



3

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

PLANEACION DE LA EXPLOTACION DE UN
YACIMIENTO CARBONIFERO

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A N
RAMON MENDOZA REYES
HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ

DIRIGIDA POR: ING. CARL ANTHONY SERVIN JUNGENDORF

MEXICO, D. F.

2001





Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

Todo el material contenido en esta tesis esta protegido por la Ley Federal del Derecho de Autor (LFDA) de los Estados Unidos Mexicanos (México).

El uso de imágenes, fragmentos de videos, y demás material que sea objeto de protección de los derechos de autor, será exclusivamente para fines educativos e informativos y deberá citar la fuente donde la obtuvo mencionando el autor o autores. Cualquier uso distinto como el lucro, reproducción, edición o modificación, será perseguido y sancionado por el respectivo titular de los Derechos de Autor.



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE
MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERIA
DIRECCION
60-I-305

SRES. RAMON MENDOZA REYES
HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ
Presente

En atención a su solicitud, me es grato hacer de su conocimiento el tema que propuso el profesor Ing. Carl Anthony Servín Jungdorf y que aprobó esta Dirección para que lo desarrolle usted como tesis de su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista:

PLANEACION DE LA EXPLOTACION DE UN YACIMIENTO CARBONIFERO

- I RESUMEN EJECUTIVO
- II DESCRIPCION DEL PROYECTO
- III GENERALIDADES
- IV PLANEACION DEL MINADO
- V SISTEMA DE MINADO
- VI ANALISIS DE RESULTADOS
- VII CONCLUSIONES
BIBLIOGRAFIA

Ruego a usted cumplir con la disposición de la Dirección General de la Administración Escolar en el sentido de que se imprima en lugar visible de cada ejemplar de la tesis el título de ésta.

Asimismo, le recuerdo que la Ley de Profesiones estipula que se deberá prestar servicio social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito para sustentar examen profesional.

Atentamente

“POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU”

Cd. Universitaria, D. F., a 16 de febrero de 2001

EL DIRECTOR

ING. GERARDO FERRANDO BRAVO

GFB*RLLR*gtg

Agradecimientos:

A la Facultad

Agradecemos muy sinceramente a todos los miembros de la Facultad de Ingeniería que nos han apoyado, muy especialmente a nuestros profesores que con su generosa y desinteresada labor iniciaron nuestra formación en tan interesante carrera.

A nuestro Director de Tesis

Apreciamos extensamente su valiosa orientación durante la elaboración del presente trabajo, esperando haber alcanzado las expectativas trazadas.

A nuestros mentores

A quienes con su confianza nos han dado la oportunidad de desarrollarnos en la profesión; reconocemos que con su favorable soporte el Proyecto que desarrollamos ha sido exitoso.

ÍNDICE

1. Resumen	1
2. Descripción del Proyecto	4
2.1 Antecedentes	4
2.2 Objetivo del Proyecto	6
2.3 Premisas	6
3. Generalidades	9
3.1 Aspectos legales	9
3.1.1 Localización del Sector D	9
3.1.2 Extensión del Proyecto	9
3.1.3 Tenencia de la tierra	9
3.2 Aspectos físicos	11
3.2.1 Clima	11
3.2.2 Topografía	13
3.2.3 Información geológica	14
3.2.4 Geohidrología	27
4. Planeación de Minado	33
4.1 Requerimientos de producción	33
4.2 Selección del sistema de minado	33
4.2.1 Sistemas factibles	33
4.2.2 Cuartos y pilares	37
4.2.3 Frentes largas	38
4.2.4 Minado a cielo abierto	41
4.2.5 Selección del sistema	42
4.3 Cálculo y selección de maquinaria	47
4.3.1 Cálculo de la capacidad de carga	47
4.3.2 Selección de la maquinaria de carga	48
4.3.3 Selección de equipos de acarreo	55
4.3.4 Selección de equipos de auxiliares	55
4.4 Diseño de la explotación	56
4.4.1 Determinación de los límites de explotación	56
4.4.2 Orientación de los cortes	60
4.4.3 Dimensiones de los cortes	60
4.4.4 Determinación del sitio de inicio de excavación	66
4.4.5 Definición de la secuencia de explotación	66
4.5 Programa preoperativo	68
4.6 Desarrollo del plan de minado	70
4.6.1 Premisas de planeación	70
4.6.2 Requerimientos de cálculo	71
4.6.3 Cálculo de capacidad de descapote	72
4.6.4 Modelo de planeación tradicional	76
4.6.5 Modelo de planeación propuesto	79
4.7 Programa de producción	91
4.8 Programa de descapote	102
4.9 Programa de rehabilitación ambiental	109

4.10	Análisis financiero	110
4.10.1	Procedimiento	110
4.10.2	Estimación de ingresos	110
4.10.3	Estimación de la inversión	112
4.10.4	Estimación de costos	112
4.10.5	Resultados del análisis económico	113
5.	Sistema de Minado	116
5.1	Introducción	116
5.2	Corte de Caja	118
5.3	Descapote con Draga	122
5.3.1	Recuperación del suelo vegetal	124
5.3.2	Barrenación y voladura	125
5.3.3	Carga y acarreo de material estéril	128
5.3.4	Carga y acarreo de carbón	130
5.3.5	Rehabilitación ecológica	132
5.4	Descapote convencional	133
5.4.1	Recuperación del suelo vegetal	133
5.4.2	Barrenación y voladura	133
5.4.3	Carga y acarreo de material estéril	135
5.4.4	Carga y acarreo de carbón	137
5.4.5	Rehabilitación ecológica	137
5.5	Servicios auxiliares	138
5.6	Insumos y materiales utilizados	139
5.7	Aspectos ambientales	140
6.	Análisis de resultados	144
6.1	Conclusiones	144
6.2	Recomendaciones	148
	Bibliografía	149
	Anexo A. Glosario de términos	151
	Anexo B. Fichas técnicas de equipos	156
	Anexo C. Figuras de Superficies	162
	Anexo D. Producción por años	169
	Anexo E. Software	176

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura No.	Descripción	Página
2.1	Fuentes de generación de electricidad por la CFE	4
2.2	Importación de carbón por la CFE	5
2.3	Diagrama de localización del Sector D	6
3.1	Plano de localización del Sector D de MICARE	10
3.2	Temperaturas promedio, máximas y mínimas en Piedras Negras	11
3.3	Precipitación promedio mensual en Piedras Negras	12
3.4	Clasificación de vientos en Piedras Negras	13
3.5	Geología regional	17
3.6	Correlación estratigráfica	21
3.7	Columna estratigráfica tipo	22
3.8	Sección longitudinal del proyecto Sector D	23
4.1	Límites del tajo	57
4.2	Alternativa de operación A	61
4.3	Alternativa de operación B	62
4.4	Diseño del corte de la draga	65
4.5	Secuencia de explotación de la Draga	67
4.6	Diagrama de Gant de actividades preoperativas	69
4.7	Secuencia de elaboración del modelo geológico	80
4.8	Límites del tajo	83
4.9	Generación de fronteras	84
4.10	Bloque prototipo	85
4.11	Secuencia de minado	86
4.12	Cargando superficies a evaluar	87
4.13	Importando datos	88
4.14	De extensión .txt a .xls	89
4.15	Programa de producción y descapote	92
4.16	Avance de la explotación por bloque	93
4.17	Secuencia de operación	97
4.18	Diagrama de flujo del análisis financiero	111
5.1	Preparación de corte de caja	119
5.2	Operación en corte de caja	120
5.3	Aspecto de corte de caja	121
5.4	Descapote con draga	123
5.5	Voladura de desplazamiento	127
5.6	Aspecto de descapote con draga	131
5.7	Descapote con equipo convencional	134
5.7	Descapote con equipo convencional	136

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla No.	Descripción	Página
3.1	Registro de nevadas y heladas en Piedras Negras	12
3.2	Clasificación de vientos con respecto a su velocidad	13
3.3	Características químicas del agua del subsuelo del Sector D	32
4.1	Características del yacimiento carbonífero denominado Sector D	34
4.2	Definición de la geometría de un depósito y su distribución de valores	35
4.3	Parámetros para la selección de un método de minado	36
4.4	Recuperaciones del carbón en función del dimensionamiento de pilares	37
4.5	Factor de seguridad para la base de los pilares	38
4.6	Tabla de comparación recíproca de los criterios de selección	43
4.7	Respuesta de los sistemas a los parámetros establecidos	44
4.8	Adaptabilidad del sistema de minado al depósito de carbón del Sector D	44
4.9	Tabla que resume el cumplimiento con los criterios planteados	45
4.10	Tabla de Ponderación de los resultados de la selección del sistema	46
4.11	Listado de equipos en operación en el Tajo II de MICARE	47
4.12	Capacidad de descapote promedio histórica del equipo de carga que opera en el Tajo II de MICARE	48
4.13	Cálculo de la capacidad de descapote	49
4.14	Evaluación y asignación de peso a cada atributo de selección	50
4.15	Criterio de asignación de peso a los conceptos	51
4.16	Evaluación del Precio	51
4.17	Evaluación de la propuesta comercial	51
4.18	Evaluación del costo de operación	52
4.19	Evaluación de las características técnicas	52
4.20	Evaluación de la propuesta financiera	52
4.21	Resultados de la evaluación para la adquisición de una paleta eléctrica	53
4.22	Cálculo de la capacidad de descapote	54
4.23	Determinación de altura del banco de la draga	63
4.24	Base de datos para alimentación del modelo en Excel	90
4.25	Programa de producción anual para el Sector D	96
4.26	Grupos de equipo por áreas	98
4.27	Capacidad mensual de equipos para programa de descapote	99
4.28	Capacidad mensual de equipos para programa de descapote	100
4.29	Capacidad mensual de equipos para programa de descapote	101
4.30	Movimiento por bancos para programa de descapote	105
4.31	Consumo de explosivos para programa de descapote	106
4.32	Determinación del requerimiento de personal	108
4.33	Estado de resultados del Proyecto Sector D	114
4.34	Resultados del análisis financiero	115

1. RESUMEN

La presente tesis tiene como finalidad describir el procedimiento de planeación a seguir para generar los programas de explotación de un yacimiento carbonífero. Para ilustrar el proceso se utiliza el caso estudio de una nueva zona de explotación de MICARE denominada Sector D.

El proceso implica desde la selección del método de explotación, subterráneo o a cielo abierto, hasta la concepción de los programas de preparación, desarrollo y explotación, pasando por el análisis de la capacidad del equipo disponible, el cálculo y selección de la maquinaria de carga y acarreo requeridos para lograr la producción deseada y el diseño básico de la explotación, incluida la planeación y programación de las principales actividades necesarias para la oportuna puesta en marcha del proyecto.

Minera Carbonífera Río Escondido (MICARE) es una empresa minera dedicada a la extracción, mezcla y entrega de carbón mineral contenido en el yacimiento carbonífero Fuentes-Río Escondido, el cual es utilizado como combustible para la generación de energía eléctrica por la Comisión Federal de Electricidad (CFE) en sus plantas termoeléctricas de Nava, Coahuila.

En MICARE se identifica como un área de oportunidad el desarrollar un nuevo proyecto de explotación que permita cumplir con el siguiente objetivo: incrementar la producción anual de 6.5 a 7.0 millones de toneladas, operando dos minas subterráneas y dos tajos. Esta producción representa cerca del 70 % de la demanda total de la CFE, el cual al ser suministrado en cantidad, calidad y oportunidad, le permitiría a esta empresa generadora de energía, sustituir parcialmente la compra de carbón térmico de importación.

El yacimiento de carbón que reúne las mejores condiciones para su desarrollo es el denominado Sector D. Contiguo a las plantas termoeléctricas y con reservas suficientes para conformar una nueva unidad operativa, este Sector es motivo de un análisis de selección para definir el sistema de explotación más conveniente. Para esto se ha utilizado una técnica de selección mediante la cual se discriminan los métodos de explotación considerando la aplicabilidad del método a la geometría del depósito y las condiciones de estabilidad del yacimiento.

Aplicando el criterio de Nicholas¹ para clasificar el depósito, se define al mismo con una *forma tabular o plana*, cuyo mineral se considera de espesor *angosto*, de buzamiento *ligero* y con una distribución de valores (contenido de cenizas) *uniforme*. La competencia de las rocas del techo se puede considerar entre *moderada a débil* y la del mismo mineral como *moderada*.

¹ NICHOLAS, DAVID E. Selection Procedure. *SME Mining Engineering Handbook 2nd Edition*, 1992, Cap. 23.A, pág. 2092-2094

Tres son los sistemas analizados como aplicables en la explotación del Sector D:
por métodos subterráneos

- Cuartos y Pilares
- Frentes Largas con hundimiento

y por métodos superficiales

- Minado a Cielo Abierto, en su modalidad de zanjas

Entre estos, el sistema que ofrece una mayor recuperación de reservas es el sistema de explotación a cielo abierto o tajos, que por ser suficientemente flexible permitirá cumplir con las expectativas de producción y calidad. Este sistema permite además una mejor adaptabilidad a las condiciones geológicas y propicia un ambiente seguro de trabajo.

Se presenta un diseño conceptual de la explotación que permitirá operar los equipos que han sido seleccionados por sus características de cobertura de la capacidad requerida, flexibilidad en su operación y menor costo de operación.

El sistema de explotación a cielo abierto por zanjas, además de permitir una operación de alta eficiencia para los equipos al optimar las distancias de acarreo cumple con las demandas de producción, al ser susceptible de adaptarse a las condiciones del depósito.

El ciclo de operación y la regularidad de los cortes permitió diseñar un sistema de programación de la producción el cual fue desarrollado con herramientas de computación comunes, adaptando ciertas rutinas en AutoCAD y un programa modelador de superficies para generar bases de datos que representen los atributos del yacimiento a las "celdas" de explotación diseñadas por el planificador.

Esta base de datos puede después ser procesada en un modelo computarizado, el cual fue construido en Excel por parte de un grupo de trabajo integrado por personal de MICARE y asistido por la empresa consultora Norwest Mine Services Inc., que agiliza el proceso de programación de la producción obteniendo como resultado el volumen de material estéril a remover y el tonelaje de carbón a extraer con sus parámetros físicos como son: espesor, densidad, material intercalado entre mantos; parámetros de calidad como son: ceniza, humedad, azufre, poder calorífico, o cualquier otro parámetro que requiera ser evaluado y que se pueda asignar a un punto de muestreo de la base de datos.

Las proyecciones de descapote de material estéril para el Sector D, rebasan los 33 millones de m³ por año, corresponden a una capacidad de producción anual de 1.5 millones de toneladas de carbón, lo que representa para MICARE un incremento de cerca de un 15% en su capacidad de producción y venta a CFE, permitiendo además mejorar las especificaciones del producto entregado a la planta de Carbón II, con lo que se mejora la rentabilidad de la operación, lo que permitirá ofrecer un producto a un nivel más competitivo que pudiera llegar a substituir parcialmente la compra de

carbón de importación. Esta producción se alcanza mediante la operación de una serie de equipos convencionales: palas eléctricas de cables, excavadoras hidráulicas y cargadores frontales sobre ruedas, camiones fuera de carretera de motor diesel y un equipo con adaptaciones tecnológicas particulares: una draga caminante de 55 m³ de capacidad. Estos equipos hacen de esta operación la más grande del país.

Previo a la puesta en marcha del proyecto se desarrollaron los programas de actividades que generaron el diagrama de Gant que fue seguido de manera muy estrecha para permitir el arranque en tiempo de las operaciones. Se mencionan principalmente las actividades relativas a la excavación del corte de caja previo al traslado de la draga caminante de su anterior operación, Tajo II, hacia el Sector D.

Un análisis preliminar de riesgos ambientales sirvió de fundamento para presentar el Informe Preventivo a las autoridades del medio ambiente durante la gestión de la licencia de funcionamiento; en una de las últimas secciones de este documento, se presenta un extracto del mismo, el cual se propone como una guía a seguir para la identificación de las posibles afectaciones que una operación minera puede ejercer en el medio ambiente.

2. DESCRIPCIÓN DEL PROYECTO

2.1 ANTECEDENTES

Con el propósito de incorporar el uso de nuevos recursos energéticos, en 1960 la Comisión Federal de Electricidad inició trabajos de exploración de Carbón Térmico en México. Para 1976 ya se tenían evaluadas suficientes reservas de Carbón en la Región Norte del Estado de Coahuila lo que dio origen a la construcción del complejo Carboeléctrico de Nava, implicando la apertura de las minas necesarias para suministrar carbón. Con este objetivo se crea la empresa Minera Carbonífera Río Escondido (MICARE) en 1977.

En Octubre de 1992 el Grupo Acerero del Norte (GAN) adquiere MICARE dentro del Programa de Desincorporación Paraestatal del Gobierno Federal. MICARE como compañía Minera está dedicada a la extracción, proceso y comercialización del carbón térmico, el cual es utilizado por Comisión Federal de Electricidad (CFE) para la generación de energía eléctrica.

Motivada por el desarrollo industrial y comercial del país, se observa en la actualidad una creciente demanda de energía eléctrica que está requiriendo el máximo aprovechamiento de los recursos y de la capacidad instalada de las plantas de generación del país. Es aquí donde el desempeño de las Centrales Termoeléctricas de Nava cobra gran importancia dado que su participación en la generación de energía eléctrica nacional es de un 11%. Figura 2.1.

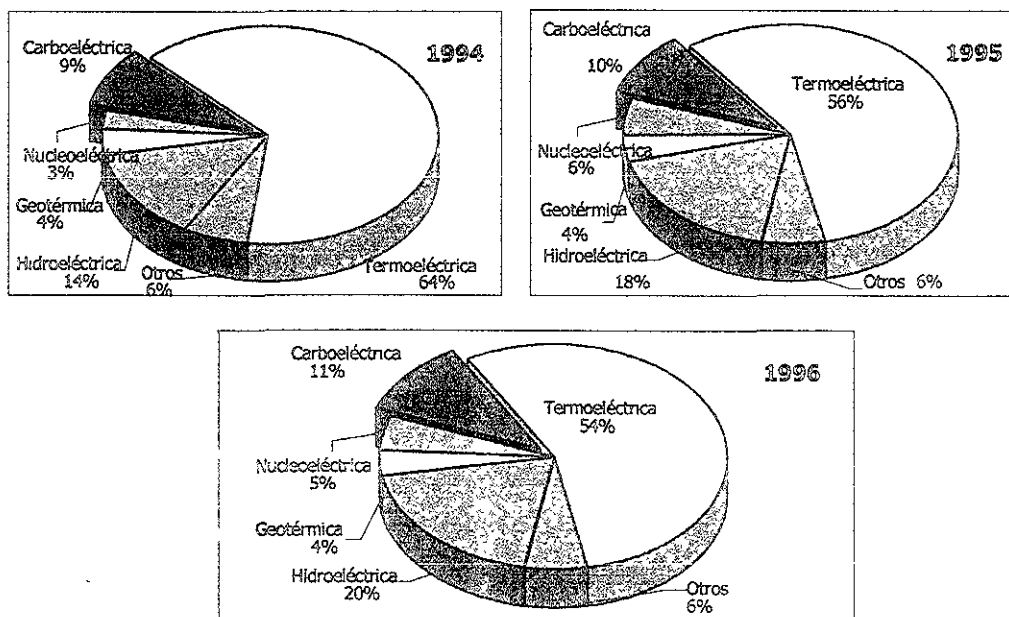


Fig. 2.1. Fuentes de generación de electricidad por la CFE

Actualmente Comisión Federal de Electricidad cuenta con dos plantas en el complejo carboeléctrico de Nava, Coahuila: la Central Termoeléctrica Río Escondido, con capacidad de generación de 1200 MW, opera cuatro unidades de 300 MW cada una y la Central Termoeléctrica Carbón II operando cuatro unidades de 350 MW cada para una capacidad total de generación de 1400 MW.

Para satisfacer la demanda conjunta de las dos termoeléctricas operando a plena capacidad, se requiere un volumen anual de 10.2 millones de toneladas de carbón por año de los cuales MICARE cubre cerca del 70% de la demanda total extrayendo el carbón contenido en la cuenca carbonífera sobre la que se localiza. El volumen restante es cubierto por cerca de 2 millones de toneladas de carbón de operaciones medianas y pequeñas ubicadas en la Región Carbonífera de Sabinas y alrededor de un millón de toneladas de carbón son importadas anualmente. El comportamiento histórico de esta importaciones se muestra en la figura 2.2.

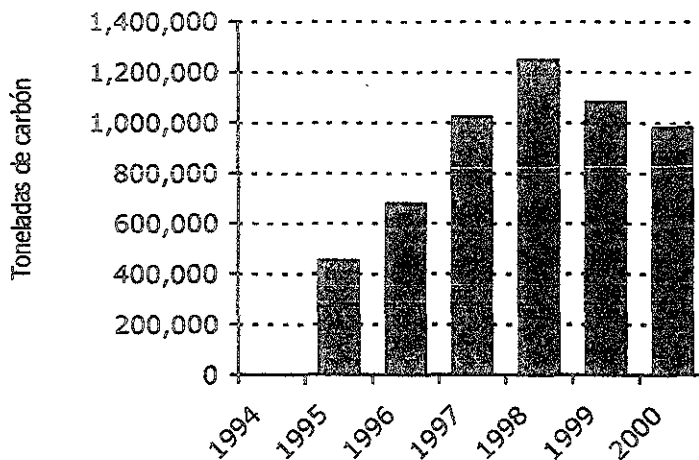


Fig. 2.2 Importación de Carbón por la CFE

Para cubrir esta demanda MICARE opera dos minas subterráneas: Mina II y Mina IV y dos minas a cielo abierto: Tajo I y Tajo II, sin embargo, previendo el agotamiento de las reservas de Mina I y de Tajo II se emprendió un agresivo programa de inversión con miras al arranque de nuevos proyectos, los cuales integrando maquinaria y tecnología de punta deberán afianzar la capacidad productiva de la empresa y garantizar el oportuno suministro del combustible a la CFE

En MICARE las áreas que no han sido desarrolladas como unidades operativas se conocen como "Sectores", entre ellos se encuentra el Sector D. Este Sector es una porción de la cuenca localizada en el centro norte hacia la parte occidental de la misma. Figura No. 2.3.

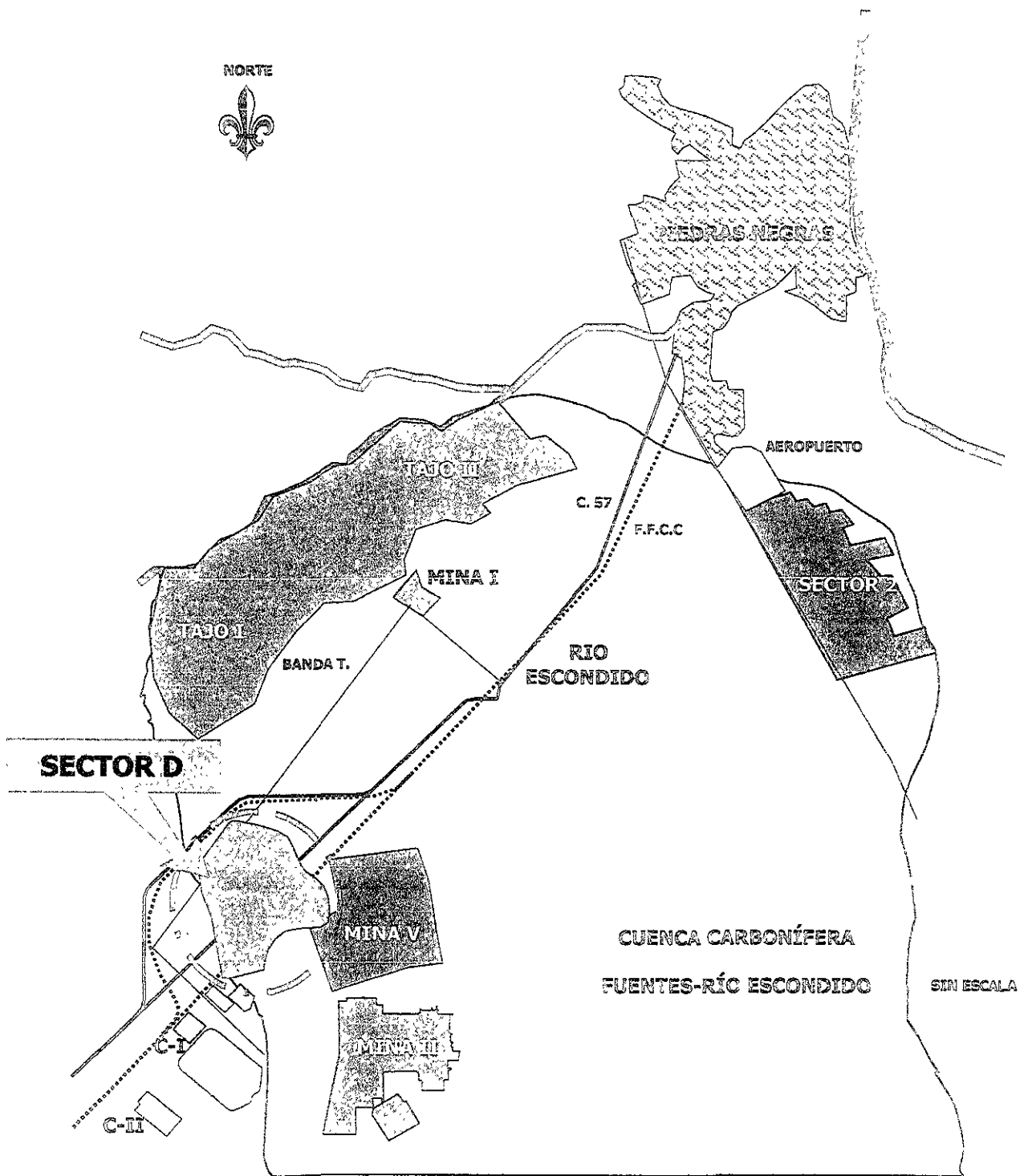


Fig. 2.3 Diagrama de localización del Sector D

El Sector D cuenta con características de localización, reservas, infraestructura y calidad de carbón que hacen de esta área una zona factible de ser explotada. Por su extensión y ubicación puede ser susceptible de explotarse tanto por métodos superficiales como por métodos subterráneos, además, permitirá a MICARE ofrecer ventajas en precio, calidad y oportunidad del producto entregado a la CFE

Con el desarrollo del Sector "D" MICARE pretende incrementar su capacidad de producción e impulsar la actividad industrial y de servicios aprovechando de manera racional los recursos naturales dentro de un marco de equilibrio ambiental obteniendo como beneficio adicional la disminución de las importaciones de carbón para la generación de energía y por ende una disminución en los costos de generación que por este concepto incurre la CFE

2.2 OBJETIVO DEL PROYECTO

La presente tesis tiene como finalidad describir el procedimiento de planeación a seguir para generar los programas de explotación de un yacimiento carbonífero. Para ilustrar el proceso se utiliza el caso: estudio del desarrollo del nuevo proyecto de explotación de MICARE denominado Sector D.

La tesis revisa los siguientes conceptos:

- El análisis para seleccionar entre un sistema de minado superficial o un sistema de minado subterráneo.
- El cálculo y selección de la maquinaria requerida para realizar los trabajos de explotación.
- La determinación de los parámetros básicos de diseño como:
 - Los límites de explotación
 - La orientación de las obras de explotación
 - Las dimensiones de dichas obras
 - El sitio de inicio de la excavación
 - La secuencia de la explotación
- La programación de las obras de desarrollo y preparación para explotar el yacimiento.
- La elaboración de los programas de explotación.
- La definición y programación de las principales actividades para asegurar la oportuna puesta en marcha de los diversos subproyectos para la explotación.
- La revisión de la rentabilidad del proyecto.

2.3 PREMISAS

Todo procedimiento de planeación se basa en información real y en ciertas premisas o planteamientos básicos que sirven para orientar sus programas. Para la selección y diseño del sistema de explotación del Sector D se establecieron las siguientes premisas:

Capacidad de producción. Se debe establecer considerando los requerimientos de consumo de las plantas termoeléctricas de Nava para la generación de energía eléctrica a nivel nacional. El cumplimiento de los requerimientos de producción en cantidad, calidad y oportunidad se convierte en una de las principales premisas de este proyecto. El balance de las producciones promedio provenientes de las operaciones actuales de MICARE para satisfacer la demanda de la CFE arroja un nivel de producción anual que deberá estar entre 1.3 y 1.5 millones de toneladas de carbón cuya calidad debe fluctuar entre 38% y 40% de ceniza.

Cálculo y selección de equipo. El nuevo proyecto deberá considerar la utilización de la maquinaria que quede disponible de las operaciones que agotan sus reservas, en caso de que la selección del minado indique un método subterráneo se deberá aprovechar el equipo que opera en Mina I y para el caso de un tajo se deberá considerar el uso del equipo existente en Tajo II.

Seguridad. El proceso de selección deberá considerar las condiciones de operación del sistema que procure un ambiente de trabajo seguro tanto para el personal como para los activos de la empresa, garantizando así la continuidad en las operaciones.

Rentabilidad. Uno de los factores de gran importancia para mantener la sustentabilidad de la empresa es la de garantizar la rentabilidad financiera, por ello el proceso de selección debe analizar los conceptos que mayormente inciden en ello: la inversión requerida y el costo de operación esperado.

Recuperación de reservas. Las áreas concesionadas a la empresa deben ser explotadas en forma tal que aseguren el máximo aprovechamiento posible de este recurso no renovable. Esto además puede reeditar favorablemente en una mejor utilización de las inversiones requeridas para el nuevo proyecto, siempre y cuando este aprovechamiento permita cumplir con los requerimientos de producción establecidos.

3. GENERALIDADES

3.1 ASPECTOS LEGALES

3.1.1 Localización del Sector D

El Proyecto Sector D se ubica en el Municipio de Nava, Coahuila, al Nor-Oeste de la misma Población; geográficamente en el meridiano 100°30'40" longitud oeste y entre los paralelos 28°47'00" y 28°40'00" de latitud norte. En la figura 3.1 se presenta el plano de ubicación, con respecto a la Cd. de Piedras Negras.

Geológicamente está ubicado en el centro del yacimiento carbonífero Fuentes Río Escondido, dentro de la provincia fisiográfica de la llanura costera del Golfo de México.

3.1.2 Extensión del Proyecto

El Sector D se localiza dentro de la Concesión Minera "Río Escondido Sur", Título 197742, la cual cubre una superficie total de 7,500 hectáreas. El proyecto de explotación contempla abarcar una superficie total de 626 hectáreas, distribuidas en las siguientes áreas:

Area	Superficie (hectáreas)
Explotación Minera	320 Has.
Protección y Barrera Ecológica	78 Has.
Servidumbre	228 Has.

3.1.3 Tenencia de la Tierra

El total de la superficie del proyecto, 626 hectáreas, se encuentra sobre terrenos cuya propiedad es privada, no se encuentran terrenos comunales ni ejidos.

La mayor parte de la zona del proyecto tiene uso agrícola, ganadero de agostadero o suburbano.

El área del Sector D abarca parcialmente 75 predios dentro de las cuales se encuentra la fracción del terreno rústico propiedad de MICARE.

La distribución de estas superficies es la siguiente:

- Terrenos propiedad de MICARE 234.14 hectáreas
- Terrenos de pequeños propietarios 391.86 hectáreas

3.2 ASPECTOS FÍSICOS

El sitio donde se tiene contemplada la explotación del Sector D se localiza en la Subcuenca Río Bravo - Arroyo de San Antonio misma que está enclavada en la Cuenca Río Bravo Piedras Negras.

3.2.1 Clima

En el área de influencia del sector D se encuentran tres estaciones climatológicas cercanas, en la ciudad de Piedras Negras, por lo que los datos se obtuvieron de dichas estaciones.

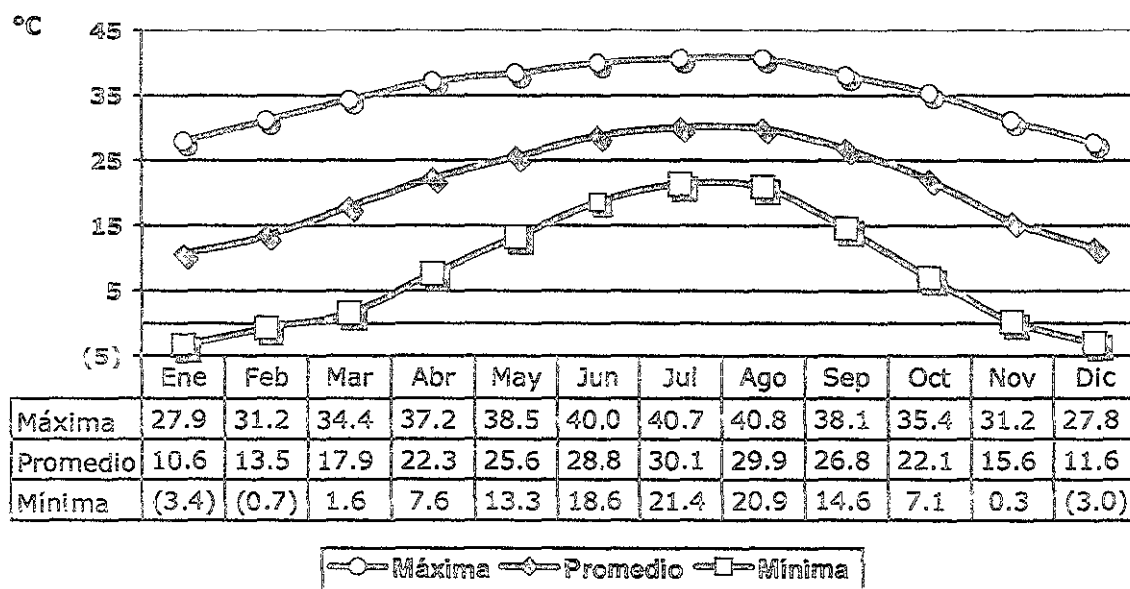
Tipo de clima

De acuerdo con la clasificación de clima de Köppen, el clima del área se define como BS1 hx1, perteneciendo al grupo de los climas secos (B), tipo de clima semiseco semicálido (BS1), con lluvias escasas todo el año.

Temperatura

Las temperaturas promedio mensuales se obtuvieron del período de 1945-1987. Las temperaturas máximas y mínimas mensuales se calcularon de la media del período 1945-1997. Las temperaturas más altas se registran de junio a agosto y las mínimas de enero a marzo. En la figura 3.2 se presentan los datos.

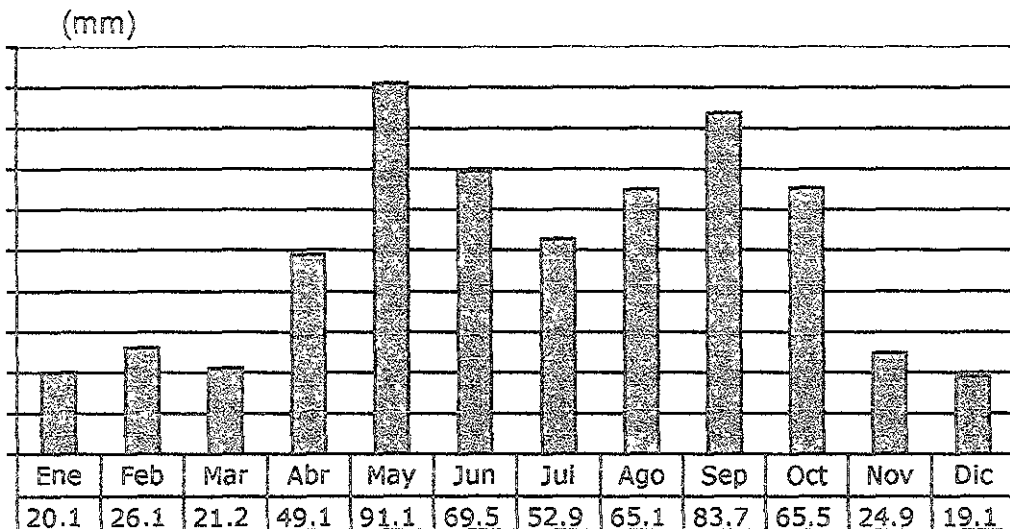
Figura 3.2 Temperaturas promedio, máximas y mínimas en Piedras Negras



Precipitación promedio mensual y anual

La precipitación promedio anual es de 552.76 mm, siendo Mayo el mes más lluvioso y Diciembre el más seco, considerando el período de 1945 a 1997. La precipitación promedio mensual para el mismo lapso se muestra en la siguiente gráfica.

Figura 3.3 Precipitación promedio mensual en Piedras Negras



Intemperismos severos

En la siguiente tabla 3.1 se presentan los registros promedio mensuales durante el período de 1945 a 1997. Se observa que en los meses de Diciembre, Enero, Febrero y Marzo han ocurrido el mayor número de días con nevadas y heladas.

Tabla 3.1 Registro de nevadas y helada en Piedras Negras

Mes	Días con	
	Nevadas	Heladas
Enero	0.4	8.8
Febrero	0.1	3.9
Marzo	0.0	3.5
Abril	0.0	0.1
Mayo	0.0	0.0
Junio	0.0	0.0

Mes	Días con	
	Nevadas	Heladas
Julio	0.0	0.0
Agosto	0.0	0.0
Septiembre	0.0	0.0
Octubre	0.0	0.0
Noviembre	0.0	2.0
Diciembre	0.1	7.5

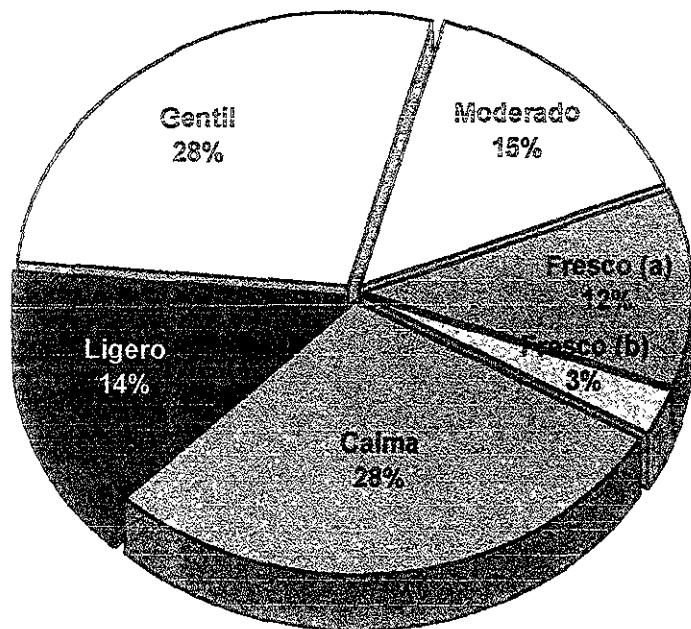
Velocidad y dirección del viento

Los vientos proceden principalmente del sureste (22.50%) y del este-sureste (20.50%). En cuanto a su velocidad, a continuación se presenta la Tabla 3.2 en la que se detalla la escala considerada y en la figura 3.4 el porcentaje de registro anual.

Tabla 3.2
Clasificación de Vientos
Con respecto a su
Velocidad (m/s)

Calma	0.0 a 1.5
Ligero	1.6 a 3.3
Gentil	3.4 a 7.1
Moderado	5.6 a 8.2
Fresco (a)	8.3 a 10.8
Fresco (b)	10.9 a 14.0
Fresco (c)	14.1 a 17.0

Figura 3.4 Clasificación de vientos
(Porcentaje anual)



3.2.2 Topografía

El relieve del área del proyecto es una planicie bordeada por pequeños lomeríos al extremo noreste los cuales observan una orientación norte-sur, paralela al Río Bravo, además de pequeños escarpes formados por el Río Bravo.

La altura sobre el nivel del mar fluctúa entre los 215 m en las inmediaciones del Río Bravo y 250 m en los lomeríos del extremo oriente.

El área muestra pendientes casi planas con inclinaciones cercanas al 1 %, a excepción de las laderas del lomerío donde se incrementan de 3 a 4 %.

3.2.3 Información geológica

Fisiografía

El área de estudio se encuentra dentro de la provincia fisiográfica de las grandes llanuras de Norteamérica dentro de la subprovincia de las llanuras de Coahuila y Nuevo León, está delimitada al norte por el límite con los Estados Unidos (Río Bravo, Cuenca de Maverick); al sur por la subprovincia de Parras; al oriente por la subprovincia de Sabinas y la plataforma del Burro Picachos y al poniente por la provincia de Chihuahua.

Se caracteriza por la presencia de llanos interrumpidos por lomeríos bajos dispersos, de pendiente suave y constituidos principalmente por materiales conglomeráticos. Esta subprovincia forma parte de la región llamada llanura costera, la que se ubica en territorio Coahuilense, donde cubre una superficie de 25,666 km², comprendiendo por completo los municipios de Allende, Jiménez, Nava, Piedras Negras, Villa Unión y Zaragoza.

Los sistemas de esta subprovincia son: sierras alargadas y separadas entre sí por amplios valles planos que muestran el carácter geomorfológico de las rocas constituyentes, así como el tipo de deformación estructural. En general las sierras están representadas por anticlinales alargados y dómicos constituidos por rocas de edad cretácica.

Geomorfología

Las sierras que conforman la geomorfología en la región, son estructuras alargadas con echados suaves, que delimitan la parte suroccidental del área de estudio.

Sierra del Burro

Localizada al Noroeste del área de estudio, corresponde a un anticlinal constituido por rocas calcáreas del cretácico con una orientación NW-SE y una longitud de 160 km. y un ancho de 55 km., la altura máxima sobre el nivel del mar es de 1,200 m. y la mínima de 500 m. sobre el nivel del mar.

Esta sierra se encuentra disectada por innumerables arroyos con cauce profundos, lo cual es evidencia de corrientes rápidas con gran capacidad de arrastre.

Lomerío de Peyotes

Esta ubicado al suroeste del área en una franja con orientación norte-sur, al oeste de los poblados de Zaragoza, Allende y Morelos, tiene una longitud de 70 km. y 30 km. de ancho, la altura máxima sobre el nivel es de 500 m. y la mínima es de 350 m. sobre el nivel de mar.

Esta unidad geomorfológica se encuentra constituida por rocas calcáreas del cretácico superior, en posición prácticamente horizontal y corresponde a las estribaciones de la Sierra del Burro.

En esta unidad se presenta un drenaje dendrítico en las partes altas y paralelo en las partes bajas, con dirección a la planicie y una orientación Oeste - Este.

Lomeríos de Areniscas y Lutitas

Esta unidad se encuentra localizada en las partes cercanas al Río Bravo, lugar donde afloran sedimentos de ambiente deltaico y marinos, de tipo granular, dando origen a lomeríos suaves y alargados que contrastan con lomeríos de calizas por tener pendientes más suaves y extensiones más reducidas, su elevación de 230 m sobre el nivel del mar.

Llanuras

Esta unidad es la de mayor cobertura y se encuentra formada por una llanura o planicie cuyos límites se encuentran formados al oeste por el lomerío de Peyotes y por los poblados de Zaragoza, Allende y Morelos, al Norte y Este y por el Río Bravo, al sur los límites estatales entre Coahuila y Nuevo León. Su extensión es de aproximadamente 2,800 km² con una pendiente hacia el este y un relieve suave y homogéneo. Su elevación máxima es de 400 m. sobre el nivel del mar y la mínima de 200 m. sobre el nivel del mar en las proximidades del Río Bravo. La planicie se encuentra disectada por escasos escurrimientos que fluyen de la sierra del Burro hacia el Río Bravo.

Cauces Fluviales

Destaca el cauce del Río Bravo, el cual se extiende y limita el territorio Nacional de norte a sureste. Otros cauces de menor importancia y afluentes del Río Bravo son los Ríos San Rodrigo, San Antonio, Escondido y Castaños.

Hidrografía

El área se ubica en la región del Bravo - Conchos, conforme a la división hidrológica de la cartografía del INEGI, en las cuencas hidrológicas denominadas Río Bravo-Nuevo Laredo, y Río Bravo-Piedras Negras, especialmente abarca las subcuencas denominadas Río Bravo-Arroyo El Amole, Río Bravo-Arroyo San Nicolás y Río Bravo-Arrollo San Antonio.

El cauce principal del patrón del drenaje lo constituye el Río Bravo y como tributarios formando un drenaje de subparalelo a paralelo los ríos San Antonio, San Rodrigo, Escondido y El Castaños; aunque de menor importancia, existen una serie de arroyos de tipo intermitente que descarga sobre el principal, de estos es importante mencionar el San Nicolás, Santo Domingo y La Ciénega.

El patrón de drenaje observado conserva una dirección normal al eje del anticlinal de la Serranía de Burro y por lo tanto al parteaguas Noroeste - Sureste. El drenaje corta en forma normal el rumbo de las formaciones de Cretácico Superior.

Estratigrafía

Las rocas que parcialmente afloran en la región corresponden a unidades del Cretácico y del Terciario, siendo la más antigua la Formación Georgetown y la más reciente la Formación Sabinas-Reynosa.

Considerando que en el área de interés las rocas del Cretácico inferior afloran únicamente en la Serranía del Burro, que en los lomeríos del Norte y Oeste de la llanura en que se encuentra el área de estudio afloran las unidades del Cretácico Superior, y que en ellas se encuentra el carbón, únicamente se describirán brevemente estas unidades del Cretácico Superior. Se presenta en la figura 3.5 la geología regional que se describe a continuación.

Formación Eagle Ford

Está constituida por lutitas calcáreas, laminares, color gris oscuro intemperizando a oscuro y gris; las lutitas están interestratificadas con cuerpos medio y delgados de Mudstone - Wackestone de color gris claro que intemperiza a gris claro y amarillo ocre. El espesor reportado en los pozos de PEMEX, en la región, varía de 120 a 150 m. Sus contactos son concordantes con la subyacente Formación Buda y la sobreyacente Formación Austin.

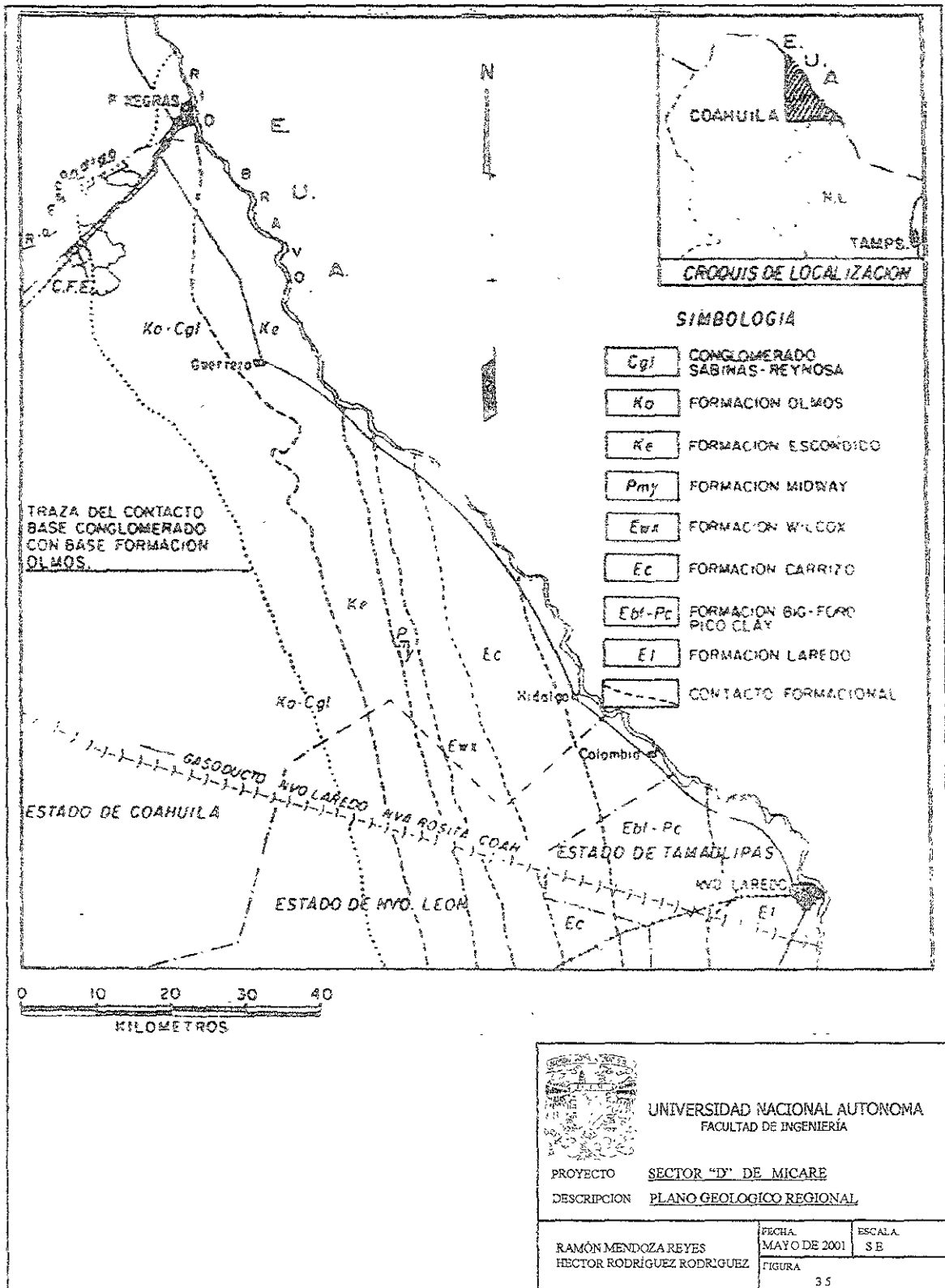
En esta unidad se han encontrado microfósiles como el *Inoceramus labiatus*, lo cual ha servido para asignarle una edad del Turoniano. Su depósito está asociado a un ambiente nerítico con gran aporte de material detrítico.

Formación Austin

Aflora en la porción sureste de la Serranía del Burro y en la parte sureste del lomerío de Peyotes, con este nombre se han agrupado una serie de capas calcáreas arcillosas, que van de limolitas calcáreas a calizas cretozas de grano fino, las cuales se presentan en estratos delgados y medios, los espesores reportados por los pozos perforados por PEMEX en la cuenca de Fuentes-Rio Escondido varían de 234 a 250 m. Sus contactos inferior y superior con las formaciones Eagle Ford y Upson son concordantes y transmisionales. Se le asigna una edad Comáciano - Santoniano.

Formación Upson

En el área se encuentra pobremente expuesta, sólo fue observada en dos afloramientos: en el Ejido La Maroma y en el Ejido Maravillas. Está constituida por lutitas calcáreas de color gris oscuro a verde en capas delgadas a laminares muy deleznales, con algunas intercalaciones de areniscas calcáreas en capas medias. Su espesor, reportado por pozos de PEMEX, va de 300 hasta 450 m.



Sus contactos son concordantes con la Formación Austin y la sobreyacente Formación San Miguel. Con base en el contenido faunístico, así como a su posición estratigráfica se le ha asignado una edad Santoniano Superior – Campaniano. Su depósito está asociado a un ambiente deltaico como facies de prodelta del sistema desarrollado durante el Cretácico en la región.

Formación San Miguel (Campaniano tardío)

Fue identificada en el área de estudio al norte de la Ciudad de Piedras Negras a la altura del Ejido Piedras Negras, en el Arroyo La Zacatosa a la altura del Ejido La Maroma y en el Río Escondido en las cercanías del Ejido del mismo nombre. Consiste en una secuencia de areniscas de grano grueso a medio con estratificación cruzada, huellas de bioturbación, con interdigitaciones de paquetes de limolita. Las capas de areniscas presentan macrofauna (peleúpodoz). Su espesor es variable de 20 a 40 m. Esta formación sobryace en forma concordante y transicional a la Formación Upson, y subyace de igual manera a la Formación Olmos. Con base en su contenido faunístico como en su relación estratigráfica, se le ha asignado una edad del Campaniano. Conforme a sus características litológicas y estructuras primarias sedimentarias corresponde a depósitos de ambiente de frente deltáico.

Formación Olmos (Maestrichtiano-temprano)

Inicialmente conocida como "Coal Series", porque contiene en su base los mantos de carbón, existen pocos afloramientos de esta formación en el área de estudio, entre los que se pueden mencionar los ubicados en algunos arroyos afluentes del Río Escondido a la altura de la Ranchería Buenos Aires (Ejido Río Escondido) y en el lugar conocido como "Laguito Mexicano" sobre la margen izquierda del Río Escondido. Esta unidad está constituida por lutitas de color gris y gris oscuro con interestratificaciones de limolitas gris a gris verdoso y areniscas, las que ocasionalmente llegan a tener un espesor de hasta 5.0 m; la formación presenta estructuras de carga, restos de plantas (hojas y pequeñas ramas) y como ya se mencionó, mantos de carbón hacia su base, casi en el contacto con la Formación San Miguel. El espesor varía de 150 a 200 m., según lo reportado en barrenos perforados por CFE y MICARE.

Sobryace concordantemente a la Formación San Miguel y subyace de igual manera a la Formación Escondido. Conforme a su contenido faunístico así como al polen y esporas encontrados se le ha asignado una edad del Maestrichtiano Inferior y Medio.

De acuerdo con sus características de depósito esta formación corresponde a facies de planicie deltáica del sistema que prevaleció durante el Cretácico Superior.

Formación Escondido

Aflora en el área de la desembocadura del Río Escondido con el Río Bravo, Villa de Fuente, Arroyo Castaños, y en ambos márgenes del Río Bravo desde Villa de Fuente hasta el complejo agrícola # 1 de la S.A.R.H. Está constituida por una secuencia de lutitas y areniscas calcáreas de color gris verdoso y limolitas calcáreo - arenosas,

con intercalación de capas delgadas y medias de areniscas calcáreas; presentan abundante macrofauna (Pelecípodos, Gasterópodos, Cefalópodos). Las estructuras primarias consisten en impresiones de organismos, estratificación cruzada y huellas de oleaje. Sobreyace concordantemente a la Formación Olmos, y subyace discordantemente al conglomerado Sabinas-Reynosa. Las unidades litológicas de la Formación Escondido están asociadas a fases de plataforma interdeltáica.

Formación Sabinas – Reynosa (terciario)

Aflora en toda el área coronando las pequeñas lomas cercanas a Piedras Negras y los lomeríos cercano al Río Escondido y Arroyo Castaños. Se compone básicamente de clastos de rocas calizas, pedernal, etc. mal clasificados, semiredondeados en una matriz limo – arcillosa a limo – arenosa, cementada en parte por carbonato de calcio, variando el tamaño de los clastos de la grava al guijarro. En su cima se presenta una capa de caliche.

