

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO



FACULTAD DE INGENIERÍA

ANÁLISIS DEL CAMBIO EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN, MINERA LAS CUEVAS, SAN LUIS POTOSÍ



T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A :
DANIEL FERNANDO ROJO AGUILAR

ASESOR: ING. MAURICIO MAZARI HIRIART

MÉXICO, D.F. ENERO

2004

TESIS CON
FALLA DE ORIGEN



Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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

ESTA TESIS NO SALE
DE LA BIBLIOTECA

1981
MAY 10 1981



**UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA
DE MÉXICO**

FACULTAD DE INGENIERÍA

ANÁLISIS DEL CAMBIO EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN,
MINERA LAS CUEVAS, SAN LUIS POTOSÍ.

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TÍTULO DE
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A
DANIEL FERNANDO ROJO AGUILAR



ASESOR: ING. MAURICIO MAZARI HIRIART

MÉXICO, D. F.

ENERO 2004

AGRADECIMIENTOS

A mi mamá: Florinda Rojo Aguilar, por su amor, cariño y paciencia. Desde pequeño he visto el esfuerzo que has realizado para hacer de tus hijos hombres de bien y orgullosos de sus raíces. Hoy, tu trabajo se ve cristalizado, gracias de todo corazón.

A mi familia y amigos por su apoyo incondicional.

A la Universidad Nacional Autónoma de México, quién templó mi corazón en el camino de la rectitud y complemento las bases éticas y morales para ser un mexicano y profesionista al servicio de mi país.

A todos mis profesores por compartir sus conocimientos y fomentar la excelencia académica.

A mis compañeros de la universidad por lo que vivimos y compartimos en esta etapa de nuestras vidas.

A La Compañía Minera Las Cuevas, por permitirme desarrollar el presente trabajo, gracias por las facilidades que me brindaron durante mi estancia y por la sincera amistad de cada uno de los ingenieros y personas que de alguna forma me ayudaron para llevar a buen término mi trabajo de tesis.

Daniel Fernando Rojo Aguilar



UNIVERSIDAD NACIONAL
AUTÓNOMA DE
MÉXICO

FACULTAD DE INGENIERÍA
DIRECCIÓN
60-I-522

SR. DANIEL FERNANDO ROJO AGUILAR
Presente

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

**ANÁLISIS DEL CAMBIO EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN, MINERA LAS CUEVAS,
SAN LUIS POTOSÍ**

- I INTRODUCCIÓN**
- II GEOLOGÍA**
- III MÉTODO DE EXPLOTACIÓN COMBINADO 1990-2001**
- IV MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TUMBE POR SUBNIVELES
CON BARRENACIÓN EN ABANICO 2002**
- V EVALUACIÓN FINANCIERA**
- VI CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES
BIBLIOGRAFÍA**

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

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

Atentamente
"POR MI RAZA HABLARÁ EL ESPÍRITU"
Cd. Universitaria, D. F., a 23 de mayo de 2003
EL DIRECTOR


M. en C. GERARDO FERRANDO BRAVO

GFB*JAGC*gtg


ÍNDICE

	PÁGINA
INTRODUCCIÓN	VI
I. GENERALIDADES	1
I.1 Características de la fluorita	2
I.2 Usos de la fluorita	3
I.3 Grados de la fluorita	4
I.4 Características del mineral de las cuevas	6
I.5 Localización de Las Cuevas	6
I.6 Vías de comunicación	6
I.7 Clima y vegetación	8
I.8 Flora y fauna	8
I.9 Antecedentes históricos	8
II. GEOLOGÍA	
II.1 Geología general	9
II.2 Yacimiento mineral	11
II.3 Reservas minerales	15
III. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN COMBINADO (1990-2001)	
III.1 Generalidades	21
III.1.1 Acceso a la mina	21
III.1.2 Trabajos en el nivel	22
III.1.3 Trabajos en el subnivel	22
III.2 Método de explotación	23
III.2.1 Desarrollo y preparación	23
III.2.3 Tumbe de pilares	24
III.2.4 Rezagado, acarreo y manteo	25
IV. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TUMBE POR SUBNIVELES CON BARRENACIÓN EN ABANICO (2002)	
IV.1 Selección del método de minado	32
IV.2 Implantación del sistema de tumbe por subniveles	34
IV.3 Plantilla de barrenación en abanico de producción	42
IV.4 Abanico típico de 9 barrenos para producción	44
IV.5 Estándares de operación	47
IV.6 Requerimiento de aire para ventilación	51
IV.7 Manejo del mineral	54

ÍNDICE

	PÁGINA
V. EVALUACIÓN FINANCIERA	
V.1 Características	56
V.2 Inversión de equipo	57
V.3 Costos de producción	61
V.4 Costos de producción 2000	63
V.5 Costos de producción 2001	64
V.6 Costos de producción 2002	65
V.7 Comparativo costos de producción 2000-2001	66
V.8 Comparativo costos de producción 2001-2002	67
V.9 Comparativo costos de producción 2000-2002	68
VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	
VI.1 Conclusiones	69
VI.2 Recomendaciones	70

BIBLIOGRAFÍA

INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Las Cuevas se funda el 5 de septiembre de 1953 con el descubrimiento del yacimiento de fluorita más grande del mundo en el estado de San Luis Potosí. En 1957 la compañía fue adquirida por una subsidiaria de Noranda Mines Ltd de Canadá bajo ésta dirección, la mina fue ampliada mediante dos tiros y trabajos subterráneos.

En el año de 1968, la compañía Noranda Mines Ltd de Canadá, vendió el 51% de las acciones a inversionistas mexicanos. Desde 1986, el Grupo Industrial CAMESA (Cables Mexicanos, S.A.) tomó el control de la Compañía Minera Las Cuevas, que continua hasta la fecha.

En La Compañía Minera Las Cuevas se obtienen los siguientes productos:

Fluorita grado metalúrgico. 60 al 80 % de fluoruro de calcio (CaF_2).
Granulometría: $-5.08 \text{ cm} + 3.175 \text{ cm}$ ($-2'' + 1 \frac{1}{4}''$).

Fluorita, concentrado grado ácido. + 97% de fluoruro de calcio (CaF_2).
Granulometría: -0.635 cm ($-1/4''$)

Por tratarse de un mineral no metálico, la Compañía Minera Las Cuevas trabaja sobre pedido; sus clientes le solicitan la calidad de la fluorita grado metalúrgico o concentrado grado ácido y las leyes de fluoruro de calcio (CaF_2), carbonato de calcio (CaO_3) y sílice (SiO_2) que deben de tener.

Por tal motivo se planeó el cambio del método de explotación, ya que el anterior dificulta cumplir con dichos criterios. Además el método seleccionado debe ser flexible y garantizar la inmediata disponibilidad del mineral, es decir, producir y vender para no tener inventarios de mineral.

En la tesis se analizan los aspectos técnicos de los métodos de explotación combinado (1990-2000), experimental (2001) y tumbe por subniveles con barrenación en abanico (2002), los criterios de preparación, desarrollo y explotación para cada uno de ellos. Además se hace un estudio comparativo de los costos directos e indirectos para los años 2000, 2001 y 2002. Y la inversión para los nuevos equipos de barrenación, rezagado y acarreo, para tratar de mostrar las ventajas técnicas y financieras para realizar el cambio del método de explotación.

En el periodo 1990-2000, se trabajó con un método de explotación que combinaba varios métodos:

- ❖ Tumbe sobre Carga
- ❖ Cuartos y Pilares
- ❖ Hundimiento de Bloques

Con este método combinado, se realizaban una mayor cantidad de obras de preparación y desarrollo; el método no era selectivo; en la etapa de tumbe sobre carga no se tenía una disponibilidad inmediata del mineral, solo 1/3 de cada uno de los rebajes; además se contaba con grandes inventarios, 2/3 partes de mineral quebrado en los rebajes. Los clientes de las cuevas solicitan fluorita con diversas características, con este método de explotación era difícil cumplir con los parámetros de calidad, ya que el método no era selectivo en la etapa de tumbe. Los costos de producción en periodo 1990-2000 en promedio fué de 23.90 dólares norteamericanos por tonelada producida.

Antes de implantar el nuevo método de explotación, en el año 2001 se puso en marcha un rebaje experimental en una parte de yacimiento; el objetivo establecer y conocer las variables del nuevo método; ampliación de las obras principales, la adquisición de nuevos equipos, los ciclos de trabajo, criterios de producción, y ventilación; se diseñó un sistema de tumbe por subniveles con pilares en el nivel y subnivel. Con este método, el costo por tonelada en el año 2001 fue de 17.20 dólares norteamericanos.

El método seleccionado fue: Tumbe por Subniveles con Barrenación en Abanico.

Con el nuevo método de explotación, se obtiene una mejor administración de los recursos humanos y técnicos lo cual se refleja en un ahorro en los costos directos e indirectos, y en un menor costo por tonelada producida, 14.35 dólares norteamericanos.

I. GENERALIDADES

I.1 CARACTERÍSTICAS DE LA FLUORITA

La fluorita (espato flúor) está compuesta por fluoruro de calcio CaF_2 , técnicamente 51.1 % calcio y 48.1 % de flúor y un 0.8 % de otros elementos.

El desarrollo de la flotación selectiva, en 1920, permitió separar la fluorita de otros minerales accesorios; con este método se incrementó la producción de concentrado de fluorita.

La fluorita cristaliza en el sistema isométrico, formada por cristales cúbicos u octahedrales o una combinación de ambos.

La fluorita cristalina exhibe un rango de colores, los cuales van desde el azul claro, al amarillo, verde, rosa, negro, púrpura y café. [1]

Ciertas fluoritas son fluorescentes y por esta propiedad recibe su nombre ya que fue el primer mineral en el cual se observó este fenómeno. La fluorescencia es la propiedad de algunas sustancias de hacerse luminosas o de desprender un fulgor propio cuando han sido expuestas a una luz muy viva.

Un aspecto importante de la fluorita es su bajo punto de fusión; esta característica la hace muy valiosa en aplicaciones industriales.

En la escala de Mohs la fluorita es grado 4, su peso específico es de 3.01 a 3.6 y su lustre es vítreo no metálico.

I.2 USOS DE LA FLUORITA

La fluorita es un mineral que hace mucho tiempo se utilizó como piedra preciosa decorativa por desconocerse sus propiedades y empleo, pero en la actualidad es un mineral de muchas aplicaciones.

La fluorita tiene aplicaciones en la fabricación de ácido fluorhídrico (HF). Es un material esencial en la fabricación de criolita sintética y de fluoruro de aluminio para la industria del aluminio y otras aplicaciones de la industria química.

El ácido fluorhídrico es la base en prácticamente toda la industria química del flúor. Para obtener una tonelada de ácido fluorhídrico (HF), son necesarias 2.2 toneladas de fluorita grado ácido (97 % CaF_2). El ácido (HF) se produce con la reacción de la fluorita con ácido sulfúrico, produciendo fluoruro de hidrógeno y sulfato de calcio.

El ácido fluorhídrico es extremadamente corrosivo y debe almacenarse en contenedores de plomo, acero o plástico. Este ácido disuelve el vidrio, lo que lo hace útil para su grabado; ejemplos de ello son las divisiones de los termómetros y los dibujos grabados en vajillas y cerámicas. [1]

Los compuestos de flúor tienen muchas aplicaciones. Los clorofluorocarbonos, ciertos líquidos o gases inodoros y no venenosos, como el freón, se usan como agentes dispersantes en los vaporizadores de aerosol y como refrigerante.

Sin embargo, en 1974, grupos de científicos sugirieron que esos productos químicos llegaban a la estratósfera y estaban destruyendo la capa de ozono de la Tierra. Con la confirmación de estos descubrimientos al final de la década de 1980, la fabricación de esos productos químicos empezó a eliminarse por etapas.

Otro producto químico, el teflón, un plástico de flúor muy resistente a la acción química, se usa ampliamente para componentes en la industria automovilística, y también como recubrimiento antiadherente de la superficie interior de las sartenes y otros utensilios de cocina con el fin de reducir la necesidad de grasas al cocinar. Muchos compuestos orgánicos de flúor desarrollados durante la II Guerra Mundial mostraron un amplio potencial comercial. Por ejemplo, los hidrocarburos líquidos fluorados derivados del petróleo son útiles como aceites lubricantes muy estables.

El hexafluoruro de uranio, que es el único compuesto volátil del uranio, se usa en el proceso de difusión gaseosa para proporcionar combustible a las plantas generadoras de energía.

En la industria del acero y en la fundición de hierro y sus aleaciones, cuando la fluorita (grado metalúrgico 60 % - 85.0 % CaF_2) se agrega a una escoria metalúrgica, ocasiona una gran fluidez de la misma y disminuye la temperatura del proceso.

En la industria del acero se usa en los hornos eléctricos se agrega en cantidad de 0.9 kg a 9.0 kg (2 a 20 lb) por tonelada de acero producido; lo cual tiene por objetivo promover la fluidez de la escoria y facilitar los cambios en el azufre y fósforo para el acero en la escoria. La fluorita tiene el mismo propósito en la fundición del hierro donde se agrega en proporción de 6.8 kg a 9.0 kg (15 a 20 lb) por tonelada de metal fundido.

En la industria de la cerámica se utiliza para la obtención de esmaltes, pastas, vidrios coloreados, opacos y opalescentes, aprovechando su poder opacificante, para el revestimiento de ladrillos y vitrolita y en la fabricación de lentes de microscopio. [1]

I.3 GRADOS DE LA FLUORITA

Son 3 los principales grados de la fluorita:

- Grado ácido.
- Grado metalúrgico
- Grado cerámico

Grado ácido. Empleado en la producción de ácido fluorhídrico (HF) [3]

Mínimo de fluoruro de calcio	97.0 %
Máximo de sílice	1.50 %
Máximo de carbonato de calcio	1.25 %
Máximo de pentóxido de fósforo	550 ppm
Máximo de azufre	0.03 %
Máximo de arsénico	500 ppm

Toda la fluorita de grado ácido debe estar en forma de concentrado o finos secos, deben tener una humedad menor del 10% y los finos secos deben tener una humedad menor del 1%.

Grado metalúrgico. Empleado en la industria del acero y en la fundición de hierro

Mínimo de fluoruro de calcio	60 % - 85.0 %
Máximo de sílice	1.50 % -2.0%
Máximo de carbonato de calcio	1.25 %
Máximo de azufre	0.03 %
Máximo de arsénico	500 p p m

Toda la fluorita debe estar entre las mallas de – 5.08 cm + 3.175 cm (- 2” + 1 ¼”), los finos de la fluorita son indeseables en la manufactura del acero porque se pierden en el tiro de aire de los hornos o flotan en la superficie en vez de mezclarse con el acero fundido.

Grado cerámico.

Mínimo de fluoruro de calcio	95 % - 96.0 % alto
Mínimo de fluoruro de calcio	93 % - 94.0 % medio
Mínimo de fluoruro de calcio	85 % - 90.0 % bajo
Máximo de sílice	2.5 %
Máximo de carbonato de calcio	0.12 %

La fluorita de grado cerámico requerida por la industria del vidrio y el esmalte, no tiene especificaciones fijas y generalmente es un producto de grano fino de composición intermedia a la de los otros grados.

Cristales ópticos.

Los cristales grandes y perfectos de fluorita, tienen un bajo índice de refracción ($n = 1.4339$), dispersan la luz débilmente y normalmente no producen doble refracción.

Estas propiedades hacen que los cristales claros se aprovechen para la fabricación de lentes para microscopio de gran potencia para corregir en ellos los errores de esfericidad y cromáticos.

Evidentemente la fluorita óptica debe estar libre de imperfecciones o inclusiones y es preferible que sea transparente como el agua. También se emplea para la fabricación de prismas destinados a la espectroscopia del infrarrojo y el ultravioleta y otros instrumentos en los que conviene que haya transparencia en ambos extremos del espectro.

I.4 CARACTERISTICAS DEL MINERAL DE LAS CUEVAS

De lo anterior se hace notar la necesidad de un método de explotación, que permita hacer selectiva la extracción de la fluorita. Ya que los clientes solicitan fluorita con características muy específicas.

En la unidad minera Las Cuevas, el mineral que se recibe directo de mina se procesa y se genera el 50% de finos y el 50% de grava metalúrgica.

