	25,28	2,95	64.386,27	13,62	182,28

Tabla A.12 Resumen total de reservas de la Fosa Espejo por Nivel

Nivel	Estéril (Mm³)	Carbón(Mtm)	Ash%	Sul%	Btu	Moi%	Vol%	Asg
P195	7	0	0	0	0	0	0	0
P180	146	0	0	0	0	0	0	0
P165	290	0	0	0	0	0	0	0
P150	661	0	0	0	0	0	0	0
P135	1.490	0	0	0	0	0	0	0
P120	2.895	5	4	1	13.258	2	35	1
P105	4.780	24	4	1	13.185	2	35	1
P090	6.164	114	5	1	13.022	2	35	1
P075	7.476	389	5	1	13.119	2	35	1
P060	8.231	552	4	1	13.156	2	35	1
P048	7.477	780	4	1	13.204	2	35	1
P036	6.400	736	4	1	13.178	2	35	1
P024	5.581	672	4	1	13.178	2	35	1
P012	5.388	639	4	1	13.187	2	35	1
P000	5.779	849	4	1	13.214	2	35	1
M012	3.829	437	5	1	12.937	2	34	1
M024	3.646	451	6	1	12.783	2	34	1
M036	4.567	797	6	1	12.811	2	34	1
M048	4.408	901	6	1	12.844	2	35	1
M060	4.112	809	6	1	12.907	2	35	1
M072	3.851	652	5	1	12.961	2	34	1
M084	3.815	717	5	1	12.967	2	34	1
M096	3.449	1.068	4	1	13.143	2	34	1
M108	2.532	943	4	1	13.169	2	34	1
M120	1.658	675	4	1	13.190	2	34	1
M132	959	601	4	0	13.255	2	34	1
Total	99.591	12.813	4,8	0,6	13.071	1,9	35	1,3

Tabla A.13 Resumen total de reservas de la Fosa Aceituno por Nivel

Nivel	Estéril (Mm³)	Carbón (Mtm)	Ash%	Sul%	Btu	Moi%	Vol%	Asg
P195	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P180	6,47	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P165	46,29	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P150	140,33	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P135	446,59	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P120	926,53	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P105	1.611,54	2,62	12,83	0,58	11.753,0	1,80	33,01	1,35
P090	2.619,10	48,43	7,54	0,63	12.587,7	2,14	34,90	1,30
P075	4.288,03	116,01	6,13	0,63	12.827,6	2,20	35,02	1,29
P060	5.026,02	238,85	4,73	0,56	13.086,3	2,09	34,87	1,28
P048	3.929,35	245,28	5,05	0,62	12.976,4	2,13	34,77	1,28
P036	4.042,52	252,35	5,39	0,67	12.880,0	2,11	34,66	1,28
P024	3.689,78	177,65	6,11	0,78	12.728,3	2,11	34,69	1,29
P012	3.154,80	100,33	7,28	0,92	12.517,1	2,10	34,03	1,30
P000	2.099,74	102,76	6,33	0,88	12.593,0	2,37	33,73	1,29
M012	1.001,15	119,01	6,08	0,90	12.724,0	1,92	33,50	1,29
M024	746,24	111,48	5,94	0,72	12.822,3	1,94	31,72	1,29
M036	1.458,13	316,44	5,66	0,73	12.800,6	2,30	34,76	1,28
M048	1.294,51	305,33	5,65	0,71	12.803,3	2,33	34,87	1,29
M060	1.163,40	238,89	5,42	0,70	12.876,5	2,35	35,17	1,28
M072	1.090,76	146,95	5,89	0,71	12.811,0	2,28	34,90	1,29
M084	1.263,83	220,76	6,01	0,67	12.808,1	1,99	34,77	1,29
M096	1.307,67	479,42	4,54	0,61	13.126,3	1,82	34,74	1,27
M108	779,44	372,00	4,54	0,58	13.106,0	1,81	34,59	1,27
M120	379,65	169,09	5,03	0,55	13.044,7	1,89	34,37	1,27
M132	108,89	68,03	4,12	0,49	13.179,5	2,57	34,44	1,26
M144	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M156	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total	42.620,76	3.831,68	5,40	0,67	12.907,9	2,09	34,59	1,28

Tabla A.14 Resumen total de reservas de la Fosa Planeta por Nivel

Nivel	Estéril (Mm ³)	Carbón (Mtm)	Ash%	Sul%	Btu	Moi%	Vol%	Asg
P195	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P180	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P165	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P150	64,08	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P135	771,97	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
P120	3.733,59	27,75	8,07	1,22	12.473,3	1,47	34,36	1,32
P105	10.046,31	192,28	10,06	0,95	12.286,0	1,46	32,68	1,34
P090	14.976,57	1.842,20	5,41	0,69	13.052,4	2,08	33,96	1,29
P075	16.883,54	3.317,99	5,76	0,73	12.998,0	1,78	33,96	1,29
P060	16.944,19	2.835,65	6,84	0,84	12.840,5	1,47	33,50	1,30
P048	12.309,86	2.127,87	7,10	0,94	12.795,7	1,33	33,03	1,31
P036	10.710,55	2.199,89	6,65	0,88	12.863,8	1,32	33,09	1,31
P024	8.903,05	2.000,02	6,58	0,91	12.861,0	1,28	32,99	1,31
P012	7.190,49	1.726,27	6,28	0,95	12.869,3	1,23	32,77	1,31
P000	5.234,99	1.876,23	5,99	0,92	12.932,6	1,22	32,72	1,30
M012	3.976,38	1.418,79	6,07	0,88	12.933,3	1,22	32,29	1,31
M024	2.485,67	1.155,79	6,32	0,93	12.908,2	1,19	32,11	1,31
M036	1.341,28	855,36	5,73	0,77	13.046,1	1,16	32,22	1,30
M048	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M060	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M072	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M084	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M096	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M108	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M120	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M132	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M144	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
M156	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Total	115.572,5	21.576,09	6,32	0,85	12.905,50	1,44	33,14	1,30