En la planicie que conforma la Cuenca Fuentes – Río Escondido se ha intentado realizar una diferenciación de la formación, pudiéndose diferenciar tres unidades de la cima a la base que son: caliche arenoso, caliche arcilloso y conglomerado. Esta formación cubre discordantemente a todas las formaciones del Cretácico Superior y parte del Terciario. Se le ha asignado una edad correspondiente al Mioceno – Plioceno. Por su composición litológica dichos sedimentos están asociados a depósitos de pie de monte y abanicos aluviales. Esta formación es importante pues constituye el acuífero principal en la planicie de la Cuenca Fuentes – Río Escondido.

Aluvión (Cuaternario)

En este tipo de depósito se incluyen dos tipos: aluvión de gravas ígneas del Pleistoceno y el aluvión del Reciente:

- o Aluvión de gravas ígneas: Bancos de grava mal compactadas en una matriz con dominio de material ígneo de rocas extrusivas (Riolitas y Traquitas), mal clasificadas y semiredondeadas; el diámetro de los clastos varía de 0.5-10 cm, presenta algunos fragmentos de pedernal de color lechoso y esporádicos clastos calcarios.

Los afloramientos se encuentran coronando algunos lomeríos a lo largo de la vega del río Bravo, también existe evidencia que estos depósitos conforman las antiguas terrazas aluviales del Río Bravo. El sitio donde mejor está expuesto se localiza en el rancho San Patricio y cerca del pozo PN-14, donde se presenta como un conglomerado polimigtítico, con clastos de rocas ígneas predominantemente, se observa gradación en los clastos, con diámetro similar a lo ya mencionado, clastos bien redondeados, esfericidad planar e imbricación en los clastos que muestran un sentido de dirección de corrientes similar a la actual del Río Bravo. El espesor de los afloramientos es de 3 a 6 m.

- o Aluvión Reciente: Estos depósitos se localizan rellenando valles en las partes bajas de las cuencas y en los pie de monte. Está constituido por depósitos

fluviales localizados en las faldas de las sierras, formados por clastos de tamaño de las gravas con matriz arenosa, ligeramente cementados por carbonato de calcio; también se les encuentra relleno de los valles en forma de aluvión. La granulometría de estos depósitos es muy variada así como su espesor y distribución de acuerdo con el área de exposición.

En la figura 3.6 se puede apreciar un diagrama de correlación estratigráfica en la que se detalla la secuencia de los depósitos y la edad de las formaciones en millones de años.

En la figura 3.7, se ejemplifica una condición típica en el Sector D, en donde se puede observar, sobreyaciendo a la Formación San Miguel, el manto de carbón con un espesor entre 1.8 y 2.4 m, el resto de la formación Olmos consiste en intercalaciones de areniscas y limolitas con un espesor promedio de 18 m, sobre ésta se encuentra la Formación Sabinas-Reynosa la cual alberga al acuífero con un espesor medio de 16 m. La porción más somera de esta formación la compone un paquete de caliche arenoso y caliche arcilloso con espesor promedio de 22 m.

En la figura 3.8 se muestra una sección de correlación de algunos de los barrenos realizados en el Sector D, este diagrama permite observar la continuidad en el espesor de las capas de rocas que sobreyacen al manto de carbón.

ERA	PERIODO	EPOCA	EDAD EN MILLONES DE AÑOS	NORTE DE LA SIERRA DEL BURRO COAH.	SIERRA DEL CARMEN COAH.	CUENCA FUENTES-RIO ESCONDIDO COAH.	CUENCA COLONIA SAN IGNACIO TAMPS.			
TERCIARIO	CUATERNARIO	HOLOCENO		ALUVION		ALUVION	ALUVION			
		PLEISTOCENO								
		PALEOCENO	2							
			5	CONG. SABINAS REYNOSA		CONG. SABINAS REYNOSA	UVALDE			
	28									
	EOCENO	PALEOCENO	56				LAREDO			
			66				PICO CLAY			
							BIG FORD			
							CARRIZO			
							WILCOX			
							MIDWAY			
			SUPERIOR	CRETACICO	MÁESTRICHIANO		FORMACION ESCONDIDO		FORMACION ESCONDIDO	
					69		FORMACION OL MOS		FORMACION OL MOS	
					CÁMPANIANO	77		FORMACION SAN MIGUEL	FORMACION AGUJA	FORMACION SAN MIGUEL
								FORMACION UPSON	FORMACION TERLINGA	FORMACION UPSON
					SANTONIANO	83		FORMACION AUSTIN	FORMACION AUSTIN	FORMACION AUSTIN
					CONIACIANO	90				
	TURONIANO	95				FORMACION EAGLE FORD	FORMACION EAGLE FORD	FORMACION EAGLE FORD		
	CENOMANIANO	100				FORMACION BUDA	FORMACION BUDA	FORMACION BUDA		
	INFERIOR	ALBIANO			FORMACION DEL RIO	FORMACION DEL RIO	FORMACION DEL RIO			
110				FORMACION GEORGETOWN	COMPLEJO ARRECIFAL DEL BURRO	FORMACION GEORGETOWN				



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
FACULTAD DE INGENIERIA

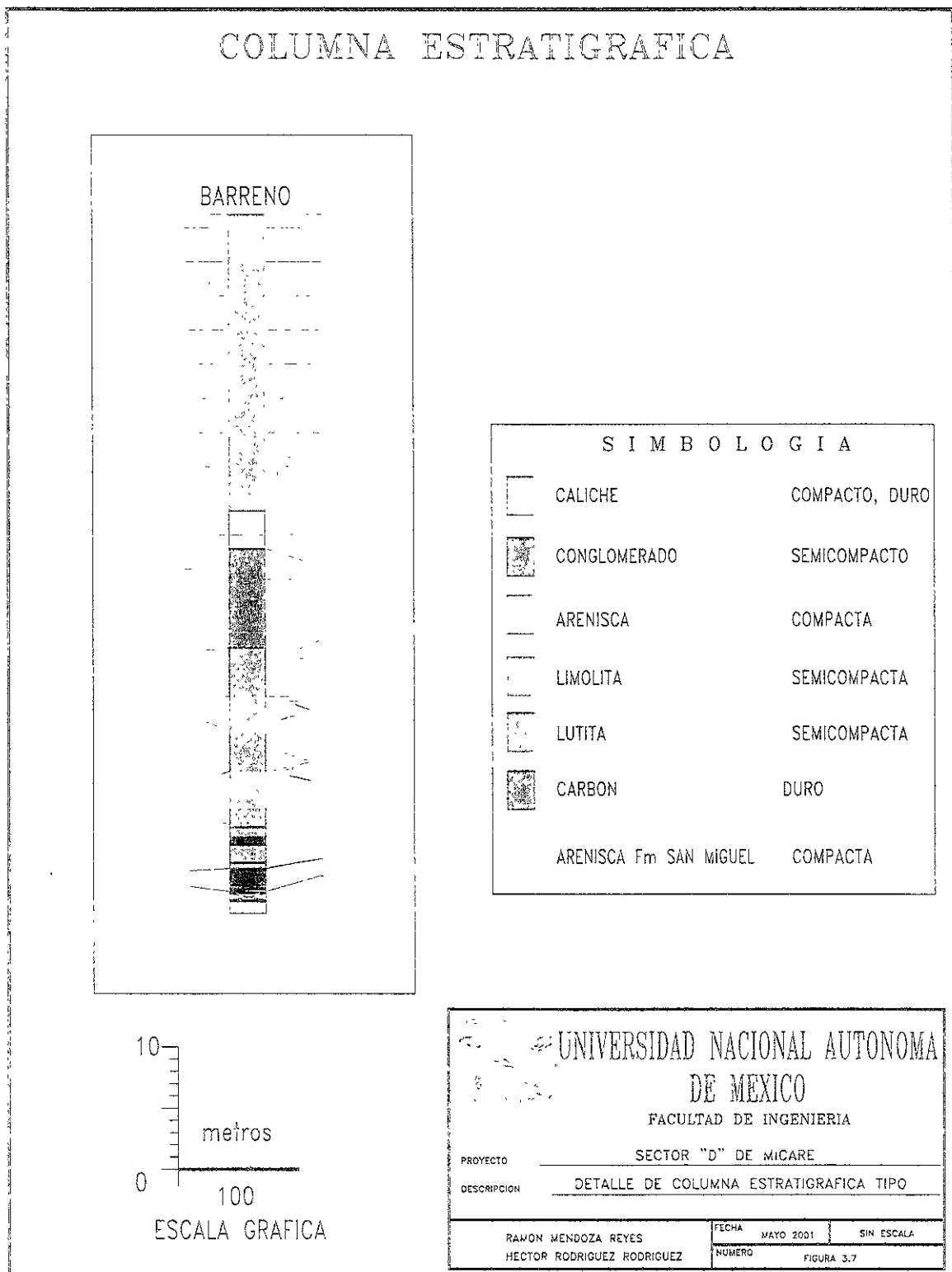
PROYECTO SECTOR "D" DE MICARE
DESCRIPCION CORRELACION ESTRATIGRAFICA

RAMÓN MENDOZA REYES
HÉCTOR RODRIGUEZ RODRÍGUEZ

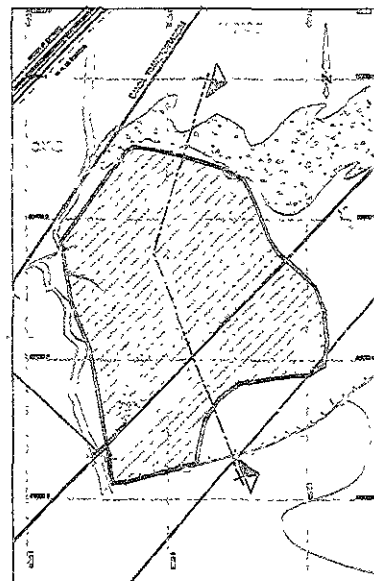
FECHA MAYO DE 2001
FIGURA

ESCALA S E
36

Figura 3.7 Columna estratigráfica tipo



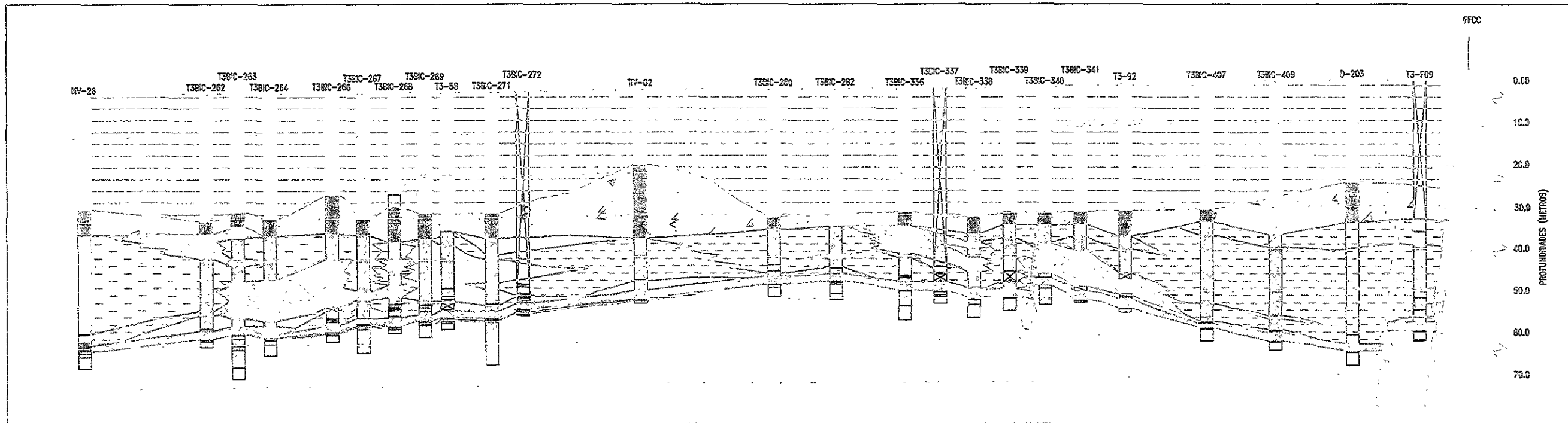
SIMBOLOGIA	
CALICHE	COMPACTO, DURO
CONGLOMERADO	SEMICOMPACTO
ARENISCA	COMPACTA
LIMOLITA	SEMICOMPACTA
LUTITA	SEMICOMPACTA
CARBON	DURO
ARENISCA Fm SAN MIGUEL	COMPACTA



SECTOR "D" MICARE

SECCION LONGITUDINAL

CROQUIS DE LOCALIZACION



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA		
PROYECTO:	SECTOR "D" DE MICARE	
DESCRIPCION:	SECCION TIPICA DEL SECTOR "D"	
RANON MENDOZA REYES	FECHA: MAYO 2001	ESCALA: Gráfica
SECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ	NUMERO: FIGURA	3.8

Geología Estructural

La exploración efectuada por la Comisión Federal de Electricidad mediante sondeos verticales a semidetalle, permite interpretar que el monoclinai regionalmente buza al Este y se encuentra perturbado por suaves ondulaciones paralelas a rumbo del echado. Algunas familias de fracturas asociadas a fallas normales se han identificado, permitiendo la correlación estructural del horizonte de carbón. Los desplazamientos verticales van de algunos metros a un máximo de 30 m, los cuales son principalmente acumulados, es decir, los sistemas de fallamiento son escalonados dificultando la ubicación exacta de las fallas comprendidas entre barrenos.

En la exploración a detalle efectuada por MICARE en el sector D, se identifico al norte un paleocanal que corre en dirección Oeste-Este, al Oeste la zona de contacto del conglomerado con la Formación Olmos que corre en dirección Norte-Sur, al Sur una falla normal con un desplazamiento vertical de 11 m como promedio y al Oeste únicamente la profundización del manto con buzamiento de 1° ó 2° sin la presencia de estructuras de importancia hasta el adelgazamiento del manto hasta su desaparición. Todos los elementos anteriores se convierten en los límites de explotación del sector D, salvo el caso del lado Este, en donde el espesor mínimo explotable por métodos subterráneos o la relación de descapote por métodos a cielo abierto vienen a ser los límites. En los planos del Anexo C se pueden apreciar los elementos antes expuestos.

Susceptibilidad de la zona a sismicidad, deslizamientos, derrumbes, etc.

El área, hablando de manera regional, no es susceptible a sismicidad, deslizamientos, derrumbes u otros fenómenos de este tipo ya que la zona, aunque estuvo influenciada por la Orogenia Laramide ha entrado en una etapa de tranquilidad, en su desarrollo geológico. Además no existen estructuras geológicas dislocadas que ejerzan esfuerzos de tensión o compresión que puedan originar desplazamientos de masas rocosas.

Un fenómeno natural que si ha afectado el área de interés es el de las inundaciones debidas a la crecientes del Río Bravo, las cuales han disminuido con la construcción de la Presa de la Amistad.

Geología Histórica

Al final del Campaniano se depositaron limos y fangos sobre el área estudiada (Formación San Miguel); al retirarse los mares del Campaniano dejaron una playa de arena blanca sobre casi toda el área (arenisca blanca que subyace al carbón).

La arena blanca anteriormente mencionada fue cubierta por fango y la flora que sobre éste se desarrolló fue lo suficientemente abundante como para permitir la formación de depósitos de turba de espesores y calidad no uniformes (Formación Olmos). En aquellos lugares donde las corrientes eran casi nulas, el depósito de turba fue delgado y en donde se depositaba fango era grueso pero de baja calidad.

Las condiciones durante el depósito de la Formación Olmos fluctuaron entre palustres, marinas y continentales; la Formación Escondido que supreyace a la Formación Olmos marca el principio de condiciones principalmente marinas bajo las cuales se depositaron arenas y limos procedentes de tierras emergidas cercanas.

Al terminar el Cretácico todo el área se elevó sobre el nivel del mar, hubo plegamientos y basculamientos y la erosión atacó la cresta de los anticlinales. Los detritos fueron arrastrados al mar y sólo hasta el final del Plioceno hubo menos depósitos de sedimento en las cuencas y valles del área. Algunos movimientos tectónicos así como cambios climáticos bloquearon los cauces favoreciendo la creación de los depósitos del conglomerado y la creación por la misma causa de cuencas cerradas donde se acumularon cantidades considerables de aguas ricas en carbonatos que al precipitarse formaron las capas de caliza masiva y caliche arcilloso que supreyace al conglomerado Sabinas.

Posteriormente y en tiempos más recientes, con la formación del Río Bravo a causa del fallamiento y acomodamiento de bloques (trafogenia), el conglomerado Sabinas e incluso la Formación Olmos fueron nuevamente atacados por la acción de las aguas del Bravo, depositándose en el área estudiada un conglomerado formado por clastos pequeños de rocas ígneas y encima, arenas y limos como consecuencia de los desbordes del Río Bravo en temporadas de lluvias, antes de la construcción de presas de almacenamiento aguas arriba.

Reservas de mineral

Históricamente las reservas de carbón han sido calculadas en varias etapas y bajo diversos criterios. El grado de conocimiento de las diferentes áreas ha quedado bajo el criterio de clasificar las reservas in-situ como probadas, probables, posibles y recursos, de acuerdo con el sistema del Bureau of Mines and Geological Survey de los EEUU.

La densidad de barrenación inicialmente fue aleatoria, principalmente en el proyecto denominado Carbón I, más tarde bajo los criterios establecidos por un estudio geoestadístico, la densidad de barrenación fue controlada como una malla regular orientada N-S y E-W a partir de la cual se pueden clasificar las reservas en:

<i>Reservas</i>	<i>Densidad de barrenación</i>	<i>Grado de certeza</i>
Probadas	1.0 km	> 80%
Probables	2.0 km	60-80%
Posibles	4.0 km	40-60%
Recursos	> 4.0 km	< 40%

En el caso de MICARE y de este estudio, el criterio establecido fue el siguiente:

<i>Reservas</i>	<i>Retícula ortogonal</i>	<i>Densidad (bnos/km)</i>
Para explotación	C/ 125 m	81
Probadas	C/ 250 m	20
Probables	C/ 500 m	6
Posibles	C/ 1000 m	2

Cabe hacer mención que en áreas críticas como la zona de contacto, la de paleocanales y fallas, la densidad de barrenación se incrementa hasta en 200 barrenos por km.

Para el cálculo de las reservas fueron utilizados los métodos: planimetría, triangulación, mínimos cuadrados y geoestadística. Todo ello apoyado con los software Pinnacle y Quicksurf, que permitieron la correlación estratigráfica (ver Sección típica del Sector D en la figura 3.8) y la modelación de superficies (ver Planos de isovalores e isopacas de carbón en Anexo C).

De acuerdo con la evaluación de MICARE las reservas probadas para el Sector D arrojan un total de 10.717 millones de toneladas.

3.2.4 Geohidrología

Fisiografía

La cuenca Fuentes-Río Escondido presenta un sistema acuífero integrado por materiales granulares y material o roca consolidada. Los materiales granulares quedan comprendidos principalmente en la Formación Sabinas-Reynosa del Terciario y en los materiales sin consolidar de edad Cuaternaria agrupados bajo la denominación de sedimentos cuaternarios indiferenciados y aluviones. Se puede decir que mientras estos acuíferos son relativamente superficiales (ninguno se presenta a profundidades superiores a los 40 m.) los acuíferos desarrollados en roca se presentan a profundidades mayores a los 200 m., la importancia que tienen a nivel regional, es grande dado que constituyen la fuente de recarga de los acuíferos someros.

Hidrogeológicamente y de acuerdo con el esquema acostumbrado, se pueden mencionar como unidades permeables: la Formación Sabinas-Reynosa, constituida por gravas calcáreas en una matriz carbonatada, misma que al disolverse da origen a permeabilidad secundaria que en este caso es la que le confiere a esta unidad su carácter de acuífero; en la parte superior presenta una capa de caliche que también puede almacenar y transmitir importantes volúmenes de agua. Una segunda unidad permeable, la constituyen los sedimentos recientes no consolidados, gravas, arenas y limos, principalmente de origen aluvial, los que pueden aportar pequeñas cantidades de agua.

Como unidad semipermeable significativa para el proyecto que nos ocupa se puede mencionar la Formación Olmos constituida primordialmente por lutitas y limolitas con intercalaciones de arenisca. Es capaz de almacenar cantidades pequeñas de agua, misma que generalmente se distingue del agua del conglomerado por su mayor contenido de sales de sodio.

Como unidad impermeable se puede mencionar al caliche arenoso desarrollado en la Formación Sabinas, el cual cuando se tiene presente, es responsable del confinamiento del acuífero en el conglomerado y por tanto de la presencia de dos niveles productores en esta Formación.

El acuífero regional más importante en la cuenca Fuentes-Río Escondido está desarrollado en la Formación Sabinas - Reynosa, que se presenta prácticamente en toda la llanura que se extiende entre el Lomerío de Peyotes y el Río Bravo. A partir de los estudios realizados en el área, principalmente por CFE (1993 op. Cit.), se sabe que el espesor de esta unidad es de 40 m. en promedio y que su recarga ocurre mediante la comunicación con acuíferos más profundos, por medio de fallas y fracturas que se presentan en el flanco oriental del Lomerío de Peyotes y Sierra del Burro. El agua contenida en este acuífero presenta una dirección de flujo regional suroeste-noreste, y descarga naturalmente en el Río Bravo, por medio de pequeños manantiales que se presentan en los sitios en que el conglomerado ha sido cortado por la erosión ocasionada por el mismo río en su terraza aluvial. Otras descargas se

presentan por condiciones similares a la anteriormente descrita en algunos sitios cercanos al Río Escondido y por bombeo de parte de los usuarios del acuífero.

A partir de la información de muestras de núcleo obtenidas de los barrenos de exploración por agua y carbón efectuados en el área, se distinguen tres unidades en la Formación Sabinas - Reynosa: caliche arenoso, caliche arcilloso y conglomerado. De acuerdo con CFE, el evento de depósito de la formación fue cíclico, presentando gradación en las secuencias de depósito. En los núcleos se pueden observar dos megasecuencias de depósito, la inferior la componen hasta cuatro secuencias con características de litofacies que gradan de conglomerado, areniscas y lutitas, aunque en algunas de las secuencias se encuentra ausente el primer término, se sigue conservando la secuencia de depósito de grano grueso a fino, esto es, megasecuencias con tendencia positiva debido a que el ambiente de depósito de los sedimentos posible corresponde a un ambiente fluvial meándrico. (CFE , 1993 op. Cit.)

La unidad de conglomerado se encuentra en la base de la formación y debe su permeabilidad principalmente a los conductos de disolución formados en el cementante carbonatado. El caliche arenoso se encuentra en la parte media de la formación, esta formado por material de granulometría variable entre grava, arena hasta arcilla, compacto y de textura similar a la de una caliza. Generalmente esta unidad presenta poca permeabilidad y hace el efecto de una capa confinante de conglomerado. Estas dos unidades representan la megasecuencia 1 del depósito original. Finalmente, se encuentra el caliche arcilloso hacia la parte superior de la formación con predominancia de material arcilloso, aunque por infiltración y flujo de agua meteórica, presenta porosidad secundaria, lo que le permite almacenar y transmitir en general pequeñas cantidades de agua, pero en algunas zonas de la región (por ejemplo hacia Mina II de MICARE), constituye un acuífero muy productor llegando incluso a sobrepasar en rendimiento al acuífero desarrollado en el conglomerado, esta unidad es la megasecuencia 2 del depósito original.

Por otra parte, se puede decir que de manera general el conglomerado es un acuífero confinado, mientras que en el caso del caliche arcilloso, se tiene un acuífero de tipo libre, pero se ha visto una gran heterogeneidad en estos depósitos, por lo que el comportamiento hidráulico de la formación puede incluir condiciones que van desde libre a semiconfinado y completamente confinado.

En lo referente a las características hidráulicas de la Formación Sabinas-Reynosa, la misma heterogeneidad del depósito antes mencionada, es causa de una gran variabilidad en las propiedades del acuífero cuya transmisividad va desde 10 hasta 10,000 m²/día, asimismo el coeficiente de almacenamiento varía entre 0.00001 y 0.1

En lo referente a la calidad del agua, el acuífero Sabinas-Reynosa presenta básicamente tres tipos de agua: calcio bicarbonatada en el sector comprendido entre el Río Escondido y el arroyo La Compuerta; cálcico mixta, entre éste último y el arroyo Encino; y mixta sulfatada en un pequeño sector al sur del arroyo Castaños. Nuevamente se presenta el problema de falta de información a este

respecto en el área del proyecto, pero se tiene conocimiento de que en pozos cercanos, el agua es salada, aunque es muy probable que no provenga del acuífero Sabinas-Reynosa, dado que en las cercanías del proyecto el conglomerado no se extiende hasta el Río Bravo, por lo que este tipo de agua parece estar almacenada en pequeñas cantidades en la Formación Olmos que subyace al conglomerado Sabinas-Reynosa en este lugar.

Tradicionalmente los estudios geohidrológicos del acuífero Sabinas se han enfocado en un área comprendida entre el Río Escondido por el Norte, el Arroyo Castaños al Sur, el lomerío de Peyotes al Oeste y el Río Bravo al Este. El proyecto de extracción de carbón en el Sector D, se encuentra dentro de estos límites, por lo que no es necesario de momento hacer inferencias sobre el posible comportamiento del agua subterránea al momento de realizar la explotación. De tal forma, se espera que en general la dirección preferente de flujo en el conglomerado, no sea significativamente diferente al encontrado en el resto de la región.

Por lo anterior se hace necesario efectuar observaciones piezométricas en el área del proyecto para determinar la dirección actual del flujo de agua subterránea. Adicionalmente, se propone efectuar algunas pruebas de bombeo, para obtener información que permita en su momento, estimar el flujo de agua que se presentaría en los taludes de la excavación, así como establecer un sistema de pozos de achique para la minimización del flujo de agua hacia la explotación.

Piezometría

En 1996, MICARE asignó un contrato a la Superintendencia de Estudios Especiales de CFE el "Estudio Geohidrológico Regional de la cuenca Fuentes-Río Escondido", esto con el fin de conocer los efectos de la explotación del Sector D sobre el acuífero y el de proponer alternativas para minimizar el impacto al acuífero.

Con base en la información recopilada y obtenida del censo de aprovechamientos, así como a las piezometrías efectuadas, puede establecerse lo siguiente, en relación con la evolución de los niveles piezométricos y dirección del flujo subterráneo:

- De las primeras observaciones efectuadas por CFE en 1979 a Abril de 1996, el nivel estático varió de 4 a 30m de profundidad, las menores profundidades (4 a 5 m) se restringen al Oeste de los poblados de Zaragoza, Allende y zona de descarga del acuífero. El resto del área se caracteriza por presentar profundidades superiores a los 6 m.

En la zona de las Centrales Termoeléctricas Río Escondido y Carbón II, el nivel estático varía de los 9 a 14 m de profundidad, en tanto que los efectos de los Tajos I y II, que cortan el acuífero, se extienden en los aprovechamientos localizados en la porción S-SW, los niveles estáticos en esta zona fluctúan del orden de 16 a 30 m de profundidad.

- El plano de igual elevación del nivel estático de abril de 1996, muestra que la dirección preferencial del flujo subterráneo es de suroeste a noroeste, con elevaciones que varían de 420 m en el contacto de la planicie con la Serranía del Burro y la mínima de 215 m a lo largo del Río Bravo. El flujo de entrada horizontal a la parte baja de las subcuencas se efectúa en forma general, con cuatro cambios de gradiente hidráulico, el primero con un valor de 0.0055 correspondiente a las elevaciones entre 420 a 360 metros sobre nivel del mar; el segundo, con valor de 0.0039 entre las elevaciones de 360 a 310 metros sobre nivel del mar; el tercero, entre las elevaciones 310 a 250 con un valor de 0.0025,; hasta llegar al último gradiente, en donde se incrementa a 0.0058 en la salida del acuífero.
- En la porción noroeste del área de estudio, la equipotencial con valor de 270 metros sobre nivel del mar, se ve influenciada por las obras de excavación de los Tajos I y II de MICARE. Asimismo, hacia la zona de las Centrales Carboeléctricas, se observan modificaciones en las equipotenciales 285 a 295 metros sobre nivel del mar debido a las extracciones realizadas por CFE.
- De acuerdo con el análisis del comportamiento de los niveles en función del tiempo y sus causas, se concluye que no se manifiesta una recarga vertical en el acuífero por precipitación, y que la causa principal de la variación de niveles hasta antes de 1993, fue la recarga que proviene de la Serranía del burro y en menor proporción a las extracciones por bombeo que se manifiesta en forma local. No así a partir de 1993, cuando la variación de los niveles es causada tanto por la recarga proveniente de la Serranía del Burro como por el incremento de las extracciones por bombeo en la zona.

En la zona del proyecto del Sector D el acuífero también drena o fluye hacia el Río Bravo, pero su dirección varía, debido a las condiciones geológicas y geohidrológicas locales, de ser suroeste a noreste, aquí se torna de noroeste a sureste. En esta zona el nivel estático se encuentra a una profundidad de 10.3 a 10.8 m., variando los niveles piezométricos de 216.64 a 213.91 metros sobre nivel del mar. Hacia el Sur, en las cercanías del bordo de contención, existe una amplia zona en que las cotas topográficas del terreno son 220 metros sobre nivel del mar o menos; en estos lugares, se forma una laguna en temporada de lluvia, y su nivel freático se encuentra más cercano a la superficie.

Calidad del Agua (hidrogeoquímica)

El estudio de los cambios que ocurren en la composición química del agua a través del tiempo y durante el trayecto de circulación en el ciclo hidrológico, permite determinar su evolución, así como inferir cierto comportamiento del acuífero.

El movimiento del agua en el subsuelo, durante su recorrido a través de diferentes litologías, inicia una acción disolvente y un intercambio iónico, procesos que continúan conforme el agua avanza, disolviendo sales y cambiando su composición química; con base en estas modificaciones, es posible efectuar correlaciones de ciertos constituyentes químicos del agua, procedencia y variación de los constituyentes químicos, familia y clases de agua, esquemas generales del flujo subterráneo, etc.

En la planicie o llanura que conforma la Cuenca Carbonífera Fuentes - Río Escondido, se han llevado a cabo desde 1979 a la fecha, una serie de muestreos de agua tanto a nivel local como regional. En la presente caracterización hidrogeoquímica, se tomaron en cuenta 120 análisis químicos de muestras de agua distribuidas en forma aleatoria en toda el área de estudio. Con el propósito de intentar determinar los parámetros hidrogeoquímicos del acuífero, se tomaron en consideración la relación de Sólidos Totales Disueltos (STD), conductividad específica y las clasificaciones de A.M. Piper y Shoeller.

El área de estudio se divide hidrogeoquímicamente en 3 zonas:

- Zona 1. Localizada al oeste de los poblados de Zaragoza, Morelos, Allende y Villa Unión, se caracteriza por la presencia de agua de buena calidad con STD entre 400 a 500 mg/l, presenta una evolución iónica $r\text{HCO}_3 > r\text{Cl} > r\text{SO}_4$, $r\text{Ca-Mg} > r\text{Na}$, del tipo cálcico - bicarbonatada. Esta zona representa a las aguas que recargan al acuífero.
- Zona 2. Comprende casi toda el área de estudio, asociada a agua de buena calidad con STD menor a 1000 mg/l, presenta una evolución iónica $r\text{HCO}_3 > r\text{SO}_4 > r\text{Cl}$, $r\text{Ca} > r\text{Mg} > r\text{Na}$, que corresponde a aguas calcio - bicarbonatadas. Es importante señalar que las características químicas de esta zona, se ven alteradas en las áreas en las que se encuentran las CT's Carbón I y Carbón II y al sureste de los tajos I y II; en las primeras, se presenta un incremento en el contenido del ión sulfato en las muestras de agua obtenidas de los aprovechamientos ubicados en sus alrededores. Son aguas condicionadas con STD entre 1000 a 2500 mg/l, del tipo cálcico - sulfatadas.
- Zona 3. Ubicada al Sur del área, forma una franja que se extiende desde las inmediaciones de los poblados de Allende y Villa Unión hasta los aprovechamientos 458, 459 y 460 que se encuentran cercanos al Río Bravo. El agua de esta zona presenta una evolución iónica $r\text{SO}_4 > r\text{HCO}_3 > \text{Cl}$, $r\text{Ca} > r\text{Mg} > r\text{Na}$, del tipo cálcico - sulfatada y cálcico - mixta, asociada a agua condicionada (STD de 1000 a 2,500mg/l).

Tres muestras tomadas en el área del Proyecto Sector D, indican que en función de los STD el agua es de mala calidad ya que contiene 6,857 mg/l, en la tabla 3.3 se muestran los promedios de las tres muestras de agua:

Tabla 3.3 Características químicas del agua del subsuelo del Sector D

Determinación Química	Sector D Promedio	Río Bravo	CNA
Dureza Total	2,471	288	300 máx.
Dureza calcio	1,487	204	300
Cloruros	2,025	124	250 máx.
Sulfatos	724	150	250 máx.
pH	7.05	7.4	6.5 a 8.5
Alcalinidad Total	320	160	400 máx
Conductividad	8,223	805	
Sólidos Totales	6,857	340	150

Como puede observarse el agua en el área del proyecto es de mala calidad; sin embargo, es el promedio de tres muestras que no se tienen debidamente ubicadas, por lo que MICARE efectuará un programa de muestreo de agua a detalle para que desde un punto de vista hidrogeoquímico se pueda analizar cómo interactúa esta agua con la del Río Bravo, y así poder determinar qué medidas de mitigación serán más efectivas, tales como re-inyección del acuífero.

4 PLANEACION DEL MINADO

4.1 REQUERIMIENTOS DE PRODUCCIÓN

La demanda de carbón por parte de la CFE, siendo una de las premisas establecidas, define que este proyecto deberá proporcionar un volumen de venta entre 1.3 y 1.5 millones de toneladas por año con calidad de 38% a 40% de cenizas.

Los métodos subterráneos de explotación producen carbón con calidades entre el 45% y el 50% de cenizas, esto genera la necesidad de procesarlo en la planta lavadora con una recuperación metalúrgica promedio del 80% lo que lleva a considerar niveles de producción entre 1.6 y 1.9 millones de toneladas por año.

Para los métodos superficiales normalmente se extrae carbón con calidad que oscila entre 38 y 42 % de cenizas, en caso de requerir un proceso de lavado éste no sería a la totalidad de la producción, por tanto se considera una recuperación metalúrgica del 95 % lo que lleva a un volumen de producción que oscila entre 1.4 y 1.6 millones de toneladas por año.

Estos ritmos de producción definen el horizonte de producción de este nuevo proyecto en un rango entre 6 y 9 años de operación, hasta el agotamiento de las reservas probadas, este lapso dependerá de la recuperación minera correspondiente al método de explotación seleccionado.

4.2 SELECCIÓN DEL SISTEMA DE MINADO

Es generalmente aceptada la idea de que no existe un solo método de minado para un depósito ya que pueden encontrarse dos o más métodos factibles. Dado que cada método acarrea consigo algunos problemas inherentes, se considera como óptimo el método que minimiza la posible existencia de problemas, maximizando las ganancias a partir de la recuperación del mineral, la seguridad para los operadores y el cumpliendo con los requerimientos de producción establecidos.

Para el análisis de selección, propuesto en el presente trabajo, se plantea que los conceptos anteriores son los de mayor importancia además de que se considera que estos no son mutuamente excluyentes.

4.2.1 Sistemas factibles

Con el objeto de determinar cuales son los métodos de minado factibles, se comparan las características del depósito con aquellas consideradas adecuadas para cada método de minado.

Como inicio de este proceso de selección se realiza una descripción general del yacimiento el cual se resume en la tabla siguiente (Tabla 4.1):

Tabla 4.1 Características del yacimiento carbonífero denominado Sector D

Característica	Descripción	Competencia
Forma general del depósito	Tabular o plana	
Ancho (en planta)	1,500 m	
Longitud (en planta)	3,000 m	
Espesor del mineral	De 1.8 a 2.3 m	
Buzamiento	2 - 3%	
Distribución de valores o leyes	Uniformemente distribuido	
Profundidad	36 - 120 m	
Zona del mineral	Carbón	
Resistencia a la compresión de la roca	1,750 ton/m ²	Muy baja
Espaciamiento entre fracturas	< 1.0 m	Moderado
RQD	60	Regular
Rugosidad de juntas o fracturas	Plana	
Roca al Alto	Lutitas	
Resistencia a la compresión de la roca	1,370 ton/m ²	Muy baja
Espaciamiento entre fracturas	< 1.0 m	Moderado
RQD	35	Malá
Rugosidad de juntas o fracturas	Plana	
Roca al Bajo	Areniscas	
Resistencia a la compresión de la roca	3,230 ton/m ²	Baja
Espaciamiento entre fracturas	< 2.0 m	Amplio
RQD	90	Buena
Rugosidad de juntas o fracturas	Rugosa	

Como guía de clasificación se utiliza la Tabla 4.2 preparada por Nicholas (1981)¹ la cual considera la geometría del yacimiento y las características geológicas y geomecánicas del mismo.

Al comparar los criterios establecidos en la tabla de clasificación (Tabla 4.2) con las características del depósito (Tabla 4.1) se puede definir el mismo como de *forma tabular o plana*, cuyo mineral se considera de espesor *angosto*, de buzamiento *ligeró* y con una distribución de valores *uniforme*. La competencia de las roca al alto se puede considerar entre *moderada a débil* y la del mismo mineral como *moderada*.

¹ NICHOLAS, DAVID E. Selection Variables. *SME Mining Engineering Handbook 2nd Edition*, 1992, Cap. 23.1, pag 2051-2053

Tabla 4.2 Definición de la geometría de un depósito y su distribución de valores

1) Geometría general:	
Equi-dimensional	Todas sus dimensiones están dentro del mismo orden de magnitud
Tabular o plana	Las dimensiones en planta son mucho mayores que el espesor, el cual normalmente no excede los 100 m
Irregular	Las dimensiones varían a distancias cortas
2) Espesor del mineral	
Angosto	< 10 m
Intermedio	10 - 30 m
Potente	30 -100 m
Muy potente	>100 m
3) Buzamiento	
Ligero	< 20°
Intermedio	20° - 55°
Pronunciado	> 55°
4) Distribución de valores	
Uniforme	Los valores en cualquier punto del depósito no varían significativamente de los valores medios del mismo
Gradual	Los valores tienen características zonales y éstos varían gradualmente de uno a otro
Errático	Los valores cambian radicalmente a cortas distancias y no muestran algún patrón discernible en sus cambios

La técnica empleada en este análisis para la selección de los sistemas propuestos es la desarrollada por Hartman (1987)² la cual utiliza un diagrama de flujo que permite seleccionar el sistema basándose en la geometría del depósito y las condiciones de estabilidad del yacimiento. Al realizar la discriminación de los sistemas de acuerdo con la tabla de selección, tabla 4.3, se identifican los sistemas que son susceptibles de utilizarse. El resultado de esta selección se reduce a tres sistemas de explotación:

- Para métodos subterráneos
 - Cuartos y pilares
 - Frentes largas con hundimiento
- Para métodos superficiales
 - Minado a cielo abierto, en su modalidad de zanjeo

A continuación se describen brevemente los sistemas susceptibles de utilizarse y se desarrolla una aproximación de las condiciones de minado que se encontrarían al momento de la explotación. Se exponen algunos comentarios generales con el objeto de presentar las bases que confrontarán los criterios de selección.

² NICHOLAS, DAVID E. Selection Procedure *SME Mining Engineering Handbook 2nd Edition*, 1992, Cap. 23.4, pág. 2092-2094

Tabla 4.3 Parámetros para la selección de un método de minado (Hartman, 1987)

Depósito:	Profundidad	Resistencia de la roca, del mineral	Geometría	Método de Explotación			
SISTEMA:	TIPO	CLASE					
DEPOSITO	Somero	MINADO SUPERFICIAL	Cualquier resistencia, Materiales consolidados	MECANICO	Cualquier forma, cualquier buzamiento, potente, gran tamaño	MINADO A CIELO ABIERTO, TAJO	
				Materiales poco consolidados o permeables	MEDIO ACUOSO	Tabular o masivo, cualquier buzamiento, potente, tamaño moderado	CANTERA
					SIN SOPORTE	Tabular, buzamiento intermedio, poca potencia, gran tamaño	MINADO A CIELO ABIERTO, ZANJAS
						Tabular, buzamiento ligero, poca potencia, remanente	MINADO CON BARRENADORA (AUGER)
		Profundo	MINADO SUBTERRANEO		Materiales poco competentes con Resistencia moderada a baja	CON SOPORTE	Tabular, buzamiento ligero, poca potencia, tamaño pequeño
				SIN SOPORTE		Tabular, buzamiento ligero, poca potencia, gran tamaño	DRAGADO
						Cualquier forma, cualquier buzamiento, potente, gran tamaño	MINADO POR BARRENO
				Materiales competentes con Resistencia alta a moderada		HUNDIMIENTO	Cualquier forma, buzamiento pronunciado, potente, gran tamaño
	CON SOPORTE		Tabular, buzamiento ligero, poca potencia, gran tamaño		CUARTOS Y PILARES		
			Tabular, buzamiento ligero, gran potencia, gran tamaño		REBAJES Y PILARES		
	SIN SOPORTE		Tabular, buzamiento pronunciado, poca potencia, cualquier tamaño		TUMBE SOBRE CARGA		
			Tabular, buzamiento pronunciado, gran potencia, gran tamaño	REBAJE POR SUBNIVELES			
	Materiales muy poco competentes con Resistencia moderada a baja	HUNDIMIENTO	Materiales muy poco competentes con Resistencia moderada a baja	CON SOPORTE	Forma variable, buzamiento pronunciado, poca potencia, cualquier tamaño	CORTE Y RELLENO	
				SIN SOPORTE	Tabular, buzamiento pronunciado, poca potencia, tamaño pequeño	STULL STOPING	
					Cualquier forma, cualquier buzamiento, potente, cualquier tamaño	SQUARE SET	
				CON SOPORTE	Tabular, buzamiento ligero, poca potencia, gran tamaño	FRENTES LARGAS	
Tabular o masivo, buzamiento pronunciado, gran potencia, gran tamaño	HUNDIMIENTO POR SUBNIVELES						
SIN SOPORTE	HUNDIMIENTO	Materiales muy poco competentes con Resistencia moderada a baja	CON SOPORTE	Masivo, buzamiento pronunciado, gran potencia, gran tamaño	HUNDIMIENTO DE BLOQUES		
			SIN SOPORTE				

PLANIFICACION DE LA EXPLOTACION DE UN YACIMIENTO CARBONIFERO

Planificación de Minado

4.2.2 Cuartos y pilares

Se considera la alternativa de explotación por cuartos y pilares del tipo mecanizado utilizando mineros continuos, carros transportadores y ancladoras de cielo.

Condiciones de estabilidad El espesor del material de encape varía entre 36 a 120 m; litológicamente está compuesto por tres formaciones predominantes: la Formación Olmos como una intercalación de lutitas, limolitas y areniscas, sobre de ésta la Formación Sabinas-Reynosa correspondiente a un conglomerado de alta permeabilidad, finalmente la Formación Río Escondido de caliches de pobre consolidación (figura 3.7)

De acuerdo con levantamientos geológicos estructurales de campo y comparando los parámetros obtenidos con las clasificaciones geomecánicas de Bieniawski (1979)³ se ha obtenido que la masa rocosa inmediata al techo del manto se puede considerar como pobre, donde no se recomienda hacer aberturas sin soporte con luces mayores a 2.5 m. Dado que la maquinaria requiere anchos mayores a los 2.5 m, este análisis debe considerar galerías soportadas con una mezcla de ademe pasivo (marcos de madera y acero, arcos rígidos de acero) y ademe activo (atornillamiento de cielo, arcos cedentes).

Dimensionamiento de Obras Se utilizan los resultados de las investigaciones en campo realizadas por Nava (1994)⁴ el cual se basa en las fórmulas de Bieniawski para conocer el dimensionamiento de pilares:

Tabla 4.4 Recuperaciones del carbón en función del dimensionamiento de pilares

Dimensión de pilares (m)	Separación entre pilares (m)	Recuperación de Carbón (%)	Factor de Seguridad
8.0 x 10.0	5.0	59	3.2
8.0 x 10.0	5.5	62	3.0
8.0 x 10.0	6.0	64	2.8
9.0 x 11.0	5.0	55	3.9
9.0 x 11.0	5.5	58	3.5
9.0 x 11.0	6.0	61	3.3
10.0 x 12.5	5.0	52	3.9
10.0 x 12.5	5.5	55	3.7
10.0 x 12.5	6.0	58	3.4

Como se observa en la tabla anterior, dada la mayor resistencia del carbón con respecto a la roca de techo y lo poco profundo del minado se pueden conseguir recuperaciones en el orden del 60% con factores de seguridad aceptables entre 2.5 y 3.0

³ BIENIAWSKI, Z.E Ground Control. *SME Mining Engineering Handbook 2nd Edition*, 1992, Cap. 10.5, pag. 903-912

⁴ NAVA ROJAS R. Reporte de las posibilidades de minado subterráneo en el área del Tajo III de MICARE, 1994

Sin embargo, por lo suave de las lutitas es posible que los pilares, en función de la carga que reciban, puedan penetrar dentro del techo. El factor de seguridad de la base de los pilares debe ser mayor de 1.5 y es dado por la relación entre la capacidad de soporte de la base de un pilar (q_u) y el esfuerzo medio sobre el pilar (O_p); tomando el concepto del área tributaria con pilares rectangulares uniformemente distribuidos.

Tabla 4.5 Tabla que resume el factor de seguridad para la base de los pilares

Dimensión de pilares (m)	Valor (q_u) (kg/cm ²)	Valor (O_p) (kg/cm ²)	Factor de Seguridad
8.0 x 10.0	43	35 a 44	1.2 a 1.0
9.0 x 11.0	44	32 a 41	1.4 a 1.1
10.0 x 12.5	46	32 a 37	1.5 a 1.3
11.0 x 14.0	48	30 a 34	1.6 a 1.4
12.0 x 15.0	50	28 a 30	1.8 a 1.6

Basándose en los resultados obtenidos por Nava (1994) se recomienda diseñar pilares de 10 m por 12.5 m con separación entre ellos de 5.5 m y distribución uniforme, con lo que se obtienen recuperaciones del orden de un 55%

Si se considera la capacidad de los equipos actuales se puede pensar en una producción de 20,000 toneladas por mes por sección, en donde laboran alrededor de 20 trabajadores por turno, lo que arroja una productividad de 300 ton/hombres.

Para alcanzar los niveles de producción requeridos se deben equipar 8 flotillas de mineros continuos. Si cada flotilla tiene un valor de adquisición cercano a 2 millones de dólares se requiere una inversión de 16 millones de dólares. Como un parámetro indicativo, esta inversión resultaría en un costo de inversión de 8 dólares por tonelada-año.

En cuanto al costo de extracción, de acuerdo a la experiencia en MICARE, las secciones de cuartos y pilares pueden producir el carbón a un costo de 18 dólares por tonelada.

4.2.3 Frentes Largas

Se considera la utilización del sistema de frentes largas completamente mecanizado con la operación de máquinas corteras electro-hidráulicas las cuales operan sobre transportadores blindados apoyados con ademes caminantes para el sostenimiento del techo.

Este es el sistema empleado en las Minas I, II y IV de MICARE con paneles de 200 m de ancho y 1,200 m de longitud. Los factores de recuperación de este método dependen de los bordos diseñados para proteger los cañones secundarios, los que a su vez son función del ancho del panel seleccionado. Los cañones secundarios normalmente utilizan bordos entre galerías de 20 a 35 m. Con las consideraciones anteriores se pueden asumir recuperaciones como a continuación se resume, lo cual depende de las dimensiones de los paneles:

Ancho del Panel (m)	Recuperación (%)
100	72
150	78
200	81

Uno de los principales factores que se deben tomar en cuenta para la consideración de este sistema de minado, es la cercanía del manto de carbón con el acuífero y el efecto que la subsidencia causada por el hundimiento pueda tener. Algunas de las pruebas de bombeo realizadas tanto por CFE como MICARE muestran una capacidad del acuífero de hasta 150 l/s en algunos puntos, pero de igual manera registran un comportamiento errático cuya causa se atribuye a la formación de conductos de disolución dentro del conglomerado con eventuales cavidades kársticas que favorecen la concentración de flujos en direcciones específicas.

Si se utiliza el formulamiento propuesto por Peng y Chiang (1984)⁵ para estimar la altura del fracturamiento que será inducido por el avance de la frente larga:

$$hc = H^{0.439} \times h^{1.544}$$

Donde:

hc = altura del caído de la roca (sobre la altura de minado)

H = Profundidad del manto

h = Altura de minado

si H = 40 m, h = 2.0 m; hc = 15 m

si H = 60 m, h = 2.0 m; hc = 18 m

si H = 80 m, h = 2.0 m; hc = 20 m

En resumen, Peng y Chiang establecen que el espesor de la zona de fracturamiento provocada por el minado varía de 30 a 40 veces su altura. Sin embargo, en la porción occidental del Sector D el acuífero se encuentra a 30 m de profundidad, por lo que indudablemente el fracturamiento de la roca lo tocará y lo romperá causando complicaciones a la operación.

Las implicaciones del fracturamiento sobre el acuífero podrían generar influjos que dificultaran la operación normal. Por observaciones de campo durante la explotación

⁵ NAVA ROJAS R. Reporte de las posibilidades de minado subterráneo en el área del Tajo III de MICARE, 1994

de la frente larga B-8 de Mina II en 1991, se llegaron a registrar gastos del orden de los 80 l/s a una distancia de 70 m atrás de la explotación de la frente.

Considerando la velocidad de propagación de la subsidencia del terreno como uno de los principales factores que influyen en este riesgo, conocido como riesgo hidráulico, se puede deducir que entre menor sea la distancia vertical entre la frente de explotación y el acuífero, mayor será la posibilidad de propiciar el ingreso de agua a la frente.

A pesar de que las velocidades de avance de las frentes largas en MICARE se han incrementado considerablemente al utilizar equipos de mayor potencia para el corte y desalojo del carbón, se considera de alto riesgo explotar frentes largas en zonas cuyo espesor de la capa de lutitas-areniscas sea menor a 20 metros, esto es, aunque la velocidad de propagación de la subsidencia de las capas sobre el carbón no es muy alta, 2.3 m/día, de acuerdo con las investigaciones realizadas por Berlanga (1989)⁶, se puede esperar un incremento sustancial en el avance de la filtración del agua causado por un fracturamiento más pronunciado que provoque influjos de mayor cuantía que dificulten la operación de los equipos.

Lo anterior limita la aplicación de frentes largas a zonas donde el manto registre una profundidad mayor a los 50 metros.

Para alcanzar el nivel de producción demandado será necesario contar con un equipo de frente larga operando los doce meses. El parámetro de inversión referenciado a la capacidad anual resulta cerca de 9 dólares por tonelada-año, considerando una inversión de 20 millones de dólares para un equipo completo de frente larga.

Una frente larga, y sus desarrollos requeridos, se equipa con cerca de 100 trabajadores por turno y considerando el personal de servicios necesario esta mina se puebla con 450 trabajadores. Las producciones promedio registradas resultan de 150,000 ton por mes lo que resulta en productividades cercanas a las 333 ton/hombre-mes.

Los costos típicos de este tipo de operaciones registran un promedio de 8 dólares por tonelada extraída.

⁶ BERLANGA G., J. M. Informe sobre el problema de la cercanía del acuífero "Sabinas-Reynosa", Informe interno, 1989

4.2.4 Minado a cielo abierto

El sistema de operación aplicable en la explotación de mantos carboníferos de poco buzamiento se conoce como Minado a Cielo Abierto en su modalidad de zanjeo, el cual aprovecha la regularidad del manto carbonífero para desarrollar cortes de descapote con geometría rectangular que son operados en forma secuencial, de manera que después de iniciar con un corte de preparación, conocido como corte de caja, los cortes subsecuentes utilizan el espacio abierto dejado por el corte precedente para la depositación del material estéril, lo que permite mantener distancias de acarreo regulares y cortas.

Normalmente para extraer el carbón se retira el material estéril en dos o tres bancos en donde se pueden utilizar equipos de carga y acarreo como son palas de cables, cargadores sobre ruedas o excavadoras hidráulicas con camiones fuera de carretera; así también, la utilización de dragas caminantes para el descapote de estéril es común en la industria. La recuperación minera que se registra en este tipo de operaciones es del orden del 87 %.

El diseño de la explotación requiere atención especial en el diseño de los cortes para permitir una secuencia fluida y optimar las distancias de acarreo. Uno de los aspectos a considerar es la estabilidad de taludes, principalmente afectada por la presencia de un acuífero a una profundidad de 30 metros que puede generar deslizamientos de material en caso de que los flujos no se controlen adecuadamente.

En lo que respecta a la productividad se puede considerar para el yacimiento del Sector D una relación de descapote máxima de 25 m³ de material estéril por cada tonelada de carbón, si se utiliza una flotilla de equipos con capacidad de movimiento de 500,000 m³/mes se requeriría un máximo de 50 trabajadores en los tres turnos incluyendo operadores de barrenación, carga, acarreo, equipos de apoyo, mantenimiento y servicios del tajo; lo anterior representa una producción de cerca de 25,000 toneladas por mes para una productividad de 500 t/hombre-mes.

Para alcanzar una capacidad de producción de 1.5 millones de toneladas anuales de carbón, considerando una relación de descapote de 22:1 (metros cúbicos de material estéril por cada tonelada extraída) implica instalar infraestructura y maquinaria para mover cerca de 33 millones de metros cúbicos por año. Haciendo el análisis de la capacidad de las operaciones actuales, Tajo I y Tajo II, y el valor de adquisición de los equipos de descapote con los que cuenta MICARE, se obtiene un estimado de inversión de 25 millones de dólares. Esto arroja un indicador de 17 dólares por tonelada-año extraída. Ver tabla 4.7

En referencia con el costo de extracción se pueden alcanzar niveles de 0.60 dólares por metro cúbico de descapote y 1 dólar por tonelada de carbón, lo que arroja un costo total aproximado de 15 dólares por tonelada extraída.

4.2.5 Selección del Sistema

Para la selección de la mejor alternativa y como apoyo para la toma de decisiones se adoptó un *modelo de decisión multicriterio*, siendo esta una herramienta utilizada dentro de la investigación de operaciones para la solución de problemas reales.