En las tablas 1, 2 y 3 se muestran los productos grado metalúrgico y concentrados que se obtienen en la mina.

Piedra Grande	-10.16 cm + 5.08 cm (- 4" + 2")
Metalúrgico Stándard	-5.08 cm + 3.175 cm (- 2" + 1 ¼")
Granzón	-3.175cm + 1.111 cm (- 1 ¼" + 7/16")
Pea Size	-1.27 cm + 0.635 cm (-1/2" + ¼")
Small Size	-0.635 cm + 0.317 cm (-1/4" + 1/8")
Finos	-0.635 cm (-1/4")

TABLA 1

La calidad de la grava metalúrgica es:

CaF ₂	86 a 90 %
SiO ₂	5 a 7 % Máx.
CaCO ₃	2 a 8 % Máx.
<i>TABLA 2</i>	

Concentrados producidos en la unidad minera.

	CaF ₂	SiO ₂	CaCO ₃	Granulometría
Estándar	97% mínimo	1.0% máximo	1.0% máximo	30 % - 325# mínimo
Fino	97% mínimo	0.8 % máximo	0.5% máximo	55 % - 325# mínimo
Grueso	97% mínimo	1.0% máximo	1.0% máximo	30 % - 325# mínimo
<i>TABLA 3</i>				

I.5 LOCALIZACIÓN GEOGRÁFICA

Los cuerpos mineralizados que actualmente trabaja la Compañía Minera Las Cuevas, S.A. de C.V., se localizan en las estribaciones de la Sierra de Álvarez, que se encuentra en la parte Occidental de la Sierra Madre Oriental.

El Mineral de "Las Cuevas", se encuentra ubicado en el poblado de Santa Rosa de la Salitrera, perteneciente al Municipio de Villa de Zaragoza, que se localiza en el Estado de San Luis Potosí; está situado a 51 Km al Sureste de la Ciudad de San Luis Potosí. (Ver figura 1)

Como coordenadas geográficas tiene:

Latitud Norte (N) 21° 55' 42"

Longitud Oeste (W) 100° 32' 39"

Altitud sobre el nivel del mar del brocal del Tiro No. 1: 1878.110 metros.

Presión Atmosférica 603 mm.

Declinación Magnética 9° 30' E.

Su máxima elevación es de 1 878 metros sobre el nivel medio del mar.

La fuente principal de trabajo es la minería, aunque en mediana intensidad son explotadas la agricultura y la ganadería. [1]

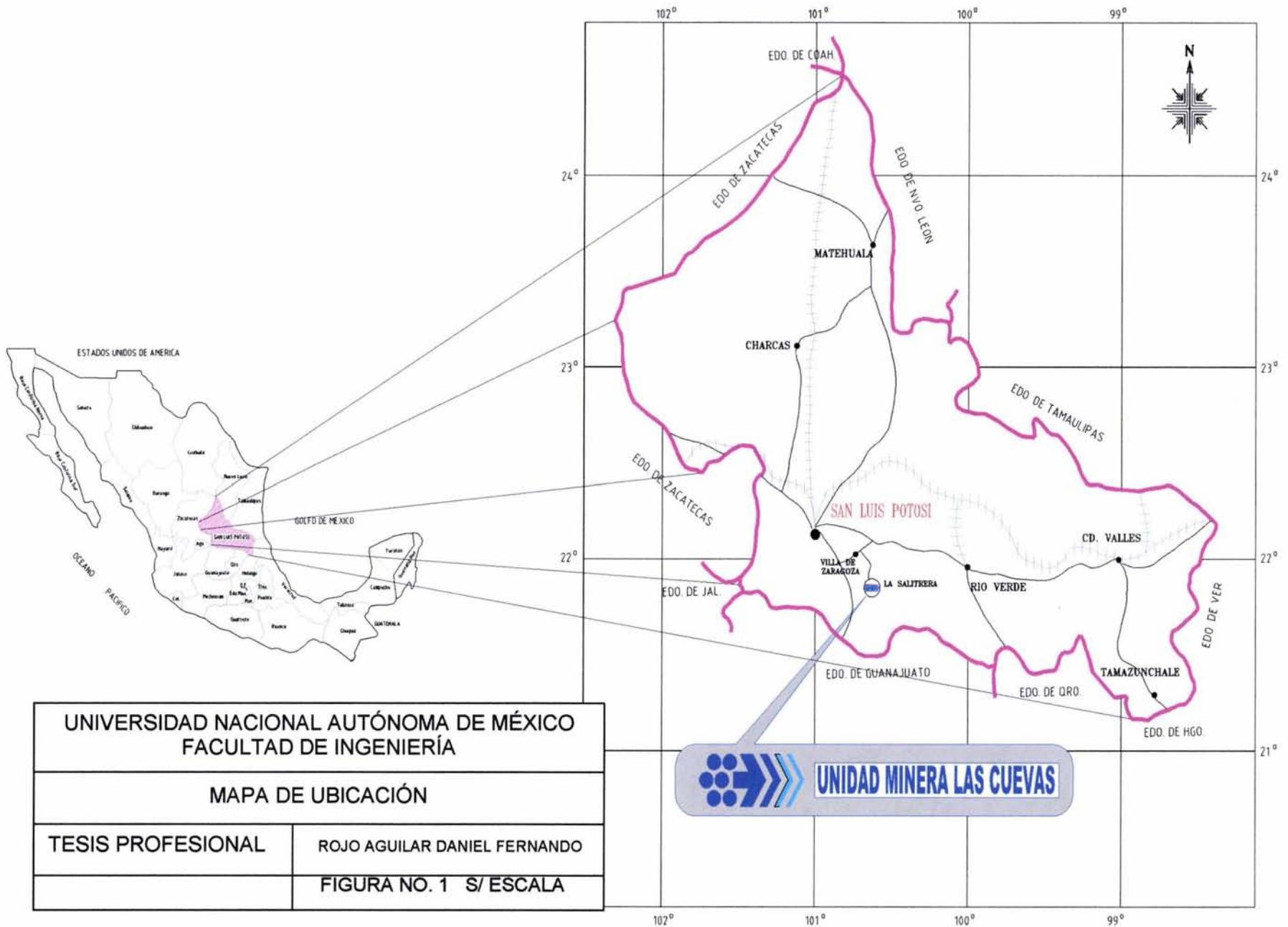
I.6 VÍAS DE COMUNICACIÓN

El acceso al poblado de Santa Rosa de la Salitrera, Villa de Zaragoza, S.L.P., se efectúa por tierra a través de una carretera pavimentada que parte de la ciudad de San Luis Potosí, rumbo a las ciudades de Río Verde, Valles y Tampico, en la que a la altura del kilómetro 23, hay una desviación a una carretera de terracería en buenas condiciones que conduce al Poblado de Santa Rosa de la Salitrera. Como puntos intermedios están los poblados de San Antonio de la Sauceda, Villa de Zaragoza, la Cieneguilla, El Puerto del Ranchito y el Ranchito de Juárez.

I.7 CLIMA Y VEGETACIÓN

El clima de esta región puede considerarse como templado de altura. En primavera y verano, la temperatura sobrepasa los 22°C y en invierno desciende hasta alcanzar los 2°C bajo cero, ocasionando fuertes heladas y en algunas ocasiones nevadas.

Las precipitaciones pluviales tienen lugar en verano y otoño, con un promedio anual de 500 a 590 mm.; en el mes de febrero en la temporada de ciclones la lluvia dura hasta 15 días. Los vientos son moderados alcanzando su mayor intensidad a fines de marzo. [1]



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
MAPA DE UBICACIÓN	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA NO. 1 S/ ESCALA

I.8 FLORA Y FAUNA

En esta región la vegetación es riquísima, pues en la parte alta se puede apreciar gran variedad de coníferas como: pinos, cedros y otras, todas maderables, siguiendo hacia la parte baja, se pueden observar las variedades de robles y encinos que como las anteriores también se aprovechan económicamente, aunque en más baja escala. En las márgenes del Río Juárez se ve una vegetación compuesta de jarales, álamos y sauces. Los habitantes cultivan árboles frutales como el durazno, manzano, membrillo y aguacate.

La fauna está representada por una gran variedad de géneros, ya que en los alrededores se pueden localizar venados de cola blanca, armadillos, ardillas, zorras, liebres, conejos y otros animales menores. En las especies voladoras existe una gran variedad, desde palomas silvestres, codorniz, correcaminos, pavo silvestre y aves de rapiña.

I.9 ANTECEDENTES HISTÓRICOS

Los primeros trabajos de exploración y explotación se realizaron en un afloramiento de un depósito de fluorita en el cerro denominado De la Cal, en el año de 1950. La Compañía Minera Las Cuevas, S.A., se fundó el 5 de Septiembre de 1953. En 1955 la compañía inició la explotación del depósito de fluorita. Al principio el método de explotación fue muy sencillo, consistió en explotar el crestón a tajo abierto, muy rudimentario. El equipo que se utilizó al principio fue: pulsetas, marros, talaches, palas y yelmos, transportando el mineral en bestias de carga hasta el pueblo de Cieneguilla, hasta donde llegaba la carretera de terracería y de ahí los camiones fleteros lo conducían a los patios de almacenaje que tiene la Compañía en la ciudad de San Luis Potosí, donde se muestrea y analiza, enviándose en carros de ferrocarril al patio de almacenaje que la Compañía tiene en el Puerto de Tampico, Tamaulipas, donde era embarcado para transportarse a diferentes países compradores. El camino de terracería que llegaba al pueblo de Cieneguilla, se prolongó hasta el poblado de Santa Rosa de la Salitrera. [1]

En el mes de Junio de 1957, la Compañía fue adquirida por una subsidiaria de Noranda Mines United (Canadá); bajo la dirección de Noranda, la mina fue ampliada mediante dos tiros y trabajos subterráneos, se compró una planta eléctrica con motor a Diesel, compresores, malacates, palas mecánicas, bulldozer, perforadoras de pierna neumática y desde entonces, se ha convertido en el productor más importante de fluorita grado metalúrgico y de fluorita grado ácido en el Hemisferio Occidental.

En el año de 1968, la Cía. Noranda Mines Ltd. de Canadá, vendió el 51% de las acciones a inversionistas mexicanos. Desde 1986, el Grupo Industrial CAMESA (Cables Mexicanos, S.A.) tomó el control de la Cía. Minera Las Cuevas, que continua hasta la fecha.

II. GEOLOGÍA

II.1 GEOLOGÍA GENERAL

Se encuentra en el Alto paleogeográfico de la plataforma Valles de San Luis. Rocas del Mesozóico del Centro de México.

Se compone de Rocas Sedimentarias, Ígneas y Metamórficas.

Sedimentarias: Caliza Formación Doctor y Caliza Soyatal.

Ígneas: Riolitas, Dacitas y Andesitas

Metamórficas: Mármol

Principal Control Estructural: Fallas Normales con Rumbo NW.

Las rocas más antiguas que afloran en la Sierra de Álvarez, pertenecen al cretácico inferior y están cubiertas discordantemente por rocas volcánicas terciarias. [2]

Los Sedimentos Mesozoicos han sido cartografiados en 3 formaciones:

Formación El Doctor.

Formación Soyatal.

Capas Cárdenas.

La formación El Doctor está dividida en tres partes:

Unidad "A" (Parte Inferior)

Unidad "B" (Parte Media)

Unidad "C" (Parte Superior)

FORMACIÓN EL DOCTOR:

La Formación El Doctor constituye la mayoría de los rasgos topográficos de la Sierra de Álvarez, su base no aflora en el área estudiada y su cima cambia a la formación Soyatal a través de un contacto transicional.

El nombre de la Formación El Doctor, proviene de los estudios que se realizaron en un banco calizo del cretácico en la parte Oriental del estado de Querétaro, en las cercanías del Distrito Minero El Doctor. La Formación El Doctor consta de caliza y dolomitas intercaladas con lentes de pedernal y pizarra, los estratos de la Formación tienen un rango de 300 a más de 1,000 m. (Ver figura 2 y 3)

(Ver columna estratigráfica)

FORMACIÓN SOYATAL.

El nombre de Formación Soyatal proviene de los estudios realizados sobre los depósitos de antimonio en el Distrito Minero Soyatal en el estado de Querétaro. En la Sierra de Álvarez, la Formación Soyatal sobreyace directamente a la Formación El Doctor, por un contacto transicional; el espesor medido de la Formación Soyatal sobre la carretera a Río Verde, alcanza unos 230 m.

Este espesor es probablemente un poco exagerado, debido a que la Formación Soyatal a lo largo de la Vertiente Oriental de la Sierra de Álvarez está sumamente plegada hacia el Oriente –Suroriente, esta Formación se acuña, ya que en las cercanías del Poblado de San Francisco mide unos 10 m. (Ver figura 3)

La Formación Soyatal está constituida por caliza arcillosa intercalada con lutitas calcáreas. En contacto con la Formación Soyatal, pero en edad más reciente se encuentran las rocas ígneas, esta formación consta de riolitas, dacitas y andesitas, los espesores menores de las rocas volcánicas están en el área de Las Cuevas, que son cerca de 300 m. (Ver columna estratigráfica)

CAPAS CARDENAS

El nombre de Capas Cárdenas se deriva de los trabajos que en distintas épocas se han realizado por varios geólogos de las rocas sedimentarias que se encuentran en las cercanías del Poblado de Cárdenas en el Estado de San Luis Potosí. Tratándose de unidades netamente litoestratigráficas y considerando tanto la litología como la megafauna de las rocas clásticas que sobreyacen a la Formación Soyatal, en la Sierra de Álvarez, las cuales se parecen mucho a las que afloran en Cárdenas, se optó por emplear el nombre de Capas Cárdenas.

Las Capas Cárdenas en la Sierra de Álvarez constituyen la Unidad Marina más reciente y afloran en una faja a lo largo de la Vertiente Oriental de esta Sierra; sobre la carretera a Río Verde queda comprendida entre los Poblados del Milagro y San Francisco, en esta localidad el afloramiento de esta Unidad estratigráfica termina abruptamente debido a una zona de falla, donde la formación "El Doctor" ha sido levantada en relación con las Capas Cárdenas. (Ver figura 2)

La topografía general se caracteriza por la ocurrencia de extensos lomeríos de fuerte pendiente y pequeños valles que abruptamente alternan su carácter, aún notables sobre elevaciones que siguen aproximadamente un eje de formación estructural de rumbo SE NW. En los lotes mineros de Las Cuevas y sus proximidades, existen acumulaciones de rocas de talud en las laderas bajas y depósitos de arroyos recientes, pero las formaciones principales constan esencialmente de riolita terciaria de edad miocénica y caliza masiva de edad cretácica de la Formación El Doctor; la riolita se presenta en gran parte como un recubrimiento, consiste de material extrusivo que sobreyace a la serie de calizas en forma discordante, pero también se encuentra en forma de chimeneas volcánicas y masas de diques. La erosión ha destruido completamente los cráteres originales y otras aberturas eruptivas, pero hay razón para creer que la mayoría de los cuerpos intrusivos representan antiguos canales a través de los cuales el magma riolítico llegó a la superficie. (Ver figura 2)

La mayor parte de las riolitas extrusivas que cubren la caliza, están formadas de materiales tobáceos con pocos flujos de lava. Una gran proporción de los miembros tobáceos son depósitos de torrentes ígneos que muestran pseudoestratificación y estructura columnar intemperizadas; muchos de los prominentes cerros en el área general, consisten en tobas cementadas.

Se encuentran pequeños cuerpos intrusivos de riolita en varios lugares en la caliza, cercano ó próximos a la Mina y en la capa de riolita piroclástica en el área próxima. La mayoría de las intrusiones de los porfidos riolíticos tienen la forma de dique, otros son de perfiles irregulares y parecen representantes de chimeneas.

Se encuentran pequeños cuerpos intrusivos de andesita dentro de la mina intrusionando a la brecha riolítica; muchas de estas intrusiones tienen la forma de diques, otras son de formas irregulares que parecen representar túneles.