APÉNDICE B
SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN POR TRIMESTRES

Tabla B.1 Plan de producción para el 2014

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta TFT	291	209	276	554	1.331
Meta TNT	205	120	106	528	959
Total					2.290

Tabla B.2 Plan de producción para el 2015

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta TFT	775	656	1.480	1.156	4.067
Meta TNT	2.121	0	0	0	2.121
Total					6.188

Tabla B.3 Plan de producción para el 2016

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta TFT	1.160	658	1.519	1.580	4.917
Meta PDS					
Total					4.917

Tabla B.4 Plan de producción para el 2017

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta TFT	1.079	1.549	1.798	1.905	6.331
Meta PSD	0	0	0	0	0
Total					6.331

Tabla B.5 Plan de producción para el 2018

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta TFT	2.009	2.012	1.622	419	6.062
Meta PSD		0	0	238	238
Total					6.300

Tabla B.6 Plan de producción para el 2019

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta TFT	1.109	930			
Meta PSD			2.927	1.034	
Total					6.000

Tabla B.7 Plan de producción para el 2020

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta PSD	1.139	2.292	1.472	1100	6.003
Total					6.003

Tabla B.8 Plan de producción para el 2021

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta PSD	1.549	1.292	1.472	2187	6.500
Total					6.500

Tabla B.9 Plan de producción para el 2022

Trimestres	1	2	3	4	AÑO
Meta PSD	1859	1520	1.800	1320	6.500
Total					6.500

APÉNDICE C
ANÁLISIS DE COSTOS POR HORAS DE EQUIPOS

Tabla C.1 Costo de mantenimiento Camiones Roqueros 789

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	1142	290241	59
Febrero	750	246308	76
Marzo	1388	106545	12
Abril	919	136467	24
Mayo	1240	355825	46
Junio	756	194829	41
Julio	1143	192932	27
Promedio	7.338	1.523.147	46

Tabla C.2 Costo de mantenimiento de Trituración

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	264	136475	120
Febrero	102	93826	214
Marzo	342	265865	123
Abril	270	167114	98
Mayo	318	117231	59
Junio	348	526652	240
Julio	308	101414	52
Promedio	1.952	1.408.577	159,11162

Tabla C.3 Costo de mantenimiento de Muestreadores y Transportadores

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	235	1987	2
Febrero	144	703	1
Marzo	350	703	1
Abril	293	5478	3
Mayo	334	7667	4
Junio	22	32473	234
Julio	202	8283	7
Promedio	1.580	57.294	134,554142

Tabla C.4 Costo de mantenimiento de Apilador Portec

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	158	17720	26
Febrero	103	2506	6
Marzo	179	14556	13
Abril	184	17880	15
Mayo	179	14556	13
Junio	176	23542	21
Julio	181	15325	13
Promedio	1.160	1.06.085	17,1185276

Tabla C.5 Costo de mantenimiento de Perforadoras

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	811	190544	109
Febrero	684	162592	111
Marzo	1132	183375	75
Abril	849	292529	160
Mayo	552	188514	159
Junio	375	48131	60
Julio	420	117073	130
Promedio	4.823	1.182.759	124,701326

Tabla C.6 Costo de mantenimiento de Pala Hidráulica retro
O&K RH200-1400

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	696	1625520	1086
Febrero	540	1072913	924
Marzo	563	1460607	1207
Abril	798	739038	431
Mayo	612	1460705	1110
Junio	680	1833765	1254
Julio	487	619602	592
Promedio	4.376	8.812.150	1035,65907

Tabla C.7 Costo de mantenimiento de Pala P&H 2800XPA

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	938	648745	322
Febrero	1071	634297	275
Marzo	1277	3515003	1280
Abril	1218	1010250	386
Mayo	847	889626	489
Junio	700	848888	564
Julio	1181	1365913	538
Promedio	7.232	8.912.721	776,580522

Tabla C.8 Costo total de mantenimiento de Cargador Frontal

Mes	Horas	Montos	Promedio us\$/h
Enero	1026	204198	356
Febrero	1100	360849	1060
Marzo	938	373698	1535
Abril	1109	463622	594
Mayo	836	378511	893
Junio	783	199558	429
Julio	811	123906	574
Promedio	6.603	2.104.342	854,877712

Tabla C.9 Costo de mantenimiento de Camiones Roqueros, CAT 793

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	8273	3809722	214
Febrero	7862	2986446	177
Marzo	8707	5562452	297
Abril	9277	3891609	195
Mayo	7673	7373987	447
Junio	7159	3392890	220
Julio	8596	3206626	174
Promedio	57.547	30.223.730	276,47579

Tabla C.10 Costo de mantenimiento de Tractor de Orugas CAT

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	2537	375410	69
Febrero	2197	223956	47
Marzo	2268	655571	134
Abril	2152	961923	208
Mayo	2221	1469133	308
Junio	2295	717210	145
Julio	2323	1361856	273
Promedio	15.993	5.765.060	217,199375

Tabla C.11 Costo de mantenimiento de motoniveladora
+ tractor de rueda Tiger y otros equipos

Mes	Horas	Montos	Promedio US\$/h
Enero	2081	275219,91	210
Febrero	1715	274529,33	240,728404
Marzo	1966	226778,06	162,184825
Abril	1678	301285,93	381,902722
Mayo	1885	582493,85	477,734707
Junio	1875	224536,8	178,847554
Julio	1937	340067,24	270,738278
Promedio	13.137	2.224.911,12	308,43015