Este modelo consiste en seguir los siguientes pasos:

- A) Definir los criterios de selección
- B) Priorizar estos criterios de acuerdo con su importancia relativa
- C) Valorar el cumplimiento de cada alternativa propuesta con los criterios establecidos
- D) Ponderar el cumplimiento de cada alternativa con la importancia relativa de cada criterio

A continuación se presenta la secuencia de esta mecánica para el caso analizado:

A) Definición de los criterios de selección

Los criterios que se definen para la selección del sistema se enlistan a continuación, se puede observar que están asociados al cumplimiento de un objetivo que resume la razón de ser del inicio de una operación de este tipo:

- Maximizar la recuperación de las reservas para obtener un buen aprovechamiento de los recursos minerales conferidos en la concesión,
- Cumplir con los requerimientos de producción en volumen y calidad, con el objeto de satisfacer las demandas del cliente
- Maximizar la rentabilidad del negocio para asegurar el retorno de la inversión realizada por los accionistas
- Procurar un ambiente seguro para la operación, dado que la protección del ambiente y de los trabajadores son factores que garantizan la sustentabilidad del negocio

Como apoyo para la evaluación del cumplimiento de los criterios anteriores se utilizaron los siguientes parámetros tratando de integrar aspectos objetivos que puedan ser estimados durante esta fase de selección.

Parámetros

Condiciones de estabilidad
Inversión requerida
Costo de Operación
Ritmo de producción
Costo y disponibilidad de mano de obra
Impacto ambiental

B) Priorización de los criterios de acuerdo con su importancia relativa

Mediante la comparación recíproca de un par de criterios a la vez, en la tabla 4.6 se marca la importancia relativa entre ellos elaborándose una matriz, acumulando su puntuación que va formando una pirámide complementaria, para esto se utiliza la siguiente guía de calificación:

- Si un criterio es mucho más importante que otro se califica con 5
- Si un criterio es más importante que otro se califica con 4
- Si un criterio es igual de importante que otro se califica con 3
- Si un criterio es menos importante que otro se califica con 2
- Si un criterio es mucho menos importante que otro se califica con 1

Tabla 4.6 Tabla de comparación recíproca de los criterios de selección

Principales Objetivos planteados durante la selección y el diseño de un sistema de explotación minera		Recuperación de Reservas	Operación Segura	Capacidad de Producción	Rentabilidad Económica	Subtotal	Componente
Sociedad	Recuperación de Reservas	2	2	2	6	17%	
Trabajador	Operación Segura	4	4	4	12	33%	
Cliente	Capacidad de Producción	4	2	2	8	22%	
Inversionista	Rentabilidad Económica	4	2	4	10	28%	
Total						36	

Se sugiere que esta valoración sea realizada por un comité o grupo evaluador que integre personal de las diferentes disciplinas: operación, ingeniería, administración y finanzas.

De acuerdo a lo expuesto en la primera parte de este capítulo se presenta la tabla 4.8 en donde se resume la adaptabilidad de los sistemas analizados, habiendo considerando los parámetros auxiliares que ayudaron a la evaluación del grado de cumplimiento con los criterios de selección y resumidos en la tabla 4.7.

C) Valoración del cumplimiento de cada alternativa propuesta con los criterios establecidos

Tabla 4.7 Respuesta de los sistemas a los parámetros establecidos

Parámetros		Cuartos y pilares	Frentes Largas	Minado a cielo abierto
Condiciones de estabilidad		Buenas	Regulares	Buenas
Inversión requerida	US \$/ton-año	8	9	17
Costo de Operación	US \$/ton	18	8	15
Ritmo de producción	k ton/año	1'900	1'800	1'500
Costo y disponibilidad de mano de obra	No. Trabajadores	> 720	450	450
Impacto ambiental		Bajo	Medio	Alto

Tabla 4.8 Adaptabilidad del sistema de minado al depósito de carbón del Sector D

Parámetros	Cuartos y pilares	Frentes Largas	Minado a cielo abierto
Condiciones de estabilidad	Favorable	Desfavorable	Favorable
Inversión requerida	Favorable	Desfavorable	Desfavorable
Costo de Operación	Desfavorable	Favorable	Favorable
Ritmo de producción	Desfavorable	Favorable	Favorable
Costo y disponibilidad de mano de obra	Desfavorable	Favorable	Favorable
Impacto ambiental	Favorable	Desfavorable	Desfavorable

Aplicabilidad de los sistemas a las condiciones físicas y geológicas

Los tres sistemas pueden técnicamente ser empleados en la explotación del yacimiento, por lo que se consideran aplicables

Adaptabilidad de los sistemas a las condiciones de estabilidad del yacimiento

Para la explotación del yacimiento por el sistema de frentes largas la poca profundidad a la que se encuentra el manto provocaría una condición desfavorable en el aspecto de estabilidad.

Requerimiento de inversión de los sistemas

El sistema de explotación por minado a cielo abierto es el que demanda la mayor inversión, por lo que en este parámetro se califica como desfavorable.

Respuesta de los sistemas al costo de operación

De acuerdo con la experiencia en las operaciones actuales y con las estimaciones de productividad realizadas los sistemas de explotación por frentes largas y por minado a cielo abierto arrojan una expectativa favorable en el costo de operación

Expectativas para el cumplimiento del ritmo de producción demandado

El único sistema que no cumple con ésta demanda es el sistema de explotación por cuartos y pilares, por lo que se califica como desfavorable

Adaptabilidad de los sistemas a la disponibilidad de mano de obra

Debido a la baja productividad de los equipos de minado por cuartos y pilares en comparación con las frentes largas y el minado a cielo abierto, se considera a este parámetro como desfavorable para el primero de ellos.

Efecto de los sistemas en el medio ambiente

La mayor afectación al medio ambiente se observaría en el sistema de minado a cielo abierto, sin embargo la explotación por frentes largas ocasiona subsidencia con una afectación al acuífero y al terreno superficial, aunque menor al primero; ambos deben ser considerados como desfavorables.

D) Ponderación del cumplimiento de cada alternativa con la importancia relativa de cada criterio

Con la información recabada anteriormente se prepara una tabla resumen que sirve como guía para que un grupo de evaluación estime el cumplimiento con los objetivos planteados originalmente.

En lo posible se debe procurar presentar resultados numéricos que ayuden a calificar dicho cumplimiento de la forma más objetiva posible, sin embargo esto no siempre es posible, por lo que adicionalmente se deberá emplear el criterio de los miembros del grupo de evaluación para asignar un resultado.

Tabla 4.9 Tabla que resume el cumplimiento con los criterios planteados

Objetivos	Cuartos y pilares	Frentes Largas	Minado a cielo abierto
Maximizar la recuperación de las reservas	Baja 55 %	Media 81 %	Alta 90 %
Procurar un ambiente seguro para la operación	Medio	Medio	Alto
Cumplir con los requerimientos de producción en volumen y calidad	Bajo	Alta	Alto
Maximizar la rentabilidad del negocio	Media	Alta	Media

El resumen que se presenta en la tabla 4.9 ayudó al grupo de evaluación a preparar la tabla de ponderación final (tabla 4.10) en la cual se valoran los resultados, multiplicando el resultado del cumplimiento con los criterios iniciales por el componente relativo de cada uno de ellos.

4.10 Tabla de Ponderación de los resultados de la selección del sistema

Principales Objetivos planteados durante la selección y el diseño de un sistema de explotación minera		Componente (%)	Cuartos y Pilares			Frentes Largas			Minado a cielo abierto		
Sociedad	Recuperación de Reservas	17	Baja	55%	9	Media	81%	14	Alta	90%	15
Trabajador	Operación Segura	33	Media	75%	25	Media	75%	25	Alta	100%	33
Cliente	Capacidad de Producción	22	Bajo	60%	13	Alta	90%	20	Alta	100%	22
Inversionista	Rentabilidad Económica	28	Media	75%	21	Alta	100%	28	Media	75%	21
Total		100			68			86			91

La tabla anterior muestra, como resultado de un modelo de decisión multicriterio, que el sistema más adecuado para la explotación del yacimiento del Sector D es por medio de la operación de un minado a cielo abierto, al haber obtenido el más alto puntaje de la evaluación. El puntaje obtenido se considera como resultado del análisis e indica la decisión que se deberá tomar en la selección del sistema dado el potencial que este tiene para alcanzar las metas establecidas.

Se puede concluir que el sistema de explotación por minado a cielo abierto cumple mejor con las expectativas establecidas al contar con los elementos para ofrecer una operación más segura, pues al ser un método de operación superficial cuenta con un nivel de riesgo menor que los dos sistemas subterráneos analizados, aunque la rentabilidad económica potencial podría ser no mayor al sistema de cuartos y pilares e incluso menor comparada con un sistema de frentes largas, las características restantes son calificadas con un potencial alto para alcanzar los niveles de producción requeridos acompañada con una alta recuperación de reservas.

Por todo lo anterior el sistema de explotación por minado a cielo abierto se considera como el que mejor se adapta para el yacimiento y es el que se desarrolla en los capítulos subsecuentes.

4.3 CÁLCULO Y SELECCIÓN DE LA MAQUINARIA

Para la selección de la maquinaria que operaría en el proyecto se tomó en cuenta la premisa basada en el hecho de que las reservas del Tajo II se agotarían dentro de un plazo no mayor a 18 meses posteriores al inicio de este análisis, por lo que una vez cumplido este plazo, la flotilla de equipos sería trasladada a este nuevo proyecto.

En la tabla 4.11 se muestra la relación del equipo que, por sus condiciones mecánicas, sería susceptible de ser trasladado.

Tabla 4.11 Listado de equipos en operación en el Tajo II de MICARE

Cant.	Equipo	Marca	Modelo	Cap.	Fecha Inicio Op.
1	Draga caminante	P&H	757	53 m ³	Ene-93
1	Cargador sobre ruedas	CAT	994	18 m ³	May-94
1	Cargador sobre ruedas	CAT	992	11 m ³	Jun-93
1	Retroexcavadora hidráulica	O&K	RH 90	10 m ³	Jun-94
13	Camión fuera de carretera	CAT	785 B	57 m ³	94-95-96
3	Tractor de orugas	CAT	D10		May-93
2	Tractor de orugas	CAT	D11		May-95
1	Tractor sobre llantas	CAT	834B		Feb-94
1	Perforadora rotaria	Drilltech	DT-D90	12"	Feb-93
1	Perforadora rotaria	P&H	GD 60	12"	Oct-93
3	Motoniveladora	CAT	16 H		Dic-86
2	Tornapipas	Euclid		40 m ³	Oct-85
1	Motoescropa	CAT	34		May-90

4.3.1 Cálculo de la Capacidad de Carga

Las principales fases del proceso de descapote en la minería a cielo abierto que son la preparación del terreno, la carga y el acarreo del material estéril son dependientes entre sí y es de gran importancia durante la selección del equipo conocer las características del material a mover.

La selección del equipo de carga determina los requerimientos de equipos de acarreo y auxiliares y la forma de operación. La competencia y susceptibilidad del terreno para ser "excavado" es el principal factor en la selección de equipo. En el caso del terreno del área del Sector D es similar al de las zonas del Tajo I y del Tajo II por lo que se sabe:

- Requiere del uso de voladuras
- Soporta equipos que ejerzan presión de hasta 4 kg/cm²
- Tiene alto aporte de agua a partir del conglomerado

Dado que el objetivo es extraer hasta 1.5 millones de toneladas de carbón anualmente para hacer frente a los requerimientos del cliente, asumiendo una relación de descapote de 22:1 m³/ton se requiere contar con una capacidad que alcance niveles de los 33 millones de m³ por año.

Dado que el cargador CAT 992 y la retroexcavadora O&K RH-90 son utilizados para la extracción del carbón y funciones auxiliares de control de agua y rehabilitación ecológica, no se consideran con incidencia directa en la capacidad de descapote.

Tabla 4.12 Capacidad de descapote promedio histórica del equipo de carga que opera en el Tajo II de MICARE

Equipo de carga	Cap. Mensual m ³ /mes	Cant.	Cap. Anual m ³ /año
Draga P&H	1'100,000	1	13'200,000
Cargador 994	400,000	1	4'800,000
Total	1'500,000		18'000,000

Por tanto, como se observa en la tabla 4.12, la capacidad de descapote del Tajo II se considera en los 18 millones de m³ por año, por lo que para llegar a los 33 millones de m³ por año demandados para la producción es necesario adquirir equipos con capacidad de 15 millones de m³/año.

4.3.2 Selección de la maquinaria de carga

Desde que inició el proceso de selección de los equipos a adquirir, se optó por evaluar equipos de gran capacidad debido a las siguientes consideraciones:

- Se requiere una menor cantidad de equipos
- Por tanto, es menor el requerimiento de personal de operación, mantenimiento y supervisión.
- Se obtiene un mejor control de la operación al contar con menos lugares de ataque.
- En general observan bajos costos de operación

Por lo anterior se plantearon las siguientes premisas:

1. Se requieren equipos para descapotar 15 millones de m³ de material por año
2. Debe ser equipo compatible con cualesquiera de los actuales sistemas de explotación en los tajos
3. Se requiere de la menor cantidad de equipos posible
4. El tiempo de entrega y armado al decidirse la compra debe de ser inferior a nueve meses, para que sea acorde con las necesidades de producción.

De los equipos disponibles en el mercado, los que reúnan las características descritas son las palas eléctricas de gran tamaño, específicamente las palas marca

P&H Modelo 4100 y la marca Bucyrus Erie Modelo 495B (ver fichas técnicas en el Anexo B).

En la tabla 4.13 se presenta un cálculo de la capacidad de descapote de estos equipos bajo las condiciones de operación estándar de los yacimientos carboníferos del área y cuyo resultado es del orden de los 12 a 14 millones de m³/año, sobre todo dependiendo de las distancias de acarreo.

Tabla 4.13 Cálculo de capacidades de equipos.
Pala eléctrica

#	CONCEPTO	UNIDADES	REFERENCIA	P&H 4100	P&H 4100
				AÑOS 1 Y 6	AÑOS 2 AL 5
				CAT 793	CAT 793
Flotilla Tipo:					
A	Capacidad de Camiones	tons	d	220.80	220.80
B	Capacidad de Camiones	M3b	d	96.00	96.00
C	Capacidad de cargador	M3b	d	33.07	33.07
D	Distancia de Acarreo	km	d	1.20	1.00
E	Vel. Promedio de Acarreo	km/min	d	0.50	0.50
	factor operador	%	d	1.00	1.00
F	Ciclo del Cargador ajustado	min	d	0.66	0.66
	ciclo cargador	min	d	0.66	0.66
G	Tiempo Acomodo Camión	min	d	0.30	0.30
H	Tiempo Llenado Camión	min	B / C x F	1.92	1.92
I	Tiempo Descarga Camión	min	d	0.50	0.50
J	Tiempo Recorrido Camión	min	D / E	4.80	4.00
K	Tiempo Ciclo Camión	min	G + H + I + J	8.33	7.53
L	No. Camiones requeridos por cargador		(G+H) / H+I	4	4
M	No. Camiones asignados por cargador		d	4	4
N	Tiempo Ciclo Cargador	min	H x L	7.66	7.66
O	Tiempo Ciclo Flotilla	min	Mayor { K ó N }	8.33	7.66
P	Indice de Disponibilidad	Camiones	d	90%	90%
Q	Indice de Disponibilidad	Palas	d	90%	90%
R	Factor de Operación	min/hr	d	50%	50%
S	Capacidad de Acarreo Flotilla	m3/hr	(B x L x R) / K	2,306	2,505
T	Capacidad de Acarreo Camión	m3/hr	S / L	577	626
U	Horas por Día	hr/día	d	18	18
V	Capacidad Producción Flotilla	m3/día	T x U x (P x Q)	33,622	36,527
W	Días por mes	días/mes	d	28	28
X	Capacidad Producción Flotilla	m3/mes	V x W	941,421	1,022,765

Para la selección de la pala más conveniente, se elaboró una lista de los aspectos más relevantes y se incorporó una valoración de estos elementos con base en la experiencia de algunos miembros de la empresa, integrándose en un Comité Evaluador compuesto por integrantes de los departamentos de operación, mantenimiento, planeación, finanzas y abastecimientos.

Los atributos de evaluación se definieron en: el *precio* en el cual se homologó el costo de la máquina, su erección, fletes, seguros y los gastos e impuestos de importación. Como *propuesta comercial* se evaluaron las condiciones de entrega y servicio. El *costo de operación esperado* se tomó de las proyecciones del gasto por consumo de energía eléctrica y el mantenimiento esperado. En las *características técnicas* del equipo se integraron las principales especificaciones que reflejen la capacidad y confiabilidad en el desempeño durante la operación. Por último como *propuesta financiera* se tomaron en cuenta las condiciones de pago de esta inversión.

Estos cinco atributos fueron evaluados y ponderados por el Comité tomando en cuenta la importancia relativa de acuerdo con el criterio de los integrantes y acordando un peso complementario para cada uno de ellos, los resultados se presentan en la tabla 4.14.

Tabla 4.14 Evaluación y asignación de peso a cada atributo de selección

	Puntos de Evaluación	Peso
1	Precio	15
2	Propuesta Comercial	15
3	Costo de Operación	30
4	Análisis Técnico	30
5	Propuesta Financiera	10
	Total	100

Todas las características identificadas para cada atributo se agrupan e introducen en una matriz multiobjetivo, a cada concepto el Comité le asigna un peso tomando en consideración al criterio de la tabla 4.15, el peso asignado a cada concepto se suma y se ajusta al peso individual de cada atributo de acuerdo con lo establecido en la tabla de atributos 4.14.

Tabla 4.15 Criterio de asignación de peso a los conceptos

Evaluación del Concepto	Peso
Relevante	5
Importante	4
Básico	3
Conveniente	2
Indiferente	1

Cada uno de los aspectos que intervienen en los atributos se califica empleando la escala del 1 al 10, a la mejor propuesta se le asigna el 10 y a la propuesta restante se evalúa en forma relativa a la primera si existe un parámetro de medición o si la apreciación es subjetiva según el criterio de la mayoría de los integrantes del Comité.

Los resultados de este proceso se resumen en las tablas siguientes (tablas 4.16 a 4.21):

Tabla 4.16 Evaluación del Precio

Concepto	Peso	Ajuste	P&H 4100	Puntos	Total	BE 495 B	Puntos	Total
1 Precio M USD \$	5	11	8.9	9	10	8.8	10	11
2 Lugar de entrega	2	4	Nava, Coah.	10	4	Nava, Coah.	10	4
Total	7	15		19	14		20	15

Tabla 4.17 Evaluación de la propuesta comercial

Concepto	Peso	Ajuste	P&H 4100	Puntos	Total	BE 495 B	Puntos	Total
1 Tiempo de entrega	5	3	3 meses	10	3	4 meses	6	2
2 Garantía	3	2	regular	8	2	buena	10	2
3 Disponibilidad refacciones	4	3	buena	10	3	regular	8	2
4 Servicio	3	2	bueno	9	2	regular	8	2
5 Población mundial	3	2	72	10	2	27	6	1
6 Experiencia con marca	4	3	buena	10	3	regular	8	2
7 Mfdo. Prev. cargo distribuidor	2	1	si	10	1	si	10	1
Total	24	15		67	14		56	12

Tabla 4.18 Evaluación del costo de operación

Concepto	Peso	Ajuste	P&H 4100	Puntos	Total	BE 495 B	Puntos	Total
Costo Horario (USD \$/hr)								
1 Energía eléctrica	4	13	56.00	8	11	46.25	10	13
2 Mantenimiento	5	17	150.00	10	17	163.77	8	13
Total	9	30		18	27		18	27

Tabla 4.19 Evaluación de las características técnicas

Concepto	Peso	Ajuste	P&H 4100	Puntos	Total	BE 495 B	Puntos	Total
1 Cap. cucharón	5	3	42.8 m c	10	3	42.0 m c	9	2
2 Transmisión ataque	5	3	brazos/cremallera	10	3	cables 2.25"	7	2
3 Cables de ataque	4	2	brazos/cremallera	10	2	51.2 m X 2.5"	7	1
4 Potencia levante	4	2	575,000 libras	10	2	520,000 libras	8	2
5 Par de giro	3	2	3.124 M lb/pie	10	2	2.66 M lb/pie	8	1
6 Vel. penetración	5	3	155 pies/min	10	3	155 pies/ min	10	3
7 Fza. penetración	5	3	221,000 libras	10	3	219,000 libras	9	2
8 Dem. penetración	4	2	503 - 727 kw	9	2	522 - 671 kw	9	2
9 Productividad	5	3	14.1 M m ³ / año	10	3	13.4 M m ³ / año	9	2
10 Tiempo de Ciclo	5	3	31.8 segundos	10	3	32.2 segundos	9	2
11 Disponibilidad	5	3	91%	10	3	90%	9	2
12 Peso nominal	3	2	1,203 ton	9	1	1,114 ton	10	2
13 Presión / suelo	4	2	45.20 psi	10	2	49.60 psi	7	1
Total	57	30		128	30		111	26

Tabla 4.20 Evaluación de la propuesta financiera

Concepto	Peso	Ajuste	P&H 4100	Puntos	Total	BE 495 B	Puntos	Total
1 Anticipo	5	4	5.75%	7	3	0.50%	10	4
2 Plazo de pago	4	3	7 años	10	3	5 años	7	2
3 Tasa de interés	4	3	7.62%	10	3	8.87%	7	2
Total	13	10		17	9		17	8

Tabla 4.21 Resultados de la evaluación para la adquisición de una pala eléctrica

Puntos de Evaluación		Peso	P&H 4100	BE 496 B
1	Precio	15	14	15
2	Propuesta Comercial	15	14	12
3	Costo de Operación	30	27	27
4	Análisis Técnico	30	30	26
5	Propuesta Financiera	10	9	8
Total		100	94	87

Con el resultado que se presenta en la tabla 4.21, el Comité recomendó la compra de una pala P&H 4100, con una capacidad de descapote del orden de 12 millones de m³ anualmente, dependiendo de la distancia de acarreo y la población de camiones asignados. Con lo anterior se advierte la necesidad de adquirir otro equipo que produzca alrededor de 5 millones de m³/año.

Para la selección de este equipo se buscaron, además de las premisas iniciales:

- Mayor flexibilidad de movimiento
- Compatibilidad con el equipo de acarreo de las pajas.
- Gran fuerza de desprendimiento.
- Posibilidad de operar en condiciones de presencia de agua
- Se espera que opere en pisos en condiciones desfavorables

Todo lo anterior previendo condiciones de alto aporte de agua por debajo del nivel del conglomerado y sus efectos en la operación de los bancos inferiores.

Dado lo anterior se procedió a elaborar una evaluación del mismo tipo, sólo que en este caso se optó por una excavadora hidráulica pues cubre ampliamente los requisitos expuestos con anterioridad, no siendo el caso de los cargadores frontales ni el de las palas eléctricas.

La evaluación se realizó con tres propuestas diferentes resultando en la selección y adquisición de una excavadora hidráulica marca Caterpillar Modelo 5230 con cucharón de 21 m³ de capacidad.

En la tabla 4.22 se muestra el cálculo de la capacidad de descapote de este equipo con la que se comprueba el cumplimiento al déficit de 5 millones de m³ por año.

Tabla 4.22 Cálculo de capacidades de equipos.
Excavadora hidráulica

#	CONCEPTO	UNIDADES	REFERENCIA	CAT 5230	CAT 5230
				ANOS 1 Y 6	ANOS 2 AL 5
				CAT 793	CAT 793
Flotilla Tipo:					
A	Capacidad de Camiones	tons	d	220.80	220.80
B	Capacidad de Camiones	M3b	d	96.00	96.00
C	Capacidad de cargador	M3b	d	13.07	13.07
D	Distancia de Acarreo	km	d	1.00	1.00
E	Vel. Promedio de Acarreo	km/min	d	0.50	0.50
	factor operador	%	d	1.00	1.00
F	Ciclo del Cargador ajustado	min	d	0.55	0.55
	ciclo cargador	min	d	0.65	0.65
G	Tiempo Acomodo Camión	min	d	0.12	0.12
H	Tiempo Llenado Camión	min	B / C x F	4.04	4.04
I	Tiempo Descarga Camión	min	d	1.50	1.50
J	Tiempo Recorrido Camión	min	D / E	4.00	4.00
K	Tiempo Ciclo Camión	min	G + H + I + J	9.66	9.66
L	No. Camiones requeridos por cargador		(G+I+J) / H+1	2	2
M	No. Camiones asignados por cargador		d	3	3
N	Tiempo Ciclo Cargador	min	H x L	12.12	12.12
O	Tiempo Ciclo Flotilla	min	Mayor (K ó N)	12.12	12.12
P	Indice de Disponibilidad	Camiones	d	90%	90%
Q	Indice de Disponibilidad	Palas	d	90%	90%
R	Factor de Operación	min/hr	d	50	50
S	Capacidad de Acarreo Flotilla	m3/hr	(B x L x R) / K	1,188	1,188
T	Capacidad de Acarreo Camión	m3/hr	S / L	396	396
U	Horas por Día	hr/día	d	18	18
V	Capacidad Producción Flotilla	m3/día	T x U x (P x Q)	17,324	17,324
W	Días por mes	días/mes	d	28	28
X	Capacidad Producción Flotilla	m3/mes	V x W	485,063	485,063

4.3.3 Selección de equipos de acarreo

El equipo de acarreo se seleccionó tomando en consideración los equipos de carga disponibles, en este caso la pala eléctrica elegida con un cucharón de 43 m³ de capacidad, esto representa para la aplicación de este análisis una descarga por ciclo de alrededor de 80 toneladas, si se adopta el criterio de que estos equipos son más eficientes trabajando en flotillas con camiones que acepten de dos a cuatro ciclos de carga, entonces la gama de camiones fuera de carretera que pudieran ser asignados a esta aplicación podrán tener capacidad desde 160 hasta 320 toneladas métricas.

En el mercado se encuentran equipos con capacidades desde 180, 240, 270 y 300 toneladas de capacidad. La selección del tamaño se basó en los siguientes criterios:

- a) La productividad mejora al mantener la pala entre tres y cuatro ciclos por camión
- b) Los camiones que se adquieran deben ser utilizables con los equipos de carga existentes.

El segundo criterio deja fuera a la segunda pareja de camiones y de la primera se optó por los camiones de 240 toneladas atendiendo al concepto establecido en el primer criterio.

La selección de las propuestas se realizó con la misma dinámica ejemplificada anteriormente, la cantidad de camiones se basó en el análisis del ciclo que se resume en las tablas 4.13 y 4.22 resultando en la compra de 7 unidades marca Caterpillar modelo 793 C con capacidad de acarreo de 240 toneladas. La descripción de la mecánica de cálculo de las tablas antes mencionadas se presenta en el capítulo 4.6.3 *Cálculo de la capacidad de descapote*

Con respecto a la flotilla de equipos de acarreo existentes, se realiza un monitoreo del costo de operación mensual el cual se integra en un análisis de la vida útil de cada unidad. Este análisis recopila las recomendaciones del fabricante y el historial de operación de la unidad y consiste en un modelo que calcula el costo de reemplazo de la unidad vs. el costo de operación mismo. Debido al gradual incremento en el costo de mantenimiento la decisión del reemplazo se puede prever en tiempo que permita la adquisición de la unidad para garantizar el cumplimiento de la producción requerida.

4.3.4 Selección de equipos auxiliares

El equipo auxiliar a la flotilla de descapote consistió en la selección de un tractor sobre orugas Caterpillar D-10 el cual realiza actividades de apoyo en el acondicionamiento de las áreas de carga y descarga del material.

4.4 DISEÑO DE LA EXPLOTACION

En esta sección se presenta el procedimiento que se adoptó para elaborar el diseño de la explotación del manto carbonífero del Sector D.

El proceso típico de diseño requiere la definición de los siguientes aspectos:

- Determinación de límites de explotación
- Orientación de los cortes
- Dimensiones de los cortes
 - Diseño de la rampa de acceso
 - Diseño del corte de caja
 - Diseño de los cortes de la draga
- Sitio del inicio de la excavación
- Definición de la secuencia de explotación

4.4.1 Determinación de límites de explotación

Los límites de la explotación se pueden definir por *aspectos geológicos* del yacimiento tales como: límites de depósito dentro de la cuenca, afloramiento, subcontacto, fallas geológicas, cambios de facies, paleocanales, etc. Existen condiciones que se llamarán de *infraestructura* que pueden definir la continuidad de la operación, tales como: límites de concesión minera, límite de la propiedad superficial, infraestructura cuya relocalización no pudiese realizarse (carreteras, líneas eléctricas, acueductos, etc.). Por último uno de los límites cuya aplicación es de las más frecuentes es el aspecto económico conceptualizado en la *relación económica de descapote*. En la figura 4.1 se muestran los límites que acotan la zona de explotación del Sector D y los cuales se detallan a continuación.

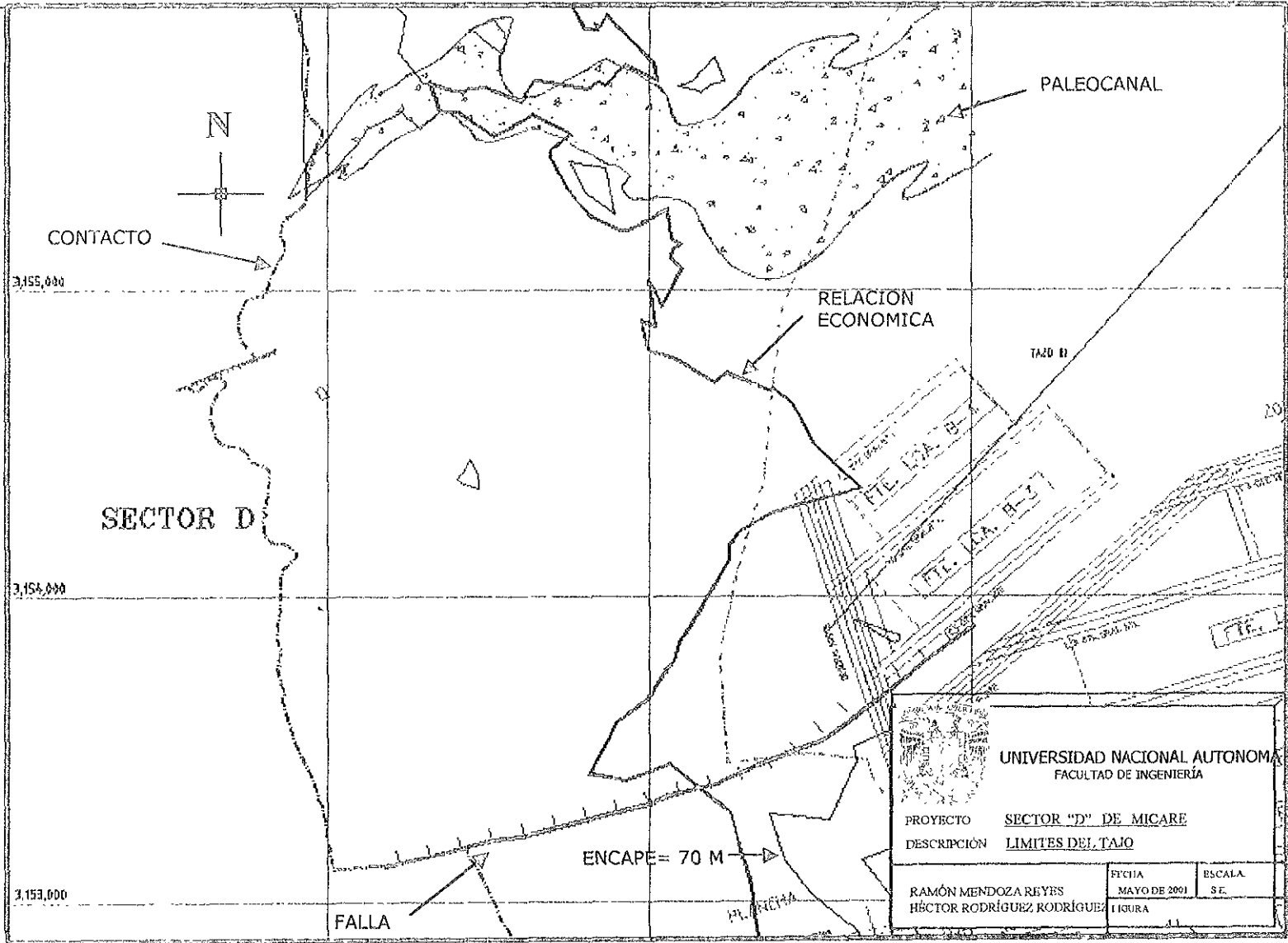
Aspectos geológicos:

Afloramiento: En el área del Sector D el manto carbonífero no aflora a la superficie del terreno natural.

Subcontacto: La cuenca de Río Escondido hace contacto en discordancia con el conglomerado Sabinas-Reynosa definiendo el extremo poniente de la reserva.

Fallas Geológicas: El Sector D está definido en su extremo sur por una falla geológica con un salto de más de 25 m de desplazamiento normal vertical.

Cambio de facies y paleocanales: En el extremo norte del Sector D se presentan dos accidentes geológicos frecuentes en la cuenca, un cambio de facies que provoca el adelgazamiento de los mantos y un incremento en el espesor de los intercalados. Asimismo se presenta un paleocanal el que es una secuencia sedimentaria de areniscas depositada después de un evento erosivo de los mantos.



Infraestructura:

Concesión minera: El lote amparado por la concesión minera de explotación "Río Escondido Sur" cubre en su totalidad la extensión del Sector D.

Terrenos superficiales: Los terrenos superficiales que cubren el Sector D se encuentran divididos en diversas parcelas de pequeños propietarios para uso agrícola. Esto no representó limitante para la recuperación de las reservas dado que se negociaron convenios de compra-venta y de ocupación temporal.

Infraestructura de comunicación: El extremo poniente del Sector D se ve dividido de norte a sur por la carretera federal No. 57, la vía federal de ferrocarril en su tramo Piedras Negras-Monclova, dos líneas eléctricas de alto voltaje, una línea de telégrafos y una torre de telefonía de microondas. Para la definición de los límites se evaluó la conveniencia de relocalizar toda esta infraestructura y tras comprobar su rentabilidad se procedió a desarrollar el diseño y programa de reubicación de las obras mencionadas. En el extremo sur se localiza un acueducto que conduce el agua de la batería de pozos y del Río Bravo hacia las centrales termoeléctricas, asimismo el camino contiguo a esta línea que sirve para la supervisión del mismo está siendo utilizado por los habitantes del área. Dicha línea se encuentra precisamente localizada sobre el trazo de una falla geológica mencionada con anterioridad por lo que su relocalización no se consideró necesaria.

Relación Económica de Descapote (RED):

Este concepto es de gran importancia para la definición de los límites de explotación a profundidad y se entiende como la máxima cantidad de material estéril que se puede remover por cada unidad de mineral, conservando la rentabilidad del proyecto.

La relación económica de descapote se calcula de acuerdo con la siguiente fórmula:

$$RED = \frac{[\text{Ingresos} - (\text{Costo de extracción} + \text{Gastos de venta} + \text{Utilidad Esperada})]}{(\text{Costos de descapote del material estéril})}$$

Dimensionalmente se define expresando el numerador de la fórmula en unidades monetarias (\$) por tonelada de carbón y el denominador en (\$) por metro cúbico de material estéril obteniéndose como resultado el máximo volumen de material estéril en metros cúbicos por tonelada de carbón minado para alcanzar la utilidad esperada.

Los *Ingresos* se determinan de acuerdo con el mercado, para efectos de este estudio se considera en USD \$ 32.00/t.

El *costo de extracción* del carbón, estimado en USD \$ 2.50 /t, incluye los costos en que se incurre durante la operación de limpieza, corte, apilamiento, carga y acarreo del carbón desde el sitio de corte hasta el punto de entrega y considera los gastos de supervisión, mano de obra, materiales de operación y mantenimiento, los servicios relativos a estas actividades y la depreciación de los equipos involucrados.

Los *gastos de venta* engloban lo incurrido desde la recepción del carbón para su muestreo y homogeneización previa a la venta, su embarque a las centrales termoeléctricas y una distribución proporcional de otros gastos entre los que se incluyen: gastos administrativos y de corporativo, gastos financieros, impuestos (ISR y PTU) y derechos. Se estima en USD \$ 5.00 /t.

En caso de que la producción de carbón resulte con calidad inferior a la especificada por el cliente, en la fórmula se debe incluir el costo del proceso de lavado y el costo por la merma por recuperación. Para las condiciones de operación estándar de MICARE, no se incluirá este concepto dado que el carbón de los tajos normalmente se encuentra dentro de las especificaciones de venta, e incluso sirve para mezclarlo con el carbón obtenido de las minas subterráneas.

La *utilidad esperada* se estima en USD \$ 6.40 / t, equivalente a un 20% del precio de venta.

El *costo de descapote*, estimado en USD \$ 0.73 /m³, incluye todos los gastos incurridos en las actividades de remoción del material estéril para descubrir el carbón y de igual forma incluye la supervisión, mano de obra, materiales de operación y mantenimiento, los servicios relativos a estas actividades, gastos de capacitación y los gastos referentes a la rehabilitación ecológica, además de la depreciación de los equipos utilizados.

Se presenta la fórmula desarrollada en forma sintetizada:

$$RED = \frac{[32.00 - (2.50 + 5.00 + 6.40)]}{(0.73)} \frac{USD \$ / t}{USD \$ / m^3} = 24.8 m^3/t$$

4.4.2 Orientación de los cortes

Se propone iniciar la explotación en el extremo poniente del Sector D, por el hecho de que ahí se encuentra el carbón a la menor profundidad, lo cual mejora el aspecto económico al disminuir la inversión en el desarrollo del descapote preoperativo. Dado que la traza del subcontacto se presenta con orientación Norte-Sur, en esa dirección se diseñarán los cortes, para avanzar hacia el oriente, en el mismo sentido del rumbo del buzamiento del manto, con dos opciones posibles (figuras 4.2 y 4.3)

La alternativa A (figura 4.2) tiene como ventajas cortes relativamente uniformes a lo largo de la vida del proyecto, lo cual posibilita un correcto ciclado de la operación, la profundización en el yacimiento (altura de los bancos) es gradual por lo que no representa problemas operativos; sólo requiere de tres accesos al corte de la draga (en los extremos y al sur) de carácter permanente; una batería de pozos de achique que funciona como cortina, la cual se va desplazando al ritmo de avance, dentro de una extensión controlable y además, los servicios como líneas eléctricas pueden proporcionarse con mayor eficiencia por la geometría de la explotación. Como desventajas se podría mencionar un mayor descapote conforme se profundiza en el yacimiento, sin embargo, el manto incrementa su potencia de la misma manera por lo que la producción no se ve afectada, tal vez la única desventaja son cortes de dimensiones menores a los de la alternativa B, sin por ello dejar de ser adecuados.

La alternativa B (figura 4.3) tiene como ventaja principal cortes de mayor longitud que se traducen en una operación más constante para la draga al tener menores demoras por desplazamiento. Sin embargo, presenta serias desventajas operativas al transitar de áreas de poca profundidad a otras más profundas, esto es, operativamente se presentan dificultades al tener bancos de diferentes alturas en distancias muy cortas (el tránsito de un sitio a otro), además considerando que se prevé la afluencia de una gran cantidad de agua, su control se dificulta en extensiones tan grandes y se complica el proveer los servicios necesarios como líneas eléctricas.

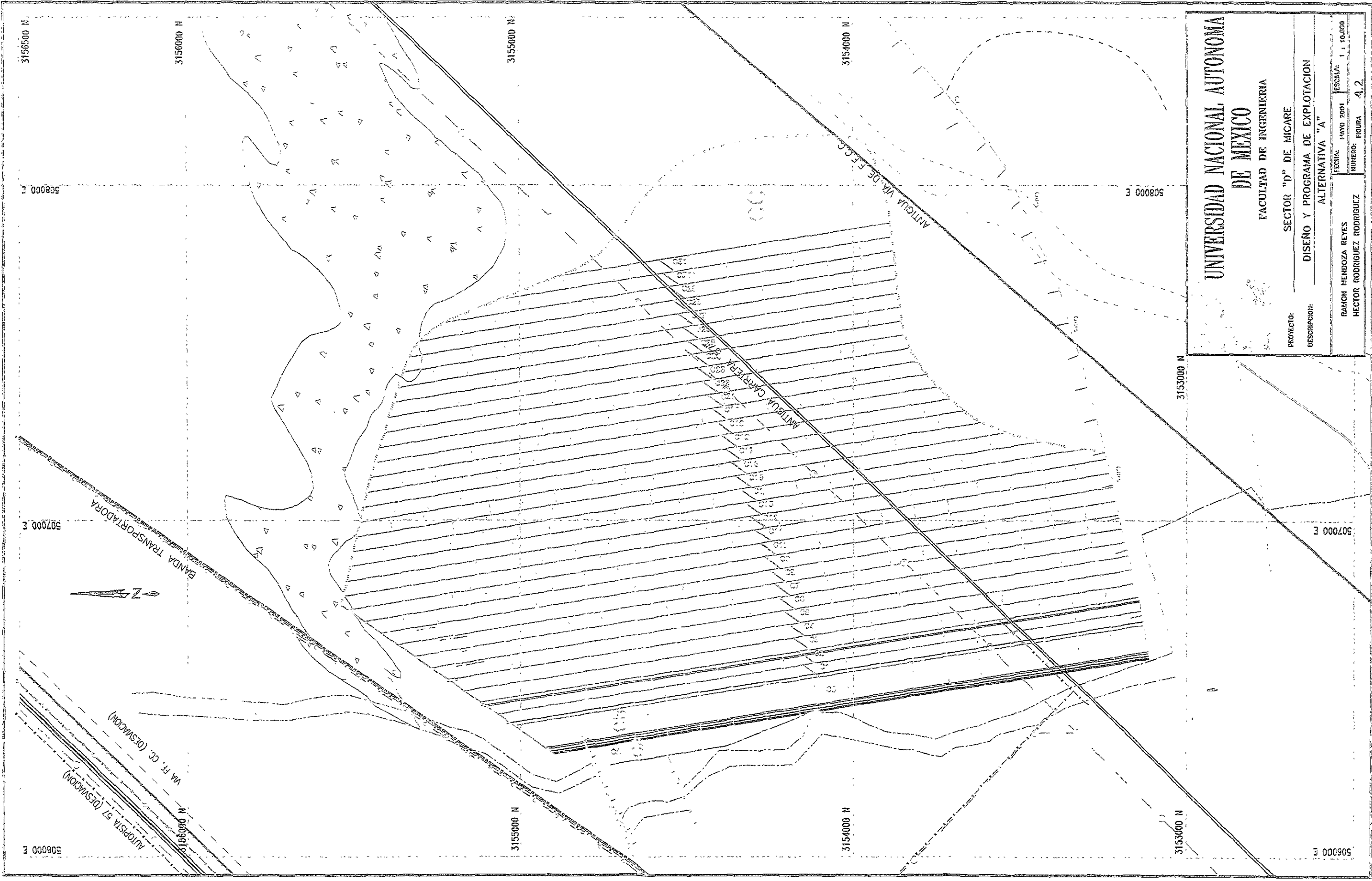
Por lo anterior se considera la alternativa A como la más adecuada para su aplicación.

4.4.3 Dimensiones de los cortes

La explotación del Sector D se basa en la operación de una draga caminante. Por ser este el equipo de mayor capacidad y productividad, las dimensiones de las obras mineras se diseñaron con la finalidad de dar la mayor productividad a este equipo.

Corte de Draga:

La experiencia en MICARE ha demostrado que el ancho óptimo para la operación de la draga se encuentra en un rango entre los 40 y los 50 m, el ancho de diseño se estableció de 42 m, esto se basa en estudios de tiempos y movimientos, observación del comportamiento del terreno previo y posterior a la excavación y considerando la estabilidad de los taludes y tiraderos de la draga.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

SECTOR "D" DE MICARE

PROYECTO: DISEÑO Y PROGRAMA DE EXPLOTACION

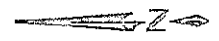
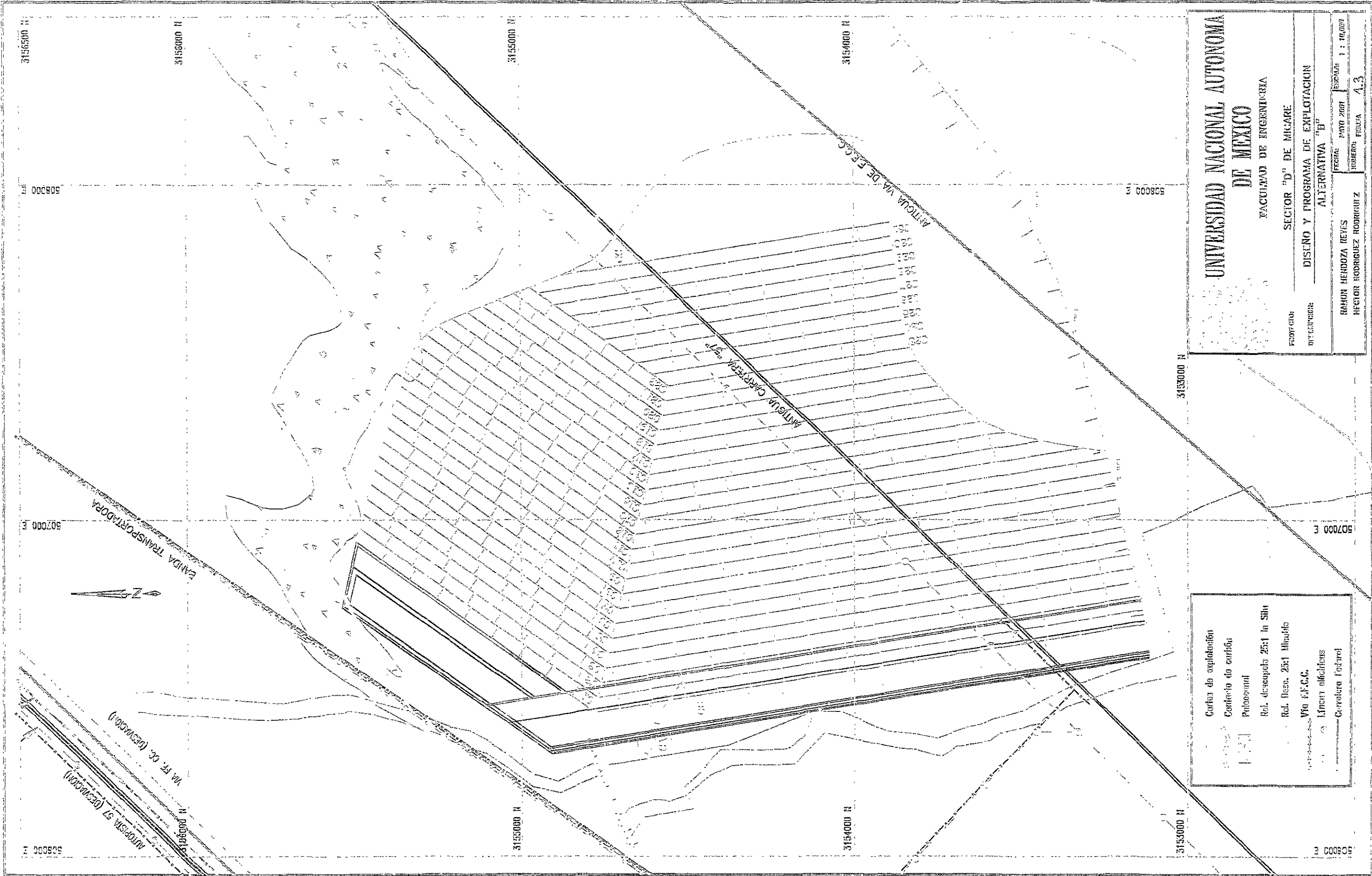
DESCRIPCION: ALTERNATIVA "A"

FECHA: MAYO 2001 ESCALA: 1 : 10,000

RAJON MENDOZA REYES

HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ

NUMERO: FIGURA 4.2



Curvas de explotación
 Contorno de curvas
 Puntos
 Rel. de escala 25:1 in Situ
 Rel. Desc. 25:1 Muelle
 Vía F.F.C.C.
 Líneas eléctricas
 Corriente forzada

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
 FACULTAD DE INGENIERIA

PROFESOR: SECTOR "D" DE MICARE
 DIRECTOR: DISEÑO Y PROGRAMA DE EXPLOTACION
 ALTERNATIVA "B"

RAHON MENDOZA REYES HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ	FECHA: MAYO 2001 ESCALA: 1 : 10,000 NUMERO: FIGURA 4.3
---------------------------------------------------	--------------------------------------------------------------

La longitud inicial de los cortes es de 1,500 m, extendiéndose posteriormente hasta alcanzar una longitud máxima de 2,200 m en el extremo oriente. En el límite norte de la explotación del Sector D se presenta un acotamiento causado por la presencia de un paleocanal, por lo que los cortes se ajustarán hasta alcanzar una longitud mínima de 1,300 m.

La altura de los cortes de la draga se define de acuerdo con tres factores principales:

- Estabilidad de taludes y tiraderos,
- Requerimientos de producción y
- Operatividad de la máquina.

Esta draga con una pluma con radio de giro de 101 m tiene un alcance de hasta 50 m de profundidad, sin embargo, la profundidad que optimiza su ciclo y conserva la estabilidad de los tiraderos se encuentra aproximadamente a los 30 m.

El factor decisivo en la profundidad del corte se estableció de acuerdo con los requerimientos de producción, siendo estos de 125,000 toneladas por mes. Siguiendo el desarrollo que se presenta a continuación en la tabla 4.23, se define la altura del banco de la draga en 22.9 m▶

Tabla 4.23 Determinación de altura del banco de la draga

Producción de carbón	125,000	t
Recuperación minera	87	%
Carbón In Situ	143,678	t
Densidad promedio	1.55	ton/m ³
Volumen de carbón	92,696	m ³
Espesor promedio	1.93	m
Area a descapotar	48,029	m ²
Ancho del corte	42	m
Avance mensual	1,144	m
Capacidad de descapote mensual	1,100,000	m ³
Area a descapotar	48,029	m ²
Altura de corte del banco de la draga	22.9	m

Corte de Caja:

El corte de caja es la excavación que se realiza como preparación a la explotación con draga. Se emplea el equipo convencional consistente en una excavadora y una pala eléctrica.

Con una profundidad del manto de carbón de entre 36 y 40 m, se excavarán en dos bancos. El banco I con altura de 22 m para la pala eléctrica y entre 18 y 14 m para la excavadora hidráulica en el banco II.

Como obra de preparación para el inicio de operaciones de la draga se desarrolla un prebanco de 65 m de ancho equivalente a 1.5 veces el ancho del corte de la draga. En el banco II se debe excavar un ancho tal que permita la colocación del material suelto del primer corte de la draga sin requerir el remanejo del material. Para lo anterior se consideran los siguientes factores:

- Abundamiento de material suelto del 30 %
- Ángulo de reposo del material de 36°
- Giro de la draga de 60°
- Alcance de la draga para la descarga del material de 87.5 m

En la figura 4.4 se muestra el detalle de este diseño, en él se aprecia que con un ancho de 50 m en el banco II se crea el espacio suficiente para el primer corte de la draga.

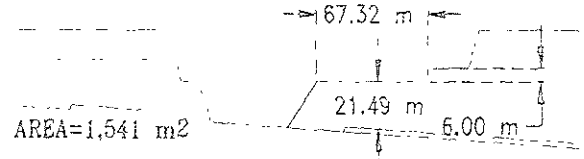
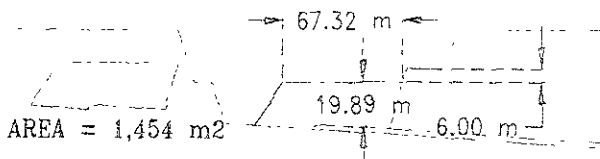
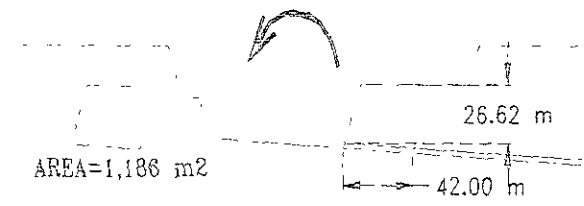
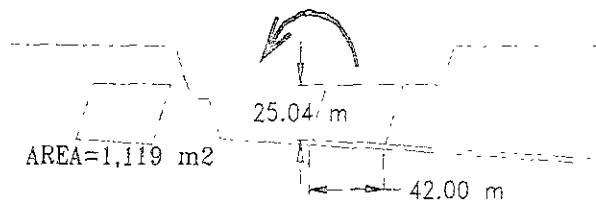
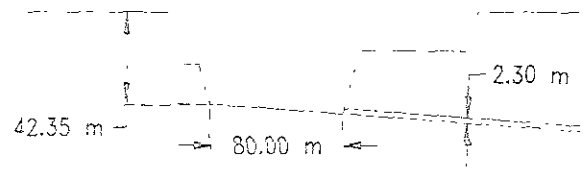
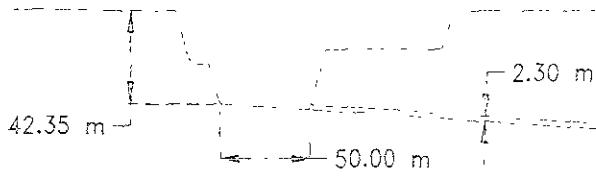
Se procedió a calcular la relación de descapote para esta excavación, para lo cual se consideró una longitud de 1,500 m, obteniéndose una producción de 207,332 toneladas. De acuerdo con la sección de la figura 4.4 se genera un área de 3,637 m² por lo que para un corte de 1,500 m se requiere remover un volumen de 5,456,160 m³ lo que resulta en una relación de 26.3 m³ de material estéril por tonelada de carbón recuperable.

Una de las características del corte de caja de una operación de carbón es la disposición del material estéril fuera del mismo, con el objeto de crear el espacio suficiente para que en los cortes subsecuentes el material estéril pueda ser depositado dentro del mismo, minimizando la distancia de acarreo. Por lo anterior, las distancias de acarreo en el corte de caja se incrementan notablemente, llegando a ser hasta de 2,000 m cuando en una operación normal se registran de 600 a 1,200 m.

