

241

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA



***“PUESTA EN OPERACION DE UNA MINA SUBTERRANEA
DE CARBON NO COQUIZABLE. MINA IV DE MICARE
(COMO MINA PROTOTIPO)”***

T E S I S

**QUE PARA OBTENER EL TITULO
DE INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA**

P R E S E N T A

MAURICIO MAZARI HIRIART

1 9 8 8



Universidad Nacional
Autónoma de México

UNAM



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 está 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.

INDICE

PAGINA

1. SUMARIO	1
1.1 SUMARIO	1
1.2 GENERALIDADES SOBRE EL CARBON	2
1.2.1 Descripción, caracterización y origen del carbón	2
1.2.2 El carbón térmico en el mundo	3
1.2.3 El carbón en México	4
2. ANTECEDENTES	6
2.1 ASPECTOS GENERALES DE LA EMPRESA	6
2.2 UBICACION DE LA MINA	7
2.2.1 Ubicación y vías de acceso	7
2.2.2 Datos geográficos	9
2.3 GEOLOGIA	10
2.4 CALCULO DE RESERVAS	15
2.4.1 Cálculo de reservas con un método geométrico	15
2.4.2 Cálculo de reservas con un método geoestadístico	16
2.5 OBJETIVOS DEL DESARROLLO DE LA MINA	19
2.6 IMPACTO EN LA REGION	20
2.6.1 Impacto Socio-económico	20
2.6.1.1 Empleo	20
2.6.1.2 Ingreso	20
2.6.1.3 Demográficas	21
2.6.2 Efectos ecológicos y ambientales	22

3. PLANEACION MINERA	23
3.1 OBJETIVOS	23
3.2 ASPECTOS GENERALES	24
3.3 OBRAS DE ACCESO	31
3.4 DESARROLLOS	36
3.5 FRENTES LARGAS	39
3.6 PRONOSTICOS DE PRODUCCION	44
3.6.1 Parámetros de cálculo	44
3.6.2 Secuencia del cálculo de producción de frente larga	45
3.6.3 Programa anual de producción	47
3.7 PLANTA LAVADORA	51
3.8 TRANSPORTE	54
4. RECURSOS	55
4.1 DETERMINACION Y DEFINICION	55
4.1.1 Introducción	55
4.1.2 Maquinaria, equipo y materiales	56
4.1.2.1 Equipo del exterior	56
4.1.2.2 Equipo para desarrollos	57
4.1.2.3 Equipo para frente larga	58
4.1.2.4 Equipo de transporte de personal y arrastre de materiales	60

	PAGINA
4.1.2.5 Bandas transportadoras	61
4.1.2.6 Equipo eléctrico interior mina	63
4.1.2.7 Material para fortificación	67
4.1.2.8 Material para vía férrea	67
4.1.2.9 Equipo y materiales para manejo de agua, aire comprimido y desagüe	68
4.1.2.10 Equipo de seguridad	69
4.1.3 Recursos Humanos	71
4.1.3.1 Personal de confianza	71
4.1.3.2 Personal sindicalizado	73
4.1.4 Infraestructura	77
4.1.5 Obras exteriores	78
4.1.6 Transporte	81
4.2 PARAMETROS Y FUNCIONES PARA CALCULAR EL EQUIPO REQUERIDO	85
4.2.1 Bandas	85
4.2.2 Ventilación	90
5. RUTA CRITICA	94
5.1 OBJETIVOS	94
5.2 PROGRAMA MODELO	95
5.3 RETROALIMENTACION	103

	PAGINA
6. ANALISIS TECNICO ECONOMICO DEL PROYECTO	104
6.1 INVERSIONES DEL PROYECTO	104
6.1.1 Inversión Inicial	104
6.1.2 Programa de Inversiones y Reposiciones	106
6.2 COSTOS DE OPERACION Y MANTENIMIENTO	108
6.3 MERCADO	110
6.4 EVALUACION ECONOMICA	114
6.5 ESTADOS FINANCIEROS	117
6.6 ANALISIS FINANCIERO	124
7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	129
7.1 CONCLUSIONES	129
7.2 RECOMENDACIONES	130
BIBLIOGRAFIA	131

1. SUMARIO

1.1 SUMARIO

El presente estudio trata sobre la metodología a seguir para la puesta en marcha de una mina subterránea de carbón no coquizable. Habiéndose seleccionado el yacimiento denominado Mina IV, como la siguiente unidad minera a explotarse con métodos subterráneos, se tomó su caso como el de una mina o proyecto prototipo, aplicándose en su estudio la metodología que se describe en los capítulos siguientes.

Este primer capítulo además de presentar un resumen del trabajo, incorpora conceptos generales sobre el carbón mineral objeto de explotación.

El capítulo 2 bosqueja los antecedentes, desde lo que es la empresa, cómo se fundó y porqué; en donde se encuentran ubicadas las unidades mineras; la geología de la cuenca y la evaluación de sus reservas; los objetivos que persigue el desarrollo de esta unidad minera Mina IV, en particular, y el impacto que ha significado en la Región el desarrollo de los complejos Carboeléctricos.

En el siguiente capítulo se describe la Planeación Minera que se ha efectuado, señalando los objetivos que persigue; los aspectos que contempla y las acciones específicas representadas por obras mineras que han de llevarse a cabo para hacer realidad esta Planeación. Otros aspectos que se integran al aspecto minero son: el procesamiento de minerales y el transporte, se incluye una breve descripción de estos con el fin de redondear esta sección.

El capítulo 4 presenta una descripción ordenada de los recursos necesarios para realizar las operaciones mineras de extracción del carbón, esta descripción incluye: la maquinaria, el equipo y los materiales; los recursos humanos; la infraestructura; las obras exteriores; y finalmente los recursos para el transporte de bocamina al punto de entrega. Presenta también parámetros y funciones para calcular el volumen requerido de algunos recursos de significativa importancia.

Con la ayuda de modelos de ruta crítica se busca, en el capítulo 5, ubicar en el tiempo los recursos antes descritos, presentando también formas de control y retroalimentación para estos modelos.

En el siguiente capítulo se hacen intervenir factores económicos, financieros y de mercado, tomando en cuenta las condiciones específicas de MICARE, analizándolas para procurar corregir desviaciones y errores.

Por último se dan una serie de Conclusiones y Recomendaciones que buscan sintetizar lo realizado en este trabajo y proponer acciones o estudios futuros.

1.2 GENERALIDADES SOBRE EL CARBON

1.2.1 Descripción, caracterización y origen del carbón

Desde el punto de vista geológico, el carbón mineral es una roca negra; foliada, más o menos brillante, compacta y friable, no es soluble en el agua, no hace efervescencia con los ácidos y es combustible en proporción directa a su contenido de carbono.

Es una roca de origen vegetal, fundamentalmente orgánica, constituida por carbono y por diferentes proporciones de otros elementos como: hidrógeno, oxígeno, nitrógeno y azufre; además de cantidades mínimas de: fierro, calcio, magnesio, sodio, potasio, sílice, aluminio, titanio, cloro y fósforo.

El carbón mineral no es otra forma del elemento carbono, como el grafito o el diamante, es una mezcla compleja de sustancias químicas orgánicas.

El carbón es un fósil formado por la acción que la presión y la temperatura ejercieron en el tiempo sobre distintos vegetales, además de la acción de ciertas bacterias. A este proceso se le denomina carbonización y al grado de madurez o alteración que alcanzan en él los carbones, se le conoce como rango y los carbones se clasifican de acuerdo a ese rango.

Dependiendo de su rango, el carbón posee una cierta composición química de laboratorio, que varía según se puede apreciar en los valores típicos que se presentan en la siguiente tabla¹:

	% C	% H	% O	% N
Turba	57.0	5.2	36.8	1.0
Lignito	65.0	4.0	30.0	1.0
Sub-bituminoso	79.0	5.5	14.0	1.5
Bituminoso	88.0	5.3	5.0	1.7
Antracita	94.0	2.9	1.9	1.2

¹ Tomada de Pitt y Millward, 1979.

Desde el punto de vista de su utilización, el carbón presenta dos posibilidades: los carbones que al destilarse producen "coque" y los que no poseen esa propiedad. A los primeros se les llama "carbones coquizables" o "carbones metalúrgicos" y a los otros "carbones no coquizables" o "carbones térmicos".

Para definir las características del carbón térmico se realizan dos tipos de análisis de laboratorio, el análisis próximo y el análisis último. La información proveniente de estos análisis es útil para definir las características del carbón en sus diferentes usos.

El análisis próximo proporciona información acerca del comportamiento del carbón cuando éste es quemado. Se determina qué proporción se pierde como gases; qué porcentaje como materia volátil y cuánto permanece como carbón fijo. El análisis próximo en general contiene la siguiente información: poder calorífico (kcal/kg), y contenidos porcentuales de: carbono fijo, materia volátil, ceniza, humedad y azufre.

El análisis último proporciona una relación en porcentaje respecto al peso total de los elementos químicos que se encuentran contenidos en las diferentes substancias que forman el carbón.

También se acostumbra realizar el análisis de la ceniza, para determinar cuáles son sus constituyentes y de este modo estimar sus propiedades y predecir su comportamiento durante el quemado.

1.2.2 El carbón térmico en el mundo

Las principales fuentes de energía que mueven hoy al mundo son los combustibles fósiles: petróleo (39%), carbón (28%) y gas natural (20.5%), el restante 12.5% es cubierto por energía hidráulica y nuclear con 8 y 4.5% respectivamente. (Según datos del Banco Mundial, 1985).

Con relación a la producción-consumo de energía en 1983, Norteamérica y Europa Occidental se caracterizaron por consumir más de los que produjeron, con excepción del carbón en EE.UU.A., mientras que en el resto del mundo la producción fue superior al consumo.

El grado de conocimiento mundial del potencial energético ha ido en aumento, en cuanto al potencial carbonífero, las reservas denominadas "económicamente recuperables" se han incrementado de la siguiente manera:

AÑO	RESERVAS (10 ⁹ toneladas de carbón equivalente)	INCREMENTO (%)
1974	476	BASE
1977	636	33,0
1984	640,5	34,5

Considerando los actuales niveles de producción y conocimiento se tendrían reservas para cerca de 300 años de consumo de carbón.

Pero estas reservas se encuentran altamente concentradas, tan solo los EE.UU.A., la URSS y China poseen el 60% de dichas reservas y produjeron el 54.1% aproximadamente del total extraído en 1984; destacan también como productores las dos Alemanias (13.4%) y Polonia (6.5%).

En América Latina, se cuenta solamente con el 2.3% del total de reservas siendo Brasil, Colombia y México, los más importantes con el 1.2%, 0.65% y el 0.2% respectivamente y se estima que el carbón representa el 9.3% de las reservas energéticas totales de esta región.

En cuanto al precio LAB (en puertos de la costa Atlántica de los EE.UU.A) del carbón térmico, este tuvo un crecimiento constante de aproximadamente 3 dólares por tonelada por año en la década (1965-1974) para fluctuar entre los 40 y 50 dólares/tce¹, desde entonces a la fecha.

Según estimaciones del Banco Mundial, la producción de carbón deberá incrementarse en un 75% en el período 1980-1995, este incremento será cubierto por los países proveedores de carbón, tradicionalmente poderosos, es decir, EE.UU.A., URSS, Polonia y las dos Alemanias; sin embargo, se espera que una buena parte de ese mercado sea compartido por países como Sudáfrica, Australia, Colombia y Brasil entre los más importantes. China podría incrementar su producción con miras a la exportación, ya que aunque ocupa actualmente el tercer lugar mundial en este renglón, consume el 100% de ella.

1.2.3 El carbón en México

La explotación de carbón mineral en México a escala industrial se realiza desde fines del siglo pasado, hacia 1880 se establecieron diversas empresas en la región de Sabinas, Coahuila.

¹ tce, tonelada de carbón equivalente a una tonelada corta con un contenido calorífico de 12,000 btu/lb y menos de 1% de azufre.

En México existen diversas manifestaciones de carbón, pero sólo en tres estados (Coahuila, Sonora y Oaxaca) se han evaluado reservas económicamente explotables, y solamente en las dos cuencas carboníferas del estado de Coahuila se produce carbón a gran escala; siderúrgico en la cuenca de Sabinas con reservas probadas del orden de 650 millones de toneladas y reservas potenciales de 1,400 millones de toneladas y térmico en la Cuenca de Fuentes-Río Escondido con reservas probadas de 450 millones de toneladas y 250 millones de toneladas probables.

No fue sino hasta 1951 cuando la producción de carbón alcanzó el millón de toneladas por año, debido al incremento de producción destinado a la industria del hierro y el acero, pero el crecimiento en la demanda de las industrias minero-metalúrgica y siderúrgica creó una situación deficitaria y hubo que importar tanto carbón como coque, situación que se ha venido dando desde entonces en mayor o menor cantidad.

En 1964 la Comisión Federal de Electricidad construyó y comenzó a operar una planta carboeléctrica piloto de 37.5 MW en Nava, Coahuila, con lo que se demostró la viabilidad técnico-económica del uso de este recurso en la generación de energía eléctrica. Con base en esta experiencia en 1981 entró en operación la primera de las cuatro unidades de 300 MW que integran la primera planta carboeléctrica mexicana a escala industrial, esta planta ha consumido aproximadamente 11 millones de toneladas de carbón desde su puesta en operación (1981) hasta junio de 1987; este carbón ha sido suministrado en su totalidad por Minera Carbonífera Río Escondido, S. A., (MICARE), fundada en 1977 con este fin. Además de esta primera planta, se están realizando los estudios para la construcción de una segunda planta carboeléctrica de cuatro unidades de 350 MW, con lo cual se elevaría la capacidad instalada a 1,900 MW en 1990 y se planea alcanzar los 2,600 MW en 1993.

También se ha venido estudiando la posibilidad de importar carbón a los puertos industriales de Lázaro Cárdenas, en el Océano Pacífico y de Altamira en el Golfo de México, en los que se proyecta construir plantas de 1,400 MW de capacidad instalada.

En conclusión podemos decir, que el carbón mineral es un energético primario abundante en la corteza terrestre, que ha sido pionero en la satisfacción de las necesidades energéticas industriales y domésticas de los países, que actualmente proporciona más de la cuarta parte de los requerimientos mundiales de energía y finalmente; que constituye una alternativa viable, económica y todavía oportuna aún para países petroleros en vías de desarrollo.

2. ANTECEDENTES

2.1 ASPECTOS GENERALES DE LA EMPRESA

Minera Carbonífera Río Escondido, Sociedad Anónima (MICARE), fue creada el 2 de agosto de 1977, como una empresa de participación estatal mayoritaria con el objetivo de extraer carbón mineral no-coquizable, para la generación de energía eléctrica por la Comisión Federal de Electricidad, dado que esta empresa no podía por razones legales, dedicar recursos a la extracción del mencionado energético.

Los socios de la empresa son además de la propia Comisión Federal de Electricidad con un 23% de participación en el Capital Social; la Comisión de Fomento Minero que es el socio mayoritario con 54%; Nacional Financiera, S. N. C. que mantiene el mismo porcentaje de participación que la CFE; finalmente Altos Hornos de México e Industrial Minera México con porcentajes poco significativos del 0.01 y 0.002%, respectivamente.

MICARE tiene en operación actualmente tres minas subterráneas y dos tajos, además de un sistema de transportadores exteriores para llevar el carbón desde las minas hasta el punto de entrega. Con esta infraestructura, MICARE abastece a la Central "Río Escondido", que a la fecha tiene en operación cuatro unidades, en el municipio de Nava en el estado de Coahuila, y que en 1986 consumió 2.9 millones de toneladas de carbón.

La empresa tiene reservas de carbón adicionales a las que permitieron la construcción de la primera central. En la Cuenca de Fuentes-Río Escondido se cuenta actualmente con reservas económicas de 430 millones de toneladas, suficientes para abastecer hasta una tercera planta carboeléctrica con una vida de 30 años, que es lo que se ha estimado para la primera planta.

La Comisión Federal de Electricidad tiene en proyecto la construcción de una segunda planta carboeléctrica que se ubicará junto al actual complejo carboeléctrico; para abastecer esta segunda carboeléctrica MICARE necesita desarrollar nuevos proyectos. Se ha estimado que en su primera etapa será necesario desarrollar una mina subterránea, un tajo y la ampliación del sistema de transporte, con lo que se atenderá la demanda de las dos primeras unidades de esta segunda central llamada "Carbón II".

El financiamiento del primer complejo minero se obtuvo del Banco Interamericano de Desarrollo, por lo que se ha considerado la posibilidad de negociar el financiamiento del segundo complejo con dicho Organismo.

2.2 UBICACION DE LA MINA

2.2.1 Ubicación y vías de acceso

El área a explotar de carbón no-coquizable, conocida como Mina IV, se encuentra localizada en el municipio de Nava, estado de Coahuila, a 10 kilómetros al oriente de la Villa de Nava, Coah., a 6 kilómetros al sur de la Mina II de MICARE y a 42 kilómetros al sur de la Ciudad de Piedras Negras, Coah.

La superficie de explotación se encuentra alrededor de las siguientes coordenadas: N 28°25' y W 100°40'.

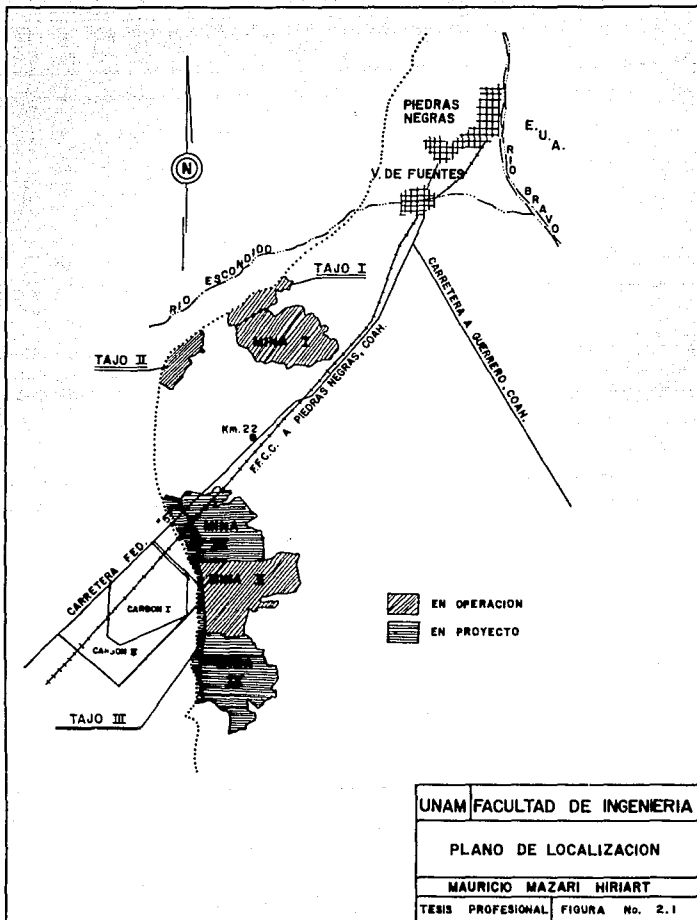
El área se encuentra comunicada por una red de caminos vecinales y de terracería, transitables sólo en época de secas, con la Villa de Nava, Coahuila y con otras poblaciones de la región, así como con la Carretera 57 (México-Piedras Negras) y con la Mina II.

Para llegar al lugar para la apertura de mina, se puede transitar desde Nava, o bien desde el área de Mina II.

El proyecto contempla la construcción de un camino asfaltado, que va desde la carretera que une la Carretera 57 con la Mina II, hasta el área de bocamina de Mina IV. La longitud de este camino es de aproximadamente 6 kilómetros.

La pista aérea más cercana se encuentra en la Ciudad de Piedras Negras y el ferrocarril Saltillo-Piedras Negras hace estación en la población de Nava.

A continuación se presenta el plano de localización, figura 2.1.



UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
PLANO DE LOCALIZACION	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No. 2.1

2.2.2 Datos geográficos

A continuación se presentan algunos datos geográficos que permiten ubicar a la micro-región:

1. Latitud	28°00 a 29°00 N
2. Longitud	100°00 a 101°00 W
3. Altitud Media	320 m.s.n.m.
4. Vientos Dominantes	NE 41 m/seg.
5. Temperaturas	
a) Extrema Máxima (Junio 1980)	44,1°C
b) Promedio Máxima Anual (1961-1982)	28,6°C
c) Media	21,7°C
d) Promedio Mínima Anual (1961-1982)	15,6°C
e) Extrema Mínima (Enero 1962)	-11,2°C
6. Presión Atmosférica Media	760,4 mm
7. Humedad Relativa Media	55%
8. Precipitación Total Anual (en base a los promedios mensuales de 22 años)	449,3 mm
9. Precipitación Máxima en 24 Horas (mayo 1977)	154,4 mm

(Datos del Servicio Meteorológico Nacional 1960-1985)

De lo anterior y de acuerdo con la clasificación de Koeppen, el clima de la micro-región corresponde al del grupo de climas secos B, del tipo de climas semisecos BS y subtipo semiseco semicálido, con lluvias escasas todo el año.

La distribución del tipo de suelo influye en la variedad y concentración de la vegetación en la región, que es característica de estepa, representada por plantas herbáceas, arbustos y cactáceas.

2.3 GEOLOGIA

La cuenca carbonífera de Fuentes-Río Escondido, se encuentra ubicada fisiográficamente dentro de la subprovincia de la Cuenca del Bravo, que a su vez está incluida en lo que se conoce como la Provincia fisiográfica de la Llanura Costera del Golfo de México (Alvarez Jr, 1969) Ver figura 2.2.

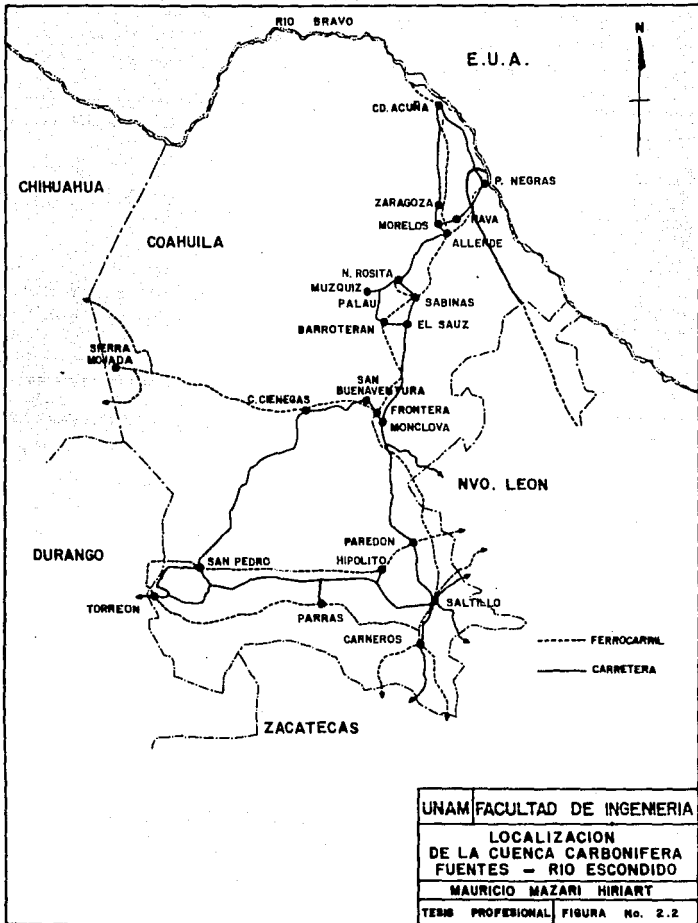
La Cuenca del Bravo está subdividida en tres zonas: Occidental, Central y Oriental, localizándose la cuenca carbonífera en la parte occidental.

La geomorfología de la zona se puede considerar de madurez, tomando en cuenta el grado de erosión y el sistema fluvial que se caracteriza por la evolución meándrica del Río Bravo.

La columna estratigráfica de la Cuenca Fuentes-Río Escondido comprende unidades litológicas del Cretácico Superior al Reciente. La columna litológica es esencialmente sedimentaria incluyéndose calizas, areniscas, lutitas, carbón y conglomerados, pertenecientes a las formaciones: Austin, Upson, San Miguel, Olmos, Escondido y Conglomerado Sabinas-Reynosa, la correlación de las mencionadas formaciones se presenta en la figura 2.3.

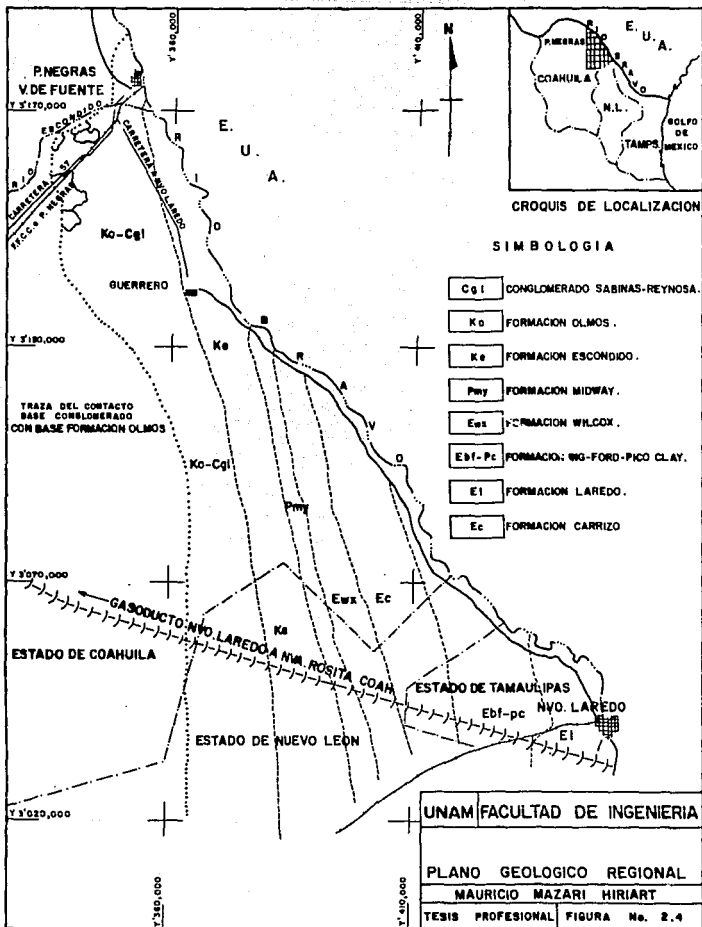
En la Cuenca, la sedimentación está genéticamente asociada a un Delta constructivo del tipo Lobulado en la parte norte y Elongado en la parte sur. Por sus características sedimentológicas y estratigráficas, determinadas en los sedimentos analizados por el Departamento de Estudios Carboníferos del Noreste, utilizando análisis secuencial, estructuras primarias, petrografía, y otros para la descripción de núcleos de perforación, se han definido tres facies principales representadas por las formaciones Upson, San Miguel y Olmos, siendo en la base de esta última unidad donde se tienen las condiciones que permitieron el desarrollo de cuerpos de carbón. Ver figura 2.4.

Estas facies son representativas de un sistema deltáico que se define del mar hacia el continente como sigue: Prodelta, Frente Deltáico y Planicie Deltáica, que corresponden en ese orden a las formaciones antes mencionadas, las cuales son concordantes entre sí pero debido a su génesis en la progradación deltáica se consideran como unidades diacrónicas.



EO N	ERA	PERIODO	EPOCA	EDAD EN MILLONES DE AÑOS	NORTE DE LA SERRAÑA DEL BURRO	SIERRA DEL CARMEN	SUBCUENCA FUENTES RÍO ESCONDIDO	SUBCUENCA COLOMBIA SAN IGNACIO	
F A N E R O Z O I C O	C E N O Z O I C O	CUATERNARIO			ALUVION		ALUVION	ALUVION	
			TERTIARIO	PLIOCENO	2	CONGLOMERADO SABINAS REYNOSA		CONGLOMERADO SABINAS REYNOSA	UVALDE
				MIOCENO	5				
				OLIGOCENO	25				
		PALEOCENO	E O C E N O						LAREDO
									PICO CLAY BIG FORD
									CARRIZO
									WILCOX
									MIDWAY
	M E S O Z O I C O	C R E T A C I O	S U P E R I O R	MAESTRICHIANO	66	FORMACION ESCONDIDO		FORMACION ESCONDIDO	
						FORMACION OLMOS		FORMACION OLMOS	
				CAMPAÑANO	69	FORMACION SAN MIGUEL	FORMACION AGUJA	FORMACION SAN MIGUEL	
						FORMACION UPSON	FORMACION TERLINGA	FORMACION UPSON	
					77				
				SANTONIANO	83	FORMACION	FORMACION	FORMACION	
				CANACIANO	90	AUSTIN	AUSTIN	AUSTIN	
				TURONIANO		FORMACION EAGLE FORD	FORMACION EAGLE FORD	FORMACION EAGLE FORD	
				CENOMANIANO	95	FORMACION BUDA	FORMACION BUDA	FORMACION BUDA	
				INFERIOR	100	FORMACION DEL RIO	FORMACION DEL RIO	FORMACION DEL RIO	
	FORMACION GEORGETOWN	COMPLEJO ARRECIFAL DEL BURRO	FORMACION GEORGETOWN						
110									

UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
TABLA DE CORRELACION ESTRATIGRAFICA	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TECN. PROFESIONAL	FIGURA No. 2.3



CROQUIS DE LOCALIZACION

SIMBOLOGIA

- Cgl CONGLOMERADO SABINAS-REYNOSA.
- Ko FORMACION OLMOs.
- Ke FORMACION ESCONDIDO.
- Pny FORMACION MIDWAY.
- Ews FORMACION WILCOX.
- Ebf-pc FORMACION: WG-FORD-PICO CLAY.
- EI FORMACION LAREDO.
- Ec FORMACION CARRIZO

UNAM FACULTAD DE INGENIERIA

PLANO GEOLOGICO REGIONAL
 MAURICIO MAZARI HIRIART
 TESIS PROFESIONAL FIGURA No. 2.4

Los caracteres litológicos de las unidades, corresponden secuencialmente a un desarrollo de evolución regresiva que paulatinamente permite el depósito de sedimentos más gruesos hacia la cima de la columna. El inicio de la sedimentación quedó así representado con el desarrollo de la planicie deltáica, donde sedimentos principalmente fluviales conforman el drenaje que limita áreas de depósitos arcillosos y paludales, donde se desarrollan las tuberías, esta facie está constituida por una secuencia caracterizada por contener hasta 7 secuencias paludales lógicamente con carbón, separados por subfacies de paleocanal, diques, llanuras de inundación y rupturas de canal. Litológicamente la secuencia sería: carbón, lutitas carbonosas, lutitas, limolitas, areniscas con intercalaciones, areniscas de grano fino y areniscas de grano medio, es importante señalar que aunque las secuencias en ocasiones no presentan todos los términos, la evolución secuencial se mantiene.

La margen occidental de la Cuenca, se vio plegada y fallada durante la orogenia Laramide, que va del Cretácico Superior al Paleoceno-Eoceno, durante este mismo período se formó el Arco del Salado, estructura geológica que separa la Cuenca Fuentes-Río Escondido de las otras cuencas carboníferas, así mismo, es posible observar algunos sistemas de fallas y fracturas en la Formación Olmos, que evidencian la mencionada etapa de actividad orogénica.

Algunas familias de fracturas asociadas a fallas normales, se han interpretado permitiendo la correlación estructural del horizonte carbonífero - el máximo salto se ha fijado en 30 metros - se ha determinado también que los sistemas de fallamiento son escalonados, dificultando la ubicación exacta de las fallas entre barrenos y barrenos.

Por último, es importante señalar que dentro de la columna litológica existen acuíferos importantes, contenidos en calizas del Cretácico Inferior, del que es posible extraer volúmenes importantes de agua, y el acuífero somero conocido como Conglomerado Sabinas-Reynosa, constituido por conglomerados, gravas y caliche, con un espesor medio de 30 metros - encontrándose a profundidades inferiores a 40 metros - esta distribución granular heterogénea, origina condiciones hidráulicas Anisotrópicas y consecuentemente sus parámetros hidrodinámicos varían en una amplia gama de valores, razón por la cual ha sido difícil realizar una evaluación consistente de la capacidad del acuífero.

Evaluación necesaria para definir la disposición de volúmenes de agua, e información para eliminar en la medida de lo posible los problemas de filtración durante la construcción de accesos y en la etapa de explotación de las minas.

2.4 CALCULO DE RESERVAS

La evaluación de reservas del área de Mina IV fue realizada por dos métodos: uno geométrico - polígonos - con un "cribado" previo de datos que se describe a continuación y por un método geoestadístico - kriging lognormal - del que también se hará una breve descripción.