El afloramiento de la Formación El Doctor en Minera Las Cuevas, varía de color gris ligero intemperizado a gris oscuro, tiene un buzamiento hacia el Noreste pero a profundidad solamente tiene una ligera deformación. En la parte Noroeste la caliza se encuentra quebrada en capas paralelas, buzando hacia el Norte siguiendo varias fallas; estas fallas por regla general son después de la formación riolítica. [2]

Una roca muy fragmentada de apariencia guijarrosa localmente conocida como "Brecha Riolítica" se presenta en la Mina Las Cuevas en estrecha asociación con los principales cuerpos de fluorita; esta brecha se caracteriza por un irregular acomodamiento de los fragmentos de que está formada y por sus constituyentes base y cementantes. La brecha contiene fragmentos de diferentes tamaños de riolita porfirítica y ocasionalmente algunos pedazos de caliza en una masa vítrea de grano fino.

La brecha riolítica difiere del piroclástico de la capa extrusiva por su apariencia guijarrosa, y por su relación con la serie de calizas, sus fragmentos varían de redondeados a angulares y de unos cuantos milímetros a varios metros, su coloración varía de gris claro a rosado, manifestando arenas texturadas en sus fragmentos, desde afaníticas a porfiríticas dependientes del tipo de roca que constituye los fragmentos componentes de la Brecha que se observa en varios lugares de la mina, se encuentran en contacto con la caliza y forman las paredes de la mayor parte de los cuerpos existentes A,B,C, D,E,F y G. (Ver figura 2 y 3)

La formación de la brecha local se ha considerado estar íntimamente relacionada con la intrusión de los grandes porfidos riolíticos en la formación ya existente; de esta manera al ocurrir la intrusión se produjeron fracturamientos intensos y debilitamientos directamente sobre el intrusivo o bien, en sus adyacencias, posteriormente las soluciones residuales derivadas del intrusivo bajo condiciones específicas de temperatura y presión, actuando sobre las zonas ya fracturadas, provocaron el arqueamiento de las formaciones ya debilitadas por el fracturamiento

II.2 YACIMIENTO MINERAL

Al yacimiento de Las Cuevas se le ha asignado un origen hidrotermal (epitermal). Los espacios abiertos y las zonas de debilidad formadas por procesos de brechamiento, fallas, fisuras y cavidades, así como el factor fundamental de la solubilidad y composición de las rocas encajonantes, influyeron para la formación de los yacimientos de Fluorita.

Los fluidos mineralizantes reemplazaron y rellenaron las cavidades y espacios abiertos, los que fueron recogidos por los controles estructurales y químicos.

Los yacimientos de Fluorita son una serie de cuerpos grandes de dimensiones del orden de los 300 a 600 m de largo, 50 a 200 m de ancho y 200 a 500 m de profundidad con contenidos de 70 a 90% de fluoruro de calcio (CaF_2) con gangas de calcita de poca sílice, encajonados en la caliza de la Formación El Doctor y en mucho menor grado en rocas volcánicas y brechas. (Ver figura 3)

Son depósitos de reemplazamiento, notándose muy bien las características típicas de este tipo de depósito, caballos aislados de caliza, restos fósiles reemplazados; también rellenaron cavidades cársticas en la caliza de la Formación El Doctor.

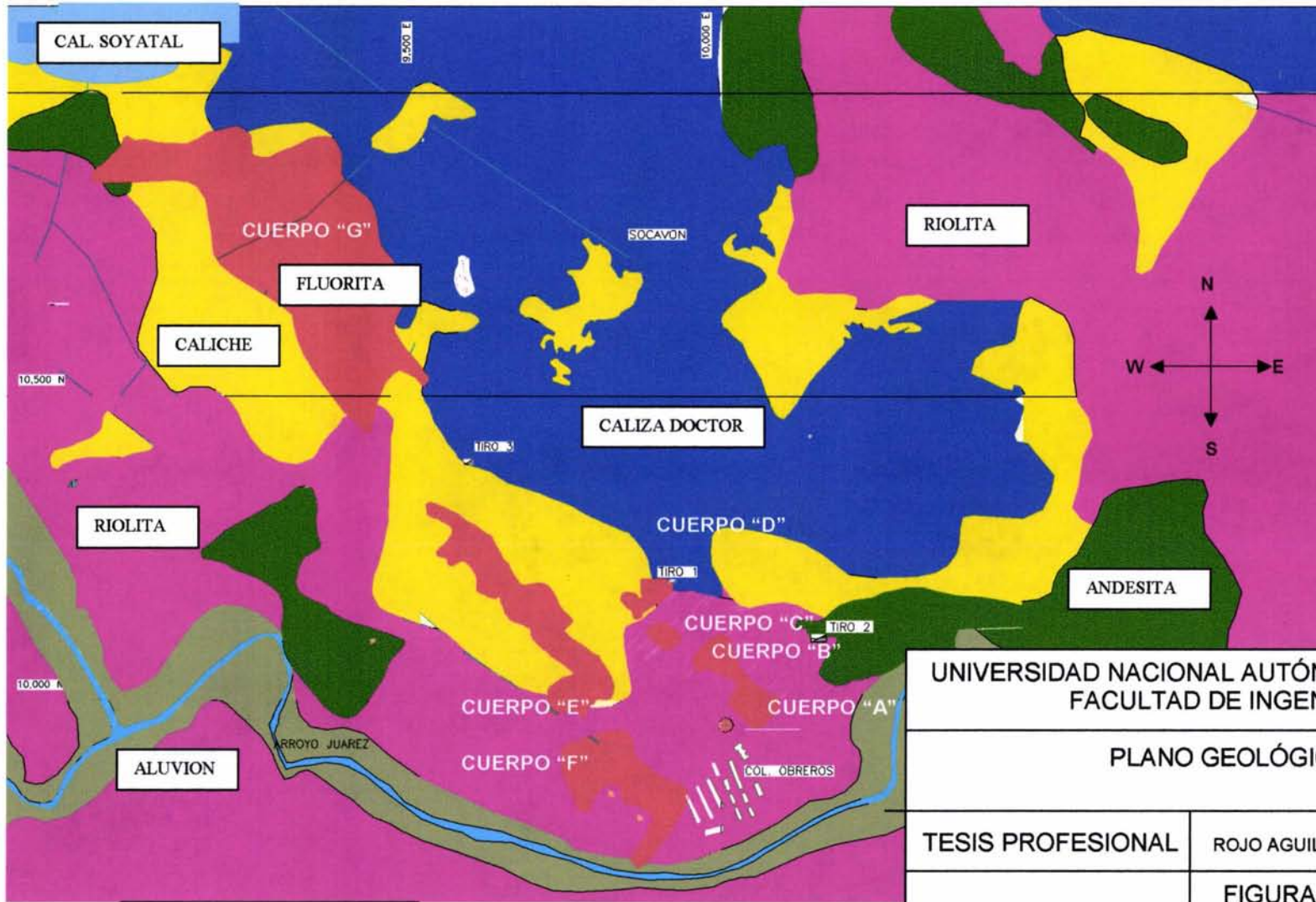
La temperatura de formación del depósito de Fluorita fue de 130°C , teniendo como control estructural principal a fallas normales, La Consentida y La Esperanza de rumbo NW 60° SE; estas fallas en las cercanías de las rocas volcánicas presentan fuerte caolinización y argilización con abundantes óxidos de hierro.

Como consecuencia de la pureza del contenido de fluoruro en los depósitos principales, el mineral en bruto puede considerarse como de grado metalúrgico, sin más beneficio que la separación de forma manual de las pocas impurezas y la separación de los finos por medio de cribado. [2]

Una gran porción de los cuerpos minerales contienen fluorita de tipo amorfo de grano fino, que se intemperiza dando una roca de color gris claro, muy semejante a la arenisca fina. La fluorita pierde su color arriba de los 175°C , el espato flúor de Las Cuevas múltiple en color, parece haber sido originado a temperaturas muy abajo de 175°C .

Considerando la forma y medida de los grandes depósitos de fluorita en el área, no parece probable que ellos representen llenamientos de cavidades por sus dimensiones. En algunos lugares los cuerpos de fluorita tienen una pared bien definida, pero en los contactos en general, son defectivos y los depósitos de fluorita masiva deben su origen a un reemplazamiento más o menos completo de la caliza o de la riolita.

Un rasgo característico de los depósitos de fluorita de Las Cuevas es su textura de caja (Box -Work), lo anterior da evidencia del proceso de brechamiento seguido por períodos de depósito de fluorita, la última etapa de depósito fue precedida por una marcada corrosión de la generación de los minerales más jóvenes, los repetidos procesos de brechamiento seguidos por la corrosión parcial y subsecuente depósito de fluorita, dieron como resultado el desarrollo de la característica textura de caja con sus innumerables drusas que sugieren áreas de intensa lixiviación, en el interior de la brecha o caliza fracturada y que estas proporcionaron los conductos necesarios para el depósito de las soluciones finales de fluorita, también parece responder el complejo reemplazamiento de cada una de las grandes masas de carbonatos por la acción de los gases.



LITOLOGIA

- FLUORITA
- CALIZA DOCTOR
- CALICHE
- RIOLITA
- ANDESITA
- CALIZA SOY.
- ALUVION

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
PLANO GEOLÓGICO	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA NO. 2 S/ ESCALA

COLUMNA ESTRATIGRÁFICA

Qa	ALUVIÓN.- Depósitos de origen aluvial, formado por pequeñas terrazas en las margenes de los cauces y pequeños abanicos en las desembocaduras.
Qcl	COLUVIÓN.- Depósitos de acumulación en la pendiente de las laderas.
ROCAS VOLCÁNICAS	
Tbc	BASALTO CABRAS.- Flujo de lava de composición andesítica de color café oscuro.
Tlp	LATITA PORTEZUELO.- Se trata de un derrame lávico de color café grisáceo, con textura porfírica, con abundancia de óxido de hierro (magnetita)
Tae	ANDESITA ESTANCO.- Formado de varios flujos, andesita y basaltos vesiculares.
Toc	TRAQUITA OJO CLALIENTE.- Consiste de una serie de flujos de lava, de color gris claro a café rojizo con 5-10% de fenocristales de sanidino y poco cuarzo.
Tdp2	MIEMBRO SUPERIOR.- Es una serie de derrames lávicos de composición andesítica a basáltica todos separados por vitrificados basales.
Tpd1	MIEMBRO INFERIOR.- Lo forman cuando menos seis flujos de lava de composición dacítica de roca de color rojizo, de 10-15% de fenocristales de 2-6 mm.
Tpr	IGNIMBRITA EL ORGANO.- Flujo de cenizas de composición riolítica de textura porfírica bien soldada, y con pómez colapsada y algunos fragmentos líticos.
Tva3	MIEMBRO SUPERIOR.- Flujo de lava de composición dacítica, de color gris rosáceo con 15% de fenocristales de sanidino, plagioclasa y biotita.
Tva2	MIEMBRO MEDIO.- Fragmentos de rocas andesíticas de 2 cm. a 2 m de diámetro de angulares a subangulares sin clasificación.
Tva1	MIEMBRO INFERIOR.- Flujos de lava de composición andesítica, a veces lajosos gris oscuro a verdoso, en matriz fina.
Tas	ANDESITA SALITRERA.- Flujo de lava de composición andesítica, base de la secuencia volcánica de la parte W del area, de color gris oscuro a verdoso con 15% de fenocristales de plagioclasas zonadas.
ROCAS INTRUSIVAS	
Tpv	INTRUSIVO PALO VERDE.- Granito alcalino, seriado, granófico 20% fenocristales, ortoclasa plagioclasa, cuarzo en matriz con entrecimiento gráfico, biotita, hastingsita y riebeckita. Silicificado (TpvS)
ROCAS SEDIMENTARIAS	
Tc	FORMACIÓN DE CENICERA.- Conglomerados de fragmentos de caliza y sedimentos limo-arcillosos.
Kss	FORMACIÓN SOYATAL.- Intercalación de calizas color oscuro en estratos delgados a medianos y capas delgadas de limolitas de color amarillento, rojizo y morado y algunos pequeños nódulos y lentes de pedernal.
Kid	FORMACIÓN DOCTOR.- Calizas arrecifales en estratos gruesos y aun hasta bancos con desarrollo de karst superficial, con abundante fauna de miliólidos.
ROCAS METAMÓRFICAS	
Fms	CALIZAS RECRISTALIZADAS.- Caliza bien recristalizada con manchones y diques de roca skarnizada, color verdoso, muy cloritizada y franjas de sílice blanco en el contacto.

II.3 RESERVAS MINERALES

Bajo el criterio de Minera Las Cuevas, cuando se habla de reservas minerales debe quedar entendido que estas únicamente se refieren al mineral que puede ser sometido a los procesos de trituración y concentración, de los cuales son obtenidos el mineral grado metalúrgico y el concentrado grado ácido. La Mina de Las Cuevas tienen clasificadas sus reservas minerales de la siguiente manera:

Mineral Seguro
Mineral Probable
Mineral Posible
Mineral Potencial

Mineral Seguro

Se considera el mineral en el cual ya está definido su contacto geológico tanto por barrenación a diamante como por obras directas, dándole una influencia vertical de 40 m; siendo su volumen aproximado de 12' 000,000 toneladas métricas.

Mineral Probable

Es el que se conoce porque existe barrenación a diamante y además está cerca de alguna o algunas obras directas; siendo su volumen estimado de 11'000,000 toneladas métricas.

Mineral Posible

Se considera al mineral que es inferido en zonas donde la barrenación a diamante delimita al cuerpo; siendo su volumen estimado de 4'000,000 toneladas métricas

Mineral Potencial

Se considera al mineral que está alejado se zona de explotación (profundidad) o bien que está en área de subsidencia; siendo su volumen estimado de 3'000,000 toneladas métricas.

El cuadro general de reservas, presenta las toneladas de mineral para cada uno de los cuerpos A,B,C,D y Mike, además de su localización con respecto a los niveles 180, 220, 260, 300 y 360. [3]

El Yacimiento mineral, origen hidrotermal, epitermal (80 ° C).

Dimensiones promedio de los cuerpos minerales:

Largo de: 300 a 800 m.
Ancho de: 50 a 200 m.
Profundidad de: 200 a 500 m.

Contenidos del 73 % al 95 % de CaF_2 ; cuerpos explotados A, B, C y D.

Cuerpos con reservas geológicas E, F , G, H y Mike. (Ver figuras 2 y 3)

Actualmente se encuentra en explotación el cuerpo G, que representa el yacimiento de fluorita más grande del mundo. (Ver figuras 4,5,6)

La fluorita contiene impurezas de riolita y caliza, el material es angular con un porcentaje de humedad del 3 % y el ángulo de reposos del mineral es de 60°.

La roca encajonante en la mina es brecha riolítica muy floja y caliza bastante dura con algunas incrustaciones ocasionales de bolsas de arcilla y con depósitos de fluorita muy compactados y macizos en algunos cuerpos y en otros muy porosos y quebradizos.