Debido a que se busca que la operación del corte de caja sea rentable por sí sola, se indicó como una premisa que la operación del corte de caja tuviera una relación de descapote promedio de 22:1 por lo que fue necesario incrementar el ancho del corte en el banco II de 50 a 80 m lo cual se muestra también en la figura 4.4

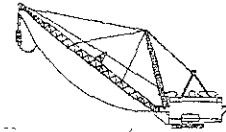
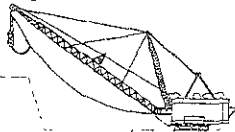
Sección mínima requerida

Sección de diseño



Radio de Operación = 92 m @ 65°

Radio de Operación = 92 m @ 65°



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA

PROYECTO: SECTOR "D" DE MICARE
DESCRIPCIÓN: DISEÑO DEL CORTE DE LA DRAGA

RAMÓN MENDOZA REYES

MAYO DE 2001

SIN ESCALA

HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ

FIGURA. 4.4

Rampa de acceso:

Esta excavación se realiza con el objeto de dar acceso a los equipos convencionales hacia los bancos de explotación del corte de caja. Gracias a que la topografía en el área es sensiblemente plana, no requiere de un diseño elaborado, tan sólo se busca cumplir con los estándares de operación para los equipos, que son: pendientes no mayores al 8% y ancho de la rampa por lo menos tres veces el ancho de los equipos de acarreo, equivalente a 25 m.

4.4.4 Determinación del sitio de inicio de la excavación

Al momento de seleccionar el sitio de arranque se tomaron en cuenta aspectos tales como:

- Punto de inicio y termino de la rampa
- Ubicación con respecto al corte de caja
- Desarrollo requerido
- Sitio de ubicación de los tiraderos de estéril

Lo ideal es que esta excavación se localice dentro de la traza de carbón, con el objeto de que sirva como adelanto del descapote de los cortes subsecuentes, y este carbón pueda ser recuperado una vez que el acceso se pueda construir sobre el material de los tiraderos.

4.4.5 Definición de la secuencia de explotación

La definición de la secuencia de explotación está dictada por las condiciones geométricas del yacimiento una vez que han sido establecidos los límites de minado y por la logística del desarrollo de la explotación.

Para el caso del Sector D la secuencia general quedó definida de la siguiente forma:

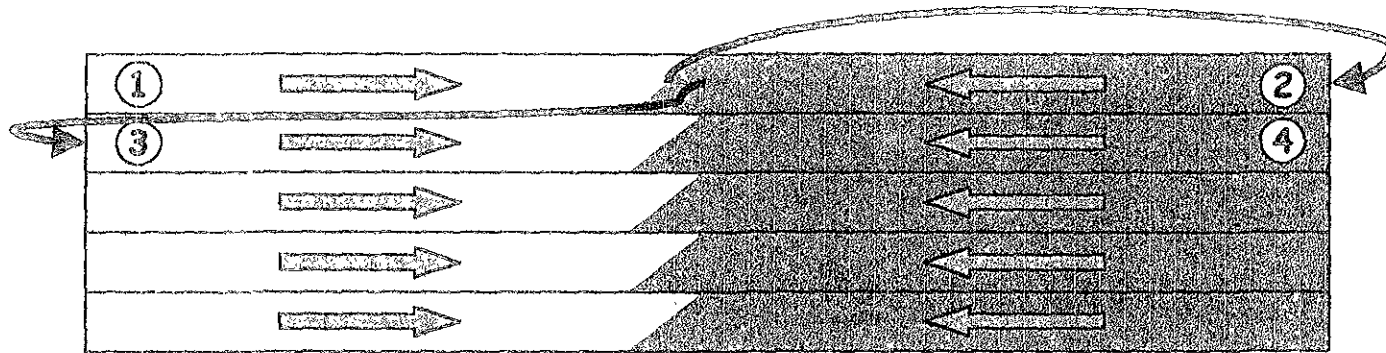
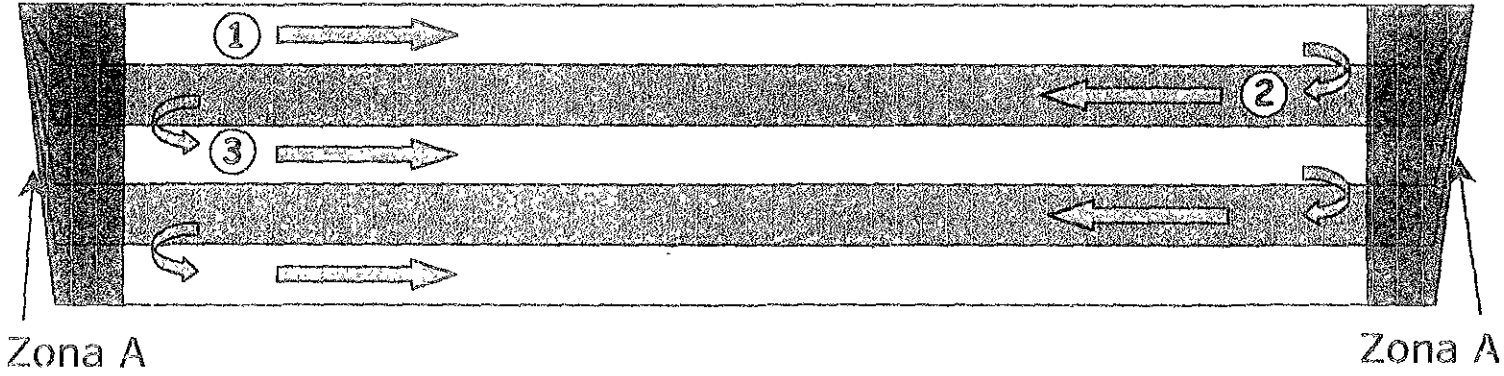
- Se inicia con la operación convencional para preparar el corte de caja
- Una vez con la preparación adecuada se operará con la draga
- Al final, para recuperar las reservas remanentes, se opera una vez más con equipo convencional, esto dada su flexibilidad para desempeñarse en áreas que no son muy extensas.

La operación de la draga tiene dos variantes principales en su secuencia de explotación, las cuales se esquematizan en la figura 4.5.


Dragando de extremo a extremo: La draga avanza descapotando de un extremo del corte hasta el otro sin interrupciones, esta operación normalmente dura un mes.

Como ventajas presenta que no se invierte tiempo en caminar "en vacío" disminuyendo la afectación al sistema caminante. Para una longitud de 1,000 m se requieren de 10 a 12 horas de desplazamiento.

Cortando de extremo a extremo



Cortando hacia el centro

 <p>UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA FACULTAD DE INGENIERIA</p>		
PROYECTO	SECTOR "D" DE MICARE	
DESCRIPCIÓN	SECUENCIA DE EXPLOTACIÓN (CORTES)	
RAMÓN MENDOZA REYES HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ	FECHA	ESCALA
	MAYO DE 2001	3:1
	FIGURA	45

Como desventajas se presentan la necesidad de contar con una preparación adicional en el prebanco por adelantado la cual no se utilizará para producir carbón en ese mismo corte y la necesidad de parar la draga sin operar mientras se extrae el carbón del final del corte. Esta operación pudiera llevarse de 12 a 24 horas en cada fin de corte, dependiendo de las condiciones de operación. En la figura 4.5 se indica ésta como zona A. Este lapso puede ser mejor utilizado si se programa el mantenimiento a la draga.

Dragando del extremo al centro y caminando al otro extremo: Esta variante se adopta cuando se desea evitar la excavación adicional y/o cuando el ritmo de extracción del carbón no es tan ágil que permita reiniciar la operación de la draga en un tiempo razonable.

Tiene como desventaja el hecho de que la draga camina sin estar dragando el doble de lo que caminaría bajo el sistema anterior, por lo que los esfuerzos a que se somete el sistema caminante son mayores.

Por ofrecer mejoras en el aspecto de la continuidad y conservación mecánica del sistema caminante, para este análisis se considera el diseño de un sistema de dragado de extremo a extremo.

4.5 PROGRAMA PREOPERATIVO

En la figura 4.6 se presentan las actividades identificadas como preoperativas. Se integró un equipo de trabajo en que se involucraron a los participantes en actividades relativas al arranque del proyecto, habiéndose desarrollado una ruta crítica de las mismas de acuerdo con su duración y secuencia con el fin de monitorear el desarrollo del proyecto.

Esta herramienta permite asignar responsables y recursos necesarios para cada actividad y así tomar las decisiones pertinentes en caso de existir desviaciones en la fecha de arranque y/o término de cada una de las actividades, sobre todo se pone especial atención a las actividades identificadas como críticas, o sea, aquellas cuya secuencia o duración impliquen una afectación a la fecha de arranque del proyecto en caso de que esta se desvíe del plan trazado.

**PLANEACION DE LA EXPLOTACION
DE UN YACIMIENTO CARBONIFERO**

Planeación del Minado

#	Actividad	Responsable	Dur	Inicia	Fin	13		14			11		12		15		
						M1	M2	M3	M4	M5	M6	M7	M8	M9	M10	M11	M12
1	Ingeniería Básica		12 d	01 ago	12 ago												
2	Detallar límites de explotación	A. Ríos C	5 d	01 ago	05 ago												
3	Detallar geometría de cortes	A. Ríos C	3 d	06 ago	08 ago												
4	Definir secuencia de explotación	A. Ríos C	1 d	09 ago	09 ago												
5	Diseño de acomodo de tierras	J. Córdoba	3 d	01 ago	03 ago												
6	Revisión capacidad de Descapote	J. Córdoba	5 d	04 ago	08 ago												
7	Cálculo de avances explotación	F. Galván	2 d	10 ago	11 ago												
8	Cálculo de producción	F. Galván	1 d	12 ago	12 ago												
9	Exploración a detalle		123 d	10 ago	10 dic												
10	Determinar necesidades de exploración	R. Orea	3 d	10 ago	12 ago												
11	Calcular volumen de perforación	J.A. Jasso	2 d	13 ago	14 ago												
12	Definir requerimientos	A. Bazán	3 d	16 ago	17 ago												
13	Confirmar permisos acceso	M. Padilla	5 d	10 ago	14 ago												
14	Obtener requerimientos	J. Garza	10 d	18 ago	27 ago												
15	Iniciar perforación	A. Bazán	0 d	27 ago	27 ago												
16	Realizar perforación	A. Bazán	90 d	28 ago	25 nov												
17	Interpretación geológica	J.A. Jasso	30 d	12 sep	10 dic												
18	Ingeniería de detalle		28 d	11 dic	08 ene												
19	Detallar límites de explotación	A. Ríos C.	10 d	11 dic	20 dic												
20	Detallar geometría de cortes	A. Ríos C	6 d	21 dic	26 dic												
21	Definir secuencia de explotación	A. Ríos C	2 d	27 dic	28 dic												
22	Revisión capacidad de Descapote	J. Córdoba	10 d	11 dic	20 dic												
23	Cálculo de avances explotación	F. Galván	5 d	28 dic	02 ene												
24	Cálculo de producción	F. Galván	3 d	03 ene	05 ene												
25	Control de agua		271 d	10 ago	07 may												
26	Correr modelo geohidrológico	J.A. Jasso	6 d	10 ago	15 ago												
27	Calcular volumen de perforación	J.A. Jasso	5 d	16 ago	20 ago												
28	Diseño de canales y estanques	J.A. Jasso	5 d	21 ago	25 ago												
29	Definir requerimientos	A. Bazán	5 d	26 ago	30 ago												
30	Confirmar permisos acceso	M. Padilla	5 d	10 ago	14 ago												
31	Obtener requerimientos	J. Garza	10 d	31 ago	09 sep												
32	Iniciar perforación	A. Bazán	0 d	09 sep	09 sep												
33	Realizar perforación	A. Bazán	180 d	10 sep	08 mar												
34	Construcción de canales y estanques	I. Zúñiga	180 d	10 sep	08 mar												
35	Requisitar equipo de bombeo	A. Bazán	10 d	31 ago	09 sep												
36	Procuración equipo de bombeo	J. Garza	45 d	10 sep	24 oct												
37	Instalación de bombas	A. Bazán	180 d	25 oct	22 abr												
38	Inicio del bombeo	I. Zúñiga	0 d	08 nov	08 nov												
39	Bombeo de abatimiento	I. Zúñiga	180 d	08 nov	07 may												
40	Alimentación eléctrica		91 d	10 ago	08 nov												
41	Cálculo de demanda	R. Acosta	5 d	31 ago	04 sep												
42	Trazo de línea eléctrica	A. Ríos	10 d	10 ago	19 ago												
43	Especificación de línea	R. Acosta	10 d	05 sep	14 sep												
44	Solicitud de servicio	R. Acosta	10 d	15 sep	24 sep												
45	Concurso de construcción	J. Garza	15 d	25 sep	09 oct												
46	Suministro y construcción de línea	R. Acosta	30 d	10 oct	06 nov												
47	Operación		441 d	01 ago	15 oct												
48	Operación de Excavadora	M. Quintana	153 d	01 ago	31 dic												
49	Traslado de excavadora	M. Quintana	3 d	01 ene	03 ene												
50	Excavación de rampa de acceso	M. Quintana	30 d	04 ene	02 feb												
51	Traslado de sala eléctrica	M. Quintana	10 d	03 feb	12 feb												
52	Excavación de Corte de Caja	M. Quintana	208 d	13 feb	08 sep												
53	Operación de la Draga en Tajo II	R. Galván	426 d	01 ago	30 sep												
54	Caminado de la Draga	R. Galván	15 d	01 oct	15 oct												
55	Inicio de Operación de la Draga	M. Quintana	0 d	15 oct	15 oct												

4.6 DESARROLLO DEL PLAN DE MINADO

Elaborar un buen plan de minado no es tarea fácil, requiere de allegarse de mucha información para ponderar de manera eficaz todos aquellos aspectos que intervienen en una operación minera. Se deben de considerar aspectos como la topografía, la geología, la geohidrología, el clima, el tipo de roca que conforma el estéril, el programa de mantenimiento de los equipos, la pericia de los operadores, el ausentismo, la calidad de la supervisión, entre otros aspectos.

A medida que el planeador es más experimentado se irá allegando del cúmulo de factores con mayor peso, que intervienen en la elaboración del plan. El manejo de diversos escenarios en los que se modifiquen algunos de estos factores permite sensibilizar las fuerzas o debilidades de la operación.

Se considera que un buen plan, para una operación de tajo, es aquel que tiene una efectividad mínima del 95%, respecto a la producción planeada contra la obtenida, valores por debajo de esta cifra indican una mala operación, un plan deficiente o eventos extraordinarios (un ciclón por ejemplo); valores arriba del 100% indican un mal plan o una operación que "hizo algo diferente del plan" y tendrá repercusiones futuras.

El objetivo de esta sección es mostrar los elementos básicos para la elaboración de planes de descapote y producción en un yacimiento carbonífero. Primero se comenta la forma de realizar la planeación o estimación de la producción mediante un procedimiento "tradicional" que no involucra la utilización de un modelo de planeación por computadora. Posteriormente se presenta en la parte final de este capítulo un modelo de planeación que utiliza rutinas desarrolladas con software comercial (Excel, AutoCAD y Quicksurf).

Es importante mencionar que la ventaja de utilizar un modelo de planeación "automatizado" como el que se propone, pues permite la elaboración de un mayor número de escenarios en una forma mucho más rápida, lo cual facilita la toma de decisiones referentes a un diseño de minado o una expectativa de producción.

4.6.1 Premisas para la Planeación

Para poder efectuar el plan de minado del Sector "D" se requirió primero de desarrollar el proceso de diseño cuyas etapas arrojan los principales parámetros a considerar en el elaboración de dicho plan:

- Definición del ritmo de producción deseado
- Selección del método de explotación
- Selección del equipo con el que se va a operar
- Diseño geométrico de la explotación más conveniente

Requerimientos de producción

De acuerdo con la demanda de las unidades de CFE y al término de reservas del Tajo II para finales de 1998, se requieren de alrededor de 1'500,000 toneladas anuales de carbón a partir de 1999 con un máximo de 42% de ceniza y 1.3% de azufre. Esta será la producción que se requiere del Sector D durante su operación.

Método de explotación

El proceso de selección definió que esta operación se realizará por medio de un sistema de explotación a cielo abierto en su modalidad de zanjas y dos bancos. El banco superior se le denomina Prebanco y el inferior Banco de Draga.

Maquinaria a utilizar

La explotación se basa en la operación de una draga caminante, proveniente de la unidad de operación Tajo II, tras el agotamiento de sus reservas. Para cumplir con la producción de carbón demandada se han integrado además como equipos de carga para el descapote una pala eléctrica y una excavadora hidráulica. Los equipos disponibles se muestran en la tabla 4.11.

Diseño

Basándose en las condiciones geológicas y espaciales del yacimiento se cuenta con un diseño básico que servirá de base para la planeación a detalle. Este diseño toma en consideración la definición de límites detallados anteriormente

4.6.2 Requerimientos de cálculo

La utilización de modelos de planeación ya sean manuales o automatizados requiere de la siguiente información básica que se desarrolla bajo subprocesos independientes:

Base de datos geológica

Para determinar la cantidad y calidad del carbón de producción se requiere contar con valores puntuales de espesor, densidad, contenido de ceniza y contenido de azufre del yacimiento. Estos datos servirán para establecer los parámetros de calidad. También se requieren los valores de encape para determinar el volumen de descapote necesario.

Parámetros de minado

Para la recuperación minera se utiliza el valor de 87%, producto de datos históricos en las operaciones de los tajos en MICARE.

La dilución se calcula con base en los espesores de los mantos y la roca entre mantos, esto se debe a que se mina como una unidad, esto es, cuando la roca entre mantos es un de espesor inferior a 0.25 m no es posible separarla y recuperarla. La base de datos geológica debe incluir este criterio.

Producción de los equipos mineros

La producción de los equipos que se utilizarán en este proyecto resultará de aplicar las condiciones operativas similares a las observadas por los equipos que operan en Tajo I y Tajo II, y estas a su vez entran dentro de los estándares de operaciones similares en Norteamérica y el resto del mundo.

En la sección que precede se presenta el detalle del cálculo de la producción de las flotillas de equipos de carga-acarreo, se propone este modelo (tablas 4.13 y 4.22) como parte del procedimiento estandarizado para la elaboración de planes de operación similares a las de este estudio.

4.6.3 Cálculo de la capacidad de descapote

4.6.3.1 Consideraciones

Para determinar la producción de las máquinas de movimiento de tierra existen diversos factores o criterios; en el caso de equipos nuevos que se pueden considerar:

Datos del fabricante.

Definitivamente la adquisición de equipos es a partir de los datos del fabricante, sin embargo la experiencia dicta tomar estos como orientadores debido a que todos los valores involucran una eficiencia jamás alcanzada en una operación estándar. Del mismo modo el software disponible del fabricante, en donde se pueden alimentar todas las variantes posibles de la operación, jamás arroja números reales. Las razones son obvias, la venta de un equipo involucra operaciones millonarias en donde las empresas fabrican equipos que siempre estarán a la altura o superaran a su competidor. La empresa adquiriente siempre buscará el costo más bajo por metro cúbico, expresado por la fórmula:

$$\begin{array}{r} \text{Costo más bajo} \\ \text{por metro cúbico} \end{array} = \frac{\text{Costo por hora} \\ \text{más bajo posible.}}{\text{Producción por hora} \\ \text{más alta posible.}}$$

Por lo que tomar los datos del fabricante como totalmente verídicos siempre es un error.

Cálculo de producción con fórmulas.

A menudo es necesario estimar la producción a partir de los diversos factores que se involucran, tales como resistencia a la rodadura, resistencia en pendientes, resistencia total, tracción, altitud, eficiencia en la obra, factor de llenado, factor de carga, dilatación, tiempos de ciclo, etc.

Cálculo de producción en la obra.

Dicha producción se estima mediante el número de viajes completos que hace una máquina por hora, para esto se debe hallar el tiempo que invierte la máquina en cada ciclo. Se pueden obtener elementos del ciclo como tiempo de espera, tiempo de demora, etc. Al final, al considerar el número de ciclos incluyendo todos los tiempos de espera y de demora se obtendrá la producción real.

4.6.3.2 Modelo empleado

Finalmente, se utilizó una combinación de todos los parámetros anteriores además de la experiencia de MICARE en la utilización de equipos similares (pilas eléctricas P&H 1900, una excavadora Cat 5230 y camiones Cat 785B) y de la obtención de datos de operaciones mineras con características similares en cuanto a equipo (P&H 4100, Cat 5230 y Cat 793), sistemas de explotación y condiciones de operación.

El resultado de toda esta información permitió crear un modelo (tablas 4.13 y 4.22) muy sencillo con buenos resultados (en cuanto a su confiabilidad) para la planeación. En él se abarcan de manera implícita y a veces explícita todos los factores que inciden en el cálculo de la capacidad de descapote.

En el modelo de las tablas 4.13 y 4.22 en la columna de referencia se muestran las operaciones que efectúa el modelo a partir de los datos (d) suministrados por el planeador, estos son:

- La capacidad del camión expresado en m³ in situ o en banco.
- La capacidad del cargador por cucharón considerando el factor de llenado.
- La distancia de acarreo de acuerdo con lo planeado.
- La velocidad promedio de acarreo, de acuerdo con los datos de campo propios o de operaciones similares.
- Factor del operador, según, si tienen experiencia en los equipos o está en capacitación.
- Ciclo del cargador. Tiempos de llenado, recorrido y descarga del camión, de acuerdo con datos de campo u operaciones similares y aplicando un factor de acuerdo con la experiencia de los operadores.
- Número de camiones asignados. En algunos casos difiere al número de camiones requerido debido a contingencias u otros factores.
- Índice de disponibilidad de los equipos, así como los minutos trabajados por hora, de acuerdo con las horas de vida del equipo y experiencia en la operación.

- Horas por día y días por mes, según si hay turnos continuos o no, días festivos y otras consideraciones.

Todos estos datos alimentados al modelo dan por resultado la capacidad de operación de la flotilla. Como se observa, se requiere de una gran experiencia para generar todos los datos de manera correcta, por lo que generalmente diversas áreas como operación, mantenimiento e ingeniería industrial deben aportar su experiencia.

Premisas.

Se consideraron los siguientes aspectos:

- o La operación será continua, incluye los domingos laborados por lo que en promedios no se perderán más allá de 2 ó 3 días por mes (debido principalmente a días festivos o por fenómenos meteorológicos).
- o La disponibilidad mecánica del equipo es igual a la de una operación de escala similar, con práctica moderna de mantenimiento como, del 90% aproximadamente.
- o Se asume una eficiencia operativa de alrededor del 78%, 5,500 a 5,900 horas por año para todo el equipo excepto en la draga que al contar con dos operadores por turno no tiene demoras por alimentos y no depende de otros equipos en el desarrollo de su labor excepto quizá los tractores, por lo que ésta es de alrededor del 91%. Caso aparte son las perforadoras, debido a demoras por voladura, cambio de un barrenos a otro y de un banco a otro.
- o La eficiencia operativa asume operación continua los siete días de la semana con tres turnos de ocho horas cada uno, en los cuales se requiere, aproximadamente; como tiempo auxiliar.
 - 10 minutos al inicio de turno para revisar el equipo.
 - 10 minutos al final del turno para revisar el equipo.
 - 30 minutos para tomar alimentos.
 - A lo anterior se deben agregar tiempos auxiliares necesarios para la voladura, por movimiento de cable de palas y draga, carga de combustible, esperar por instrucciones, pláticas de seguridad, equipo descompuesto estorbando, accidentes, transporte de oficinas al sitio de trabajo, etc.

En el anexo A (Glosario de términos) se incluyen las fórmulas que involucran la medida de la capacidad y producción de los equipos, tales como disponibilidad, efectividad operativa, utilización, etc.

Descripción del modelo.

A partir de datos de operaciones similares, de datos del fabricante y de la propia experiencia de MICARE se obtienen los siguientes datos (tablas 4.13 y 4.22):

- Capacidad de los camiones, expresada en metros cúbicos desde el banco.

- Capacidad del cargador, expresada en metros cúbicos desde el banco y considerando un factor de llenado.
- Distancia de acarreo, variable a alimentar de acuerdo con el plan de minado.
- Velocidad de acarreo, en km/min y como una combinación de la velocidad cargado y en vacío.
- Factor de operador experimentados o en capacitación.
- Ciclo del cargador, en minutos por ciclo.
- Acomodo del camión en minutos.
- Tiempo de descarga del camión en minutos.
- Índice de disponibilidad de pala y camiones.
- Factor de operación en minutos por hora.
- Horas efectivas por día.
- Días efectivos por mes.

Y se obtienen los siguientes resultados:

Tiempo de llenado del camión. Expresado en minutos, es la capacidad del camión entre la capacidad del cucharón del equipo de carga, multiplicado dicho resultado por el tiempo del ciclo del cargador.

Tiempo de recorrido del camión. Es la distancia de acarreo planeada entre la velocidad de acarreo, expresado en minutos.

Tiempo del ciclo del camión. Es el tiempo total en minutos que emplea éste en acomodarse, ser llenado, descargar y el tiempo de recorrido.

Número de camiones requeridos por cargador. Es el valor redondeado de la suma del tiempo de acomodo, de descarga y de recorrido del camión, entre el tiempo de llenado del camión más uno. Este dato es el requerido para tener ciclos sin pérdida de tiempo del equipo de carga.

Camiones asignados por cargador. Si bien el dato anterior es lo que se requiere, en ocasiones no es posible asignarlo debido a accidentes de equipo, y emergencias operativas en otras por lo que se adiciono este concepto.

Tiempo de ciclo del cargador. Es el tiempo de llenado del camión por el número de camiones, expresado en minutos.

Tiempo de ciclo de la flotilla. Es el valor que resulte mayor entre el tiempo de ciclo del camión o el tiempo de ciclo del cargador, dado que el valor mayor será el real en la operación (camiones esperando a ser cargados o equipo de carga en espera de camiones).

Capacidad de acarreo de la flotilla. Es la combinación de la capacidad del camión por el número de camiones y el factor de operación, dividido entre el tiempo de ciclo del camión, lo que nos da los m³/hr.

Capacidad de acarreo de camión. Son los metros cúbicos que transportara una sola unidad de carga.

Capacidad de producción flotilla. Son los m³/día o m³/mes que moverá el sistema y que involucra todos los parámetros considerados.

Confiabilidad.

Si bien el modelo parece heterodoxo, en la práctica real ha arrojado mejores resultados que modelos como el software disponible de Caterpillar como son el FPC y EMF, pues involucra todo lo necesario de manera implícita tal como utilización, disponibilidad, etc.

4.6.4 Modelo de planeación tradicional

4.6.4.1 Introducción

Las grandes operaciones mineras de hoy en día usan como herramienta indispensable a las computadoras y el software asociado para la evaluación de reservas, la planeación y el control de la producción.

En lo referente a la planeación las ventajas de aplicar estos sistemas son innegables entre las que se pueden mencionar:

- la velocidad de generación de datos es muy superior a los métodos tradicionales de planeación.
- Se pueden correr distintas versiones sobre el mismo plan con modificaciones en valores tales como dilución, espesor del manto, ceniza, humedad o disponibilidad del equipo y obtener resultados de manera rápida.
- Dado que las bases de datos se generan bajo el mismo procedimiento (modelo) la certidumbre en el plan, siempre y cuando se apliquen criterios basados en estadística o experiencia del planeador y operador, está por arriba del 95%.
- Cualquier desviación en el plan puede ser alimentada e inmediatamente se tendrá la nueva proyección o comportamiento del plan.

Sin embargo y a pesar de todo lo anteriormente mencionado, la planeación tradicional se sigue utilizando ampliamente inclusive en donde se utilizan modelos por computadora; lugares en los que la planeación tradicional es útil para la elaboración del programa diario e inclusive semanal, debido a la facilidad de ubicar en campo superficies de carbón parcial o totalmente descapotadas en donde es posible obtener dimensiones de manera directa. En la gran minería utilizar los

métodos tradicionales para la planeación sería una labor maratónica por el tiempo involucrado.

Cabe hacer mención que no se debe de confundir la evaluar el plan con las herramientas actuales, con su concepción y diseño, situación en la que el criterio y los sistemas tradicionales siguen teniendo una participación trascendental.

El presente sub-capítulo solo pretende mostrar las herramientas básicas utilizadas en la planeación tradicional sin entrar en más detalle, pues el objetivo de esta tesis, es mostrar las bondades de una propuesta metodológica de planeación.

4.6.4.2 Requerimientos

Para el desarrollo del plan tradicional, independientemente del proyecto o periodo a evaluar, se requiere contar con los siguientes elementos:

- Programa de mantenimiento de equipo.
- Producción estimada de los equipos.
- Plano con información geológica (superficies o barrenos).
- Plano topográfico.
- Calculadora de bolsillo.

4.6.4.3 Desarrollo

No se debe olvidar que tanto en el plan tradicional como en el uso moderno de modelos, ambos parten de la misma información y en general usan herramientas geométricas similares.

El plan se puede formular de acuerdo con los requerimientos de producción o con base en los equipos disponibles, por lo que se ejemplifican ambos de manera muy breve y sencilla.

Con base en requerimientos de producción.

Si el plan se elabora a partir de una producción requerida, se emplearan las siguientes fórmulas.

Producción requerida (t) = x

Producción a descapotar (t) = $\frac{\text{Producción requerida (t)}}{\text{Recuperación esperada (\%)}}$

Área a descapotar (m²) = $\frac{\text{Producción esperada (t)}}{\text{Espesor del manto (m) X Densidad (t/m}^3\text{)}}$

Volumen a descapotar (m³) = $\frac{\text{Área a descapotar (m}^2\text{)}}{\text{Encape + Intercalado (m)}}$

A partir de este valor se inicia la búsqueda del equipo necesario para la operación, esto es, el equipo que pueda extraer el tonelaje de carbón requerido y los metros cúbicos por descapotar. No se incluyen conceptos como taludes y rampas pues el objetivo es solo mostrar de manera somera los elementos básicos.

Con base en equipo disponible.

Este es el caso aplicado para elaborar el plan anual, mensual o de un periodo cualquiera, a partir de los equipos con los que se cuenta. Para poder obtener la producción del periodo a evaluar se requiere obtener el área descapotada a partir de la siguiente formula:

$$\text{Área descapotada (m}^2\text{)} = \frac{\text{Capacidad del equipo (m}^3\text{)}}{\text{Encape + Intercalados (m)}}$$

De donde la capacidad de descapote se obtiene del rendimiento del o de los equipos considerando disponibilidad y utilización, expresada en m³ por periodo de tiempo determinado.

El encape es la altura ponderada en el área a evaluar e incluye los intercalados entre mantos de carbón, expresado en metros.

Dividir la capacidad de descapote entre el encape, da por resultado los metros cuadrados o superficie descapotada de carbón, valor necesario para determinar la producción. A partir del valor de la superficie descapotada, en metros cuadrados, se obtiene la producción, aplicando la formula siguiente:

$$\text{Producción (t)} = \text{Área (m}^2\text{)} \times \text{Espesor del manto (m)} \times \text{Densidad (t/m}^3\text{)} \\ \times \text{Recuperación (\%)}$$

4.6.4.4 Desventajas del plan tradicional.

Como se observa la planeación es un procedimiento sencillo en la mayoría de los casos, sin embargo la dificultad estriba en la certidumbre o grado de error que se permite en el plan. Si se requiere de elaborar un plan con una confiabilidad del 95% mínimo, lo cual es el caso de planes para operaciones de este tipo, entonces se requiere de una gran cantidad de información confiable para poder obtener dichos valores.

Si adicionalmente se requiere de hacer constantes cambios al plan, por la naturaleza o dinámica de la operación, entonces el planeador se enfrentará a un reto en el que la mayoría de las ocasiones no podrá dar respuesta en el tiempo esperado y se verá constantemente rebasado.

He aquí la importancia de los sistemas actuales de planeación, poderosas herramientas que dan mayor certidumbre al plan, con tiempos de ejecución mucho menores comparados con la elaboración tradicional del plan de minado.

4.6.5 Modelo de planeación propuesto

4.6.5.1 Objetivo

El objetivo de este procedimiento es el de proveer en forma ágil, segura y confiable la estimación del ritmo de producción de carbón a lo largo de la vida del proyecto, para generar un programa de explotación que incluya el descapote a remover, y la distribución de los equipos de carga y acarreo tomando siempre en cuenta los parámetros principales de operación, establecidos como premisas o consideraciones de diseño.

4.6.5.2 Requisitos

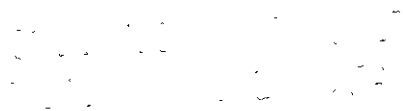
Personal

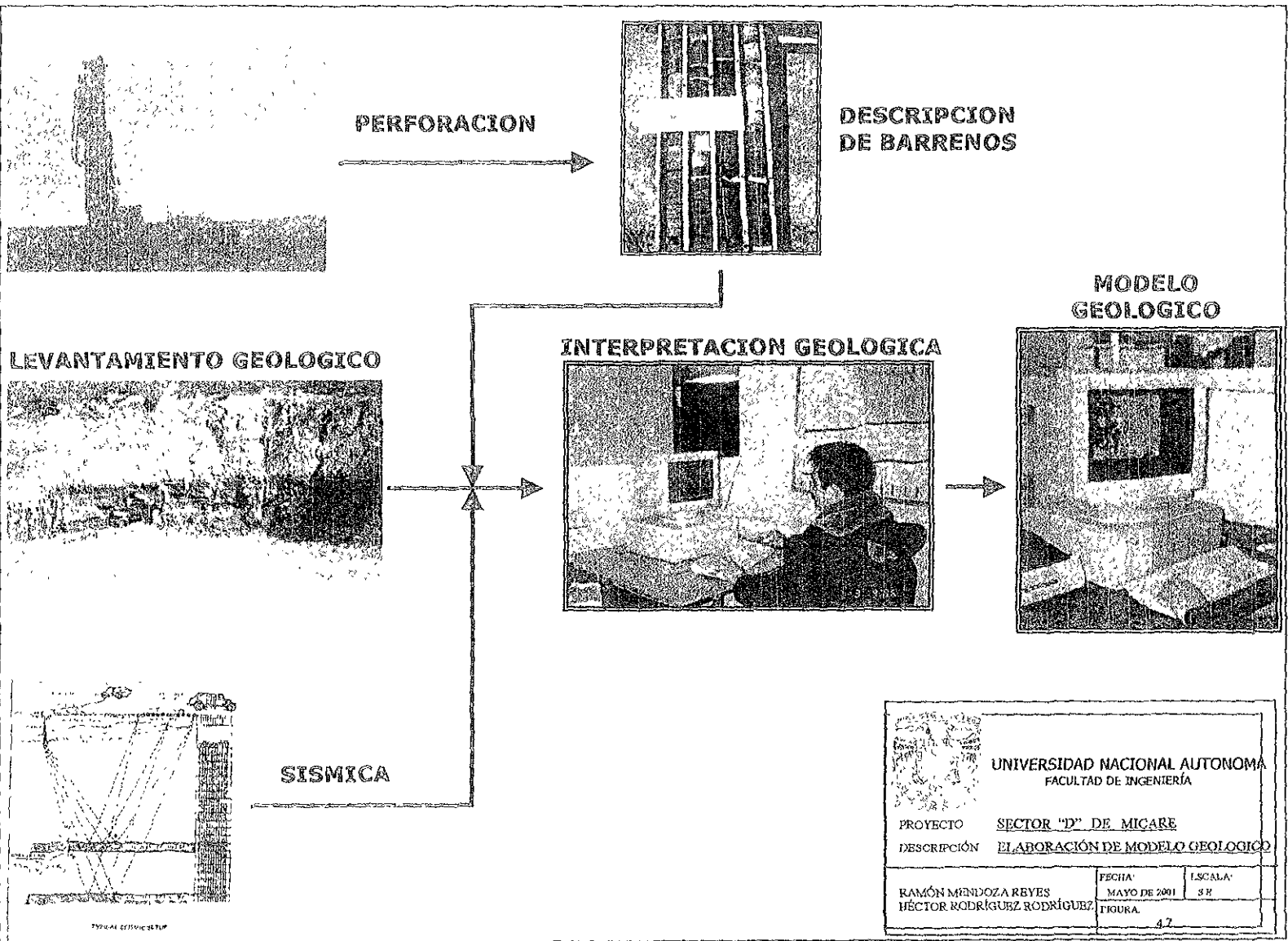
Para la elaboración del plan de minado se requiere de personal capacitado en conocimientos del software AutoCAD, Quicksurf y Excel. El conocimiento de operación y empleo de una tableta digitalizadora es conveniente.

Base de Datos

Se requiere de una base de datos con información geológica, la elaboración del modelo geológico usa la secuencia descrita en la Figura 4.7. Este proceso inicia con la barrenación para posteriormente hacer la interpretación de los núcleos o de la molienda. Todos estos datos se correlacionan mediante un software (Pinnacle) que da por resultado un modelo geológico, el cual se expresa en forma de superficies bidimensionales. El modelo maneja las dimensiones X,Y como coordenada de ubicación espacial y la coordenada Z contiene cualquier otro atributo físico que se pueda asignar al modelo.

A la base de datos con la información geológica, se le adiciona la topografía del sitio, la cual se obtiene ya sea por fotogrametría aérea o proveniente de procesos de configuración topográfica tradicional. Esta información también se requiere en formato electrónico X,Y,Z. Su uso se da para los casos en que los valores de encape muestran variaciones, por fallas u ondulaciones del terreno, así como para mostrar áreas potenciales de inundación o drenaje en lluvias.





 UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA FACULTAD DE INGENIERIA		
PROYECTO	<u>SECTOR "D" DE MICARE</u>	
DESCRIPCION	<u>ELABORACION DE MODELO GEOLOGICO</u>	
RAMÓN MENDOZA REYES	FECHA:	ESCALA:
HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ	MAYO DE 2001	3 H
	FIGURA	47

Hardware

Se requiere el uso de una computadora personal con mínimo un procesador Pentium y con memoria RAM de 64 MB. También se necesita de una impresora con una capacidad para imprimir con nitidez planos, un graficador y una tabla digitalizadora.

Software

Para el desarrollo del plan de minado se requiere del siguiente software:

- Quicksurf 5.0 Se utiliza para generar las superficies con los valores de encape, densidad, ceniza, espesor y todos aquellos que se requieran para el plan. (ver Anexo C).
- Autocad R14. Se utiliza para generar los planes de avance, la secuencia de minado, los cortes y todo aquello que el plan requiera. Toma la información de las superficies generadas en Quicksurf para generar bloques con información para el minado.
- MS Excel. Se utiliza para generar un modelo a partir de los datos de los bloques generados en Autocad con información de Quicksurf. Este modelo proporciona a partir de dichos datos, valores de avance, volumen de descapote, producción de carbón, parámetros de calidad y toda aquella información contenida en las superficies. El modelo suministra producciones y calidades de carbón con base en la capacidad de descapote, así como el descapote requerido para una producción determinada. En ambos casos suministra el periodo solicitado como un porcentaje de avance del bloque x, por lo que dicha información puede ser representada en el plano como avance del periodo.

4.6.5.3 Desarrollo

Horizonte de Planeación. Un plan de minado puede abarcar un periodo de un turno, un día, una semana, un mes, un año, cinco años, o la vida del yacimiento. En este caso se ha evaluado el proyecto Sector D hasta el agotamiento total de las reservas explotables por este método, lo cual se estima en seis años.

Límites Determinar los límites de explotación permitirán acotar las áreas de explotación. La base de datos geológica que incluye valores de x, y, encape, espesor, densidad, ceniza, azufre e intercalado se presentan como superficies con líneas de isovalores. El conjunto de estos planos como producto de la modelación geológica se muestra en el Anexo C, (figuras C.1 a C.6).

A partir de los planos de espesor, densidad, encape, intercalado, y valores de recuperación, se genera un plano isovalores de la relación de descapote. Este obedece a la fórmula siguiente y el resultado se expresa en m³ de estéril por tonelada de carbón extraída.

$$\text{Relación de descapote} = \frac{\text{Encape} + \text{Intercalado}}{(\text{Espesor del manto} \times \text{Densidad} \times \text{Recuperación})}$$

A dicho plano se le sobrepone la topografía y entonces se establecen los límites del tajo, como se puede observar en la figura 4.8.

Generación de fronteras

En Autocad se elabora un plano con los límites del tajo, luego, de acuerdo con el diseño de la explotación se delimitan las fronteras, es decir, lo que será el corte de caja y el área a minarse con draga en combinación con palas y camiones, el área sobrante será destinada a minarse con equipo convencional (palas y camiones). Una vez delimitadas estas áreas principales se generan bloques de dimensiones diferentes a partir de polilíneas, las dimensiones de los bloques están en general relacionadas con el detalle que se requiere, esto es: días, meses, años. En la figura 4.9 se puede apreciar la forma en que se trazan dichas polilíneas.

Inserción de Bloque prototipo y secuencia de minado

Una vez elaborados los bloques, en aplicaciones de Quicksurf, se elige un bloque prototipo (figura 4.10) el cual tiene como finalidad contener los datos que posteriormente se le asignarán, esto es, ceniza, espesor, densidad, encape, azufre y recuperación. Mientras tanto contendrá el área y su secuencia de minado, señalada por el planeador al dar un clic con el mouse sobre cada bloque, para luego correr todos en conjunto para verificar que se adoptó la secuencia de explotación indicada.

Evaluación de fronteras

Mediante Quicksurf y Autocad se cargan campos con valores en cada bloque, esto es, al bloque prototipo se le seleccionan campos como: área, extracción, recuperación, encape, espesor, ceniza, densidad, azufre, intercalado o relación de descapote y se le asocia con la superficie respectiva (figuras 4.11 y 4.12). Esto es, se les asocia con la base de datos con la información geológica generada en Quicksurf como superficies (ver planos en Anexo C) y una vez que se tienen las fronteras delimitadas por bloques, se procede a su evaluación, obteniendo para cada bloque sus parámetros geológicos.

Base de datos con extensión xls.

La información de los bloques se importa a un archivo con extensión txt mediante una utilidad de Autocad y finalmente a otro con extensión xls (figuras 4.13 y 4.14) a partir del cual se trabaja en excel la base de datos (Tabla 4.24)

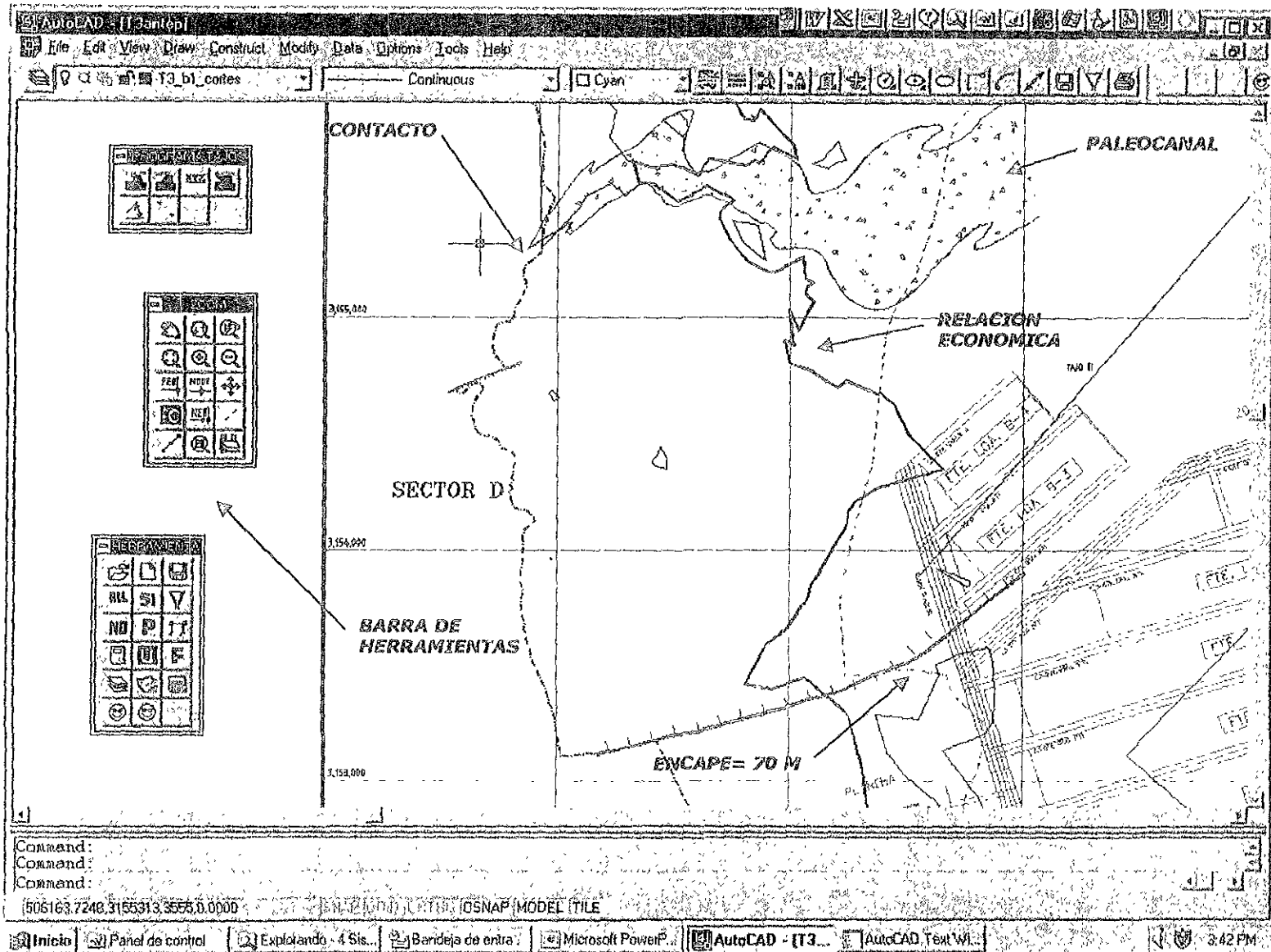


Figura 4.8 Límites del Tajo

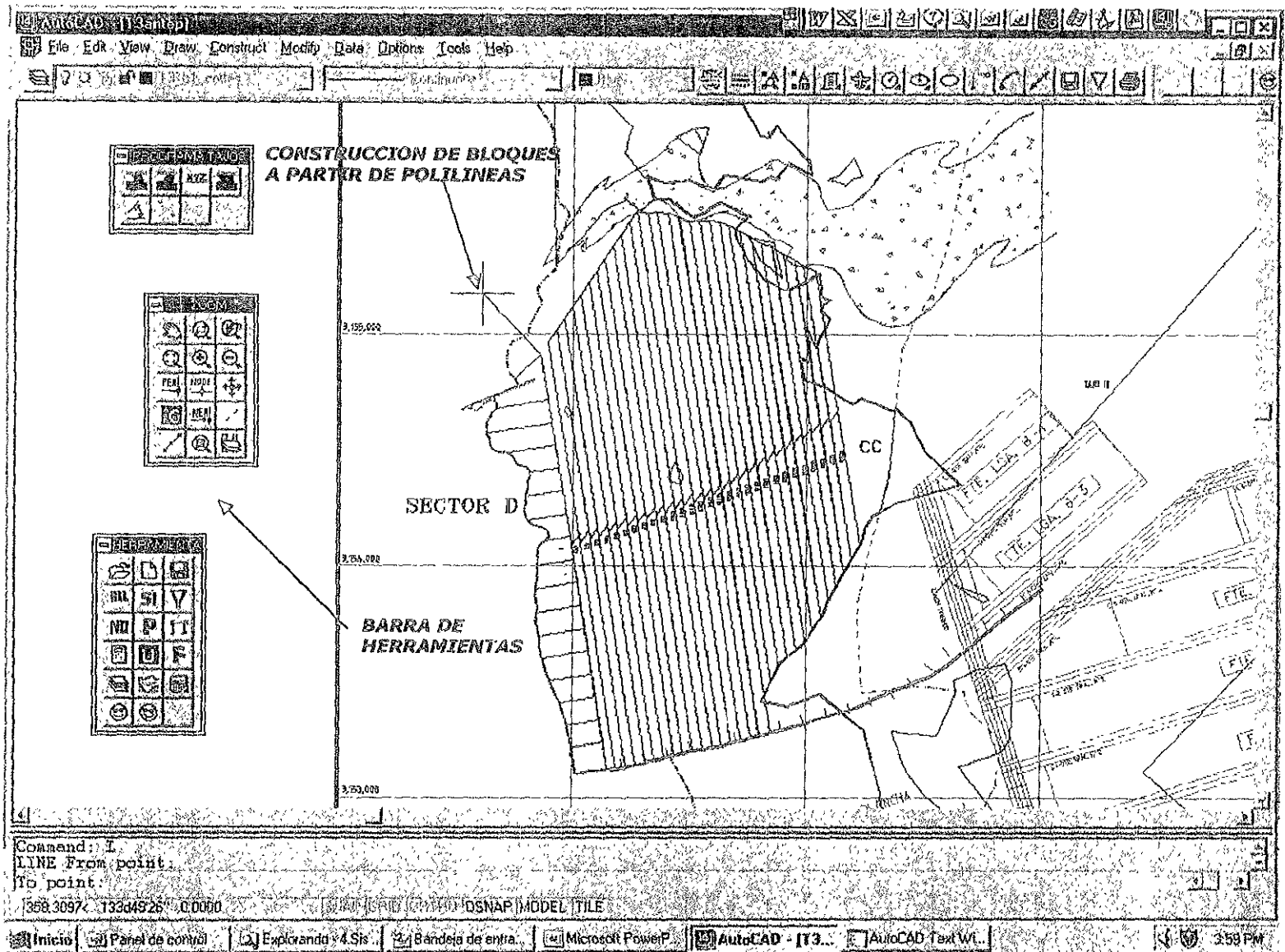
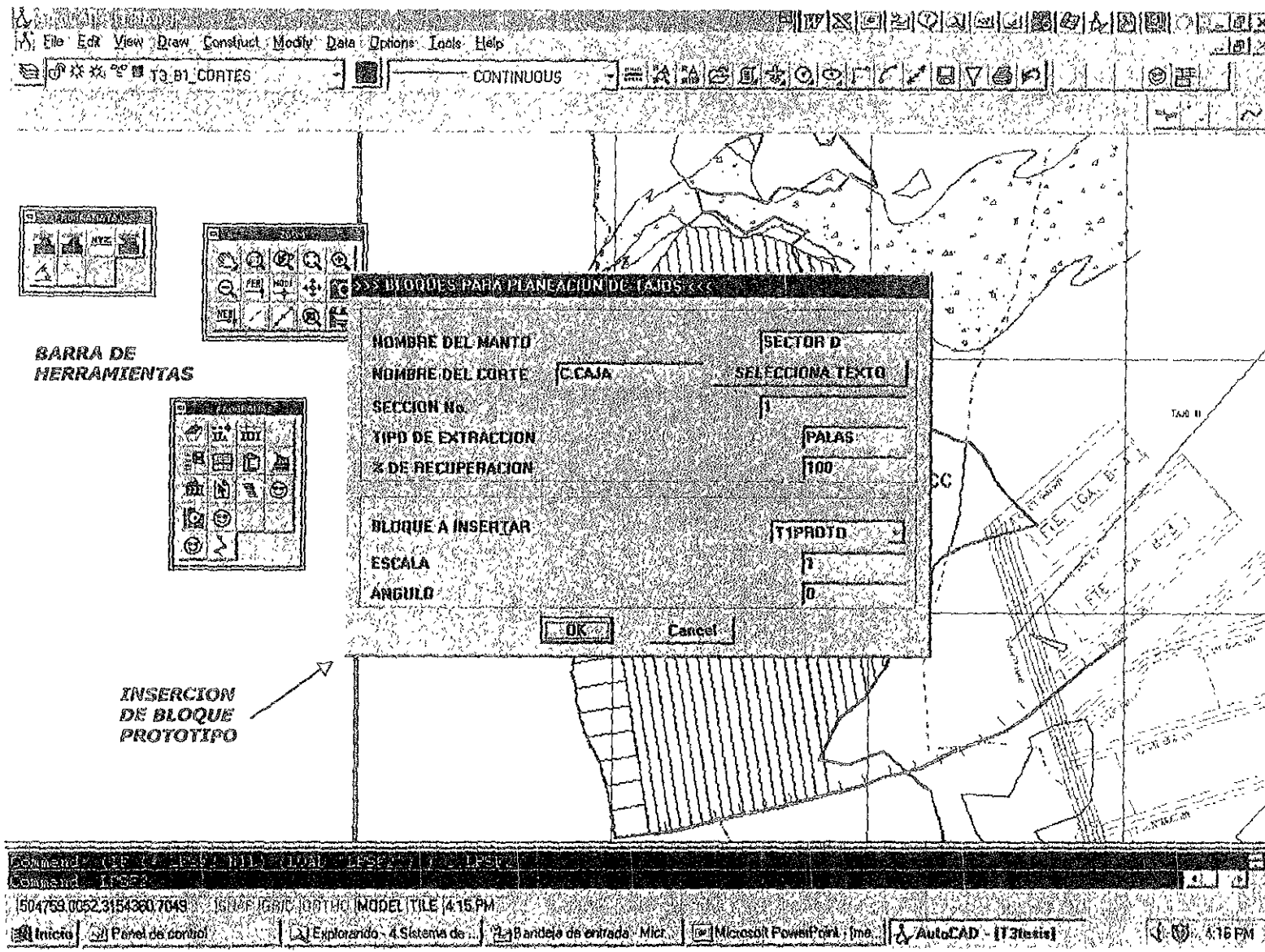