2.4.1 Cálculo de reservas con un método geométrico

El procedimiento utilizado fue el siguiente:

- Recopilación de la información geológica de los barrenos
- Definición del límite de explotación
- Selección del espesor explotable
- Selección del límite de explotación
- Cubicación de reservas y caracterización del carbón

La información geológica que se utilizó fue la proveniente de 141 barrenos efectuados en diversas campañas de exploración. Los datos disponibles de los barrenos, son de tres tipos: de localización - coordenadas, profundidad y espesor del manto -; de análisis - % de ceniza, densidad y poder calorífico del carbón -; y de descripción - litológica y geogramas -. De los 141 barrenos sólo 57 tienen los datos completos, a los demás les faltan los datos de análisis, para cubrir esta deficiencia se correlacionó la descripción litológica con el porcentaje de ceniza y con la densidad y se les asignaron estos valores calculados a cada barreno.

Para definir el límite de explotación se estimó cuáles eran los rangos para los cuales el carbón era "económicamente explotable" y considerando que el carbón a explotar será destinado a la producción de energía eléctrica, se consideró que su valor radica principalmente en el poder calorífico por unidad de peso, lo que a su vez es una función lineal del contenido de ceniza, por lo que se calculó la "ceniza marginal", esto es, aquel porcentaje de cenizas en el cual los beneficios son superiores a los costos y éste se estimó que debería ser igual o menor al 42%.

Bajo este mismo criterio de ceniza marginal se estimó el espesor explotable de cada barreno no sólo considerando los mantos de carbón, sino las capas de material estéril intercaladas, es decir, se hicieron paquetes que cumplieron con el criterio anterior.

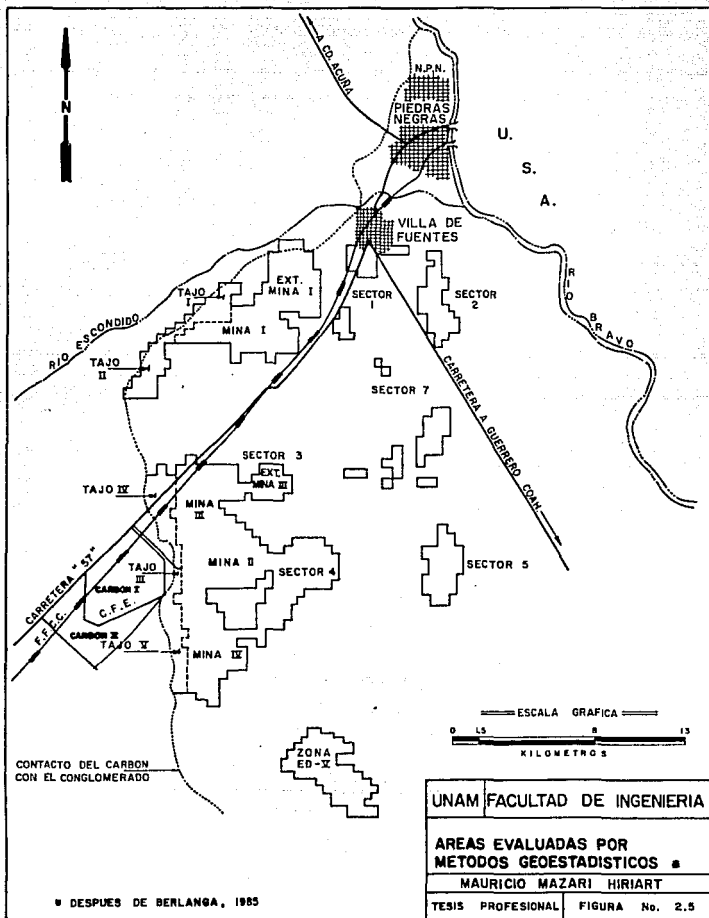
Posteriormente se seleccionó el límite de explotación agregándose al criterio anterior - con el cual se habían ya dibujado curvas de isocenizas del 42% - las limitaciones de la explotación misma, como son: el carbón dejado en el cielo para evitar la intemperización de las lutitas que estén sobre éste; el espesor de estéril cortado en el piso; y la altura mínima de corte de las frentes largas. Con lo anterior se definió y dibujó el límite de explotación y se procedió a cuantificar las reservas con el método de polígonos o de igual área de influencia, el cual está basado en el principio de semidistancia alrededor de cada barreno o punto conocido. Finalmente el cálculo de los valores medios se efectuó ponderando los resultados de los polígonos. Estos están comprendidos en una superficie de 927.6 hectáreas, en donde se tiene una densidad de barrenación de 7.76 barrenos por km² (24 barrenos con análisis próximo y 48 sin análisis) y los resultados de esta evaluación se resumen en el cuadro siguiente:

Superficie (Hectáreas)	Espesor (m)	Densidad (ton/m ³)	Ceniza (%)	Toneladas
927.6	1.84	1.44	30.94	24'699,811

2.4.2 Cálculo de reservas con un método geoestadístico

El cálculo de reservas se efectuó por métodos geoestadísticos no sólo para el área denominada Mina IV, sino para una área de aproximadamente 500 kilómetros cuadrados, la cual se muestra en la figura 2.5, y en la que se han efectuado diversas campañas de barrenación durante los últimos 25 años, cuyos resultados han permitido integrar un archivo de 1,200 barrenos, de los cuales 687 arrojaron información útil y confiable para la evaluación; estos 687 barrenos representan y resumen información de aproximadamente 82,000 metros de barrenos y 3,500 metros con recuperación de núcleos, incluyendo además de la descripción geológica, el análisis de laboratorio a cada cambio litológico con la siguiente información: elevación, espesor, y para los mantos de carbón además de los anteriores: densidad, humedad, materia volátil, carbón fijo, cenizas, azufre, índice de expansión y poder calorífico.

La evaluación se realizó en dos etapas; la primera consistió en el análisis estadístico-estructural y la segunda en la caracterización del yacimiento.



En el análisis estadístico, la determinación de la distribución probabilística de cada variable permite seleccionar el método geoestadístico más idóneo para la evaluación, además se estandarizan las principales variables (espesor, densidad, ceniza, humedad y poder calorífico) en escalas decimal y logarítmica. Complementariamente, el análisis estructural parte de la metodología geoestadística que estudia - a través de semivariogramas - la variabilidad espacial de los parámetros en estudio. Atendiendo al tipo de distribución con tendencia lognormal de las variables regularizadas, y al correspondiente comportamiento estructural, se juzgó conveniente efectuar la evaluación de reservas mediante la técnica del kriging lognormal.

La segunda etapa, que consistió en la caracterización, donde atendiendo a cierto modelo morfológico, el yacimiento fue dividido en bloques, que se evaluaron individualmente, según el criterio de mínima varianza del error; el área total en estudio se dividió en 23 sub-áreas, que a su vez fueron divididas en 120 bloques cuadrados de 500 metros por lado. En cada celda se estimaron, geoestadísticamente, valores donde el espesor promedio resultara mayor o igual a 1.40 metros (considerado como el espesor de corte), se delinearon las áreas factibles de ser explotadas bajo minado subterráneo, dichas áreas fueron posteriormente reajustadas, en sus líneas colindantes, con las áreas resultantes de la evaluación de reservas tajo, que se efectuó posteriormente. Asimismo, asociados a los valores de las reservas se calcularon, a partir de las varianzas de estimación de los espesores, índices de confiabilidad. Finalmente cabe destacar que los resultados no fueron modificados por factores de recuperación o de dilución, ni se consideró la barrera de protección entre las zonas a minar por tajo y las zonas minables por sistemas subterráneos.

Con base en todo lo anterior se obtuvieron los siguientes resultados para el área denominada Mina IV:

Tonelaje (millones de tons)	Índice de Confiabilidad ¹	Espesor Promedio (m)	Ceniza Promedio (%)
29,611	0.40	1.89	30.20

Si bien, el resultado final de la evaluación geoestadística arroja un resultado 20% mayor en tonelaje que el de la evaluación por polígonos, es importante destacar lo siguiente: primero, toda evaluación, por estar basada en una cantidad finita de información es

¹ En términos generales, entre más pequeño fuese el valor del índice, mayor sería la confiabilidad en el resultado de la estimación y entre las áreas susceptibles de explotarse subterráneamente este índice resultó el segundo más pequeño.

imperfecta, luego introduce un error; segundo, de los métodos de evaluación, triangulación, polígonos de influencia, promedios ponderados y geoestadísticos, sólo estos últimos, diseñados bajo el criterio de mínima varianza insesgada, pueden proporcionar índices estadísticos del error de estimación; y tercero, la evaluación geoestadística, a diferencia de otras metodologías de evaluación, es consistente e imparcial.

Pese a todo lo anterior, prevaleció el criterio de utilizar los resultados de la evaluación por polígonos para el diseño de la Mina IV, por lo que en el resto de este trabajo se utilizarán dichos resultados; pero no sin destacar que en el futuro se debe concientizar al elemento humano, tanto al que realiza las evaluaciones como al que toma las decisiones sobre las bondades de implantar métodos y sistemas (computarizados, mineros, contables, etcétera) para desarrollar el trabajo minero de evaluación, diseño y planeación de proyectos.

2.5 OBJETIVOS DEL DESARROLLO DE LA MINA

La explotación del yacimiento de carbón mineral no-coquizable denominado Mina IV, se realizará para abastecer con el conjunto de minas subterráneas y tajos, a las carboeléctricas Río Escondido y Carbón II de la Comisión Federal de Electricidad, que serán las primeras que utilicen este combustible a escala comercial, después de la planta piloto de Nava que funcionó en los años sesenta con una capacidad de 37.5 MW contra los 1,200 MW de la planta Río Escondido y los 1,400 MW de la central Carbón II.

Otro objetivo será la consolidación de MICARE como una de las empresas mineras con capacidad de expansión, de generación de empleos y con independencia financiera, dadas sus capacidades de endeudamiento y desde luego, de pago.

Asimismo, será importante constatar que la planeación y operación de la mina, el mantenimiento de equipos y maquinaria, y todas las funciones de apoyo a las actividades antes mencionadas podrán ser desarrolladas por personal entrenado ya en las unidades de MICARE, con lo cual la empresa demostrará haberse consolidado y entrado de lleno a una etapa de madurez.

Otro objetivo deberá ser tener siempre presente a nivel proyecto, la necesaria rentabilidad del mismo, para lo cual deberán optimizarse todas las etapas del proyecto, empezando por la planeación, que se presenta en los capítulos siguientes de este trabajo.

Finalmente el objetivo último debe ser el de optimizar la extracción, el tratamiento y el aprovechamiento del recurso minero - carbón energético en este caso - para beneficio de la colectividad nacional.

2.6 IMPACTO EN LA REGION

La puesta en operación de Mina IV, incidirá regionalmente en varios aspectos, como: el empleo, el ingreso, el demográfico, el urbano, el ecológico y el ambiental.

El área de influencia del proyecto a nivel regional, se extenderá a los municipios de: Allende, Nava, Morelos, Zaragoza, Villa Unión, Guerrero y Piedras Negras. Todos en el estado de Coahuila y por lo tanto, cuando se menciona el concepto de región, se hace referencia a ellos.

2.6.1 Impacto Socio-económico

2.6.1.1 Empleo

Para la realización de las obras de preparación y desarrollo, así como para la etapa de producción, la mina requerirá de más de 1,000 personas, considerando a personal sindicalizado y de confianza, además de las que se requerirán en otras minas y tajos, y las que empleen contratistas, y la misma C.F.E.. En 1980 MICARE empleó a 1,928 personas en la región, que representaron el 4.6% de la población económicamente activa en ese año. En 1986 MICARE, solamente, empleó a 3,837 personas (casi el doble que en 1980) en la misma zona.

Si se considera una relación de 3 empleos indirectos por cada empleo directo, el impacto de MICARE se puede expresar como la creación de más de 15 mil empleos.

Diversas proyecciones realizadas muestran que para 1995 el conjunto de los proyectos carboeléctricos dará empleo al 35% aproximadamente de la población económicamente activa de la región (alrededor de 40,000 personas) en forma directa, con el consiguiente impacto en la creación de empleos indirectos.

2.6.1.2 Ingreso

En 1980 MICARE representó aproximadamente el 6% del ingreso total en la región, para 1986 significó del orden del 10% de dicho ingreso y se espera que para 1995, año en que se estima que estarán ya en operación los complejos carboeléctricos Carbón I y II, MICARE y C.F.E. generarán directamente más de un 35% del ingreso total de la región.

Se tendrán efectos inmediatos sobre la demanda de bienes y servicios que se ofrecen en la región, ya sea que estos se produzcan o no dentro de ella. Lo cual aunado al creciente número de empleos generados, provocará un aumento en el ingreso, que a su vez, se reflejará en el incremento de la demanda agregada de la región. Lo cual a la larga será benéfico, pero a corto plazo ha generado fenómenos inflacionarios en renglones como la vivienda, bienes muebles e incluso productos perecederos. MICARE ha tratado de limitar los aspectos negativos con un programa de construcción de vivienda y con el apoyo de instituciones gubernamentales y privadas de procuración de bienes y servicios, tan variadas como CONASUPO y las Librerías de Cristal, y desde luego con apoyo directo a los municipios que conforman la región. Esto es, MICARE al contribuir a incrementar el volumen de la demanda de bienes de capital, debe también contribuir a generar un mercado suficientemente atractivo para desarrollar la producción interna de ciertos bienes y la procuración de más y mejores servicios.

2.6.1.3 Demográficas

En 1980 el municipio de Piedras Negras tenía 80,290 habitantes y la región 128,601, de ese gran total el 43.3% eran menores de 15 años y 42,078 (32.7%) conformaban la población económicamente activa; según datos del X Censo General de Población y Vivienda (INEGI 1983), diversas proyecciones de la población total que hubiera tenido la región para 1995, indican una cifra de 290,000 habitantes, si no se hubieran desarrollado los proyectos carboeléctricos y sus habitantes se hubieran seguido dedicando primordialmente a actividades agrícolas y ganaderas, a excepción del municipio de Piedras Negras, donde se ha desarrollado un cinturón industrial, principalmente maquiladoras. Ahora bien, al comparar esa cifra con la proyección de la población total obtenida, incluyendo el desarrollo de los proyectos carboeléctricos, se obtiene un incremento de 21%, esto es, 350,000 habitantes para la región.

Lo anterior conlleva otra serie de problemas como los de inmigración, por lo que es de desearse que el desarrollo de los proyectos carboeléctricos se dé en una forma gradual y no como un "boom", para poder ir ajustando los requerimientos de la demanda de mano de obra a la capacitación de la misma, para no encontrarse con inmigrantes a los que no sea posible incorporar sostenidamente a la población económicamente activa. Otro gran problema es el del arraigo de la mano de obra y sus familias, aspecto en el cual el programa de vivienda juega un papel preponderante, ante las posibilidades que ofrece el mercado de trabajo en el vecino estado de Texas, aún para la mano de obra no calificada.

2.6.2 Efectos ecológicos y ambientales

MICARE genera algunos impactos ecológicos y ambientales, entre los que destacan emisiones de polvos y ruido en zonas minadas a cielo abierto y hundimientos en zonas minadas subterráneamente, los efectos que a la fecha se han medido han resultado mínimos.

A fines de 1986, en MICARE se implantó un programa de muestreo y análisis de agua en el interior de las minas, tanto subterráneas como a cielo abierto, que se encontraban en operación con objeto de determinar sus características físico-químicas, sus posibles variaciones y tomar las medidas correctivas necesarias antes de canalizar estas aguas para riego.

Las cenizas que no se han comercializado se entierran en zonas preparadas con rellenos hidráulicos adecuados para prevenir la contaminación de mantos acuíferos subterráneos, y se cubren para evitar que el viento las disperse.

Finalmente se presentan algunos efectos relacionados con las afectaciones al suelo, flora, fauna y salud humana, que no han sido significativos, pero para los cuales habrá que plantear medidas de mitigación.

3. PLANEACION MINERA

3.1 OBJETIVOS

El minado del carbón es un conjunto de operaciones básicas o unitarias y auxiliares; las primeras son aquellas ligadas a la producción y manejo del carbón; mientras las otras, que son también denominadas operaciones de servicio, son esenciales pero no contribuyen directamente a la producción. Estas actividades pueden clasificarse como sigue:

Operaciones Unitarias

- Corte
- Carga
- Acarreo y manto

Operaciones Auxiliares

- Fortificación
- Ventilación
- Drenaje
- Energía
- Comunicaciones e Iluminación

Todo sistema de minado será el resultado de una planeación integral de las operaciones básicas y auxiliares; lo cual implica determinar la acción de mano de obra y maquinaria en un plan general, cuyo objetivo principal es lograr la mayor producción posible, con una alta productividad y bajo condiciones seguras y saludables de operación.

Otros objetivos que persigue la planeación mineral integral, son:

- Contar con información geológica, geohidrológica y de mecánica de suelos en forma ordenada, confiable y oportuna.
- Optimizar la recuperación del depósito y la calidad del producto a explotar.
- Ubicar una mina o proyecto particular en el marco global de la empresa.
- Maximizar rendimientos de los insumos y minimizar costos.
- Establecimiento de controles ecológicos.

3.2 ASPECTOS GENERALES

Como un primer paso en la evaluación de varios métodos de minado para minas de carbón, deberán determinarse las consecuencias que afecten la producción potencial de todo el sistema. Estas consecuencias pueden ser consideradas como función de variables independientes y del efecto que éstas tengan sobre las variables dependientes.

Se pueden identificar siete variables independientes importantes, excluyendo al elemento humano. Estas son: (1) Potencia del manto de carbón, (2) Calidad del piso, (3) Calidad del cielo, (4) Concentración de metano, (5) Dureza del manto y porcentaje de cenizas, (6) Profundidad del manto y echado del mismo, y (7) Cantidad de agua. Si bien, estas variables están interrelacionadas, todas y cada una son un factor independiente de cualquier otro y a su vez afectan a un grupo de variables dependientes que pueden modificar el método de minado considerado. Algunas de estas variables dependientes o "semi-independientes" son: (1) Tamaño de pilares, (2) Ancho de cañones y separación entre centros, (3) Profundidad de corte, (4) Porcentaje de recuperación, y (5) Técnicas de fortificación.

A los aspectos anteriores es necesario agregarles el factor humano; qué tanta experiencia tiene el personal en los diferentes niveles - supervisión, mantenimiento y mano de obra -; qué tan dispuesto está a aceptar y usar un determinado método de minado; cuál es el nivel escolar para, con base en éste, diseñar programas de capacitación; ¿existe una "cultura del trabajo", es posible crearla o al menos mejorar las condiciones de trabajo y la actitud del personal hacia el mismo?; en fin, todos aquellos aspectos humanos que se verán reflejados en el trabajo minero. Finalmente, es importante no olvidar los requerimientos del mercado que se va a satisfacer; existen o no facilidades de lavado de carbón; cuáles son los porcentajes de finos y gruesos aceptables; cuál es la demanda y que tan estable será el comportamiento de la misma y por último, dadas las condiciones actuales, es fundamental considerar las posibilidades de acceso a los mercados financieros.

Una vez recolectada y analizada la información anterior, se procedió a determinar el límite de explotación que se define como la frontera entre el carbón explotable, del que no lo es.

Definiéndose como carbón económicamente explotable aquel cuyas características nos permitan obtener un beneficio que sea igual al costo de los insumos necesarios para su explotación, más un margen de utilidad. Por lo anterior, para calcular el límite de explotación se precisa conocer las variables involucradas y definir una metodología.

La metodología propuesta tiene los siguientes pasos:

- Calcular el valor del carbón para la generación de energía eléctrica.
- Estimar la ceniza marginal, esto es, el máximo porcentaje de ceniza contenido en el carbón que sea suficiente para cubrir los costos de extracción y su conversión en energía eléctrica.
- Definir un espesor económicamente explotable, que quedará conformado por aquellos estratos de carbón cuya ceniza media sea menor o igual que la ceniza marginal aceptable por la Central Carboeléctrica. Este valor para Mina IV quedó definido por la curva de isoceniza del 42%, valor al que se han incorporado además de los factores antes mencionados, un factor de operación que estima el carbón dejado en el cielo para evitar la intemperización de la luita y el espesor de estéril cortado en el piso. Este cálculo económicamente explotable fue revisado calculando el isovalor del espesor del carbón para diferentes cenizas marginales, es importante señalar que este cálculo se realizó no en función del espesor, sino del isovalor de la ceniza, esto es, se buscó la calidad, la cual no es necesariamente función del espesor, aunque se debe considerar un espesor medio.
- Habiéndose definido el límite de económicamente explotable, se procedió a cuantificar las reservas contenidas en este límite, con los siguientes resultados:

Superficie:	928	Hectáreas
Espesor medio:	1.84	Metros
Densidad:	1.44	Ton/m ³
Ceniza:	30.94	%
Tonelaje a Explotar:	24'699,811	

- Finalmente se ordenó esta metodología para retroalimentarla con resultados de nuevas prospecciones, o bien, de operación y revisión periódica de los resultados obtenidos.

En el caso específico de la planeación a detalle de Mina IV y con base en todos los aspectos anteriormente descritos, se procedió a la selección del sistema de explotación más adecuado que resultó ser el sistema de explotación denominado de Frentes Largos en Retroceso, ya que es el que mejor se ajusta a las condiciones naturales, de experiencia minera, sociales y del mercado.

En general podemos decir que las principales ventajas y desventajas de este método de explotación son:

Ventajas

- Su gran capacidad de producción y la continuidad de ésta.
- La recuperación máxima del yacimiento.
- Productividad considerablemente alta con respecto a otros métodos subterráneos.
- Mayor flexibilidad de minado con cielos malos a grandes profundidades, y en mantos múltiples.
- Mejor control del cielo y de las subsidencias.
- Bajo consumo de materiales de fortificación.
- Mayor seguridad, resultado de la protección completa de la frente y de un menor movimiento del equipo comparativamente con otros métodos subterráneos.
- Máxima eficiencia en la mecanización de la mina.
- Control adecuado y supervisión eficiente.
- Requerimientos mínimos de personal de operación.
- Bajo costo de extracción por tonelada.
- Muchos beneficios colaterales a partir de la eliminación o disminución de las necesidades de anclaje y de polveo.
- En ventilación el aire es dirigido a un sólo lugar de trabajo contra 5 a 7 en otros métodos de minado.

Desventajas

- Inversión inicial alta, y en general costos de capital más altos por equipo.
- Costos más altos por movimiento del equipo.
- Retrasos en operación más prolongados y por tanto más críticos.
- Inflexibilidad cuando se presentan "caballos" de ganga o concentraciones de gas, en mantos con grandes variaciones en potencia y cuando cielo y piso son muy suaves.

- Mayor generación de polvo de carbón y gas metano por período de operación.
- Impráctico a poca profundidad o bajo encape masivo, dado el tamaño y costo del equipo de soporte necesario.
- Mayor capacitación del personal de operación y supervisión, así como una mejor preparación básica requerida.

Una vez caracterizado el depósito y definidos el límite de explotación y el método de minado se diseñarán las alternativas de osatura, esto es, el plan general de minado indicando la orientación y número de cañones que delimitarán los paneles de frente larga; el número, orientación y volumen extraíble de éstos y la factibilidad de operación de cada uno de estos diseños o planes generales.

El diseño de cada uno de estos planes estará sujeto a ciertas restricciones, las cuales se enlistan a continuación:

- Se requiere un nivel de producción anual del orden de 1.5 millones de toneladas de carbón, por lo que será necesario operar con tres frentes largas.
- Es necesario apegarse lo más posible al límite teórico de explotación.
- La ubicación de las frentes largas deberá ser tal, que permita que el sentido de explotación sea ascendente, lo anterior para que el agua fluya por gravedad hacia las zonas ya minadas.
- Que la relación metros de desarrollos/metros de retroceso sea lo menor posible, esto es, considerando que el tiempo que antecede al desarrollo de un panel de frente larga de su explotación, deberá ser de 3 meses como mínimo y de dos años como máximo.
- Los paneles de frente larga tendrán una longitud máxima de 2,000 mts. y mínima de 800 mts. con un ancho de 200 mts.
- Estos paneles no deberán estar orientados hasta donde sea posible en la misma dirección que las probables fracturas geológicas, y no se explotarán dos paneles contiguos a un cañón simultáneamente.
- Los cañones generales o secundarios estarán formados por un mínimo de 2 galerías. Esto por lo menos hasta que otros sistemas no se demuestren operativos y costeables.

- La ubicación de la plancha, que es el centro de operaciones del interior de la mina, deberá quedar lo más cerca posible al centro geométrico del yacimiento.
- Se construirá un sólo tiro vertical para regreso de aire, dados el diseño de la mina y el volumen de aire a manejar.
- Las zonas de explotación deberán ubicarse de tal forma que permitan una distribución razonable de los volúmenes de aire a manejar.
- La depresión aceptable en el sistema de ventilación será de 9 pulgadas de agua.

Los supuestos se refieren a los programas de avance, desarrollos y explotación de frentes largos, así como para los cálculos de ventilación; todos estos supuestos serán discutidos en detalle a continuación, aquí basta decir que se tomarán en consideración, enlistando los principales indicadores de selección que permitan cuantificar y comparar diferentes opciones.

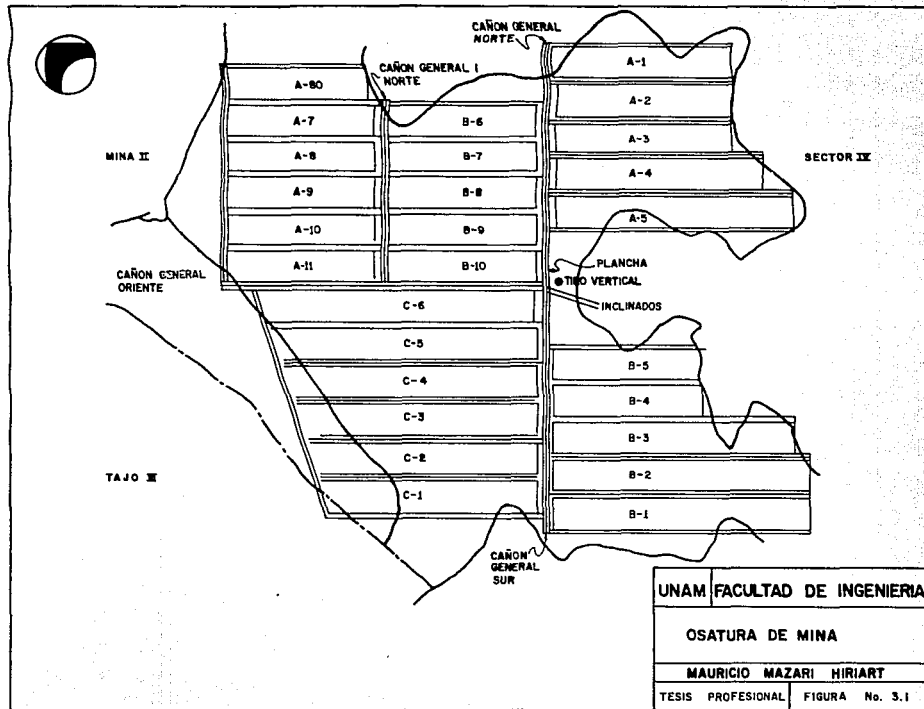
- Factibilidad de realización de un programa de minado.
- Vida de la mina en meses de operación desde el inicio de los desarrollos.
- Puesta en operación de la primera frente larga y del total de frentes largas que operarán simultáneamente en la mina.
- Inicio de la explotación de la segunda y tercera frentes largas.
- Cantidad máxima de mineros continuos y promedio de mineros continuos en operación.
- Tiempo de desarrollo.
- Promedio de frentes largas en operación durante la vida de la mina.
- Superficie a minar con frentes largas.
- Longitud total y promedio de frente larga.
- Longitud de galerías por metro de retroceso de frente larga.
- Vida promedio de galería y longitud promedio de las mismas. La vida promedio es igual al número de meses transcurridos desde la mitad de su desarrollo hasta la mitad de la explotación de uno de sus lados.

- Número máximo de cabezas motrices para cada tipo de banda utilizado y longitud de cada tipo de banda instalada.
- Pérdida de presión máxima en el abanico.
- Número de puentes de ventilación.

A continuación se presenta la figura No. 3.1 que muestra la osatura seleccionada con la numeración de los paneles en el orden de explotación y algunos índices de la osatura seleccionada para tres frentes largas.

PRINCIPALES INDICES DE LA OSATURA SELECCIONADA PARA TRES FRENTES LARGAS

INDICES	INDICE
Vida de la Mina	173 meses
Inicio de la explotación de la primera Frente Larga Serie "A"	26 meses
Inicio de la explotación de la primera Frente Larga Serie "B"	33 meses
Inicio de la explotación de la primera Frente Larga Serie "C"	60 meses
Cantidad máxima de mineros continuos	9 unidades
Tiempo de Desarrollo	144 meses
Promedio de mineros continuos en operación	3.9 unidades/mes
Depresión máxima	7.6 pulgadas de agua
Superficie a minar con Frente Larga	6'569,400 m ²
Longitud total de Frente Larga	32,847 m
Longitud promedio de Frente Larga	1,216.56 m
Metros de galería/m. de Frente Larga	4.3



3.3 OBRAS DE ACCESO

Las obras de acceso consisten en dos túneles inclinados desde la superficie hasta el manto de carbón. El primero permitirá la entrada del personal y de los materiales, y el segundo la salida del carbón. Adicionalmente se requiere de un tiro vertical para la ventilación.

Para la localización de estas obras de acceso se analizaron posibles localizaciones de las mismas, tomando en consideración los siguientes aspectos:

- Se procuró que el área estuviese ubicada lo más cerca posible del centro geométrico del depósito.
- La topografía superficial, considerando la ubicación y distribución de las obras exteriores.
- El costo de los terrenos y la facilidad de adquisición de los mismos.
- Los estudios geohidrológicos y estratigráficos, para evitar al máximo los problemas causados por caudales de agua o por problemas en la estratificación de las capas a cortar por los tiros inclinados.

Una vez definida el área para las obras de acceso, se elaboró la ingeniería básica de las mismas que comprende los siguientes puntos:

- Localización de las coordenadas de los tiros inclinados y vertical.
- Sección libre de los tiros.
- Longitud de cada uno de ellos.
- Punto de intersección de los tiros inclinados con el piso del manto de carbón.
- Equipo que se instalará en cada uno de ellos.

A continuación se hace una breve descripción de la ingeniería básica de estas obras para la Mina IV.

La longitud de cada uno de los inclinados se calculó por simple trigonometría, al conocerse la profundidad del punto de intersección con el contacto de carbón, la profundidad que tendrá la tolva de recepción de carbón y el ángulo de inclinación que es de $15^{\circ}45'$ con

respecto a la horizontal. Esta inclinación es la máxima que permite el carbón antes de empezar a rodar sobre la banda y se determinó en forma experimental y con base en experiencias anteriores en minas de la región.

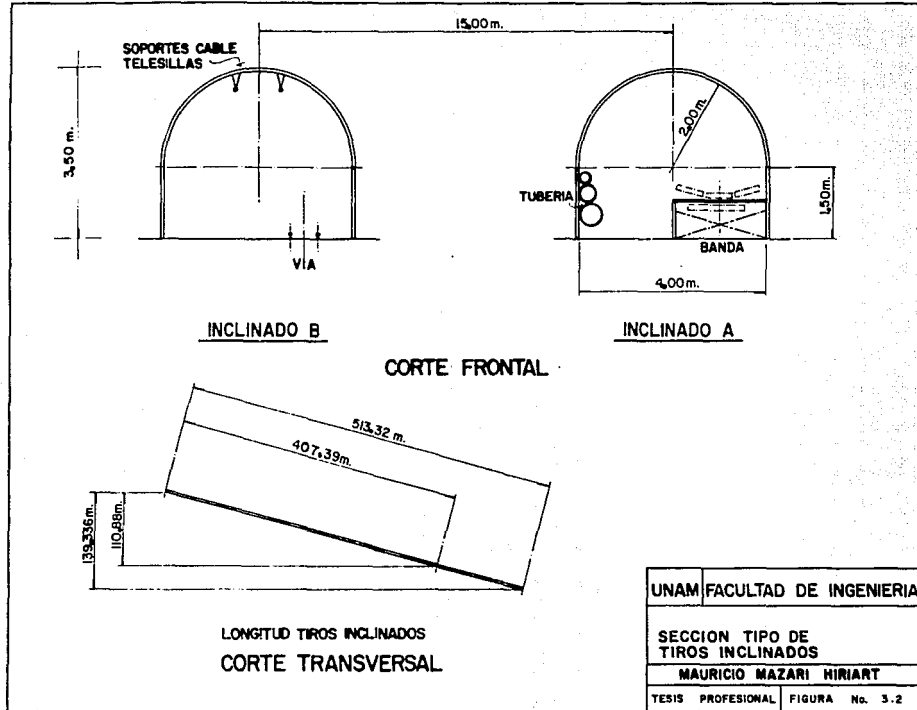
La longitud del inclinado "A" será de 513.32 mts., lo que permite tener una altura de 139.34 mts. desde superficie, esto es, 110.58 mts. hasta el contacto con el manto de carbón más 28.76 mts. de altura total de la tolva incluyendo el "chute" de descarga. El inclinado "B" será de 407.39 mts., lo cual permite una altura de 110.58 mts., esto es, hasta el contacto con el manto de carbón. Ver figura 3.2.