APÉNDICE D
PARÁMETRO DE COSTO Y EQUIPO

Tabla D.1 Factor de interés de compuesto

10% Tabla 15 Flujo de efectivo discreto: factores de interés compuesto 10%								
<i>n</i>	Pagos únicos		Pagos de serie uniforme			Gradiente uniforme		
	Cantidad compuesta P/F	Valor presente P/F	Fondo de amortización A/F	Cantidad compuesta F/A	Recuperación de capital A/P	Valor presente P/A	Gradiente de valor presente P/G	Gradiente de serie anual A/G
1	1.0000	0.9091	1.0000	1.0000	1.0000	0.9091		
2	1.2100	0.8264	0.4761	2.1000	0.5761	1.7355	0.8264	0.4762
3	1.3310	0.7513	0.3021	3.3100	0.4021	2.4869	0.7513	0.9366
4	1.4641	0.6830	0.2154	4.6410	0.3154	3.1699	0.6830	1.3812
5	1.6105	0.6209	0.1638	6.1051	0.2638	3.7908	0.6209	1.8101
6	1.7716	0.5645	0.1296	7.7156	0.2296	4.3553	0.5645	2.2236
7	1.9487	0.5132	0.1054	9.4872	0.2054	4.8684	0.5132	2.6216
8	2.1436	0.4665	0.0874	11.4359	0.1874	5.3349	0.4665	3.0045
9	2.3579	0.4241	0.0736	13.5795	0.1736	5.7590	0.4241	3.3724
10	2.5937	0.3855	0.0627	15.9374	0.1627	6.1446	0.3855	3.7255
11	2.8531	0.3505	0.0539	18.5312	0.1539	6.4951	0.3505	4.0641
12	3.1384	0.3186	0.0467	21.3843	0.1467	6.8137	0.3186	4.3884
13	3.4523	0.2897	0.0407	24.5227	0.1407	7.1034	0.2897	4.6988
14	3.7975	0.2633	0.0357	27.9750	0.1357	7.3667	0.2633	4.9955
15	4.1772	0.2394	0.0314	31.7725	0.1314	7.6061	0.2394	5.2789
16	4.5950	0.2176	0.0276	35.9497	0.1276	7.8237	0.2176	5.5493
17	5.0545	0.1978	0.0246	40.5447	0.1246	8.0216	0.1978	5.8071
18	5.5599	0.1799	0.0219	45.5992	0.1219	8.2014	0.1799	6.0526
19	6.1159	0.1635	0.0195	51.1591	0.1195	8.3649	0.1635	6.2861
20	6.7275	0.1486	0.0174	57.2750	0.1174	8.5136	0.1486	6.5081
21	7.4002	0.1351	0.0156	64.0025	0.1156	8.6487	0.1351	6.7189
22	8.1403	0.1228	0.0140	71.4027	0.1140	8.7715	0.1228	6.9189
23	8.9543	0.1117	0.0125	79.5430	0.1125	8.8832	0.1117	7.1085
24	9.8497	0.1015	0.0113	88.4973	0.1113	8.9847	0.1015	7.2881
25	10.8347	0.0923	0.0101	98.3471	0.1101	9.0770	0.0923	7.4580
26	11.9182	0.0839	0.0091	109.1818	0.1091	9.1609	0.0839	7.6186
27	13.1100	0.0763	0.0082	121.0999	0.1082	9.2372	0.0763	7.7704
28	14.4210	0.0693	0.0074	134.2099	0.1074	9.3066	0.0693	7.9137
29	15.8631	0.0630	0.0067	148.6309	0.1067	9.3696	0.0630	8.0489
30	17.4494	0.0573	0.0060	164.4940	0.1060	9.4269	0.0573	8.1762
31	19.1943	0.0521	0.0055	181.9434	0.1055	9.4790	0.0521	8.2962
32	21.1133	0.0474	0.0049	201.1378	0.1049	9.5264	0.0474	8.4091
33	23.2252	0.0431	0.0045	222.2515	0.1045	9.5694	0.0431	8.5152
34	25.5477	0.0391	0.0040	245.4767	0.1040	9.6086	0.0391	8.6149
35	28.1024	0.0356	0.0036	271.0244	0.1036	9.6442	0.0356	8.7086
40	45.2593	0.0221	0.0022	442.5926	0.1022	9.7791	0.0221	9.0962
45	72.8905	0.0137	0.0013	718.9048	0.1013	9.8628	0.0137	9.3740
50	117.4909	0.0085	0.0008	1163.91	0.1008	9.9148	0.0085	9.5704
55	189.0591	0.0053	0.0005	1880.59	0.1005	9.9471	0.0053	9.7075
60	304.4816	0.0033	0.0003	3034.82	0.1003	9.9672	0.0033	9.8023
65	490.3707	0.0020	0.0002	4893.71	0.1002	9.9796	0.0020	9.8672
70	789.7470	0.0013	0.0001	7887.47	0.1001	9.9873	0.0013	9.9113
75	1271.90	0.0008	0.0000	12709	0.1000	9.9921	0.0008	9.9410
80	2048.40	0.0005	0.0000	20474	0.1000	9.9951	0.0005	9.9609
85	3298.97	0.0003	0.0000	32980	0.1000	9.9970	0.0003	9.9742
90	5313.02	0.0002	0.0000	53120	0.1000	9.9981	0.0002	9.9831
95	8556.68	0.0001	0.0000	85557	0.1000	9.9988	0.0001	9.9889
96	9412.34	0.0001	0.0000	94113	0.1000	9.9989	0.0001	9.9898
98	11389	0.0001	0.0000		0.1000	9.9991	0.0001	9.9914
100	13781	0.0001	0.0000		0.1000	9.9993	0.0001	9.9927

Tabla D.2 Manual de la Marca Caterpillar, Modelo 789

Operating Specifications		
Nominal Payload Capacity	177 tonnes	195 tons
Body Capacity (SAE 2:1)	105 m³	137 yd³
Maximum Capacity	Custom	
Top Speed – Loaded	52.6 km/h	32.7 mph
Steer Angle	36°	
Turning Diameter – Front	27.5 m	90 ft 2 in
Turning Circle Clearance Diameter	30.2 m	99 ft 2 in
• Body capacity (SAE 2:1) with Dual Slope Body. • Refer to the Cat Mining Truck 10/10/20 Overload Policy for maximum gross machine weight limitations.		