CUADRO GENERAL DE RESERVAS

UBICACIÓN	MINERAL SEGURO	MINERAL PROBABLE	MINERAL POSIBLE	MINERAL POTENCIAL	TOTAL
TONELADAS METRICAS					
CUERPO G					
Arriba del niv. 180	3,553,849				3,553,849
De Niv. 180 a Niv. 220	2,685,747	3,047,361	763,380		6,496,488
De Niv. 220 a Niv. 260		5,308,868	784,467		6,093,335
De Niv. 260 a Niv. 300		2,541,213	2,557,398		5,098,611
Subtotal cuerpo G	6,239,596	10,897,442	4,105,245		21,242,283
CUERPO E					
Arriba del niv. 220	670,317				670,317
De niv. 220 a Niv. 260	2,801,124				2,801,124
Abajo de niv. 260		392,307			392,307
Subtotal cuerpo E	3,471,441	392,307			3,863,748
CUERPO F					
Arriba del niv. 150	120,744				120,744
Arriba del niv. 180	842,495				842,495
De niv. 180 a Niv. 220	1,433,643				1,433,643
De niv. 220 a Niv. 260		650,038			650,038
Abajo de niv. 260		54,605			54,605
Subtotal cuerpo F	2,396,882	704,643			3,101,525
CUERPO H					
Arriba del niv. 300				600,000	600,000
CUERPO MIKE					
Abajo de Niv. 420				2,925,000	2,925,000
TOTAL =	12,107,919	11,994,392	4,105,245	3,525,000	31,732,556

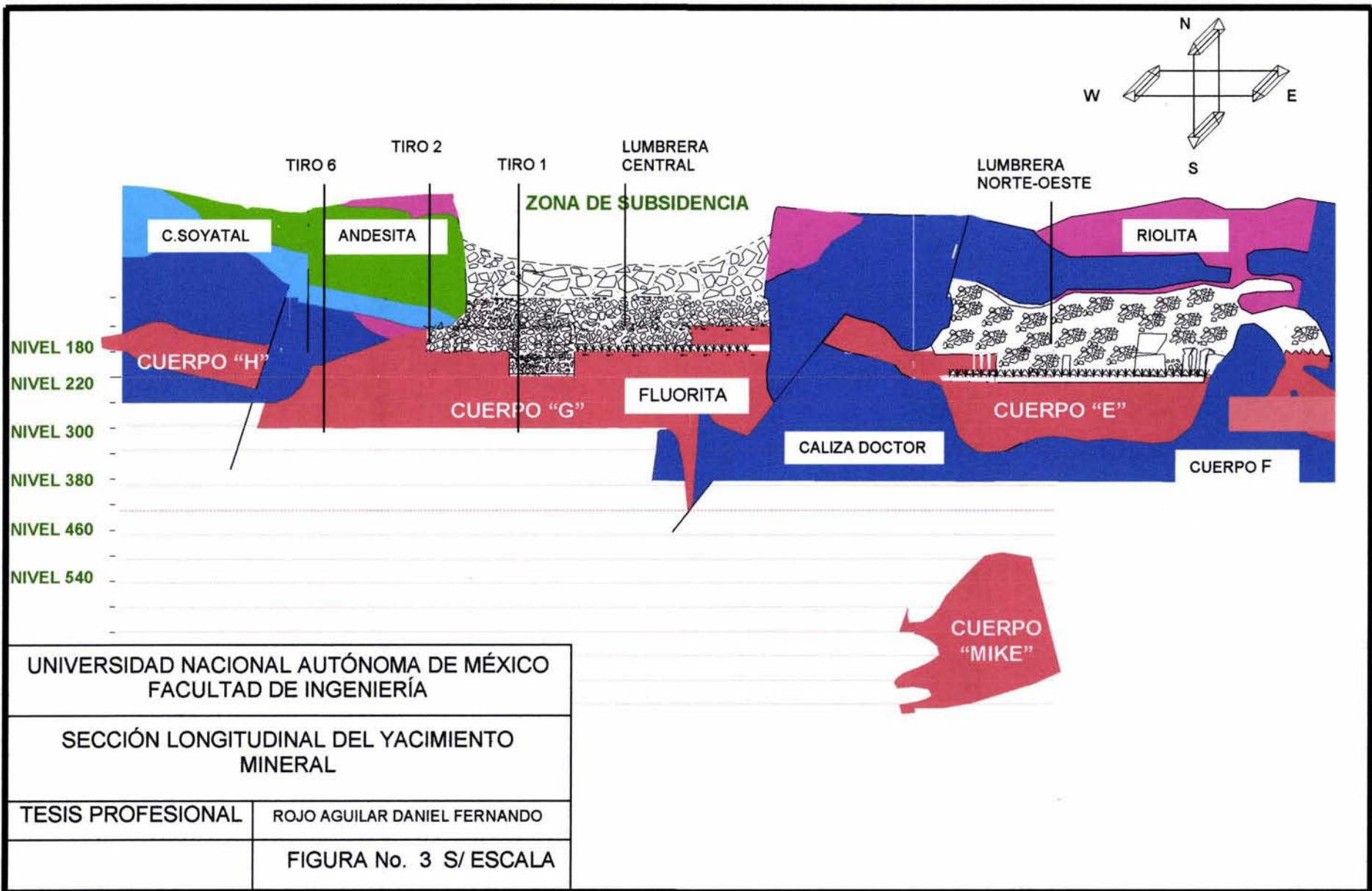
MINERAL SEGURO: SE CONSIDERA EL MINERAL EN EL CUAL YA ESTA DEFINIDO SU CONTACTO GEOLÓGICO TANTO POR BARRENACIÓN A DIAMANTE COMO POR OBRAS DIRECTAS

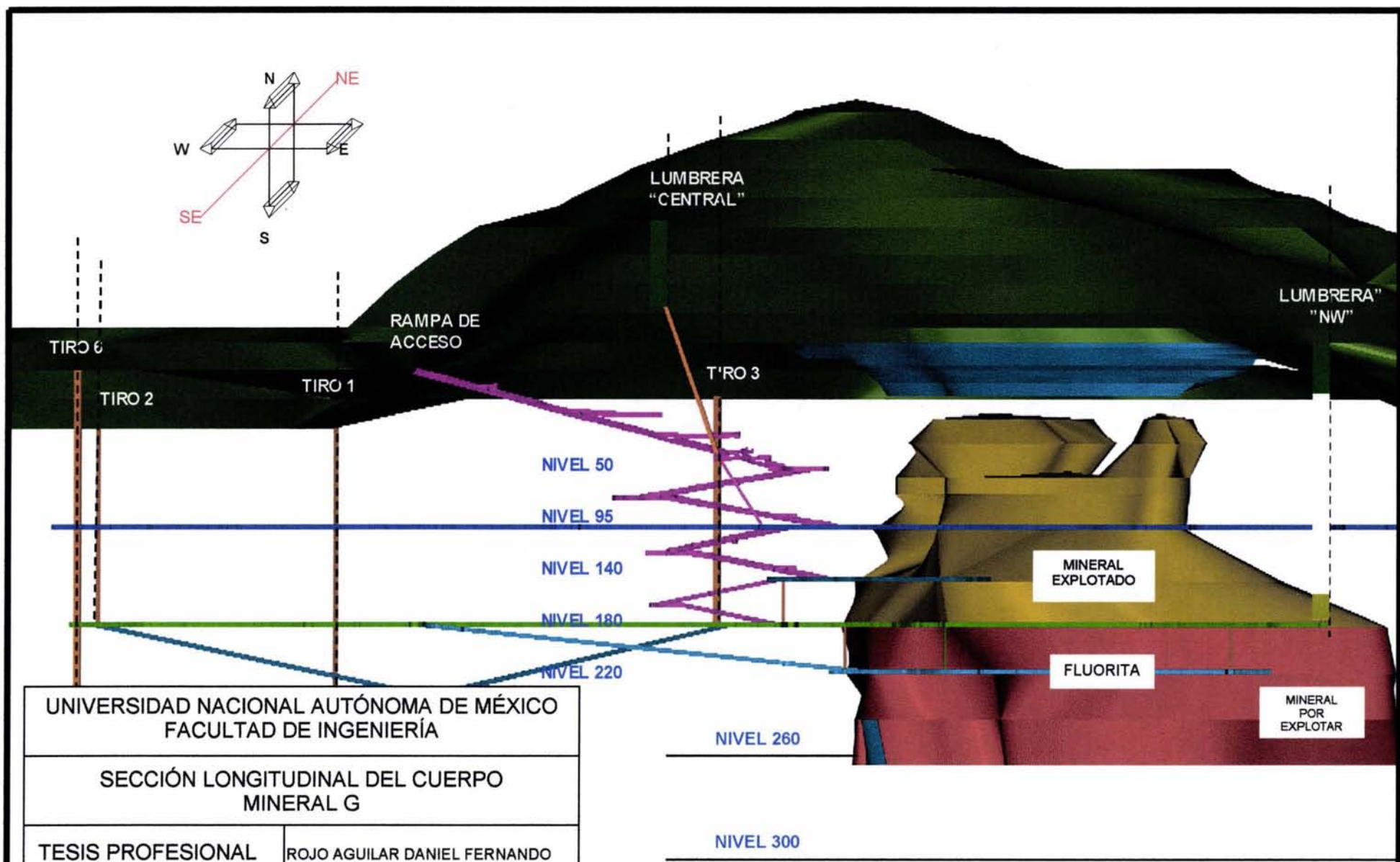
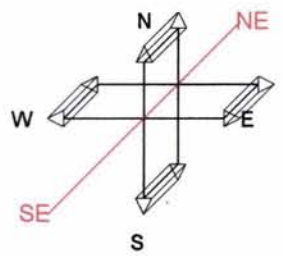
MINERAL PROBABLE: ES EL QUE SE CONOCE PORQUE EXISTE BARRENACIÓN A DIAMANTE Y ADEMÁS ESTA CERCA DE ALGUNA O ALGUNAS OBRAS DIRECTAS

MINERAL POSIBLE: SE CONSIDERA AL MINERAL QUE ES INFERIDO EN ZONAS DONDE LA BARRENACIÓN DELIMITA EL YACIMIENTO.

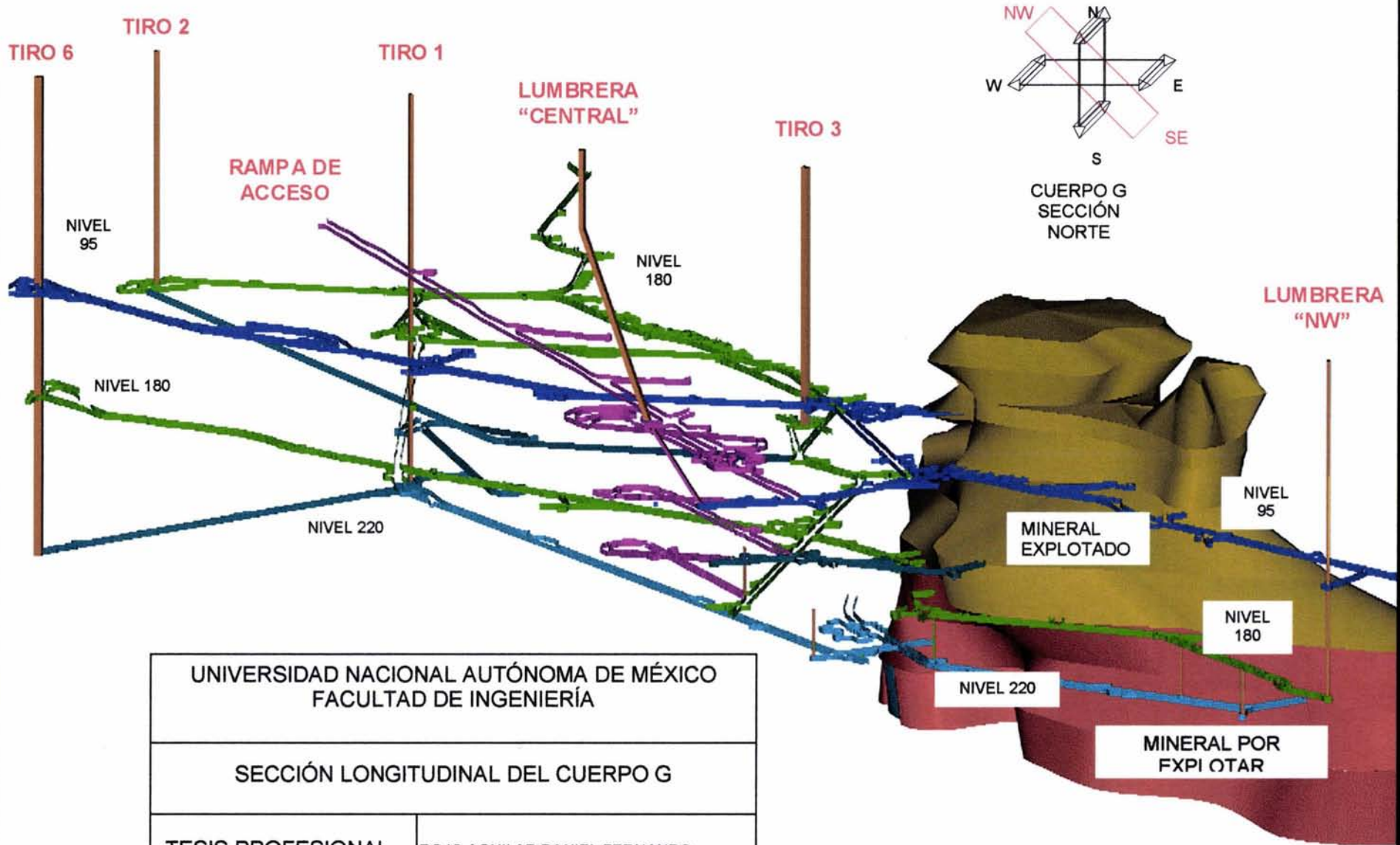
MINERAL POTENCIAL: SE CONSIDERA AL MINERAL QUE ESTA ALEJADO DE ZONA DE EXPLOTACIÓN (PROFUNDIDAD) O BIEN AL QUE ESTA EN AREA DE SUBSIDIENCIA DE INSTALACIONES

LEY PROMEDIO DE RESERVAS 80-94 % DE CaF₂

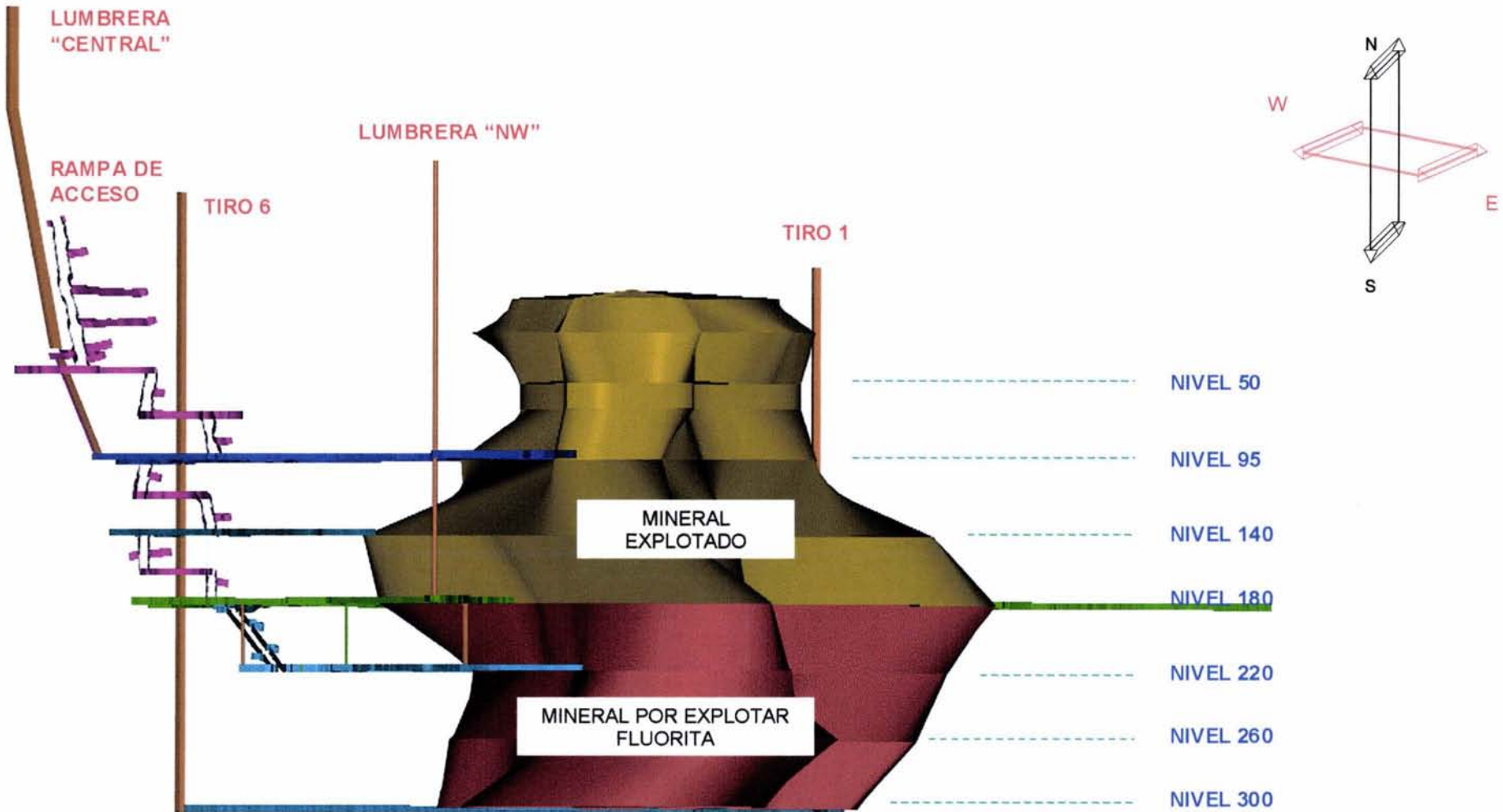




UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
SECCIÓN LONGITUDINAL DEL CUERPO MINERAL G	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 4 S/ ESCALA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
SECCIÓN LONGITUDINAL DEL CUERPO G	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 5 S/ESCALA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
FACULTAD DE INGENIERÍA

SECCIÓN LONGITUDINAL DEL CUERPO
MINERAL G N-W

TESIS PROFESIONAL

ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO

FIGURA No. 6 S/ ESCALA

III. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN COMBINADO 1990-2001

III.1 GENERALIDADES

En el periodo 1990-2000, se trabajaban los cuerpos A, B y C debido a sus características geométricas, se diseñó un sistema de explotación en el cual se combinaron 3 métodos de explotación: Tumba sobre carga, cuartos y pilares combinado con hundimiento de bloques. Estos sistemas de explotación cumplían de manera parcial con los niveles de calidad; para el diseño del método de explotación se colaba una gran cantidad de obras de preparación y desarrollo, las principales obras los puntos de extracción y los embudos de captación localizados en el nivel; en el subnivel se diseñaban los rebajes de tumba sobre carga y en una segunda etapa se recuperaban los pilares de 9 m que se dejaban entre cada uno de los rebajes.