Figura 4.9 Generación de Fronteras



PLANEACION DE LA EXPLOTACION DE UN YACIMIENTO CARBONIFERO

BARRA DE HERRAMIENTAS

INSERCIÓN DE BLOQUE PROTOTIPO

Planeación del Mirrado

Figura 4.10 Bloque prototipo

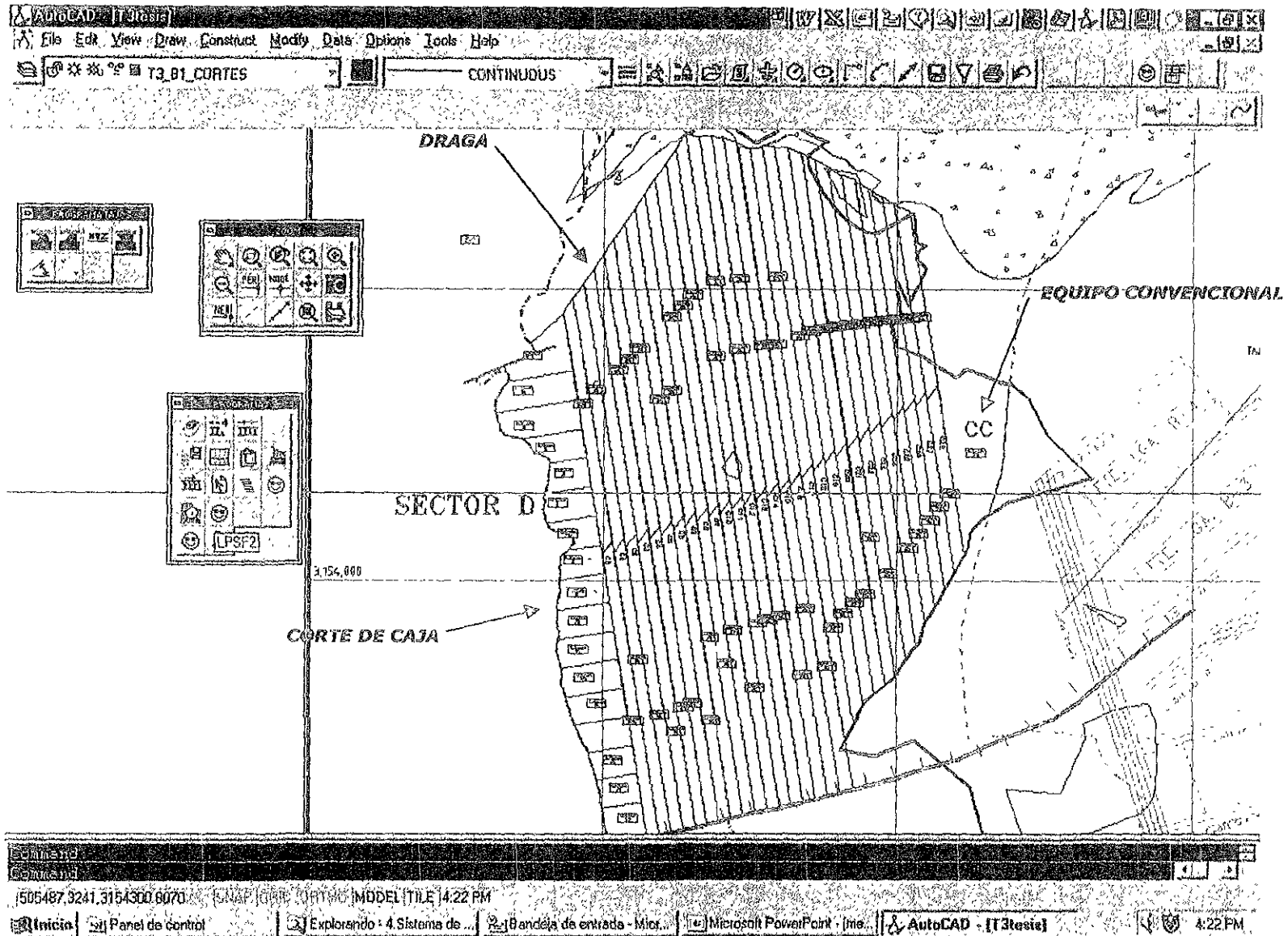


Figura 4.11 Secuencia de Minado

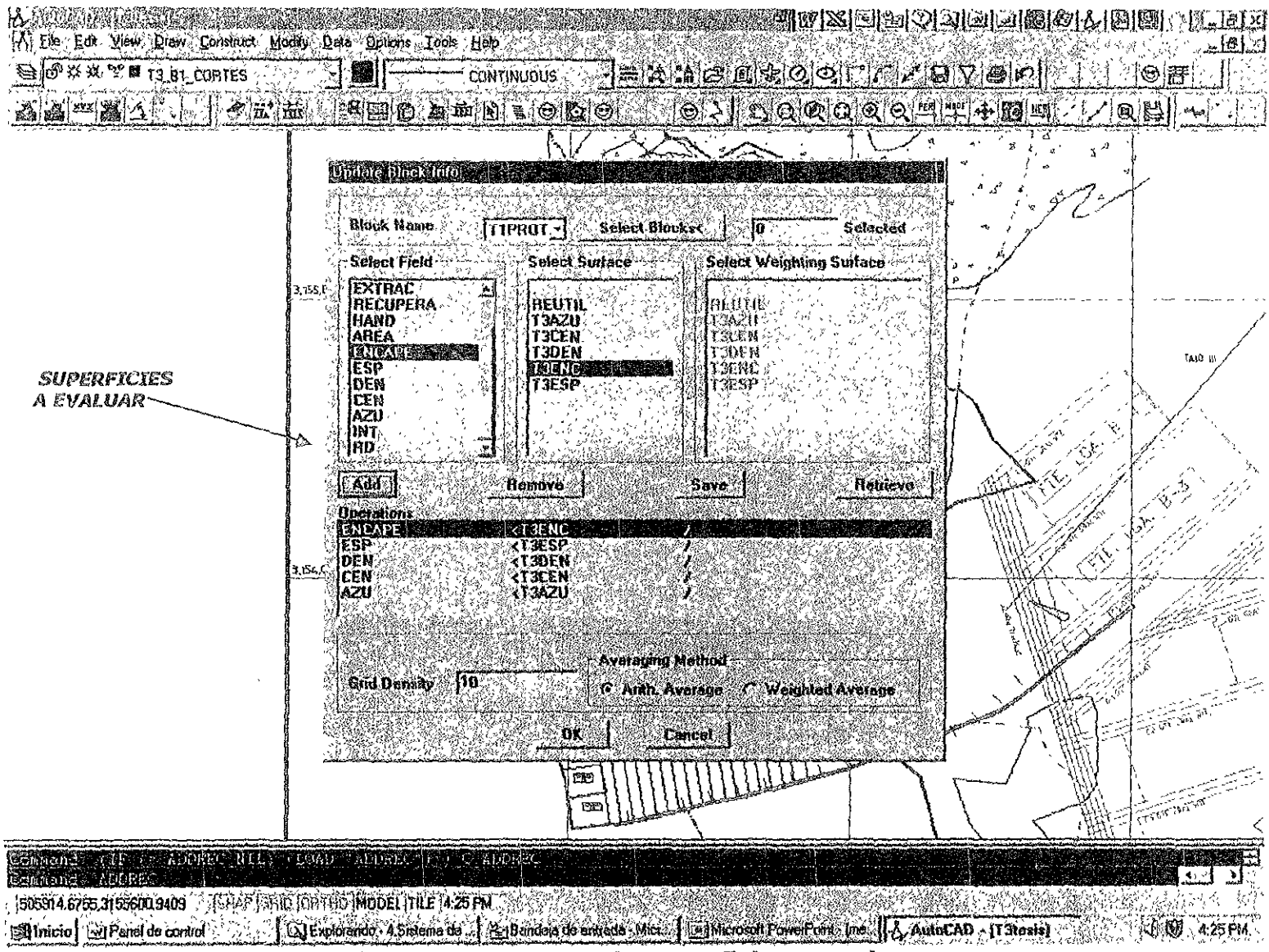


Figura 4.12 Cargando superficies a evaluar

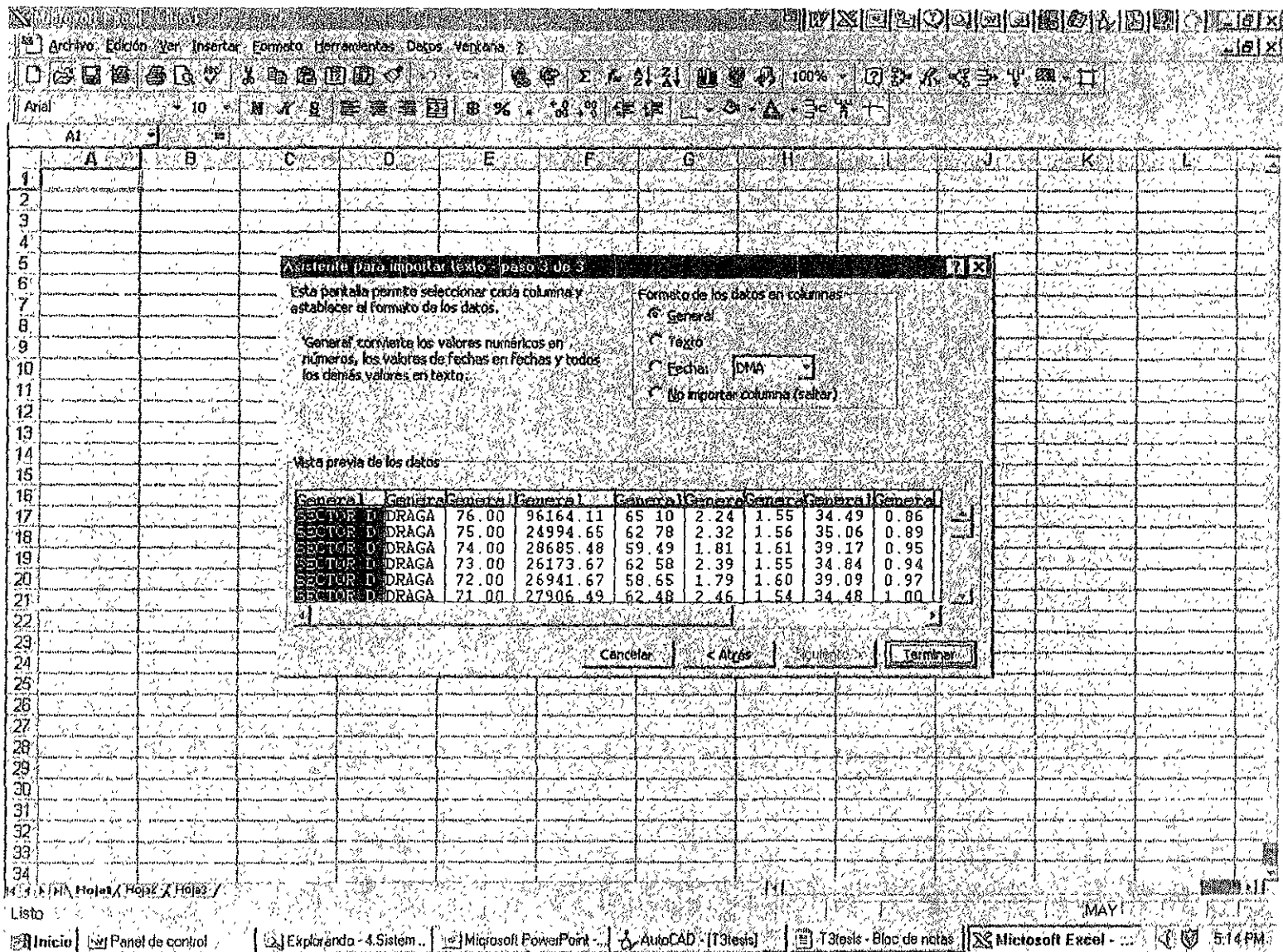


Figura 4.13 Importando datos

Archivo Edición Ver Insertar Formato Herramientas Datos Ventanas ?

Arial 10 100%

ARCHIVO EN XLS

	A	B	C	D	E	F	G	H	I	J	K	L
1	SITIO	SISTEMA	SECUENCIA	AREA	ENCAPE	ESPESOR	DENSIDAD	CENIZA	AZUFRE	RECUP.		
2	SECTOR D	C. CAJA	1	26019.72	35.21	2.09	1.6	40.41	1.28	100		ARCHIVO EN TXT
3	SECTOR D	C. CAJA	2	26413.7	35.81	1.86	1.58	35.55	1.58	100		
4	SECTOR D	C. CAJA	3	26709.29	35.45	1.67	1.58	35.05	1.71	100		
5	SECTOR D	C. CAJA										
6	SECTOR D	C. CAJA										
7	SECTOR D	C. CAJA										
8	SECTOR D	C. CAJA										
9	SECTOR D	C. CAJA										
10	SECTOR D	C. CAJA										
11	SECTOR D	C. CAJA										
12	SECTOR D	C. CAJA										
13	SECTOR D	C. CAJA										
14	SECTOR D	C. CAJA										
15	SECTOR D	C. CAJA										
16	SECTOR D	C. CAJA										
17	SECTOR D	C. CAJA										
18	SECTOR D	C. CAJA										
19	SECTOR D	C. CAJA										
20	SECTOR D	C. CAJA										
21	SECTOR D	C. CAJA										
22	SECTOR D	C. CAJA										
23	SECTOR D	C. CAJA										
24	SECTOR D	C. CAJA										
25	SECTOR D	C. CAJA										
26	SECTOR D	C. CAJA										
27	SECTOR D	C. CAJA										
28	SECTOR D	C. CAJA										
29	SECTOR D	C. CAJA										
30	SECTOR D	C. CAJA										
31	SECTOR D	C. CAJA										
32	SECTOR D	C. CAJA										
33	SECTOR D	C. CAJA										
34	SECTOR D	C. CAJA										

Inicio Panel de control Explorando - 4. Sistem... Microsoft PowerPoint AutoCAD - T3tesis T3tesis - Binc de... Microsoft Excel - T3tesis 5:20 PM

Figura 4.14 De extensión .txt a .xls

Tabla 4.24 Base de datos para alimentación del modelo en Excel

Sitio	Sistema	Secuencia	Area m ²	Encape m	Espesor m	Densidad ton/m ³	Ceniza %	Azufre %	Rec. %
Sector D	C. Caja	1	26,019.72	35.21	2.09	1.60	40.41	1.28	100
Sector D	C. Caja	2	26,413.70	35.61	1.86	1.58	36.55	1.58	100
Sector D	C. Caja	3	26,709.29	35.45	1.67	1.58	35.05	1.71	100
Sector D	C. Caja	4	16,705.94	35.76	1.75	1.56	33.42	1.68	100
Sector D	C. Caja	5	14,208.36	35.81	1.71	1.59	32.63	1.20	100
Sector D	C. Caja	6	16,957.10	34.66	1.57	1.60	33.26	1.44	100
Sector D	C. Caja	7	11,852.01	34.67	1.70	1.52	33.23	1.39	100
Sector D	C. Caja	8	14,442.29	35.27	1.74	1.59	35.85	1.51	100
Sector D	C. Caja	9	16,771.94	36.17	1.46	1.61	35.53	1.62	100
Sector D	C. Caja	10	18,583.00	36.69	1.54	1.60	35.34	1.66	100
Sector D	C. Caja	11	19,863.59	35.62	1.54	1.61	34.68	1.72	100
Sector D	C. Caja	12	20,192.29	34.28	1.15	1.63	33.67	1.75	100
Sector D	C. Caja	13	19,199.95	35.20	1.19	1.59	32.08	1.75	100
Sector D	C. Caja	14	16,945.77	35.79	1.09	1.58	31.74	1.69	100
Sector D	C. Caja	15	14,678.05	36.30	1.04	1.57	31.88	1.63	100
Sector D	C. Caja	16	13,855.76	36.48	1.09	1.57	31.95	1.60	100
Sector D	C. Caja	17	15,361.53	36.93	1.16	1.56	31.97	1.59	100
Sector D	Draga	18	34,362.71	36.04	1.83	1.59	34.65	1.30	100
Sector D	Draga	19	39,955.10	38.26	1.49	1.59	35.51	1.23	100
Sector D	Draga	20	36,904.46	36.85	1.72	1.57	35.26	1.26	100
Sector D	Draga	21	42,292.07	39.54	1.58	1.58	35.12	1.24	100
Sector D	Draga	22	38,466.07	38.04	1.68	1.57	35.95	1.31	100
Sector D	Draga	23	42,620.18	40.70	1.69	1.58	34.95	1.24	100
Sector D	Draga	24	39,949.01	39.29	1.69	1.57	36.60	1.34	100
.
.
.
.
Sector D	Draga	76	96,164.11	65.10	2.24	1.55	34.49	0.86	100

Programa de producción y descapote.

En excel se abre un programa desarrollado por Northwest para MICARE, y se coloca la información generada para cada bloque en la parte correspondiente a la base de datos, en el modelo (figura 4.15) en su parte superior se inserta el periodo a evaluar (días, meses o años), cabe recordar que se planea trabajar con turnos continuos por lo que casi todos los días serán considerados hábiles, con excepción de aquellos descritos en el artículo 74 de la Ley Federal del Trabajo.

En el modelo en la parte correspondiente a recuperación se considera de 87% de acuerdo con la estadística en MICARE.

Una vez completados los pasos anteriores se ingresa la capacidad de descapote de los equipos para cada mes por medio del comando "Herramientas-buscar objetivo" para obtener el valor de la producción para el periodo elegido, así como el contenido de cenizas, el azufre, la relación de descapote, el encape, el intercalado (si lo hay) y el espesor.

Con los valores anteriores se determina el programa de producción y descapote. El avance de la explotación se obtiene por medio de otra hoja de cálculo del programa (figura 4.16), la cual muestra el porcentaje de avance de cada bloque para el periodo pre-determinado, límite que se debe marcar en un plano para comunicárselo a la operación.

En la actualidad, este modelo tiene un par de años de utilización, con gran éxito frente al modelo de planeación tradicional, pues se paso de una porcentaje de certidumbre del 88 al 95 en cuanto a producción programada y calidad esperada.

4.7 PROGRAMA DE PRODUCCIÓN

Al modelo en Excel se le inserta como dato el descapote del periodo por evaluar (mensual en este ejercicio) y se corre hasta agotar reservas (ver figura 4.15). Mediante el procedimiento descrito en el *Desarrollo del Plan de Minado*, se obtienen los índices o valores esperados en la operación para cubrir la meta de ventas. Estos valores son:

Periodo

A partir de la vida total del proyecto, seis años de acuerdo con el ritmo de explotación y a las reservas establecidas por el modelo se elabora una tabla resumen y las tablas anuales, las cuales a su vez se dividen en meses, o si se requiere de mayor detalle en planes trimestrales, mensuales, semanarios o diarios.

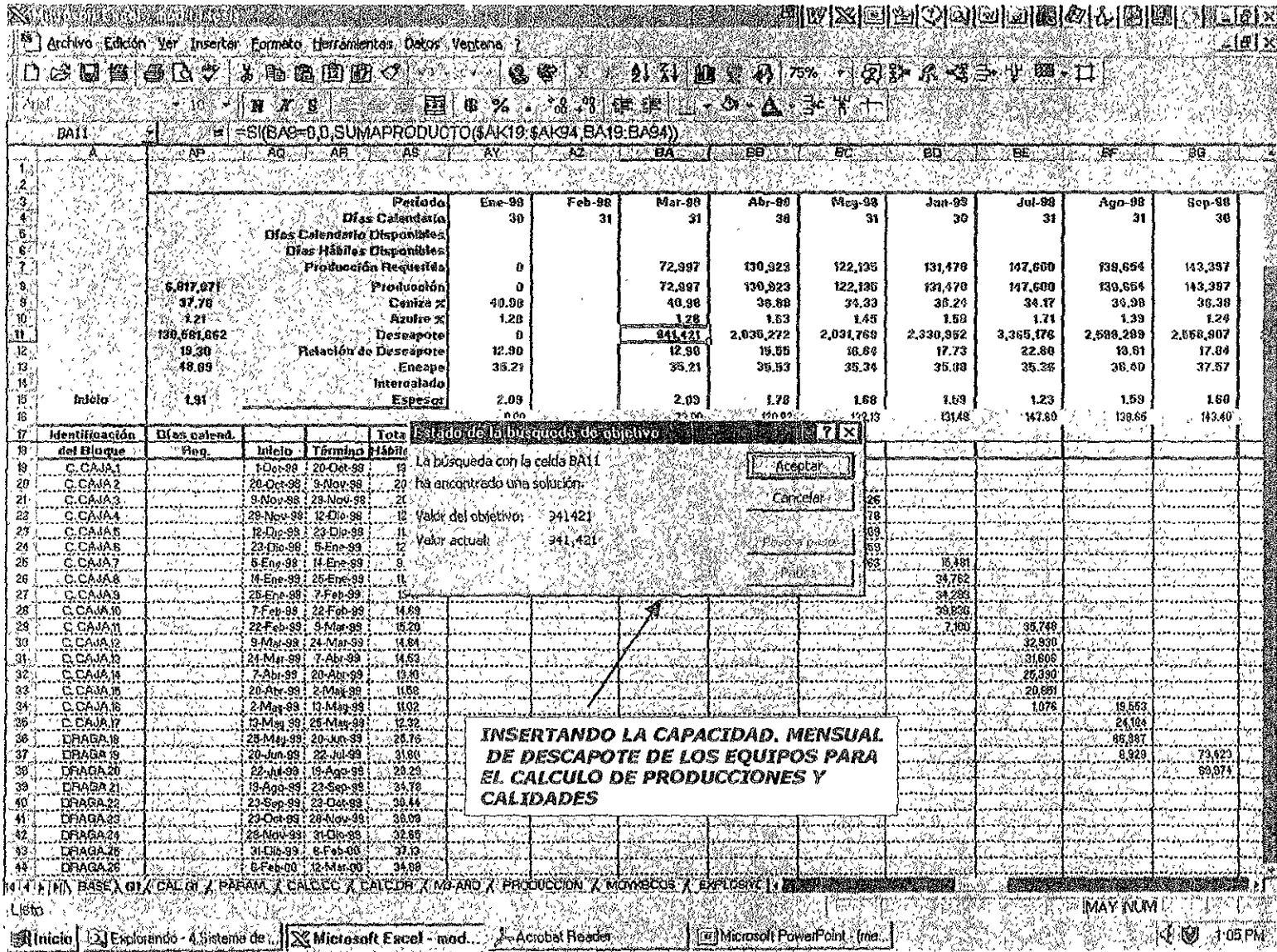


Figura 4.15 Programa de producción y descapote

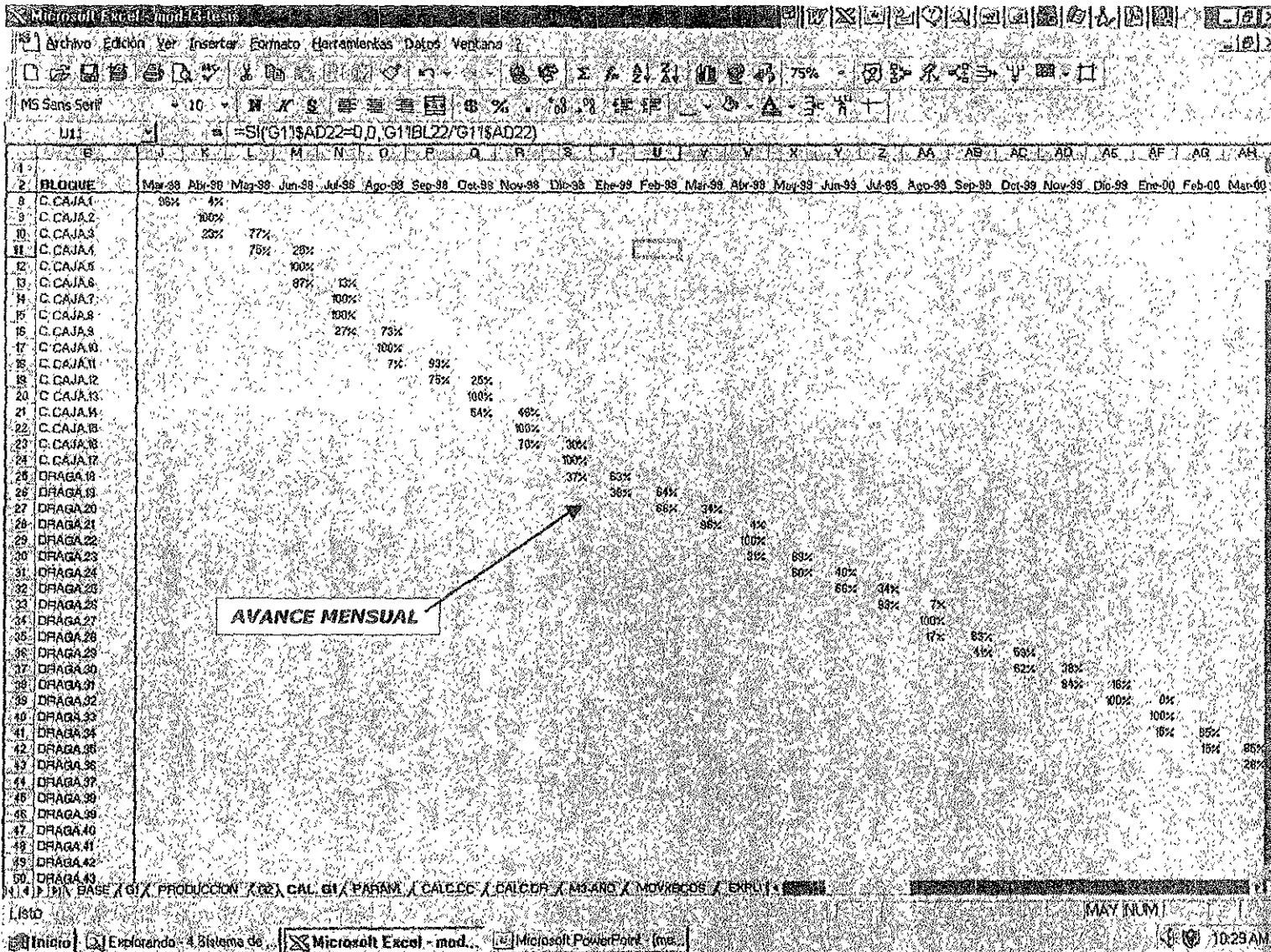


Figura 4.16 Avance de la explotación por bloque

Tonelaje

La producción se calcula como el producto del área descapotada, por el espesor promedio de los mantos minables, por la densidad ponderada de dichos mantos, por la recuperación en el minado. Todo esto expresado en base seca (por lo general el carbón tiene una humedad del 8%) dado que el precio del carbón esta determinado en esta base.

Ceniza

La ceniza se obtiene directamente del modelo, se expresa en base seca y por lo general se le agregan 4 puntos porcentuales producto de la dilución. Esta regla práctica se basa en que en el corte de carbón por lo general se corta algo de roca encajonante (alrededor de 5 cm) producto de las dimensiones y aditamentos del equipo de producción.

Azufre

El valor del azufre se toma del modelo tal cual (en base seca) a menos que la roca encajonante tuviera valores más altos que los del manto del carbón, en cuyo caso se podría afectar dependiendo de dichos valores.

Espesor promedio

Es el valor promedio, en metros, del espesor del manto carbonífero por recuperarse, sin intercalado.

Descapote

Es la cantidad de metros cúbicos de estéril que deberán removerse para poder dar cumplimiento a la producción. En el plan mensual se deben de incluir y los sitios de donde se deberán extraer el estéril y el equipo que hará el trabajo, programados de modo tal que se garantice la continuidad de la extracción del carbón.

Volumen a volar

Se refiere a la cantidad de estéril que deberá de ser barrenado y volado para poder dar cumplimiento al plan. La cantidad de descapote es igual al volumen expresado en m³ por volar debido a que son actividades ligadas.

Encape promedio

El encape promedio es un valor tomado del modelo y corresponde a la distancia vertical entre el techo del manto de carbón minable y el "nivel cero" o superficie.

Área total descapotada

Es el valor del área que será descubierta por el equipo, este dato se utiliza para: el cálculo de avance en líneas eléctricas, construcción de pozos para abatimiento de

nivel freático, retiro de suelo vegetal, y en general para prever el movimiento de estorbos y el diseño y construcción de accesos.

Relación de descapote.

Es la cantidad de metros cúbicos de estéril que serán removidos por tonelada de carbón extraída. Este dato nos proporciona un excelente parámetro que muestra, de manera anticipada, la rentabilidad de la operación durante el periodo evaluado.

Resultados

Los resultados obtenidos: producción, descapote, área descapotada y relación de descapote, se muestran (ver figura 4.15) en la tabla 4.25 con la proyección del total de la operación (fraccionado en años). En el Anexo D se muestran estas tablas D.1, D.2, D.3, D.4, D.5 y D.6, correspondientes a cada año de vida del proyecto, fraccionado en meses.

En la Figura 4.17 se muestra el avance por año o secuencia de operación hasta el fin del proyecto. Se espera obtener:

- 7'172,526 Toneladas de carbón
- Ceniza promedio de 41.15%
- Azufre promedio de 1.30%
- Espesor promedio de 1.93 m

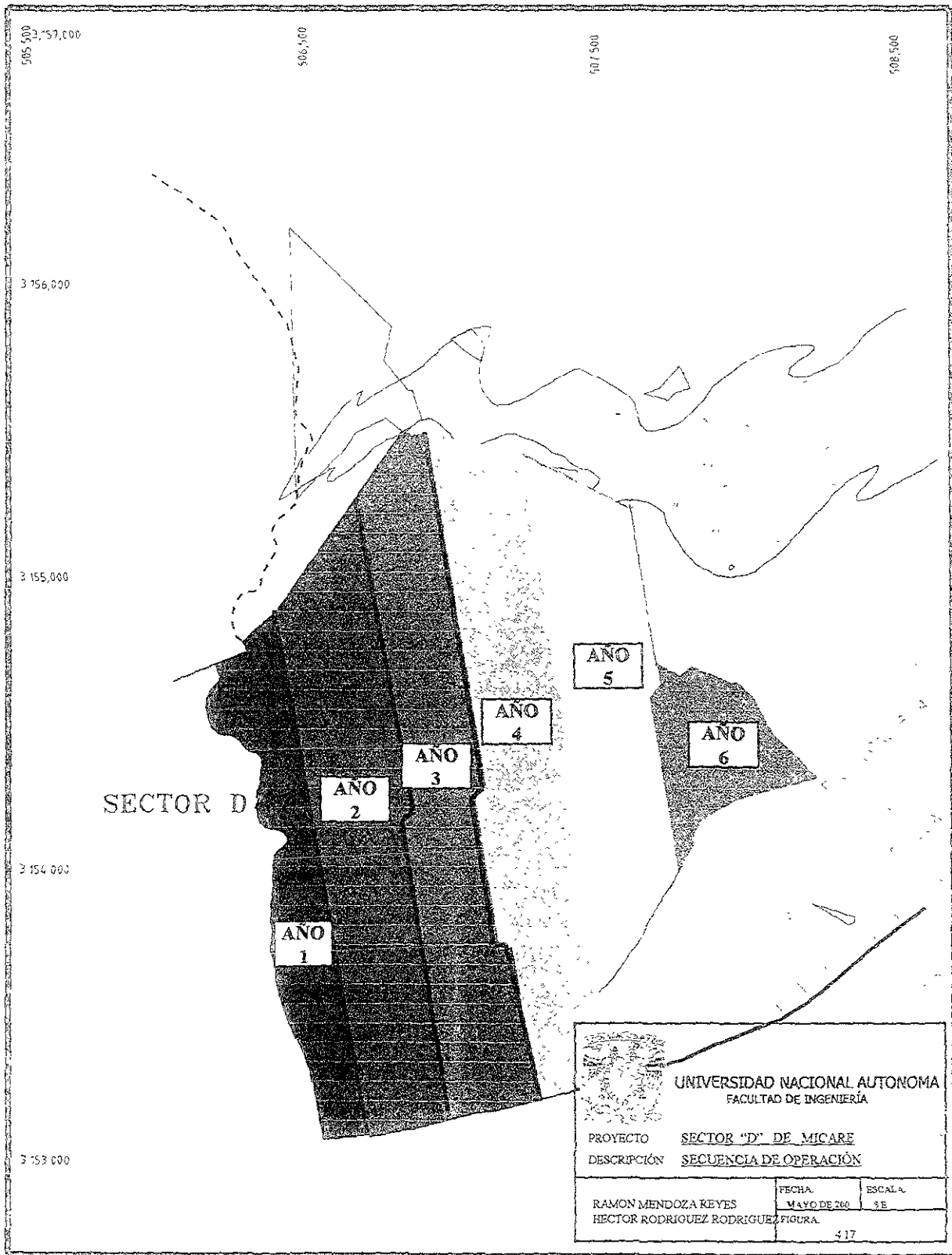
Distribución de equipo

Para completar el plan se requiere detallar la distribución del equipo en los sitios de trabajo así como el tiempo de dichos equipos asignado para la extracción de carbón. En la Tabla 4.26 se muestran los equipos requeridos para la extracción de carbón en cada año de vida del proyecto.

De las Tablas 4.27, 4.28 y 4.29 referentes a las capacidades de los equipos de descapote, se considera que el tiempo restante de los equipos para completar las horas de operación, (por lo general 18 horas al día) esta destinado a la extracción del carbón. El rendimiento de los equipos empleados en la producción disminuye de manera notable debido a la atención especial que se requiere para obtener los tonelajes y calidad esperados, por lo que se debe de considerar un factor basado en la estadística, experiencia o recomendaciones del fabricante para cada aplicación de rendimiento, para estimar su productividad.

Tabla 4.25 Programa de producción anual para el Sector D.

AÑO	PRODUCCION BASE SECA			ESPESOR PROMEDIO [M]	DESCAPOTE [M ²]	VOLUMEN A VOLAR [M ³]	ENCAPE PROMEDIO [M]	AREA TOTAL DESCAPOTADA [M ²]	RELACION DE DESCAPOTE [M ² /TON]
	TONELAJE [TON]	CENIZA [%]	AZUFRE [%]						
PRIMERO	612,429	38.51	1.73	1.54	12,324,585	12,324,585	35.83	345,953	20.12
SEGUNDO	1,464,219	40.15	1.37	1.75	30,407,325	30,407,325	40.54	752,116	20.77
TERCERO	1,567,860	41.62	1.34	1.90	30,407,325	30,407,325	46.86	649,528	19.39
CUARTO	1,632,023	43.32	1.29	1.96	30,407,325	30,407,325	52.52	579,895	18.63
QUINTO	1,580,728	40.85	1.12	2.16	30,407,325	30,407,325	59.12	514,760	19.24
SEXTO	315,266	38.91	0.94	2.25	6,439,035	6,439,035	64.90	99,221	20.42
GRAN TOTAL	7,172,526	41.15	1.30	1.93	140,392,919	140,392,919	49.22	2,941,473	19.57



**PLANEACION DE LA EXPLOTACION
DE UN YACIMIENTO CARBONIFERO**

Planeación del Minado

Tabla 4.26 Grupos de equipo por áreas

EQUIPO	AÑOS					
	PRIMERO	SEGUNDO	TERCERO	CUARTO	QUINTO	SEXTO
REMOCION DE SUELO VEG. Y REHABILITACION	MOTOESCREPA CAT 657B	MOTOESCREPA CAT 657B	MOTOESCREPA CAT 657B	MOTOESCREPA CAT 657B	MOTOESCREPA CAT 657B	MOTOESCREPA CAT 657B
BARRENACION	PERF. ROTARIA L RAND D2623	PERF. ROTARIA L RAND D2623 PERF. ROTARIA P&H GD70H PERF. ROTARIA DTECH C90KS	PERF. ROTARIA L RAND D2623 PERF. ROTARIA P&H GD70H PERF. ROTARIA DTECH C90KS	PERF. ROTARIA L RAND D2623 PERF. ROTARIA P&H GD70H PERF. ROTARIA DTECH C90KS	PERF. ROTARIA L RAND D2623 PERF. ROTARIA P&H GD70H PERF. ROTARIA DTECH C90KS	PERF. ROTARIA L RAND D2623
BANCO I / PREBANCO	PALA ELECTRICA P&H 4100A CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 793C CAT 793C	PALA ELECTRICA P&H 4100A CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 793C CAT 793C EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B	PALA ELECTRICA P&H 4100A CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 793C CAT 793C EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B	PALA ELECTRICA P&H 4100A CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 793C CAT 793C EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B	PALA ELECTRICA P&H 4100A CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 793C CAT 793C EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B	PALA ELECTRICA P&H 4100A CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 793C CAT 793C FC-CAT 785B
BANCO II / DRAGA	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B	DRAGA P&H 757	DRAGA P&H 757	DRAGA P&H 757	DRAGA P&H 757	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B
TALUDES, TIROS Y CAMINO	T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R CAMION PIPA CAT 777D M. NIVELADORA CAT 16G	T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R CAT D10R CAT D10R T. DE LLANTAS CAT 834B CAMION PIPA CAT 777D CAT 777D M. NIVELADORA CAT 16G CAT 16G	T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R CAT D10R CAT D10R T. DE LLANTAS CAT 834B CAMION PIPA CAT 777D CAT 777D M. NIVELADORA CAT 16G CAT 16G	T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R CAT D10R CAT D10R T. DE LLANTAS CAT 834B CAMION PIPA CAT 777D CAT 777D M. NIVELADORA CAT 16G CAT 16G	T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R CAT D10R CAT D10R T. DE LLANTAS CAT 834B CAMION PIPA CAT 777D CAT 777D M. NIVELADORA CAT 16G CAT 16G	T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R CAMION PIPA CAT 777D M. NIVELADORA CAT 16G
EXTRACCION DE CARBON	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B T. DE ORUGAS CAT D10R	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B RETROEXC. H. O&K RH190 CAMION F. DE C. CAT 785B CAT 785B CAT 785B T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B RETROEXC. H. O&K RH190 CAMION F. DE C. CAT 785B CAT 785B CAT 785B T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B RETROEXC. H. O&K RH190 CAMION F. DE C. CAT 785B CAT 785B CAT 785B T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B RETROEXC. H. O&K RH190 CAMION F. DE C. CAT 785B CAT 785B CAT 785B T. DE ORUGAS CAT D10R CAT D10R	EXCAVADORA H. CAT 5230 CAMION F. DE C. CAT 793C CAT 793C CAT 785B T. DE ORUGAS CAT D10R

Tabla 4.27 Capacidad mensual de equipos para programa de descapote. Año primero.

CONCEPTO	REF.	AÑO 1												TOTAL
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	
TOTAL	M ³	0	0	941,421	1,264,796	1,264,796	1,264,796	1,264,796	1,264,796	1,264,796	1,264,796	1,264,796	1,264,796	12,324,587
PE-006 (P&H 4100)	M ³	0	0	941,421	941,421	941,421	941,421	941,421	941,421	941,421	941,421	941,421	941,421	9,414,207
NUMERO DE EQUIPOS	Cantidad	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DIAS MES		0	0	28	28	28	28	28	28	28	28	28	28	280
HORAS TRABAJADAS	Horas	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	180
RENDIMIENTO	M ³ /Hora	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306
DISPONIBILIDAD	%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%
NUMERO DE CAMIONES		4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
DISTANCIA DE ACARREO	Kms.	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2
EH-007 (CAT 5230)	M ³	0	0	0	323,376	323,376	323,376	323,376	323,376	323,376	323,376	323,376	323,376	2,910,380
NUMERO DE EQUIPOS	Cantidad	0	0	0	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DIAS MES		0	0	0	28	28	28	28	28	28	28	28	28	252
HORAS TRABAJADAS	Horas	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	12	120
RENDIMIENTO	M ³ /Hora	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188
DISPONIBILIDAD	%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%
NUMERO DE CAMIONES		3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
DISTANCIA DE ACARREO	Kms.	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2

Tabla 4.28 Capacidad mensual de equipos para programa de descapote.
Años segundo al quinto.

CONCEPTO	REF.	AÑOS 2 AL 5												TOTAL
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	
TOTAL	M ³	2,400,201	2,234,034	2,400,201	2,400,201	2,400,201	2,215,521	2,400,201	2,400,201	2,400,201	2,400,201	2,400,201	2,400,201	28,451,564
PE-006 (P&H 4100)	M ³	1,022,641	949,595	1,022,641	1,022,641	1,022,641	1,022,641	1,022,641	1,022,641	1,022,641	1,022,641	1,022,641	1,022,641	12,198,640
NUMERO DE EQUIPOS	Cantidad	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DIAS MES		28	26	28	28	28	28	28	28	28	28	28	28	334
HORAS TRABAJADAS	Horas	18	16	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	180
RENDIMIENTO	M ³ /Hora	2505	2505	2505	2505	2505	2505	2505	2505	2505	2505	2505	2505	2505
DISPONIBILIDAD	%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%
NUMERO DE CAMIONES		4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
DISTANCIA DE ACARREO	Kms.	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
EH-007 (CAT 5230)	M ³	269,480	250,231	269,480	269,480	269,480	269,480	269,480	269,480	269,480	269,480	269,480	269,480	3,214,507
NUMERO DE EQUIPOS	Cantidad	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DIAS MES		28	28	28	28	28	28	28	28	28	28	28	28	334
HORAS TRABAJADAS	Horas	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	10	100
RENDIMIENTO	M ³ /Hora	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188
DISPONIBILIDAD	%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%
NUMERO DE CAMIONES		3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
DISTANCIA DE ACARREO	Kms.	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0	1.0
DRAGA (P&H 757)	M ³	1,108,080	1,034,208	1,108,080	1,108,080	1,108,080	923,400	1,108,080	1,108,080	1,108,080	1,108,080	1,108,080	1,108,080	13,038,408
NUMERO DE EQUIPOS	Cantidad	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
DIAS MES		30	28	30	30	30	25	30	30	30	30	30	30	353
HORAS TRABAJADAS	Horas	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24	24	240
RENDIMIENTO	M ³ /Hora	1620	1620	1620	1620	1620	1620	1620	1620	1620	1620	1620	1620	1188
DISPONIBILIDAD	%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	95%	81%

Tabla 4.29 Capacidad mensual de equipos para programa de descapote. Año sexto.

CONCEPTO	REF.	AÑO 6												TOTAL
		ENE	FEB	MAR	ABR	MAY	JUN	JUL	AGO	SEP	OCT	NOV	DIC	
TOTAL	M ³	1,590,502	1,264,796	1,264,796	1,264,796	784,885	269,480	0	0	0	0	0	0	6,439,035
PE-006 (P&H 4100)	M ³	1,267,126	941,421	941,421	941,421	461,288	0	0	0	0	0	0	0	4,552,678
NUMERO DE EQUIPOS	Cantidad	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	0	1
DIAS MES		28	28	28	28	14	0	0	0	0	0	0	0	126
HORAS TRABAJADAS	Horas	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	18	180
RENDIMIENTO	M ³ /Hora	3104	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306	2306
DISPONIBILIDAD	%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%
NUMERO DE CAMIONES		4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4	4
DISTANCIA DE ACARREO	Kms.	0.6	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2
EH-007 (CAT 5230)	M ³	323,376	323,376	323,376	323,376	323,376	269,480	0	0	0	0	0	0	1,886,357
NUMERO DE EQUIPOS	Cantidad	1	1	1	1	1	1	0	0	0	0	0	0	1
DIAS MES		28	28	28	28	28	28	0	0	0	0	0	0	168
HORAS TRABAJADAS	Horas	12	12	12	12	12	10	12	12	12	12	12	12	11.6
RENDIMIENTO	M ³ /Hora	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188	1188
DISPONIBILIDAD	%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%	81%
NUMERO DE CAMIONES		3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3
DISTANCIA DE ACARREO	Kms	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	1.2	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8

4.8 PROGRAMA DE DESCAPOTE

Para lograr satisfactoriamente la producción programada se requiere de cumplir cabalmente el programa de descapote, éste debe de incluir la programación de actividades de los equipos, su capacidad y su distribución.

4.8.1 Equipos por áreas

Básicamente el descapote se llevará a cabo en dos bancos, uno superior denominado Banco I o Prebanco (dependiendo de la modalidad del método de descapote) y otro inferior denominado Banco II o Banco de Draga. De acuerdo con las diferentes modalidades del método de descapote que se han de aplicar en el yacimiento, se debe de elaborar una tabla que muestre los equipos asignados a cada área y de acuerdo con la secuencia de operación:

- Remoción de suelo y rehabilitación
- Barrenación
- Banco I / Prebanco
- Banco II / Banco de Draga
- Taludes, tiros y caminos (equipos auxiliares)

Este "mapa" mostrará todo el equipo en operación, facilitando la labor del operador en su programación diaria. La elaboración de esta tabla es responsabilidad del planeador y del operador, dado que se requiere de una amplia experiencia en todas las actividades que han de llevarse a cabo en el tajo y del tiempo de su ejecución. Además su elaboración sirve para encontrar situaciones de equipo insuficiente o de más, principalmente equipos auxiliares, en las actividades requeridas. La Tabla 4.26 muestra la distribución de todo el equipo.

4.8.2 Capacidad de los equipos

Cada equipo de descapote debe de estar programado con su producción esperada, de acuerdo con el modelo de producción de flotillas descrito en el subcapítulo 4.6.3.2 y tablas 4.13 y 4.22, y de los principales factores que inciden para obtenerla.

Días laborables.

Son los días en que el equipo va a trabajar y dado que se consideran turnos continuos (toda la semana laborada) sólo se descuentan aquellos días que marca la Ley Federal del Trabajo y aquellos en que se esperen acontecimientos extraordinarios. De acuerdo a la estadística de la región se deberán de descontar

días por lluvia o nieve u algún otro acontecimiento extraordinario que por su magnitud paralice la operación.

Horas trabajadas.

Son las horas que labora el equipo de manera efectiva, esto es, descontando el tiempo utilizado para los cambios de turno, revisión de equipo, capacitación, toma de alimentos, carga de combustible, etc. También se deben descontar las horas en que el equipo esté destinado para otras actividades diferentes al descapote, como la extracción del carbón.

Rendimiento.

Se refiere a la capacidad horaria de producción del equipo, expresado en m³/hr. Este valor se desprende de las estadísticas en equipos usados, del fabricante en equipos nuevos o de operaciones con equipos similares. El rendimiento está relacionado con las características específicas del sitio y condiciones de operación, pues por lo general estas varían.

Disponibilidad.

La disponibilidad, expresada en porcentaje, es el tiempo en que el equipo estará listo o "disponible" para ser operado, descontando para ello únicamente el mantenimiento. A medida que el equipo acumula un mayor número de horas de operación la disponibilidad se reduce a consecuencia de mayores periodos de mantenimiento.

Número de camiones.

Es la cantidad de camiones fuera de carretera que el equipo de carga requiere para poder dar cumplimiento al volumen de descapote asignado. Es práctica común del departamento de operación asignar (más o menos) equipos de acarreo en función de su programa diario de cumplimiento, sin embargo lo que pareció una medida acertada en el corto plazo, por lo general tiene consecuencias negativas en el plan mensual.

Distancia de acarreo.

Se debe de fijar la distancia de acarreo promedio que tendrán los camiones en el periodo a evaluar, pues esta determina el número de unidades requeridas y el volumen de descapote. También muestra (complementado con un plano) el sitio de descarga de estéril, pues se evita que el departamento de operación del tajo incremente de manera momentánea su productividad con un acarreo más corto pero que pudiera ocasionar problemas posteriores en el ciclo de la operación.

Las tablas 4.27, 4.28 y 4.29 muestran el volumen de descapote de cada equipo por mes y año, con la interacción de todos los parámetros descritos.

4.8.3 Movimiento por bancos

La Tabla 4.30 muestra el volumen de descapote por áreas de trabajo, así como las principales características de diseño. Estas son:

Capacidad de descapote.

Se refiere al volumen total por descapotar en el año con todo el equipo involucrado para poder dar cumplimiento al plan de producción.

Ancho de cortes.

Es el ancho promedio de operación para cada actividad. Esto es, en el corte de caja y descapote convencional, el ancho promedio de los bancos I y II; en el caso del sistema de explotación con draga, el ancho de los cortes de la draga y del prebanco.

Longitud de cortes.

Es la longitud promedio que tendrán los cortes para el sistema de explotación con draga.

Encape total y altura de bancos.

El encape total es la profundidad a la que se encuentra el manto de carbón, en los casos del descapote con sistema convencional y excavación del corte de caja se muestra el valor del encape total promedio para el periodo, así como las alturas de cada banco. En el caso del sistema de explotación con draga se deberá de indicar el encape total promedio, así como la altura del prebanco, del corte de la draga y del beneficio por voladura de desplazamiento expresado como una altura, la suma de estos tres elementos debe de ser igual al encape total promedio.

Descapote por banco.

Se debe de indicar el volumen de descapote a obtener por cada banco o sitio. Esto es, banco I y banco II en el caso de explotación convencional y excavación del corte de caja. En el caso de extracción con draga, descapote de prebanco, de banco de draga y beneficio de voladura de desplazamiento y tractores.

4.8.4 Consumo de explosivos

El plan debe de incluir la descripción de los principales parámetros para el área o la actividad de barrenación y voladura, los cuales se describen a continuación y se detallan en la Tabla 4.31

Tabla 4.30 Movimiento por bancos para programa de descapote.

CONCEPTO	REF.	AÑOS						TOTAL
		PRIMERO	SEGUNDO	TERCERO	CUARTO	QUINTO	SEXTO	
TOTAL	M ³	12,324,585	30,407,325	30,407,325	30,407,325	30,407,325	6,439,035	140,392,919
CORTE DE CAJA Y CONVENCIONAL								
CAPACIDAD DE DESCAPOTE	M ³	12,324,585					6,439,035	18,763,620
ANCHO DE CORTES	M	173					245	198
ENCAPE TOTAL	M	35.63					64.90	45.68
ALTURA BANCO I	M	27.22					45.89	24.54
ALTURA BANCO II	M	8.41					19.01	21.13
DESCAPOTE BANCO I	M ³	9,414,205					4,552,678	13,966,882
DESCAPOTE BANCO II	M ³	2,910,380					1,886,357	4,796,738
EXPLOTACION CON DRAGA								
CAPACIDAD DE DESCAPOTE	M ³		30,407,325	30,407,325	30,407,325	30,407,325		121,629,300
ANCHO C. DRAGA	M		42.00	42.00	42.00	42.00		42.00
ANCHO C. PREBANCO	M		60.00	60.00	60.00	60.00		60.00
LONGITUD DE CORTES	M		1,972	2,269	2,035	1,598		1,584
ENCAPE TOTAL	M		40.54	46.86	52.52	59.12		49.76
ALTURA PREBANCO	M		17.94	22.85	28.15	32.32		25.32
ALTURA DRAGA	M		20.00	21.00	21.00	23.00		21.25
BENEFICIO VOLADURA	M		2.60	3.01	3.37	3.80		3.20
DESCAPOTE PREBANCO	M ³		15,413,156	15,413,156	15,413,156	15,413,156		61,652,624
BENEFICIO VOLADURA Y TRACTOR	M ³		1,955,761	1,955,761	1,955,761	1,955,761		7,823,044
DESCAPOTE BANCO DRAGA	M ³		13,038,408	13,038,408	13,038,408	13,038,408		52,153,632

Tabla 4.31 Consumo de explosivos para programa de descapote.

CONCEPTO	REF.	AÑO						TOTAL
		PRIMERO	SEGUNDO	TERCERO	CUARTO	QUINTO	SEXTO	
DESCAPOTE TOTAL	M ³	12,324,585	30,407,325	30,407,325	30,407,325	30,407,325	6,439,035	140,392,919
C. CAJA Y CONVENCIONAL								
BANCO 1	M ³	9,414,205					4,552,678	13,966,882
FACTOR DE CARGA	KG/M ³	0,250					0,250	0,250
RELACION ALTO E. - AGENTE E.	%	20-80					20-80	20-80
PLANTILLA DE BARRENACIÓN	M	10 X 11					10 X 11	10 X 11
DIAMETRO DE BARRENACIÓN	PULG	12 1/4"					12 1/4"	12 1/4"
M. LINEALES / M. CUBICO	M	0,009					0,009	0,009
METROS LINEALES	M	84,728					40,974	125,702
ALTO EXPLOSIVO	KGS	470,710					227,634	698,344
NITRATO DE AMONIO	KGS	1,765,163					853,627	2,618,790
DIESEL	LT	117,678					56,908	174,586
BANCO 2	M ³	2,910,380					1,886,357	4,796,738
FACTOR DE CARGA	KG/M ³	0,300					0,300	0,300
RELACION ALTO E. - AGENTE E.	%	30-70					30-70	30-70
PLANTILLA DE BARRENACIÓN	M	9 X 10					9 X 10	9 X 10
DIAMETRO DE BARRENACIÓN	PULG	12 1/4"					12 1/4"	12 1/4"
M. LINEALES / M. CUBICO	M	0,011					0,011	0,011
METROS LINEALES	M	32,014					20,750	52,764
ALTO EXPLOSIVO	KGS	261,934					169,772	431,706
NITRATO DE AMONIO	KGS	567,524					367,840	935,364
DIESEL	LT	43,656					28,295	71,951
CORTES DRAGA								
PREBANCO	M ³		15,413,156	15,413,156	15,413,156	15,413,156		61,652,624
FACTOR DE CARGA	KG/M ³		0,250	0,250	0,250	0,250		0,250
RELACION ALTO E. - AGENTE E.	%		20-80	20-80	20-80	20-80		20-80
PLANTILLA DE BARRENACIÓN	M		10 X 11	10 X 11	10 X 11	10 X 11		10 X 11
DIAMETRO DE BARRENACIÓN	PULG		12 1/4"	12 1/4"	12 1/4"	12 1/4"		12 1/4"
M. LINEALES / M. CUBICO	M		0,009	0,009	0,009	0,009		0,009
METROS LINEALES	M		138,718	138,718	138,718	138,718		554,874
ALTO EXPLOSIVO	KGS		770,658	770,658	770,658	770,658		3,082,631
NITRATO DE AMONIO	KGS		2,889,967	2,889,967	2,889,967	2,889,967		11,559,867
DIESEL	LT		192,664	192,664	192,664	192,664		770,658
BANCO DRAGA	M ³		14,994,169	14,994,169	14,994,169	14,994,169		59,976,676
FACTOR DE CARGA	KG/M ³		0,460	0,460	0,460	0,460		0,460
RELACION ALTO E. - AGENTE E.	%		30-70	30-70	30-70	30-70		30-70
PLANTILLA DE BARRENACIÓN	M		8.5 X 12	8.5 X 12	8.5 X 12	8.5 X 12		8.5 X 12
DIAMETRO DE BARRENACIÓN	PULG		12 1/4"	12 1/4"	12 1/4"	12 1/4"		12 1/4"
M. LINEALES / M. CUBICO	M		0,010	0,010	0,010	0,010		0,010
METROS LINEALES	M		146,943	146,943	146,943	146,943		587,771
ALTO EXPLOSIVO	KGS		2,069,195	2,069,195	2,069,195	2,069,195		8,276,781
NITRATO DE AMONIO	KGS		4,483,257	4,483,257	4,483,257	4,483,257		17,933,026
DIESEL	LT		344,866	344,866	344,866	344,866		1,379,464

PLANACION DE LA EXPLOTACION DE UN YACIMIENTO CARBONIFERO

Planación del Minado

Volumen a volar

Es el volumen de material a volar por banco, expresado en metros cúbicos por un periodo determinado, años en nuestro caso.

Factor de carga.