Los tiros inclinados se construirán simultáneamente, paralelos y con una separación de 15 mts. de centro a centro, la sección libre deberá ser de 4.0 mts. por 3.5 mts., considerando una bóveda de 2.0 mts. de radio, ver figura 3.2. Se había pensado que para estos tiros era necesario fortificar utilizando marcos de acero, pero se tiene la experiencia constructiva de los inclinados de Mina II, en los que se utilizaron concreto lanzado y anclas (que permitieron mayor flexibilidad durante el cuele de los tiros) con óptimos resultados y posteriormente revestimientos de concreto armado al atravesar la zona de conglomerados que es donde se tienen los problemas de filtraciones de agua.

El tiro vertical para ventilación estará totalmente forrado de concreto armado (porque dura en funcionamiento durante toda la vida de la mina, para evitar deterioro por agua - ya que cruza los mantos acuíferos - y para reducir la fricción del aire en las paredes) y estará dotado de extractores de aire en superficie, el diámetro libre será de 4.5 mts., la longitud de este tiro será de 112 mts., esto es, 110.58 mts. hasta el piso del manto más un cárcamo que permita recolectar el agua de escurrimientos y de lluvia y bombearla a superficie.

En el inclinado "A" se instalará la banda transportadora de carbón, además de tuberías para agua, aire comprimido, drenaje, cables eléctricos y de teléfono.

En el inclinado "B" se instalará una vía para permitir el transporte de materiales y equipo al interior de la mina con carros mineros y de plataforma, que serán movidos con un malacate en el inclinado y posteriormente enganchados a locomotoras en el interior de la mina, además para el acceso del personal se instalará un sistema denominado telesillas que permite el acceso individual pero continuo del personal de operación y supervisión.

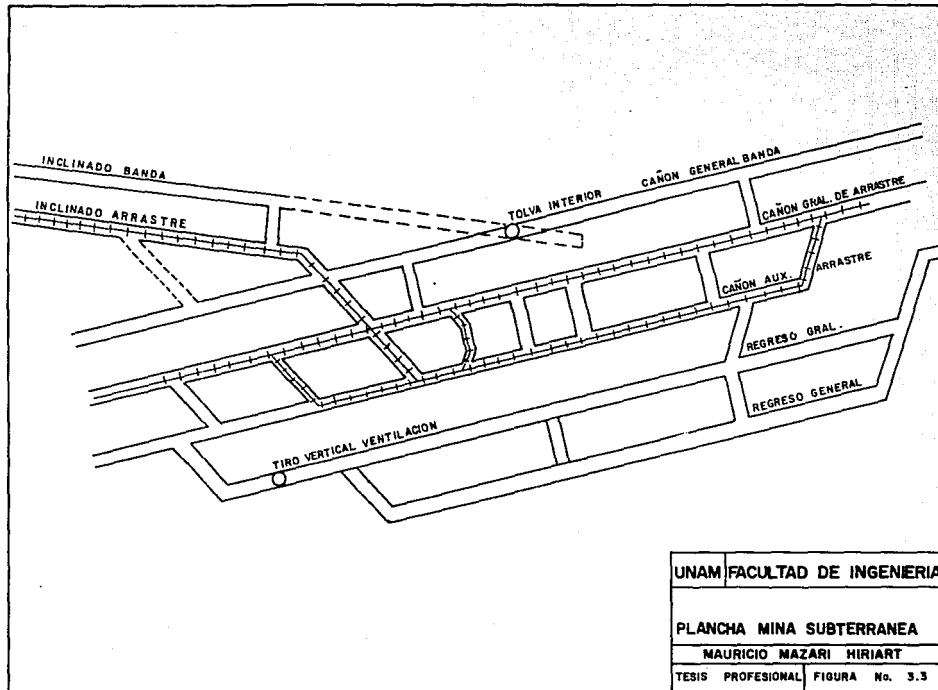


Los inclinados se comunican entre sí por cruceros cada 50 mts, el más importante de estos cruceros se encuentra en el contacto de los tiros inclinados con el manto de carbón, ya que es a partir de este crucero donde se inician las labores de construcción de la plancha, que como dijimos, es el centro de operaciones y servicios del interior de la mina, al realizarse ahí maniobras e instalaciones generales; además, desde la plancha parten las principales galerías (cañones generales) y las redes de vías, energía, agua y aire comprimido, siendo el lugar desde donde se bombea el agua a superficie. También se construye la tolva general de recepción de carbón, en la cual descargarán las bandas de los cañones generales y se comunica el tiro vertical. Esto sin contar que es en la plancha donde se localizan el taller de mantenimiento electromecánico para reparaciones menores, la estación de carga para las baterías de las locomotoras, el banco de interruptores y transformadores del interior de la mina y otras instalaciones de apoyo.

Por todo lo anterior, la plancha es una área de la mina con gran importancia relativa y el diseño de la misma deberá hacerse atendiendo a todos los problemas que pudieran presentarse en la misma. Entre los principales criterios de diseño para la plancha se pueden citar los siguientes:

- Se deben mantener independientes los flujos de carbón y materiales.
- Dos entradas de aire, que son los dos tiros inclinados.
- Dos regresos de aire que comuniquen con el tiro vertical.
- Sección y espacio de galerías suficiente para cumplir con los 2 puntos anteriores.
- Baja velocidad de aire sobre la tolva para evitar el polvo de carbón en las áreas de maniobras.
- Localización del tiro vertical a una distancia no mayor de 150 mts. del punto de intersección de los tiros inclinados con el piso del manto de carbón.
- Lugar de almacenamiento para hasta 10 carros con materiales.

Para la plancha se propone un diseño con cinco cañones paralelos entre sí, 17 cruceros y 8 áreas para localización de transformadores, talleres, etcétera; este diseño se ilustra en la figura 3.3. Los túneles de la plancha se fortificarán en las tablas con concreto armado y el cielo se sostendrá con acero estructural o bien con parrillas y rejas de rollizos cuando se estime necesario, esto es porque las instalaciones de plancha deberán operar toda la vida de la mina.



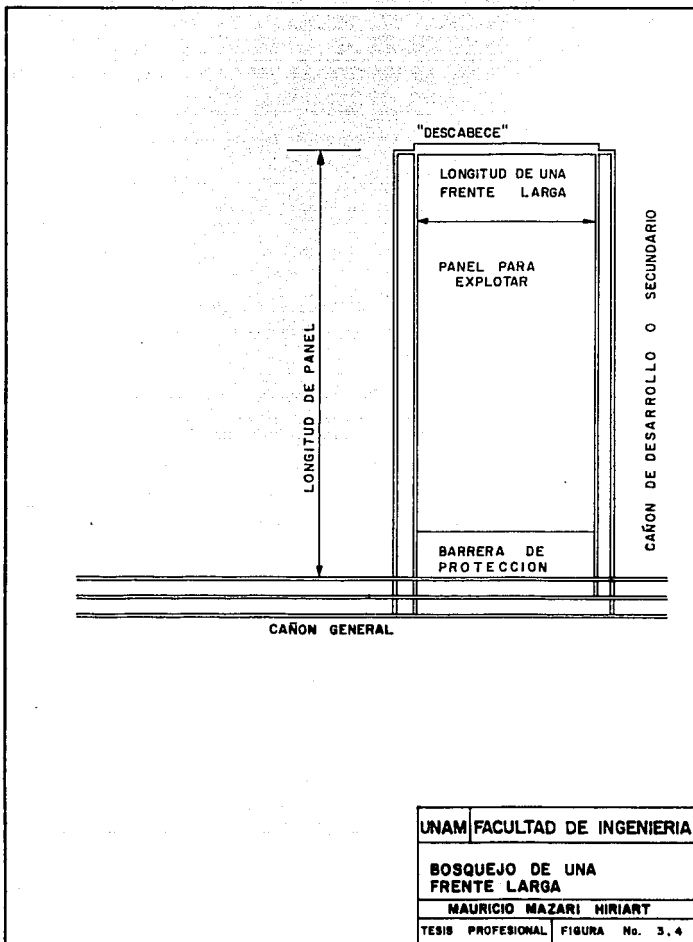
UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
PLANCHA MINA SUBTERRANEA	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No. 3.3

3.4 DESARROLLOS

Una vez terminada la plancha, se inicia el proceso de construcción de túneles que continuará hasta cuatro años antes de que termine la vida de la mina, el inicio de estas obras marca también el final de la etapa de preparación y el inicio de la etapa de desarrollo de la mina, que es lo que da nombre a estas obras, que son:

- Los cañones generales, que consistirán en tres túneles paralelos que se utilizarán como ejes principales para el transporte de carbón, para el suministro de materiales y como regresos del aire necesario para la ventilación. Normalmente se cuela un conjunto de cañones generales en la dirección de cada uno de los 4 puntos cardinales, que son el porqué de la nomenclatura de estos cañones, en el caso de Mina IV se colarán tres y uno de apoyo paralelo al cañón general norte, a estos cañones se les denomina cañón general 1,2, etcétera y el nombre del punto cardinal al que son paralelos.
- Los cañones secundarios, cuya función principal es la de dividir el yacimiento en las secciones necesarias para su explotación y por tanto son perpendiculares a los cañones de frente larga; se colarán dos cañones a los lados de cada panel, uno de los cuales será para acceso de materiales y personal, el otro para transporte de carbón y los otros dos se usarán como regresos de aire.
- Los cañones de frente larga, también llamados descabeces, que se cuelan en las cabeceras de los paneles de frente larga para ahí montar los componentes del equipo de frente larga. Todas las obras arriba mencionadas se ilustran en la figura 3.4 con respecto a un panel de frente larga.

Los equipos que se utilizan en esta etapa son los denominados mineros continuos, cuyo ciclo de operación consiste, en cortar una sección de cañón de 1 a 1.5 mts. de profundidad y ademar con acero estructural apuntalado con rollizos, cada uno de estos marcos se coloca con una separación de un metro, a menos que las condiciones del terreno obliguen a disminuir esta distancia. Para asegurar el cielo de las galerías, y utilizando perforadoras incorporadas al mismo minero continuo, se intercalan entre el acero estructural cuatro anclas con resina epóxica y en caso de existir caídos se rellena con rajás de madera que son sostenidas por parrillas de varilla que a su vez van apoyadas en el acero estructural.



UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
BOSQUEJO DE UNA FRENTE LARGA	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No. 3.4

El carbón tumbado por las cabezas de corte de los mineros continuos, se colecta en gran porcentaje por el mismo sistema de corte; el resto del carbón se colecta con una plataforma integrada a la máquina. A través del mecanismo del transportador elevador central, que es parte del minero continuo, se recoge todo el carbón del corte, este mecanismo coloca el carbón en un transportador puente que lo habrá de conducir a un transportador repartidor que, a su vez, descarga en una banda de cañón. Esta banda de cañón descarga a una banda en el cañón general, misma que recibe tanto el carbón de desarrollos, como el de las frentes largas en operación, esta banda descarga por su parte en la tolva cuya función es regular las cargas a la banda del tiro inclinado encargada de mantener la carga.

Del proceso de desarrollos se obtiene alrededor de un 15% del carbón total que se extrae de la mina, carbón con un alto contenido de cenizas porque lo que se busca en los desarrollos es mantener una sección tipo independientemente de la calidad del carbón o de la altura del manto. Estas secciones tipo son de aproximadamente 4.40 mts. por 2.40 mts., para dejar una sección libre de 4.00 mts. por 2.20 mts., en los cañones generales; y de 3.60 por 2.40 mts., para dejar una sección libre de 3.20 mts. por 2.20 mts., en los cañones secundarios. En los descabeces se está colando un pequeño salón de 6 mts. por 2.20 mts. para tener espacio suficiente para montar la batería de ademes caminantes, la máquina cortera y el sistema de transporte de carbón. La separación entre centros de galerías será de 20 metros en todos los cañones, esta separación es resultado de pruebas de mecánica de suelo, sobre todo francesas, y de la experiencia en minas de la región.

Para elaborar el Programa de Desarrollos se tomaron en cuenta las siguientes consideraciones:

- En el desarrollo de los cañones generales, los mineros continuos avanzarán 80 mts. por mes durante los primeros tres meses y, posteriormente 140 mts. por mes.
- En el desarrollo de otros cañones, se considera un avance por minero de 180 mts. por mes.
- Los cruceros se construirán cada 70 mts.
- La velocidad de desarrollo por cambio de lugar de trabajo se supone en un 50% del avance mensual. Se considerará cambio de lugar cuando se mueva el equipo más de 200 metros.
- Los avances consideran los tiempos requeridos para mantenimiento preventivo y correctivo.

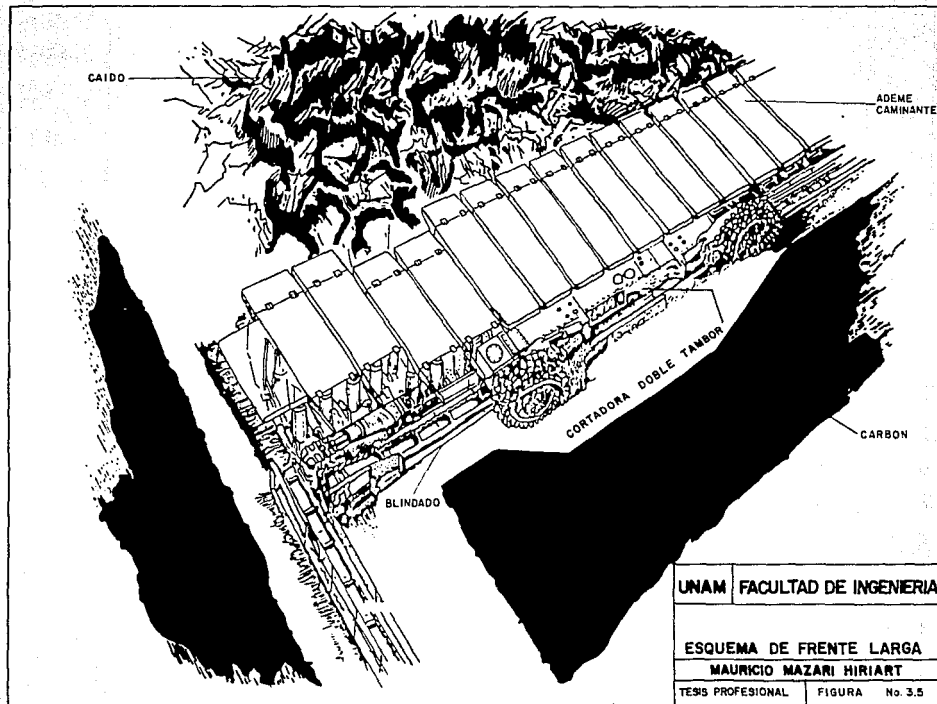
3.5 FRENTES LARGAS

El proceso de explotación propiamente dicho es el de frentes largas, este sistema es una combinación de tres componentes básicos: (1) Un sistema de fortificación o ademado dinámico, que corresponde a los equipos denominados ademes caminantes, (2) Una máquina cortadora de carbón, se ha seleccionado una de doble tambor helicoidal con picas, y (3) Un sistema de acarreo de carbón que se realizará con el transportador blindado a lo largo de la frente, y con el transportador repartidor hasta el sistema de bandas.

El proceso se inicia con el tumbado de carbón mediante la máquina cortadora que se desplaza sobre el transportador blindado, cortando tajadas de aproximadamente 65 cm., de espesor con los dos tambores helicoidales con los que está equipada. Al mismo tiempo, la máquina efectúa la carga del carbón al transportador blindado, delante del cual queda un espacio equivalente al corte, por lo cual, el ademe caminante empuja al transportador por medio de pistones, de tal forma que quede pegado nuevamente a la frente de carbón. Inmediatamente después de que la máquina corta una parte de la frente, los ademes caminantes, apoyándose en el transportador blindado, y utilizando los pistones hidráulicos, se aproximan a fin de proteger el cielo de la frente que se va descubriendo. Las figuras 3.5, 3.6 y 3.7 ilustran este proceso; en forma esquemática, en corte y en planta.

El carbón que cae sobre el transportador blindado, es posteriormente descargado sobre un transportador repartidor que se encuentra en la galería de salida, y que es geométricamente perpendicular a la frente en operación. Este repartidor descarga a su vez, en la banda de cañón de frente larga, la cual, al igual que en los desarrollos, descarga en una banda de cañón general que lleva la carga hasta una tolva y de ahí al exterior.

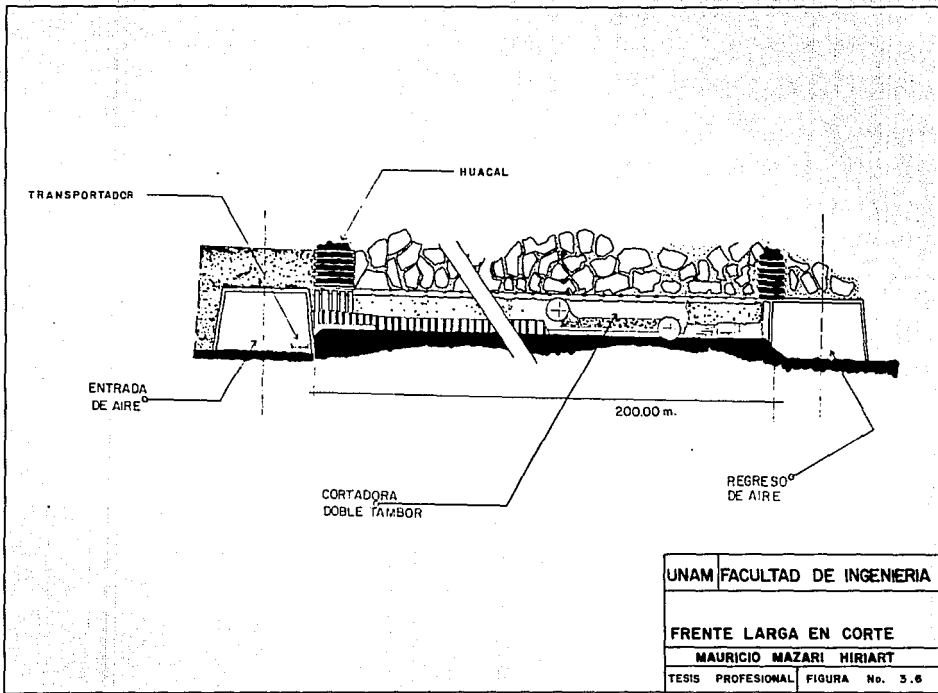
Para cada frente larga de 200 mts se requiere una batería, que incluye lo siguiente: 140 ademes caminantes, tipo escudo con 4 piernas hidráulicas, como los que se ilustran en la figura 3.8; además, 10 secciones de transportador blindado, cada una de las cuales mide 20 mts.; estos transportadores consisten en un carril de acero por el que corren espolones también de acero, movidos por una cadena, esto es con el fin de recibir el impacto de la caída del carbón sin verse afectados y que las operaciones de remoción del carbón de la frente se realicen en forma continua; la máquina cortadora está equipada con los dos tambores antes mencionados, cada uno de los cuales está a su vez provisto de un motor eléctrico de 500 HP y de un sistema de inyectores de agua a presión destinados a formar una cortina de agua para evitar el polvo de carbón, estos inyectores van colocados en la periferia de la cabeza cortadora, al frente de ésta y aún en el brazo, estando dirigidos al lugar en donde se efectúa el corte; en los extremos de la frente existen cabezas motrices destinadas a mover la máquina cortadora a lo largo de la frente a través de un sistema de piñones y cremalleras.

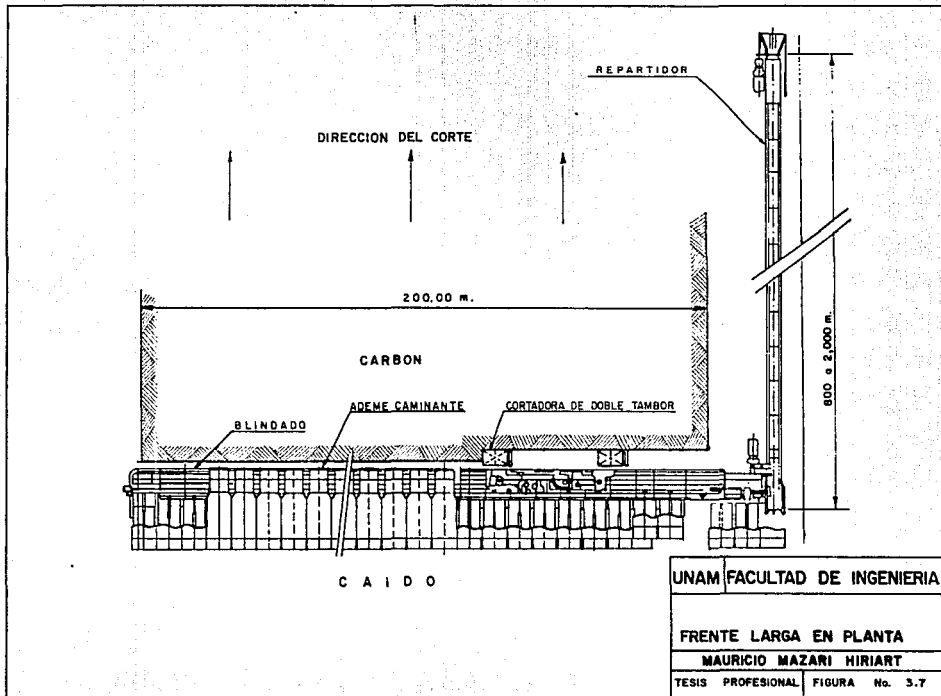


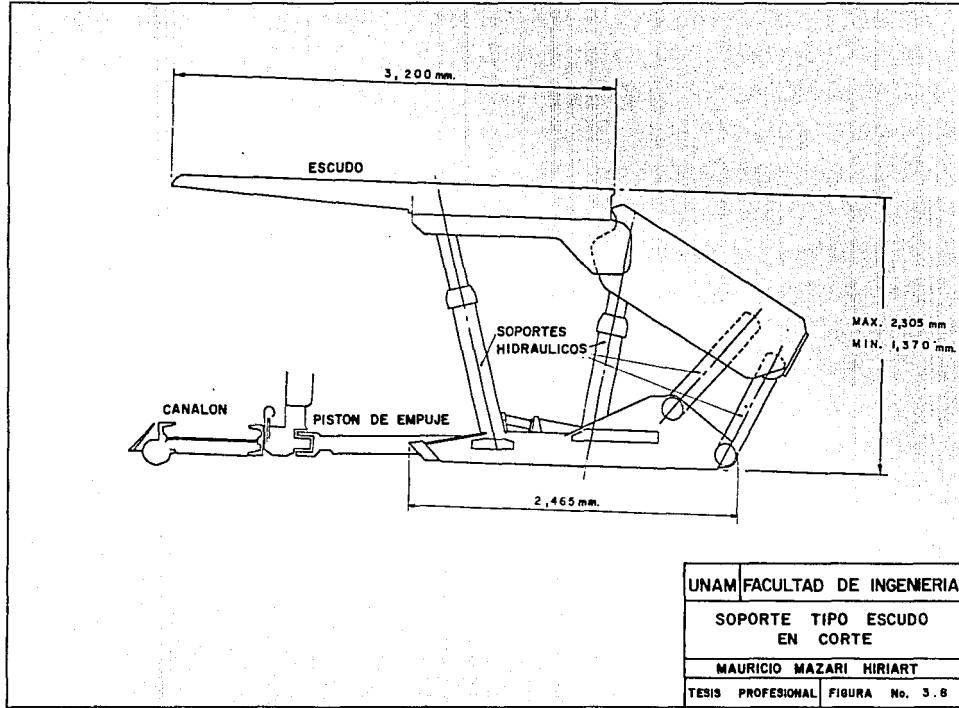
UNAM FACULTAD DE INGENIERIA

ESQUEMA DE FRENTE LARGA
MAURICIO MAZARI HIRIART

TESIS PROFESIONAL FIGURA No. 3.5







Finalmente la frente estará equipada con un sistema de transportador repartidor que funciona como una tolva dinámica de descarga y regulación de carbón sobre las bandas de frente larga.

Para determinar la velocidad de retroceso de las frentes largas se estimaron los siguientes parámetros de operación:

- Velocidad normal de retroceso 85 m/mes.
- Velocidad al inicio de cada frente 60 m/mes.
- Velocidad al final de cada frente 61 m/mes.
- El cambio de instalación de un equipo requiere de 1.5 meses.
- Los bordos de protección que se requieren entre el final de la explotación y los cañones en servicio, serán de 50 mts. y de 30 mts., cuando los cañones generales que protegen dejen de prestar servicio.

Para determinar el rango de altura de operación del equipo de corte y soporte, se dibujaron secciones verticales en función del plano de isopacas; con estas secciones se determina la altura máxima y mínima del carbón, así como el área de la sección en capas de 10 cm. de espesor, siendo la primera medida a partir del piso del carbón; después del análisis de la altura mínima de corte, ésta se fijó en 1.37 mts. y la altura del ademe totalmente cerrado en 1.00 mts., considerándose la diferencia como convergencia.

3.6 PRONOSTICOS DE PRODUCCION

3.6.1 Parámetros de cálculo

El programa de producción fue estimado a partir de la alternativa seleccionada, en ella se dibujaron y calcularon las consideraciones de desarrollos y frentes, además de las siguientes consideraciones adicionales:

- La secciones promedio de corte en las galerías de desarrollos (4.40 mts x 2.40 mts en cañones generales y 3.60 mts x 2.40 mts en cañones secundarios) y de frentes largas (1.40 mts a 2.10 mts x 200 mts).
- El espesor promedio de carbón que se obtuvo del plano de isopacas (1.84 mts).
- Densidad promedio del carbón de 1.44 Ton/m³.
- Densidad del estéril de 2.20 Ton/m³.

- Se considera que se dejará una capa de carbón en el cielo para evitar intemperización de las lutitas del cielo, y que existirá dilución (de entre un 5 y un 10%) por cortar material estéril en el piso y por derrumbes o caídos.
- Para cuantificar los parámetros arriba mencionados se consideraron los promedios siguientes, que son resultado de las experiencias de operación de frentes largas en nuestro país:

· Convergencia	0.40 m.
· Espesor del carbón dejado en el cielo	0.25 m.
· Espesor mínimo de estéril cortado en el piso	0.11 m.
· Espesor de material estéril por caídos	0.02 m.
- Finalmente se incorporó el dato de altura mínima de corte que es de 1.40 mts. y la altura máxima se fijó en 2.10 mts.

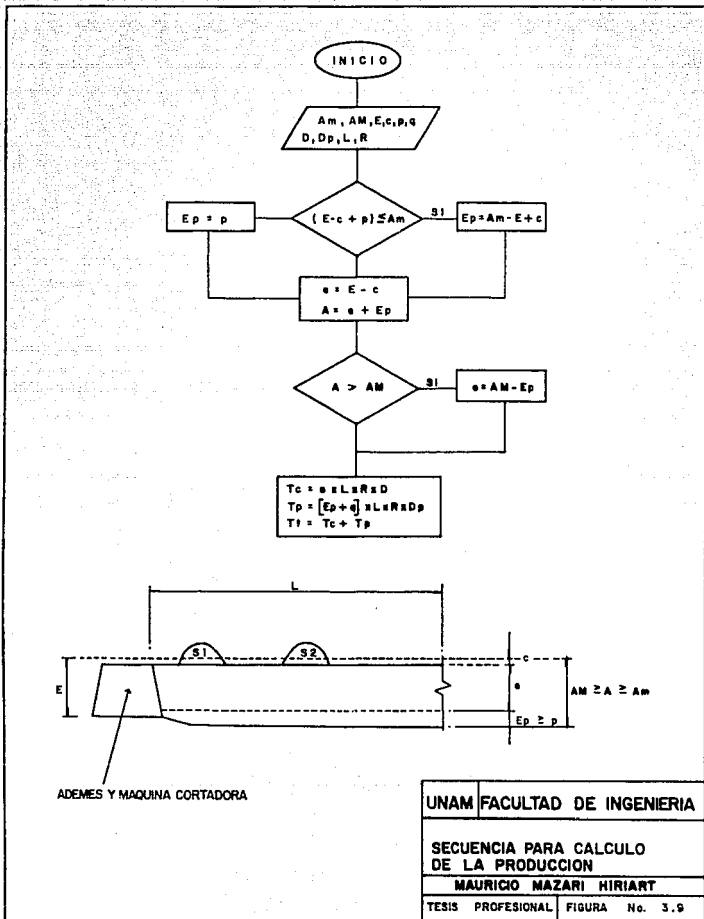
3.6.2 Secuencia del cálculo de producción de frente larga

La secuencia utilizada que involucra todos los parámetros antes mencionados se muestra en el diagrama de flujo de la figura 3.9, en donde:

- Am = Altura mínima de corte
- AM = Altura máxima de corte
- E = Espesor del manto de carbón
- c = Espesor de carbón dejado en el cielo
- p = Espesor mínimo de estéril cortado en el piso
- q = Espesor de estéril que representa derrumbes (caídos)

$$q = \frac{S_1 + S_2}{200}$$

- D = Densidad del carbón
- Dp = Densidad del estéril
- L = Ancho del panel de la frente larga
- R = Retroceso de la frente
- Ep = Espesor de estéril en el piso
- e = Espesor del carbón que se corta
- A = Altura de corte
- Tc = Toneladas de carbón
- Tp = Toneladas de estéril
- Tt = Toneladas "todo uno"
- Si = Superficie caída por derrumbes, donde i = 1, 2, ..., n.



Lo que se busca con esta secuencia es incorporar todas las consideraciones ya antes descritas y verificar que la altura de corte final (A) esté siempre entre los límites mínimo (Am) y máximo (AM), además de maximizar el espesor de carbón cortado (e) una vez incorporada la restricción de carbón dejado en el cielo (c).

Con esta secuencia se calcula un tonelaje de carbón con una calidad inherente, al cual, se le agrega un tonelaje de estéril que tiene asociada otra ley, con lo cual en el tonelaje total tendremos los datos de tonelaje y contenido de cenizas asociados a un panel de frente larga, cuya explotación se ubica en el tiempo y permite calcular la producción y la calidad esperadas por año para las frentes largas. Además, se calcula el avance en metros para desarrollos, con la producción y la calidad asociados a dicho avance, se integran con la producción de frentes largas y con ello se tiene la producción de carbón todo-uno y un contenido de cenizas asociado a esa producción año con año, estos datos se muestran en el programa de producción con tres frentes largas.

3.6.3 Programa anual de producción

Como se dijo en el capítulo 2 el desarrollo de Mina IV obedece a que como parte del Programa de Obras e Inversiones del Sector Eléctrico (POISE), la Comisión Federal de Electricidad planea poner en marcha las dos primeras unidades de la segunda Central Carboeléctrica, Carbón II, en 1990. El consumo de una central carboeléctrica depende de su capacidad instalada, del consumo específico de kilocalorías para generar un kwh y de los supuestos que se adopten respecto al factor de planta de dicha central y al contenido de ceniza del carbón que se suministre.

En Carbón II, la capacidad de cada unidad será de 350 MW y se considera que el consumo específico será de 2,360 kcal/kwh. El factor de planta determina la cantidad de kilocalorías requeridas. Para efectos de diseño de la capacidad de producción de las minas, se considera un factor de planta del 75%. El contenido de ceniza del carbón, por su parte, permite determinar el poder calorífico del carbón y para calcular esto se ha utilizado la siguiente fórmula:

$$PC = 7,800 - 89.83 \cdot C$$

en donde:

$$\begin{aligned} PC &= \text{Poder Calorífico} \\ C &= \text{Contenido de Cenizas en \%} \end{aligned}$$

En la actualidad, se entrega a la Central de Río Escondido carbón con un contenido promedio de ceniza de alrededor del 38%, nivel que se espera tener también para Carbón II. Por esta razón, para determinar el tonelaje total demandado se adopta este valor con el que se obtiene un poder calorífico de 4,386 kcal/kg.