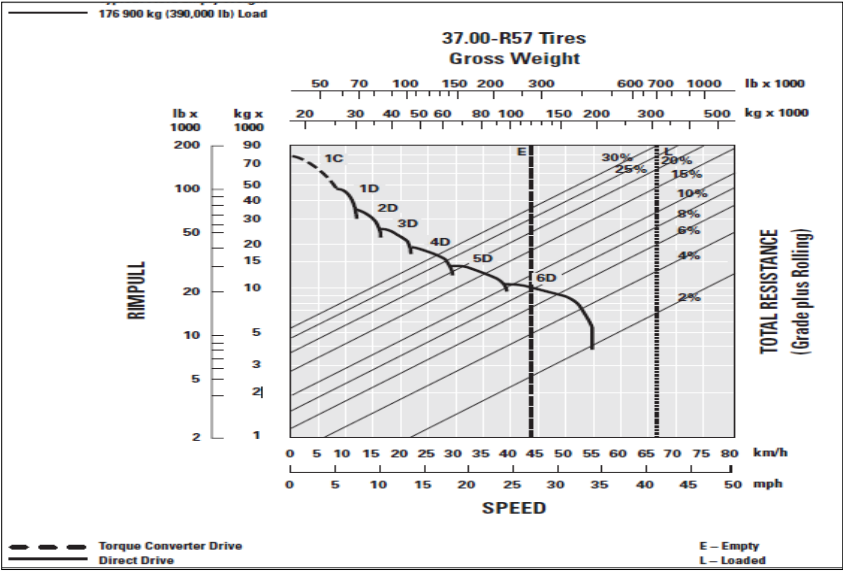


Figura D.1 Velocidad de un camión cargado

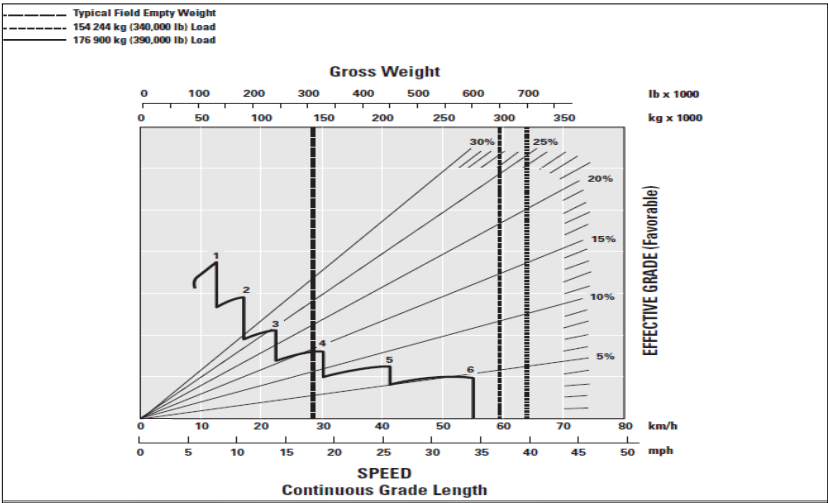


Figura D. 2 velocidad de un camión descargado

Tabla D.3 Tiempo de colocación en el equipo de carga

Condiciones de	Unidad de carga	
Funcionamiento	Trasera	Lateral
Favorable	0,15 min	0,15 min
Promedio	0,3 min	0,5 min
Desfavorable	0,5 min	1 min

Tabla D.4 Tiempo de viraje y descarga

Condiciones de	Unidad de descarga	
Funcionamiento	Trasera	Lateral
Favorable	1 min	0,7 min
Promedio	1,2 min	1 min
Desfavorable	1,5 - 2 min	1,5 min

APÉNDICE E
DEMOSTRACIÓN DE CÁLCULOS

E.1 Cálculo de productividad en tiempo real

Para calcular la producción del mineral en tiempo real, se aplica la ecuación 3.4 del capítulo III como se muestra a continuación

$$Prod_{horaria} = 6,500 \times 10^6 Tm / \text{Año} * \frac{1 \text{Año}}{12 \text{Mes}} * \frac{1 \text{Mes}}{30 \text{Dias}} * \frac{1 \text{Dia}}{2 \text{Turno}} * \frac{1 \text{Turno}}{12 \text{Horas}}$$

$$Prod_{horaria} = 752,314 Tm / \text{Hora}$$

E.2 Producción de mineral en tiempo efectivo

Para hallar la producción del mineral en tiempo efectivo, se aplica la ecuación 3.6 del capítulo III como se muestra a continuación:

$$\text{Produc. Efect.} = 752,291 \text{ Tm/hora} \times 80\% = 602 \text{ TM/hora.}$$

E.3 La capacidad efectiva (Ce) de la planta de trituración

Considerando un factor de disponibilidad física 75%, eficiencia de trabajo 80%

La capacidad efectiva (Ce) de la planta de trituración deberá ser de:

$$C.e = Prod_{tiempo_Real} * \frac{1}{80\%} * \frac{1}{75\%} = 1003,054 Tm / \text{Hora}$$

E.4 Tiempo de ciclo del camión roquero modelo 789 (Tc). Alternativa I

Se determinó tiempo de ciclo por medio de la ecuación 3.13 del capítulo III.