Son los kilogramos de explosivos a emplear por cada metro cúbico que se pretende volar. Este valor está en función de la plantilla, el material a volar, la presencia de agua, la cercanía de edificios o instalaciones, el efecto de fragmentación y desplazamiento deseado, etc.

Relación de carga.

Este valor se refiere a la cantidad porcentual de alto explosivo en relación al agente explosivo, el principal factor de consideración es la cantidad de agua en la roca y la potencia de la voladura.

Plantilla.

Son las dimensiones en metros, de la distribución de los barrenos a utilizarse en cada voladura del banco.

Diámetro de barrenación.

Es el diámetro de los barrenos empleados en las plantillas.

Metros lineales.

Son los metros lineales totales de barrenación requeridos para el cumplimiento del programa de descapote para cada banco. Este dato sirve para el cálculo de las horas de operación del equipo de barrenación, así como del consumo de acero de barrenación que se requiere.

Explosivos.

Se refiere a la cantidad de alto explosivo, agente explosivo y diesel que se consumirá cada año en cada sitio de trabajo. Estos datos se requieren para la autorización de almacenamiento y consumo por parte de la Secretaría de la Defensa Nacional, así como para la programación del departamento de compras y almacén.

4.8.5 Requerimientos de Personal

En la tabla 4.32 se presenta el cálculo del personal requerido para la operación del Sector "D", bajo las consideraciones siguientes:

- Operación con turnos continuos los 7 días de la semana
- El ausentismo total se determina en un 10% y esto incluye: vacaciones, permisos, incapacidades, accidentes y faltas injustificadas.

Tabla 4.32 Determinación del requerimiento de personal

Equipo o Actividad	Cant. de Equipos	PERSONAL REQUERIDO				
		Op. Eq. Carga	Op. Universal	Oficial	Relevos	TOTAL
Draga	1	3			1	4
Pala Eléctrica	1	3		3	2	8
Excavadora	1	3			1	4
Cargadores	2	6			2	8
Retroexcavadora	1	3			1	4
Camiones de 240 ton	7		21		4	25
Camiones de 130 ton	13		39		7	46
Tornapiapas	3		9		2	11
Tractores s/orugas	6		18		4	22
Tractores s/llantas	1		3		1	4
Motoniveladora	3		9		2	11
Motoescrepa	1		3		1	4
Grúas	1		3		1	4
Manejo de Agua			6	18	5	29
Ingeniería				3	1	4
Seguridad				3	1	4
Rehabilitación Ecol.				6	2	8
Mantenimiento		10	66	19	16	111
Subtotal	41	28	177	52	54	311
Ausentismo Total						10%
Personal para cubrir ausentismo		2	17	5	5	31
Personal total requerido		30	194	57	59	342

4.9 PROGRAMA DE REHABILITACIÓN AMBIENTAL.

Toda vez que inicia la explotación, van quedando sitios minados y cubiertos de estéril los cuales serán nivelados y cubiertos con suelo vegetal, esta actividad también se dirige bajo un plan de acción.

Por regla general la rehabilitación se inicia una vez terminada la excavación del corte de caja. Aquella principia con los tiros del corte de caja, para luego del quinto corte de la draga (tres cortes de margen para evitar que ceda o falle el tiro y dos como área mínima de trabajo) iniciar con la nivelación de los tiros para lo cual se utiliza tractor, y posteriormente cubrir con suelo vegetal, previamente almacenado, es decir, que fue retirado antes de iniciar los cortes para la explotación del carbón, y finalmente siembra de pastos.

Todas estas actividades se deben de mostrar anualizadas en un plano, en el que por lo general las actividades comienzan un año después de iniciada la operación y culminan de 1.5 a 2 años de extraída la última tonelada de carbón.

4.10 ANÁLISIS FINANCIERO

Este capítulo tiene como objeto presentar la mecánica de cálculo y el proceso de análisis utilizado para determinar la conveniencia financiera del proyecto. Se desarrolla a continuación un ejercicio que ilustra dicho procedimiento. Cabe mencionar que en este ejercicio las cifras reales de inversiones, costos e ingresos han sido deliberadamente modificadas respecto de la realidad con el objeto de mantener la información como confidencial en las cuestiones financieras de la empresa MICARE.

4.10.1 Procedimiento

La estimación de la factibilidad financiera de un proyecto se basa en el análisis de las proyecciones financieras expresadas en un estado de resultados del proyecto, con este se obtienen las ganancias o pérdidas proyectadas a lo largo de la vida del mismo.

Como indicadores auxiliares se emplearon los siguientes conceptos: Utilidad acumulada (UA), Tasa interna de retorno (TIR), Valor presente neto (VPN), Período de pago de la inversión (Pay Back) y el Margen de operación (MO).

La mecánica de integración de las proyecciones se resume en el diagrama de flujo que se presenta en la figura 4.18.

Al iniciar el análisis es necesario definir las premisas generales que se emplearán, entre las que se encuentran:

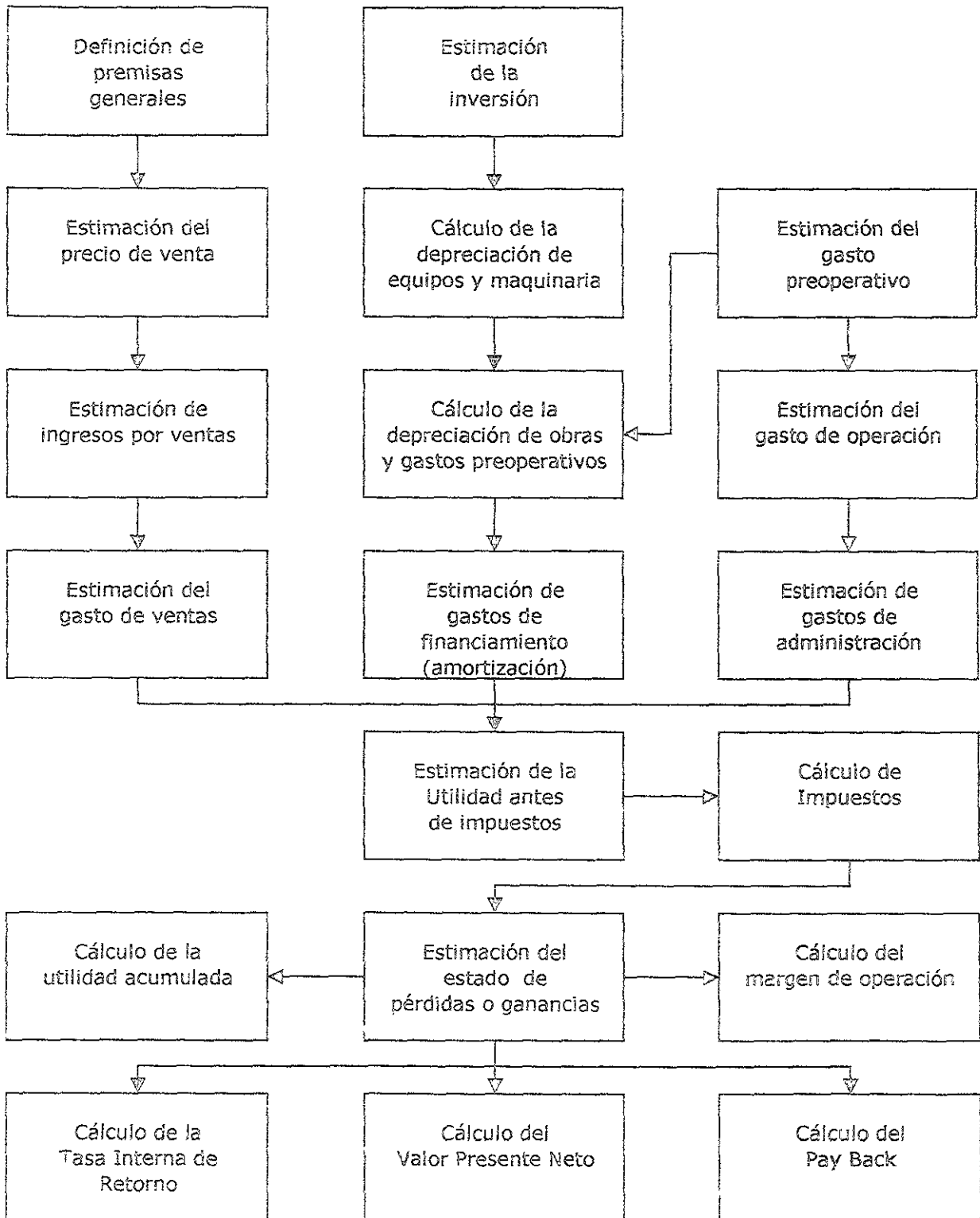
Moneda	Pesos mexicanos
Tasa de inflación	Valores corrientes
Paridad	\$ 9.50 M. N. / US \$ 1.00
Tasa de descuento	25 %
Periodo de análisis	Vida del proyecto
Lapsos analizados	Años
Impuestos	35 % Impuesto sobre la renta 10 % Participación de utilidades

4.10.2 Estimación de ingresos

Los ingresos se definen al considerar el precio de venta por el volumen de producción de carbón vendible, o sea, aquel que cumpla con las especificaciones del cliente.

El precio de venta se define de acuerdo con el mercado, tomando en cuenta la calidad del producto, dado que normalmente se aplican premios y castigos que reflejan las variaciones en las especificaciones acordadas.

Figura 4.18 Diagrama de flujo del análisis financiero



En el gasto de ventas se integran todos los gastos que se incurren para la entrega del producto y que no forman parte del costo de operación. Para facilitar la clasificación se define un punto de entrega del producto del tajo a los patios de manejo, por lo que cualquier gasto en que se incurra después de este punto es considerado como gasto de ventas. Entre los principales se encuentran: gasto de la maquinaria para preparación de mezclas, fletes y gastos de transporte del carbón desde el patio de manejo hasta el punto de entrega con el cliente y gastos de laboratorio para análisis de la calidad.

4.10.3 Estimación de la inversión

La inversión del proyecto se define como la suma de los gastos incurridos antes de obtener el primer ingreso por ventas. Para facilidad de análisis se clasifica en:

- ✓ Maquinaria y equipos
- ✓ Obras de infraestructura y construcciones
- ✓ Obras de preparación y desarrollo
- ✓ Gastos de operación antes de ventas

La depreciación de la maquinaria y equipos se determina de acuerdo con la vida útil estándar recomendada por el fabricante. Si acaso a alguno de los equipos le resta vida útil después del término de la vida del proyecto, se deberá estimar su valor de recuperación.

El resto de la inversión, consistente en las obras de infraestructura, construcciones, obras de preparación y desarrollo y los gastos de operación previos a las ventas son depreciados a lo largo de la vida del proyecto.

En caso de que hayan sido contratados para la adquisición de maquinaria o construcción de obras, el costo de financiamiento se estima al consolidar los créditos y sus condiciones de pago relativas a los intereses y comisiones respectivos.

4.10.4 Estimación de costos

Los costos de operación se identifican y clasifican de la manera que se indica a continuación, de acuerdo con el historial de las operaciones de MICARE en estos rubros se incluye más del 90 % del costo:

Mano de Obra
 Sueldos
 Salarios

Materiales de Operación

- Diesel
- Gasolina y combustibles
- Lubricantes
- Explosivos
- Llantas
- Acero para perforación
- Materiales para bombeo

Materiales de Mantenimiento

- Refacciones
- Accesorios para mantenimiento

Servicios

- Energía eléctrica
- Renta de maquinaria
- Servicios de mantenimiento contratado
- Fletes
- Seguros

Una serie de costos diversos de menor cuantía componen el 10 % restante de los costos, entre ellos se pueden mencionar gastos de servicios menores como mantenimiento vehicular, gastos de capacitación, equipo de seguridad entre otros.

Los gastos de administración se definen como el gasto en que se incurre para cubrir los servicios relativos a las actividades de apoyo a la operación: gastos de departamentos staff como son: recursos humanos, capacitación, ingeniería, compras, almacenes y vigilancia entre otros.

4.10.5 Resultados del análisis económico

En la tabla 4.33 se presenta el estado de resultados del proyecto en el que se confrontan los ingresos y los gastos para la obtención de la utilidad o pérdida.

A estos resultados se les aplica la formulación para determinar los indicadores que se mencionan a continuación (tabla 4.34) en donde se compara el resultado del proyecto contra los parámetros generales establecidos por la empresa para los nuevos proyectos.

Tabla 4.33 Estado de Resultados del Proyecto Sector "D"

		Preop.	1	2	3	4	5	6
Descapote	k m ³		12,325	30,407	30,407	30,407	30,407	6,439
Carbón	k t		612	1,464	1,568	1,632	1,581	315
Relación de Descapote	m ³ /t		20.1	20.8	19.4	18.6	19.2	20.4
Inversión								
Maquinaria y equipos		21,250						
Infraestructura y construcciones		10,500						
Gastos Preoperativos		2,500						
Ingresos por ventas								
			19,904	47,587	50,955	53,041	51,374	10,246
Costo de Operación								
Mano de Obra			2,968	7,322	7,322	7,322	7,322	1,551
Sueldos			1,039	2,563	2,563	2,563	2,563	543
Salarios			1,929	4,759	4,759	4,759	4,759	1,008
Materiales de Operación			2,862	7,061	7,061	7,061	7,061	1,495
Diesel			986	2,433	2,433	2,433	2,433	515
Explosivos			1,479	3,649	3,649	3,649	3,649	773
Gasolina y combustibles			99	245	245	245	245	52
Lubricantes			119	294	294	294	294	62
Llantas			79	196	196	196	196	41
Acero para barenación			60	147	147	147	147	31
Materiales para bombeo			40	98	98	98	98	21
Materiales de Mantenimiento			2,120	5,230	5,230	5,230	5,230	1,108
Refacciones			1,187	2,929	2,929	2,929	2,929	620
Materiales para Mantenimiento			933	2,301	2,301	2,301	2,301	487
Servicios			2,650	6,538	6,538	6,538	6,538	1,384
Energía Eléctrica			742	1,831	1,831	1,831	1,831	388
Renta de Maquinaria			927	2,288	2,288	2,288	2,288	485
Mantenimiento contratado			530	1,308	1,308	1,308	1,308	277
Fletes			265	654	654	654	654	138
Seguros			185	458	458	458	458	97
Gastos de Administración								
			2,835	6,994	6,994	6,994	6,994	1,481
Gastos Financieros								
			493	1,216	1,216	1,216	1,216	258
Total de Gasto								
		-	13,927	34,360	34,360	34,360	34,360	7,276
Utilidad de Operación								
		- 34,250	5,977	13,227	16,595	18,680	17,013	2,970
Utilidad de Operación Acumulada								
		- 34,250	- 28,273	- 15,046	1,549	20,230	37,243	40,213
Depreciación								
		-	3,773	3,773	3,773	3,773	3,773	3,773
Utilidad antes de impuestos								
		-	2,204	9,454	12,822	14,908	13,240	- 803
Impuestos								
ISR		-	771	3,309	4,488	5,218	4,634	- 281
PTU		-	220	945	1,282	1,491	1,324	- 80
Utilidad o Pérdida Neta								
		-	1,212	5,200	7,052	8,199	7,282	- 442
Utilidad o Pérdida Acumulada								
		-	1,212	6,412	13,464	21,663	28,946	28,504
Margen de operación								
			5,977	13,227	16,595	18,680	17,013	2,970
Margen de operación acumulado								
			5,977	19,204	35,799	54,480	71,493	74,463
Margen de operación								
			30%	28%	33%	35%	33%	29%
Margen de operación acumulado								
			30%	28%	30%	32%	32%	32%

Como se observa en la tabla 4.34 el proyecto cumple con todos los requerimientos establecidos por lo que se confirma su rentabilidad.

Tabla 4.34 Resultados del Análisis Financiero

Indicador	Resultado	Parámetro requerido
Inversión requerida	34,250,000	
Utilidad de Operación acumulada	40,213,063	> Inversión
Tasa Interna de Retorno	26.8%	> 25 %
Valor Presente Neto @ 25%	35,748,678	> 50 % Inversión
Pay Back	2	< 3 años
Margen de Operación	31.9%	> 25 %

En el Capítulo 6 se presenta un análisis de los resultados del análisis financiero.

5 SISTEMA DE MINADO

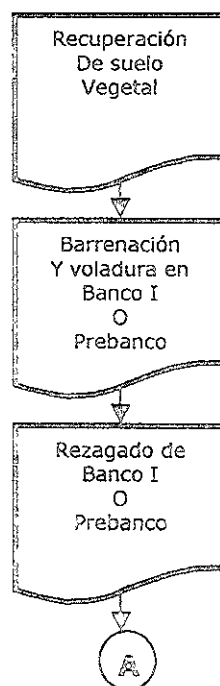
5.1 INTRODUCCIÓN

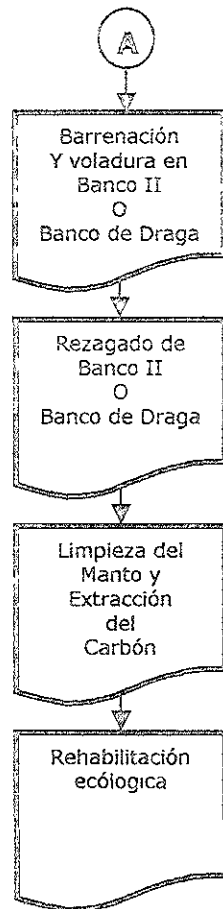
El objetivo de este capítulo es describir los elementos básicos del Plan de Minado requeridos para la comprensión de la preparación y el sistema de explotación involucrado en el proyecto en sus diferentes modalidades. Estos son:

- Año 1 Preparación (excavación del corte de caja)
- Año 2 al 5 Descapote con Draga en Banco y Pala en Prebanco.
- Año 6 Descapote con Palas.

Se inicia con la preparación, mediante la excavación del corte de caja, para posteriormente iniciar la explotación del yacimiento con el método de zanjeo. En su primera etapa la explotación utiliza el método de descapote de prebanco con pala eléctrica y banco con draga, denominado genéricamente **descapote con draga**. Posteriormente, al final de la explotación, se utilizarán únicamente palas, denominado **descapote con equipo convencional** en aquellas zonas que no serán susceptibles de ser descapotadas con draga debido a la geometría del yacimiento. Este tipo de preparación y los dos sistemas de explotación involucrados son los más ampliamente utilizados en las minas de carbón a cielo abierto que utilizan explosivos para el descapote.

La preparación (corte de caja) y las dos modalidades de explotación involucradas, descapote con draga y descapote con equipo convencional, tienen similitudes básicas en cuanto a su ejecución o secuencia de operación, las cuales son:





Corte de Caja.

La preparación, tiene como objetivo crear la cara libre inicial para la explotación, la excavación de rampas de acceso y el espacio que permita el acomodo de material estéril. Se realiza en dos bancos denominados banco I o superior y banco II o inferior y con el uso de palas y camiones.

Descapote con Draga.

Es el sistema de descapote principal, se lleva en dos bancos, uno superior denominado prebanco en donde se descapota con pala y camiones y otro inferior denominado banco de draga, en donde se descapota con draga y tractores.

Descapote con equipo convencional.

Es el sistema de descapote que se utilizará en aquellas zonas donde la draga no tenga posibilidades de acceso, se lleva en dos bancos, uno superior denominado banco I y otro inferior denominado banco II en donde se usarán pala y camiones.

5.2 CORTE DE CAJA.

En sitios relativamente planos (como lo es el del Sector D) destinados a ser minados por un sistema de explotación a cielo abierto por descapote con draga o descapote convencional, se requiere de un primer corte para crear la cara libre de dimensiones tales que permitan establecer las actividades de descapote y extracción de carbón, así posibilitar el depósito del material estéril en un sitio anexo al minado, de modo que se requiera de un acarreo mínimo de dicho material. Este primer corte o "hueco" es el denominado "corte de caja". Dicho de otro modo, es la obra inicial que genera el área de trabajo que se conservará desde el inicio hasta el final del minado, e irá avanzando conforme la explotación (Fig. 5.1).

El corte de caja, si bien se considera como preparación, también produce carbón. En el caso del Tajo III del Sector D, la excavación del corte de caja se basa en el sistema de descapote con equipo convencional con ciertas variantes. La secuencia de minado del corte de caja se describe en el subcapítulo 5.4, "Descapote con equipo convencional" ,en este apartado sólo se mencionan sus características básicas.

Rampas de acceso.

El corte de caja inicia con la excavación de las rampas de acceso. Al final de la preparación, para el sistema de explotación con draga, debe de haber por lo menos tres rampas:

- al inicio del corte
- al centro del corte
- al final del corte

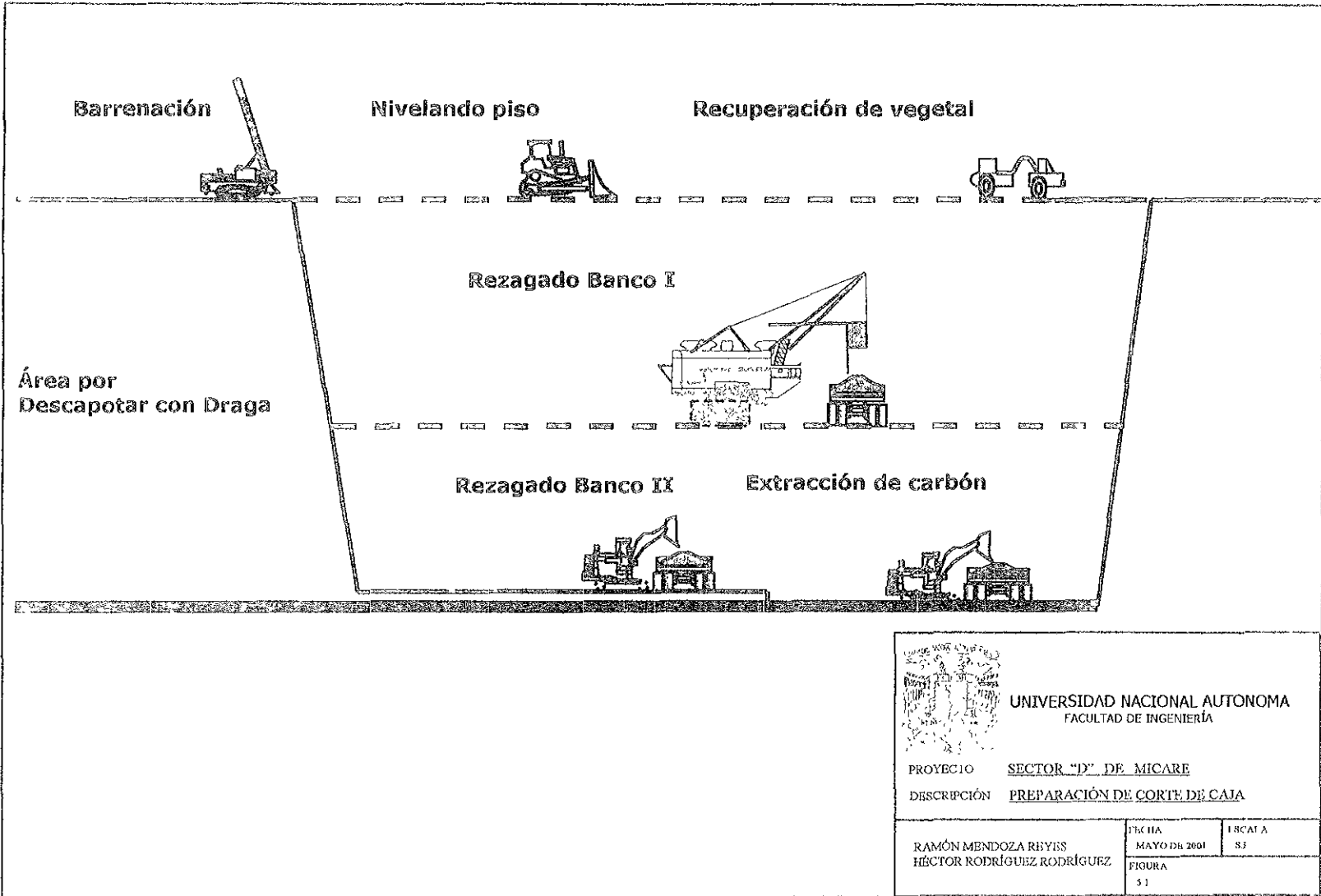
ello obedece a que la draga excava del extremo del corte al centro, cuando llega al centro "camina" al otro extremo y así sucesivamente, por lo que se requiere de accesos suficientes para mover el material de descapote del prebanco y la producción de carbón.

Las rampas deben de tener una pendiente del 8% uniformes en todo su desarrollo y un ancho de por lo menos 30 m, si bien el fabricante recomienda un ancho de accesos de tres veces el ancho del vehículo, es conveniente elevar la seguridad a cuatro veces dicho ancho, pues encontrarse un camión deslizándose sin control por una rampa recién regada no es una experiencia agradable.

El equipo a usar es el mismo que se empleará en el sistema de minado con equipo convencional. La excavación de rampas siempre aporta un desgaste adicional a todo el equipo, debido a que trabaja bajo condiciones más severas en todos sus componentes, principalmente los motores de giro de las palas y de la transmisión en los camiones (Fig. 5.2 y 5.3).

Deposito de estéril.

La principal variante del corte de caja con equipo convencional y el sistema de explotación con equipo convencional es que todo el material producto del descapote se extrae del corte (Fig. 5.3).





Banco I

Banco II

Manto de Carbón

Tiradero

Agua en área ya
Minada.

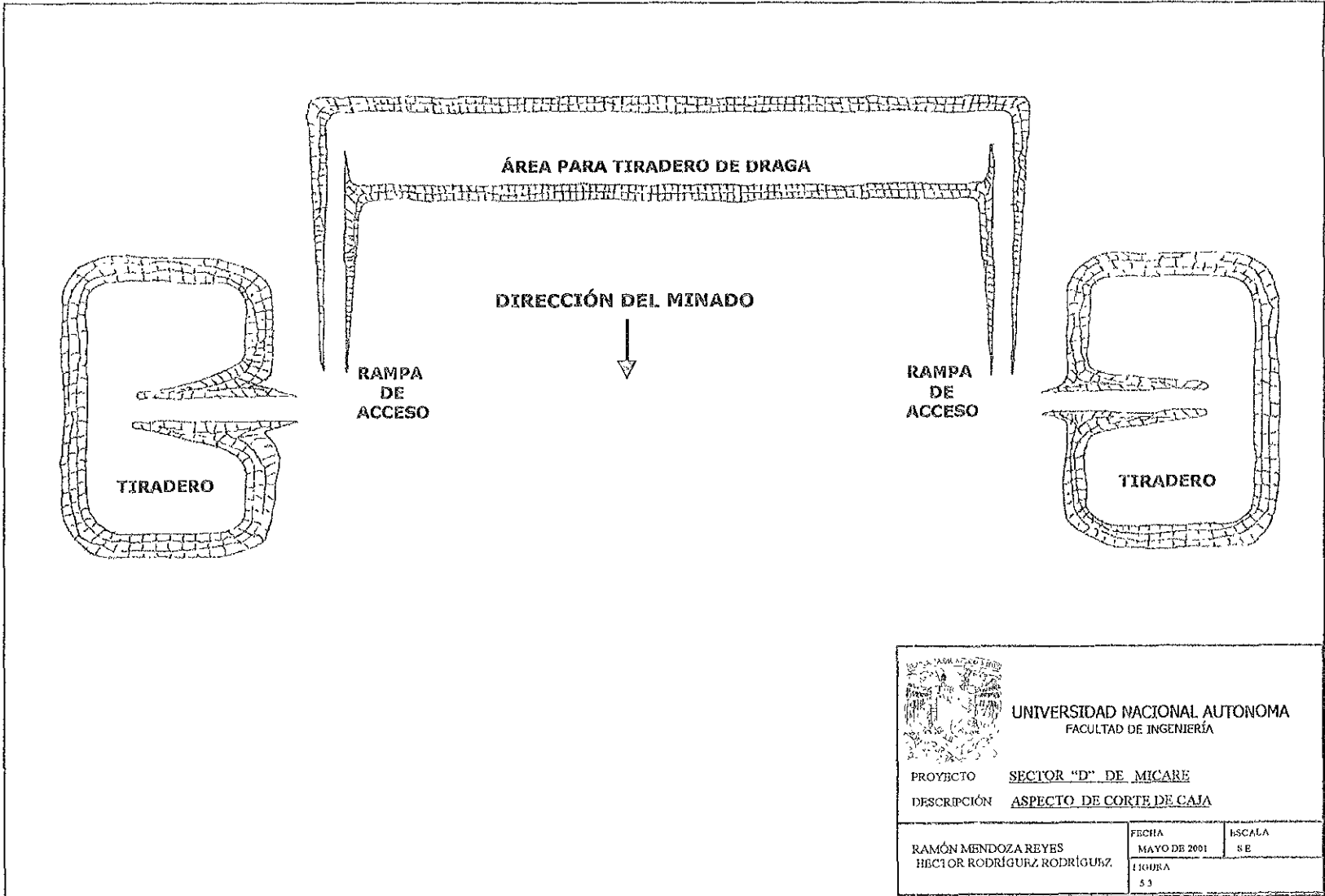


UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
FACULTAD DE INGENIERÍA

PROYECTO SECTOR "D" DE MICARE
DESCRIPCIÓN OPERACIÓN EN CORTE DE CAJA

RAMÓN MENDOZA REYES
HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ

FECHA MAYO DE 2001	ESCALA S E
FIGURA 52	



Todo el material producto del corte de caja será removido a un depósito o "tiradero" cercano a dicho corte, planeado de modo tal que se conserve la distancia de acarreo del material estéril durante toda su excavación, esto es, iniciar el corte de caja tirando el material en la zona más distante del tiradero para finalizar tirando en la zona más cercana del mismo. Lo anterior tiene el fin de conservar un volumen de acarreo homogéneo y permitir ciclar de manera óptima la operación. Este procedimiento evita tener al principio del corte equipo de acarreo parado por distancias muy cortas, o al final equipo de carga parado o de acarreo insuficiente por el incremento de las distancias. A final de cuentas, las distancias de acarreo del material siempre son superiores en la medida que avanza el corte, lo que se traduce en un rendimiento decreciente de todo el equipo. Esto es, mientras que en el minado (convencional o del prebanco de la draga) la distancia de acarreo va de los 600 a los 800 m como promedio, durante la preparación aquella se incrementa hasta unos 800 a 1,000 m como promedio o inclusive más.

5.3 DESCAPOTE CON DRAGA.

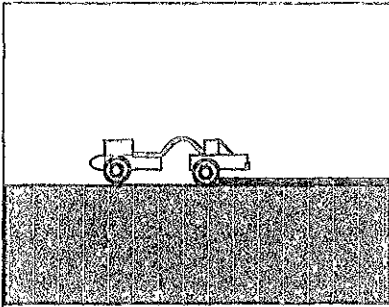
El sistema de minado con draga es un método relativamente simple, versátil y de bajo costo de operación. La draga tiene la capacidad de operar dentro de un amplio rango de profundidades de descapote y con variedad de materiales. Está particularmente diseñada para trabajar descapotes de materiales que tienen poca cohesión y/o alto contenido de agua, pero además es capaz de trabajar en roca muy competente previamente fragmentada con explosivos.

Fundamentalmente una draga caminante, montada en tuba, difiere de otros tipos de dragas montadas en orugas, solo por su base de trabajo y la forma en que ésta transita.

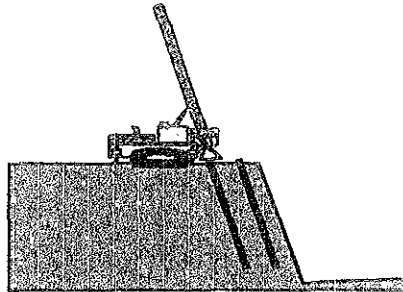
Una draga caminante es lenta, por lo tanto menos movible, pero es más maniobrable y debido a que su peso se distribuye a una tuba, ejerce menos presión sobre el suelo. Debido al capital asociado con la adquisición de dragas de grandes dimensiones, que es bastante alto, éstas generalmente se utilizan en operaciones cuya vida es larga (10 a 40 años).

Las dragas caminantes pueden utilizar un extenso rango de capacidades de cucharón, desde aproximadamente siete metros cúbicos hasta 168 m³ (10 a 220 yd³). Todas las dragas con capacidades mayores a 15m³ (20 yd³) normalmente caen dentro de la clasificación de las dragas caminantes. La longitud de las plumas de las dragas caminantes varían de aproximadamente 37 hasta 128 m de largo (120 a 420 ft). MICARE cuenta con una draga caminante P&H 757 con cucharón de 50 m³, la pluma tiene un radio de giro de 101.5 m y el peso total de la draga es de 4,449 t.

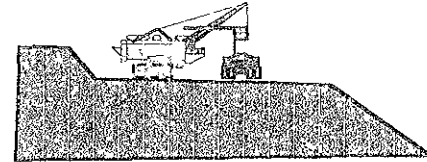
El sistema de explotación es propiamente una combinación de minado con draga y uso de equipo convencional, el equipo convencional se utiliza en el banco superior y la draga en el inferior (Fig. 5.4).



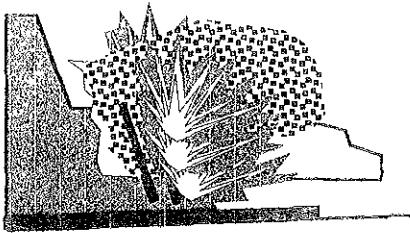
Recuperación de suelo vegetal



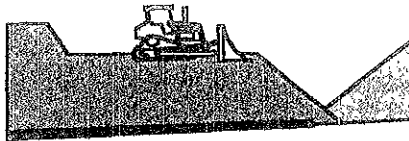
Barreación y voladura en Prebanco



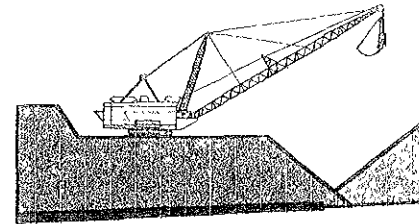
Rezagado de Prebanco



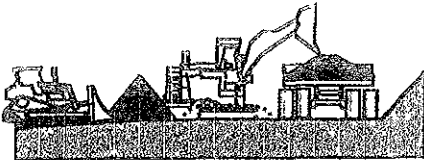
Barrenación y Voladura de Banco de Draga



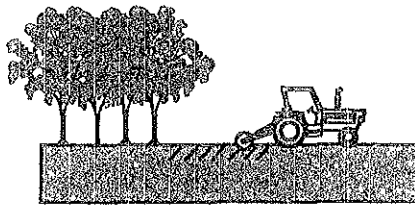
Preparación del piso de Draga



Rezagado con Draga



Extracción del carbón



Rehabilitación ambiental



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
FACULTAD DE INGENIERÍA

PROYECTO SECTOR "D" DE MICARE

DESCRIPCIÓN DESCAPOTE CON DRAGA

RAMÓN MENDOZA REYES
HECTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ

FECHA
MAYO DE 2001

ESCALA
5 E

FIGURA
54

El sistema inicia con la recuperación del suelo vegetal para posteriormente efectuar la barrenación y voladura del banco superior o prebanco; el material es rezagado con pala y camiones a los tiraderos aledaños, sobre cortes ya minados; posteriormente se barrena y vuela el banco inferior o banco de draga y se nivela con tractores previo al descapote de la draga; una vez que entra ésta y descapota colocando el material de descapote sobre el corte anexo ya minado; se limpia el manto de carbón con ayuda de tractores y se extrae el mismo con pala y camiones. Posteriormente la draga cubrirá parcialmente ese corte al excavar el siguiente, y se rellenará totalmente con el estéril producto del descapote del prebanco; la fase final será nivelar esa área con tractores y posteriormente cubrir con el suelo vegetal extraído al principio de la operación e iniciar la rehabilitación ecológica con la siembra de pastos.

5.3.1 RECUPERACIÓN DEL SUELO VEGETAL.

Con el fin de buscar alterar lo menos posible al medio ambiente con la explotación es primordial, al final de ésta, restituir en lo posible el hábitat original. El sistema de extracción por medio de descapote con draga se inicia con la recuperación del suelo vegetal que en la región va de 0.15 m hasta 1.0 m. En el caso del Tajo III del Sector D, el suelo vegetal tiene un espesor promedio de 0.5 m de acuerdo con los sondeos de los barrenos y al análisis del área de ecología.

La remoción del suelo vegetal se hace por medio de una Motoescrepa Caterpillar 657B que "levanta" el suelo vegetal, lo acarrea y deposita en un área cercana a los tiraderos, formando una pila de este material para posteriormente ser utilizado en la rehabilitación ecológica. La motoescrepa es muy útil por su versatilidad, lo que en la mayoría de los casos suple el trabajo de una cuadrilla formada por tractor-cargador frontal-camiones, eventualmente cuando los suelos son muy compactos se requiere del apoyo de un tractor para "desgarrar" el terreno. La motoescrepa opera (por lo general) haciendo cortes paralelos al sentido de la explotación, y su función es retirar el suelo vegetal a una distancia tal que evite sea contaminado por la operación de los demás equipos.

En los laterales al avance de la explotación se debe de levantar un ancho de por lo menos, 18 m equivalente al largo de una perforadora trabajando perpendicularmente al corte, para dar talúdes de 70°. También debe de limpiar de suelo vegetal a todos los caminos, así como también de tiraderos o áreas donde será depositado el material estéril, y del corte en un ancho del orden de 78 a 90 m, tal que permita el avance de las voladuras y la barrenación respectiva.

La remoción del suelo vegetal es importante porque además de servir para la posterior rehabilitación del medio ambiente, elimina la presencia de suelo vegetal en caminos o áreas de explotación, con lo cual se elimina gran cantidad de polvo que dificulta la operación y daña el equipo y reduce el riesgo de deslizamiento de neumáticos ocasionado por las lluvias o pisos mojados.

5.3.2 BARRENACIÓN Y VOLADURA.

Barrenación

La barrenación del Prebanco de estéril se efectúa mediante una perforadora rotaria Ingersoll Rand DMM3 y una Drill Tech C90KS, con una plantilla de 10 m X 11 m a tresbolillo con diámetro de barreno de 0.31 m (12 ¼") y con una altura que va de los 18 a los 32 m según el periodo de explotación. En el caso del Banco de la Draga la altura del banco será de 22 a 27 m y la plantilla de 8.5 x 12 m en barrenos dispuestos a tresbolillo, la cantidad de barrenos puede variar de 14 a 80 o más barrenos, la perforadora asignada es una P&H GD70H. Antes de barrenar, el terreno se deberá nivelar con tractor, después de remover el suelo vegetal.

En el caso del Prebanco la barrenación se efectúa con un ángulo de 70° con respecto al plano horizontal paralelo al avance, dicha inclinación proporciona un talud más seguro para el equipo de carga y por lo general produce mejores voladuras. La barrenación del Banco I se hace con una profundidad igual a la altura del banco, debido a las características de la roca, que por lo general no requiere de sub-barrenación. Es muy importante que los barrenos respeten las dimensiones de diseño de la plantilla tanto en su distribución horizontal como en su longitud, pues los barrenos desviados son la principal causa de fallas en las voladuras. La plantilla deberá de tener un ancho de 60 m en el prebanco, espacio que requiere la draga y la perforadora del Banco de la Draga, 18 m de largo del equipo barrenando en posición perpendicular para obtener taludes de 70° y 42 m de la draga operando.

En el caso del Banco de la Draga la barrenación requiere de especial atención pues debe de hacerse a una profundidad tal que no llegue al carbón, de hacerlo así, al momento de la voladura se dañaría el estrato de carbón con la consecuente dilución y pérdida de su recuperación. Por lo general de manera práctica la presencia de lutitas carbonosas antes del carbón sirve como guía para detener la barrenación, o en el caso de medirse el banco (de acuerdo con el número de barras que se emplean) se detiene el barreno dos metros antes de llegar al carbón. Las excepciones a la regla anterior se presentan en los casos en que el conglomerado se presenta directamente sobre el carbón, en los que se debe de barrenar hasta casi tocar carbón.

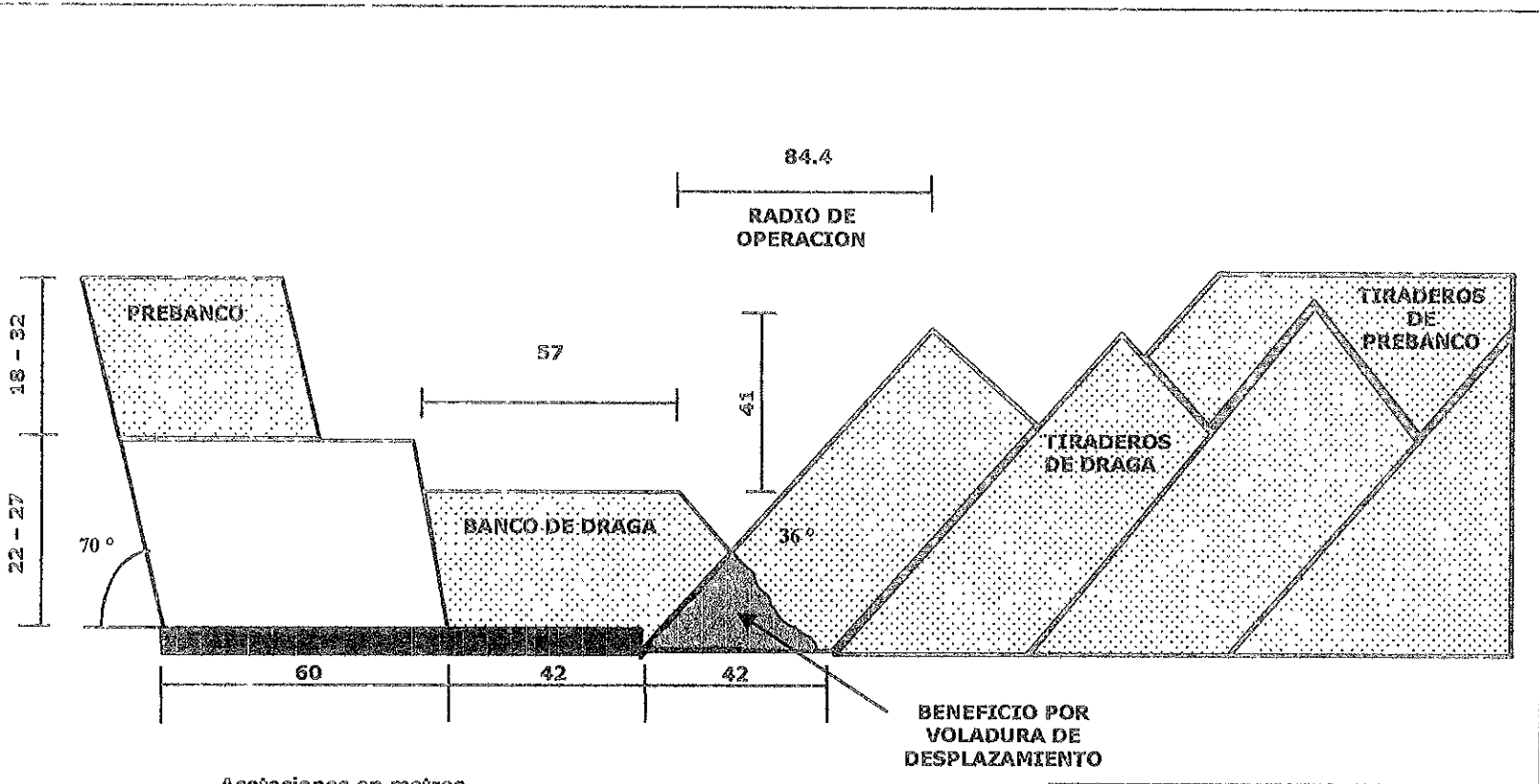
Voladura

La voladura es un factor importantísimo que incide directamente sobre la productividad de la draga y demás equipo de descapote, una buena voladura es aquella que produce material de tamaño reducido, estos equipos están diseñados para manejar grandes volúmenes de material, más no grandes tamaños, además tiene buen desplazamiento, no genera roca en vuelo, ni ruidos, ni vibraciones que pueden causar algún perjuicio en personas o estructuras.


En las voladuras para operaciones de gran tamaño es imprescindible el uso de camiones mezcladores, para el uso de explosivo granel. De este modo el cargado de una voladura es una operación de un par de horas en vez de serlo de todo un día. Dada la magnitud de los miles de metros cúbicos de material volado, se requiere de un horario fijo para efectuar las detonaciones, por lo general a la hora de toma de alimentos del personal o cambios de turno y, siempre con la luz de día y las condiciones atmosféricas propicias, es decir, evitar lluvias y nublados bajos, y sobre todo tormentas eléctricas. En el caso del Tajo III del Sector D serán a las 12:00 o a las 15:00 hrs.

En el caso del Prebanco del Tajo III del Sector D, las voladuras se efectuarán diariamente debido a la gran capacidad de rezagado y acarreo de los equipos, a la cercanía de otros proyectos y de las Centrales de CFE, así como a la gran plasticidad de la roca. El cargado del Banco I por lo general lleva en el fondo del barreno un detonador de alta presión o "boster" sujeto a un nonel, posteriormente es cargado con una mezcla de emulsión y nitrato de amonio en proporción 20/80, para luego ser completado con nitrato de amonio y diesel mezclado en sitio. El taco por lo general es de una altura similar al bordo. Todo esto arroja un factor de carga de 0.250 kg/m^3 . El diseño del disparo de la plantilla es muy importante pues se requiere que se produzca un mínimo de vibración y ruido, por lo que se emplean retardos de fondo y de superficie para lograr tal efecto. Todos los sistemas de transmisión del explosivo emplean tubos nonel, incluyendo el disparo inicial. La carga de cada uno de los barrenos se efectúa por medio de un camión mezclador, el cual está equipado con depósitos de emulsión (alto explosivo), nitrato de amonio (agente explosivo), y diesel (combustible), para ser mezclados e inyectados al barreno en el sitio. Dada la imposibilidad de mover la Draga cada que se efectúa una voladura en Prebanco, estas deben de efectuarse por lo menos a 150 m de distancia de este equipo, de ahí la importancia de una operación perfectamente ciclada.

En el caso del Banco de la Draga del Tajo III del Sector D, las voladuras requieren de especial atención, este proceso se aplica cargando los barrenos con explosivo a un factor de 0.460 kgs/m^3 , dependiendo de las características específicas de cada barreno con el fin de lograr aprovechar al máximo la energía del explosivo en el desplazamiento del material estéril hasta el sitio donde será finalmente depositado; dicho sistema de voladuras es conocido como "Cast Blast" o sistema de voladuras de desplazamiento, con el cual se logra un benéfico movimiento del material estéril (Fig. 5.5). Dada la potencia de la voladura los barrenos deben de ser cargados de forma muy cuidadosa para evitar dañar el carbón al momento de la detonación. Se debe de medir la profundidad de cada barreno y nivelar de ser necesario con detritus de barrenación, para proporcionar una zona de amortiguamiento entre el fondo del barreno que inicia y el techo del manto de carbón, este es en el caso de voladuras de cast blast de 2 m. Generalmente parte de este Banco se sitúa por debajo del nivel freático por lo que la presencia de humedad o agua es común dentro de los barrenos. En caso de humedad los barrenos se cargan con una mezcla nitrato/emulsión de 70/30 e inclusive 50/50 en caso de mucha agua, obviamente la voladura debe de ser inmediata al cargado. Para efectuar la voladura, por lo general



Acofaciones en metros

 <p>UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA FACULTAD DE INGENIERÍA</p>		
<p>RAMÓN MENDOZA REYES HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ</p>	<p>FECHA MAYO DE 2001</p>	<p>ESCALA 3 F</p>
	<p>FIGURA 55</p>	

se utilizan retardadores de fondo de 500 MS en todos los barrenos y la secuencia de detonación se espacia 17 MS entre barrenos y 200 MS entre líneas.

Dada la cercanía de edificios e instalaciones propias, así como de las Centrales Termoeléctricas de la CFE y las poblaciones vecinas, se requiere de monitorear todas las voladuras con sismógrafo a fin de detectar vibraciones perjudiciales. El diseño de dichas plantillas es por sí solo tema de una tesis aparte por lo que no entra dentro de los alcances de este trabajo.

5.3.3 CARGA Y ACARREO DE MATERIAL ESTÉRIL.

Una vez efectuada la voladura entra el equipo de carga y acarreo, que en el caso del Prebanco, consiste de una Pala eléctrica de 43 m³ con y una Excavadora hidráulica de 17 m³ y camiones diesel de 96 m³. Para el otro Banco son los tractores y la Draga los equipos responsables. La función de estos equipos es retirar de forma económica el material estéril que yace sobre el manto de carbón para posibilitar su posterior extracción.

Prebanco

En el Prebanco una vez que se efectúa la voladura, entra el tractor a limpiar y preparar el piso de trabajo para el equipo de carga, seguido de la motoniveladora, la cual además va acomodando el cable eléctrico (de la pala) de modo tal que no estorbe el paso de los camiones y del resto del equipo. En los casos donde el cable debe de cruzar forzosamente un camino de acarreo aquel se entierra, cuando se pretenda usar esa ruta por largo tiempo, se pasa mediante un puente. Los puentes son postes de acero o madera inmersos en una llanta vieja, de camión o cargador rellena de concreto hidráulico o bien montado al centro de un trineo de patines metálicos para, ser movido fácilmente por un tractor o una motoniveladora en caso de requerir mover constantemente, para efectuar las voladuras.

Una vez que el tractor termina de limpiar el piso de trabajo de la pala, se dirige a la parte superior de la voladura donde se dedica a amacizar y perfilar el talud perpendicular al avance para evitar deslizamientos o caídos que pudieran provocar daño a las personas o equipo. En ese mismo sitio también se dedica a "bajarle" altura a la voladura para evitar rodados o desprendimientos sobre el equipo de carga y acarreo, así como tener el piso de la perforadora sin obstáculos de consideración. El tractorista deberá de estar al pendiente de que el piso de la pala se mantenga en buen estado y deberá de apoyar a la motoniveladora en caso de que ésta lo requiera. Un segundo tractor deberá de permanecer todo el tiempo en los tiraderos apoyando a los camiones en su proceso de vaciado y nivelando el piso cada que sea necesario.

Una vez que se acomoda la pala, que es por lo general a un extremo de la voladura (esta tiene un ancho de 60 m y una longitud que va de los 60 a los 120 m), inicia a cargar por un solo lado hasta abrir un espacio tal que puede cargar por ambos

lados, operación aplicable sólo en el caso de la pala eléctrica, de este modo cuando termina de cargar un camión el siguiente ya se habrá acomodado al lado contrario. La pala recorre la voladura de un extremo a otro con pequeños avances hacia el frente para ir limpiando el talud. Al atacar el material el operador debe llenar el cucharón totalmente y, al momento de girar, vaciarlo lo mas bajo posible para evitar dañar la caja o suspensión del camión, también debe de tener cuidado de trabajar con pisos horizontales pues de no hacerlo así a la larga pudiera dañar los motores de giro o producir desgaste excesivo en los frenos de los mismos. Un camión Caterpillar 793C se llena con dos y medio cucharones de la pala eléctrica o siete de la hidráulica, cuando el operador es lo suficientemente experimentado.

La función del camión es trasladar el material estéril a los tiraderos, para tal efecto se debe de trabajar a una velocidad constante con toda la flotilla para evitar esperas inútiles. Mientras la pala termina de cargar un camión el que llega debe de acomodarse al lado contrario para que la pala no tenga ninguna demora por este concepto o, en caso de estar cargando por un solo lado, acomodarse inmediatamente después de que sale el camión que lo antecede y mientras la pala llena el cucharón. Una vez lleno el camión este debe desplazarse a los tiraderos circulando siempre por la izquierda, debido a que se tiene un mejor control de la unidad circulando por la izquierda, principalmente al momento de conducir por la parte superior de un talud. En el tiradero deberá vaciar junto a la cresta del talud para que todo el material se deslice y no dejarlo sobre el techo del talud. De no hacerlo de ese modo, un tractor sería insuficiente para extender todo el material acarreado y en pocas horas no habría un sitio en donde vaciar. El tractor limpia el material que no alcanza a deslizar, esta practica es particularmente complicada pues siempre existen operadores que sienten cierto temor de aproximarse a los taludes manejando un peso bruto de 376 toneladas.

Para que la operación pueda ser ágil y constante se requiere de caminos con trazos, pendientes y anchos adecuados, así como un excelente piso para que permitan velocidades superiores en ocasiones a los 40 kph. La pieza clave aquí es la motoniveladora y la tornapipa, la primera se encarga de nivelar, limpiar y en general mantener en optimas condiciones todos los caminos de acceso y acarreo, y la segunda de mantenerlos regados para evitar la generación de polvo que, además de contaminar, genera serios problemas a la operación por falta de visibilidad sobre todo en la noche y daño a los motores del equipo.

Dada la longitud de los cortes no existe problema alguno ni la posibilidad para que las dos palas puedan trabajar en él mismo sitio.

Banco de la Draga.

El fundamento del sistema de minado con Draga es el siguiente:

Un cucharón es suspendido con cables, desde una pluma de acero armado cuya posición es de un ángulo de alrededor de 30° sobre la horizontal. Este cucharón es accionado verticalmente por los cables de levante que parten desde el cuarto de máquinas, pasando por el mástil y llegando hasta el cucharón a través del extremo

superior de la pluma, estos cables son accionados por dos malacates; el movimiento horizontal se realiza por medio de otro par de cables que también se accionan por otro par de malacates localizados en el mismo almacén. El dragado se realiza mediante el arrastre del cucharón sobre la superficie a descapotar, permitiendo que el cucharón colecte el material en su camino; una vez lleno el cucharón es levantado y en un movimiento simultáneo la draga completa gira sobre su eje en un ángulo de aproximadamente 90°, al llegar a este punto se realiza una liberación de la tensión del cable de arrastre permitiendo que el cucharón tire la carga en el sitio deseado.

La Draga remueve material de encape para descubrir el manto de carbón a través de una serie de cortes paralelos adyacentes, cuyas dimensiones son de 42 m de ancho y longitudes superiores a los 600 m. El material de descapote del corte activo es dragado y colocado en un corte previo adyacente, del cual ha sido retirado el manto de carbón, con ayuda de equipo auxiliar como son tractores de orugas, excavadora, retroexcavadora y camiones fuera de carretera.

Se puede decir que la draga realiza un ciclo completo, lo cual implica dragado, giro cargado, descarga y giro vacío, en un periodo de cerca de un minuto. Esto aunado al beneficio por voladura de desplazamiento, hacen del costo de descapote con el sistema de draga, que sea siempre inferior al sistema de descapote con equipo convencional.