Con los anteriores parámetros el consumo anual de carbón de una unidad de 350 MW, asciende a 1,237 mil toneladas por año, esto es, que las dos primeras unidades de Carbón II consumirán 2,474 mil toneladas de carbón con 38% de cenizas promedio al año, con lo que la demanda total estimada para las dos primeras unidades durante su vida útil 1990-2020, asciende a 74.22 millones de toneladas.

Durante los primeros 15 años (de 1990 a 2004) la demanda será cubierta con la producción de Mina IV y del Tajo II, cabe señalar que si bien la producción del Tajo II será de alrededor de un millón de toneladas por año de carbón todo-uno, la producción equivalente al 38% de cenizas rebasa el millón de toneladas, con esto se tiene cubierta la demanda, además, al tener mayor flexibilidad en la producción a cielo abierto, ésta absorbe las fluctuaciones del programa de producción de la mina subterránea.

Para cubrir la demanda de los 15 años restantes (2005 a 2020) de estas dos unidades y la demanda de las unidades tres y cuatro de Carbón II, se tendrá que programar la entrada oportuna de otras unidades de minado subterráneo como la Mina V, el Sector IV y los llamados Sectores ED-V A y B y de los tajos III, IV y V. Para lo cual se cuenta ya con el Programa Integrado de Demanda y Producción de Río Escondido y Carbón II.

Todo lo anterior es con el fin de ubicar a la Mina IV dentro del contexto MICARE-CFE y para señalar que el Proyecto Mina IV - si bien se analiza en forma independiente en este trabajo - está planeado como parte de todo un Complejo Carboeléctrico.

Considerando el diseño minero y las restricciones inherentes a este, además de la interacción de este proyecto con las otras unidades productivas de MICARE, se presenta el programa de producción con tres frentes largas, que se muestra en el cuadro siguiente; y en la figura 3.10, resultando una producción total de 19.42 millones de toneladas, con un contenido medio de cenizas del 42.2%, que equivalen a 17.73 millones de toneladas con un 38% de cenizas.

Para convertir una producción de carbón con un cierto contenido de cenizas a una producción equivalente con un contenido dado de cenizas, se calcula primero el poder calorífico para uno y otro contenido de cenizas con la fórmula antes presentada.

Posteriormente, se multiplica el tonelaje original por el primer poder calorífico calculado y se divide el producto entre el segundo poder calorífico, con lo cual, tendremos el tonelaje equivalente.

A continuación se presenta como ejemplo el cálculo de la producción total de la Mina IV, utilizando los datos arriba presentados:

$$PC_1 = 7,800 - 89.83 (42.2) = 7,800 - 3,791 = 4,009 \text{ kcal/kg.}$$

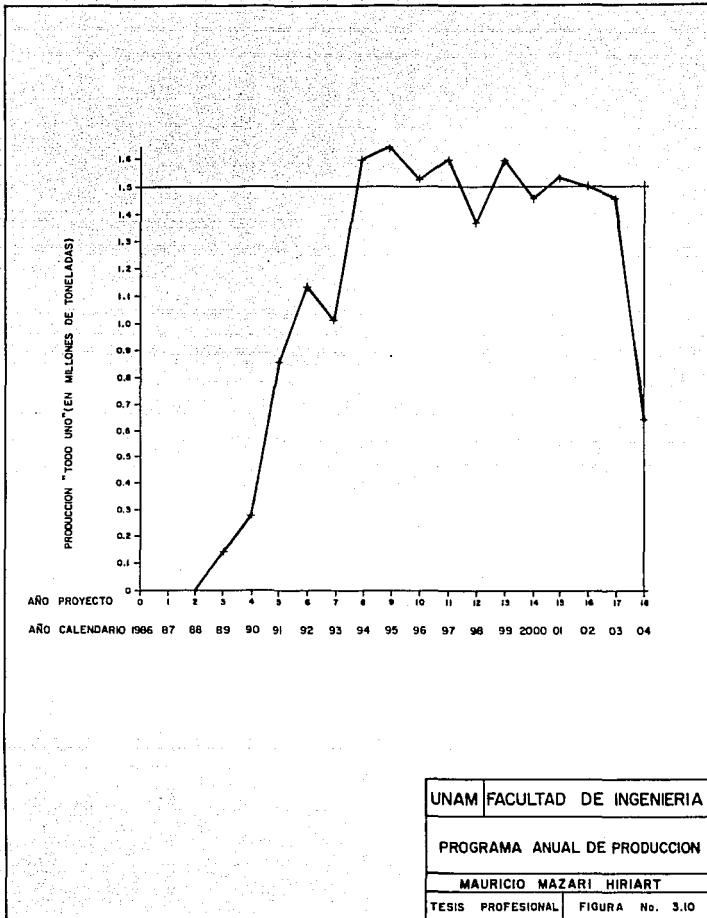
$$PC_2 = 7,800 - 89.83 (38) = 7,800 - 3,414 = 4,386 \text{ kcal/kg.}$$

$$(19.42 \text{ millones de toneladas}) (4,009 \text{ kcal/kg}) = 17.7 \text{ millones de toneladas} \\ 4,386 \text{ kcal/kg}$$

PROGRAMA DE PRODUCCION CON TRES FRENTES LARGAS

AÑO PROYECTO	AÑO CALENDARIO	PRODUCCION TODO UNO (miles de tons)	CENIZAS PROMEDIO (%)	PRODUCCION EQUIVALENTE AL 38% DE CENIZAS (miles de tons)
0	1986	Proyecto, Concurso, Adjudicación y Preparativos de Construcción Obras de Acceso		
1	1987	Construcción Obras de Acceso		
2	1988	Construcción Obras de Acceso y Tolva; Más cuatro meses para Desarrollo de la Plancha		
3	1989 1	158	53.6	108
4	1990 1	279	60.3	152
5	1991 2,3	864	47.2	701
6	1992 4	1,146	46.4	949
7	1993 5	1,085	44.8	934
8	1994 6	1,595	43.8	1,406
9	1995 6	1,638	44.0	1,437
10	1996 6	1,521	42.2	1,390
11	1997 6	1,599	42.1	1,465
12	1998 6	1,373	41.6	1,272
13	1999 6	1,597	40.0	1,532
14	2000 6	1,452	39.7	1,401
15	2001 7	1,527	39.2	1,489
16	2002 7	1,500	39.2	1,463
17	2003 7	1,451	39.2	1,415
18	2004 7	635	39.1	621
	TOTAL	19,420	42.2	17,734

- 1 Producción sólo en Desarrollos
- 2 Entrada en operación Frente Larga A
- 3 Entrada en operación Frente Larga B
- 4 Producción de Desarrollos y de dos Frentes Largos
- 5 Entrada en operación Frente Larga C
- 6 Producción de Desarrollos y de tres Frentes Largos
- 7 Producción sólo de Frentes Largos



UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
PROGRAMA ANUAL DE PRODUCCION	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No. 3.10

3.7 PLANTA LAVADORA

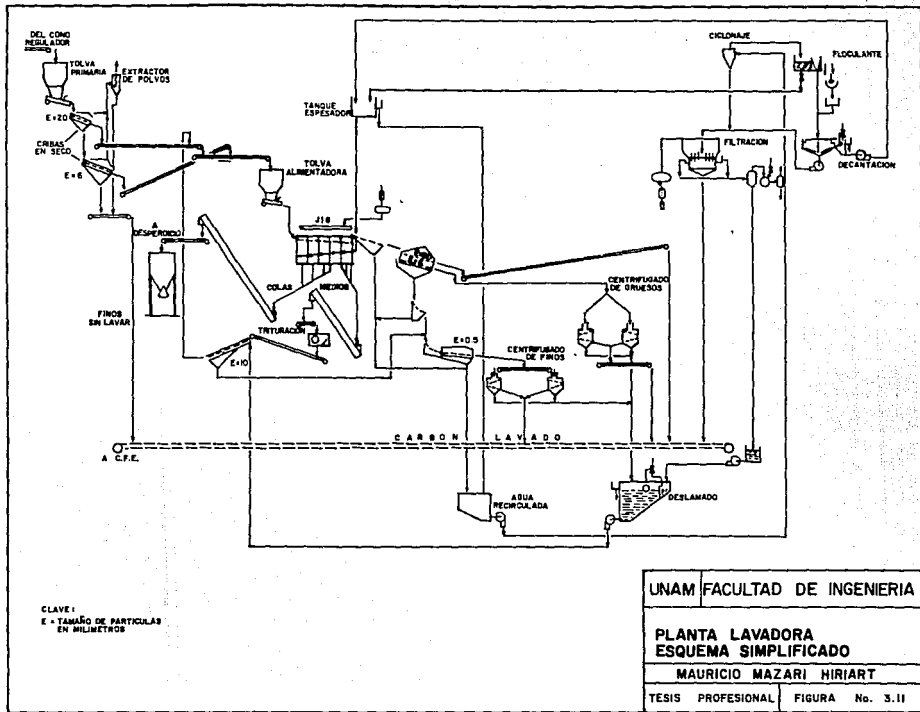
La Planta Termoeléctrica de "Rfo Escondido" a fines de 1982, enfrentaba problemas de operación causados básicamente por el manejo de carbón, ya que su contenido de arcillas provocaba apelmazamientos y costras en tolvas y silos deteniendo el flujo del combustible.

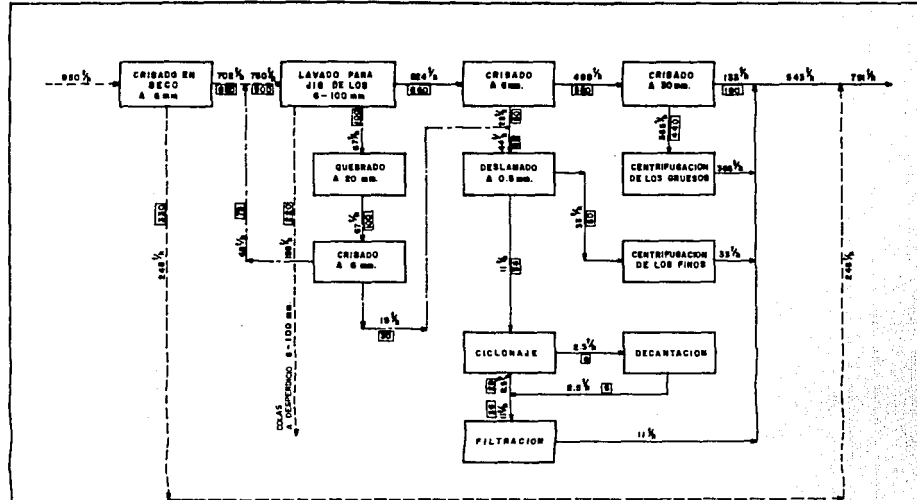
El problema se afrontó adoptando un proceso de minado selectivo en las unidades de MICARE en producción, lo cual resuelve parcialmente este problema, por ello, para resolverlo definitivamente con alta confiabilidad se efectuó un estudio para analizar la factibilidad de instalar una planta lavadora de carbón (MICARE, 1984 Vol. 1), los resultados del estudio se resumen a continuación:

- Un proceso de lavado parcial del carbón, mediante la separación de gruesos (más de 6 mm.), los cuales se lavan y se mezclan con los finos residuales.
- Equipo de lavado central a base de "jigs" con capacidad de 950 ton/hr; en las figuras 3.11 y 3.12 se muestra un esquema y el diagrama de flujo de la planta lavadora.
- Cono de almacenamiento de carbón con capacidad de 15 mil toneladas.
- Localización de la planta lavadora frente a Torre IV, o sea frente al punto final de entrega de MICARE.
- Vida útil de la planta lavadora: 30 años.
- Contar con mayor confiabilidad en la operación del Complejo Carboeléctrico, un aumento de la vida útil y la eficiencia de los equipos.
- Una mayor flexibilidad de operación de las minas.

Con base en lo anteriormente expuesto, MICARE inició los trabajos de construcción de la Planta Lavadora en 1985, en conjunto con la empresa inglesa Davy McKee, que ganó el concurso internacional para el suministro de equipo y servicios.

Se ha pensado que para la Central Carboeléctrica de Carbón II, para cuyo suministro se pondrá en operación la Mina IV, será necesario construir también una Planta Lavadora frente al punto final de entrega con características similares a las de la Planta actualmente en construcción. Sin embargo, en este estudio no se incorpora ni la inversión ni los costos de operación y mantenimiento por ser la Planta Lavadora un proyecto paralelo y complementario al de la explotación de la Mina IV, que además, procesará el carbón proveniente de varias unidades productoras.





Clave
 TON/VA : VALORES PROMEDIO EN TONELADAS POR HORA
 (TON) : CAPACIDADES MAXIMAS EN TONELADAS POR HORA

UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
PLANTA LAVADORA DIAGRAMA DE FLUJO	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No. 3.12

No obstante, se incluye esta breve descripción para redondear todos los aspectos relacionados con la Planeación Minera.

3.8 TRANSPORTE

Para el transporte de carbón de Mina IV al punto de entrega, se estudiaron tres opciones, obteniéndose los siguientes costos nivelados¹ a una tasa de descuento del 14%.

- Banda Transportadora	1.74 dólares/ton
- Camiones de 85 Toneladas Cortas	2.04 dólares/ton
- Vagonetas de 120 Toneladas Cortas	1.96 dólares/ton

De acuerdo con estos resultados para la Mina IV, la opción con un menor costo por tonelada es la de banda transportadora, siendo la diferencia de esta opción de 22 centavos de dólar por tonelada y 11% más económica que la opción de vagonetas. Sin embargo, el instalar una banda transportadora de la mina al punto de entrega de la Central, es una opción que reduce las posibilidades de redireccionar el flujo de carbón hacia cualquiera de las dos Centrales.

En este sentido y considerando la diferencia entre los costos de usar banda y vagonetas, se ha decidido en primera instancia, no incluir banda transportadora, ya que cuando estén operando todas las minas subterráneas, los tajos y la lavadora, el origen y el destino del carbón deberá asignarse en forma dinámica en función de cantidades, calidades y costo, lo que se podrá realizar sin mayor problema si se utilizan Vagonetas o Camiones.

Para efectos de presupuesto se considera el uso de Vagonetas de 120 Toneladas Cortas, sin embargo, habrá que precisar con estudios posteriores de más detalle, los vehículos que más convienen para llevar a cabo este transporte.

¹ El costo nivelado, es el resultado de dividir el valor presente de los egresos entre el valor presente de la producción a una tasa de descuento dada.

4. RECURSOS

4.1 DETERMINACION Y DEFINICION

4.1.1 Introducción

Los recursos se dividen en: Humanos o de Trabajo, financieros, naturales y tecnológicos (Castro y Lessa, 1969). En principio se cuenta sólo con los recursos naturales que ya han sido cuantificados cualitativa y cuantitativamente y con recursos humanos, con una cierta capacitación tecnológica, que determinarán con base en ésta, el óptimo aprovechamiento de los primeros.

Se procedió a efectuar la planeación minera - expuesta en el capítulo anterior - y a partir de la programación de minado se estimaron la maquinaria, equipo y materiales, así como los recursos humanos para la operación y supervisión de los mismos. Se estimaron también las obras de infraestructura y de apoyo en superficie. Todo lo anterior para buscar obtener los recursos financieros - hoy por hoy los más escasos - previendo darles un uso adecuado y eficiente.

Para elaborar una relación de todos los recursos necesarios se requirió del concurso de un equipo humano multidisciplinario (ingenieros mineros, civiles, mecánicos, eléctricos, industriales, arquitectos, economistas, administradores, contadores, etcétera) durante un período de varios meses de intenso trabajo, en los que se revisaron las inversiones en planta y equipo que existían en las minas de MICARE, en las minas de la región carbonífera de Sabinas, e incluso en algunas minas del extranjero, además de revisar la literatura existente y de elaborar catálogos de proveedores teniendo siempre en mente las necesidades de la Mina IV, producto de los trabajos de planeación minera. Posteriormente se procedió a revisar, proponer, calcular y establecer las especificaciones del equipo, maquinaria y materiales a utilizar; paralelamente se desarrolló el proyecto arquitectónico del conjunto y detalle de las instalaciones mineras del exterior.

Una vez establecidas las especificaciones, éstas se cotejaron con los productos existentes en el mercado nacional e internacional y se procedió a seleccionar las tres alternativas más viables para cada equipo. Esta información se fue organizando en bases de datos computarizadas que incluían: una descripción de la partida, la unidad de medida (obra, m², pieza, lote, juego, etcétera), la cantidad necesaria, su precio unitario, la moneda en que se cotizaba, el tipo de cambio de dicha moneda a pesos y a dólares y los posibles tiempos de entrega; además, se establecieron porcentajes para: refacciones, fletes, impuestos y/o ensambles, según fuera el caso. Paralelamente, se estableció una vida útil promedio para

cada concepto y el año límite de reposición dentro de la vida del proyecto. Los conceptos se agruparon para facilitar su manejo, en los siguientes grupos: obras de infraestructura, de acceso y civiles en superficie, equipo del exterior, equipo para desarrollos, equipos para frentes largas, equipo de transporte, bandas, equipo eléctrico y cables, tubería y vía férrea y finalmente vehículos y otros conceptos. Es importante señalar que este catálogo sirvió de base para la elaboración del Presupuesto de Inversión Inicial y del Programa de Inversiones y Reposiciones.

A continuación se presenta la relación de los recursos necesarios para la operación de una mina subterránea de carbón no coquizable, con las características antes expuestas (Mina IV).

4.1.2 Maquinaria, equipo y materiales

4.1.2.1 Equipo del exterior

- Malacate de tambor sencillo para el movimiento de carrería a lo largo del tiro inclinado, con una capacidad de 50 toneladas.
- Dos compresores de dos pasos estacionarios de 600 pies cúbicos/minuto (280 litros/seg), con una presión de descarga normal de 90 libras por pulgada cuadrada ó 6.4 kilogramos por centímetro cuadrado.
- Dos ventiladores generales que funcionarán como extractores, uno de ellos funcionará con motor eléctrico y el otro con motor diesel para asegurar la ventilación aún en caso de un paro de energía eléctrica. Los motores deberán ser de aspas, con 8 aspas ajustables de 600 HP y 800 rpm, con un gasto de aire máximo de 320,000 pcm (151,040 litros/seg) con 8.7" (22.1 cm) de columna de agua.
- Dos calderas para el suministro de agua caliente a los baños.
- Diez paneles para cargar lámparas con capacidad de 60 lámparas cada uno.
- Una locomotora de baterías con dos juegos de baterías para el arrastre de materiales y equipos de almacenes y talleres a bocamina, con una capacidad de 50 toneladas.

4.1.2.2 Equipo para desarrollos

- Nueve mineros continuos con las siguientes características:

Dimensiones máximas: altura 1.60 mts. ancho 1.70 mts. y largo 6.90 mts.

Rango requerido de corte: de 0.1 mts. bajo el nivel del piso (contacto del carbón con el estéril) a 2.60 mts. sobre el nivel del piso, ancho mínimo 2.15 mts.

Resistencia máxima del material a cortar: 290 kg/cm², por lo que requiere una potencia del motor rozador de 55 HP.

El peso total del minero no deberá exceder de 12,000 kg., pero deberá ser suficiente para asegurar la adherencia adecuada.

Producción mínima: 30 tons/hora, que será dado con brazos rozadores, equipos con tambores o cabezas rozadoras circulares con picas. Carga máxima del transportador de 50 tons/hora, dicho transportador deberá ser autocargable con brazos de cangrejo, transportador de cadena interno, hasta el transportador repartidor.

Motores eléctricos de 440 V del tipo aprobado para trabajar en atmósferas con contenido de grisú.

Movimiento de traslación a base de orugas con sistemas de tracción independientes de 9 HP, equipado con dos unidades integradas al minero, para colocación de anclas.

Dispositivos de riego para control de polvo, integrados a la unidad de corte.

Sistema de alumbrado con lámparas antigrisutasas y enfriamiento.

Protección del operador contra desprendimientos de roca.

Bastidor de protección para los componentes del equipo.

Monitor de metano que produzca un paro total automático a una concentración de gas predeterminada.

- Transportador Repartidor

Para llevar el carbón tumbado por los mineros continuos hasta las bandas transportadoras, cada transportador deberá estar formado por motor, reductor, cople, terminal, canalones de 2.50 mts. y cadena transportadora. Se estima en 13 el número de

transportadores repartidores, de los cuales se utilizarán 9 en las frentes en desarrollo y cuatro en actividades de mantenimiento de cañones, construcción de puentes de aire y otros.

- Ventiladores Auxiliares

Ventiladores auxiliares para suministrar aire limpio a los lugares en desarrollo, se considera que un ventilador soplante con capacidad de 75,000 pies cúbicos por minuto (35,400 litros/seg) por minero continuo es suficiente.

Como el ventilador auxiliar deberá mantenerse ubicado en zonas de aire limpio, es necesario utilizar ductos apropiados para hacer llegar el aire limpio desde el ventilador hasta los frentes de trabajo. De acuerdo con las características de los cañones, como son: las distancias de centro a centro de las galerías, y la distancia de los cruceros, se calcula como promedio una longitud de 90 metros de instalación de ductos por cada ventilador. La longitud de cada ducto es de 6 metros y su diámetro de 36" (91 cm), por lo tanto se requieren de 15 ductos de lona ahulada por ventilador.

- Soportes Hidráulicos Individuales

Estos se utilizarán principalmente como ademes provisionales, se consideran dos soportes por minero continuo y ocho por frente larga.

- Martillos Neumáticos

Se considera uno por grupo de mineros continuos y uno para cada frente larga.

4.1.2.3 Equipo para frente larga

Cada equipo de frente larga se compone de una máquina cortadora de carbón, un transportador blindado, un transportador repartidor intermedio y un conjunto de 140 unidades de ademe caminante, con su unidad hidráulica.

Se agrega un equipo adicional para cubrir los cambios de frente y el mantenimiento.

- Máquina Cortadora de Carbón

Sus principales características son:

Doble tambor para cortar entre 1.35 mts. y 2.60 mts.

Diámetro de tambores entre 40" (1.02 m) y 71" (1.80 m), con una profundidad de corte de 24" (0.61 m) a 36" (0.91 m).

Largo 7 mts.

Sistema de tracción hidráulico con velocidad de avance máxima de 13 m/min.

Motores de 500 HP enfriados por agua, con un consumo máximo de 30 l/min.

Sistema de aspiración en los tambores de corte para evitar polvo.

- Transportador Blindado

Este equipo que va a todo lo largo de la frente de trabajo se compone de:

Dos motores reductores.

Canalones de acero a todo lo largo de la frente (10 secciones para 200 mts. de frente).

Estructura de empuje.

Estructura de derrame, para evitar carbón en los soportes, además de servir como guías a dichos soportes.

Estructura de cabeza.

Estructura de cola.

Cadena de acero con barras o espolones de empuje.

- Transportador Repartidor

Este transportador recibe el carbón del transportador blindado y lo lleva hasta las bandas, consta de:

Cabeza motriz.

Motoreductor de velocidad.

Cadena con aspas.

Canalones de 2.50 mts.

Estructura con ruedas colocada bajo la cabeza motriz del transportador blindado.

- Ademes Caminantes

Con 140 unidades se cubren los 200 mts. de largo de cada frente, las características de estos equipos son las siguientes:

Tipo escudo, formados por una estructura inferior y otra superior, que es el escudo propiamente dicho, unidos por cuatro pistones hidráulicos más un pistón de doble acción para empujar el blindado y acercar el ademe al blindado.

Rango de operación de 1.37 a 2.60 mts.

Ancho del Escudo 57.1" (1.45 m) y longitud 135.5" (3.44 m).

Presión de operación de 2,500 a 3,000 lb (11,120 a 13,340 newtons).

Mezcla hidráulica con una relación de 5 a 95 de aceite y agua.

4.1.2.4 Equipo de transporte de personal y arrastre de materiales

- Locomotoras de Baterías

El movimiento de material y equipo en el interior de la mina será considerable, por lo que se estiman necesarias tres locomotoras en el interior, con las siguientes características:

Altura 1.5 mts. ancho 1.6 mts. y largo 4.5 mts.

Capacidad de carga 50 tons., por lo que se requieren dos motores de 44 HP cada uno.

Acoplamiento tipo perno en ambos extremos.

Ancho de vía sobre la que deberán operar 42" (1.07 m) y sobre riel de 60 lb/yd (90 kg/m).

Pendiente normal de trabajo 1.5%, pendiente máxima 3%.

Velocidad normal de trabajo 5 km/hora, velocidad máxima 10 km/hora.

- Juegos de Baterías

Cada locomotora necesitará de dos juegos de baterías y un cargador para baterías.

- Carros Mineros

Se utilizarán dos tipos diferentes de carros mineros para rezaga y plataformas. El número de carros mineros se calculó considerando los grupos de mineros continuos, las frentes largas y los lugares donde se realizan trabajos de conservación, por lo que se estimaron necesarios 12 carros rezagadores y 15 carros plataforma porque estos se utilizan también en el tiro inclinado.

- Sistema de Telesillas

Para facilitar y agilizar el acceso del personal al interior de la mina, se instalará un equipo que consiste en un cable de acero, un motor y poleas suspendidas del cielo del inclinado, a este cable se cuelgan las llamadas telesillas, que consisten en un tubo con un sistema de enganche en la punta, manubrios y un sillín de bicicleta; este sistema permite el acceso a la mina de 300 hombres en 40 minutos, en una distancia de aproximadamente 400 metros.

4.1.2.5 Bandas transportadoras

Para el acarreo y manto del carbón se consideró, por su continuidad, el sistema de bandas transportadoras como el más eficiente. Para estimar las necesidades de banda, se analizó el programa de desarrollo y explotación de la mina, y para cada función se proponen los siguientes anchos y capacidades:

- Banda para Tiro Inclinado de 48" (1.22 m) y 1,200 tons/hora.

Para estimar la longitud de la banda del tiro inclinado, se consideró la distancia de bocamina a la tolva interior más 50 mts. para la instalación sobre el tiple de banda, más un 10% para inventario. Se necesitará un solo conjunto mecánico de 800 HP para mover toda la banda.

Las bandas transportadoras deberán estar integradas por capas de hule superpuestas y dentro de cada capa malla de acero y cubierta autoextinguible. Cada conjunto mecánico estará integrado por motor, reductor y cople; terminales de retorno; estación de descarga; estación de tensión y poleas dobladoras.

- Banda Cañones Generales 48" (1.22 m) y 1,200 tons/hora.

Estas bandas transportarán el producto de hasta tres frentes largas y de dos o tres grupos de mineros continuos, se estimó una cabeza motriz de 300 HP cada 2,000 mts. de longitud o bien en cada cambio de dirección.

- Bandas Secundarias de 42" (1.07 m) y 600 tons/hora.

Estas bandas transportarán el producto de un equipo de frente larga y 1 ó 2 grupos de mineros continuos.

En cuanto a los conjuntos motrices de 250 HP, se tomaron las mismas consideraciones.

- Banda para Frente Larga de 36" (0.91 m) y 600 tons/hora.

Estas bandas transportarán el producto de un equipo de frente larga y se tomaron las mismas consideraciones con respecto a las cabezas motrices que tendrán una potencia de 250 HP.

- Banda para Desarrollo de 30" (0.76 m) y 300 tons/hora.

Las bandas para desarrollos se calcularon considerando una cabeza motriz de 75 HP cada 750 mts. de longitud media y estas bandas transportarán el producto de un equipo de mineros continuos.

- Rodillos

Las bandas serán soportadas por conjuntos de 3 rodillos de 35° de inclinación por la parte superior o de carga y por conjuntos de dos rodillos en "V" con inclinación de 10° por la parte inferior o de retorno.

Se considera necesaria una estructura con 3 rodillos de carga cada metro más un 10% para reposiciones y rodillos de retorno cada dos metros.

Se suponen también 30 rodillos de impacto - que recibirán el choque de la carga - por cada conjunto mecánico.

- Soportes Telescópicos

Se calcularon considerando dos soportes cada 1.5 mts.

4.1.2.6 Equipo eléctrico interior mina

- Interruptor Tipo Permissible Seccionado

Se requieren 8 interruptores de 400 amperes, llevando a uno de ellos como enlace para la alimentación general de todos los equipos.

- Transformador de 1,000 KVA y Trenes de Control

Se requiere de un transformador de 1,000 KVA para cada equipo de frente larga, estos transformadores alimentarán a la máquina cortera, al transportador blindado, al transportador repartidor de frente larga y al sistema hidráulico del equipo de ademe caminante, mediante un tren de control.

Por lo tanto se requerirán tres transformadores de 1,000 KVA y tres trenes de control para los equipos de frente larga.

- Trenes de Control para Minero Continuo

De los trenes de control para minero continuo se alimentarán: ventiladores auxiliares, transportadores repartidores y los propios mineros continuos.

Cada minero continuo contará con un ventilador auxiliar y se utilizarán 5 ó 6 repartidores según sea el caso de que se trabaje con tres o cuatro mineros continuos.

Estos trenes de control deberán contar con un interruptor de acometida, un interruptor para ventilador auxiliar, un interruptor para minero continuo y uno o dos interruptores para transportador repartidor.

Se requieren 10 trenes de control para minero continuo, de los cuales 6 contarán con dos interruptores para repartidor y los otros 4 con sólo un interruptor para repartidor.

- Cofre de Control

Un cofre de control por banda transportadora.

- Transformador de 500 KVA.

Los transformadores de 500 KVA se utilizarán para energizar los trenes de control de los mineros continuos, las cabezas motrices de bandas secundarias y de frente larga, así como para el sistema principal de bombeo.

Un transformador de 500 KVA tiene capacidad para abastecer a dos trenes de control o a dos cabezas motrices, por otro lado cada minero continuo requiere de un tren de control, y las frentes largas o las cabezas motrices de banda para frente larga, generalmente se localizarán a distancias en las cuales no será posible alimentar a más de una cabeza motriz, por lo que se requerirá de un transformador de 500 KVA para cada una de ellas.

En el caso de las cabezas motrices de banda secundaria, de las cuales se requerirán solamente dos durante la vida de la mina, se estima que sólo una de ellas requerirá de un transformador de 500 KVA propio; la otra se podrá alimentar de uno u otro transformador de las bandas de frente larga, de acuerdo a la programación de minado.

En resumen se requerirá de los siguientes transformadores de 500 KVA:

Para desarrollos 6, para frentes largas 3, para banda de cañones secundarios 1 y para el sistema general de bombeo 2. Lo que hace un total de 12 transformadores de 500 KVA para toda la mina.

- Cables Eléctricos
- Cable Eléctrico para 5 KV Interior Mina

Cable Eléctrico $3 \times 120 \text{ mm}^2$

Este cable se instalará en dos líneas desde la subestación eléctrica del exterior hasta el banco de interruptores del interior.

La distancia entre estos dos puntos se estima en 250 mts., por lo que se requerirá de 500 mts. de este tipo de cable.

Cable Eléctrico de $3 \times 50 \text{ mm}^2$

Este cable se utilizará para llevar la energía eléctrica desde el banco de interruptores a los transformadores de los equipos de desarrollo y frente larga, se considera que los transformadores se localizarán a 600 mts. de los frentes de trabajo.

Para calcular la longitud necesaria de cable, se analizó la programación de mina, para cada grupo de mineros continuos y para equipo de frente larga, con lo cual se obtuvieron los requerimientos totales. Se considera que este tipo de cable se surtirá en rollos de 150 mts. y se puede instalar hasta una longitud máxima de 3,600 mts.

Cable Eléctrico 3 x 16 mm²

Este cable se utilizará para conducir la corriente eléctrica desde el banco de interruptores localizado en la plancha de la mina, hasta los transformadores de 500 KVA de las cabezas motrices de bandas de frente larga y secundarias. Para el cálculo de su longitud se consideró que los transformadores se localizarán a 400 ó 500 mts. de la cabeza motriz a alimentar, además se estudiaron las diferentes posiciones de las cabezas motrices para conocer la máxima cantidad de cable de 3 x 16 mm² durante la vida de la mina.

- Cable Eléctrico de 1 KV para Equipo de Desarrollos

Cable Eléctrico 3 x 70 mm²

De los transformadores de 500 KVA, se llevarán dos cables de 3 x 70 mm² a los trenes de control y de ellos se sacará una derivación a las cabezas motrices de banda desarrollo.