Con este sistema sólo se obtiene una tercera parte del total del rebaje, ya que se mantiene parte del mineral como piso para realizar los cortes y sólo hasta al final se vacía el rebaje recuperándose las dos terceras partes restantes. Es decir no se tiene una disponibilidad inmediata de todo el mineral.

El mineral quebrado que permanece en los rebajes, puede compactarse de tal forma que durante la etapa de vaciado, no se extraiga todo, lo que significa realizar un procedimiento de desencampane el cual se traduce en un costo adicional; además hay un cambio en la granulometría, ya que se tiene una mayor cantidad de finos que de gruesos, provocado por la fricción entre el mineral.

Con éste método, se requería de 15 o 20 puntos de extracción por cada rebaje, los 12 cargadores frontales (2.29 m^3) realizaban varios recorridos para obtener las toneladas por día que se planeaban. Lo que implica en los equipos un desgaste mayor por la cantidad de maniobras de operación.

Preparar un pilar para su tumba y posterior recuperación requería de varios días, lo que significa invertir una cantidad de recursos financieros los cuales no se recuperan de inmediato; hay una diferencia en la disposición de efectivo.

La productividad tonelada / hombre era desfavorable, muchos trabajadores y poca producción.

A continuación se hace una descripción del método combinado, comenzando con los trabajos de preparación y desarrollo en el nivel y subnivel, pasando después al método de explotación.

III.1.1 ACCESO A LA MINA

El acceso al interior de la Mina se realiza por una rampa, la cual llega hasta el Nivel 180, que es el nivel general de acarreo; en cada nivel que es minado, se desarrolla una galería perimetral en el contorno del cuerpo en el área de contacto caliza- fluorita, ésta galería se hace en una sección de 4.0 x 4.5 m; entre cada nivel se tiene una distancia vertical de 40 m de piso a piso. (Ver figura 5)

III.1.2 TRABAJOS EN EL NIVEL

A partir de la galería de acceso, se desarrollan tres cruceros transversales al cuerpo por rebaje, estos a partir de la galería de acceso; las obras se desarrollan con una separación de 12.0 m y tienen una sección de 3.0 x 3.0 m .

(Ver figura 7)

Simultáneo a la preparación de los cruceros y sobre estos, se hace el desarrollo de los puntos de extracción o draw-points, éstos tienen una longitud de 10 m del centro del crucero al tope del mismo con un ángulo de 55° respecto a la galería principal de extracción. La sección de estas obras es de 3.0 x 3.0 m y con una pendiente del 13 al 15% de acuerdo a las dimensiones del rebaje.

Terminadas las obras de desarrollo, se procede a hacer los contrapozos de extracción (draw-hole), estos se hacen a partir de la cabeza de tope de cada uno, los draw-points al piso de las calles en el subnivel, estos son contrapozos convencionales de 8.50 m de longitud con un diámetro de 1.50 m.

III.1.3 TRABAJOS EN EL SUBNIVEL

En forma paralela o anterior al primer rebaje, se desarrolla una rampa al subnivel; el subnivel está a 11.00 m arriba de la galería de acceso en referencia de piso a piso, la rampa se hace con una sección de 3.0 x 3.5 m, al terminar esta rampa, se desarrolla una galería en el subnivel, la cual está proyectada paralela y atrás de la galería del nivel, es perimetral al cuerpo sobre la caliza. Una vez que se ha realizado la galería del subnivel y simultáneo al desarrollo de los cruceros y el draw-point en el nivel, se desarrollan tres "calles" por rebaje proyectadas en el centro de la línea al tope de los draw-points y paralelas a los cruceros. (Ver figura 7 y 8)

La distancia entre cada una de las calles es de 12 m de centro a centro. La longitud de las calles al igual que los cruceros, son determinados de acuerdo a la longitud del cuerpo en sus partes transversales, donde se realiza una comunicación de las tres calles en la parte final del rebaje. (Ver figura 7)

La sección de las calles es de 3.0 x 3.5 m al desarrollar cada una de las calles, queda un pilar intermedio entre éstas con las siguientes dimensiones de 9 m de ancho y con una longitud similar a la de las tres calles. (Ver figura 7)

La siguiente etapa consiste en hacer barrenaciones a partir del subnivel en forma descendente en la periferia de cada uno de los contrapozos ya mencionados con longitudes de 7.50 m, formando un cono que sirve para extracción, la capacidad de almacenamiento de cada uno de estos conos es de 90 m³. [4]

En las obras de preparación y desarrollo, la barrenación se hace con jumbos electrohidráulicos (EIMCO- SECOMA) con un diámetro de broca de 4.76 cm (1 7/8") y una longitud de barra de 1.80 m.

III.2 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN.

El sistema de explotación que se desarrolla es subterráneo con una combinación de tres sistemas que son:

- ❖ Tumba sobre Carga
- ❖ Cuartos y Pilares
- ❖ Hundimiento de Bloques

III.2.1 DESARROLLO Y PREPARACIÓN

Para iniciar el desarrollo de un rebaje por el método de tumba sobre carga (Shrinkage) con calles y contracalles que delimitan pilares, se lleva a cabo en el nivel 220 cruceros de recuperación (Draw-points) y chorreaderos de recuperación (Draw-holes); se empieza por colar tres cruceros para draw-points a cada 12 m sobre el nivel al que comunican estos cruceros, se rompen a cada 10 m con cruceros cortos de 8 m de longitud que se llaman Draw-points. En el tope de los cruceros cortos, se empiezan contrapozos cortos de 11 m de longitud llamados Draw-holes, por donde se chorreará el mineral; enseguida se comunica un contrapozo con otro por medio de las frentes de preparación en el subnivel. (Ver figura 8)

La preparación que se lleva a cabo en el subnivel, es por el sistema de calles y contracalles rodeando grandes pilares de 7 x 9 m; se empieza colando las frentes de preparación en subniveles, partiendo de un contrapozo (draw-hole) y comunicando con el inmediato; estas frentes son colocadas hacia el sur hasta llegar a la brecha riolítica y hacia el norte hasta llegar al alto que está en la caliza al Este y Oeste; el rebaje está delimitado por cortinas (las calles del pilar se les llama cortina) o pilares continuos de mineral que sirven para separar un rebaje de otro; las cortinas o pilares continuos tienen un ancho de 9 m y una longitud de 55 a 60 m. (Ver figura 8)

Una vez cuadrado con frentes de preparación el rebaje que se va a minar, se procede a limpiar las frentes de preparación (desconchar) para formar las calles y contra-calles que delimitan los pilares; al terminar de desconchar las calles y contra-calles y cuando ya están escuadrados los pilares, se procede a muestrear para tener una estimación de la ley promedio del bloque que se va a tumbar. En el rebaje se lleva a cabo el muestreo en el centro de las contra-calles que van de sur a norte y en el centro de las calles que van de Este a Oeste y alrededor de los pilares. [4]

El paso siguiente después de comunicar todos los contrapozos cortos (Draw-holes) a las calles y contracalles, es ampliar la parte superior de los contrapozos para darle forma de embudos; realizadas todas estas operaciones, se inicia la explotación.

III.2.2 TUMBE

El tumba sobre carga se lleva a cabo en las tres calles del rebaje con tres cortes ascendentes de 6.8 m cada uno excepto en una de ellas, pues en ésta se lleva una rampa de acceso durante el tumba del rebaje.

El tumba sobre carga se inicia haciendo un contrapozo de salida en la contracalle o bien en el inicio de cada calle. La longitud de barrenación por corte es de 6.8 m con un ángulo de inclinación de 75°. Al terminar el primer corte se hace la extracción del 33% del mineral tumbado en forma gradual en cada uno de los *draw points*, esto con la finalidad de obtener la altura adecuada para que el equipo pueda barrenar el siguiente corte, así como un aplanillado en el piso de cada una de las calles. (Ver figura 8)

Así sucesivamente se hacen los dos cortes restantes, aclarando que en el último corte se hace una barrenación de 15.0 m en la calle que se hace la rampa de acceso para recuperar de forma inmediata la mayor cantidad del mineral posible. Al terminar la fase de tumba sobre carga, el mineral quebrado del rebaje se extrae casi en su totalidad. Teniendo vacío el rebaje se procede a la recuperación de pilares. [5]

Para la barrenación en el tumba sobre carga se usan jumbos electrohidráulicos (Eimco Secoma) con un diámetro de broca de 6.35 cm (2 ½") y con una longitud de barra de 1.80 m, se hacen extensiones de 6 barras en los barrenos más largos del tumba.

Se acostumbra dividir el cuerpo en varios bloques consistentes en pilares y rebajes, cada rebaje estará entre dos pilares (6 m x 9 m)

La ventilación de los rebajes es un factor importante, se cuenta con ventilación natural y forzada, se toma en consideración la cantidad de m³/s por cada trabajador y los requerimientos para la maquinaria y equipo, en el nivel 220 se requerían 136,000 ft³/día.

III.2.3 TUMBE DE PILARES

Ésta etapa inicia con el desarrollo de un crucero subnivel pilar (*cortina*) para cada uno de los pilares. Estos cruces se desarrollan en forma longitudinal a lo largo del pilar o cortina según sea el caso. La sección de estos cruces es de 2.20 x 3.0 m. (Ver figura 8)

En seguida se inicia una barrenación en los pilares o cortinas formando abanicos de 7 barrenos cada uno, con un bordo de dos metros, de longitud variable 12, 7 y 4 m; estos se hacen a lo largo del crucero subnivel.

Terminada la barrenación se hace el cargado y se procede inmediatamente con el tumba de pilares.

Una vez tumbados los pilares y cortinas de cada uno de los rebajes de cada nivel, comienza a ceder el terreno formándose una área de subsidencia en superficie. La zona de subsidencia en interior mina se lleva de frente ya que la explotación de los abanicos es en retroceso.

Para el cuerpo G, en el nivel 180 se proyectaban 15 rebajes de longitudes variables dadas las características del cuerpo. En éste cuerpo ya se minaron los niveles 50, 95, y 140; esto implica que el rebaje del nivel 180 está soportando todo el material hundido de los niveles 50, 95 y 140. Los trabajos de estabilidad son mínimos, la calidad de las rocas encajonantes es buena y prácticamente las obras se autosostentan por sí solas; en algunas partes del yacimiento debido a la alteración producido por el agua se requiere sistemas de anclaje mecánico.

(Ver figura 7)

En la barrenación de pilares y cortinas se usan jumbos electrohidráulicos (Eimco Secoma) en un diámetro de broca de 6.35cm (2 ½") y con barras de 1.80 m formando extensiones de barras de acuerdo a la longitud del barreno.

III.2.4 REZAGADO, ACARREO Y MANTEO

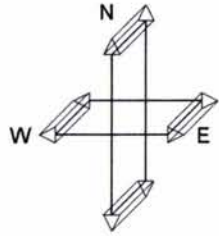
El Rezagado de los topes o frentes se hace con cargadores frontales (Scoop-Tram) de 2.29 m³ (3.0 yd³) de capacidad, se hace de los topes hacia estaciones de carga localizada sobre la galería perimetral en el nivel y en el subnivel, para después ser traspaleado en el nivel, la distancia máxima de rezagado oscila entre los 100 y 150 m. [6]

Al igual que el rezagado, la extracción se hace con Scoop-Tram de 2.29 m³ (3.0 Yd³) en una distancia de 100 a 150 m, dependiendo de los Draw-Points a los que se les vaya a extraer mineral.

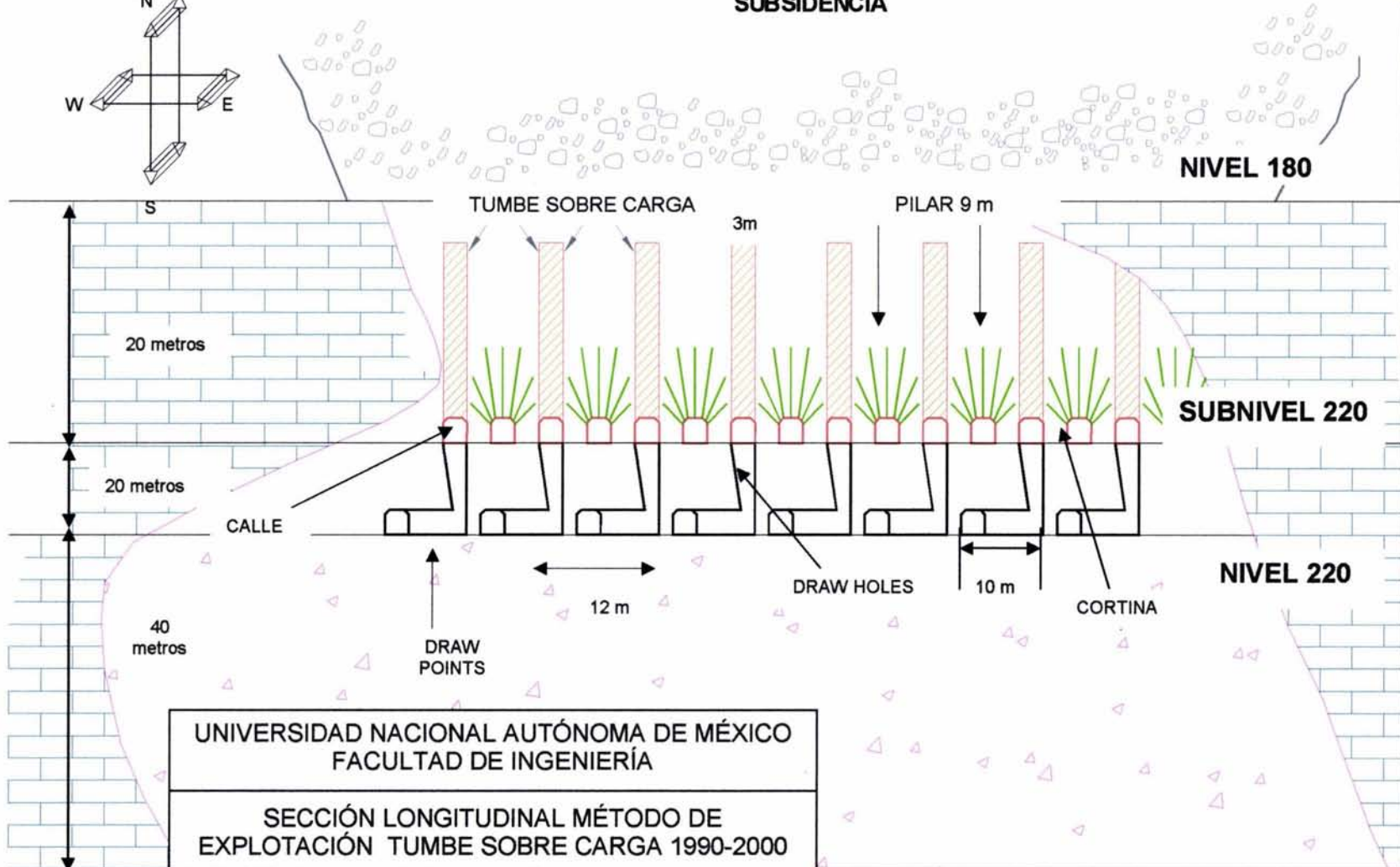
El cargado de los camiones convencionales se hace con Scoop-Tram de 2.67 m³ (3.5 Yd³) en las estaciones de carga que hay sobre la galería perimetral en el nivel.