Luego de la voladura, entran los tractores y preparan un piso horizontal y perfilan el talud o cara libre del siguiente corte. En dicha actividad los tractores mueven buena parte de material de descapote hacia el corte adyacente ya minado, por lo que ese material ya no será movido por la draga. Una vez terminada la nivelación o preparación del banco de la draga, esta transita hasta el extremo del corte, siendo este punto donde inicia a descubrir el carbón, por lo general en bloques de 50 m.

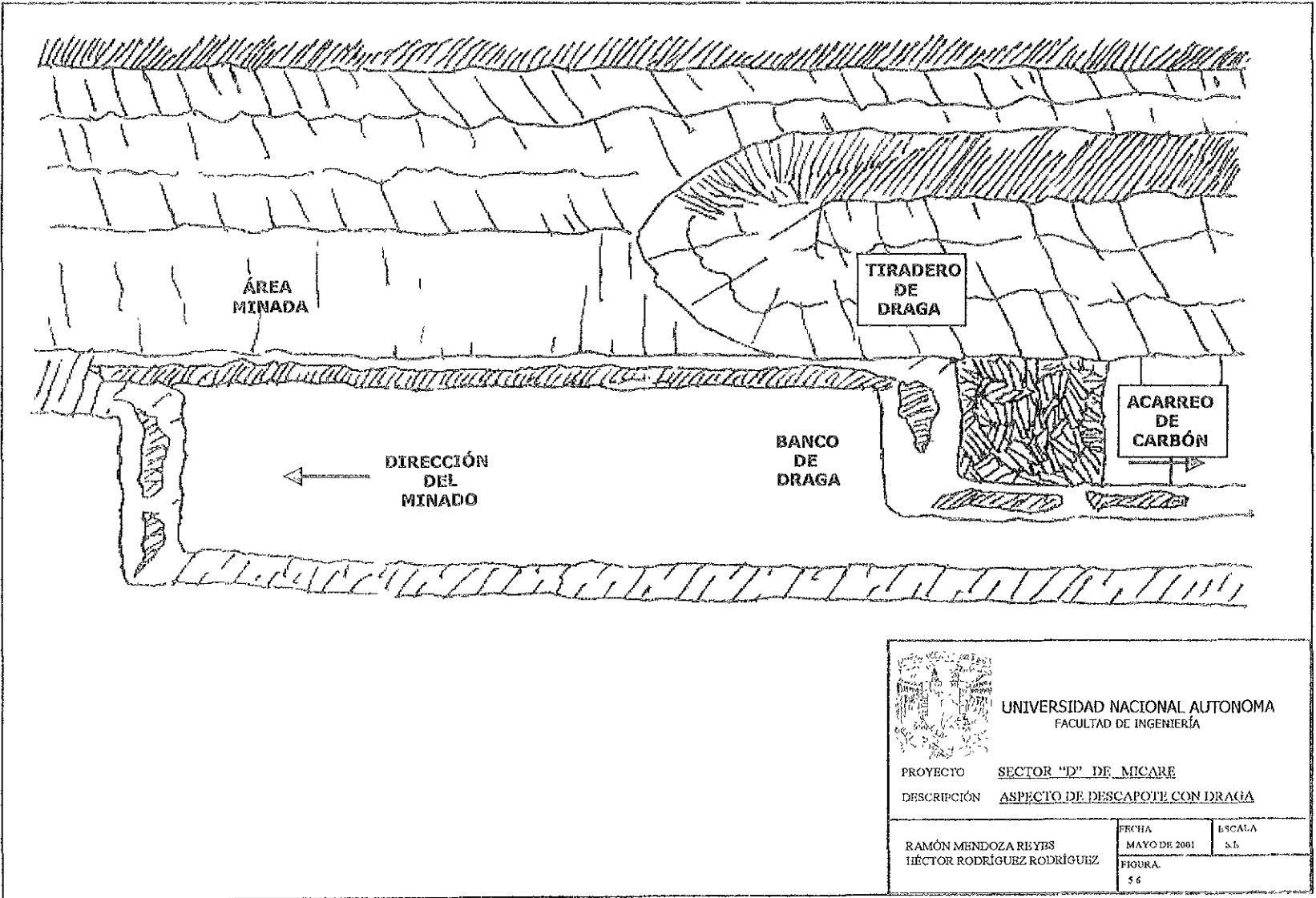
El avance de la draga siempre es de los extremos hacia el centro del corte, con el objeto de mantener constante la secuencia de minado, de otro modo se requiere de una preparación más adelantada y el riesgo de trabajar cerca de la operación del prebanco.

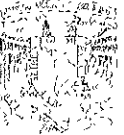
5.3.4 CARGA Y ACARREO DE CARBÓN.

La carga y acarreo de carbón es una actividad delicada, pues la calidad del mismo depende en gran medida de la experiencia del personal involucrado, considerándose el "corte de carbón" algo así como una actividad artesanal dentro de la operación (Fig. 5.6).

Preparación de plancha de carbón.

Una vez que la draga descubre un block, por lo general de 50m X 42 m, entran los tractores Caterpillar D10R con los operadores más experimentados a efectuar el



 <p>UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA FACULTAD DE INGENIERÍA</p>		<p>PROYECTO <u>SECTOR "D" DE MICARE</u></p>	
		<p>DESCRIPCIÓN <u>ASPECTO DE DESCAPOTE CON DRAGA</u></p>	
<p>RAMÓN MENDOZA REYBES HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ</p>		<p>FECHA MAYO DE 2001</p>	<p>ESCALA S.L.</p>
		<p>FIGURA 56</p>	

corte de carbón. Este consiste en primer lugar en limpiarlo para lo cual el supervisor del área debe de estar muy atento con la información proporcionada por geología principalmente aquella relativa a posibles fallas. El carbón se limpia totalmente hasta dejarlo totalmente expuesto y sin nada que lo contamine. Para limpiarlo el operador retira con la cuchilla del tractor todo aquel material que pudiera contaminarlo y en las áreas con fallas limpia de manera paralela a las mismas.

Corte de carbón.

Este es función del espesor, para el caso del Tajo III los mantos se presentan como un solo paquete por lo que el tractor desgarrar el material y luego permite que entre el equipo de carga y acarreo y lo extraiga hasta 5 ó 10 cm antes del piso del manto inferior económicamente explotable. Posteriormente el tractor limpia y apila el resto de carbón. En los casos en que el carbón se presenta en varios estratos o mantos, este debe de ser desgarrado (a veces se recuperan mantos de 10 o 15 cm) y apilado, para posteriormente limpiar el siguiente manto y así sucesivamente.

Carga y acarreo.

Una vez que el tractor desgarrar el carbón entra el equipo de carga y acarreo, por lo general mediante una rampa de acceso que lo sitúa hasta la base del manto y carga el carbón que le alimenta el tractor, posteriormente se permite que el tractor limpie el resto (lo que no pudo tomar el cargador) y lo apile para ser cargado. Se debe de tener especial cuidado de cargar los camiones con la mayor cantidad posible de carbón sin que este se tire en el camino, así como de revisar que las cajas se encuentren limpias.

El carbón se transporta a un patio de manejo en donde será separado de acuerdo con su calidad y posteriormente reembarcado por medio de camión o banda transportadora a un sitio de mezcla.

5.3.5 REHABILITACIÓN AMBIENTAL.

Una vez retirado el carbón se rellena esa área con el material estéril producto del descapote del siguiente corte, así como con el material descapote de las palas, conservando sólo ciertas áreas para acceso al corte de carbón. Las áreas de tiraderos que van quedando abandonadas son niveladas con tractor en forma de lomeríos para posteriormente ser cubiertas con suelo vegetal por medio de la motoescrepa.

Una vez extendido el suelo vegetal entra en acción el área o departamento de ecología, que se encarga de reforestar o devolver en lo posible las condiciones originales del terreno, para lo cual se utiliza un tractor agrícola para la siembra de pastos u otras especies vegetales de la región: si bien nunca se restituyen en un 100% las condiciones originales del terreno, lo anterior es un claro intento por devolver al sitio explotado sus condiciones originales.

5.4 DESCAPOTE CONVENCIONAL.

El sistema de explotación para minado a cielo abierto con descapote convencional se aplicará en el sexto año de vida del yacimiento, y consiste de dos bancos, uno con pala eléctrica y camiones, y otro con excavadora hidráulica y camiones (Fig. 5.7).

5.4.1 RECUPERACIÓN DEL SUELO VEGETAL.

La remoción del suelo vegetal es prácticamente idéntica a la efectuada para el descapote con draga, sus variantes son únicamente las relativas a los sitios y distancias que se deben conservar entre el área limpia de suelo vegetal y la de descapote.

En los laterales al avance de la explotación debe limpiar un ancho de por lo menos 18 m, que es el largo de una perforadora trabajando perpendicularmente al corte para dar taludes de 70°, se debe limpiar de suelo vegetal todos los caminos, también de los tiraderos o áreas donde será depositado el material estéril, así como el avance del corte en una longitud del orden de los 50 a 70 m para permitir el avance de las voladuras y la barrenación respectiva.

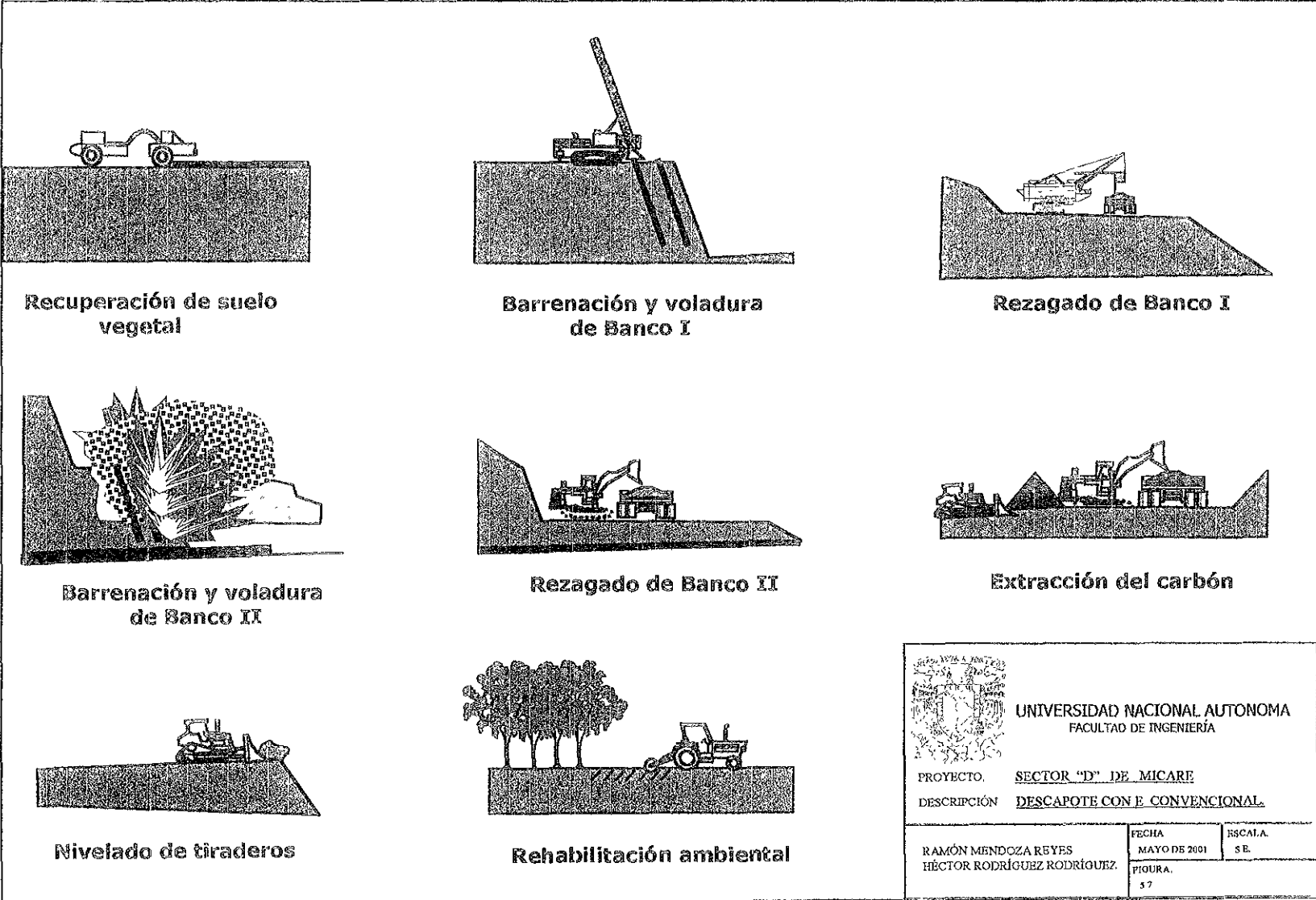
5.4.2 BARRENACIÓN Y VOLADURA.

Barrenación

La barrenación de los bancos de estéril se efectúa mediante una perforadora rotaria Ingersoll Rand DMM3, en el caso del Banco I con una plantilla de 10 m X 11 m a tresbolillo con diámetro de barreno de 0.31 m (12 ¼") y con una altura de 46 m y, en el caso del Banco II la plantilla usada será de 9 m X 10 m y altura de 19 m también a tresbolillo.

En el caso del Banco I la barrenación se efectúa en lo posible con un ángulo de 70° con respecto al plano horizontal paralelo al avance, dicha inclinación proporciona un talud más seguro para el equipo de carga y por lo general produce mejores voladuras. Los taludes perpendiculares al avance requieren de manera obligada una inclinación de 70° para evitar derrumbes o caídos y cuando es posible se perfilan adicionando un barreno entre línea y línea o con tractor luego de la voladura. Al igual que en el Prebanco, la barrenación del Banco I por lo general se hace con una profundidad tal igual a la altura del Banco.

En el caso del Banco II los barrenos siempre son verticales debido a que no se cuenta con el espacio suficiente para poner la perforadora en otra posición que no sea perpendicular al avance. La barrenación en el Banco II requiere de especial atención pues debe de hacerse a una profundidad tal que no llegue al carbón, de hacerlo así, al momento de la voladura se dañarían el manto con la consecuente



perdida en la recuperación del mismo. Por lo general y de manera práctica siempre antes del carbón hay presencia de lutitas carbonosas que sirven como guía para detener la barrenación, o en el caso de medirse el banco (de acuerdo con el número de barras que se emplean) se detiene el barreno un metro antes de llegar al carbón. Excepciones a la regla anterior se presentan en los casos en que el conglomerado se presenta directamente sobre el carbón, en los que se debe de barrenar hasta tocar el límite superior del manto.

Voladura

Las voladuras del Banco I son de características similares a las del Prebanco por lo que no requieren de mayor discusión.

En el caso del Banco II del Tajo III del Sector D, las voladuras se efectúan con un factor de carga de 0.300 kg/m^3 y una relación de explosivos 70/30, la disminución en el factor de carga comparado con el banco de la draga de 0.460 kg/m^3 se debe a que en este caso no hay beneficio adicional por el logro de un desplazamiento extraordinario del material volado, por lo que además de disminuir el explosivo empleado posibilita realizar la detonación más cerca del manto de carbón.

El monitoreo de las voladuras, es en estos casos, totalmente indispensable.

5.4.3 CARGA Y ACARREO DE MATERIAL ESTÉRIL.

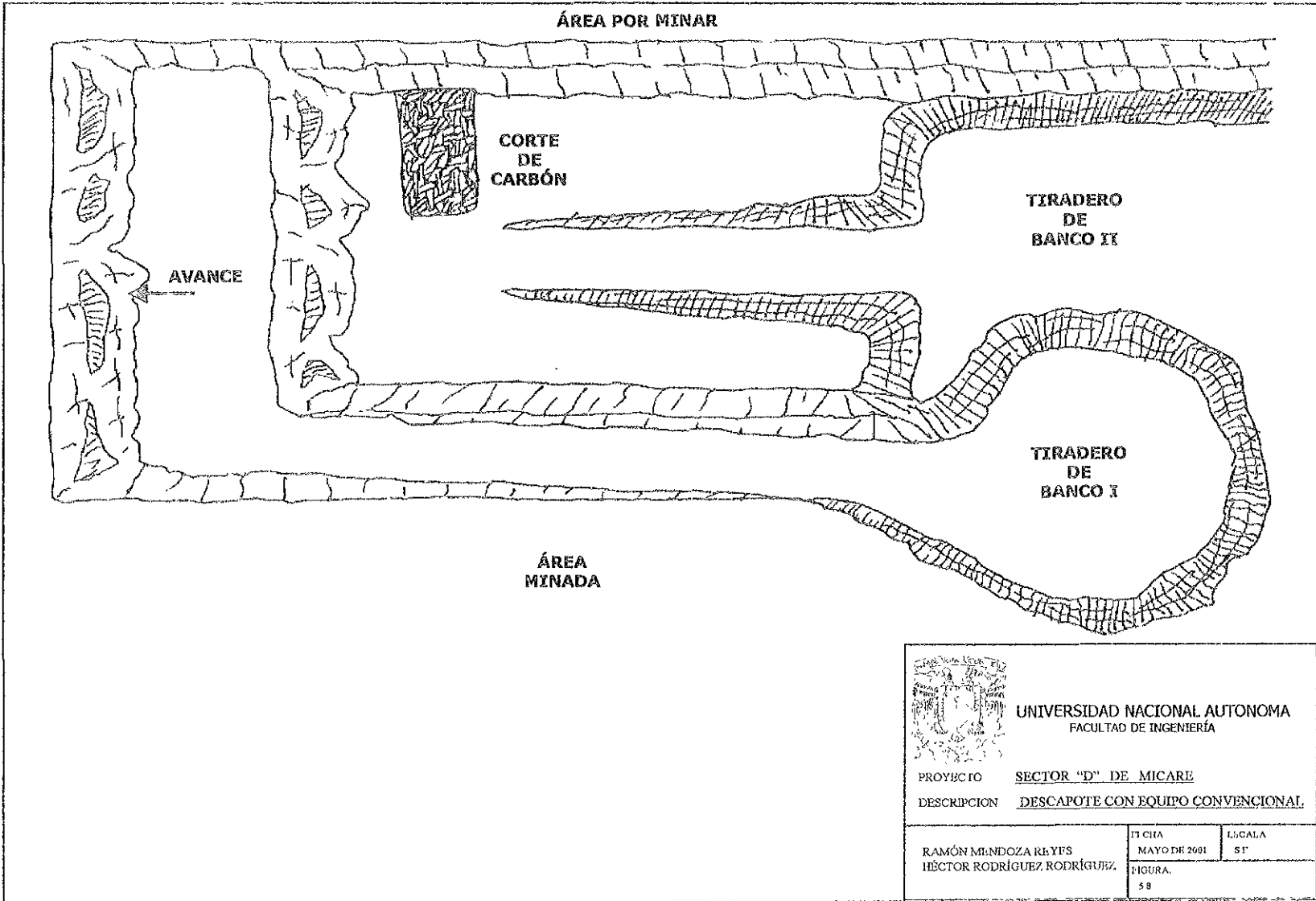
Después de efectuada la voladura entran los equipos de carga y acarreo, que en este caso consisten de una pala eléctrica de 43 m^3 con camiones diesel de 96 m^3 para el Banco I, y excavadora hidráulica de 17 m^3 con camiones diesel de 96 m^3 para el Banco II (Fig. 5.8).

Banco I

El descapote del Banco I se efectúa bajo los mismos parámetros que el del Prebanco, sin embargo por ser este un método más flexible, permite a los camiones vaciar en diversos sitios, siempre y cuando no interfieran con las demás actividades involucradas.

Banco II

En el Banco II, luego de la voladura, se sigue la misma secuencia que en el Banco I, sólo que ésta es más simple pues no requiere de acomodo de cable. En general la operación con excavadora hidráulica es más sencilla dado su versatilidad, su potencia y sus dimensiones menores, si bien su capacidad de producción es inferior. Equipos como este se utilizan en el Banco II debido a que por lo general se trabaja en presencia de agua o pisos no consolidados y además se debe de tener especial cuidado de no lastimar el carbón. Por tal motivo el estéril se remueve hasta 5 ó 10



 <p>UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA FACULTAD DE INGENIERÍA</p>		
PROYECTO	<u>SECTOR "D" DE MICARE</u>	
DESCRIPCIÓN	<u>DESCAPOTE CON EQUIPO CONVENCIONAL</u>	
RAMÓN MENDOZA REYES HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ	TI TEMA MAYO DE 2001	ESCALA 5"
	FIGURA, 58	

cm antes de llegar al carbón, este espesor es suficiente para protegerlo del tránsito del equipo.

El material estéril acarreado del Banco II debe de ser tratado de forma diferente por los camiones debido a que si éste contiene mucha humedad o alto contenido de agua y es vaciado en una sola parte del tiradero puede provocar que éste falle y se "caiga" propiciando un accidente. Se debe de tener especial cuidado en estos casos mezclando material de Banco I con el de Banco II o rehabilitando con material seco los tiraderos "caídos" o agrietados.

La cuadrilla del banco II debe de trabajar descubriendo superficies de carbón de dimensiones tales que permitan su extracción.

5.4.4 CARGA Y ACARREO DE CARBÓN.

La carga y acarreo de carbón es prácticamente idéntica que la efectuada en el descapote con draga, sólo se mencionaran las diferencias entre uno y otro sistema.

Preparación de plancha de carbón.

En el descapote convencional por lo general se corta el carbón en superficies de dimensiones menores a los 40m x 20 m, debido a que el equipo de descapote del Banco II es el encargado de esta actividad, a diferencia del descapote con draga en el que se requiere de uno o dos equipos dedicados al carbón las 24 hrs. La preparación de la plancha es igual en ambos sistemas.

Corte de carbón.

Se efectúa del mismo modo que en el sistema de descapote con draga (inciso 5.3.4).

Carga y acarreo.

En esta actividad se debe poner especial atención en limpiar perfectamente las cajas de los camiones para evitar contaminar el carbón, dado que estos pasan del acarreo de estéril al de carbón.

5.4.5 REHABILITACIÓN AMBIENTAL.

Una vez retirado el carbón, esta área servirá para tiro de material de descapote, siempre conservando una distancia prudente de modo tal que no interfiera la operación normal de las áreas de trabajo, accesos, cárcamos y rampas. La rehabilitación de las áreas sigue la misma secuencia para ambos sistemas de explotación.

5.5 SERVICIOS AUXILIARES.

Dentro de la preparación y posterior aplicación de los dos sistemas de descapote involucrados existen dos constante que afectan de manera contundente las operaciones, esta es la presencia de agua y el mantenimiento de infraestructura y equipos.

Manejo de Agua.

El departamento de geohidrología se encarga de proporcionar un área de trabajo seca, sin embargo el departamento de operación se asegura de que así sea. Esto es, el departamento de geohidrología se encarga del diseño y abatimiento del nivel freático del área de explotación mediante una "pantalla" de pozos de extracción, y el departamento operativo se encarga del agua que se filtra directamente a las zonas de operación y que la pantalla de abatimiento no pudo controlar.

Si bien se diseña una pantalla de pozos de extracción de agua alrededor de las zonas de explotación, y esta se mueve conforme avanza el minado, nunca aísla en un 100% el interior del tajo. Las baterías de bombas son colocadas hasta seis meses antes del inicio del minado con separación promedio de 50 m entre sí.

Por lo general las áreas de Banco I y Prebanco son secas, sin embargo por debajo de este nivel se presenta agua que debe de ser controlada. El agua que normalmente contiene el conglomerado, al ser cortada con la operación, se libera dicha agua afectando las zonas de lutitas o al carbón, con lo que la operación se complica o a veces se imposibilita. Dichos flujos deben de ser conducidos por medio de cunetas o zanjas, excavadas con tractor o motoniveladora, hasta cárcamos secundarios, excavados con retroexcavadora preferentemente. Los cárcamos secundarios se localizan en puntos específicos en donde se aprecian escurrimientos notables o en áreas que requieren de estar totalmente secas, tal es el caso del manto de carbón al momento de su extracción. A partir de dichos cárcamos el agua es conducida por medio de motobombas hasta un cárcamo principal y de ahí, mediante bombas sumergibles de hasta 65.6 kW hasta el nivel "cero" o superficie, sitio en donde la descarga de la bomba va directamente a un canal que forma parte de la batería de pozos.

Mantenimiento.

El mantenimiento es una pieza clave de cualquier operación mecanizada, la causa más frecuente de pérdida de productividad es la baja disponibilidad del equipo debido a su continua falla. El mantenimiento preventivo incorrecto, mal planeado o ejecutado causa desorden y congestión de equipo en el taller, lo que aunado con la continua falta de respeto del departamento operativo a los programas de mantenimiento, argumentando siempre la necesidad del equipo para producir y la operación incorrecta, son el origen de este problema.

Dada la gran cantidad de equipos, el mantenimiento preventivo debe de funcionar como una línea de ensamble en la que cada equipo entra puntualmente a cada estación y permanece solo el tiempo programado. Con excepción de las palas y la draga (que requieren 12 hrs por sesión), todo el equipo no debe de permanecer más de 8 horas en mantenimiento preventivo. El sistema debe de involucrar las siguientes actividades:

- Lavado
- Cambio de filtros y aceite
- Lubricación
- Inspección
- Ajustes mecánicos
- Reparaciones menores
- Soldadura
- Servicio del aire acondicionado
- Revisión eléctrica.

5.6 INSUMOS Y MATERIALES UTILIZADOS.

Una operación de esta magnitud (en el caso de MICARE) requiere de un sinnúmero de actividades, insumos y materiales alrededor de la misma, se mencionan brevemente algunos de los mas importantes. Las labores de exploración, planeación, operación, manejo de carbón y venta son bastante complejas y requieren de una entrega total por quienes forman parte de la empresa. Es por esto que muchas otras actividades consideradas "satélite" o secundarias, sin dejar de ser consideradas muy importantes, son encomendadas a contratistas.

Energía eléctrica.

El tajo requiere de la operación de 3 líneas eléctricas de características distintas entre sí. La primera de ellas es la utilizada para alimentar la draga, pues esta requiere un total de 12,436 kW , la segunda línea es utilizada por la pala eléctrica y la tercera por la batería de bombas y otros servicios como taller, oficinas y alumbrado. Para la instalación inicial de las líneas el uso de contratista es primordial, el mantenimiento, y su ampliación posterior se efectúa con personal de la empresa.

Combustible.

El suministro de combustible conviene efectuarlo por medio de contratista, el cual abastece directamente a cada equipo en el sitio de trabajo durante los tiempos de paro por cambios de turno o toma de alimentos. Las pipas utilizadas deberán de contar con sistema de llenado rápido.

Agua.

El suministro de agua para servicios, oficinas y riego de caminos, será a partir de cualquiera de los múltiples pozos profundos en operación. En el caso del agua para las tornapipas se debe de instalar un tanque y una toma de agua para su rápido llenado. El agua para el personal conviene suministrarla por contratista el cual entregará garrafones de agua potable en áreas de oficinas y talleres, y llenará los depósitos distribuidos en diferentes áreas del tajo como oficinas, comedor de campo, así como estacionamientos de equipos. Durante el verano dicha agua debe de ir acompañada con hielo, pues en esta época son comunes las temperaturas superiores a los 40°C.

Transporte de personal.

La distancia entre el proyecto y las zonas urbanas de Piedras Negras, Nava y Nueva Rosita, obliga a proporcionar un sistema de transporte de personal ágil y confiable, el cual debe de acceder a las áreas de operación para evitar demoras por traslados de personal hacia el interior del tajo.

Combustibles y refacciones.

Dado que la gran mayoría del equipo es nuevo, las condiciones de venta y crédito, por parte del proveedor, incluyen el servicio de mantenimiento, así el suministro de refacciones y combustible son de su responsabilidad. En el caso del resto del equipo, éste está a cargo del área de mantenimiento del tajo.

5.7 ASPECTOS AMBIENTALES.

La actividad minera modifica de manera importante el entorno, esto es aún más dramático en las grandes operaciones a cielo abierto que involucran áreas extensas. Es imposible evitar la transformación del sitio de trabajo, sin embargo la clave está en devolver en lo posible las condiciones originales del terreno.

Lo primero es evaluar las condiciones del área de proyecto antes de su ejecución, identificar los impactos que se presentarán durante la operación y establecer medidas de mitigación tendientes a evitar en lo posible el deterioro ambiental o buscar revertir dichos impactos.

En los siguientes incisos se plantean los principales tipos de impacto esperados, así como las acciones a implementarse para su corrección o mitigación. Los principales elementos a proteger son:

- Agua
- Suelo
- Atmósfera
- Flora y fauna

5.7.1 AGUA

TIPO DE IMPACTO	MEDIDA DE MITIGACION
<p>Durante la operación, la limpieza de equipo, y maquinaria, así como la actividad del personal, se generarán aguas residuales.</p> <p>Instalación de pozos de bombeo: Se instalaran pozos de bombeo con el fin de evitar el flujo del agua a las zonas de operación, lo que traerá consigo el abatimiento del nivel freático.</p> <p>El acuífero se abatirá por la explotación. Esta afectación será conforme se inicie el bombeo de los pozos de achique, asimismo se debe señalar que la afectación será conforme se lleve a cabo la obra, con la apertura de los cortes para la extracción tanto del material estéril como del carbón.</p>	<p>En primer termino para evitar la contaminación del manto acuífero por efecto de las aguas residuales se llevaran a cabo las siguientes actividades:</p> <p>Los diferentes afluentes, según sus características serán canalizados hacia sistemas independientes de drenajes.</p> <p>El agua residual producto de la limpieza y mantenimiento de los equipos será colectada en un sistema de drenaje industrial donde se separarán los sólidos, las grasas y los aceites, esta agua se podrá reutilizar para el mismo lavado de los equipos o para riego de caminos.</p> <p>El uso de las letrinas portátiles no prevé la utilización de agua para sanitarios, por lo que se considera no existirá contaminación en este aspecto.</p> <p>Para el control de agua jabonosa generada en el aseo de manos se tiene contemplado construir pequeñas fosas sépticas y de esa manera se evitará la contaminación con este tipo de agua.</p> <p>Se considerará el agua producto del abatimiento del nivel freático, dado que el acuífero descarga al Río Bravo y el "Tajo III" se localiza en colindancia con el Río, justamente ahí es donde se canalizará el agua, sobre todo considerando que sus condiciones físicas y químicas no sufrirán ninguna modificación, todo esto de común acuerdo con las autoridades de la Comisión Nacional del Agua. Además parte del volumen de agua se surtirá a las termoelectricas de CFE para su aprovechamiento.</p>

5.7.2 SUELO

TIPO DE IMPACTO	MEDIDA DE MITIGACION
<p>Durante todas las etapas del proyecto habrá una afectación directa al suelo ya que este será removido, principalmente durante la operación del Tajo.</p> <p>La topografía se modificará de su forma original a un conjunto de lomeríos con altura máxima de 20 m en los primeros cortes, disminuyendo esa altura poco a poco a medida que avanzan los cortes hasta estar al nivel del piso natural.</p>	<p>En el corto plazo no es factible atenuar la alteración de la topografía, sin embargo una vez terminada la explotación de cada corte del Sector D, se llevará a cabo el relleno y nivelación del terreno, se formarán lomeríos de pendientes ligeras, por lo que se considera que la topografía al final del proyecto tendrá la apariencia de rasgos topográficos comunes en la región.</p> <p>En la etapa de preparación y explotación se recuperará el suelo vegetal, producto del desmonte, para posteriormente utilizarlo en la rehabilitación del área.</p> <p>Por otra parte, para evitar la contaminación del suelo, se evitará la disposición de cualquier residuo a la intemperie, los residuos peligrosos (principalmente aceites usados y material impregnado de grasas y aceites) serán dispuestos en un almacén el cual tendrá un piso sellado e impermeabilizado, con un sistema de contención para derrames y será autorizado por las autoridades competentes.</p> <p>En lo que respecta a los residuos domésticos, estos serán colocados en contenedores con tapa para evitar la proliferación de fauna nociva y que estos se constituyan en focos de infección.</p>

5.7.3 ATMÓSFERA

TIPO DE IMPACTO	MEDIDA DE MITIGACION
<p>Durante el desmonte, la construcción de las obras de servicio y de caminos habrá levantamiento de polvo, esto provocaría un impacto en los trabajadores y personas que se encuentran cerca de la zona de construcción.</p> <p>En lo que se refiere a la etapa de operación del Proyecto Tajo III habrá emisiones a la atmósfera de partículas de carbón, durante el traslado por camiones para llevar el carbón a los patios de recepción en Mina II y el propio Tajo.</p>	<p>Para disminuir la emisión de polvos por el tránsito de los equipos se mantendrá el riego constante de los caminos de acceso al proyecto, y de los caminos de servicio por medio de las pipas de riego. Asimismo se planea la utilización de aglutinantes naturales como el Cloruro de Calcio para la mitigación de polvos fugitivos.</p> <p>Durante el traslado del carbón en los camiones estos estarán cubiertos con lona y se revisarán periódicamente para mantenerlas en buen estado.</p>

5.7.4 FLORA Y FAUNA

TIPO DE IMPACTO	MEDIDA DE MITIGACION
<p>Durante la etapa de preparación del sitio, construcción y operación del tajo, se llevarán a cabo desmontes, por lo que habrá una pérdida total de la cubierta vegetal.</p> <p>El desmonte de la vegetación obligará el desplazamiento a zonas aledañas de la fauna nativa y el ganado, sin embargo no existen especies amenazadas, raras, endémicas o en peligro de extinción.</p>	<p>Para la reestructuración de la cubierta vegetal se considera la revegetación extensiva, una vez que se haya realizado el relleno, nivelación de los terrenos y la colocación de una capa de suelo de 0.50 m, con lo que una vez restituido el terreno seguramente las especies nativas existentes regresarán a su hábitat natural una vez que disminuya la presencia de personas y equipos en dichas áreas.</p>

6. ANALISIS DE RESULTADOS

A manera de análisis a continuación se enlistan las conclusiones más importantes del presente estudio y las recomendaciones más relevantes para asegurar la correcta implantación del plan de minado elaborado.

6.1 Conclusiones

Con el objeto de mantener el nivel de producción y atender la creciente demanda de carbón por parte de la CFE, MICARE ha emprendido un programa de desarrollo de nuevos proyectos de explotación que aseguren el suministro de combustible a las centrales termoeléctricas de Nava, Coahuila.

Se identificó al Sector D como una de las mejores áreas para ser explotada en forma económica, dada su localización y contenido de reservas económicamente recuperables.

El presente estudio se inició con el ejercicio de confirmar la selección del método de minado. Previamente se realizó la clasificación del yacimiento utilizando las técnicas sugeridas por Nicholas, concluyendo que el Sector D es un depósito que se puede definir como de *forma tabular o plana*, cuyo mineral se considera de espesor *angosto*, de buzamiento *ligero* y con una distribución de valores *uniforme*. La competencia de las roca del techo se puede considerar entre *moderada a débil* y la del mismo mineral como *moderada*.

Empleado el modelo de selección de métodos de minado propuesto por Hartman y un modelo de decisión multicriterio, un grupo evaluador integrado por personal de diferentes disciplinas discriminó entre los sistemas subterráneos: cuartos y pilares y frentes largas con hundimiento y un sistema de minado a cielo abierto, habiendo determinado que el sistema más conveniente es el de explotación por minado a cielo abierto en su modalidad de "zanjeo".

Es importante señalar lo útil que resulta el que se integre al mencionado grupo evaluador, personal que se desempeña en las diferentes áreas de la empresa, esto le da mayor objetividad en el momento de la toma de decisiones, ya que cada integrante ofrece una perspectiva basada en el ámbito de su desempeño.

Los niveles de producción establecidos por el cliente requerían que se confirmara la utilización de los equipos existentes en la operación del Tajo II, entre los que se encuentra la draga caminante más grande de Latinoamérica con un cucharón de capacidad de 52 m³, es así como se presentó la mecánica utilizada para la selección de la maquinaria adicional, la cual se basó de igual forma en un modelo de decisión multicriterio.

Como resultado de este análisis se recomienda la adquisición de una pala eléctrica de cables con cucharón de capacidad de 43 m^3 , una excavadora hidráulica accionada por motor diesel con cucharón de 21 m^3 de capacidad y 7 camiones diesel fuera de carretera de 240 t de capacidad; asimismo se recomienda el equipo auxiliar consistente en una tractor de orugas, una motoniveladora y una perforadora rotaria.

El diseño de la explotación está muy relacionado con la selección de la maquinaria; por razones de presentación en este ejercicio se desarrolló en primera instancia la selección de la maquinaria y esto se basó en que una de las premisas principales consistía en emplear los equipos existentes en las operaciones que estarían agotando las reservas al momento del inicio de este proyecto. La realidad es que esto es un proceso casi simultáneo y normalmente es iterativo, de forma que el diseño de la explotación tiene que considerar un cierto tipo de maquinaria y asimismo la selección de la maquinaria cuenta con algunos parámetros de operación que ayudan a encuadrar las características principales de los equipos.

Uno de los principales parámetros de diseño es la determinación de la relación económica de descapote, la cual se entiende como la cantidad de material estéril que se puede remover por cada unidad de mineral y con la cual se alcance la utilidad esperada.

Es importante señalar que, dada la trascendencia de este parámetro, en el caso de que se tenga experiencia de operaciones similares, se debe contar con una buena estructura y clasificación de costos de operación que reflejen las condiciones de operación de los equipos. Si no se cuenta con experiencia en la operación de los equipos, se recomienda realizar una profunda investigación en operaciones similares que empleen los equipos que se pretenden adquirir.

Para el caso estudio el resultado obtenido confirmó una cifra que se ha manejado en MICARE durante varios años como una premisa de diseño; una relación de descapote de 25 metros cúbicos de material estéril por cada tonelada de carbón a extraer define el límite de avance en el sentido de la profundización del manto de carbón.

El diseño de la operación por zanjeo, que permita la operación de la draga en una forma que maximice su productividad en el arranque del proyecto, requiere de la preparación de una excavación inicial conocida como "corte de caja". En este análisis se define una excavación mínima de 80 m en la base lo cual permitirá extraer carbón a una relación de descapote de 22 metros cúbicos de material estéril por cada tonelada de carbón. Cabe señalar que la excavación mínima requerida para el acomodo de los tiraderos de la draga era de un corte de 50 m de ancho, sin embargo, con el objeto de mantener una relación de descapote menor a 25:1 se determinó incrementarla a los 80 m.

Se desarrolló un programa de actividades con el cual se preparó un diagrama de Gant que auxilió en el desarrollo de las actividades preoperativas previas al inicio de operación de la draga en el Sector D. Para esto se empleó como herramienta el administrador de proyectos de Microsoft.

Para la elaboración del plan de producción se propone la utilización de un sistema computarizado de estimación el cual se desarrolló en MICARE en colaboración con la compañía Norwest Mine Services, Inc. empleando herramientas de software comercial como lo son Quicksurf 5.0, AutoCAD R14 y hojas de cálculo de Excel.

Este sistema permite, mediante el empleo de herramientas de uso general, desarrollar un sistema que agiliza el proceso de estimación de la producción con un alto grado de confiabilidad sin perder flexibilidad en el proceso de diseño y en la simulación de la capacidad de producción.

La principal ventaja de utilizar un modelo de planeación "automatizado" como el que se propone, es que permite la elaboración de un mayor número de escenarios en una forma mucho más rápida, lo cual facilita la toma de decisiones referentes a un diseño de minado o una expectativa de producción. Se recomienda en la elaboración de análisis de sensibilidad en el cual alguna o varias de las consideraciones son modificadas para obtener tablas o gráficos de comportamiento que reflejen la respuesta de la operación ante tales variaciones.

En la actualidad, este modelo tiene un par de años de utilización en forma extensiva, con gran éxito frente al modelo de planeación tradicional, pues se pasó de una porcentaje de certidumbre del 88 al 95 en cuanto a producción programada y la calidad esperada.

Como resultado del proceso de planeación, después de haber construido el modelo se obtuvieron los resultados de la producción esperada en la cual se confirma la capacidad del proyecto para generar el tonelaje de carbón solicitado por el cliente. En promedio durante los 5 años de producción al 100 % después del primer año de preparación y sin considerar el séptimo año de traslado a otro proyecto se alcanza un nivel de 1.56 M de toneladas de carbón por año. Se requiere mover más de 30.4 M de metros cúbicos por año lo que arroja una relación de descapote promedio de 19.5 metros cúbicos de material estéril por cada tonelada de carbón extraída.

Con los resultados obtenidos por el modelo de planeación se preparó un análisis financiero de la operación en el Sector D en la cual se obtuvieron los siguientes resultados:

- Para una inversión inicial requerida de \$ 34.3 M USD se obtiene una utilidad de operación acumulada de \$ 40.2 M USD, al ser mayor esta última se cumple con el parámetro establecido por la empresa.

- La Tasa Interna de Retorno resulta en 26.8 %, aunque sigue siendo ésta mayor que la requerida de 25 %, resultó ser uno de los parámetros menos alentadores del análisis, sin embargo, se puede mencionar que al compararlo con inversiones de bajo riesgo, resulta ser atractivo.
- El cálculo del Valor Presente Neto arrojó un total de \$ 35.7 M USD al haberlo descontado al 25 % de interés anual. Esto indica que al nivel de flujo de efectivo este proyecto es bastante rentable.
- El Pay Back o periodo de pago de la inversión resultó en 2 años lo cual está dentro de lo requerido.
- Por último, el Margen de Operación resultante de cerca de 32 % confirma lo indicado por el VPN, esta operación tiene un buen desempeño en los flujos de efectivo.

La planeación para la preparación de la explotación y su secuencia programada cobran gran importancia para mantener la continuidad de la operación de los equipos. Se recomienda el uso de herramientas que faciliten la administración de los proyectos, en este caso una relación de actividades y un diagrama de Gant fueron de gran utilidad para las labores de monitoreo y fueron clave en el cumplimiento de programas establecidos.

Dado que esta es la única operación en México con una draga de gran escala, en este estudio se presenta el detalle del método de minado seleccionado y su aplicación a las condiciones geológicas y geohidrológicas de la Cuenca Fuentes-Río Escondido, esperando sirva como referencia de la aplicación de este sistema de explotación.

Cabe mencionar el gran esfuerzo que se debe realizar para conocer, controlar y operar el sistema en presencia de un manto acuífero de potencial importante. Esta labor se realiza con el objetivo de minimizar los problemas a la explotación y su impacto al medio ambiente.

En referencia a los aspectos operativos y solo a manera de reconocimiento para las personas que laboran en dicha operación se presentan a continuación algunos hechos y comentarios sobre la operación de la draga en MICARE los cuales han sido recopilados por comunicaciones directas así como en reportes de trabajo de operadores de otras minas de carbón en el extranjero, proveedores, y prestadores de servicio que han visitado esta operación de la cual como mexicanos nos sentimos orgullosos:

- El nivel de disponibilidad de la draga mexicana es mucho más alto que el promedio en otros países.
- "... el mantenimiento mecánico y el aspecto de orden y limpieza en esta draga son excepcionales"
- Es la operación de minado a cielo abierto de menor costo por metro cúbico removido en el país
- "...los operadores mexicanos han alcanzado los más altos estándares en el desempeño de los ciclos de operación"

6.2 Recomendaciones.

Se considera que el trabajo realizado, relativo al modelo de planeación y diseño, puede ser ampliado en el aspecto de que sea capaz de manejar la proyección de la explotación en los bancos de descapote previos, esto es, integrar el manejo de superficies tridimensionales para visualizar y estimar la volumetría en los bancos precedentes.

El modelo de planeación debe integrar en forma dinámica la determinación del límite de explotación definido por la relación económica de descapote. Esto es posible si se integra el modelo de valuación del precio de venta del carbón, considerando su calidad y los costos de operación que varían de acuerdo a la cantidad de material estéril a remover por tonelada de carbón.

En relación al sistema de explotación, es importante remarcar la importancia de mantener la preparación indicada en el diseño del prebanco, para balancear el banco de operación de la draga, con objeto de mantener el ritmo de descapote del manto de carbón que cumpla con las expectativas de producción establecidas.

Se requiere desarrollar un estudio de mecánica de rocas que permita determinar las condiciones necesarias para explotar en forma segura el manto a profundidades mayores a los 60 metros.

Continuar monitoreando el comportamiento del acuífero de acuerdo a las expectativas de mitigación del impacto y detallar la ingeniería de las obras de desagüe del tajo que permita mantener la continuidad del proceso productivo.

BIBLIOGRAFÍA

- ARICEAGA, CARLOS; ARRIAGA, FRANCISCO
Informe Geológico de la Cuenca Fuentes-Río Escondido
Comisión Federal de Electricidad, México, 1987
- NICHOLAS, DAVID E.
Selection Variables. *SME Mining Engineering Handbook*
Hartman, 2ª Edición, 1992, Cap. 23.1, Pag. 2051-2053
- NICHOLAS, DAVID E.
Selection Procedure. *SME Mining Engineering Handbook*
Hartman, 2ª Edición, 1992, Cap. 23.4, pág. 2092-2094
- BIENIAWSKI, Z.E.
Ground Control. *SME Mining Engineering Handbook*
Hartman, 2ª Edición, 1992, Cap. 10.5, pag. 903-912
- NAVA ROJAS, RODOLFO
Posibilidades de minado subterráneo en el área del Tajo III de MICARE
Reporte de Asesoría, 1994
- BERLANGA GUTIERREZ, JUAN MANUEL
Problema de la cercanía del acuífero "Sabinas-Reynosa"
Informe interno, MICARE. 1989
- BUTLER, JOHN; JIA, JIANMIN; DYER, JAMES
*Simulation techniques for the sensitivity analysis of multi-criteria
decision models*
Univ. of Texas at Austin, The Chinese Univ. of Hong Kong
European Journal of Operation Research, Abril 1996
- CATERPILLAR
Manual de Rendimiento Caterpillar
Caterpillar Inc., Edición 29, Peoria Illinois, EUA, 1998, Cap.23
- NORWEST MINE SERVICES, INC.
MICARE, Short Term Plan Options 1995-1998
Reporte de Asesoría, Agosto 1995.
- NORWEST MINE SERVICES, INC.
MICARE, Tajo I y Tajo III, Evaluación del Diseño de Voladuras
Reporte de Asesoría, Abril 1997.

- **MONTES DE OCA MIGUEL**
Topografía
Alfaomega, México, 1989
- **MICARE**
Desarrollo del plan mensual de operación
Documento interno M.A.C., México 1997
- **MICARE**
Desarrollo del Plan de Minado
Documento interno M.A.C., México 1997
- **MICARE**
Conjunción de información para cierre mensual
Documento interno M.A.C., México 1997.
- **COSS BU, RAUL**
Análisis y evaluación de proyectos de inversión
Limusa, México 2000.

ANEXO A. GLOSARIO DE TÉRMINOS

Área de trabajo

Es el espacio asignado a una flotilla de equipos de excavación minera.

Archivos con extensión .txt

Archivos en ASCII con información geológica de cada bloque evaluado, área y número progresivo.

Azufre

Es un contaminante del carbón, debido a que no puede eliminarse en el proceso, al momento de quemar el carbón el azufre es arrojado directamente a la atmósfera contaminando el medio ambiente. Se admite un máximo de 1.5% de azufre.

Banco

Es la porción del encape que se extrae en una operación minera. Normalmente definida por el alcance de los equipos de carga.

Banco I

Es el "banco" superior de un tajo.

Banco II

Es el "banco" inferior de un tajo.

Bloque

Se le llama a la figura geométrica que representa una porción de la excavación que se realizará para extraer un volumen de carbón determinado.

Cast Blast

Es el tipo de voladura que se realiza con el propósito de desplazar el material estéril, con la fuerza del explosivo, hacia el lugar de depósito final. Normalmente requiere de altos factores de carga.

Celda

Es un polígono regular empleado con fines evaluativos y que contiene todos los parámetros geológicos del carbón.

Ceniza

Es la proporción de material no combustible contenida en el carbón. A menor cantidad de ceniza mejor precio de venta.

Corte

El corte se refiere a toda acción o preparación para extraer el o los mantos de carbón.

Corte de caja

En una operación de draga es la excavación inicial realizada para crear la primera zanja, normalmente requiere que el material se deposite fuera de la excavación.

Densidad

La densidad se utiliza para el cálculo de toneladas de carbón.

Descapote

Es el movimiento de material estéril ejecutado para descubrir o "descapotar" el manto de carbón.

Disponibilidad

Es la relación que existe al dividir el tiempo que los equipos son susceptibles de ser operados, o sea, que no se encuentran bajo ningún aspecto de mantenimiento, y el tiempo total calendario de un periodo definido.

Efectividad operativa

Es la relación que existe entre la utilización y la disponibilidad de un equipo. A mayor razón mejor aprovechamiento del tiempo disponible del equipo.

Encape

Es la profundidad total a la que se encuentra el primer manto de carbón explotable a partir del nivel "cero" o del terreno natural. El material que lo compone se considera estéril.

Equipo convencional

Se le llama al equipo de descapote que consiste en cargadores o palas frontales y camiones de acarreo.

Espesor

Es la potencia de los mantos de carbón explotables.

Estado de resultados

Es el estado de pérdidas o ganancias monetarias de un proyecto de inversión.

Intercalado.

Es material estéril que se encuentra entre los mantos de carbón explotables.

Limpiar el carbón

Es el trabajo de separación del material estéril que sobreyace al manto de carbón. Normalmente es dejado por los equipos de carga para proteger al carbón y es retirado con tractores o motoniveladoras.

Margen de Operación:

Es el factor que se obtiene al dividir la utilidad de operación sobre las ventas totales de un negocio.

Molienda

Es el material de recorte que se obtiene al realizar barrenos con perforadoras equipadas con broca de tricono

Operador

Trabajador capacitado para manejar la maquinaria pesada de una operación minera.

Pantalla de abatimiento

Es el efecto causado al acuífero por la operación de una batería de pozos de agua equipados con bombas sumergibles.

Pay Back

Se le llama al periodo de cobertura de la utilidad de un negocio sobre la inversión realizada inicialmente.

Pinnacle.

Software y hardware desarrollado por Norwest Mine Service Inc. para el desarrollo de modelos geológicos y sistemas de planeación de yacimientos de carbón.

Plancha de carbón

Es el área de carbón expuesta, después de retirar el material estéril que le sobreyace.

Prebanco

Es la excavación superior realizada en material estéril y la cual prepara un banco de operación de un equipo mayor, tal como una draga. Normalmente se realiza con equipo convencional.

Relación de descapote.

Es un parámetro de explotación, se refiere a la cantidad de material estéril, en m³, que se requieren remover para extraer una tonelada de carbón.

Superficies.

Son archivos con extensión QSB (Quicksurf Boundary) que se generan a partir del Software Quicksurf.

Tasa interna de rendimiento:

Índice de rentabilidad definido como la tasa de interés que reduce a cero el valor de los ingresos y egresos futuros de un proyecto.

Utilidad

Es el rendimiento de una inversión después de descontar los gastos y erogaciones propias de la operación.

Utilización

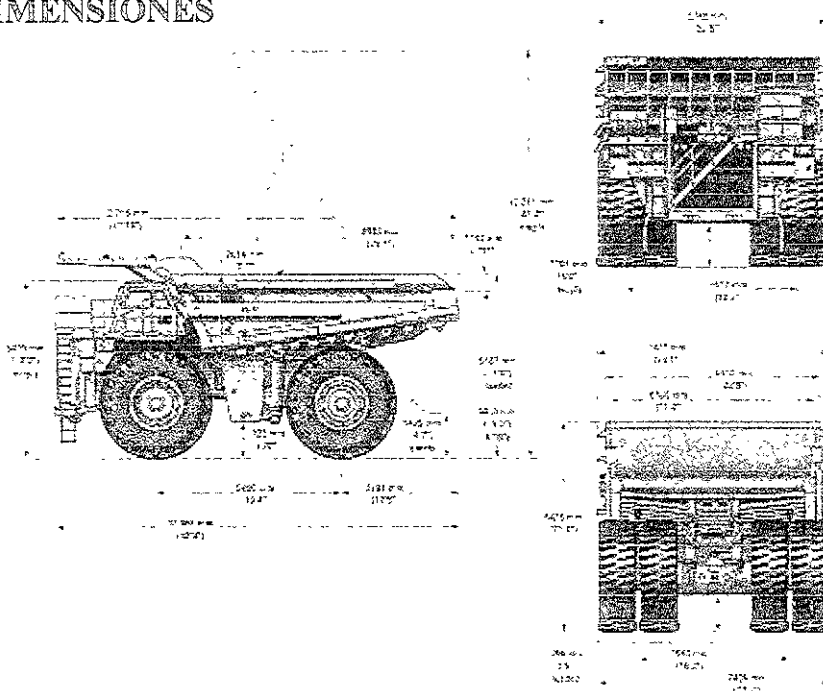
Es la relación que existe entre el tiempo que se emplea un equipo y el tiempo total calendario para un periodo definido.

Valor Presente Neto:

Criterio económico utilizado en la evaluación de proyectos de inversión que consiste en determinar la equivalencia, al tiempo de inicio del proyecto, de los flujos de efectivo futuros que genera un proyecto y comparar esta equivalencia con el desembolso inicial, considerando el valor del dinero a través del tiempo.