Como los transformadores se localizarán a 600 mts. antes de los trenes de control y las cabezas motrices en un momento dado se localizarán una a 750 mts. y la otra a 150 mts., además en cada cañón en desarrollo se requerirán 3 ó 4 trenes de control. Esto nos da una necesidad de cable de 3 x 70 mm² de: 8,700 mts.; 6,000 mts. para trenes de control (10) y 2,700 mts. para bandas de desarrollo (6).

Este cable viene en rollos de 150 mts. cada uno, por lo que se requieren 40 rollos para los trenes de control y 18 para las bandas de desarrollo.

Por lo que las necesidades totales esperadas de este cable eléctrico serán de 10,000 mts. aproximadamente o de 67 rollos de 150 mts.

Cable Eléctrico 3 x 10 mm²

Este cable se utilizará para llevar la corriente eléctrica desde los trenes de control a los siguientes equipos: ventiladores auxiliares localizados a 100 mts. y transportadores repartidores localizados a 80 mts.

Se utilizarán 10 ventiladores auxiliares y 16 transportadores repartidores, por lo que se requieren 1,000 mts. de cable para ventiladores y 1,280 mts. para repartidores, lo que hace un total de 2,280 mts. de este tipo de cable.

Cable Eléctrico 3 x 25 mm²

Este cable se usa para conducir la corriente eléctrica desde los trenes de control hasta los mineros continuos, la longitud promedio entre ellos se estima como máximo en 150 mts., por lo que se requerirán 1,350 mts. de este cable para los 9 mineros continuos.

- Cable Eléctrico de 1 KV para Equipo de Frente Larga

Cable Eléctrico 3 x 35 mm²

Este cable eléctrico se utiliza para conducir la energía eléctrica desde el tren de control de equipo para frente larga a los siguientes equipos:

Sistema hidráulico del ademe caminante, con una línea y al transportador blindado con dos líneas, una de las cuales alimentará el motor de la cabeza y la otra al motor de la terminal del blindado; el sistema hidráulico y la cabeza motriz del transportador se localizarán a una distancia estimada en 25 mts. y la terminal a 225 mts. del tren de control, por lo que se requieren de 275 mts. de cable por equipo de frente larga. Para los tres equipos de frente se requiere de 825 mts. de este cable.

Cable Eléctrico 3 x 150 mm²

Este cable alimenta a la máquina cortadora desde el transformador de 1,000 KVA, así como al tren de control del equipo de frente larga.

La distancia del transformador de 1,000 KVA al tren de control o al arrancador de la máquina cortadora es de 600 mts., por lo que se requerirá de 1,200 mts. de este cable por cada equipo de frente larga, para los tres equipos se requerirá de 3,600 mts. de cable eléctrico 3 x 150 mm².

Cable Eléctrico 3 x 95 mm²

Este cable se utilizará para conducir la energía eléctrica desde el arrancador de la máquina cortera hasta la máquina, como ésta se desplazará a lo largo de los 200 mts. de la frente, se requerirán de 250 mts. de cable por máquina cortadora y 750 mts. para las tres máquinas.

Cable Eléctrico de 3 x 10 mm²

Este cable se utilizará para conducir la energía eléctrica desde el tren de control hasta el transportador repartidor, la distancia entre estos es de 25 mts., por lo tanto se requerirán de 25 mts. de este cable por cada equipo de frente y 75 mts. para los tres equipos.

Cable Eléctrico 3 x 70 mm² para Bandas Secundarias y de Frente Larga.

De los transformadores de 500 KVA para equipos de bandas secundarias y frente larga, se conducirá la energía eléctrica con cable de 3 x 70 mm² a los arrancadores de los equipos, la distancia estimada entre el transformador y el arrancador es de 500 mts. En mina IV, se contará con dos bandas secundarias y tres para frente larga, por lo que la cantidad de este tipo de cable requerida será de 2,500 mts.

4.1.2.7 Material para fortificación

Para estimar el material de fortificación se toma como base el desarrollo real por año considerado para el cálculo de producción.

El material de ademe se consideró en la siguiente forma:

Se utilizará como cabezal, acero estructural (Vigas IPR soldadas longitudinalmente) cada metro; anclas con placa metálica, cuatro cada metro; dos cartuchos de resina por tornillo y rollizos de madera, dos por cabezal. Para darles mantenimiento a los cañones se estimaron los siguientes porcentajes:

Acero estructural 10%, madera 30%, anclas 10%, placas 5% y resina 5%.

Este tipo de fortificación será utilizado en todos los cañones a excepción de los cañones generales, que podrán ser ademados con arcos metálicos.

En donde se requiera serán utilizadas también parrillas de acero, como protección contra caídos y rocas sueltas.

4.1.2.8 Material para vía férrea

En el tiro inclinado se instalará riel de 80 libras por yarda (119 kg/m) y durmientes metálicos cada 0.60 mts. con un cambio de vía.

En el interior de la mina se calculó la vía a instalar con base en la programación y con las siguientes consideraciones: se utilizará riel de 60 lb por yarda (90 kg/m) y 10 yardas (9.14 m) de longitud por pieza con 42" (1.07 m) de escantillón; durmientes de madera encostrada en los cañones generales, secundarios y en la plancha. Así como, durmiente metálico en cañones de desarrollo y frentes largas, esto último con objeto de recuperarlos.

Todos los durmientes irán instalados a cada 0.6 mts. de distancia uno de otro. Los cambios y accesorios de vía se considerarán dentro de un programa anual de necesidades.

4.1.2.9 Equipo y materiales para manejo de agua, aire comprimido y desagüe

- Bombas Neumáticas

Para abatir los flujos de agua en las frentes de trabajo, se requiere del uso de bombas neumáticas, uno por minero continuo y uno por frente larga.

- Bombas Horizontales Centrífugas 50 LPS

Para controlar las cantidades de agua emanadas por la mina, se han programado 3 bombas horizontales centrífugas, para una carga dinámica total de 185 mts. de construcción estándar, carcasa bipartida e interiores recubiertos con material resistente a la abrasión.

- Tuberías

Para el suministro de agua y aire comprimido, se utilizará tubería de 4" (0.10 m) de diámetro en los tiros inclinados, en los cañones generales y en la plancha; y de 2" (0.05 m) de diámetro en cañones de desarrollo y de frente larga.

Para efectos de desagüe se utilizará tubería de 6" (0.15 m) de diámetro en inclinados y plancha, en los cañones generales y secundarios de 4" (0.10 m) de diámetro y en los cañones de desarrollo y de frente larga tubería de 2" (0.05 m).

Para determinar la tubería requerida, se hizo un cálculo con base en la programación minera.

4.1.2.10 Equipo de seguridad

- **Genófono**

Se requiere de un sistema de genófonos, para tener intercomunicación interior y exterior dentro de la mina.

- **Equipo de Telegrismetría**

Se requiere de un equipo de telegrismetría para llevar un control gráfico de los gases existentes en el interior de la mina.

- **Metanómetros Portátiles**

El número de metanómetros portátiles requeridos se calcula de acuerdo con el número de personal necesario en los tres turnos, como son: Ingenieros, supervisores, mineros mayores, gaseros y operadores de máquina. Estos aparatos sirven para determinar la presencia del gas metano y tener un control de los porcentajes del mismo en las frentes de trabajo. Se requirieron 61 aparatos para 37 personas de confianza y 24 operadores de máquina.

- **Monitores**

Estos aparatos detectores de gas metano, son instalados en los mineros continuos como medio de seguridad, para que al 1.5% de gas metano, se elimine la corriente eléctrica del sistema.

- **Cargadores para Metanómetros con capacidad para cargar 10 metanómetros cada uno.**

Los cargadores van de acuerdo al número de metanómetros utilizados.

- **Equipo de Salvamento**

- **Resucitador Portátil**

Se consideran 3 aparatos.

- **Camillas y Botiquines**

Se instalarán 14 botiquines y camillas, cerca de los lugares de trabajo, estando éstos visibles a todo el personal.

- Aparatos de Salvamento

Se tienen contemplados 6 aparatos de salvamento para casos de siniestros en el interior de la mina.

- Equipo de Seguridad Personal

De acuerdo al Reglamento de Seguridad e Higiene, es de uso obligatorio el siguiente equipo de seguridad:

- . Cascos
- . Guantes
- . Botas
- . Cinturones con portalámpara y porta-autorescatador
- . Respirador
- . Autorescatador
- . Overoles
- . Chamarras
- . Lentes
- . Caramañolas
- . Lámparas Mineras

Este equipo deberá usarse adecuadamente para los fines que fue diseñado y todo el personal deberá utilizarlo siempre. Para su cálculo, se tomaron como base las plantillas de personal sindicalizado y de confianza.

- Equipo contra Incendio

Los medios para controlar incendios, comprenden desde extintores manuales, hasta flujos de agua a alta presión en mangueras alimentadas por sistemas especiales o hidrantes.

- Extintores

Para cierto tipo de incendios, es necesario utilizar en lugar de agua, ciertos productos químicos, entre ellos el bióxido de carbono, de ahí la importancia del uso de los extintores, utilizados tanto en obras exteriores como en los equipos del interior. Se requieren un total de 54 extintores.

- Hidrantes

Otro medio de protección contra el fuego en una comunidad minera, lo compone un sistema de agua o hidrantes, que incluye tuberías principales de distribución, no menores de 4" (0.10 m) de diámetro. Su ubicación debe ser la más adecuada para abarcar en caso necesario, todas las instalaciones del exterior.

- Máquinas Polveadoras

Para mantener las galerías cubiertas de polvo inerte, se requieren cuatro con una capacidad de carga de 20 kg cada una.

4.1.3 Recursos Humanos

4.1.3.1 Personal de confianza

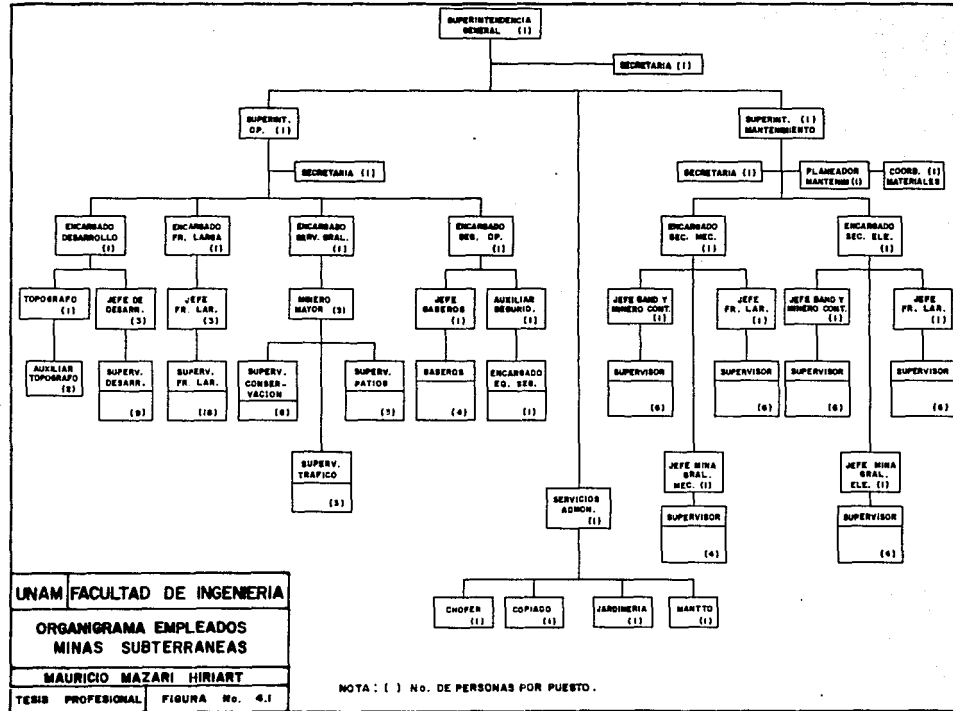
El personal de confianza de operación minera se definió con base en las funciones a desempeñar considerando que la mina trabajará tres turnos de lunes a sábado y al número de personas necesario para desarrollar: una supervisión adecuada de la operación de la mina; el mantenimiento de maquinaria y equipos; y los servicios de apoyo. El organigrama de esta organización se presenta en la figura 4.1 y permite una visión de conjunto, es importante señalar que en la figura los números entre paréntesis indican el número de personas por puesto por día, es decir, incluyen los tres turnos.

De esta forma se calcula en 115 el número de personal de confianza en la mina cuando ésta alcance su completa operación, siendo la distribución como sigue: 2 en la Superintendencia General; 44 en la Superintendencia de Mantenimiento; 64 en la Superintendencia de Operación; y finalmente 5 personas adscritas al área de Servicios Administrativos.

El personal de la Superintendencia de Operación se encontrará asignado a las siguientes áreas:

Superintendencia de Operación	2
Jefatura de Desarrollos	16
Jefatura de Frenes Largas	22
Servicios Generales de Operación	16
Seguridad de Operación	8

Total	64



UNAM FACULTAD DE INGENIERIA
 ORGANIGRAMA EMPLEADOS MINAS SUBTERRANEAS
 MAURICIO MAZARI HIRIART
 TESIS PROFESIONAL FIGURA No. 4.1

NOTA: [] No. DE PERSONAS POR PUESTO.

Cabe explicar que las funciones que presta Servicios Generales de Operación, incluyen: Supervisión de Tráfico en el interior y exterior de la mina; Control de Patios y Plancha; Conservación y Limpieza de la Mina, y las de un minero mayor por turno, quien debe ser un minero de gran experiencia y ascendencia sobre el personal sindicalizado, cuyas funciones son las de dar consejos, orientación y servir como un puente de comunicación entre las diferentes personas en el interior de la mina, además de ayudar con su experiencia cuando se presenten dificultades fuera de lo común.

La Superintendencia de Mantenimiento está dividida en la Superintendencia (4) y las secciones mecánica (20) y eléctrica (20), que a su vez se subdividen en función de la maquinaria a la que dan servicio.

4.1.3.2 Personal sindicalizado

El número de personas sindicalizadas para operación se estima con base en las funciones a desempeñar, considerando una operación normal completa de tres turnos por día y se obtuvieron los siguientes resultados:

Una cuadrilla de frente larga se compone de: 8 operadores de máquina productora, un mecánico interior, un electricista interior y 4 limpiadores carboneros, lo cual nos da un total de 14 que por tres frentes, tres turnos, nos da un gran total de 126 personas por día. Habrá 3 grupos de mineros continuos con 3 máquinas en cada grupo, la cuadrilla suma 77 personas. Se compone de: 4 operadores de máquina productora por minero continuo, para un total de 36; un mecánico interior y un electricista interior por turno; 5 ayudantes de cuadrilla para los tres turnos y 10 limpiadores carboneros por turno, es decir, 30 por día.

Para ventilación se consideraron 28 personas por turno. Seis albañiles para la construcción de taponos, puentes y muros, con 2 ayudantes cada uno; 2 loneros encargados de la instalación de lona minera en los lugares que lo requieran y de la construcción de reguladores para control de la ventilación; se consideran también 3 polveadores por turno, dedicados a mantener las tablas de las galerías cubiertas de polvo inerte; 4 limpiadores carboneros estarán asignados por turno a esta sección para prestar sus servicios de apoyo en donde se requiera; y finalmente 4 abaniqueros, uno por turno y uno de relevo, cuando no es necesario relevando turnos se dedica a las bitácoras de operación de los abanicos. El total de personal para esta sección en los tres turnos es de 85 obreros.

Para el mantenimiento de maquinaria y equipo se estiman los siguientes números de personas por categoría por los tres turnos:

Eléctrico Interior	6
Ayudante Eléctrico Interior	48
Mecánico Interior	6
Ayudante Mecánico Interior	48
Lubricadores Interior	12
Limpiadores Carboneros	7
	...
Total	127

Para controlar las bandas se consideró el número de cabezas motrices instaladas y se estima que serán necesarios 7 operadores de banda por turno, además de 4 banderos por turno encargados de la instalación de banda y de efectuar los recortes de la misma en las frentes largas.

En la conservación de la mina trabajarán 7 paleros por turno, cada uno con 2 ayudantes cuya función es instalar arcos, vigas y madera en donde se estime necesario, además de 2 camineros con 2 ayudantes por turno encargados de la instalación de la vía de los cañones en desarrollo, de la recuperación de vía de los cañones adyacentes a la frente larga y de los trabajos de mantenimiento que requiera la vía. Para apoyar las labores de conservación se requerirán 22 limpiadores carboneros por turno, con lo cual laborarán 147 personas por día en los trabajos de conservación.

En lo que se ha denominado Servicios Auxiliares a Producción, laborarán 3 motoristas por turno con un ayudante, se encargarán de abastecer de materiales los lugares de trabajo y ayudarán a mover los equipos en los cambios de ubicación.

Además habrá un planchero del interior por turno, encargado de enganchar y desenganchar los carros de la gufa del malacate en el interior de la mina y 7 herramenteros del interior por día, encargados de repartir y mantener en funcionamiento las herramientas de mano usadas en la mina, en total laborarán en esta área 22 personas por día.

Finalmente, en el interior laborarán 4 bomberos por turno a cargo de las bombas de depósitos generales, auxiliados por 2 tuberos por turno del interior, encargados de la red de tubería.

Todo lo anterior lo podemos resumir en el siguiente cuadro de personal requerido en el interior de la mina:

PERSONAL SINDICALIZADO INTERIOR MINA (tres turnos/día)

Frentes Largos	126
Desarrollos	231
Ventilación	85
Mantenimiento	127
Bandas	33
Conservación Mina	147
Servicios Auxiliares de Producción	22
Bombeo	18
Total	789

Para el exterior de la mina, se considera que con el siguiente personal se mantendrá una operación normal:

PERSONAL SINDICALIZADO EXTERIOR MINA (tres turnos/día)

AREA	PUESTO	No. DE PERSONAS POR DIA
PATIOS	Operador Maquinaria de Patios	6
	Planchero Exterior	3
	Malicero	4
	Bombeo Exterior	4
	Lampistero	6
	Reparador de Lámparas	1
	Despachador Equipo de Seguridad	6
	Operador Calentador de Agua	4
	Aseador Baños	6
	Misceláneo Exterior	30
	---	---
	Subtotal:	70
TALLERES	Electricista Exterior	8
	Ayudante Electricista Exterior	9
	Tomero	5
	Mecánico Exterior	8
	Ayudante Mecánico Exterior	4
	Mecánico Automotriz	5
	Herramentero	4
	Soldador Exterior	5
	Ayudante de Soldador	5
	Carpintero	5
	Herrero	2
	Misceláneo Exterior	9
	---	---
Subtotal:	69	
CONSERVACION Y LIMPIEZA	Jardineros	2
	Mozo de Oficina	8
	Misceláneo Exterior	12
	---	---
Subtotal:	22	
	TOTAL EXTERIOR	161

Con base en todo lo anterior, podemos hacer el siguiente cuadro resumen:

TOTAL PERSONAL PARA EL PROYECTO MINA IV

Total Personal Interior Mina	789
Total Personal Exterior Mina	161

Total Personal Sindicalizado	950
Total Personal de Confianza	121

Total Personal	1,071

Esto es, que para asegurar una operación eficiente y normal de todas y cada una de las operaciones mineras se requiere del concurso de 1,071 personas.

4.1.4 Infraestructura

La infraestructura que se requiere para la mina, se describe a continuación:

- Terrenos, se estiman 30 hectáreas para distribuir las obras exteriores.
- Cercas perimetrales, se calcularon 4,760 mts. de alambrado metálico con el fin de resguardar las obras y construcciones en superficie, además de limitar las zonas de almacenes al aire libre.
- Caminos, se ha pensado en una ampliación de 6 kilómetros del camino de acceso a Mina II desde la Carretera 57, además, 1.3 km. para la red vial dentro de los terrenos de la mina.
- Energía Eléctrica, se instala una línea de transmisión de 8 km. desde Torre IV - punto final de entrega de carbón a CFE -, además de una subestación frente a Torre IV para satisfacer las necesidades de Mina IV y de la planta lavadora actualmente en construcción.
- Subestación Eléctrica Provisional, para el período de construcción de túneles y obras exteriores.
- Subestación Eléctrica Principal, para cumplir con la reglamentación legal y cubrir las necesidades de la mina y sus instalaciones.
- Línea de comunicación telefónica de 6 km., que será una ampliación de la de Minä II.
- Pozo para suministro de agua potable.
- Redes de agua potable, contra incendios y aguas negras.
- Estacionamientos, se calcula necesaria un área de 3,000 m²
- Camino carbonero para las vagonetas que transportarán el carbón, la longitud de este camino será de 5.8 kilómetros.

4.1.5 Obras exteriores

Para la ubicación de las instalaciones del exterior de Mina IV, se consideran los siguientes aspectos:

- La influencia de la explotación en superficie.
- La dirección predominante de los vientos.
- Que las distancias del recorrido del obrero, para ingresar o salir de la mina, sean mínimas.
- Evitar hasta donde sea posible el cruce de vías de ferrocarril, cables, bandas, etcétera.
- La ubicación de los inclinados y el tiro vertical, así como, de los conos de almacenamiento y desvío de carbón del área de desechos; para evitar interferir con los primeros y evitar el polvo de carbón de los segundos.

Las obras exteriores se han dividido en aquellas que están directamente relacionadas con la producción y operación de la mina y en las de servicio, que complementan el funcionamiento de las primeras en el aspecto administrativo.

Las obras exteriores de producción son: Los "tipples" o estructuras de banda y carga; caseta de malacate; cuarto de control de banda del inclinado; cuarto de radio teléfono; caseta del abanico general; cuarto de compresores; y el taller.

Las obras de servicio son: oficinas generales; lampistería; cuarto de mayordomos; pagaduría; vestidores; baños; cuarto de calderas; comedor de obreros; cocina comedor; cisterna; tanque elevado; primeros auxilios y salvamento; paso cubierto; y almacén.

A continuación se presenta una breve descripción de las obras principales:

- Los "tipples" o estructuras de soporte tienen la misma pendiente que los inclinados y su función es: en el caso del "tipple" de carga, permitir instalar los carros cargados y para el "tipple" de banda, permitir instalar un quebrador y la formación de un cono de almacenamiento.
- En el extremo final del "tipple" de carga se construirá una caseta para proteger el malacate.

ESTA TESIS NO DEBE
SALIR DE LA BIBLIOTECA

- En el cuarto de compresores se instalarán dos compresores, cada uno de ellos ocupa un área de 1.80 mts. x 3.20 mts. más 1.20 mts. entre los dos; además requieren un tablero de control de 3.10 mts. x 1.10 mts. y la torre de enfriamiento que ocupa una área de 8 x 6 mts. El cuarto de compresores se ubicará en las inmediaciones del tiro vertical y sin edificios que estorben el paso del aire.
- La caseta del abanico general será construida sobre el tiro vertical con una área cubierta de 144 m² que permite instalar dos ventiladores generales y el motor que hace funcionar el segundo ventilador en caso de un paro de energía eléctrica, además de los 2 conos de salida del aire.
- El taller de mantenimiento electromecánico deberá contar con las siguientes áreas: soldadura, oficinas, carpintería, foso de locomotoras, mecánica, eléctrica, electrónica, automotriz, máquinas, herramientas y herrería, es decir, se busca que sea lo más completo posible para realizar todas las reparaciones necesarias agilizando éstas y minimizando las reparaciones externas. El taller deberá contar con líneas de energía eléctrica de alto y bajo voltajes, aire comprimido, red de drenaje, vías y servicios.
- En las oficinas generales deberán estar los mandos de la mina, por lo que se requiere una área para aproximadamente 30 personas, además de áreas para: recepción, juntas y conferencias, equipo de cómputo, conmutador telefónico, baños y servicios del personal de confianza, comedor del personal de confianza, contabilidad, compras, recursos humanos, presupuestos y costos.
- La oficina de mayordomos es el centro de reunión y destino de mayordomos y jefes de turno, aquí se realizarán los informes de fin de turno y se discutirán las estrategias del trabajo por desarrollar.
- La lampistería es el lugar de carga y reparación de las lámparas mineras, deberá tener espacio para 20 paneles para cargar lámparas; área para reparación y control; y área de recepción y despacho.
- El edificio de vigilancia estará ubicado a un lado de la puerta principal de acceso; junto con la pagaduría y a partir de ahí se construirá el paso cubierto, que no es sino un pasillo que va del área de la entrada, a bocamina, pasando por baños, vestidores y lampistería, es decir, permite que el obrero tenga acceso directo a las áreas necesarias.

- El edificio de baños y vestidores deberá contar con bancos con 1,000 canastillas y bancos en número suficiente, además deberá estar equipado con extractores en la parte superior; los baños y regaderas deberán ser suficientes para brindar servicio a 400 personas en 30 minutos, para todo lo anterior se requiere una área de 672 m².
- El edificio de salvamento y primeros auxilios deberá contar con botiquines, camillas, camas, baños, sala de recepción, consulta externa y estancia para la atención de: fracturas, "shocks", hemorragias y accidentes en general, además de contar con el instrumental médico adecuado; contará también con una cochera para ambulancia.
- Los almacenes se dividen en áreas al aire libre para los siguientes materiales: acero, tuberías, madera, acero estructural, material para transportes, material para desarrollos y desechos. Además de una área cubierta de 1,000 m² para: cemento y polvo inerte; combustibles y lubricantes; refacciones y partes; equipo de repuesto; etcétera.
- Para asegurar el suministro de agua se construirá una cisterna de 144 m² y un tanque elevado de 24,000 l de capacidad.

A continuación se enlistan todas las obras exteriores, con las dimensiones de las mismas para dar una idea de las mismas:

OBRAS EXTERIORES Y DIMENSION DE LAS MISMAS

INSTALACION	DIMENSION
Tipple de Carga	1 Lote
Tipple de Banda	1 Lote
Caseta de Malacate	110 m ²
Cuarto de Control de Bandas del Inclinado	85 m ²
Caseta de Abanico General	144 m ²
Cuarto de Compresores	144 m ²
Taller	776 m ²
Cuarto de Radio Teléfono	20 m ²
Oficinas Generales	480 m ²
Cuarto de Mayordomos	300 m ²
Lampistería	170 m ²
Cuarto de Vigilancia	80 m ²
Pagaduría	48 m ²
Vestidores	472 m ²
Baños	200 m ²
Paso Cubierto	1,339 m ²
Salvamento y Primeros Auxilios	180 m ²
Cuarto de Calderas	96 m ²
Comedor de Obreros	150 m ²
Cocinas Comedor	60 m ²
Almacén	1,000 m ²
Paticos para Almacén	3,500 m ²
Cisterna	144 m ²
Tanque Elevado	24,000 l
Áreas Verdes	3,325 m ²

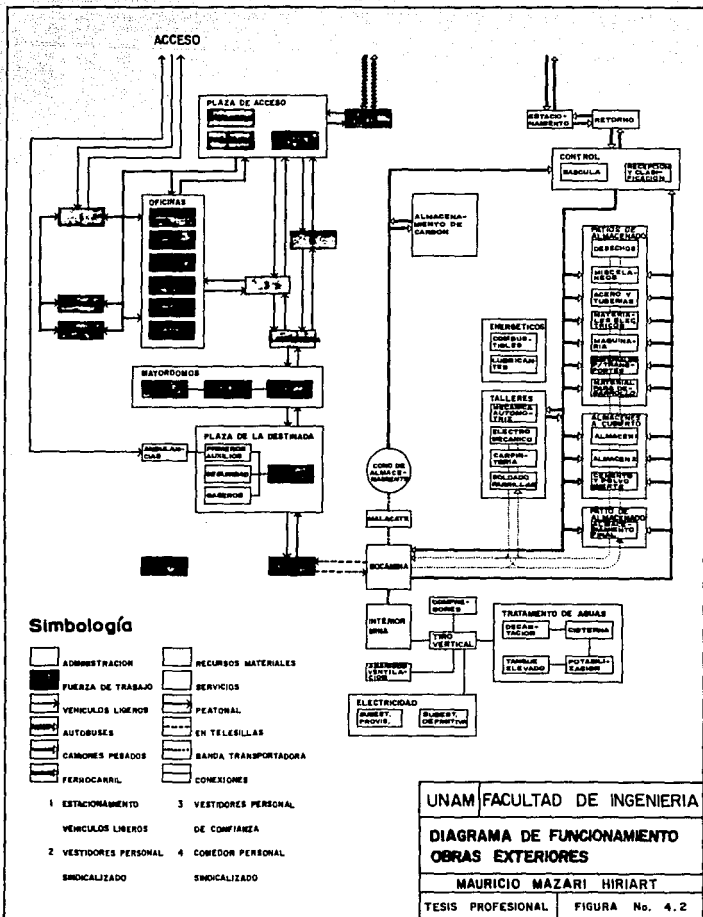
En la figura 4.2 se muestra un diagrama de funcionamiento de todas las instalaciones y en la figura 4.3 se ilustra una planta general de conjunto de estas obras.

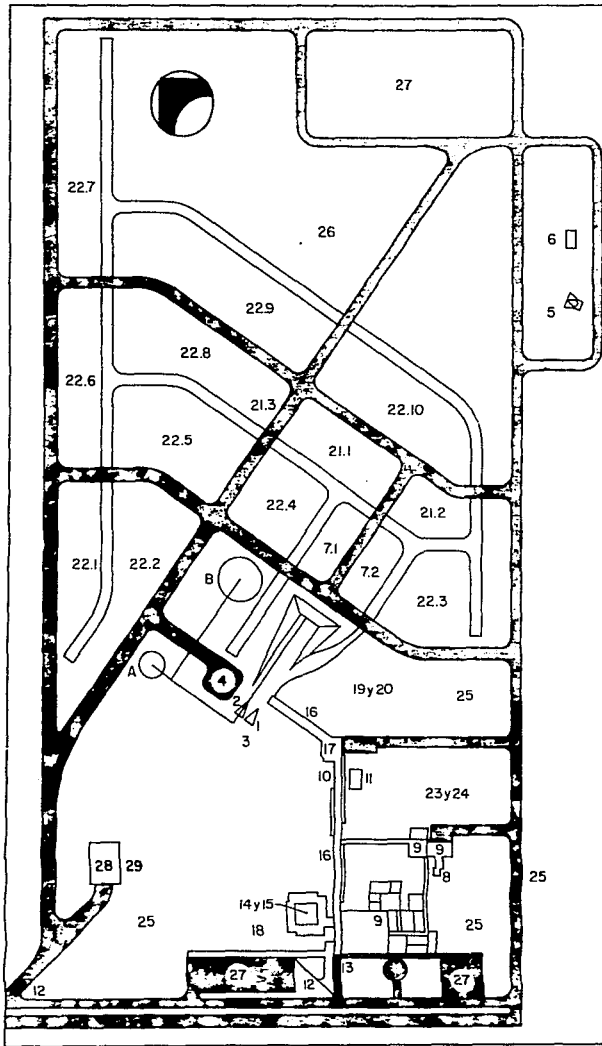
4.1.6 Transporte

Para el transporte de carbón de la Mina IV a la Central Carbón II, se plantea la construcción de un camino carbonero de 5.8 kilómetros de longitud, y la adquisición del siguiente equipo: dos cargadores frontales de 8 yd³ (6.12 m³) y tres vagonetas de 109 toneladas métricas de capacidad, que con un ciclo de 26 minutos y un rendimiento de 186 m³/hora tendrán una capacidad anual de 1.6 millones de m³/año. Se estima necesario el siguiente equipo de apoyo que consiste en una motoniveladora, un camión de volteo de 6 m³, dos camionetas "pick-up" y un equipo de radiocomunicación, que se utilizarán para mantenimiento de caminos y control de equipo.

Para poder cargar carbón en bocamina se ha diseñado un sistema de bandas y estructuras que permita la formación de dos pilas activas; una de envíos y otra de desvío, que se ilustran en la figura 4.4.

Se estima una plantilla de 23 personas para supervisión y control; y de 35 operadores, mecánicos, electricistas y ayudantes, para realizar el transporte de carbón.