El acarreo interior es realizado en el Nivel 180 con camiones convencionales de diferentes marcas con capacidad de 17.5 t en una distancia promedio de las estaciones de carga a los tiros de producción de 900 a 1,000 m; además cuenta con dos camiones de bajo perfil los que se usan para el acarreo de tepetate con una capacidad de 9.3 t. (Ver figura 15)

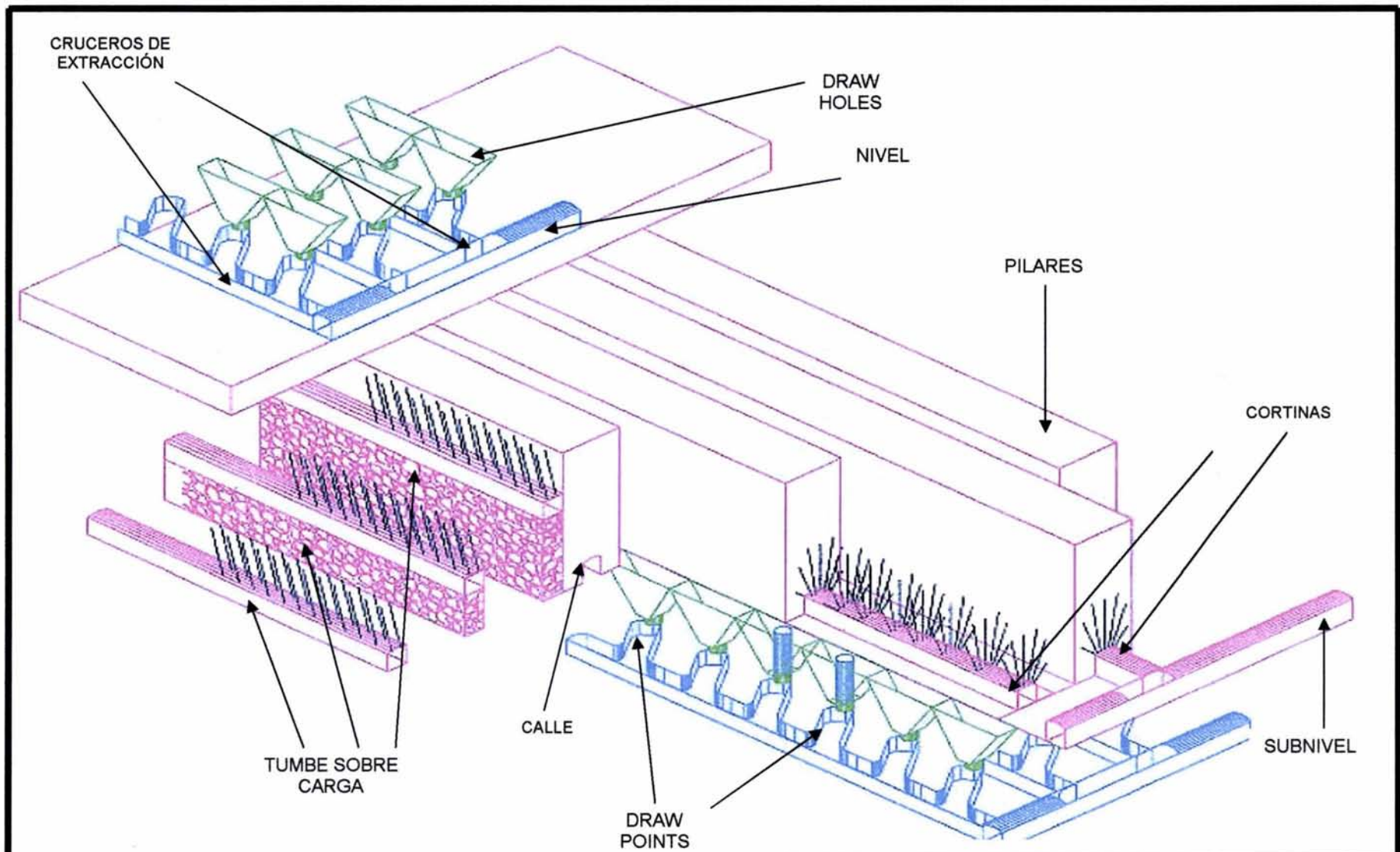
Se cuenta con 3 tiros para el manto, dos para el mineral que son el 1 y el 6 y uno para tepetate que es el No. 3; la capacidad instalada de manto de estos tiros es de: Tiro No1: 82 t / h.; Tiro No 6: 135 t / h.; Tiro No 3: 28 t / h.



SUBSIDENCIA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
SECCIÓN LONGITUDINAL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TUMBE SOBRE CARGA 1990-2000	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 7 S/ ESCALA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
ISOMÉTRICO MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TUMBE SOBRE CARGA 1990-2000	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 8 S/ ESCALA

III.3 SISTEMA EXPERIMENTAL

Para obtener un mejor aprovechamiento del recurso mineral, en el año 2001 se planeó cambiar el método de explotación, y así, mejorar en cada una de las etapas de la producción de la mina. Se diseñó un sistema de explotación híbrido: un tumba por subniveles con pilares en el nivel y subnivel. Se puso en marcha en un rebaje del yacimiento, delimitado por el nivel 220 y el subnivel 220.

Con el sistema de explotación experimental se espera reducir las obras de preparación y desarrollo que se tenían en el nivel 180 y obtener una mayor cantidad de mineral disponible, aproximadamente un 60 % del total a minar; de esta manera se evita tener mineral quebrado en el rebaje; la forma y tonelaje de los pilares del método combinado se mantienen y se minan al terminar las obras de explotación de los abanicos de producción lo que representa un 40 %. Los ciclos de trabajo son mejores con respecto al método combinado, la productividad se incrementa. Se administran mejor los equipos de extracción y rezagado al tener en un solo punto una cantidad mayor de mineral. (Ver figura 9)

La transición del método de explotación, se planeó de manera que se pudiera experimentar con los ciclos de trabajo, los parámetros óptimos de barrenación, las condiciones del terreno, el comportamiento de los nuevos equipos, la capacitación del personal y de manera general, ir corrigiendo y mejorando cada etapa en la explotación; pero sin alterar los compromisos de producción adquiridos con anterioridad.

Se realizó el diseño conservando algunas características del sistema de explotación combinado :

La rampa general de acceso conserva su sección de 6.0 m X 4.0 m; sin embargo los cruceros en el nivel fueron ampliados de 3.0 m X 3.0 m a una sección de 4.0 m X 4.0 m.

Las obras en el subnivel llamadas calles y contracalles pasaron de una sección de 3.0 m X 3.5 m a una sección mayor de 4.0 m X 4.0 m para permitir el acceso a equipo de mayor dimensión.

En el método experimental se tienen 2 bloques con las dimensiones de 72 m X 32 m X 25 m, entre cada bloque hay un pilar (12 m en el nivel) que en la última etapa de la explotación se recupera. (Ver figuras 9 y 10)

En el nivel se cuelan 3 obras (cruceros) con una separación entre ellos de 12 m los cruceros de los extremos del bloque, son los primeros en ser explotados, dejando el crucero central para la parte final, teniendo éste un área de influencia en la barrenación mayor que los dos primeros.

Para los cruceros de los extremos se dan 7 barrenos con una longitud de 16 m cada uno, con diámetro de barrenación de 6.35 cm dando un total de 112 m. Para el crucero central se diseñó una plantilla de 13 barrenos con las mismas características y se obtiene un total de 208 m. La separación en las líneas de los abanicos es de 2.7 m en ambos casos. (Ver figura 10)

En el subnivel se cuelan 3 calles y 3 contracalles (normales entre si), en las calles de los extremos se barrena en forma de abanico; cada línea consta de 13 barrenos y un bordo de 2.7 m, en la calle central sólo se realizan 5 barrenos ya que es la continuación del pilar que se encuentra en el nivel. En todas las contracalles se realiza una barrenación en abanico de 13 barrenos, en esta parte del bloque no quedan pilares intermedios.

Con este sistema de explotación; la etapa del tumble en el subnivel se lleva a cabo en dos áreas de trabajo; la primera una barrenación en las calles y la segunda una barrenación en las contracalles; dando como resultado un mejor ciclo de operación y una disposición inmediata del mineral.

El sistema tiene ciclos de explotación entre el subnivel y el nivel. Los cruceros del nivel hacen la función de puntos de extracción es decir, el mineral quebrado por los dos frentes en el subnivel se une con el mineral generado por la barrenación del abanico en el nivel. (Ver figura 10)

Paulatinamente la etapa de transición del cambio en el método de explotación, se reduce la cantidad de metros lineales en las diferentes etapas de preparación desarrollo y explotación, con el método combinado se realizaban 3600 m , con el método experimental se colaron 2 500 m.

En la extracción se reducen los equipos pero se gana en la capacidad , pasando de 12 cargadores de 2.29 m^3 a solo 5 unidades. Y el acarreo de 8 camiones a solo 4 camiones de 15 toneladas.

SUBSIDENCIA

REBAJE

NIV.180

SUBNIV.220

NIV.220

NIV.260

40 METROS

CALLES

12 m

20 metros

20 metros

ABANICOS DE PRODUCCIÓN

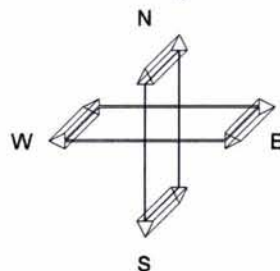
PILAR ENTRE BLOQUES

CRUCERO CENTRAL-PILAR EN NIVEL Y SUBNIVEL

CRUCEROS EXTERNOS

PRIMER BLOQUE

SEGUNDO BLOQUE



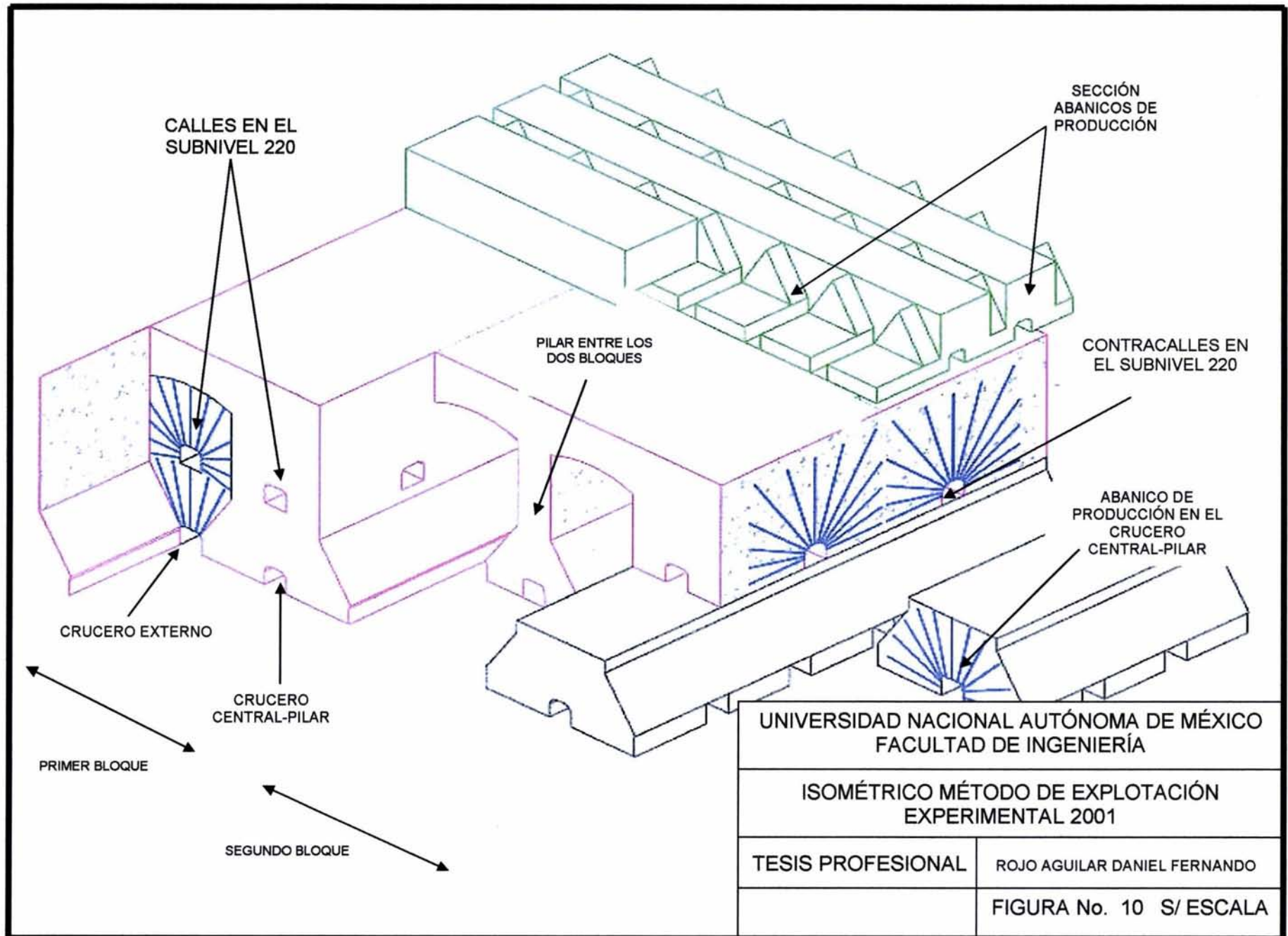
UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
FACULTAD DE INGENIERÍA

SECCIÓN LONGITUDINAL MÉTODO DE
EXPLOTACIÓN EXPERIMENTAL 2001

TESIS PROFESIONAL

ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO

FIGURA No. 9 S/ ESCALA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
ISOMÉTRICO MÉTODO DE EXPLOTACIÓN EXPERIMENTAL 2001	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 10 S/ ESCALA

IV. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TUMBE POR SUBNIVELES

IV.1 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Particularmente las dos consideraciones que se hicieron en Las Cuevas para determinar el cambio en el método de explotación fueron:

- ❖ La flexibilidad del método.
- ❖ La disponibilidad del mineral.

Se analizaron dos métodos que cumplen con estas condiciones.

TUMBE POR SUBNIVELES

Este método de explotación es aplicable tanto a vetas anchas como angostas con un buzamiento muy pronunciado, mantos de gran potencia y chimeneas, el espesor del depósito puede ser variable, pero la ley del mineral debe ser bastante uniforme. El método de tumba por subniveles emplea dos tipos de configuraciones básicas para la explotación de los rebajes, transversal y longitudinal. En ambas configuraciones el mineral se tumba a partir de los subniveles realizando cortes de piso en forma de banco o por medio de abanicos de barrenación colados de abajo hacia arriba y de subnivel a subnivel.

Los rebajes longitudinales son empleados en la explotación de vetas angostas con gran buzamiento en donde los subniveles se colarán en forma paralela al rumbo del depósito con una longitud limitada por la extensión del cuerpo. El ancho o claro del rebaje estará limitado por la potencia o ancho de la veta, en vetas muy anchas se acostumbra dejar pilares de soporte dentro del rebaje ya sea en forma aleatoria o distribuidos regularmente.

Los rebajes transversales suelen estar delineados por un sistema regular de pilares de costilla, con pilares de piso construidos en forma similar a los empleados en los rebajes longitudinales, si el depósito buza con un ángulo muy pronunciado los pilares del piso proporcionan un buen soporte lateral.