$$T_{C_A} = \frac{(559.024m / 250 \frac{m}{min} + 0,15 \text{ min}) + (559.024m / 666.666 \frac{m}{min} + 1 \text{ min})}{0.75}$$

$$T_{C_A} = 5,63 \text{ Min}$$

$$T_{C_B} = \frac{2975.641m / 250 \frac{m}{min} + 0,15 \text{ min}) + (2975.641m / 666.666 \frac{m}{min} + 1 \text{ min})}{0.75}$$

$$T_{C_B} = 22,89 \text{ Min}$$

$$T_{C_C} = \frac{471.083m / 250 \frac{m}{min} + 0,15 \text{ min}) + (471.083m / 666.666 \frac{m}{min} + 1 \text{ min})}{0.75}$$

$$T_{C_C} = 4,98 \text{ Min}$$

$$T_C = T_A + T_B + T_C$$

$$T_C = (5,63 + 22,89 + 4,98) \text{ Min}$$

$$T_C = 32,85 \text{ Min}$$

E.5 Producción en banco. Alternativa I

Se determinó la producción en banco mediante la ecuación 3.9 del capítulo III.

Dónde:

$$Q_C = 36 \text{ m}^3$$

$$S = 0,95$$

$$E = 0,80$$

$$T_C = 32,85 \text{ min}$$

$$\frac{M^3b}{Hora} = \frac{\frac{154,66m^3}{Hora} \times 0,95 \times 0,8 \times 60}{32,85min} = 214,68m^3b / Hora$$

E.6 Número de balde requeridos por camión roquero modelo 789. Alternativa I

Se determinó el número de balde mediante la ecuación 3.10 del capítulo III.

Dónde:

$Q_C = 154,66 \text{ m}^3$ (Capacidad colmada)

$C_d = 36 \text{ m}^3$ del cargador modelo 994

$F =$ Tabla 3.1 Factor de llenado, ver tabla 4.1 del capítulo III

$D_F = 75\%$

$$n = \frac{154,66m^3}{36m^3 * 0,97 * 0,75} = 5,90 \approx 6 \text{ Baldes}$$

$$F = \frac{0,95 + 1,00}{2} = 0,97$$

E.7 Números de camiones requeridos por cargador modelo 994. Alternativa I

Se determina el número de camiones roqueros modelo 789, por medio de la ecuación 3.14 del capítulo III.

$$N = \frac{(60 * 32,85 * 0,95)}{(6 * 55)} + 10\% = 6,23 \approx 7 \text{ Camiones}$$

E.8 Productividad de cada año según el plan de mina 2013-2022

Se determina la productividad de cada año según el plan de mina 2013-2022, en el cual se demuestras por la ecuación 3.8 del capítulo III.

$$Prod_{horaria} = 1.600000Tm/Año * 1Año/12Mes * 1Mes/30Dias * 1Dia/2Turno * 1Turno/12Horas$$

$$Prod_{horaria} = 185,185Tm/Hora * UtilTiempEffect * \frac{1}{Efectividad}$$

$$Prod_{horaria} = 185,185Tm/Hora * 80% * \frac{1}{60\%}$$

$$Prod_{horaria} = 246,913Tm/Hora$$

E.9 Número de camiones por metas de cada año Alternativa I

Se determina el número de camiones por metas de cada año por medio de la ecuación 3.15 del capítulo III.

$$N^{\circ}_{CAMIONES} = \frac{246,91Tm/h * 7Camiones}{1003Tm/h} = 1,729 \approx 2$$

E.10 Número de hora por camiones consumida. Alternativa I

Se determinó mediante este ejemplo explicativo:

$$\text{Horas/Años} = 363,5 \text{Días/Año} * 24 \text{Horas/Días}$$

$$\text{Horas/años} = 8724 \text{Horas/Años}$$

$$\text{Horas/Camiones} = 8724 \text{Horas/año} * D_F * E$$

$$\text{Horas/Camiones} = 8724 \text{Horas/Años} * 2 \text{Camiones/Años} * 75\% * 80\% = 10468,8$$

E.11 Calcular los costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa I

Se determinó mediante este ejemplo explicativo:

$$\text{Costo/Camiones} = 10468,8 \text{Horas/Camiones} * 46 \text{US$/Horas}$$

$$\text{Costo} = 481.564,8 \text{US$/Camionesaño}$$

La determinación de los costos por tonelada acarreada, se calculó por la siguiente ecuación 3.17 del capítulo III que se presenta a continuación:

$$\text{Costo/Tonelada} = \frac{481.564,8 \text{US$/Año}}{1.600.000 \text{Tm/Año}} = 0.3 \text{US$/Tm}$$

E.12 Tiempo de ciclo del camión (T_C). Alternativa II

Se determinó por medio de la ecuación 3.13 especificada en el capítulo III.

$$T_{C_A} = \frac{(560m / 250 \frac{m}{min} + 0,15 \text{ min}) + (560m / 666.666 \frac{m}{min} + 1 \text{ min})}{0.75}$$

$$T_{C_A} = 5,64 \text{ Min}$$

$$T_{C_B} = \frac{3534.243m / 250 \frac{m}{min} + 0,15 \text{ min}) + (3534.243m / 666.666 \frac{m}{min} + 1 \text{ min})}{0.75}$$

$$T_{C_B} = 27,45 \text{ Min}$$

$$T_{C_C} = \frac{809.634m / 250 \frac{m}{min} + 0,15 \text{ min}) + (869.634m / 666.666 \frac{m}{min} + 1 \text{ min})}{0.75}$$

$$T_{C_C} = 7,470 \text{ Min}$$

$$T_C = T_A + T_B + T_C$$

$$T_C = (5,64 + 27,45 + 7,470) \text{ Min}$$

$$T_C = 40,56 \text{ Min}$$

E.13 Números de camiones requeridos por cargador modelo 994. Alternativa II

Se calcula el número de camiones roqueros modelo 789, mediante la ecuación 3.15 descrita en el capítulo III.