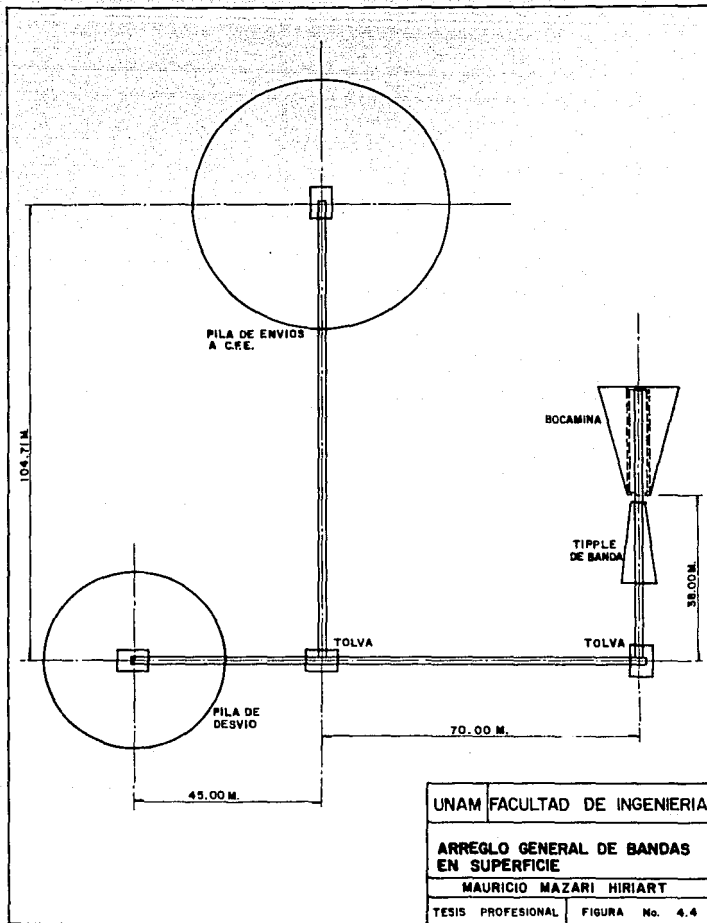




- | | |
|--|---|
| 1.- TIPPLE DE CARGA | 19.- COMEDOR DE OBREROS |
| 2.- TIPPLE DE BANDA | 20.- COCINA COMEDOR |
| 3.- CASETA DE MALACATE | 21.1.- ALMACEN GENERAL |
| 4.- CUARTO DE CONTROL DE BANDAS
DEL INCLINADO | 21.2.- ALMACEN DE CEMENTO Y POLVO INERTE |
| 5.- CASETA DEL ABANICO | 21.3.- ALMACEN COMBUSTIBLES Y LUBRICANTES |
| 6.- CUARTO DE COMPRESORES | 22.- PATIOS |
| 7.1.- TALLER ELECTROMECANICO | 22.1.- DESECHOS |
| 7.2.- TALLER DE SOLDADURA Y
CARPINTERIA | 22.2.- ACERO, TUBERIA Y ELECTRICIDAD |
| 8.- CUARTO DE RADIO TELEFONO | 22.3.- MADERA |
| 9.- OFICINAS GENERALES | 22.4.- TRANSPORTES |
| 10.- CUARTO DE MAYORDOMOS | 22.5 al 22.10.- MATERIAL PARA DESARROLLOS |
| 11.- LAMPISTERIA | 23.- CISTERNA |
| 12.- CUARTO DE VIGILANCIA | 24.- TANQUE ELEVADO |
| 13.- PAGADURIA | 25.- AREAS VERDES |
| 14.- VESTIDORES | 26.- AREAS DE RESERVAS PARA PATIOS |
| 15.- BAÑOS | 27.- ESTACIONAMIENTOS |
| 16.- PASO A CUBIERTO | 28.- SUBESTACION ELECTRICA DEFINITIVA |
| 17.- PRIMEROS AUXILIOS | 29.- SUBESTACION ELECTRICA PROVISIONAL |
| 18.- CUARTO DE CALDERAS | |

- | | |
|---|----------------|
| A | CONO DE DESVIO |
| B | CONO DE ENVIOS |
| | VIALIDADES |
| | VIAS |

UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
PLANTA DE CONJUNTO	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No. 4.3



UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
ARREGLO GENERAL DE BANDAS EN SUPERFICIE	
MAURICIO MAZARI HIRIART	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No. 4.4

4.2 PARAMETROS Y FUNCIONES PARA CALCULAR EL EQUIPO REQUERIDO

Para ejemplificar los parámetros y funciones que se utilizan para calcular el equipo requerido, se presentan dos ejemplos, el cálculo de bandas y la selección del abanico principal.

4.2.1 Bandas

A continuación se presenta un ejemplo del cálculo de la potencia y tensión de la banda del tiro inclinado, considerando las siguientes características:

Longitud de la banda de centro a centro entre poleas (L)	519.105 m (1,703 pies)
Desnivel (H)	140.906 m (462.29 pies)
Capacidad de la banda (C)	900 T.P.N.
Ancho de la banda (b)	42 pulgadas
Velocidad de la banda (V)	590 pies/min.
Peso estimado de la banda (Wb)	15.8 lb/pie
Peso del carbón (Pc)	55 lb/pie ³
Peso de las partes móviles (Wr)	42 lb/pie
Diámetro de los rodillos de carrera	5 pulgadas
Diámetro de los rodillos de regreso	5 pulgadas
Espaciamento entre rodillos de carrera (Si)	4 pies
Espaciamento entre rodillos de regreso	10 pies
Sección teórica del carbón sobre la banda (ST) con rodillos a 35° (β) y un ángulo de sobrecarga de 25° (α)	1.45 pies ²
Ángulo de contacto entre polea y banda (Θ)	420°
Coefficiente de fricción entre polea y banda (f)	0.35

Todas las fórmulas empleadas son producto de la experiencia de proveedores y usuarios.

CALCULOS:

a) Comprobación de la capacidad de la banda al 75%.

$$C = 0.75 \frac{(60V \times ST \times PC)}{2205}$$

En donde:

C = Capacidad teórica de la banda al 75% en T.P.H.

V = Velocidad de la banda en pies/min.

PC = Peso del carbón en lbs/pie³

ST = Sección teórica del carbón sobre la banda en pies²

$$ST = [0.37b + 0.25 + \text{Cos } \beta (0.26b - 1.03)] [\text{Sen } \beta (0.26 - 1.03)] +$$

$$\left[\frac{0.19b + 0.13 + \text{Cos } \beta (0.26b - 1.03)}{\text{Sen } \alpha} \right]^2 \left[\frac{\pi \alpha}{180} - \frac{\text{Sen } 2\alpha}{2} \right]$$

En donde:

b = Ancho de la banda en pulgadas

α = Angulo de sobrecarga para el carbón todo uso 25°

β = Angulo de inclinación de los rodillos de carrera 35°

$$ST = [(0.37 \times 42) + 0.25 + \text{Cos } 35^\circ (0.26 \times 42 - 1.03)] +$$

$$[\text{Sen } 35^\circ (0.26 \times 42 - 1.03)] +$$

$$\left[\frac{(0.19 \times 42) + 0.13 + \text{Cos } 35^\circ (0.26 \times 42 - 1.03)}{\text{Sen } 25^\circ} \right]^2$$

$$\left[\pi \frac{(25)}{180} - \frac{\text{Sen } 2(25)}{2} \right]$$

$$ST = 23.89 \times 5.67 + 1471.45 \times 0.05$$

$$ST = 209.03 \text{ pulg}^2$$

$$ST = 1.45 \text{ pies}^2$$

por lo tanto:

$$C = 0.75 \frac{(60 \times 590 \times 1.45 \times 55)}{2205}$$

$$C = 960 \text{ T.P.H.}$$

b) Tensión efectiva (TE):

$$TE = L[Kx + Ky Wb + 0.015 Wb + Ky Wm] + {}^1 H Wm$$

En donde:

TE = Tensión efectiva en lbs.

L = Longitud entre centros de poleas en pies

Kx = Fricción de los rodillos a la rotación y deslizamiento banda-rodillo

$$Kx = 0.00068 (Wb + Wm) + \frac{ai}{si}$$

Ky = Resistencia a la flexión de la banda y material, dato obtenido de manuales de proveedores

Wb = Peso estimado de la banda en lb/pie

Wm = Peso estimado del material lb/pie

$$Wm = (2205 \times C) / (60 \times V)$$

ai = Factor que es función del diámetro del rodillo y del diámetro del eje del rodillo

si = Espaciamiento entre rodillos de carrera en pies

C = Capacidad de la banda en T.P.H.

V = Velocidad de la banda en pies/min.

H = Desnivel entre centro de poleas en pies

por lo tanto:

$$Wm = \frac{2.205 \times 900}{60 \times 590}$$

$$Wm = 56 \text{ lb/pie}$$

$$Kx = 0.00068 (15.8 + 56) + \frac{1.08}{4}$$

¹ Por ser la pendiente hacia arriba, en caso de ser la pendiente hacia abajo sería negativo.

$$Kx = 0.35$$

$$TE = 1,703 [0.35 + (0.016 \times 15.8) + (0.015 \times 15.8) + (0.016 \times 56)] + (462.29) (56)$$

$$TE = 2,956 + 25,888$$

$$TE = 28,844 \text{ lbs.}$$

c) Potencia de la banda (PB):

$$PB = \frac{TE \times V}{33,000} \times \frac{1.05}{0.90}$$

En donde:

PB = Potencia de la banda H.P.

1.05 = Es para agregar el 5% por fricción en poleas

0.90 = Se considera un 90% de eficiencia en el reductor

por lo tanto:

$$PB = \frac{28,844 \times 590}{33,000} \times \frac{1.05}{0.90}$$

$$PB = 602 \text{ H.P.}$$

d) Potencia de aceleración para arranque (PA):

$$PA = \frac{(2 Wb + Wm + Wr)}{32.2} \frac{L}{t} \frac{V^2}{3,600} \frac{1}{550}$$

En donde:

PA = Potencia para acelerar la banda, rodillos y carbón

Wr = Peso de las partes móviles en lb/pie

t = Tiempo de aceleración en seg. (Se consideran 10 seg.)

por lo tanto:

$$PA = \frac{(2 (15.8) + 56 + 42)}{32.2} \frac{1,703}{10} \frac{590^2}{3,600} \frac{1}{550}$$

$$PA = 121 \text{ H.P.}$$

c) Potencia total del motor (PT):

$$PA = PB + PA$$

$$PA = 602 + 121$$

$$PA = 723 \text{ H.P.}$$

f) Tensión de la banda (T₁):

$$T_1 = \frac{1.05 TE}{1 + RP} \left[1 + RP + \frac{1}{e^{f\theta} - 1} \right]$$

En donde:

T_1 = Tensión en el lado tenso de la banda en libras

RP = Relación de potencia entre la polea motriz primaria y polea motriz secundaria (1:1)

1.05 = Es para agregar el 5% de fricción

θ = Angulo de contacto entre la banda y la polea en radianes. ($1^\circ = 0.0174$ radianes)

f = Coeficiente de fricción entre la banda y la polea: para cubierta lisa 0.25, para cubierta acanalada 0.35

e = Base de logaritmo natural 2.72

por lo tanto:

$$T_1 = \frac{1.05 \times 28,844}{1 + 1} \left[1 + 1 + \frac{1}{2.72^{(0.35)(7.31)} - 1} \right]$$

$$T_1 = 15,143 \times 2.08$$

$$T_1 = 31,498 \text{ lbs.}$$

g) Tensión de la banda, debido a su propio peso (T_p):

$$T_p = Wb \times L \times \text{Sen } i$$

En donde:

Wb = Peso estimado de la banda en lb/pie

L = Longitud entre centros de poleas, en pies

i = Angulo de inclinación de la banda, $15^\circ 45'$, por ser el ángulo de inclinación del tiro inclinado

por lo tanto:

$$T_p = 15.8 \times 1,703 \times \text{Sen } 15.75^\circ$$

$$T_p = 7,304 \text{ lbs.}$$

h) Tensión mínima de la banda (To):

$$T_o = 7.4 (Si) (W_b + W_m)$$

En donde:

T_o = Tensión mínima de la banda en libras, considerando una flexión (flecha) de banda de 1.5% entre rodillos

Si = Espaciamiento entre rodillos en pies

W_m = Peso del material en lbs/pie

por lo tanto:

$$T_o = (8.4) (4) (15.8 + 56)$$

$$T_o = 2,412 \text{ lbs.}$$

i) Tensión máxima (TM):

$$TM_1 = TE + T_p + T_o$$

$$TM_1 = 28,844 + 7,304 + 2,412$$

$$TM_1 = 38,560 \text{ lbs.}$$

$$TM_2 = T_o + T_1$$

$$TM_2 = 2,412 + 31,498$$

$$TM_2 = 33,910 \text{ lbs.}$$

4.2.2 Ventilación

Los objetivos de los cálculos de ventilación son: determinar las secciones de las galerías y de los lugares de trabajo que requieran el máximo volumen de aire en las diferentes etapas de desarrollo de la mina y las depresiones que ocasionarán al abanico principal, el cual deberá ser seleccionado para garantizar el suministro de un volumen de aire de circulación en la mina para cubrir las necesidades respiratorias del personal, para la dilución de metano y con lo establecido por la legislación vigente.

Para lo cual:

1. Se define el volumen de aire requerido por lugar de trabajo.
2. Se estima la resistencia de las galerías conforme a su tipo y uso.
3. Se calcula el número de puentes de ventilación
4. Se calculan los circuitos de ventilación y las depresiones de cada uno, con lo cual se definen las curvas características de la mina que permitirán la selección del abanico.

1. Cantidad de aire por lugar de trabajo

	VOLUMEN DE AIRE (m ³ /seg) ¹	FUGAS (25%)	TOTAL (m ³ /seg)
Plancha	12.56	3.14	15.70
Minero Continuo	7.50	1.88	9.38
Frete Larga	12.60	3.15	15.75
Conservación	4.90	1.23	6.13

¹ Tomado del Manual de AHMSA

2. Resistencia de galerías

Se utilizaron los datos del Catálogo de Resistencia tipo elaborado por AHMSA y se recalcularon las resistencias para galerías del mismo tipo pero de sección diferente utilizando la fórmula:

$$R_1 S_1^5 = R_2 S_2^5$$

En donde:

R_1 = Resistencia a calcular (murgues)²

S_1 = Sección a la que se quiere calcular la resistencia (m²)

R_2 = Resistencia tomada del catalogo (murgues)

S_2 = Sección a la que corresponde la R_2 (m²)

Con base en lo anterior se elaboró una tabla por tipo y uso de galería con la sección y la resistencia de cada galería.

² Murgues, es la unidad de resistencia del aire en las galerías, es equivalente a la unidad ohms, en el cálculo de un circuito eléctrico.

3. Puentes de ventilación

Se tiene un máximo de 4 puentes de ventilación en un mes determinado.

4. Circuitos de ventilación

Para el cálculo de la resistencia en los circuitos de ventilación se utilizan las siguientes fórmulas:

Para circuitos en paralelo:

$$\frac{1}{\sqrt{R_t}} = \frac{1}{\sqrt{R_1}} + \frac{1}{\sqrt{R_2}} + \dots + \frac{1}{\sqrt{R_n}}$$

Para circuitos en serie:

$$R_t = R_1 + R_2 + \dots + R_n$$

Se calcula el volumen de aire total requerido y se calcula la depresión para cada circuito con la fórmula:

$$P = \frac{R_t \times Q^2}{1,000}$$

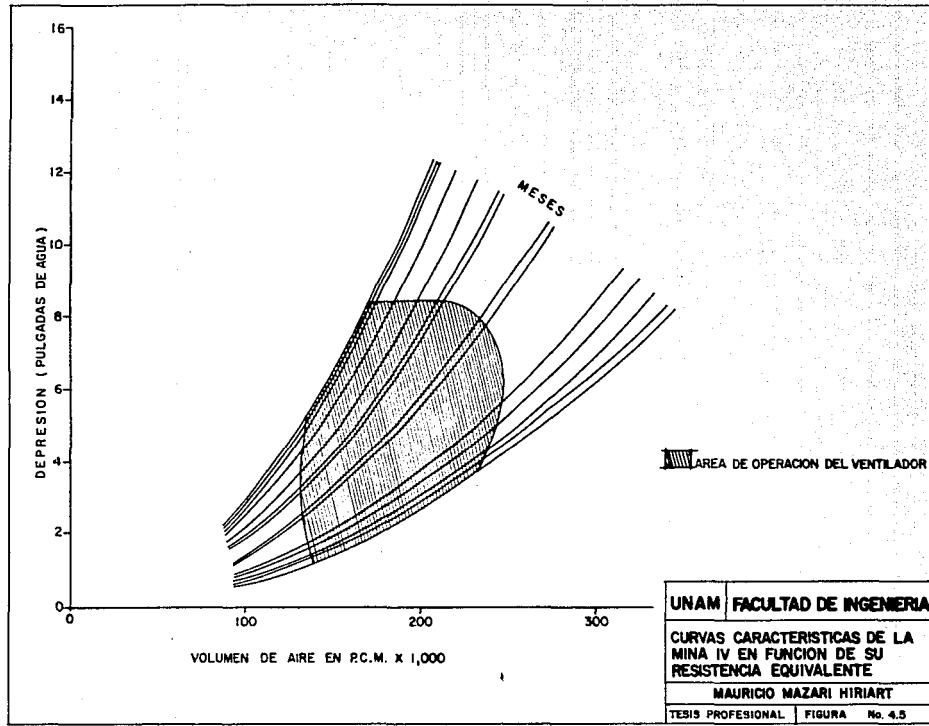
En donde:

P = Depresión en pulgadas de agua

R_t = Resistencia total en murgues

Q = Volumen de aire total requerido en PCM

Con lo cual se dibujan las curvas características en función de su resistencia equivalente, ver figura 4.5, y se define el área más probable de operación del abanico durante la vida de la mina que se compara con las curvas suministradas por los fabricantes de abanicos para seleccionar el modelo que más se aproxime a la curva de necesidades.



5. RUTA CRITICA

Dado que el tiempo de realización de un proyecto es crucial y el obtener resultados rápidamente es muy importante, se requiere contar con una sincronización de actividades gracias a la cual se utilicen mejor los recursos y se mantenga un ritmo de trabajo equilibrado y continuo. El control de cuando se deben desarrollar las actividades que integran un plan es especialmente importante en proyectos complejos con actividades interdependientes y con un objetivo bien definido como es el caso de la construcción de una mina. Es por ello que se requiere de una herramienta de control con la que se ponga especial énfasis en el tiempo que requiere cada paso que nos lleve a la meta final, en este caso, la puesta en operación de la Mina IV. Como en cualquier sistema de planeación y control, se empieza por establecer un plan de acción determinando todas las actividades necesarias para alcanzar la meta final.

La primera fase para desarrollar un programa de Ruta Crítica es establecer cada paso (o actividad) del plan de acción, la secuencia que deben seguir estos pasos y el tiempo que se requiere para dar cada uno de ellos. Estos datos se anotan en tablas diseñadas para ello y se dibuja una red de actividades, cabe señalar que en esta red no se muestran los recursos necesarios para dar cada paso; pero cada uno lleva implícito el conocimiento de los recursos necesarios (personal, maquinaria, recursos económicos, etc.) para realizarlo. La gran ventaja que se tiene al expresar un programa como una red de actividades es que se pone especial énfasis en la secuencia de las actividades y en su interrelación.

Además, el desarrollo de este programa nos permite: poner mayor énfasis en el control de actividades críticas; detectar problemas potenciales, y evitar dedicar más recursos de los necesarios a las actividades que no acelerarán la entrada en operación de la unidad minera. Asimismo, nos permite contar con una herramienta flexible que señala oportunamente las actividades que se van realizando a tiempo, anticipadamente, o bien, con retraso y tomar oportunamente las acciones correctivas, que incluso nos pueden llevar a elaborar una o más sub-redes de Ruta Crítica.

5.1 OBJETIVOS

En este capítulo se presenta la técnica que permitirá en forma eficaz y sencilla: analizar, planear y programar el proyecto en conjunto; los objetivos que se persiguen con la utilización de esta técnica de la Ruta Crítica, se enlistan a continuación:

- Contar de manera sencilla y directa, con un modelo coordinado del orden en que deben ejecutarse las actividades requeridas para la puesta en operación de la mina.

- Determinar la secuencia de las actividades, los posibles tiempos de ejecución de las actividades y las necesidades de recursos.
- Nivelar el uso de recursos y asignarlos óptimamente a cada una de las actividades del proyecto para concluir las en una fecha determinada a un costo mínimo.
- Contar con una herramienta que permita un control eficiente y oportuno del proyecto, además de contribuir a una planeación correcta y dinámica del mismo.
- Ayudar a calcular estimaciones razonables de costos totales del proyecto.
- Facilitar la comprensión del problema a personas no directamente involucradas con el manejo y control del proyecto como: inversionistas, banqueros, contratistas, etc.

5.2 PROGRAMA MODELO

Para desarrollar este programa modelo de Ruta Crítica, se procedió a hacer una relación de las actividades principales para la puesta en marcha del proyecto y para cada una de ellas se elaboró una Ruta Crítica particular (sub-red) lo más detallada posible; las actividades consideradas fueron:

- Estudio Geológico y la Planeación Minera, que incluyen todos los aspectos descritos en los tres primeros capítulos de este trabajo y entre los que destacan el diseño de Osaturas, los Programas de Producción y la Ingeniería Básica del Proyecto.
- Obras de Acceso, que comprenden: el proyecto; la preparación del concurso, el concurso y la adjudicación del mismo; los preparativos de construcción; la construcción y supervisión de las obras; la construcción de la tolva interior y el desarrollo de la Plancha.
- Carretera de Acceso, desde el proyecto hasta la pavimentación.
- La adquisición de terrenos y el cercado de los mismos.
- La tramitación con CFE y el tendido de líneas que garanticen el suministro de energía eléctrica.
- El proyecto, concurso, adjudicación, la entrega y las pruebas de la Subestación Eléctrica Provisional.
- El proyecto de suministro y distribución de Agua.

- Obras Exteriores, que incluyen: el proyecto; la preparación del concurso, el concurso y la adjudicación del mismo; la construcción de la Lampistería y de la Mayordomía; y la construcción de las otras obras exteriores repartidas en dos etapas.
- Definición del Equipo Minero necesario (en especial del equipo del exterior y del equipo de desarrollos, que serán los primeros en ser utilizados) detallando las especificaciones técnicas de cada equipo, para después preparar cada concurso, hacer el mismo y poder evaluar las diferentes ofertas y adjudicar el concurso de cada equipo al mejor postor. También se consideraron los tiempos de entrega, recepción, instalación y/o montaje (según el tipo de equipo) y las pruebas para cada uno de los equipos.
- La negociación de créditos para compra de equipo minero requiere de especial atención y en esta red se detallaron con especial cuidado los tiempos y los trámites requeridos para evitar cualquier dificultad.
- Se detallaron también las redes de actividades para: el Abanico General; la estructura del tiple de Banda y de la banda misma; del Transportador de Personal; del Malacate Principal, así como, de la Vía Férrea del exterior y del interior del inclinado; de la Subestación Eléctrica Principal; de los compresores; y finalmente del tiple de Carga y de los Transportadores Exteriores que permitirán formar los conos de almacenamiento.

Una vez elaboradas las rutas críticas antes descritas se procedió a estimar los tiempos que requería cada actividad dentro de ellas, para ello se consideraron:

- Tiempos Optimistas, es decir, el tiempo empleado en llevar a cabo una actividad si todas las condiciones son favorables.
- Tiempos Normales, es decir, cuando la actividad se lleva a cabo bajo condiciones normales.
- Tiempos Pesimistas, es decir, el tiempo que se requiere para efectuar una actividad si todas las condiciones son desfavorables.

Además, se determinó la secuencia en que deberían de realizarse todas las actividades dentro de cada actividad principal y, a su vez, de cada actividad principal dentro del Proyecto en su conjunto.

Con esta información se construyeron tablas de programación (como las que se ilustran a continuación, que fueron tomadas de Obregón 1978) en las que se calcularon:

- La iniciación más próxima, es decir, a partir de un evento dado, se considera el valor mayor de los tiempos de terminación más próxima de todas las actividades que terminan en el evento dado.
- La iniciación más alejada, que se define como, el tiempo de la terminación más alejada de la actividad menos su duración.
- La terminación más próxima, es decir, la suma de la duración de la actividad con su tiempo de iniciación más próxima.
- La terminación más alejada, que se determina considerando el valor menor de los tiempos de iniciación más alejada de todas las actividades que se originan en el evento considerado.

Se estimaron también los tiempos flotantes; total, libre y de interferencia de la siguiente forma:

- Tiempo flotante total, se calculó como la diferencia que existe entre la iniciación más próxima y la iniciación más alejada de cualquier evento, o bien, entre la terminación más próxima y la terminación más alejada de dicho evento.
- Tiempo flotante libre, resulta de la diferencia que existe entre la terminación más próxima de una actividad y la iniciación más próxima de la actividad siguiente; cuando son varias las actividades que le siguen, se toma la de menor valor. Cabe aclarar que este tiempo siempre será igual o menor que el tiempo flotante total.
- Tiempo flotante de interferencia, es decir, la diferencia que existe entre el tiempo flotante total y el tiempo flotante libre.

Con esta información se dibujaron los diagramas de prioridad o reales de Ruta Crítica de cada actividad y del proyecto en su conjunto.

Por la naturaleza y extensión de este trabajo no fue posible incluir toda la información, por lo que ésta se resumió en las actividades que se muestran en las tablas de programación que se presentan a continuación y en las que se incluyen todas las actividades principales para la puesta en marcha del proyecto en su conjunto; aunque algunas actividades muy importantes se marquen como una sola actividad, como la negociación de créditos, no por eso dejan de ser muy importantes.

Sobre las tablas resulta pertinente mencionar que si bien, las actividades críticas son las obras de acceso (desde el proyecto hasta el desarrollo de la plancha) y por lo tanto se señalan con un asterisco en la columna correspondiente, hubo otras actividades que, dada la simplificación efectuada han sido señaladas también con un asterisco.

Con base en las tablas de programación presentadas, se muestra el diagrama de prioridad, figura 5, el cual fue dibujado a escala de Tiempo en meses, y gracias al cual es posible poner énfasis en la secuencia de las actividades y en sus interrelaciones.

Si bien todo lo anterior nos permite controlar el tiempo de ejecución del proyecto, es muy probable que se pierdan de vista otros aspectos del mismo, por lo que, debe agregarse al modelo presentado el costo presupuestado para cada actividad. Para ello, empezaremos por establecer un sistema de codificación y un tipo de presupuesto, que en este caso será un presupuesto de producción con base en precios unitarios, elaborados con el método de los costos estándar. Con objeto de determinar el programa de operaciones que nos dé el menor costo directo para un tiempo dado de duración del proyecto, o bien, determinar la duración del proyecto y la correspondiente programación de actividades que nos dé el costo mínimo total del proyecto (Obregón 1978). Finalmente, deberá elaborarse en forma conjunta por los encargados de la planeación y el control, los financieros y los ejecutores del proyecto, un programa de optimización de recursos (maquinaria, trabajadores, expertos, etcétera) que serán utilizados en el proyecto a fin de obtener la distribución óptima de los mismos.

En la Ruta Crítica que se presenta en las tablas de programación y en la figura 5, es posible observar que a partir de la terminación de la Planeación Minera (mes 5) se desprenden una serie de actividades que van desde el proyecto y la construcción de los accesos, hasta el desarrollo y construcción de la infraestructura y el equipamiento en superficie. Todas estas actividades, que incluyen un alto grado de diversidad y llevan implícito un gran detalle, deben concluir conjuntamente con la terminación de la construcción de la tolva interior y para coordinar y correlacionar eficientemente todas estas actividades, la Ruta Crítica resulta una gran herramienta. Además, como puede verse, todas las actividades deben estar terminadas para que al iniciarse el desarrollo de la plancha se cuente ya con todo el apoyo y la plancha pueda terminarse en cuatro meses (del mes 36 al 40) y con ello pueda decirse que se cierra la etapa de Puesta en Marcha del Proyecto o de preparación, para dar inicio a las etapas de desarrollo y producción del proyecto Mina IV. Para que todo esto se convierta en realidad, la Ruta Crítica y el control que se tenga sobre ella son herramientas fundamentales, a las que todo el personal relacionado con el proyecto puede tener acceso con un pequeño entrenamiento y algo de práctica.