APLICACIÓN	VENTAJAS	DESVENTAJAS
<ul style="list-style-type: none">• Aplicable a depósitos con forma tabular o lenticular.• La profundidad para su aplicación queda en función del yacimiento mineral• Se aplica a cuerpos con potencia entre 6 y 30 m, de gran extensión.• El echado del cuerpo debe ser mayor de 45°, preferiblemente entre 60 y 90°.	<ul style="list-style-type: none">• Se tiene una recuperación de 90 % de mineral.• Bajos Costos de preparación y desarrollo.• Es mecanizable.• La productividad t / hombre es alta.• Se tiene un costo bajo en el minado.	<ul style="list-style-type: none">• La barrenación larga se debe hacer con cuidado de que no haya mas del 2% de desviación.• En la etapa de tumba es flexible.• La utilización de explosivos en grandes cantidades puede ocasionar vibraciones excesivas y dañar los rebajes.

CORTE Y RELLENO

Este método es adaptable a la mayoría de los yacimientos minerales. La aplicación estándar es aquella en la cual una sección horizontal de mineral es extraída y en su lugar se coloca material estéril como relleno, el ancho de este corte es de 2.4 a 3 m, el mineral se conduce a niveles inferiores por medio de metaleras que cruzan el relleno hasta llegar a tolvas. Una vez rezagado el mineral, se procede a rellenar, ya que la explotación es ascendente.

Los rellenos tienen la finalidad de crear nuevos pisos de trabajo que permitan la continuidad de la actividad extractiva, en la actualidad se usan como soporte estructural que permita minar sin comprometer la estabilidad estructural de la mina, o que permita extraer pilares que contienen mineral, el relleno también se utiliza como soporte del terreno, sobre todo para los respaldos

El método se aplica cuando se requiere hacer un minado selectivo o cuando se tienen las paredes del rebaje débiles e inestables. Debido a la altura del corte, pueden ser dejadas áreas no económicas del yacimiento, y en el lugar pueden ser utilizadas como relleno.

Ya que el costo de tepetate removido es muy alto, se ha empezado a sustituir por relleno hidráulico lo cual da una mayor productividad, bajo costo y mayor estabilidad en las paredes, el uso de relleno hidráulico se presta a la mecanización; las colas o arena de la superficie son llevada como pulpas y distribuidas por tuberías en los rebajes.

Para este tipo de relleno se necesita un sistema de drenaje, ya que contienen de un 30 a 40 % de agua, los accesos deben estar equipados con mamparas para prevenir inundaciones hacia un nivel de acarreo durante el relleno.

APLICACION	VENTAJAS	DESVENTAJAS
<ul style="list-style-type: none">• La resistencia del mineral debe ser moderada a alta.• Es aplicable a cuerpos de gran extensión con una potencia entre 2 y 6 m.• Se aplica a cuerpos de una profundidad de hasta 2.0 km.• El echado del depósito debe ser menor a 40°, o menor que el ángulo de reposo del mineral.	<ul style="list-style-type: none">• La sección de los rebajes es pequeña minimizando la dilución debida a los respaldos.• El cambio a otro método de explotación es fácil y rápido.• La inversión inicial en equipo es relativamente pequeña.• Se pueden alcanzar recuperaciones hasta del 80% si se recuperan los pilares.	<ul style="list-style-type: none">• Durante la explotación se producen pérdidas de mineral donde hay se dejan los pilares.• Provoca condiciones peligrosas de trabajo.• Requiere una supervisión continua.• Requiere mucha mano de obra.

IV.2 IMPLANTACIÓN DEL SISTEMA TUMBE POR SUBNIVELES

Resultado del análisis de selección del método de minado.

Se optó por el sistema de tumba por subniveles por las siguientes características:

- La flexibilidad del método en la etapa de tumba; implica obtener fluorita con determinadas características controlando las leyes de fluoruro de calcio (CaF_2), carbonato de calcio (CaCO_3) y sílice (SiO_2), para mantener los estándares de calidad que solicitan los clientes.
- Disposición inmediata del mineral hasta en 90 % del total del rebaje.
- El sistema nos da información de comportamiento geológico durante la preparación y el minado.
- Las labores se pueden sistematizar con la creación de ciclos de trabajo.
- El sistema permite hacer cambios si las condiciones geológicas y estructurales cambian.
- Permite el uso de equipo y maquinaria de mayor capacidad.
- Tiene un bajo costo en cada una de las etapas de producción.
- Se puede controlar la granulometría desde el interior mina.

El sistema de explotación de tumba por subniveles con barrenación en abanico, implica colar cruceros paralelos en el subnivel 220 y nivel 220; en cada crucero se hace barrenación para los abanicos, con una separación entre cada línea de abanicos de 2.7 m, se estableció esta distancia, ya que en el método experimental fue la más adecuada para el control de la granulometría del mineral.

Una vez colado el crucero, se hacen trabajos de topografía y geología para marcar los 2.7 m y realizar un muestreo para conocer las leyes de CaF_2 , SiO_2 y de CaCO_3 de cada abanico, la ley promedio y tonelaje de cada crucero.

El yacimiento mineral de las cuevas por tratarse de un cuerpo masivo con dimensiones de:

- ❖ Largo 300 a 800 m
- ❖ Ancho 50 a 200 m
- ❖ Profundidad 200 a 500 m
- ❖ Y leyes de fluorita de 73 % a 95 %

Estas condiciones permiten que el sistema de explotación de tumba por subniveles sea el más adecuado y tenga la flexibilidad que se requiere en la etapa de tumba. Es decir, en un crucero se lleva a cabo trabajos de tumba, en otro se barrenan los abanicos y en otro se continúa con el cuele del crucero.

En el método se planean subniveles a lo largo del cuerpo cuya separación entre ellos depende de la capacidad de barrenación del equipo, de las condiciones geológicas y del soporte de la roca encajonante.

Actualmente la separación promedio entre subniveles es de 20 m y entre niveles de 40 m. En un extremo del cuerpo se barrena para hacer la ranura de salida. A partir de la ranura, se barrena en forma paralela y en retroceso hasta la siguiente línea; se tiene una separación de 2.7 m entre cada línea de abanicos para controlar la fragmentación. (Ver figura 12 y 13)

Aunque la etapa de preparación para el tumbe es tardada por la gran cantidad de desarrollo es mucho más productiva que el sistema de explotación anterior, debido a la inmediata disposición del mineral. Además se tiene gran versatilidad en cuanto a la capacidad productiva en la etapa de tumbe y en la selección de la calidad de fluorita, lo cual resulta muy importante porque los clientes solicitan fluorita con determinadas características, el método actual permite ubicar en cualquier parte del yacimiento las leyes de CaCO_2 , SiO_2 , CaF_2 , y seleccionar una parte del cuerpo con las características que mejor se ajusten a las necesidades de los clientes.

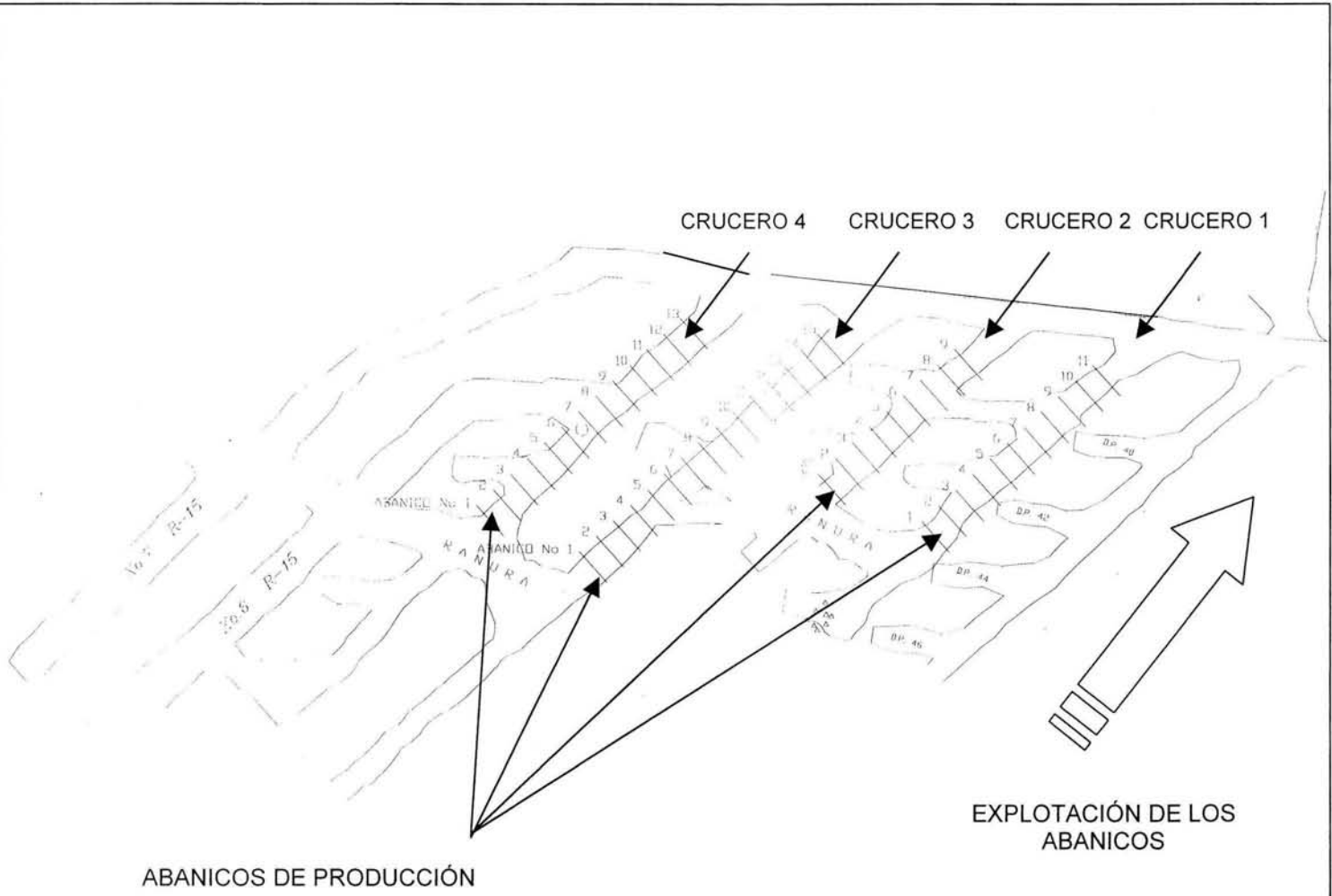
El método permite una mejor planeación, un mejor control de la barrenación con respecto al método de tumbe sobra carga, una mayor eficiencia de los disparos, y una mejora en la etapa de extracción, esta manera se incrementa la productividad y seguridad de la mina.

Hay que tomar en consideración que aunque se puede lograr una fragmentación óptima variando la plantilla de barrenación y el factor de carga del explosivo, puede haber una etapa en la que el tamaño óptimo de fragmentación no sea la deseada, es decir, cuando no se lleva un control topográfico preciso de la separación entre las líneas de los abanicos (2.7 m) y de los ángulos de separación entre los barrenos, o sea, se produce una mayor cantidad de gruesos que de finos, lo ideal es 50% de cada uno de ellos. Cuando los fragmentos son muy grandes se deben de plastear, lo que significa un costo en explosivos y retraso en los ciclos de operación. (Ver figura 13)

Se deben realizar estudios de geología en las zonas donde se estará trabajando, con el propósito de detectar con anterioridad las oquedades (choyas), ya que en muchas partes del yacimiento mineral se presenta como parte de un evento geológico, lo que provoca que la barrenación no sea eficiente.

Cuando se termine con los trabajos de explotación de nivel 220, se procede con la configuración del nivel 260 el cual ya estará completamente integrado al método de explotación de tumbe por subniveles. (Ver figura 14)

En la figura 11 se muestra un rebaje típico comprendido por cuatro cruceros, los cuales se encuentran en diferentes etapas de explotación. Esto es debido a los ciclos de operación y trabajo que permite el método.



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
ABANICOS DE PRODUCCIÓN	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA 11 S/ ESCALA

En la tabla 4, se presenta el crucero 1; en él se tienen 11 líneas de abanicos y 14,445.10 t totales, el crucero 1 es el principal del rebaje, se encuentra en la última etapa, es decir, ya se barreno cada una de las líneas y esta proyectado la cantidad de mineral que se espera por cada abanico con su respectiva ley de CaF_2 . Cabe hacer notar que al tener que trabajar sobre pedido y con determinadas características de fluorita, se pueden hacer compositos con los datos de cruceros completos o si fuera necesario con líneas de abanicos de manera individual.

CRUCERO 1						TABLA 4
No de Abanico	Volumen m^3	Toneladas	%			
			CaF_2	SiO_2	CaCO_3	
1	657.05	1314.10	96.88	1.18	0.69	
2	657.05	1314.10	97.06	1.31	0.64	
3	657.05	1314.10	97.06	1.31	0.64	
4	657.05	1314.10	97.06	1.31	0.64	
5	657.05	1314.10	93.14	2.23	3.05	
6	657.05	1314.10	93.14	2.23	3.05	
7	657.05	1314.10	95.17	2.06	1.38	
8	657.05	1314.10	95.17	2.06	1.38	
9	657.05	1314.10	96.04	0.32	2.65	
10	657.05	1314.10	96.04	0.32	2.65	
11	657.05	1314.10	97.45	0.13	1.46	
Total	7,227.55	14, 455.10	Promedio 98.83	Promedio 1.31	Promedio 1.65	

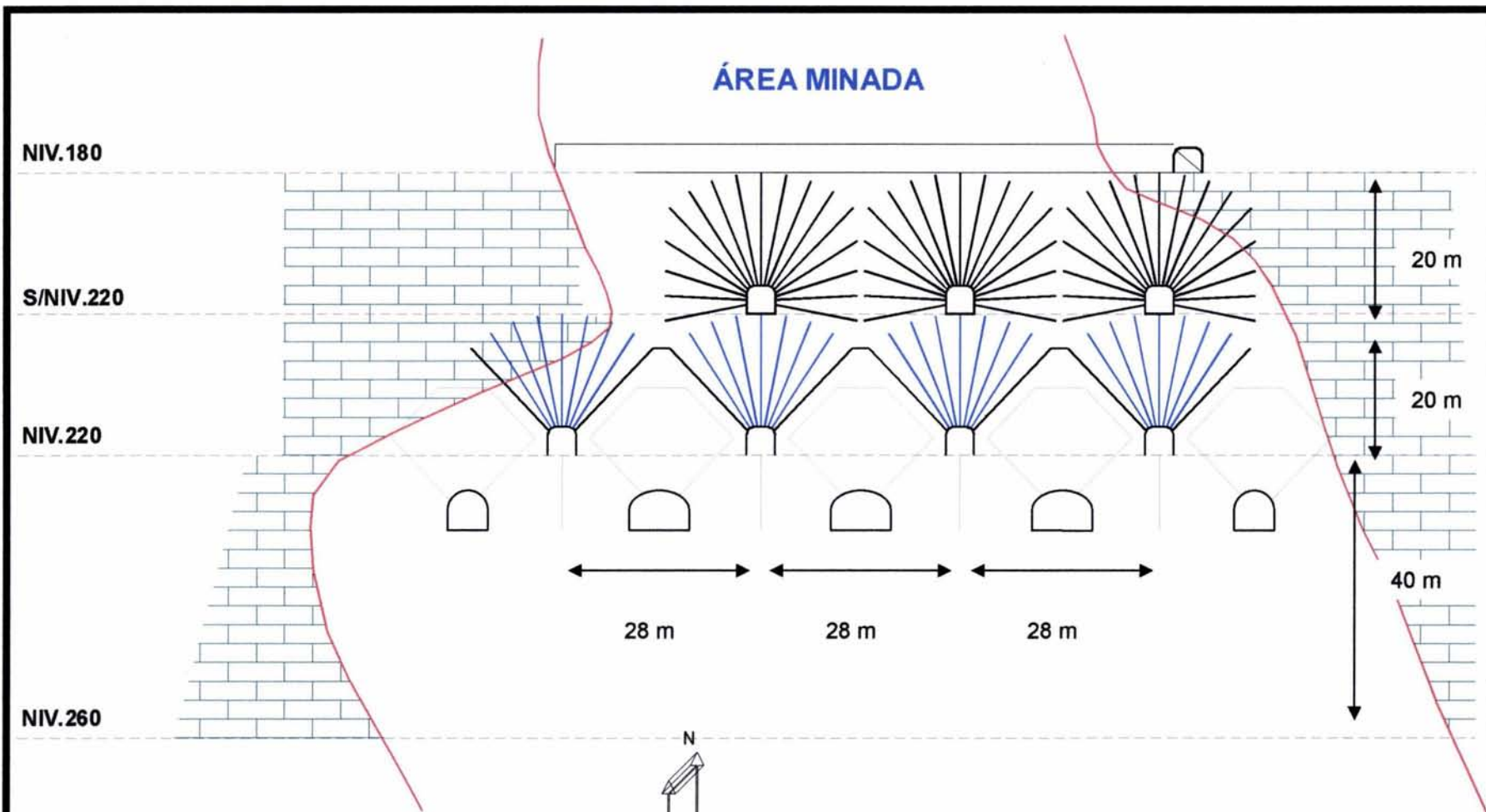
El crucero 2 presentado en la tabla No 5, sólo se diseñó una plantilla de 9 líneas de abanicos ya que se llegó a una zona dentro del yacimiento en donde las características del mineral no son lo suficientemente buenas como para continuar desarrollando el crucero.