$$N = \frac{(60 * 40,56 * 0,95)}{(6 * 55)} + 10\% = 7,705 \approx 8 \text{ Camiones}$$

E.14 Número de camiones por metas de cada año. Alternativa II

Mediante la ecuación 3.15 descrita en el capítulo III, se determinó el número de camiones por metas del Plan de Mina 2013-2022.

$$N^{\circ}_{CAMIONES} = \frac{246,91 Tm/h * 8 Camiones}{1003 Tm/h} = 1,969 \approx 2$$

E.15 Número de hora por camiones consumida. Alternativa II

Se procede a determinar el número de horas operativas por camiones para cada año, por medio del siguiente ejemplo explicativo

$$Horas/Años = 363,5 Dias/Año * 24 Horas/Dias$$

$$Horas/años = 8724 Horas/Años$$

$$Horas/Camiones = 8724 Horas/año * D_F * E$$

$$Horas/Camiones = 8724 Horas/Años * Camiones/Años * 75% * 80\% = 10468,8$$

E.16 Calcular los costos de transporte de acarreo de carbón. Alternativa II

Se determinó los costos de transporte de acarreo de carbón mediante este ejemplo explicativo:

$$\text{Costo/Acarreo} = \text{Dolar(\$)} / \text{Camiones}$$

$$\text{Costo/CamionesaAño} = \frac{104688 \text{ Horas}}{\text{Camiones}} * \frac{46(\$)}{\text{Horas}}$$

$$\text{Costo/ camionesaAño} = 481.564,8 \text{ \$} / \text{CamionesaAño}$$

E.17 Costos unitarios por toneladas Alternativa II

Los costos unitarios por toneladas se dedujeron por la ecuación 3.17 nombrada capítulo III.

$$\text{Costo/tonelada} = \frac{481.564,8 \text{ US\$} / \text{Año}}{1.600.000 \text{ Tm} / \text{Año}} = 0.3 \text{ US\$} / \text{Tm}$$

E.18 Costos asociados de mantenimiento a la ubicación de la planta.

La determinación de los costos por tonelada producida, mediante la ecuación 3.17 nombrada en el capítulo III.

$$\text{Costo/Tonelada} = \frac{144,12 \text{ US\$} / \text{Hora}}{246,91 \text{ Tm} / \text{Hora}} = 0,583 \text{ US\$} / \text{Tm}$$

Se determina los costos por tonelada de cada año, por medio de la ecuación 3.18 del capítulo III.

$$\text{Costo/Año} = 0,583 \text{ US\$} / \text{Tm} * \text{Metas} / \text{años}$$

$$\text{Costo/Año} = 0,583 \text{ US\$} / \text{Tm} * 1.6 \times 10^6 \text{ Tm} / \text{Año} = 933,911 \times 10^3 \text{ US\$} / \text{Año}$$

E.19 Cálculo del Valor Presente. (VP). Alternativa I

E.20 Cálculo de anualidades (A)

Se determina la anualidad, por medio de la ecuación 3.19 del capítulo III.

$$F_{10}' = A_{(9-10)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 5.714.479 \text{ US\$/Tm} * 2,1000 = 12.000.405 \text{ US\$}$$

E.21 Cálculo del Valor Presente. (VP).

Se determina el Valor Presente, por medio de la ecuación 3.21 del capítulo III.

$$VP_I = -I_0 - F_1(P/F, 10\%, 1) - F_2(P/F, 10\%, 2) - F_3(P/F, 10\%, 3) - F_4(P/F, 10\%, 4) - F_5(P/F, 10\%, 5) - F_6(P/F, 10\%, 6) - F_7(P/F, 10\%, 7) - F_8(P/F, 10\%, 8) - F_{10}'(P/F, 10\%, 10)$$

$$VP_I = -10464279 \text{ US\$} - (4.510.579 \text{ US\$} * 0,9091) - (4.751.353 \text{ US\$} * 0,8264) - (5.714.483 \text{ US\$} * 0,7513) - (5.473.700 \text{ US\$} * 0,683) - (5.714.483 \text{ US\$} * 0,6209) - (5.714.481 \text{ US\$} * 0,5645) - (5.714.482 \text{ US\$} * 0,5132) - (5.714.481 \text{ US\$} * 0,4665) - (12.000.405 \text{ US\$} * 0,3855)$$

$$VP_I = -33.806.386,89 \text{ US\$}$$

E.22 Cálculo del Valor Anual Equivalente. (CAE) Alternativa I

Se determina el Valor Anual Equivalente, con la ecuación 3.23 del capítulo III.

$$CAE_I = 33.806.386,89 * \frac{10\%(1+10\%)^{10}}{(10\%+1)^{10}-1} = -5.501.989 \text{ US\$/Tm}$$

E. 23. Costo unitario por toneladas (US\$/Tm) del centro de trituración

E.24 Cálculo de anualidades (A)

Se determina la anualidad, por medio de la ecuación 3.19 del capítulo III.

$$F_8' = A_{(6-8)} * (F/A, 10\%, 3) \Rightarrow 0,16 \text{ US$/Tm} * 3,3100 = 0,52 \text{ US$/Tm}$$

$$F_{10}' = A_{(9-10)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 0,14 \text{ US$/Tm} * 2,1000 = 0,29 \text{ US$/Tm}$$

E.25 Cálculo del Valor Presente. (VP).