TABLA DE PROGRAMACION - RUTA CRITICA

PROYECTO: MICARE MINA IV

ACT.	DESCRIPCION	DURACION (meses)	MAS PROXIMA		MAS ALEJADA		TIEMPO FLOTANTE			ACT.
			Inic.	Term.	Inic.	Term.	Tot.	Lib.	Int.	CRIT.
0	ESTUDIO GEOLOGICO	0.0	0	0	0	0	0	0	0	*
1	PLANEACION MINERA (Osaturas, Programas Prod., Ing. Básica)	5.0	0	5	0	5	0	0	0	*
2	PROYECTO OBRAS DE ACCESO	4.0	5	9	5	9	0	0	0	*
3	PREPARACION CONCURSO OBRAS DE ACCESO	2.0	9	11	9	11	0	0	0	*
4	CONCURSO OBRAS DE ACCESO	2.0	11	13	11	13	0	0	0	*
5	ADJUDICACION OBRAS DE ACCESO	1.0	13	14	13	14	0	0	0	*
6	PREPARATIVOS CONSTRUCCION OBRAS DE ACCESO	1.0	14	15	14	15	0	0	0	*
7	CONSTRUCCION OBRAS DE ACCESO	16.0	15	31	15	31	0	0	0	*
8	CONSTRUCCION TOLVA INTERIOR	5.0	31	36	31	36	0	0	0	*
9	DESARROLLO PLANCHA	4.0	36	40	36	40	0	0	0	*
10	PROYECTO CARRETERA DE ACCESO	3.5	5	8.5	5	8.5	0	0	0	*
11	CONCURSO, ADJUDICACION Y PREPARACION CONST.	2.75	8.5	11.25	8.5	11.25	0	0	0	*
12	CONSTRUCCION CARRETERA DE ACCESO	3.75	11.25	15.0	11.25	15.0	0	0	0	*
13	ADQUISICION TERRENOS PATIO Y CAMINO	5.25	5.75	11.0	5.75	11.0	0	0	0	*
14	CERCADO	3.0	11.0	14.0	11.0	14.0	0	0	0	*
15	TRAMITES C.F.E.	2.5	6.5	9.0	11.5	14.0	5.0	0	5.0	
16	TENDIDO DE LINEAS	4.0	9.0	13.0	14.0	18.0	5.0	5.0	0	
17	PROYECTO SUBESTACION ELECTRICA PROVISIONAL	2.25	5.5	7.75	5.5	7.75	0	0	0	*
18	PREPARACION, CONCURSO, ADJUDICACION, ENTREGA	5.25	7.75	13.0	7.75	13.0	0	0	0	*
19	INSTALACION Y/O MONTAJE Y PRUEBAS	1.0	13.0	14.0	13.0	14.0	0	0	0	*

TABLA DE PROGRAMACION - RUTA CRITICA

PROYECTO: MICARE MINA IV

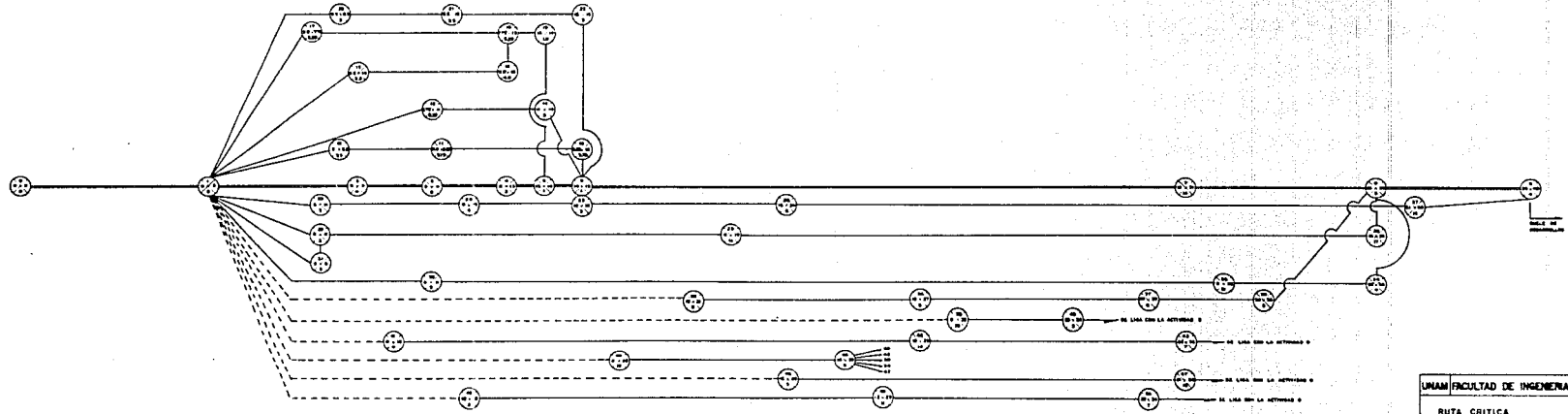
ACT.	DESCRIPCION	DURACION (meses)	MAS PROXIMA		MAS ALEJADA		TIEMPO FLOTANTE			ACT. CRIT.
			Inic.	Term.	Inic.	Term.	Tot.	Lib.	Int.	
20	PROYECTO SUMINISTRO DE AGUA	3.0	5.5	8.5	5.5	8.5	0	0	0	*
21	PREPARACION CONCURSO ADJUDICACION	3.5	8.5	12.0	8.5	12.0	0	0	0	*
22	CONSTRUCCION INST. Y/O MONT. EQ. Y PRUEBAS	3.0	12.0	15.0	12.0	15.0	0	0	0	*
23	PROYECTO OBRAS EXTERIORES	3.0	5.0	8.0	8.0	11.0	3.0	0	3.0	
24	PREPARACION, CONCURSO, ADJUDICACION	4.0	8.0	12.0	11.0	15.0	3.0	0	3.0	
25	CONSTRUCCION LAMPISTERIA Y MAYORDOMIA	3.0	12.0	15.0	15.0	18.0	3.0	0	3.0	
26	CONSTRUCCION OBRAS EXTERIORES 1ª ETAPA	6.0	15.0	21.0	18.0	24.0	3.0	0	3.0	
27	CONSTRUCCION OBRAS EXTERIORES 2ª ETAPA	16.0	21.0	37.0	24.0	40.0	3.0	3.0	0	
28	DEFINICION EQ. MINERO Y ESP. TECNICAS	3.0	5.0	8.0	5.0	8.0	0	0	0	*
29	PREPARACION, CONCURSO, RECEP. OFER. EVAL. Y ADJUD.	11.0	8.0	19.0	8.0	19.0	0	0	0	*
30	ENTREGA, RECEP., INST. Y/O MONTAJE Y PRUEBAS	17.0	19.0	36.0	19.0	36.0	0	0	0	*
31	NEGOCIACION CREDITOS COMPRA EQ. MINERO	3.0	5.0	8.0	5.0	8.0	0	0	0	*
32	ESTUDIO Y ADJUDICACION ABANICO GENERAL	5.0	6.0	11.0	6.0	11.0	0	0	0	*
33	ENTREGA EQ., PROYEC. E INST. MEC., ELECT. Y EN.	21.0	11.0	32.0	11.0	32.0	0	0	0	*
34	INSTALACION Y PRUEBAS ABANICO GENERAL	4.0	32.0	36.0	32.0	36.0	0	0	0	*
35	PROYEC., ADQUISICION Y ENT. ESTRUCTURAL BANDA	8.0	10.0	18.0	13.0	21.0	3.0	0	3.0	
36	FABRICACION BASTIDOR Y SOPORTE	6.0	18.0	24.0	21.0	27.0	3.0	0	3.0	
37	MONTAJE ESTRUCTURAL Y MEC-ELECT. EST. BANDA	6.0	24.0	30.0	27.0	33.0	3.0	0	3.0	
38	PRUEBAS EST. E INSTALACION BANDA	3.0	30.0	33.0	33.0	36.0	3.0	3.0	0	
39	PROYEC. ADQUISICION Y ENT. TRANSP. PERSONAL	19.0	6.0	25.0	14.0	33.0	8.0	0	8.0	

TABLA DE PROGRAMACION - RUTA CRITICA

PROYECTO: MICARE MINA IV

ACT.	DESCRIPCION	DURACION (meses)	MAS PROXIMA		MAS ALEJADA		TIEMPO FLOTANTE			ACT.
			Inic.	Term.	Inic.	Term.	Tot.	Lib.	Int.	CRIT.
40	MONTAJE MECANICO E INSTALACION ELECTRICA	3.0	25.0	28.0	33.0	36.0	8.0	8.0	0	
41	SELECCION Y ADQUISICION MALACATE PRINCIPAL	4.0	6.0	10.0	11.0	15.0	5.0	0	5.0	
42	ADQ. Y ENT. EQ. MEC-ELECT. Y CONST. MAL. PRIN.	14.0	10.0	24.0	15.0	29.0	5.0	0	5.0	
43	MONTAJE MEC-ELECTR. VIA FERREA Y PRUEBAS	7.0	24.0	31.0	29.0	36.0	5.0	5.0	0	
44	PROYEC., CONTRATACION Y CONST. OB. CIVIL SUBEST.	10.0	6.0	16.0	12.0	22.0	6.0	0	6.0	
45	HABILITACION EST., INST. Y/O MONTAJE Y PRUEBAS	6.0	16.0	22.0	22.0	28.0	6.0	6.0	0	
46	PROYECTO COMPRESORES (MEC. Y CIVIL)	5.0	16.0	21.0	21.0	26.0	5.0	0	5.0	
47	ADQ., ENT., INST. Y/O MONT. Y PRUEB. COMPRESORES	10.0	21.0	31.0	26.0	36.0	5.0	5.0	0	
48	PROYECTO MECANICO TRANSPORTADORES	2.0	10.0	12.0	16.0	18.0	6.0	0	6.0	
49	ADQUISICION Y ENT. ESTRUCTURA Y EQ. MECANICO	11.0	12.0	23.0	18.0	29.0	6.0	0	6.0	
50	MONTAJE ESTRUCTURA Y MECANICO	7.0	23.0	30.0	29.0	36.0	6.0	6.0	0	

1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24 25 26 27 28 29 30 31 32 33 34 35 36 37 38 39 40 MESES



NOTA -
LA UBICACION DE LAS ACTIVIDADES
CORRESPONDE A SU MEDIO REAL.

UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
RUTA CRITICA	
(EN SU MEDIO REAL)	
MAURICIO MAZARI HIRLAUT	
TESIS PROFESIONAL	FIGURA No 5

5.3 RETROALIMENTACION

A continuación se presenta un sistema de control que nos permitirá retroalimentar y mantener actualizado el modelo de Ruta Crítica y asimismo, nos permitirá darle un uso más flexible y dinámico que le permita ajustarse a las necesidades del Proyecto Mina IV y que permita alcanzar los objetivos determinados.

Como primer paso, con base en la Ruta Crítica, se prepara un programa calendario y un diagrama de barras del proyecto. A continuación se elaborará un presupuesto base del proyecto susceptible de ser revisado de acuerdo a los cambios significativos que se vayan presentando. Finalmente se elaborará un informe mensual del proyecto que se integrará con las secciones siguientes: gráfica de tiempo-costo-avance; gráfica de costo; informe de estado del proyecto; y finalmente el informe pormenorizado.

La primera sección nos permitirá marcar el avance en el diagrama de barras, además de señalarse el presupuesto ejercido contra lo programado; un porcentaje de avance e incluso estimados para la terminación del proyecto.

La siguiente sección nos permite ver las erogaciones reales que deben estar dentro del rango determinado de las erogaciones aprovechando tiempos flotantes y de las erogaciones sin aprovechar dichos tiempos.

El informe del estado del proyecto nos debe dar el avance, por ejemplo, como una suma de porcentajes reales de avance, además de incluir un estado de costos, costos previos a la aprobación del presupuesto, las fechas de terminación y los problemas críticos que se hayan presentado, así como de las acciones tomadas para solucionarlos.

Finalmente, el informe pormenorizado debe complementar a los otros al explicarse en detalle los conceptos más importantes, establecidos en las otras secciones del informe mensual.

6. ANALISIS TECNICO ECONOMICO DEL PROYECTO

6.1 INVERSIONES DEL PROYECTO

6.1.1 Inversión Inicial

El costo del proyecto, o inversión inicial, se determina estimando el valor de las inversiones que se realizarán desde el inicio de los estudios, hasta la entrada de la tercera frente larga. En este costo se incluyen todos los gastos necesarios para que la mina pueda contar con la capacidad de producción esperada, considerándose la infraestructura, las obras, equipos, gastos asociados, refacciones, estudios, asistencia técnica, gastos administrativos, y los gastos derivados de la construcción de las galerías durante el período de ejecución e imprevistos.

Este costo se expresa en dólares corrientes de diciembre de 1985. En la mayor parte de los conceptos se obtuvieron cotizaciones de proveedores durante 1985. Cuando no se tuvieron, se actualizaron, vía escalación (considerando tipos de cambio e inflación de los diversos países), los precios de los equipos similares adquiridos para las minas que actualmente operan en MICARE.

Para valorizar las inversiones, se elaboró el catálogo que se describe en la introducción del capítulo 4, con los principales conceptos, donde se registran la cantidad, el precio en la moneda de origen, los porcentajes de refacciones, fletes, impuestos y ensamble y la vida útil esperada. Los tipos de cambio con respecto al dólar utilizados para las diferentes monedas, son los representativos de diciembre de 1985:

CUADRO 6.1

TIPOS DE CAMBIO REPRESENTATIVOS DEL
MES DE DICIEMBRE DE 1985

MONEDA	TIPO DE CAMBIO POR DOLAR
Chelin Austriaco (CH)	17,00
Franco Belga (FB)	50,00
Franco Francés (FF)	7,50
Franco Suizo (FS)	2,00
Libra Esterlina (LE)	0,70
Marco Alemán (MA)	2,40
Peso Mexicano (MN)	356,00
Peseta Española (PE)	153,00
Yen Japonés (YJ)	200,00

Una vez establecido el catálogo de inversiones, se procedió a elaborar la programación de dichas inversiones utilizando: las mismas bases de datos con que se elaboró el catálogo, los estimados de vida útil, la planeación minera y el programa de producción.

En dicha programación se incluye la inversión requerida en todas las obras de acceso, las construcciones civiles, el equipo principal y auxiliar del interior y del exterior de la mina, 15% de imprevistos y 5% por concepto de gastos de administración. El costo del desarrollo de las galerías, hasta antes de la entrada de las frentes largas, se agrega por separado. Es importante señalar que no se incluye el sistema de quebrado, manejo, almacenamiento y transporte a la central, ni la vivienda; porque aquí se trata de analizar solamente el proyecto minero, pero todos estos conceptos se incluyeron en el Estudio de Factibilidad del Programa Minero Carbón II, en el cual se contempla no un proyecto particular, sino, la visión global desde el punto de vista empresa.

La inversión inicial, incluyendo el costo de operación de la mina hasta el año 6, asciende a 113 millones de dólares, que se dividen en los siguientes grandes conceptos:

CUADRO 6.2
INVERSION INICIAL PARA LA MINA IV
RESUMEN POR CONCEPTO DEL GASTO

CONCEPTO	IMPORTE ¹ (millones de dólares de 1985)	ESTRUCTURA PORCENTUAL	
		1	2
Equipo Importado	28.5	36	25
Refacciones Importadas	2.7	3	2
Fletes y Seguros Externos	1.4	2	1
Imprevistos	4.8	6	4
	-----	-----	-----
Subtotal Divisas	37.4	47	32
Equipo Nacional	26.8	33	24
Refacciones Nacionales	0.9	1	1
Fletes y Seguros Nacionales	0.3	-	-
Gastos Aduanales	6.7	9	6
Imprevistos	5.2	7	5
Gastos de Administración	1.1	2	1
	-----	-----	-----
Subtotal Moneda Nacional	41.0	53	37
	=====	=====	=====
SUBTOTAL OBRAS Y MAQUINARIA	78.4	100	69
Desarrollo de la Mina	34.3		31
	=====		=====
GRAN TOTAL	112.7		100

¹ Con respecto al total de la Inversión en Obras, Maquinaria y Equipo.

² Con respecto al gran total de la Inversión Inicial.

La programación de esta inversión durante el período del año 0 al año 6, se resume en el siguiente cuadro:

CUADRO 6.1
PROGRAMACION DE LA INVERSION INICIAL
(millones de dólares de diciembre de 1985)

CONCEPTO	0	1	2	3	4	5	6	TOTAL
INVERSION NACIONAL	2.4	6.2	6.7	6.3	7.0	0.6	10.7	39.9
INVERSION EXTRANJERA	0.4	3.3	7.3	8.1	8.6	0.3	9.5	37.5
INGENIERIA Y ADMON.	0.1	0.4	0.6	-	-	-	-	1.1
SUB-TOTAL	2.9	9.9	14.6	14.4	15.6	0.9	20.2	78.5
GASTOS PREOPERATIVOS	-	-	-	5.3	8.1	10.1	10.8 ¹	34.3
TOTAL	2.9	9.9	14.6	19.7	23.7	11.0	31.0	112.8

¹ Este importe corresponde ya propiamente a gastos de operación.

El total de egresos a precios de diciembre de 1985, que se realizarán para el período comprendido del año 0 al año 6 - incluyendo el costo directo de operación para los primeros cuatro años de operación de la mina (del año 3 al 6), 34.3 millones de dólares - asciende a 112.8 millones de dólares.

Si se considera que las dos primeras frentes largas entrarían a producir en el año 5 y la tercera en el año 7, el período preoperativo, por tanto, podría terminar en el año 5. Sin embargo, para el año 6, todavía se prevé una inversión importante, que está dada básicamente por el costo del equipo para la tercera frente y el equipo de repuesto. En este sentido se ha considerado como período de ejecución del proyecto, los años 0 a 6.

6.1.2 Programa de Inversiones y Reposiciones

De acuerdo con el programa de ejecución, la vida esperada de la mina asciende a 15 años, a partir de que se llega al manto de carbón, ó 18 años desde el inicio de la construcción de los inclinados.

Para efectos de evaluación económica y de proyecciones financieras, es necesario proyectar un programa de inversiones y reposiciones con objeto de contar con el equipo necesario en condiciones de operación en forma oportuna durante toda la vida del Proyecto. Esta proyección se realiza bajo los siguientes criterios:

- Cada concepto de inversión que se incluye en el catálogo cuenta con un estimado de vida útil. Es importante señalar que a las inversiones en Ingeniería, caminos, edificios, etcétera, se les asignó una vida útil de 99 años.
- La reposición del equipo se realiza cada que termina su vida útil, excepto cuando el número de años que resten en el momento de la reposición sea menor que el 60% de la vida útil. Cuando esto sucede, se considera una inversión para mantenimiento que se calcula en el equivalente al monto de la depreciación, por el número de años que restan de la mina.

Suponiendo que un equipo se deprecia cada 10 años y que corresponde reponerlo en el año 14. Esta reposición, nada más sería útil para 5 años más, que representa el 50% de la vida útil del equipo, por lo que en lugar de reponerlo, se aplica una provisión para mantenimiento general por un 50% del costo del equipo.

- Al final de la vida útil, se calcula un valor de rescate, que será igual al monto de la inversión que no se alcanzó a depreciar, según criterios utilizados por los bancos Interamericano de Desarrollo y Mundial.

Con base en todo lo anterior se presenta el siguiente cuadro resumen del Programa de Inversión y Reposiciones que es producto del trabajo resumido en el catálogo de inversiones y de las necesidades del programa minero para el Proyecto Mina IV.

CUADRO 6.4
PROGRAMA DE INVERSIÓN Y REPOSICIONES
(en miles de dólares de 1985)

AÑO	IMPORTE
0	2,942
1	9,846
2	14,604
3	14,392
4	15,646
5	911
6	20,175
7	3,309
8	3,454
9	3,640
10	3,109
11	2,702
12	5,179
13	4,089
14	4,186
15	3,955
16	1,698
17	731
18	-2,909 ¹
TOTAL	111,659

¹ Valor de Rescate.

6.2 COSTOS DE OPERACION Y MANTENIMIENTO

Los costos directos de operación y mantenimiento, que incluyen sueldos, salarios, materiales, refacciones y gastos generales, se pueden expresar a través del siguiente modelo:

$$CT = CF + cvd (MAD) + cvfl (MRFL)$$

En donde:

CT = Costo total

CF = Costo fijo

cvd = Costo variable unitario por metro de desarrollos

MAD = Metros de avance en desarrollos

cvfl = Costo variable unitario de retroceso en frentes largas

MRFL = Metros de retroceso en frentes largas

El costo variable lo integran los materiales, refacciones y gastos generales que se aplican a los procesos de frentes largas y de desarrollos. El costo fijo, por su parte, está formado por el importe de los sueldos y salarios de todo el personal que labora en la mina. Además, se incluyen los materiales, refacciones y gastos generales, que no se aplican al proceso de desarrollos o al de frentes largas; como son: ventilación y abanicos, seguridad de operación, conservación mina, bombeo y desagüe, servicios auxiliares, mantenimiento exterior, departamento eléctrico y mecánico interior mina y la superintendencia general.

Para determinar los costos de producción durante la vida de la mina, se cuenta con el número de personas para cada año y su costo. El costo variable de desarrollos y de frentes largas, por su parte, se calcula en función de los metros previstos de avance y retroceso para cada año. Respecto a los materiales y gastos generales fijos, no son fácilmente determinables, ya que, no obstante que se denominan como fijos, en la realidad suelen variar de manera errática. La estimación que se tiene para estos conceptos, está basada en parámetros determinados por un estudio que se utiliza para la presupuestación anual en MICARE; además, se les aplica un factor que los reduce durante los primeros años en los que no operarán los equipos de frentes largas y en los últimos años, cuando ya no se realizan trabajos de desarrollo de las galerías.

Bajo las anteriores consideraciones y de acuerdo con el programa de avances de la mina, los costos de producción y mantenimiento se muestran en el siguiente cuadro:

CUADRO 6.5

COSTOS DE OPERACION Y MANTENIMIENTO PARA LA VIDA DE LA MINA

AÑO	AVANCE		FACTOR COSTO FUJO	MANO DE OBRA	DESARROLLOS	FRENTE LARGAS	FUJO	TOTAL
	MINEROS CONTINUOS	FRENTE LARGAS						
	(metros)							
3	9,055	-	0.50	1.65	2.02	-	1.14	4.81
4	16,216	-	0.70	2.20	3.62	-	1.59	7.41
5	16,644	1,196	0.80	2.91	3.72	0.79	1.82	9.23
6	16,154	1,870	0.90	2.91	3.61	1.23	2.05	9.79
7	16,202	1,769	1.00	3.15	3.62	1.17	2.27	10.20
8	14,147	2,896	1.00	3.15	3.16	1.91	2.27	10.49
9	13,600	2,713	1.00	3.15	3.04	1.79	2.27	10.25
10	11,692	2,588	1.00	3.15	2.61	1.71	2.27	9.74
11	9,327	2,982	1.00	3.15	2.08	1.97	2.27	9.47
12	7,321	2,587	1.00	3.15	1.64	1.71	2.27	8.76
13	6,731	2,720	1.00	2.67	1.50	1.79	2.27	8.24
14	3,677	2,547	1.00	2.67	0.82	1.68	2.27	7.45
15	-	2,650	0.80	2.17	-	1.75	1.82	5.74
16	-	2,617	0.80	2.17	-	1.73	1.82	5.72
17	-	2,529	0.80	2.17	-	1.67	1.82	5.66
18	-	1,096	0.80	2.17	-	0.72	1.82	4.71
TOTAL	140,766	32,760		42.58	31.45	21.59	32.04	127.67

6.3 MERCADO

A nivel mundial el mercado del carbón funciona con base en contratos a largo plazo, estos contratos fueron definidos como sigue por Edmund Carey, Presidente del Instituto Jurídico de las Montañas Rocallosas (tomado de Jennings, 1981): "Los contratos de suministro de carbón a largo plazo son una clase de transacción comercial única. Seguramente ninguna otra gran industria, realiza sus transacciones comerciales bajo acuerdos complejos y a largo plazo que representen un compromiso substancial tanto para el productor como para el comprador en el que dependan a tal grado uno del otro".

Bajo esta premisa, las condiciones de oferta y demanda a que está sujeta MICARE; corresponden a la denominación de mercado cautivo, donde la producción total de carbón será absorbida por CFE, para utilizarlo como insumo en la generación de energía eléctrica, con lo cual, se ajustan a la realidad del mercado mundial del carbón.

Una vez establecido el escenario del Mercado en que operan MICARE y CFE, queda por demostrar, que los costos de producción del carbón son competitivos, lo que se hará comparando el costo de generar electricidad mediante hidrocarburos, además de comparar los costos de MICARE con el costo de importar carbón. A continuación se presentan dichas comparaciones empezando por el carbón nacional contra carbón importado.

El carbón que producirá Mina IV contiene 38% de ceniza y un poder calorífico de 4,386 kcal/kg. A partir de un consumo específico de la central carboeléctrica de 2,360 kcal/kwh, se obtiene que una tonelada de carbón genera 1,858 kilowatts-hora.

A un precio de 25.69 dólares por tonelada (costo nivelado de producción de 23.73 \$/ton más 1.96 \$/ton de transporte con vagonetas), el costo por concepto de combustible para cada Kwh generado es de 1.38 centavos de dólar.

Para calcular el costo de importar carbón, en competencia con el de Mina IV, se utilizaron los resultados de los estudios hechos para la central carboeléctrica de Lázaro Cárdenas, Michoacán, la cual operará con carbón proveniente del exterior, transportado por vía marítima.

Se utilizó también el costo nivelado de la tonelada de carbón puesta en la termoeléctrica de Lázaro Cárdenas, que será de 54.4 dólares, (Uso del Carbón Importado para generar energía eléctrica en Lázaro Cárdenas. Informe Preliminar, 1984), costo que incluye:

- Precio de venta LAB punto de origen
- Costo de transporte marítimo
- Costo de manejo y transporte en México

Ese carbón tiene un poder calorífico promedio de 6,305 kcal/kg, por lo que el costo del combustible por kwh generado resulta de 2.04 centavos de dólar.

La diferencia entre el costo del combustible nacional e importado es de casi siete dólares por megawatt-hora (0.7 centavos de dólar por kwh generado), que se traduce en un ahorro de 16 millones de dólares por año y por cada unidad generadora de 350 MW, con la central carboléctrica de Carbón II para la que se destinará la producción de Mina IV.

Aunque es muy difícil comparar dos minas porque operan bajo condiciones geológicas y de operación diferentes, con objeto de mostrar la bondad económica del proyecto, se muestran a continuación los costos de producción a bocamina en minas subterráneas de algunos productores de carbón a nivel internacional:

CUADRO 6.6
COSTOS DE PRODUCCION A BOCAMINA
EN MINAS SUBTERRANEAS

PAIS	Costo en Dólares Americanos de 1981 por Tonelada
EE.UU.A.	30
Australia	25-30
Canadá	20-35
Sudáfrica	10-15
Inglaterra	65
República Federal Alemana	50
República de Corea	45-50

Puente: Banco Mundial, 1982.

Del análisis de esas referencias, se puede concluir que el costo de producción de MICARE se encuentra en niveles competitivos a nivel internacional, sobre todo si se considera que el carbón de Rfo Escondido se presenta en espesores relativamente pequeños y es geológicamente más joven que los carbones de otros países.

Para contar con órdenes de magnitud, se ha considerado conveniente referir el punto de equilibrio entre los costos de una central a base de carbón, contra una planta convencional a base de combustóleo.

De acuerdo con los "Costos y Parámetros de Referencia para la Formulación de Proyectos de Inversión en el Sector Eléctrico", de 1985, publicación de la Comisión Federal de Electricidad, los costos de inversión y de operación y mantenimiento de las termoeléctricas a base de combustóleo y carbón, considerando dos unidades de 350 MW son los siguientes en milésimas de dólar (ya que así se expresa en la industria eléctrica mundial).

CUADRO 6.7

COSTOS DE INVERSION, OPERACION Y MANTENIMIENTO
DE TERMOELECTRICAS A BASE DE COMBUSTOLEO Y CARBON
(milésimas de dólar)

CONCEPTO	TERMOELECTRICA A BASE DE:	
	COMBUSTOLEO	CARBON
Inversión	14.88	22.60
Operación y Mantenimiento	1.12	1.95
	-----	-----
Total	16.00	24.55

Hay que considerar que la eficiencia neta de conversión de los generadores de una termoeléctrica a base de combustóleo, es de 2,737.4 kcal/kwh, a partir de un poder calorífico de 10,019.44 kcal/litro de combustóleo; en tanto, la eficiencia de la carboceléctrica es de 2,970 kcal/kwh, a partir de un poder calorífico de 4,386 kcal/kg de carbón. Para que ambos tipos de centrales tengan el mismo costo, sobre la base de 25 dólares por tonelada de carbón, el barril de combustóleo debería tener un costo de 14.82 dólares y de 17.43 el barril de petróleo.

Este resultado pudiera conducir en las actuales condiciones del mercado petrolero, a la inversión en otra termoeléctrica convencional. Sin embargo, una situación coyuntural que pudiera tener una duración de hasta cinco años, no debe afectar la decisión sobre una inversión que primero, requiere de cinco años para iniciar su operación y, segundo, estará presente en la oferta energética del país durante 30 años.

La realidad es que el petróleo es un recurso mucho más valioso por sí mismo que el carbón y, además más escaso en el mundo. A pesar de que en estas fechas y en el corto plazo esta ventaja no resulta apreciable porque el mercado del petróleo actual es de vendedores; en el largo plazo siempre resultará de mayor beneficio contar con un recurso con potencialidades tan vastas como las que tienen los hidrocarburos.

En este sentido, siempre será preferible agotar un recurso que tiene muchas menos posibilidades de aprovechamiento, y que por su baja calidad ni siquiera es susceptible de exportación y cuyas reservas en el mundo son cinco veces superiores a las que se tienen de petróleo.

Como subproducto de la explotación y combustión del carbón se obtienen las cenizas que por su cuantía y características se tratan a continuación:

El análisis físico-químico de las cenizas de Río Escondido, presenta un alto contenido de óxido de sílice (60%) y alúmina (28%), además de óxido férrico (4.9%), óxido de calcio (2.4%), óxido de magnesio (1%) y otros óxidos (sodio y potasio) y compuestos químicos en proporciones menores. En cuanto a sus propiedades físicas, su peso volumétrico seco y suelto es de 824 kg/m³ y seco máximo de 1,125 kg/m³ para la ceniza volante y 720 kg/m³ y seco máximo de 1,043 kg/m³ para la ceniza de fondo, la granulometría es del 42% retenido en malla No. 325 para la ceniza volante y del 92% para la ceniza de fondo y el contenido de humedad es del 8 a 10% para la ceniza volante y del 30% para la ceniza de fondo. En cuanto a su cuantía se estima que será de 100 millones de toneladas al final de los 30 años de vida útil de las dos centrales carboeléctricas, que se tratarán de comercializar, para evitar el costo que implica enterrarlas.

MICARE inició desde 1980 un programa de comercialización de cenizas que incluye estudios, difusión, promoción y ventas; si bien este programa no ha alcanzado resultados espectaculares, ya en 1987 se vendieron 50,000 toneladas que se utilizaron para: fabricar bloques de concreto, tubería de concreto, cemento puzolánico, en concretos premezclados, en concretos de baja resistencia, como elemento de carga en la fabricación de concretos poliméricos y plásticos, como polvo aislante térmico en procesos de fundición, para cementación de pozos, para fabricación de ladrillos refractarios y cocidos, como sustituto parcial del concreto, como sustituto de agregados y para base y sub-base en caminos. En fin, que la ceniza se presta para ser utilizada en una variedad de procesos industriales y constructivos; por lo que se espera que la demanda aumente en variedad y cantidad en poco tiempo. Mientras tanto, el enterrado se realiza en bancos exclusivamente de ceniza, pensando que en el largo plazo se pueden utilizar para recuperar metales y para la fabricación de productos con mayor valor agregado.

La comercialización de las cenizas, por realizarse a nivel empresa y no a nivel proyecto, no influye en las evaluaciones económica y financiera que se presentan a continuación.

6.4 EVALUACION ECONOMICA

Para resumir los conceptos económicos del proyecto y poder contar con un indicador estandarizado que permita establecer análisis comparativos, se propone el uso del costo nivelado que es el resultado de dividir el valor presente de los egresos entre el valor presente de la producción a una tasa de descuento dada.

El flujo de egresos que se utiliza para obtener este costo se forma con las inversiones, los costos de operación y mantenimiento y los gastos de administración. Los costos de operación y mantenimiento y las inversiones son los que se indican en los subcapítulos anteriores. Los gastos de administración se calcularon como un 5% de la inversión inicial y se incluyen en ésta, para el período de ejecución del proyecto, en los siguientes años se estiman como un 10% de los costos directos de producción.

Además del flujo de egresos se incluye el programa de producción de carbón "todo-uno", con el pronóstico del contenido de cenizas que se espera en la operación para cada uno de los años. Con estos datos se calcula el programa de producción ajustado a un nivel de ceniza del 38%.

La tasa de descuento que se utilizó para esta evaluación es la representativa del costo de financiamiento de MICARE como empresa y se ubica alrededor del 14% (11.375% como costo directo del crédito - de la tasa de interés sobre saldos insolutos 8.75%, más 1.25% sobre saldos no dispuestos, más 1% de inspección y vigilancia, más 0.375% sobre saldos insolutos - a lo anterior se le incorpora un margen de maniobra para absorber las fluctuaciones del mercado financiero internacional y un margen para negociaciones internas) a precios constantes. El costo obtenido es de 23.73 dólares por tonelada de carbón con 38% de cenizas, cabe señalar que este es el costo a bocamina antes de ser quebrado, lavado y transportado y que no incluye tampoco el costo por concepto de vivienda.

A continuación se presenta el cuadro de producción, egresos y costo nivelado para la Mina IV.

CUADRO 6.8

PRODUCCION, EGRESOS Y COSTO NIVELADO PARA MINA IV

AÑO	PRODUCCION TODO-UNO	CENIZAS	PRODUCCION CON 38% DE CENIZA	INVERSION	COSTO DE PRODUCCION	COSTOS DE ADMINISTRACION	TOTAL DEL EJERCICIO
	(miles de tons)	%	(miles de tons)				
0	-	-	-	2,942	-	-	2,942
1	-	-	-	9,846	-	-	9,846
2	-	-	-	14,604	-	-	14,604
3	158	53.6	108	14,392	4,810	481	19,683
4	279	60.3	152	15,646	7,410	741	23,797
5	864	47.2	701	911	9,230	923	11,064
6	1,146	46.4	950	20,175	9,790	979	30,944
7	1,086	44.8	934	3,309	10,200	1,020	14,529
8	1,595	43.8	1,406	3,454	10,490	1,049	14,993
9	1,638	44.0	1,436	3,640	10,250	1,025	14,915
10	1,521	42.2	1,392	3,109	9,740	974	13,823
11	1,599	42.1	1,466	2,702	9,470	947	13,119
12	1,373	41.6	1,271	5,179	8,760	876	14,815
13	1,597	40.0	1,533	4,089	8,240	824	13,153
14	1,452	39.7	1,401	4,186	7,450	745	12,381
15	1,527	39.2	1,491	3,955	5,740	574	10,269
16	1,500	39.2	1,463	1,698	5,720	572	7,990
17	1,451	39.2	1,416	731	5,660	566	6,957
18	635	39.1	620	-2,909	4,710	471	2,272
TOTAL	19,421	42.2	17,740	111,659	127,670	12,767	252,096

Posteriormente se realizó un análisis de sensibilidad en el que se refleja el efecto que pueden ejercer sobre el costo nivelado, variaciones en la producción, en las inversiones, en los costos de operación y mantenimiento, en los gastos de administración y en la tasa de descuento, los resultados se presentan en los dos cuadros siguientes:

CUADRO 6.9

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL COSTO NIVELADO DE MINA IV,
VARIANDO LA PRODUCCIÓN Y LOS EGRESOS
(dólares por tonelada de carbón del 38% de cenizas)

CONCEPTO QUE VARIA	FACTOR DE VARIACION								
	0.60	0.70	0.80	0.90	1.00	1.10	1.20	1.30	1.40
Producción	39.54	33.89	29.66	26.36	23.73	21.57	19.77	18.25	16.95
Inversión	18.25	19.62	20.99	22.36	23.73	25.09	26.46	27.83	29.20
Costos de Operación y Mantenimiento	20.08	20.99	21.90	22.81	23.73	24.64	25.55	26.46	27.37
Costos de Administración	23.36	23.45	23.54	23.63	23.73	23.82	23.91	24.00	24.09
Total Egresos	14.24	16.61	18.98	21.35	23.73	26.10	28.47	30.84	33.22

Todos los anteriores precios consideran una tasa de descuento del 14%.

CUADRO 6.10

ANÁLISIS DE SENSIBILIDAD DEL COSTO NIVELADO DE MINA IV,
VARIANDO LA TASA DE DESCUENTO
(dólares por tonelada de carbón del 38% de cenizas)

	TASA DE DESCUENTO EN %								
	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Costo para diferentes tasas	20.56	21.26	22.06	22.88	23.73	24.60	25.50	26.43	27.38

De todo lo anterior podemos concluir que la mayor sensibilidad se registra en las variaciones de la producción; entre menor sea con respecto del nivel programado, el costo tiende a ser mayor en forma exponencial. Si la producción se incrementa, el costo por tonelada tiende a disminuir, pero con una elasticidad cada vez menor. La sensibilidad del costo con respecto de los costos de producción (operación y mantenimiento), es menor que con respecto de variaciones en la inversión, mientras que las variaciones en los gastos de administración ejercen poco efecto.