ANEXO B. FICHAS TÉCNICAS DE EQUIPOS

DIMENSIONES



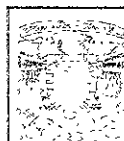
Service Refill Capacities

		U.S. Galons
Fuel tank	3785	1000
Cooling system	474	125
Clutchcase	392	77
Differential	662	175
Front Wheels, each	21	5.5
Rinal Drives, each	174	30
Steering Tank	130	34
Steering System (includes tank)	189	50
Brakes and Hoist Tank	586	155
Brakes and Hoist System (includes tank)	1137	300
Torque Converter Stamp	76	20
Torque Converter and Transmisión System (includes stamp)	189	50

Weights

Approximate

Standard vehicle (with body option 1)	82	21
Chassis with hoist and body mounting group and tires	11 511	291 150
Body empty	51 202	68 800
Total empty weight	62 713	79 950
Max operating weight	376 688	830 000
Weight distribution standard maximums		
	Empty	Loaded
Front Axle	28 900	33 100
Rear Axle	53 100	66 400



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
FACULTAD DE INGENIERÍA

PROYECTO SECTOR "D" DE MICARE

DESCRIPCION CAMION CAT 793C

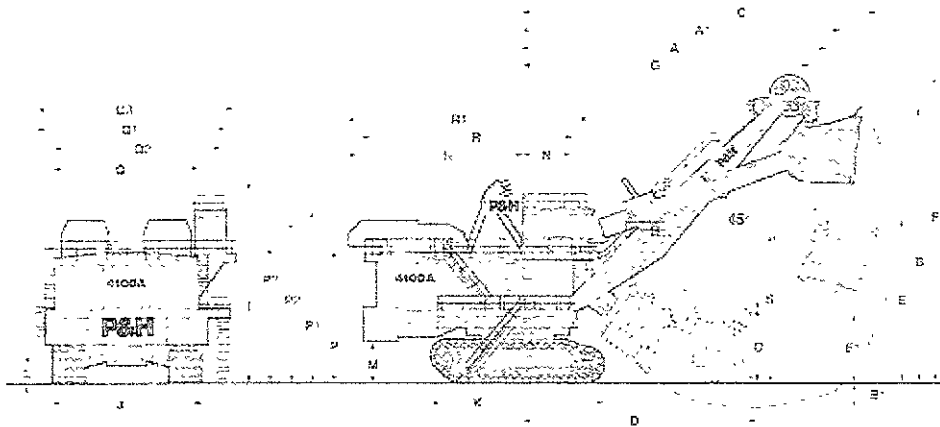
RAMON MENDOZA REYES
HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ

FECHA
MAYO DE 2001
FIGURA:

ESCALA
SE

B 3

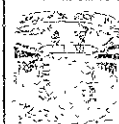
OPERATING SPECIFICATIONS



CROTATION

WORKING RANGES			GENERAL DIMENSIONS		
Rated Capacity (Load)	330 000 lbs.	149 688 kg	H	Height of Counterweight	35 ft. 4 in. / 10.76 m
Rated Angle	45°	45°	I	Max. Height Over Gantry	41 ft. 5 in. / 12.62 m
Dump Capacity (Nominal)	56 yd ³	42.8 m ³	J	Overall Width of Crawler	32 ft. 0 in. / 9.75 m
Dump Capacity (Average)	40-80 yd ³	30.6-61.2 m ³	K	Overall Length of Crawler	33 ft. 0 in. / 11.58 m
Rated Power	84 ft. 0 in.	19.51 m	L	Ground Clearance	3 ft. 6 in. / 1.07 m
Efficient Bucket Profile Length	35 ft. 0 in.	10.67 m	M	Height - Ground to Bottom of Counterweight	9 ft. 1 in. / 2.77 m
A Dumping Radius (Max. Lift)	67 ft. 8 in.	20.56 m	N	Center of Rotator to Base of Front Pin	11 ft. 6 in. / 3.51 m
A Dumping Radius (Max. Lift)	70 ft. 8 in.	21.54 m	O	Height - Ground to Base of Fuel Tank	16 ft. 2 in. / 4.9 m
B Height of Dip (Max.)	55 ft. 10 in.	17.32 m	P	Height - Ground to Top of Rear Row of Section	27 ft. 7 in. / 8.41 m
B Depth of Dip (Max.)	5 ft. 8 in.	1.73 m	P1	Height - Ground to Top of Operator Compartment	36 ft. 4 in. / 11.07 m
C Dumping Height (Max)	88 ft. 2 in.	26.83 m	P2	Height - Ground to Top of House Pressurization System	34 ft. 5 in. / 10.49 m
D Front Level Radius	51 ft. 4 in.	15.65 m	P3	Height - Ground to Top of House	27 ft. 6 in. / 8.38 m
E Dumping Height (Max.) - Door Open	32 ft. 10 in.	10.01 m	Q	Width of House	30 ft. 10 in. / 9.40 m
E1 Dumping Height (Max.) - Door Open	15 ft. 4 in.	4.98 m	Q1	Width of House and Star Platform	42 ft. 2 in. / 12.85 m
F Clearing Height of Rear Part of House	64 ft. 3 in.	19.58 m	Q2	Width of House and Operator Compartment	36 ft. 0 in. / 11.18 m
G Clearing Height of Front Part of House	62 ft. 4 in.	19.00 m	Q3	Width of LH Crawler and Operator Compartment Crawler	43 ft. 2 in. / 13.16 m
			R	Overall Length of House	41 ft. 8 in. / 12.70 m
			R1	Overall Length of House Pressurization System and Operator Compartment	50 ft. 0 in. / 15.24 m
			S	Height - Ground to Operator Eye Level	37 ft. 0 in. / 9.75 m

NOTE: Dimensions are given in feet and inches. Metric dimensions are given in meters. Measurements are subject to change without notice.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
FACULTAD DE INGENIERÍA

PROYECTO **SECTOR "D" DE MICARE**

DESCRIPCIÓN **PALA P&H 4100A**

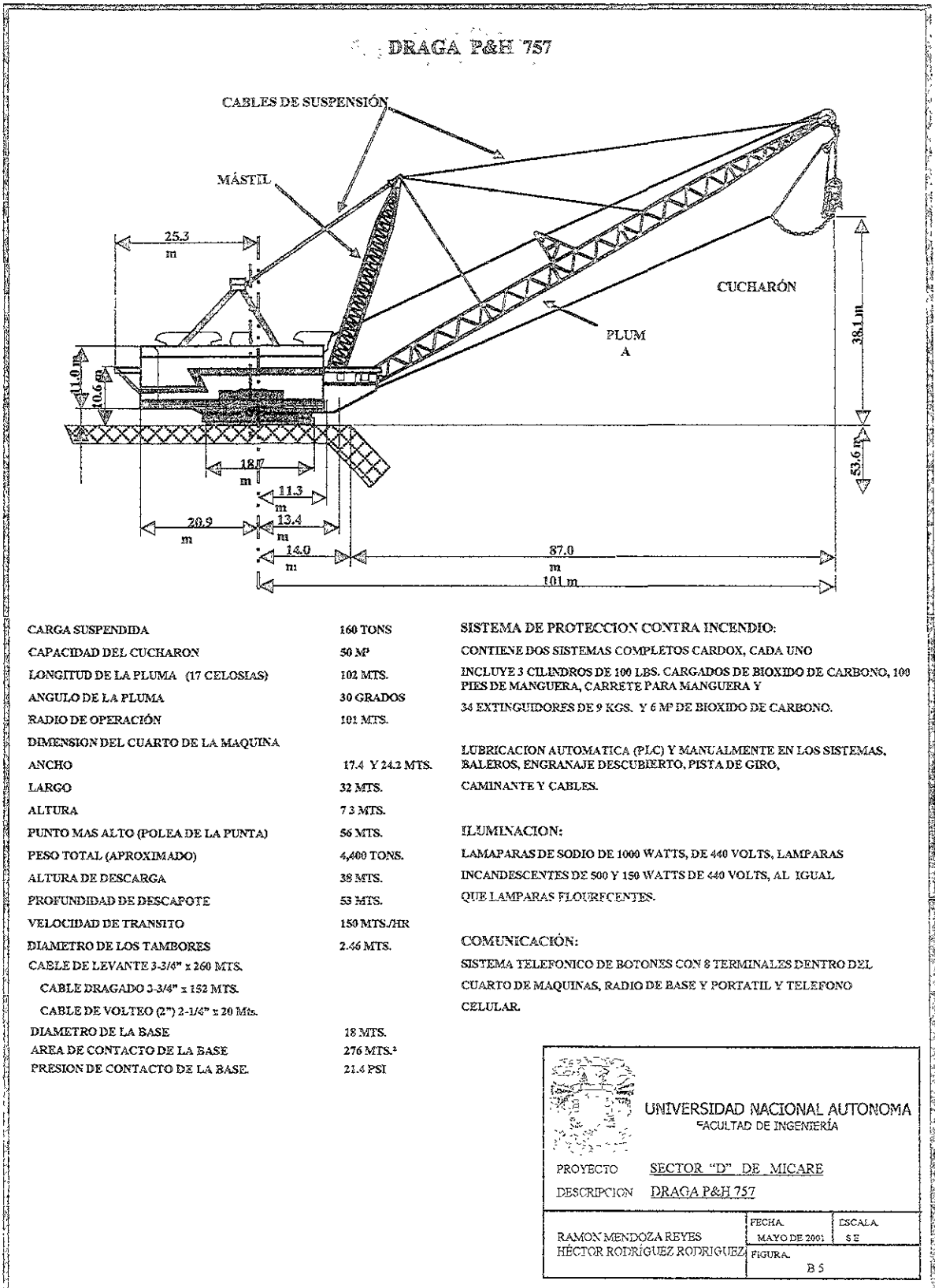
RAMÓN MENDOZA REYES
HÉCTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ

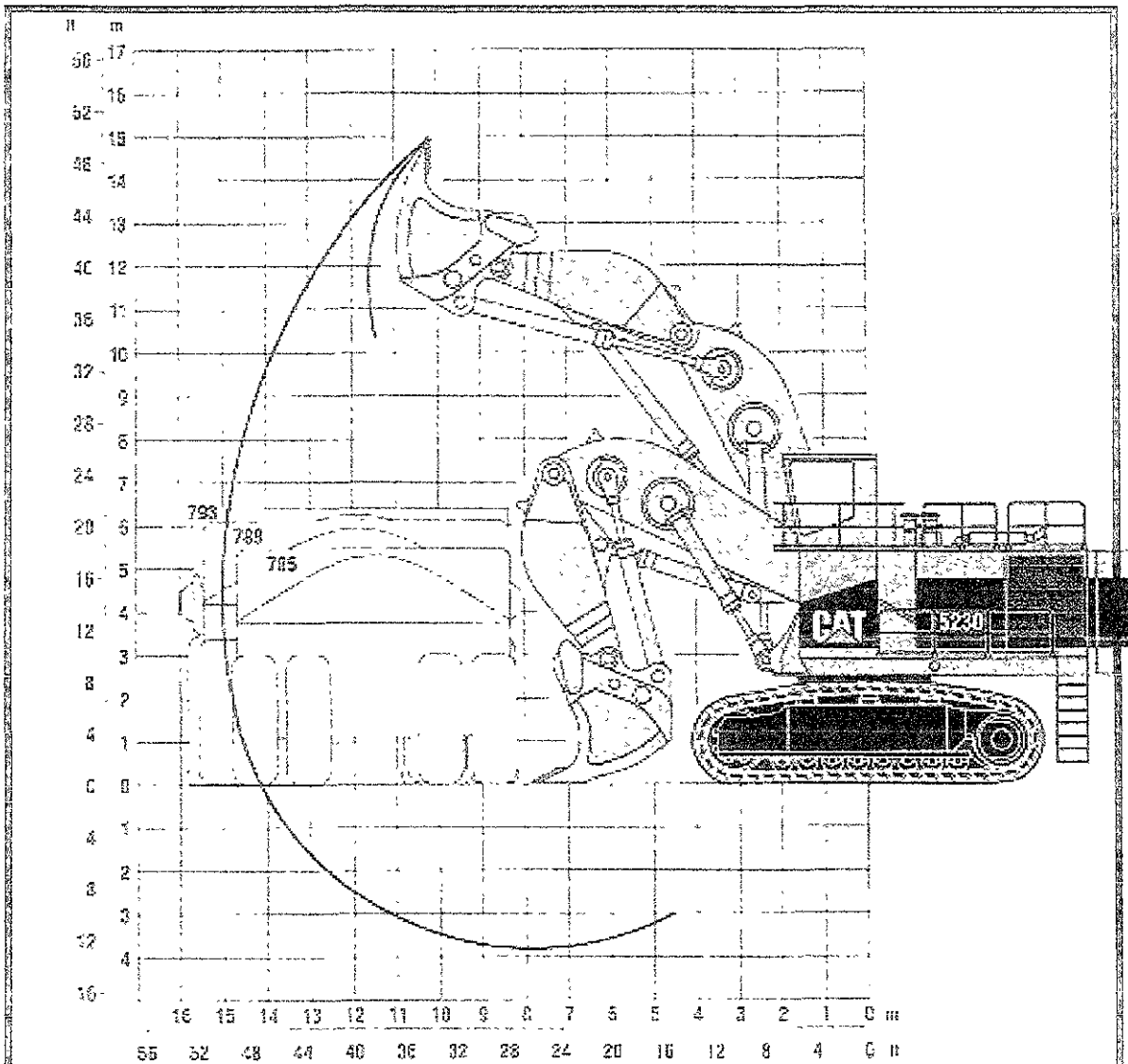
FECHA
MAYO DE 2001

ESCALA
S.E.


FIGURA

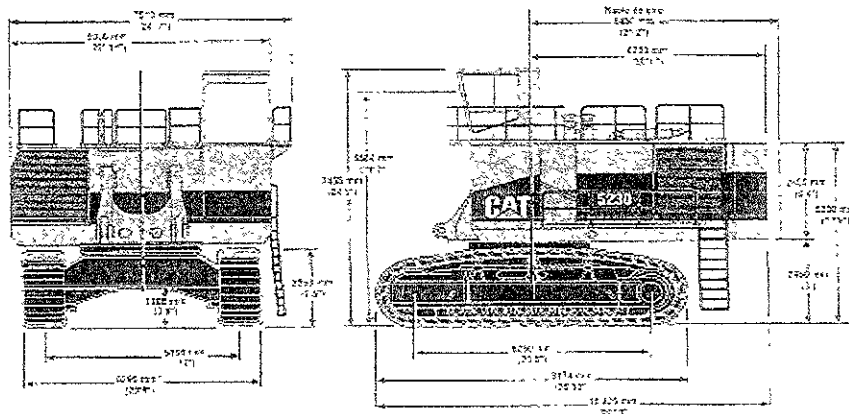
B 4





Altura máxima 14,8 m (48,5')
 Distancia máxima de trabajo 5,5 m (18,0')
 Altura máxima al nivel del suelo 14,1 m (46,2')
 Altura máxima de carga 10,3 m (33,8')
 Fuerza de desmenuamiento 1125 kN (253.000 lb)
 Fuerza de ataque 1120 kN (251.000 lb)

	UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA FACULTAD DE INGENIERÍA	
	PROYECTO SECTOR "D" DE MICARE	
DESCRIPCIÓN EXCAVADORA H. CAT 5230		
RAMÓN MENDOZA REYES HECTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ	FECHA MAYO DE 2001	ESCALA S.E.
	FIGURA	B 2




*Las dimensiones que se dan en pulgadas son aproximadas.

Especificaciones suplementarias Dimensiones para el embarque*

Camión	Modelo		Peso		Largo		Ancho		Altura	
			kg	lb	mm	in	mm	in	mm	in
1	Bastidor inferior		24,730	54,610	4,170	176	1,064	42	1,987	78
2	Herrales de la rotación		30,591	67,400	8,500	334	1,327	52	3,186	125
3/4	Bastido inferior (caja, lona, 1500 mm x 43 1300 mm x 51 1500 mm x 59)	48 396	105,034	8026	316	1829	72	2,597	102	
		46 357	102,640	8026	316	1829	72	2,362	93	
		48 082	106,000	8026	316	1829	72	2,597	102	
5	Pluma	FR	27,013	59,530	7,730	303	2,276	89	2,514	99
		MR	27,588	60,820	10,033	393	3,062	120	2,489	98
6	Brazo	FS	14,571	32,210	5,258	207	1,881	74	2,214	87
		FS	2830	6240	1748	68	1,092	43	1,193	47
		FS	2809	6221	2235	88	1,092	43	991	39
		FS	870	1881	737	29	437	17	568	22
		ME	11,032	24,320	6,248	246	2,325	92	2,565	101
		ME	1320	2900	3068	120	2,283	90	41	1
		ME	400	880	2,083	82	1,767	69	838	33
		ME	2590	5720	1,728	70	1,676	66	889	35
		FS	19,820	43,740	4,521	178	3,451	136	3,788	149
		ME	16,379	36,110	4,013	158	3,351	132	3,620	142
8	Módulo del lado derecho	FS	21,156	46,600	7,772	307	2,489	98	3,577	140
		ME	12,981	28,740	7,130	285	2,489	98	3,326	130
9	Módulo del lado izquierdo	FS	2380	5240	2327	92	2,007	79	2,007	79
		FS	931	2040	2,083	82	1,402	55	838	33
		ME	2860	6250	2,238	88	1,792	70	991	39
		ME	2254	4970	1,728	70	1,676	66	889	35
		ME	2254	4970	1,728	70	1,676	66	889	35
10	Contrapeso		41,385	91,240	7,315	288	3,716	146	3,148	124
11	Piezas varias	FS	1354	2980	3,088	121	2,289	90	1,728	68
		FS	2840	6240	4,766	187	3,716	146	3,577	140
		FS	2540	5590	4,068	160	3,148	124	3,062	120
		FS	3130	6900	4,766	187	3,716	146	3,577	140
		ME	3290	7260	4,186	165	3,062	120	3,326	130
		ME	4,350	9580	3,150	124	2,130	84	2,362	93
		ME	3130	6900	4,766	187	3,716	146	3,577	140
		ME	3130	6900	4,766	187	3,716	146	3,577	140
		ME	2254	4970	1,728	70	1,676	66	889	35
		ME	2254	4970	1,728	70	1,676	66	889	35

*Las especificaciones de peso y altura de las partes de la máquina son aproximadas.



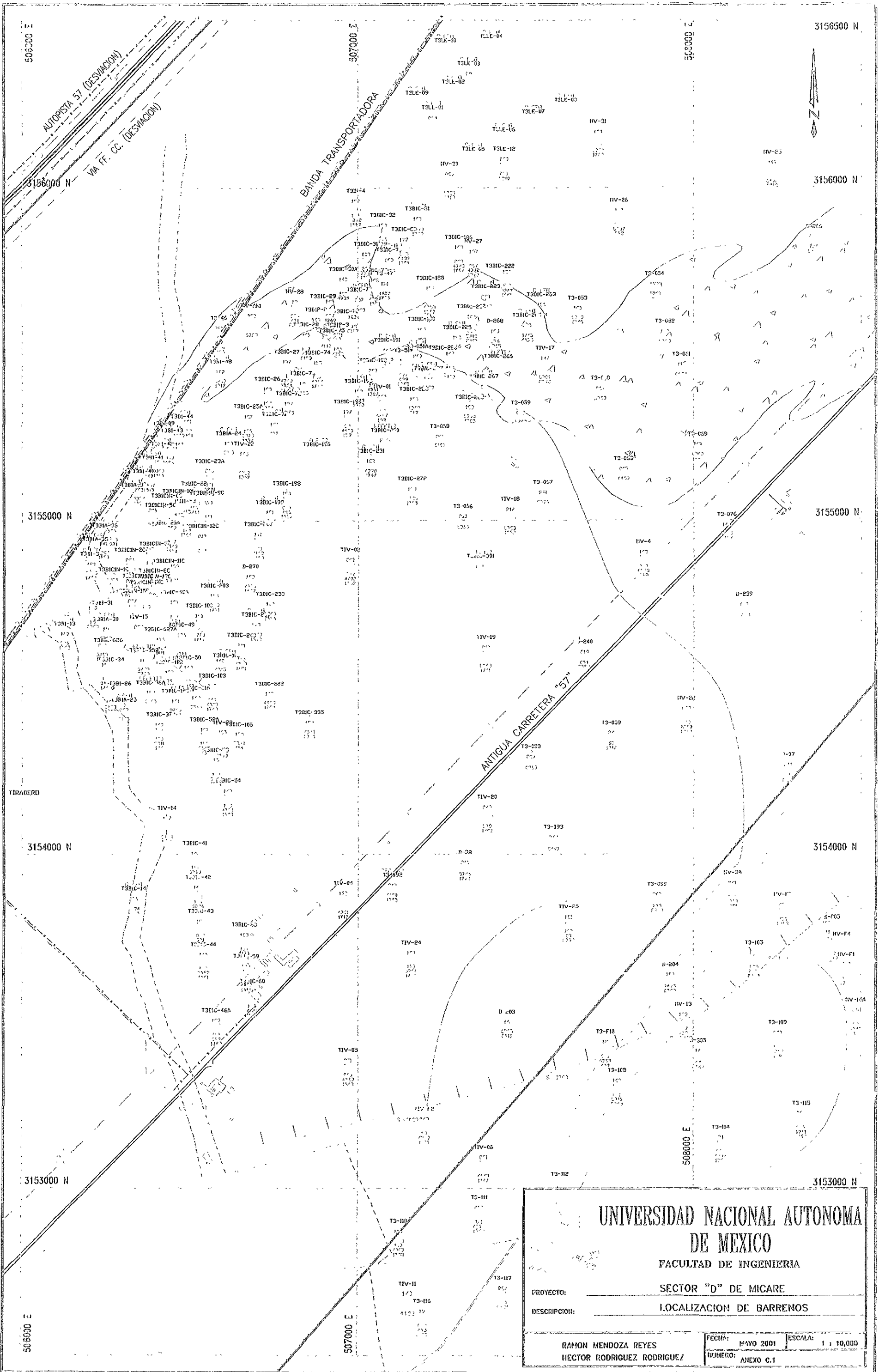
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
FACULTAD DE INGENIERÍA

PROYECTO SECTOR "D" DE MICARE

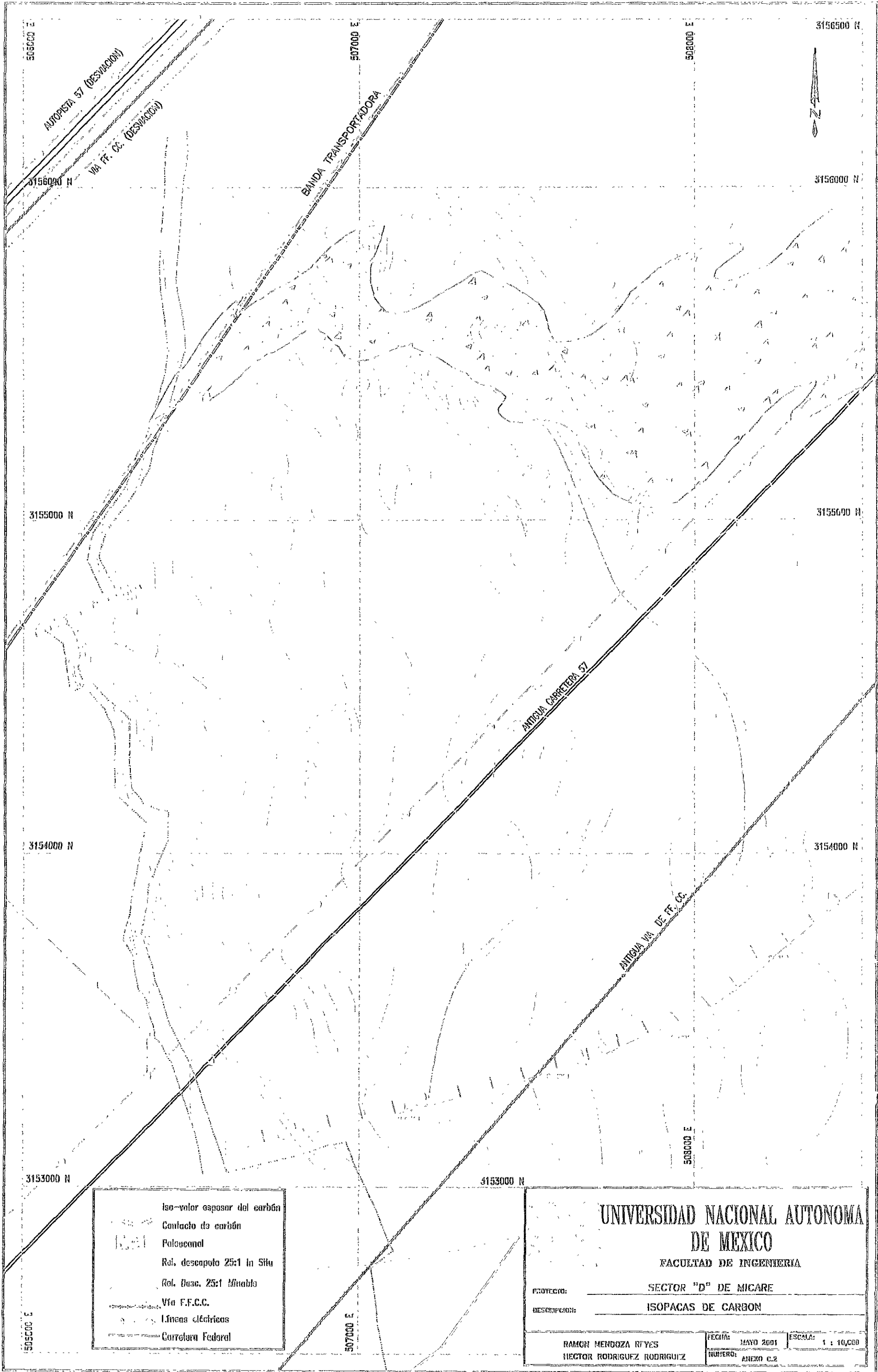
DESCRIPCIÓN EXCAVADORA H CAT 5230

RAMÓN MENDOZA REYES	FECHA	ESCALA
HECTOR RODRÍGUEZ RODRÍGUEZ	MAYO DE 2001	SE
FIGURA		B 1

ANEXO C. FIGURAS DE SUPERFICIES



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO DE MEXICO FACULTAD DE INGENIERIA		
PROYECTO: SECTOR "D" DE MICARE		
DESCRIPCION: LOCALIZACION DE BARRENOS		
RAMON MENDOZA REYES HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ		FECHA: MAYO 2001 NUMERO: ANEXO C.1
		ESCALA: 1 : 10,000



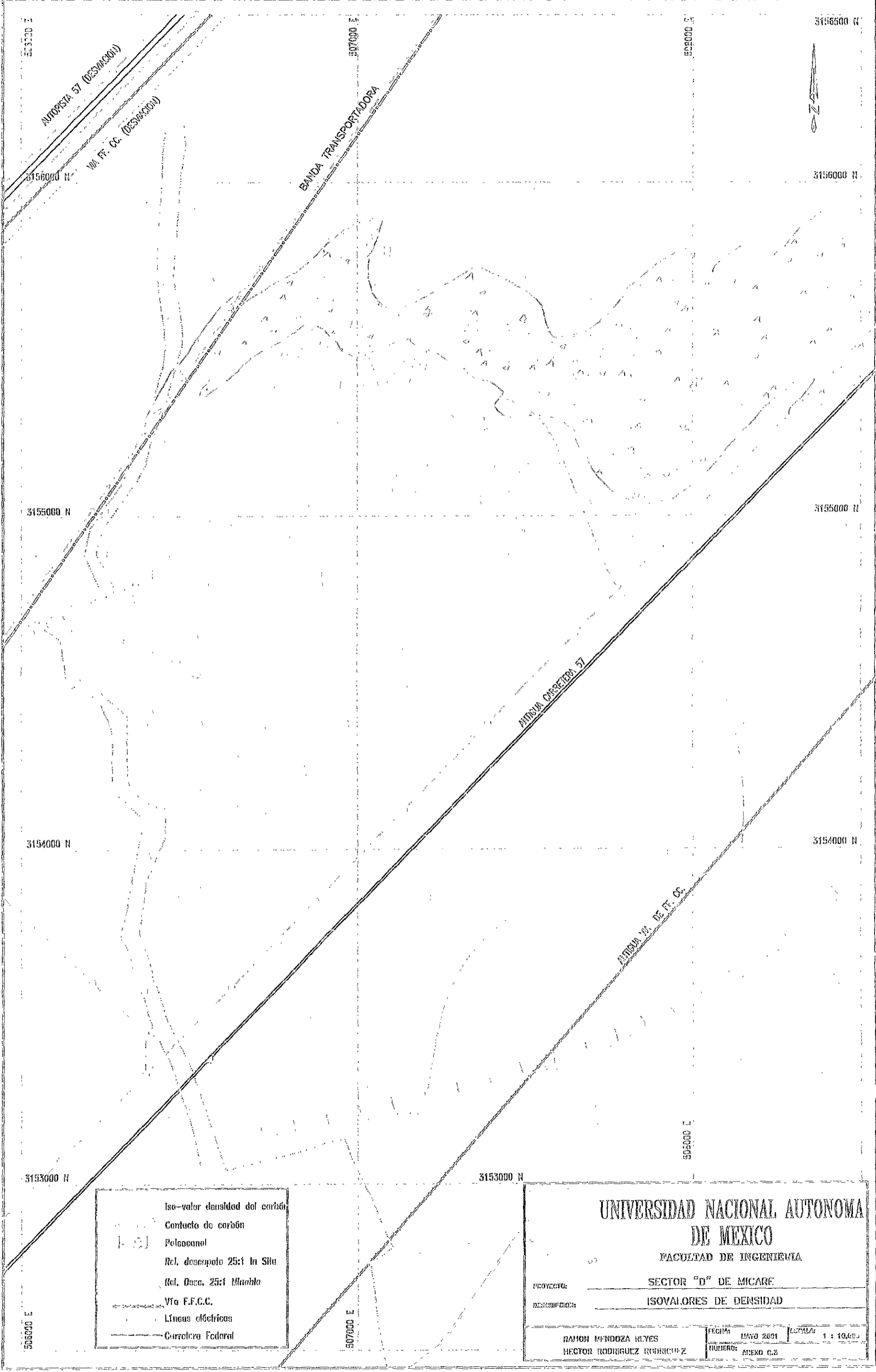
	Iso-valor espesor del carbón
	Contacto de carbón
	Paleocanal
	Rel. descapote 25:1 in Situ
	Rel. Desc. 25:1 Miablo
	Vía F.F.C.C.
	Líneas eléctricas
	Carretera Federal

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

SECTOR "D" DE MICARE

PROYECTO: _____
 DESCRIPCION: _____

RAMON MENDOZA RIVERA	FECHA: MAYO 2001	ESCALA: 1 : 10,000
HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ	NUMERO: ANEXO C.2	

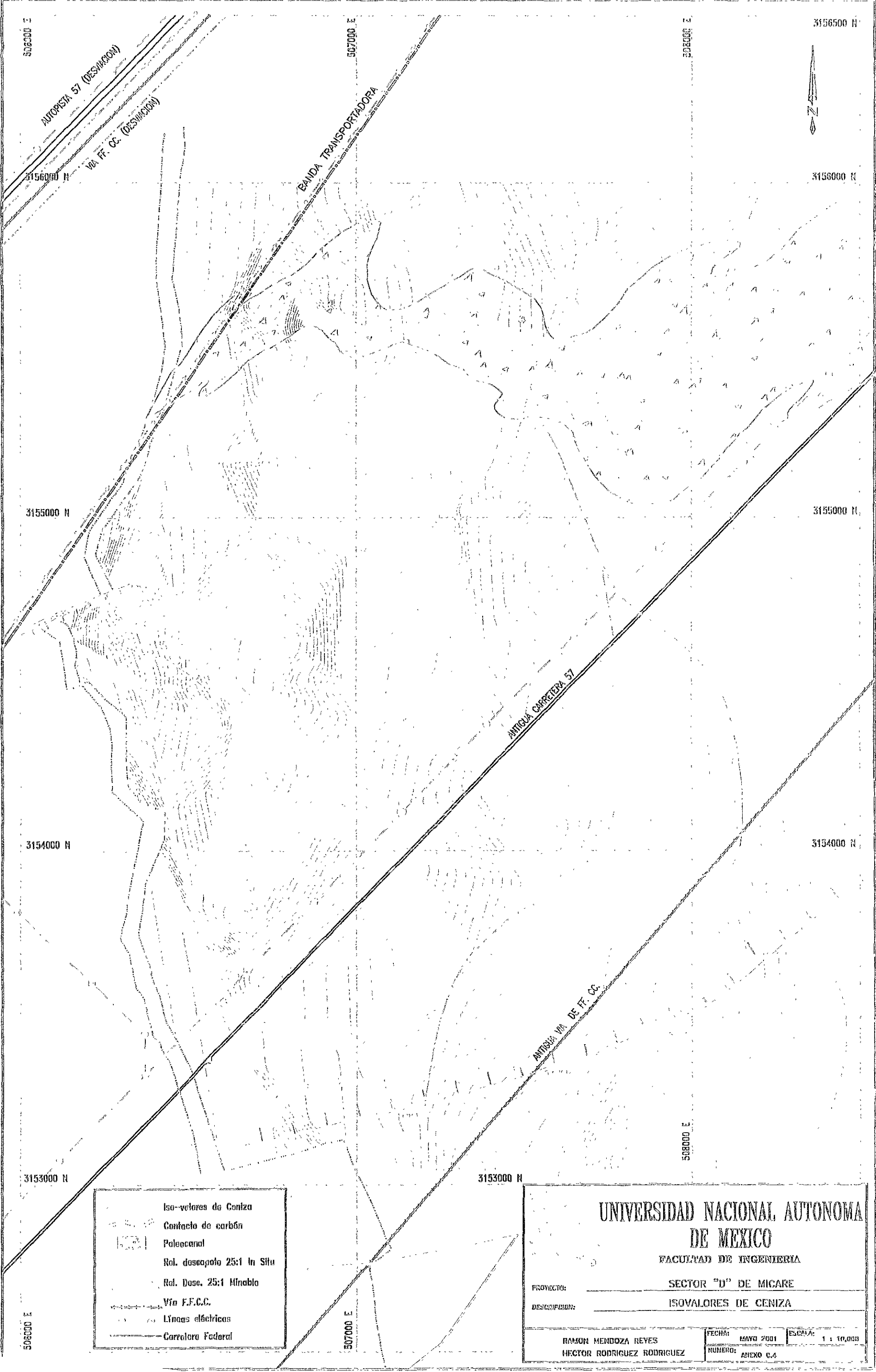


	Iso-valor densidad del carbón
	Contacto de carbón
	Polisacárido
	Rel. desprop. 25:1 in Situ
	Rel. base. 25:1 muestra
	Vía F.F.C.C.
	Líneas eléctricas
	Carretera Federal

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA
SECTOR "D" DE MICARE
ISOVALORES DE DENSIDAD

PROYECTO: _____
 DESCRIPCION: _____

RAMON MENDOZA RILYES HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ	FECHA: MAYO 2001 NUMERO: ANEXO C.3	ESCALA: 1 : 10,000
----------------------------------------------------	---------------------------------------	--------------------



- Iso-valores de Ceniza
- Contacto de carbón
- Paleoceno
- Rol. doseopolo 25:1 In Situ
- Rol. Dose. 25:1 Minabio
- Vía F.F.C.C.
- Líneas eléctricas
- Carretera Federal

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

SECTOR "D" DE MICARE

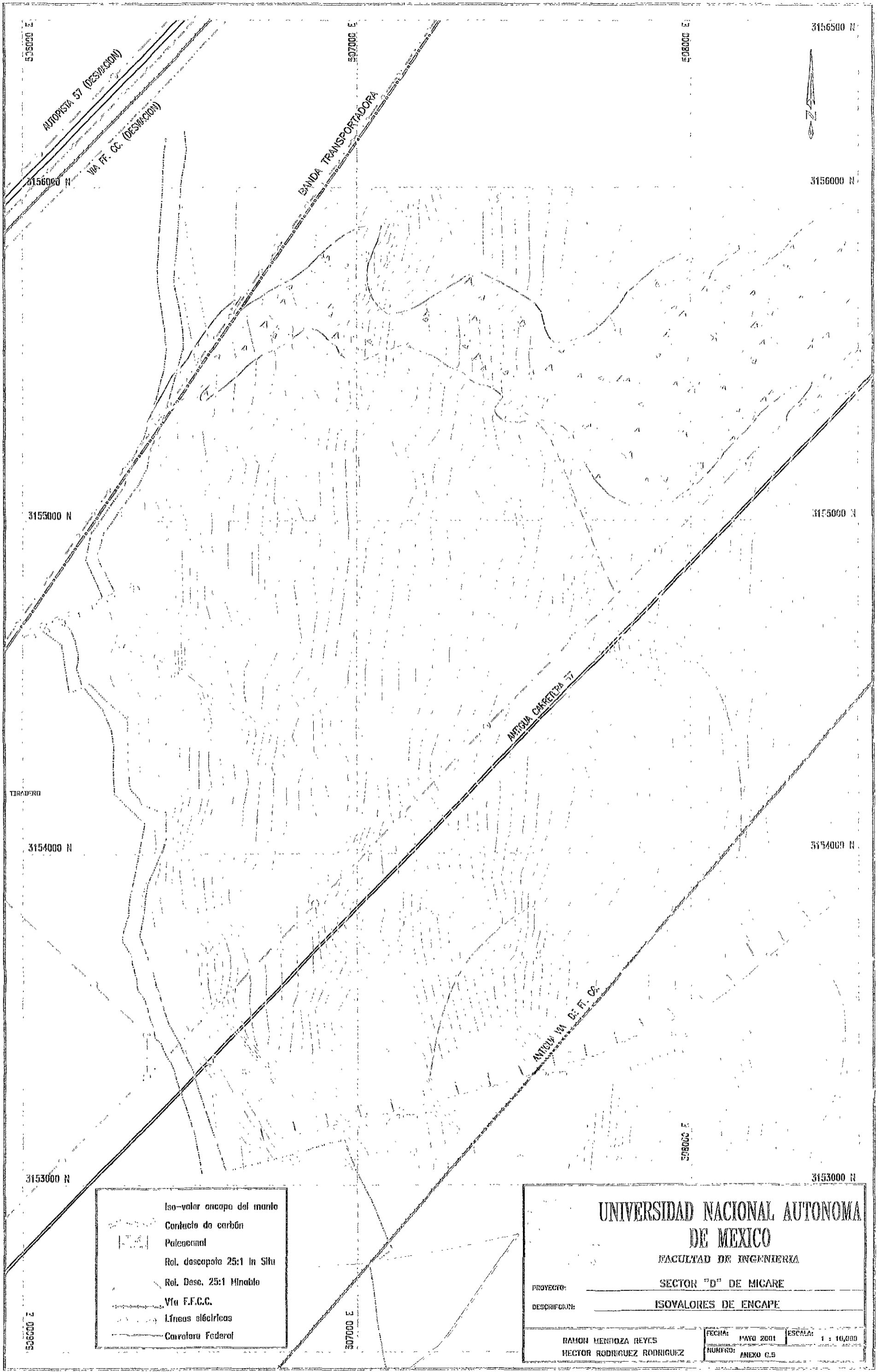
ISOVALORES DE CENIZA

PROYECTO: _____
DESCRIPCION: _____

RAMON MENDOZA REYES
HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ

FECHA: MAYO 2001
NUMERO: ANEXO C.4

ESCALA: 1 : 10,000



3156500 N
3156000 N

3155000 N

3154000 N

3153000 N

506000 E

507000 E

508000 E

3155000 N

3154000 N

3153000 N

506000 E

507000 E

508000 E

3154000 N

- Iso-valor encapa del manto
- Contacto de carbón
- Paleozoico
- Rel. descapote 25:1 In Situ
- Rel. Dese. 25:1 Minable
- Vía F.F.C.C.
- Líneas eléctricas
- Carretera Federal

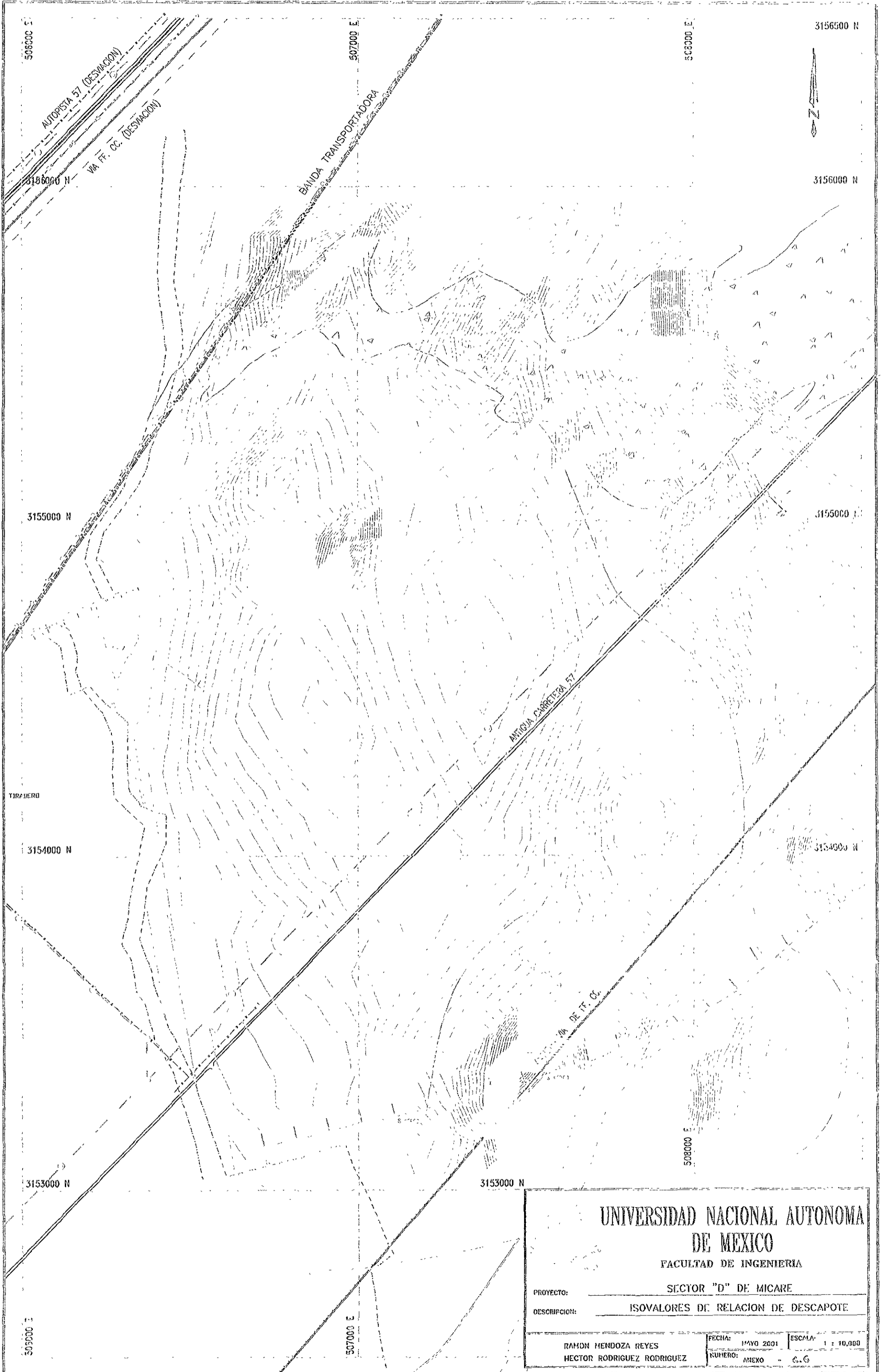
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

SECTOR "D" DE MICARE

PROYECTO: _____
 DESCRIPCION: _____

ISOVALORES DE ENCAPE

RAMON KENDOZA REYES HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ	FECHA: MAYO 2001 NUMERO: ANEXO G.9	ESCALA: 1 : 10,000
---------------------------------------------------	---------------------------------------	--------------------



3156500 N
3156000 N

3155000 N

3154000 N

3153000 N

506000 E

507000 E

508000 E

3155000 N

3154000 N

3153000 N

506000 E

507000 E

508000 E

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA
DE MEXICO
FACULTAD DE INGENIERIA

PROYECTO: SECTOR "D" DE MICARE
DESCRIPCION: ISOVALORES DE RELACION DE DESCAPOTE

RAMON MENDOZA REYES	FECHA: MAYO 2001	ESCALA: 1 : 10,000
HECTOR RODRIGUEZ RODRIGUEZ	NUMERO: ANEXO - 6.6	

ANEXO D. PRODUCCIÓN POR AÑOS

Tabla D.1 Programa de producción mensual para el año primero.

MES	PRODUCCION			ESPESOR PROMEDIO [M]	DESCAPOTE [M ²]	VOLUMEN A VOLAR [M ³]	ENCAPE PROMEDIO [M]	AREA TOTAL DESCAPOTADA [M ²]	RELACION DE DESCAPOTE [M ² /TON]
	BASE SECA								
	TONELAJE [TON]	CENIZA [%]	AZUFRE [%]						
ENERO	0	0.00	0.00	0.00	0	0	0.00	0	0.00
FEBRERO	0	0.00	0.00	0.00	0	0	0.00	0	0.00
MARZO	0	0.00	0.00	0.00	941,421	941,421	35.21	26,737	0.00
ABRIL	84,081	40.80	1.74	1.84	1,264,796	1,264,796	35.57	35,557	15.04
MAYO	77,221	36.79	1.86	1.70	1,264,796	1,264,796	35.57	35,559	16.38
JUNIO	75,679	37.37	1.49	1.66	1,264,796	1,264,796	35.31	35,815	16.71
JULIO	75,597	39.09	1.61	1.68	1,264,796	1,264,796	35.13	36,004	16.73
AGOSTO	87,785	39.75	1.80	1.51	1,264,796	1,264,796	36.45	34,698	18.66
SEPTIEMBRE	64,629	38.67	1.89	1.39	1,264,796	1,264,796	35.11	36,026	19.57
OCTUBRE	53,518	36.61	1.90	1.16	1,264,796	1,264,796	35.21	35,922	23.63
NOVIEMBRE	50,927	36.24	1.79	1.07	1,264,796	1,264,796	36.23	34,912	24.84
DICIEMBRE	62,993	37.72	1.57	1.50	1,264,796	1,264,796	36.43	34,723	20.08
GRAN TOTAL	612,429	38.51	1.73	1.54	12,324,585	12,324,585	35.63	345,953	20.12

Tabla D.2 Programa de producción mensual para el año segundo.

MES	PRODUCCION BASE SECA			ESPESOR PROMEDIO [M]	DESCAPOTE [M ²]	VOLUMEN A VOLAR [M ³]	ENCAPE PROMEDIO [M]	AREA TOTAL DESCAPOTADA [M ²]	RELACION DE DESCAPOTE [M ² /TON]
	TONELAJE [TON]	CENIZA [%]	AZUFRE [%]						
ENERO	84,372	39.33	1.39	1.71	2,566,413	2,566,413	36.83	69,687	30.42
FEBRERO	109,484	39.75	1.36	1.61	2,389,166	2,389,166	37.52	63,669	21.82
MARZO	117,940	39.53	1.36	1.62	2,566,413	2,566,413	38.86	66,035	21.76
ABRIL	122,420	40.05	1.41	1.68	2,566,413	2,566,413	38.75	66,233	20.96
MAYO	123,407	40.06	1.40	1.69	2,566,413	2,566,413	40.07	64,046	20.80
JUNIO	106,830	40.17	1.37	1.75	2,354,031	2,354,031	40.76	57,749	22.04
JULIO	128,504	40.68	1.44	1.74	2,566,413	2,566,413	40.56	63,277	19.97
AGOSTO	134,321	40.35	1.33	1.81	2,566,413	2,566,413	42.10	60,967	19.11
SEPTIEMBRE	132,154	40.63	1.39	1.79	2,566,413	2,566,413	41.77	61,439	19.42
OCTUBRE	134,397	40.38	1.34	1.82	2,566,413	2,566,413	42.58	60,274	19.10
NOVIEMBRE	139,062	40.72	1.30	1.88	2,566,413	2,566,413	43.69	58,741	18.46
DICIEMBRE	131,328	39.74	1.38	1.80	2,566,413	2,566,413	42.77	60,000	19.54
GRAN TOTAL	1,464,219	40.15	1.37	1.75	30,407,325	30,407,325	40.54	752,116	20.77

Tabla D.3 Programa de producción mensual para el año tercero.

MES	PRODUCCIÓN BASE SECA			ESPESOR PROMEDIO [M]	DESCAPOTE [M ²]	VOLUMEN A VOLAR [M ³]	ENCAPE PROMEDIO [M]	AREA TOTAL DESCAPOTADA [M ²]	RELACION DE DESCAPOTE [M ² /TON]
	TONELAJE [TON]	CENIZA [%]	AZUFRE [%]						
ENERO	137,936	40.86	1.27	1.97	2,566,413	2,566,413	45.46	56,456	18.61
FEBRERO	117,554	39.42	1.39	1.82	2,389,166	2,389,166	43.83	54,512	20.32
MARZO	136,824	40.76	1.29	1.97	2,566,413	2,566,413	46.25	55,485	18.76
ABRIL	128,852	39.95	1.39	1.86	2,566,413	2,566,413	45.17	56,822	19.92
MAYO	134,785	41.13	1.34	1.94	2,566,413	2,566,413	46.67	54,989	19.04
JUNIO	109,067	41.06	1.40	1.88	2,354,031	2,354,031	46.01	51,167	21.58
JULIO	134,397	41.74	1.33	1.92	2,566,413	2,566,413	47.59	53,931	19.10
AGOSTO	131,901	42.15	1.36	1.87	2,566,413	2,566,413	46.91	54,711	19.46
SEPTIEMBRE	134,759	42.56	1.33	1.91	2,566,413	2,566,413	48.11	53,344	19.04
OCTUBRE	133,067	42.89	1.34	1.88	2,566,413	2,566,413	48.08	53,377	19.29
NOVIEMBRE	134,827	43.37	1.34	1.90	2,566,413	2,566,413	48.68	52,723	19.03
DICIEMBRE	133,891	43.13	1.35	1.89	2,566,413	2,566,413	49.34	52,011	19.17
GRAN TOTAL	1,567,860	41.62	1.34	1.90	30,407,325	30,407,325	46.86	649,528	19.39

Tabla D.4 Programa de producción mensual para el año cuarto.

MES	PRODUCCION BASE SECA			ESPESOR PROMEDIO [M]	DESCAPOTE [M ²]	VOLUMEN A VOLAR [M ³]	ENCAPE PROMEDIO [M]	AREA TOTAL DESCAPOTADA [M ²]	RELACION DE DESCAPOTE [M ² /TON]
	TONELAJE [TON]	CENIZA [%]	AZUFRE [%]						
ENERO	134,750	44.10	1.34	1.90	2,566,413	2,566,413	49.09	52,276	19.05
FEBRERO	124,745	42.98	1.33	1.89	2,389,166	2,389,166	50.67	47,155	19.15
MARZO	136,237	44.31	1.31	1.92	2,566,413	2,566,413	49.95	51,384	18.84
ABRIL	135,326	42.48	1.28	1.92	2,566,413	2,566,413	52.28	49,088	18.96
MAYO	137,728	44.91	1.30	1.93	2,566,413	2,566,413	50.50	50,815	18.63
JUNIO	114,321	41.38	1.23	1.95	2,354,031	2,354,031	54.34	43,318	20.59
JULIO	138,208	44.42	1.32	1.94	2,566,413	2,566,413	51.75	49,595	18.57
AGOSTO	142,551	42.06	1.21	2.01	2,566,413	2,566,413	54.91	46,736	18.00
SEPTIEMBRE	140,201	44.71	1.38	1.97	2,566,413	2,566,413	52.28	49,090	18.31
OCTUBRE	143,198	42.24	1.26	2.03	2,566,413	2,566,413	55.15	46,537	17.92
NOVIEMBRE	145,462	41.61	1.27	2.07	2,566,413	2,566,413	55.64	46,125	17.64
DICIEMBRE	139,297	44.40	1.24	1.96	2,566,413	2,566,413	53.72	47,777	18.42
GRAN TOTAL	1,632,023	43.32	1.29	1.96	30,407,325	30,407,325	52.52	579,895	18.63

Tabla D.5 Programa de producción mensual para el año quinto.

MES	PRODUCCION BASE SECA			ESPESOR PROMEDIO [M]	DESCAPOTE [M ²]	VOLUMEN A VOLAR [M ³]	ENCAPE PROMEDIO [M]	AREA TOTAL DESCAPOTADA [M ²]	RELACION DE DESCAPOTE [M ² /TON]
	TONELAJE [TON]	CENIZA [%]	AZUFRE [%]						
ENERO	136,284	39.47	1.19	2.16	2,566,413	2,566,413	57.97	44,275	18.83
FEBRERO	120,785	42.66	1.17	2.03	2,389,166	2,389,166	55.82	42,800	19.78
MARZO	132,211	40.99	1.17	2.10	2,566,413	2,566,413	57.39	44,718	19.41
ABRIL	138,626	39.40	1.19	2.23	2,566,413	2,566,413	59.20	43,348	18.51
MAYO	128,281	42.73	1.12	2.03	2,566,413	2,566,413	56.75	45,226	20.01
JUNIO	119,017	39.19	1.16	2.31	2,354,031	2,354,031	60.39	38,982	19.78
JULIO	139,326	40.62	1.13	2.25	2,566,413	2,566,413	59.55	43,099	18.42
AGOSTO	131,614	41.93	1.11	2.10	2,566,413	2,566,413	58.63	43,774	19.50
SEPTIEMBRE	139,742	40.55	1.12	2.27	2,566,413	2,566,413	60.55	42,388	18.37
OCTUBRE	138,671	40.48	1.09	2.25	2,566,413	2,566,413	61.00	42,069	18.51
NOVIEMBRE	134,237	40.79	1.04	2.17	2,566,413	2,566,413	61.15	41,970	19.12
DICIEMBRE	121,933	41.72	1.01	2.04	2,566,413	2,566,413	60.94	42,111	21.05
GRAN TOTAL	1,580,728	40.85	1.12	2.16	30,407,325	30,407,325	59.12	514,760	19.24

Tabla D.6 Programa de producción mensual para el año sexto.

MES	PRODUCCION BASE SECA			ESPESOR PROMEDIO [M]	DESCAPOTE [M ²]	VOLUMEN A VOLAR [M ³]	ENCAPE PROMEDIO [M]	AREA TOTAL DESCAPOTADA [M ²]	RELACION DE DESCAPOTE [M ² /TON]
	TONELAJE [TON]	CENIZA [%]	AZUFRE [%]						
ENERO	70,204	39.06	0.95	2.27	1,590,502	1,590,502	64.28	24,743	22.66
FEBRERO	53,359	38.86	0.94	2.24	1,264,796	1,264,796	65.10	19,429	23.70
MARZO	53,359	38.86	0.94	2.24	1,264,796	1,264,796	65.10	19,429	23.70
ABRIL	53,359	38.86	0.94	2.24	1,264,796	1,264,796	65.10	19,429	23.70
MAYO	53,359	38.86	0.94	2.24	784,665	784,665	65.10	12,053	14.71
JUNIO	31,625	38.86	0.94	2.24	269,480	269,480	65.10	4,139	8.52
JULIO									
AGOSTO									
SEPTIEMBRE									
OCTUBRE									
NOVIEMBRE									
DICIEMBRE									
GRAN TOTAL	315,266	38.91	0.94	2.25	6,439,035	6,439,035	64.90	99,221	20.42

ANEXO E. SOFTWARE