Se determina el Valor Presente, por medio de la ecuación 3.21 del capítulo III.

$$VP = + F_1(P/F, 10\%, 1) - F_2(P/F, 10\%, 2) - F_3(P/F, 10\%, 3) - F_4(P/F, 10\%, 4) \\ - F_5(P/F, 10\%, 5) - F_8'(P/F, 10\%, 8) - F_{10}'(P/F, 10\%, 10).$$

$$VP = (0,58 \text{ US$/Tm} * 0,9091) - (0,41 \text{ US$/Tm} * 0,8264) - (0,15 \text{ US$/Tm} \\ * 0,7513) - (0,52 \text{ US$/Tm} * 0,4665) - (0,29 \text{ US$/Tm} * 0,3855)$$

$$VP = 2 \text{ US$/Tm}$$

E.26 Valor Anual Equivalente. (CAE)

Se determina el Valor Anual Equivalente, por medio de la ecuación 3.23 del capítulo III.

$$CAE = 2 * \frac{10\%(1+10\%)^{10}}{(10\%+1)^{10}-1} = 0,3 \text{ US$/Tm}$$

E.27 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm) de equipos de producción

E.28 Cálculo de anualidades (A)

Se determina la anualidad, por medio de la ecuación 3.19 del capítulo III.

$$F_8' = A_{(7-8)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 0,52 \text{ US$/Tm} * 2.1000 = 1,092 \text{ US$/Tm}$$

$$F_{10}' = A_{(9-10)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 0,1092 \text{ US$/Tm} * 2.1000 = 0,1001 \text{ US$/Tm}$$

E.29 Cálculo del Valor Presente. (VP)

Se determina el Valor Presente, por medio de la ecuación 3.21 del capítulo III.

$$VP = F_1(P/F, 10\%, 1) - F_2(P/F, 10\%, 2) - F_3(P/F, 10\%, 3) - F_4(P/F, 10\%, 4) - F_5(P/F, 10\%, 5) - F_6(P/F, 10\%, 6) - F_8'(P/F, 10\%, 8) - F_{10}'(P/F, 10\%, 10).$$

$$VP = (1,93 \text{ US$/Tm} * 0,9091) - (1,35 \text{ US$/Tm} * 0,8264) - (0,50 \text{ US$/Tm} * 0,7513) - (0,63 \text{ US$/Tm} * 0,6830) - (0,49 \text{ US$/Tm} * 0,6209) - (0,54 * 0,5645) - (1,09 \text{ US$/Tm} * 0,4665) - (1,001 \text{ US$/Tm} * 0,3855).$$

$$VP = 5 \text{ US$/Tm}$$

E.30 Valor Anual Equivalente. (CAE)

Se determina el Valor Anual Equivalente, por la ecuación 3.23 del capítulo III.

$$CAE = 5 * \frac{10\%(1+10\%)^{10}}{(10\%+1)^{10}-1} = 0,86 \text{ US$/Tm}$$

E.31 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm)

E.32 Cálculo de anualidades (A)

Se determina la anualidad, por medio de la ecuación 3.19 del capítulo III.

$$F_8' = A_{(7-8)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 0,28 \text{ US$/Tm} * 2.1000 = 0,58 \text{ US$/Tm}$$

$$F_{10}' = A_{(9-10)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 0,26 \text{ US$/Tm} * 2.1000 = 0,55 \text{ US$/Tm}$$

E.33 Cálculo del Valor Presente. (VP)

Se determina el Valor Presente, por medio de la ecuación 3.21 del capítulo III.

$$VP = F_1(P/F, 10\%, 1) - F_2(P/F, 10\%, 2) - F_3(P/F, 10\%, 3) - F_4(P/F, 10\%, 4) - F_5(P/F, 10\%, 5) - F_6(P/F, 10\%, 6) - F_8'(P/F, 10\%, 8) - F_{10}'(P/F, 10\%, 10).$$

$$VP = (0,30 \text{ US$/Tm} * 0,9091) - (0,32 \text{ US$/Tm} * 0,8264) - (0,27 \text{ US$/Tm} * 0,7513) - (0,29 \text{ US$/Tm} * 0,6830) - (0,27 \text{ US$/Tm} * 0,6209) - (0,29 * 0,5645) - (0,59 \text{ US$/Tm} * 0,4665) - (0,550 \text{ US$/Tm} * 0,3855).$$

$$VP = 2 \text{ US$/Tm}$$

E.34 Cálculo del Valor Anual Equivalente (CAE)

Se determina el Valor Anual Equivalente, por la ecuación 3.23 del capítulo III.

$$CAE = 5 * \frac{10\%(1+10\%)^{10}}{(10\%+1)^{10} - 1} = 0,28US\$$$

E.35 Sumatoria de los costo anuales equivalente (CAE) de los costos unitarios operativos. Alternativa I

$$Costo_{UNITARIOS} = \sum Costo_{mant}^{TRIT.} + Costo_{mant}^{PROD.} + Costo_{ACARR}$$

$$Costo_{UNITARIOS} = \sum 0,287 + 0,86 + 0,3 = 1,44 \text{ US\$ / Tm}$$

E.36 Cálculo del Valor Presente. (VP) Alternativa II

E.37 Cálculo de anualidades (A)

Se determina la anualidad, por medio de la ecuación 3.19 del capítulo III

$$F_{10}' = A_{(9-10)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 5.955.261 \text{ US\$ / Tm} * 2,1000 = 12.506.048 \text{ US\$}$$

E.38 Cálculo del Valor Presente. (VP)

Se determina el Valor Presente, por medio de la ecuación 3.21 del capítulo III.

$$VP_{II} = -I_0 - F_1(P/F, 10\%, 1) - F_2(P/F, 10\%, 2) - F_3(P/F, 10\%, 3) - F_4(P/F, 10\%, 4) - F_5(P/F, 10\%, 5) - F_6(P/F, 10\%, 6) - F_7(P/F, 10\%, 7) - F_8(P/F, 10\%, 8) - F_9(P/F, 10\%, 9) - F_{10}(P/F, 10\%, 10)$$

$$VP_{II} = -13514279 \text{ US\$} - (4.510.579 \text{ US\$} * 0,9091) - (4.751.353 \text{ US\$} * 0,8264) - (5.955.265 \text{ US\$} * 0,7513) - (5.714.483 \text{ US\$} * 0,683) - (5.955.265 \text{ US\$} * 0,6209) -$$

$$(5.714.481 \text{ US\$} * 0,5645) - (5.955.264 \text{ US\$} * 0,5132) - (5.955.263 \text{ US\$} * 0,4665) - \\ (5.955.261 \text{ US\$} * 0,4241) - (5.955.261 \text{ US\$} * 0,3855)$$

$$VP_{II} = -37.372.699 \text{ US\$}$$

E.39 Cálculo del Valor Anual Equivalente (CAE)