La influencia de la tasa de descuento provoca que por cada punto porcentual que se incrementa, el costo aumentará entre 76 y 95 centavos de dólar.

Finalmente se calculó el período de recuperación del capital considerando un precio de 23.73 dólares por tonelada con 38% de ceniza y resultó de 11 años, parámetro que confirma que las inversiones mineras son de larga maduración, con rendimientos efectivos a largo plazo.

6.5 ESTADOS FINANCIEROS

Los estados financieros que se presentan a continuación: presupuesto de ingresos, programa de inversiones y reposiciones, presupuesto de costos de operación y administración del proyecto, estado de resultados, flujo de efectivo y el balance, se presentan en dólares americanos corrientes de diciembre de 1985, para evitar distorsiones por inflación y revaluación de activos que poco contribuyen a la claridad de estos estados financieros. Además estos estados financieros fueron elaborados considerando los siguientes supuestos principales.

El monto de la inversión inicial del proyecto hasta el año 6, asciende a 113 millones de dólares. Si se considera que las dos primeras frentes largas entrarían a producir en el año 5 y la tercer en el año 7, el período preoperativo, por tanto, podría terminar en el año 5. Sin embargo, para el año 6 todavía se prevé una inversión importante, dada básicamente por el costo del equipo para la tercera frente y equipo de repuesto. Por esto se ha considerado como período de ejecución del proyecto el período 0 a 6 años.

El monto de la inversión inicial del proyecto se ha dividido en: inversión nacional; inversión extranjera; ingeniería y administración del período de construcción; y los costos de producción y administración desde el inicio de desarrollos como se presenta en el Cuadro 6.3. Los tres primeros rubros que ascienden a 78.5 millones de dólares se propone que sean financiados con un crédito del Banco Interamericano de Desarrollo (BID), y los costos de operación (34.3 millones de dólares) serán cubiertos con aportaciones de MICARE. Para calcular el financiamiento del BID se propone el siguiente procedimiento:

- Amortización de principal: 24 semestralidades a pagar entre junio del año 7 y diciembre del año 18.
- Tasa de interés sobre saldos insolutos: 8.75% anual.
- Comisión de compromiso: 1.25% anual sobre saldos no dispuestos
- Inspección y vigilancia: 1% del crédito total a pagar en 7 años en partes iguales
- Comisión de intermediación que se paga al agente financiero: 0.375% anual sobre saldos insolutos

En el cuadro siguiente se muestran los cálculos para el proyecto de crédito.

CUADRO 6.11

PROYECTO DE CREDITO PARA EL PROYECTO MINA IV
CALENDARIO DE DISPOSICIONES Y PAGOS
(miles de dólares)

AÑO	DISPOSICIONES DEL CREDITO	INTERES	COMISION DE COMPROMISO	INSPECCION Y VIGILANCIA	COMISION POR INTERMEDIACION	TOTAL INTERESES	AMORTIZACION DE PRINCIPAL	TOTAL DE PAGOS
0	2,942	129	981	112	6	1,228	-	1,228
1	9,846	688	945	112	29	1,774	-	1,774
2	14,604	1,758	822	112	75	2,767	-	2,767
3	14,392	3,026	639	112	130	3,907	-	3,907
4	15,646	4,341	459	112	186	5,098	-	5,098
5	911	5,065	264	112	217	5,658	-	5,658
6	20,175	5,988	252	113	257	6,610	-	6,610
7	-	6,870	-	-	294	7,164	6,543	13,707
8	-	6,298	-	-	270	6,568	6,543	13,111
9	-	5,725	-	-	245	5,970	6,543	12,513
10	-	5,153	-	-	221	5,374	6,543	11,917
11	-	4,580	-	-	196	4,776	6,543	11,319
12	-	4,008	-	-	172	4,180	6,543	10,723
13	-	3,475	-	-	147	3,622	6,543	10,165
14	-	2,863	-	-	123	2,986	6,543	9,529
15	-	2,290	-	-	98	2,388	6,543	8,931
16	-	1,688	-	-	74	1,760	6,543	8,303
17	-	1,145	-	-	49	1,194	6,543	7,737
18	-	573	-	-	25	598	6,543	7,141
TOTAL	78,516	65,661	4,362	785	2,814	73,622	78,516	152,138

Es importante señalar que, siguiendo la misma tónica de la evaluación económica, para efectos de la evaluación financiera, también se utilizó como indicador la tarifa de costo nivelado; esta tarifa de costo nivelado resultó ser de 23.73 dólares/tonelada.

Se considera que la relación deuda-capital óptima para el proyecto deberá ser de 60-40.

Se consideró una tasa del Impuesto sobre la Renta (ISR) del 42% y una tasa de Reparto de Utilidades a los Trabajadores (RUT) equivalente al 8%.

No fue necesario considerar Capital de Trabajo porque la producción se inicia en el año 3 y el período preoperativo termina en el año 6.

Finalmente, se estimaron los ingresos adicionales por productos financieros equivalentes al 5% del monto de caja y banco. Todas las cifras se presentan en dólares de diciembre de 1985.

CUADRO 6.12

PRESUPUESTO DE INGRESOS DEL PROYECTO MINA IV
(miles de dólares)

CONCEPTO/AÑO	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
VOLUMEN PRODUCCION (miles de toneladas)	0	0	0	158	279	864	1,146	1,086	1,595	1,638	1,521	1,599	1,373	1,597	1,452	1,527	1,500	1,451	635
PRODUCCION EQUIVALENTE AL 38% DE CENIZAS (miles de toneladas)	0	0	0	108	152	701	950	934	1,406	1,436	1,392	1,466	1,271	1,533	1,401	1,491	1,463	1,416	620
INGRESOS	0	0	0	2,563	3,607	16,635	22,544	22,164	33,364	34,076	33,032	34,788	30,161	36,378	33,246	35,381	34,717	33,602	14,713
TOTAL ANUAL	0	0	0	2,563	3,607	16,635	22,544	22,164	33,364	34,076	33,032	34,788	30,161	36,378	33,246	35,381	34,717	33,602	14,713

PROGRAMA DE INVERSIONES Y REPOSICIONES DEL PROYECTO MINA IV
(miles de dólares)

INVERSION	2,942	9,846	14,604	14,392	15,646	911	20,175	3,309	3,454	3,640	3,109	2,702	5,179	4,089	4,186	3,955	1,698	731	(2,909)
GASTOS PREOPERATIVOS	0	0	0	5,291	8,151	10,153	10,769	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
TOTAL ANUAL	2,942	9,846	14,604	19,683	23,797	11,064	30,944	3,309	3,454	3,640	3,109	2,702	5,179	4,089	4,186	3,955	1,698	731	(2,909)

PRESUPUESTO DE OPERACION Y ADMINISTRACION DEL PROYECTO MINA IV
(miles de dólares)

COSTOS DE OPERACION Y MAINTENIMIENTO	0	0	0	0	0	0	0	10,200	10,490	10,250	9,740	9,470	8,760	8,240	7,450	5,740	5,720	5,660	4,710
GASTOS DE ADMINISTRACION	0	0	0	0	0	0	0	1,020	1,049	1,025	974	947	876	824	745	574	572	566	471
REPOSICION Y AMORTIZACION	73	390	1,438	3,014	4,903	5,047	6,767	13,239	13,235	13,239	13,213	13,069	12,501	12,027	10,953	10,747	9,333	9,314	8,962
GASTOS FINANCIEROS	1,228	1,774	2,767	3,907	5,098	5,658	6,610	7,164	6,568	5,970	5,374	4,776	4,180	3,622	2,986	2,388	1,760	1,194	598
EGRESOS TOTALES	1,301	2,164	4,205	6,921	10,001	10,705	13,377	31,623	31,342	30,484	29,301	28,262	26,317	24,713	22,134	19,449	17,385	16,734	14,741

CUADRO 6.13

ESTADO DE RESULTADOS PROFORMA DEL PROYECTO MINA IV
(miles de dólares)

CONCEPTO	AÑOS																		
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
1. VENTAS DE CARBÓN	0	0	0	2,543	3,607	16,635	22,544	22,164	33,364	34,076	33,032	34,788	30,161	36,378	33,246	35,381	34,717	33,602	14,715
2. PRODUCTOS FINANCIEROS	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	45	130	330	313	593	827	1,248	1,790	2,390
3. TOTAL (1+2)	0	0	0	2,543	3,607	16,635	22,544	22,164	33,364	34,076	33,077	34,918	30,491	36,691	33,839	36,208	35,965	35,392	17,105
4. COSTO DE PRODUCCIÓN	0	0	0	0	0	0	0	10,200	10,490	10,250	9,740	9,470	8,760	8,260	7,650	5,740	5,720	5,660	4,710
5. UTILIDAD BRUTA (3-4)	0	0	0	2,543	3,607	16,635	22,544	11,964	22,874	23,826	23,337	25,448	21,731	23,451	26,389	30,468	30,245	29,732	12,395
6. GASTOS DE ADMINISTRACIÓN	0	0	0	0	0	0	0	1,020	1,049	1,025	974	947	876	824	745	574	572	566	471
7. GASTOS FINANCIEROS	1,228	1,774	2,767	3,907	5,098	5,658	6,610	7,164	6,568	5,970	5,374	4,776	4,180	3,622	2,986	2,388	1,760	1,194	598
8. DEPRECIACIÓN Y AMORTIZACIÓN	73	190	1,438	3,014	4,903	5,067	6,767	13,239	13,235	13,239	13,213	13,069	12,501	12,027	10,953	10,747	9,333	9,314	8,962
9. UTILIDAD DE OPERACIÓN (5-6-7-8)	(1,301)	(2,164)	(4,205)	(4,358)	(6,394)	5,930	9,167	(9,459)	2,022	3,592	5,776	6,656	4,174	11,978	11,705	16,759	18,580	18,658	2,364
10. ISR 40%	0	0	0	0	0	2,491	3,850	0	849	1,509	1,586	2,796	1,753	5,031	4,916	7,039	7,804	7,836	993
11. PAF 8%	0	0	0	0	0	474	733	0	162	287	302	532	334	958	936	1,341	1,486	1,493	189
12. UTILIDAD NETA (9-10-11)	(1,301)	(2,164)	(4,205)	(4,358)	(6,394)	2,965	4,584	(9,459)	1,011	1,796	1,868	3,328	2,087	5,989	5,833	8,380	9,290	9,329	1,182

CUADRO 6.14
 FLUJO DE EFECTIVO PROFORMA DEL PROYECTO MINA IV
 (miles de dólares)

CONCEPTO	AÑOS																		
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
ORIGEN DE LOS RECURSOS	2,942	9,846	14,604	20,097	24,380	13,750	34,585	13,432	15,366	16,580	16,686	18,871	16,253	22,108	20,773	24,642	24,672	24,700	11,054
GENERACION INTERNA																			
UTILIDAD NETA	(1,301)	(2,164)	(4,205)	(4,358)	(6,394)	2,965	4,584	(9,459)	1,011	1,796	1,888	3,328	2,087	5,989	5,853	8,379	9,290	9,329	1,182
DEPRECIACION Y AMORTIZACION	73	390	1,438	3,014	4,903	5,047	6,767	13,239	13,235	13,239	13,213	13,069	12,501	12,027	10,953	10,747	9,333	9,314	8,962
CREDITO B/O	2,942	9,846	14,604	14,392	15,846	911	20,175	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
APORTACIONES	1,228	1,774	2,767	7,014	10,175	2,820	1	9,348	77	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
RESERVA LEGAL	0	0	0	0	0	119	183	0	40	72	76	133	83	240	234	335	372	373	47
INCREMENTO PASIVO CIRCULANTE	0	0	0	35	50	1,888	2,875	304	1,023	1,473	1,570	2,341	1,582	3,852	3,733	5,181	5,677	5,684	663
APLICACION DE LOS RECURSOS	2,942	9,846	14,604	20,097	24,380	13,750	34,585	13,432	15,366	16,580	16,686	18,871	16,253	22,108	20,773	24,642	24,672	24,700	11,054
ACTIVOS FIJOS	2,942	9,846	14,604	14,392	15,846	911	20,175	3,309	3,454	3,640	3,109	2,702	5,179	4,089	4,186	3,955	1,698	731	(2,909)
ACTIVO DIFERIDO	0	0	0	5,291	8,151	10,153	10,769	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
REDUCCIONES DE PASIVO																			
CREDITO B/O	0	0	0	0	0	0	0	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543	6,543
INCREMENTO EN ACTIVO CIRCULANTE (Ingresos Caja y Bancos)	0	0	0	414	583	2,686	3,641	3,580	5,389	5,503	5,335	5,618	4,871	5,876	5,369	5,714	5,607	5,426	2,376
SALDO AL INICIO	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	894	2,593	6,601	6,261	11,861	16,536	24,966	35,790	47,700
SUPERAVI AL FINAL DEL AÑO	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	894	1,699	4,008	(340)	5,600	4,675	8,430	10,824	12,000
SALDO AL FINAL	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	894	2,593	6,601	6,261	11,861	16,536	24,966	35,790	47,790

**CUADRO 6.15
BALANCE PROFORMA DEL PROYECTO MINA IV
(miles de dólares)**

CONCEPTO	AÑOS																		
	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
ACTIVO CIRCULANTE																			
EFFECTIVO Y VALORES	0	0	0	0	0	0	0	0	0	894	2,593	6,601	6,261	11,861	16,536	24,966	35,790	47,790	52,854
CUENTAS POR COBRAR Y	0	0	0	385	926	3,421	6,803	10,128	15,133	20,244	25,199	30,417	34,941	40,398	45,385	50,692	55,900	60,940	63,147
CUENTAS																			
ALMACENES	0	0	0	27	66	243	483	719	1,075	1,438	1,790	2,161	2,483	2,871	3,225	3,602	3,972	4,330	4,487
PAGOS ANTECIPADOS	0	0	0	2	5	19	38	57	85	114	142	171	196	227	255	285	314	342	354
TOTAL ACTIVO CIRCULANTE	0	0	0	414	997	3,663	7,324	10,904	16,293	22,690	29,724	39,350	43,681	55,357	65,401	79,545	95,976	113,402	120,822
ACTIVO FIJO																			
PROPIEDAD PLANTA Y EQUIPO	2,942	12,788	27,392	41,784	57,430	58,341	78,516	81,825	85,279	88,919	92,028	94,730	99,909	103,998	108,184	112,139	113,837	116,548	111,659
DEPRECIACION ACUMULADA	(73)	(463)	(1,901)	(4,915)	(9,818)	(16,865)	(21,432)	(28,328)	(35,020)	(41,716)	(48,386)	(56,912)	(60,870)	(66,354)	(70,764)	(74,968)	(77,758)	(80,529)	(82,946)
TOTAL ACTIVO FIJO	2,869	12,325	25,491	36,869	47,612	43,476	56,884	53,497	50,259	47,203	43,642	39,818	39,039	37,644	37,420	37,171	36,079	34,039	28,711
ACTIVO DIFERIDO																			
GASTOS PREOPERATIVOS	0	0	0	5,291	13,442	23,595	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364
AMORTIZACION ACUMULADA	0	0	0	0	0	0	0	0	0	(6,543)	(13,086)	(19,629)	(26,172)	(32,715)	(39,258)	(45,801)	(52,344)	(58,887)	(65,430)
TOTAL ACTIVO DIFERIDO	0	0	0	5,291	13,442	23,595	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364	34,364
ACTIVO TOTAL	2,869	12,325	25,491	42,574	62,051	70,754	98,572	92,222	87,830	84,628	81,558	80,817	78,026	81,564	84,841	92,193	100,989	109,832	105,361
PASIVO CIRCULANTE																			
PROVEEDORES	0	0	0	14	34	124	246	360	546	730	908	1,096	1,259	1,435	1,635	1,826	2,013	2,194	2,273
DOCUMENTOS POR PAGAR	0	0	0	21	51	189	378	560	837	1,120	1,394	1,683	1,933	2,235	2,511	2,808	3,096	3,375	3,497
ISR Y FULT POR PAGAR	0	0	0	0	0	1,640	4,226	4,226	4,792	5,798	6,855	8,719	9,888	13,242	16,519	21,212	26,414	31,638	32,300
TOTAL PASIVO CIRCULANTE	0	0	0	35	85	1,973	4,848	5,132	6,175	7,648	9,157	11,498	13,080	16,932	20,665	25,864	31,523	37,207	38,070
PASIVO DIFERIDO																			
CREDITO B/D	2,942	12,788	27,392	41,784	57,430	58,341	78,516	71,973	65,430	58,887	52,344	45,801	39,258	32,715	26,172	19,629	13,086	6,543	0
PASIVO TOTAL	2,942	12,788	27,392	41,819	57,515	60,314	83,364	77,125	71,605	66,535	61,501	57,299	52,338	49,647	46,837	45,475	44,609	43,750	38,070
CAPITAL CONTABLE																			
APORTACIONES	1,228	3,602	5,769	12,783	22,958	25,778	25,779	35,127	35,204	35,204	35,204	35,204	35,204	35,204	35,204	35,204	35,204	35,204	35,204
RESERVA LEGAL	0	0	0	0	0	0	119	302	302	342	414	490	623	706	946	1,180	1,515	1,887	2,260
RESULTADOS ACUMULADOS DE EJERCICIOS ANTERIORES	0	(1,301)	(3,465)	(7,670)	(12,028)	(18,422)	(15,437)	(10,873)	(20,332)	(19,321)	(17,525)	(15,637)	(12,309)	(10,222)	(4,233)	1,620	9,999	19,289	26,618
RESULTADOS DEL EJERCICIO	(1,301)	(2,164)	(4,205)	(4,358)	(4,394)	2,965	4,584	(9,459)	1,011	1,796	1,688	3,328	2,087	5,989	5,853	8,379	9,290	9,329	1,182
TOTAL CAPITAL CONTABLE	(73)	(463)	(1,901)	755	4,536	10,440	15,208	15,097	16,225	18,093	20,057	23,518	25,688	31,917	38,004	44,718	54,306	66,082	67,311
PASIVO + CAPITAL	2,869	12,325	25,491	42,574	62,051	70,754	98,572	92,222	87,830	84,628	81,558	80,817	78,026	81,564	84,841	92,193	100,989	109,832	105,361

A continuación se presenta un análisis de los resultados de los estados financieros del proyecto Mina IV.

6.6 ANALISIS FINANCIERO

Los estados financieros proporcionan información que debe ser analizada e interpretada con el fin de conocer mejor una empresa o proyecto y poder manejarlo más eficientemente. Las técnicas de análisis comprenden el estudio de las tendencias y las relaciones de las causas y efectos entre los elementos que forman la estructura financiera de una empresa o proyecto, el objetivo que se persigue con estas técnicas de análisis es simplificar y reducir los datos que se examinan en términos más comprensibles para facilitar su interpretación y servir como base en la toma de decisiones.

Los principales parámetros que se utilizaron para cuantificar los resultados financieros del Proyecto Mina IV, son tres:

- La relación deuda-capital, como indicador de posición financiera, es decir, para mostrar hasta qué grado el proyecto se ha enajenado o consolidado
- El endeudamiento neto, como indicador del flujo de efectivo, para mostrar la capacidad que tiene el proyecto para cubrir sus obligaciones con recursos propios.
- El rendimiento, como indicador del estado de resultados; este indicador adopta dos facetas desde la perspectiva de las proyecciones financieras, la primera en las utilidades que permiten precisar los beneficios que obtendrán los accionistas y la segunda que está dada por la suma de las utilidades e intereses que, referidos al activo total, permiten establecer parámetros sobre el rendimiento del capital o del proyecto en su conjunto.

En el Cuadro 6.16 se presenta la relación deuda-capital del proyecto año con año y en la columna deuda-capital podemos observar cómo el proyecto hasta el año 4 está totalmente enajenado, pero a partir del año 5 en que entra en operación, la situación mejora y en tres años (del 5 al 7) alcanza la relación deuda-capital óptima de 60-40; para de ahí en adelante seguir mejorando esta relación y lograr hacia el final de la vida del proyecto cancelar totalmente la deuda, generando además una importante acumulación de capital contable. El análisis de la relación deuda-capital, nos permite, confirmar lo que ya se había observado en la evaluación económica, que este tipo de inversiones son de larga maduración, pero que no por ello dejan de ser sumamente atractivas.

CUADRO 6.16

RELACION DEUDA-CAPITAL DEL PROYECTO

AÑO	DEUDA (miles de dólares)	CAPITAL CONTABLE ACUMULADO (miles de dólares)	RELACION DEUDA-CAPITAL
0	2,942	(73)	100-0
1	12,788	(536)	100-0
2	27,332	(2,437)	100-0
3	41,784	(1,682)	100-0
4	57,430	2,854	95-5
5	58,341	13,294	81-19
6	78,516	28,502	73-27
7	71,973	43,599	62-38
8	65,430	59,824	52-48
9	58,887	77,917	43-57
10	52,344	97,974	35-65
11	45,801	121,492	27-73
12	39,258	147,180	21-79
13	32,715	179,097	15-85
14	26,172	217,101	11-89
15	19,629	263,819	7-93
16	13,066	320,199	4-96
17	6,543	386,281	2-98
18	0	453,592	0-100

En lo que se refiere al endeudamiento neto del proyecto, es posible apreciar en las proyecciones de flujo de efectivo (Cuadro 6.14), que a partir del final del año 9 se empieza a acumular un Superávit año con año; a excepción del año 12 que requiere de una aportación para redondear las necesidades de recursos financieros. Estos excedentes llegan a ser realmente significativos (52.8 millones de dólares) y se pueden canalizar a:

- Cubrir el monto de las aportaciones que ascienden a un total acumulado de 35.2 millones de dólares que se acumulan del año 0 al año 8.
- Al financiamiento de nuevos proyectos, que como se vió en el renglón de la demanda, deberán substituir al Proyecto Mina IV en el suministro de carbón a la termoeléctrica Carbón II.
- Al pago anticipado de la deuda con el Banco Interamericano de Desarrollo, reduciendo con ello el pago de intereses y comisiones, además de liberar recursos que podrán canalizarse a otros proyectos.

En lo que se refiere a la primera faceta del rendimiento, es decir, en cuanto a las utilidades en función del capital social o de las aportaciones, esto es, qué tanto podrán esperar los accionistas en retribución por haber aportado capital al proyecto; podemos observar en el Cuadro 6.17 que la relación utilidad-capital expresada como un rendimiento porcentual, no alcanza niveles positivos sino hasta el año 14, pero también, cabe observar que al final de la vida del proyecto el rendimiento global es del 85%, lo cual significa, que los accionistas no podrán recuperar el total de su inversión vía utilidades, por lo que tendrán que darle un manejo más dinámico al Superávit generado a partir del final del año 9 (ver Cuadro 6.14) para compensar esta situación. También cabe aclarar que el precio del carbón se fijó a partir del costo nivelado, por lo que para revertir esta situación del bajo rendimiento, habría que estudiar la posibilidad de incrementar el precio hasta alcanzar un mejor nivel de rendimiento.

En cuanto a la segunda faceta del rendimiento, es decir, del rendimiento integral del proyecto (Cuadro 6.18) que se puede medir dividiendo la suma de utilidades acumuladas e intereses acumulados entre el activo total acumulado; el proyecto obtiene resultados positivos y ascendentes a partir del año 5 y el rendimiento alcanza un 98.14% al final de la vida del proyecto, lo cual quiere decir que cuando termine el proyecto, éste alcanzará prácticamente el equilibrio entre los recursos financieros que genera y las inversiones en activos que se tienen que realizar para a su vez generar utilidades e intereses. Otra vez cabe señalar que esto ocurre porque el precio de venta se calculó en función de costos

nivelados y que si se quisiera modificar esta situación, basta incrementar el precio de venta del carbón, modificar los estados financieros y realizar nuevos análisis con base en la metodología aquí propuesta.

CUADRO 6.17

RENDIMIENTO EN FUNCION DE LAS APORTACIONES

AÑO	UTILIDAD ACUM. (miles de dólares)	APORTACIONES ACUM. (miles de dólares)	RENDIMIENTO %
0	(1,301)	1,228	-106
1	(3,465)	3,002	-115
2	(7,670)	5,769	-133
3	(12,028)	12,783	-94
4	(18,422)	22,958	-80
5	(15,457)	25,778	-60
6	(10,873)	25,779	-42
7	(20,332)	35,127	-58
8	(19,321)	35,204	-55
9	(17,525)	35,204	-50
10	(15,637)	35,204	-44
11	(12,309)	35,204	-40
12	(10,222)	35,204	-29
13	(4,233)	35,204	-12
14	1,620	35,204	5
15	9,999	35,204	28
16	19,289	35,204	55
17	28,618	35,204	81
18	29,800	35,204	85

CUADRO 6.18

RENDIMIENTO EN FUNCION DEL ACTIVO TOTAL

AÑO	UTILIDAD ACUM. (miles de dólares)	INTERESES ACUM. (miles de dólares)	TOTAL UT + INT. ACUM. (miles de dólares)	ACTIVO TOTAL ACUM. (miles de dólares)	RENDIMIENTO %
0	(1,301)	1,228	(73)	2,869	-2.54
1	(3,465)	3,002	(463)	12,325	-3.76
2	(7,670)	5,769	(1,901)	25,491	-7.46
3	(12,028)	9,676	(2,352)	42,754	-5.50
4	(18,422)	14,744	(3,678)	62,051	-5.93
5	(15,457)	20,432	4,957	70,754	7.03
6	(10,873)	27,042	16,169	98,572	16.40
7	(20,332)	34,206	13,874	92,222	15.04
8	(19,321)	40,774	21,453	87,830	24.43
9	(17,525)	46,744	29,219	86,628	34.53
10	(15,637)	52,118	36,481	81,558	44.73
11	(12,309)	56,894	44,585	80,817	55.17
12	(10,222)	61,074	50,852	78,026	65.17
13	(4,233)	64,696	60,463	81,564	74.13
14	1,620	67,682	69,302	86,841	81.68
15	9,999	70,070	80,069	92,193	86.85
16	19,289	71,830	91,119	100,989	90.23
17	28,618	73,024	101,642	109,832	92.54
18	29,800	73,622	103,422	105,381	98.14

Como conclusión del análisis de los estados financieros que aquí se presentan, podemos decir que al igual que todas las inversiones en recursos naturales no renovables, la inversión en el proyecto minero Mina IV requiere de un largo período de maduración, pero que una vez que alcanza la madurez, genera un importante Superávit anual del que, si se hace un manejo adecuado, puede hacer mucho más atractivo financieramente el proyecto y finalmente que por la forma en que se calculó el precio de venta del carbón, los rendimientos que genera el proyecto están en equilibrio, situación que se puede revertir modificando el precio de venta.

7. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

7.1 CONCLUSIONES

- Si bien, las reservas técnica y económicamente explotables de carbón térmico en México son modestas, es el momento de aprovecharlas, ya que, el carbón no compete con otras fuentes de energía, las complementa. Permite hacer un uso más racional de las reservas petrolíferas, además de dar tiempo para desarrollar fuentes alternativas de energía (solar, eólica, mareas, biomasa y nuclear).
- Mucho falta por hacer para incorporar nuevas tecnologías a la práctica de la Minería en México; aquí se presentan algunos aspectos (como la geoestadística) para los que ya existen las condiciones para implantarlos.
- Se ha llegado a la conclusión de utilizar el método de Frentes Largos; no por ser el más moderno, sino, por ser el más eficiente y seguro, además, de permitir el máximo aprovechamiento del yacimiento.
- Una vez descritos los recursos, es posible, pensar en optimizarlos, o bien, en buscarles sustitutos técnica y económicamente viables.
- Se plantea utilizar Ruta Crítica como método de control del proyecto, por considerar, que es posible establecerlo sin mayores dificultades y porque empleándolo adecuadamente, se garantizan en buena medida los resultados del proyecto, ya que permite corregir las desviaciones oportunamente.
- La factibilidad económica del proyecto está plenamente demostrada, para una inversión de larga maduración, con rendimientos efectivos a largo plazo. En cuanto a la factibilidad financiera, ésta, se presenta ajustándola a la realidad, pero se han planteado las diferentes alternativas del manejo de la carga financiera e incluso de incremento de las utilidades.
- El desarrollar un estudio de factibilidad técnico-económica no es sólo con el fin de demostrar su viabilidad, sino para que, durante el desarrollo del proyecto, en su puesta en marcha y ya en la operación del mismo, se dé una sincronización tal, que permita una continua sistematización de dichas operaciones, facilitando con ello la labor cotidiana de quienes laboran en la empresa.

- Este estudio presenta en forma ordenada todos los aspectos que requiere una mina subterránea de carbón no-coquizable para su funcionamiento; y el autor piensa que la faceta más importante del mismo, es lo que se haga con este trabajo y con otros muchos esfuerzos para elevar el nivel de la Ingeniería Minera Mexicana y en especial de la rama del carbón.

7.2 RECOMENDACIONES

- Revisar las evaluaciones de reservas integrando grupos multidisciplinarios de expertos en diversas especialidades con ingenieros de operación para que los resultados sean más reales y más fácilmente aplicables al diseño y a la realización de proyectos.
- Sería muy interesante estudiar la posibilidad de sustituir materiales tradicionalmente utilizados, por otros cuya tecnología sea accesible.
- Seguir implantando programas como el de sustitución de importaciones que permitan no sólo el ahorro de divisas, sino, el desarrollo de una industria de bienes de capital paralela al desarrollo de proyectos mineros.
- Establecer estándares de operación (por ejemplo de frentes largos y mineros continuos) y de producción a nivel regional y nacional.

BIBLIOGRAFIA

AHMSA, 1970, *Manual de Diseño*. México.

ALVAREZ, JR, L., 1969, *Apuntes de Geología*. Facultad de Ingeniería. UNAM. México.

BERLANGA, G.J.M., 1985, *Reservas Económicas de Carbón. Evaluación Integral Cuenca Carbonífera Fuentes-Río Escondido, Coah.* Publicación Interna de MICARE. México.

BANCO MUNDIAL, 1980, *Energy in the Developing Contries*. World Bank Press. EE.UU.A.

CASTRO, B.A., Y LESSA, C.F., 1969, *Introducción a la Economía. Un Enfoque Estructuralista*. Siglo Veintiuno Editores. 29a Edición 1979. México. pág. 15-17.

C.F.E., DEPARTAMENTO DE ESTUDIOS CARBONIFEROS., 1985, *Informe Geológico de la Cuenca Carbonífera Fuentes-Río Escondido, Coah.* Publicación Interna de C.F.E. México.

CONSULTORES EN INGENIERIA, PLANEACION Y SISTEMAS, S. A., 1980, *Estudio de Impacto Regional de MICARE*. México.

GUTIERREZ, A.F., 1965, *Los Estados Financieros y su Análisis*. Fondo de Cultura Económica, Cuarta Reimpresión 1985. México.

INEGI, 1983, *X Censo General de Población y Vivienda*. México.

JENNINGS, W., 1981, *How to Negotiate and Administer a Coal Supply Agreement*. Mc Graw Hill. EE.UU.A.

MICARE, 1984, *Estudio de Factibilidad del Lavado de Carbón para la Central Río Escondido, Coah.* Publicación Interna de MICARE. México.

MICARE, 1984, *Uso del Carbón Importado para Generar Energía Eléctrica en Lázaro Cárdenas*. Informe Preliminar Editado. México.

MICARE, 1985, GERENCIA DE NUEVOS PROYECTOS., *Ingeniería Básica Mina IV*. Publicación Interna de MICARE. México.

MICARE, 1986, *Informe de Actividades, Comercialización de Cenizas. Enero-Julio 1986*.
Publicación Interna. México.

NEWMAN, W.H. Y WARREN, E.K., 1961, *The Process of Management*. Prentice Hall. 4a.
Edición, 1977. EE.UU.A.

OBREGON, A.J.J., 1978, *Programación con Ruta Crítica*. México.

PITT, G.S. Y MILLWARD, G.R., 1979, *Coal and Modern Coal Processing: An Introduction*.
Academic Press. Inglaterra.

PETROVIC, L.J., 1984, *Questions & Answers, on Coal Supply Agreements*. Mc Graw Hill.
EE.UU.A.

SIDERI, S. Y JOHNS, S., 1980, *Mining for Development in the Third World*. Pergamon
Policy Studies. EE.UU.A.

STEFANKO, R., 1983, *Coal Mining Technology, Theory and Practice*. AIME. EE.UU.A.