Se determina el Valor Anual Equivalente, por la ecuación 3.23 del capítulo III.

$$CAE_{II} = 37.372.699 * \frac{10\%(1+10\%)^{10}}{(10\%+1)^{10} - 1} = -6.082.407 \text{ US\$}$$

E.40 Costo unitario por toneladas (US\$/Tm). Alternativa II

E.41 Cálculo de anualidades (A) de acarreo

Se determina la anualidad, por medio de la ecuación 3.19 del capítulo III

$$F_8' = A_{(7-8)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 0,32 \text{ US$/Tm} * 2,1000 = 0,672 \text{ US$/Tm}$$

$$F_{10}' = A_{(9-10)} * (F/A, 10\%, 2) \Rightarrow 0,30 \text{ US$/Tm} * 2,1000 = 0,65 \text{ US$/Tm}$$

E.42 Cálculo del Valor Presente. (VP)

$$VP = F_1(P/F, 10\%, 1) + F_2(P/F, 10\%, 2) + F_3(P/F, 10\%, 3) + F_4(P/F, 10\%, 4) \\ + F_5(P/F, 10\%, 5) + F_6(P/F, 10\%, 6) + F_8'(P/F, 10\%, 8) + F_{10}'(P/F, 10\%, 10).$$

$$VP = (0,30 \text{ US\$/Tm} * 0,9091) - (0,32 \text{ US\$/Tm} * 0,8264) - (0,31 \text{ US\$/Tm} * 0,7513) - (0,34 \text{ US\$/Tm} * 0,6830) - (0,30 \text{ US\$/Tm} * 0,6209) - (0,29 * 0,5645) - (0,67 \text{ US\$/Tm} * 0,4665) - (0,65 \text{ US\$/Tm} * 0,3855).$$

$$VP = 2 \text{ US\$/Tm}$$

E.43 Cálculo del Valor Anual Equivalente (CAE)

Se determina el Valor Anual Equivalente, por la ecuación 3.23 del capítulo III

$$CAE = 2 * \frac{10\%(1+10\%)^{10}}{(10\%+1)^{10} - 1} = 0,33 \text{ US\$/Tm}$$

E.44 Sumatoria de los costo anuales equivalente (CAE) de los costos unitarios operativos. Alternativa II

$$Costo_{UNITARIOS} = \sum Costo_{mant}^{TRIT.} + Costo_{mant}^{PROD.} + Costo_{ACARR}$$

$$Costo_{UNITARIOS} = \sum 0,3 + 0,86 + 0,33 = 1,48 \text{ US\$/Tm}$$

Hoja de Metadatos para Tesis y Trabajos de Ascenso – 5/6



UNIVERSIDAD DE ORIENTE
CONSEJO UNIVERSITARIO
RECTORADO

CUN°0975

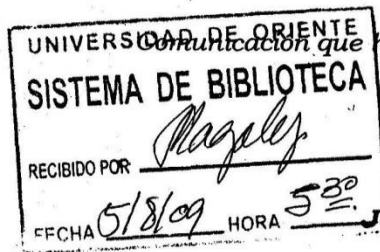
Cumaná, 04 AGO 2009

Ciudadano
Prof. JESÚS MARTÍNEZ YÉPEZ
Vicerrector Académico
Universidad de Oriente
Su Despacho

Estimado Profesor Martínez:

Cumplo en notificarle que el Consejo Universitario, en Reunión Ordinaria celebrada en Centro de Convenciones de Cantaura, los días 28 y 29 de julio de 2009, conoció el punto de agenda **"SOLICITUD DE AUTORIZACIÓN PARA PUBLICAR TODA LA PRODUCCIÓN INTELECTUAL DE LA UNIVERSIDAD DE ORIENTE EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL DE LA UDO, SEGÚN VRAC N° 696/2009"**.

Leído el oficio SIBI – 139/2009 de fecha 09-07-2009, suscrita por el Dr. Abul K. Bashirullah, Director de Bibliotecas, este Cuerpo Colegiado decidió, por unanimidad, autorizar la publicación de toda la producción intelectual de la Universidad de Oriente en el Repositorio en cuestión.



Comunicación que hago a usted a los fines consiguientes.

Cordialmente,

JUAN A. BOLAÑOS CURVELE
Secretario



C.C: Rectora, Vicerrectora Administrativa, Decanos de los Núcleos, Coordinador General de Administración, Director de Personal, Dirección de Finanzas, Dirección de Presupuesto, Contraloría Interna, Consultoría Jurídica, Director de Bibliotecas, Dirección de Publicaciones, Dirección de Computación, Coordinación de Teleinformática, Coordinación General de Postgrado.

JABC/YGC/maruja

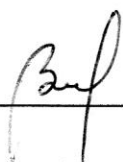
Hoja de Metadatos para Tesis y Trabajos de Ascenso – 6/6

Artículo 41 del REGLAMENTO DE TRABAJO DE PREGRADO (vigente a partir del II Semestre 2009, según comunicación CU-034-2009) : "Los Trabajos de Grado son de la exclusiva propiedad de la Universidad de Oriente, y sólo podrán ser utilizados para otros fines con el consentimiento del Consejo de Núcleo respectivo, quien deberá participarlo previamente al Consejo Universitario, para su autorización."



AUTOR 1

AUTOR 2



TUTOR