CRUCERO 2						TABLA 5
No de Abanico	Volumen m^3	Toneladas	%			
			CaF_2	SiO_2	CaCO_3	
1	657.05	1314.10	95.71	1.92	0.83	
2	657.05	1314.10	97.30	0.90	0.55	
3	657.05	1314.10	97.30	0.90	0.55	
4	657.05	1314.10	97.82	0.61	0.76	
5	657.05	1314.10	90.02	1.29	5.82	
6	657.05	1314.10	90.02	1.29	5.82	
7	657.05	1314.10	97.30	0.18	1.56	
8	657.05	1314.10	97.30	0.18	1.56	
9	657.05	1314.10	93.45	3.45	1.32	
Total	5,913.45	11,826.90	Promedio 95.13	Promedio 1.19	Promedio 2.08	

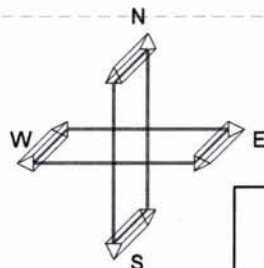
Los cruceros 3 y 4, se encuentran en las primeras etapas, se ha colado todo el crucero siguiendo las guías geológicas, dando como resultado cruceros en donde se planea hacer 15 y 9 líneas de abanicos respectivamente; se ha realizado el muestreo geológico aportando la ley para cada uno de ellos; sólo se han barrenado 4 y 3 líneas, se planea que una cuadrilla de trabajadores continúe preparando el crucero hasta tener todas las líneas listas, pero si en algún momento se requiere mineral con determinada ley, las líneas son cargadas y disparadas. (Ver tablas 6 y 7)

CRUCERO 3			TABLA 6		
No de Abanico	Volumen m ³	Toneladas	%		
			CaF ₂	SiO ₂	CaCO ₃
1	657.05	1314.10	86.80	8.31	0.90
2	657.05	1314.10	90.78	6.37	0.64
3	657.05	1314.10	90.78	6.37	0.64
4	657.05	1314.10	92.23	4.86	2.90
5	0.00	0.00	92.23	4.86	2.90
6	0.00	0.00	95.85	2.32	5.19
7	0.00	0.00	96.60	1.79	0.39
8	0.00	0.00	96.60	1.79	0.39
9	0.00	0.00	97.45	0.66	0.72
10	0.00	0.00	97.45	0.66	0.72
11	0.00	0.00	95.99	1.55	1.25
12	0.00	0.00	95.99	1.55	1.25
13	0.00	0.00	97.71	0.71	0.40
14	0.00	0.00	97.71	0.71	0.40
15	0.00	0.00	0.0	0.0	0.0
Total	2,628.20	5,256.40	Promedio 94.58	Promedio 3.03	Promedio 1.33

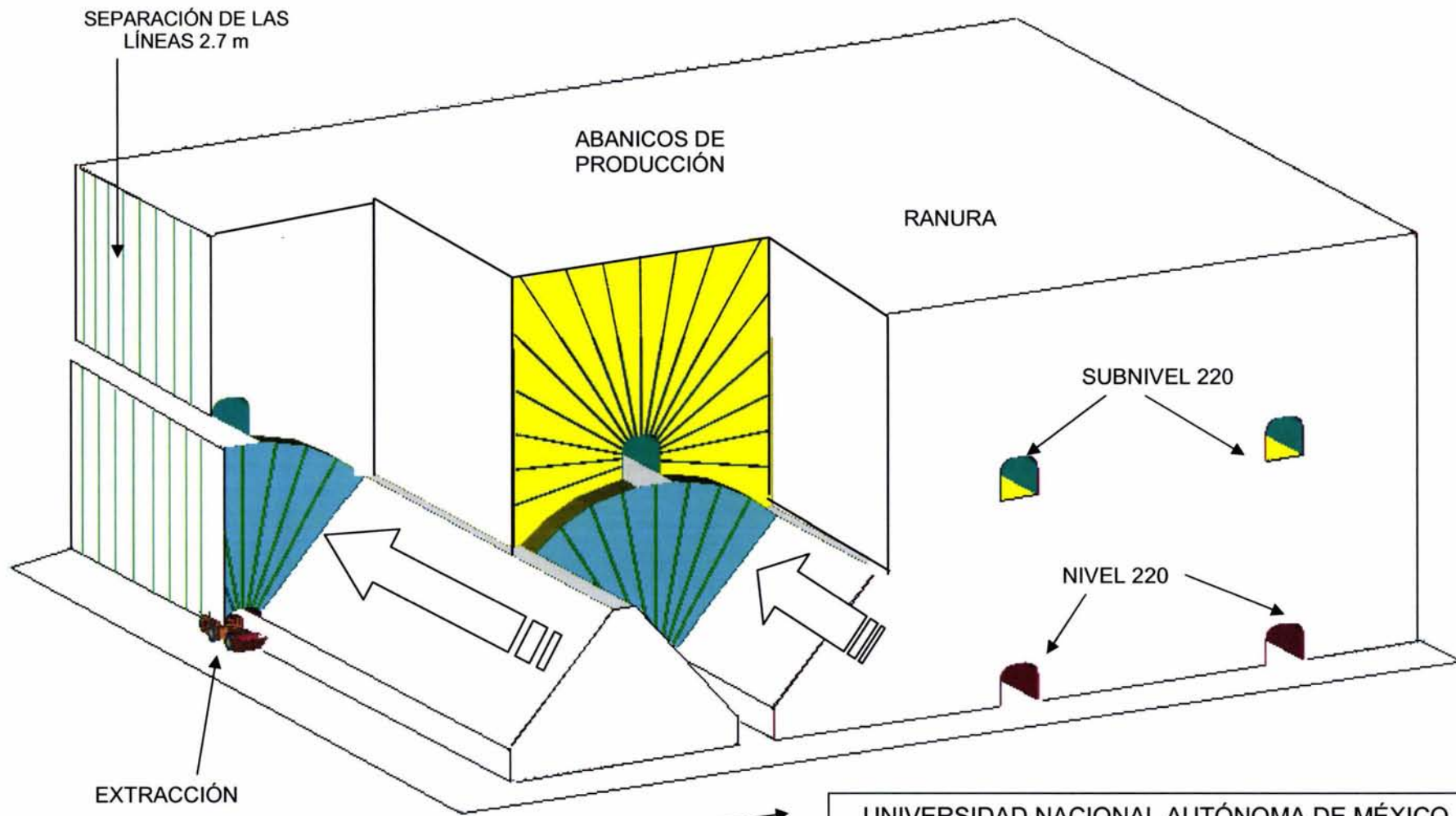
CRUCERO 4			TABLA 7		
No de Abanico	Volumen m ³	Toneladas	%		
			CaF ₂	SiO ₂	CaCO ₃
1	657.05	1314.10	97.72	0.70	0.71
2	657.05	1314.10	97.72	0.70	0.71
3	657.05	1314.10	97.54	0.99	0.53
4	0.0	0.0	97.37	1.01	0.60
5	0.0	0.0	97.37	1.01	0.60
6	0.0	0.0	97.53	0.64	0.80
7	0.0	0.0	95.25	2.41	0.80
8	0.0	0.0	95.25	2.41	0.80
9	0.0	0.0	97.75	0.60	0.66
Total	1,971.15	3,942.30	Promedio 97.05	Promedio 1.16	Promedio 0.69



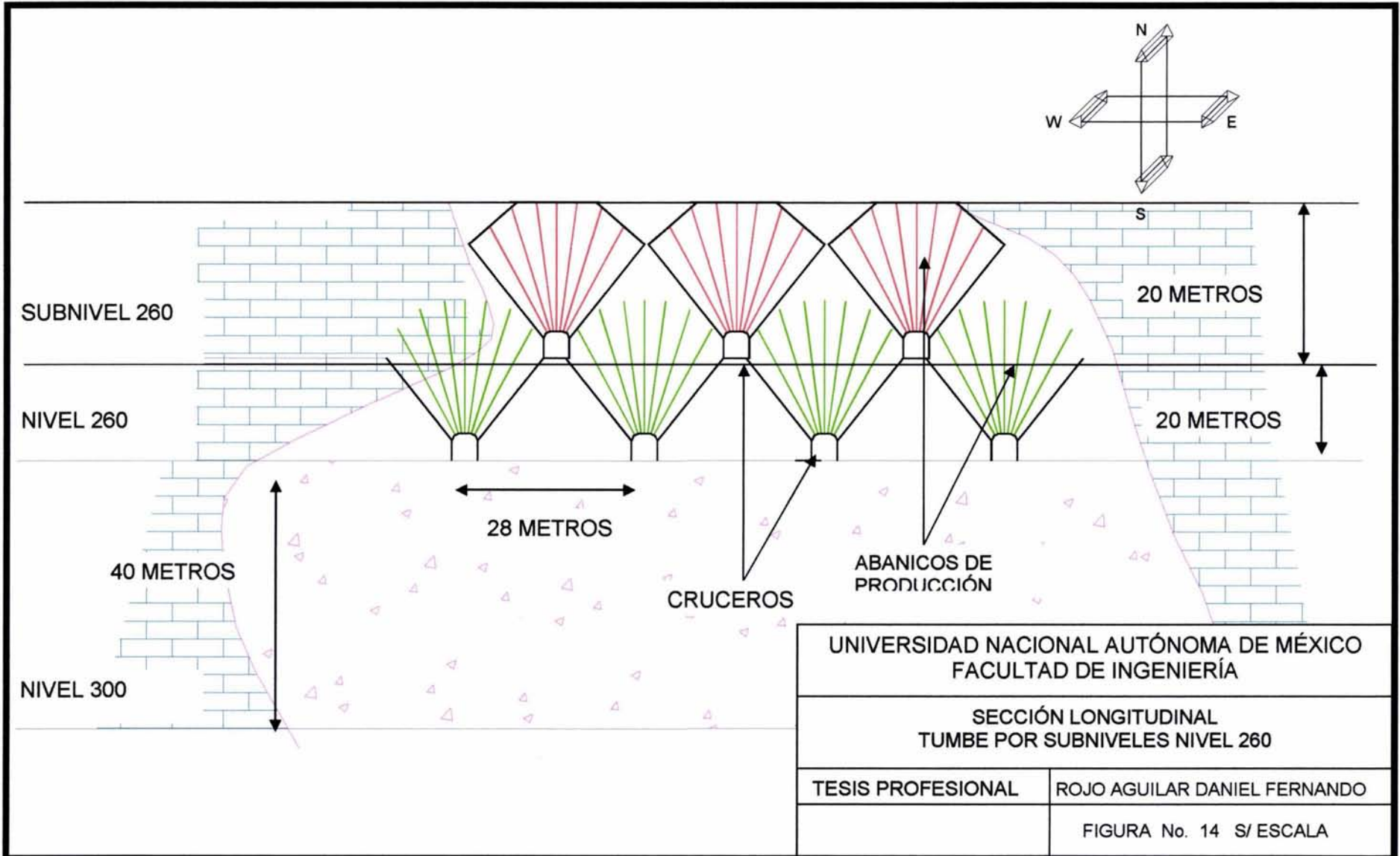
LONGITUD DE BARRENACIÓN: 16.0 m.
 DIAMETRO DE BARRENACIÓN: 0.06 m



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
SECCIÓN LONGITUDINAL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN TUMBE POR SUBNIVELES 2002	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 12 S/ ESCALA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
ISOMÉTRICO TUMBE POR SUBNIVELES CON BARRENACIÓN EN ABANICO 2002	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 13 S/ ESCALA



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO FACULTAD DE INGENIERÍA	
SECCIÓN LONGITUDINAL TUMBE POR SUBNIVELES NIVEL 260	
TESIS PROFESIONAL	ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO
	FIGURA No. 14 S/ ESCALA

IV.3 PLANTILLA DE BARRENACIÓN EN ABANICO DE PRODUCCIÓN

La plantilla de barrenación en un abanico es uno de los factores fundamentales en el minado del cuerpo mineral, ya que de esta depende la adecuada granulometría del mineral tumbado; en la barrenación se obtienen grado metalúrgico y finos.

Una buena plantilla de barrenación disminuye el riesgo de dañar las tablas del rebaje o las obras cercanas, ocasionadas por la vibración o golpe de aire generado por la voladura.

La barrenación de los abanicos, se realiza en forma radial en un plano paralelo a la ranura de salida de las voladuras y en retroceso, para lo cual se utilizará el equipo de barrenación larga Simba H254 utilizando broca de 6.35 cm (2 ½") y barras de extensión de 1.83 m (6ft). (Ver figura 13)

En el método de tumbe por subniveles con barrenación en abanico, se realizan 9 barrenos de 16 m, sin embargo, la longitud real efectiva es de 15.54 m en cada barreno; y la longitud total de barrenación en abanico es de 139.90 m. El volumen de cada barreno es de 38 762.21 cm³, y en total se tiene 348 859.89 cm³.

La separación entre cada línea de abanicos es de 2.70 m, que es la adecuada para obtener la granulometría del grado metalúrgico.

De explosivo se usa bombillo de 5.08 cm X 40.64 cm con una densidad de 0.82 g/cm³. Además de Carbonito cuya densidad es de 0.85 g/cm³, peso del bulto 25 Kg. El consumo total de explosivo en cada abanico de producción es de 305.08 Kg.

Es muy importante la calidad de los trabajos que realizan los perforistas tanto en avance como en tumbe para mantener en buen estado y con las secciones adecuadas las obras, además deben tener la capacidad de tomar decisiones inmediatas para remediar o en su caso abandonar lugares de riesgo.

Los riesgos a los que se estaba expuesto con el sistema combinado, como por ejemplo en el plasteo continuo en chorros y en el tumbe de pilares del crucero, se eliminan con la implantación del nuevo sistema de barrenación.

La operación técnica de barrenación en abanico es más efectiva y de mayor calidad, comparada con el método anterior, ya que solo se hacen los abanicos que se requieren para la producción, para lograr esto se requiere adquirir un mayor y mejor equipo de barrenación.

En el método combinado, se debían hacer los siguientes trabajos de barrenación:

En tumbe sobre carga, se tiene una longitud de barrenación de 11.41 m, con un consumo de explosivo de 28.44 kg, obteniéndose 41.28 toneladas de mineral quebrado. No se tenía disposición inmediata del mineral.

En tumba de pilares y cortinas, la altura del pilar era de 29 m en los cuales se realizaban 7 barrenos distribuidos en la sección del pilar, 2 barrenos de 3.5 m de longitud, 2 barrenos de 7.0 m, 2 barrenos de 10 m y un barreno de 12 m en la parte central, la longitud total de barrenación es de 53 m. El consumo total de explosivo es de 133.51 kg, obteniéndose 1,565.93 toneladas; sin embargo a pesar de ser una cantidad considerable de mineral, ésta operación se hacía en la última etapa del sistema.

También hay que mencionar que se deben hacer las obras de preparación y desarrollo; en el nivel los cruceros de acarreo, los cruceros de extracción, y los conos de captación; en el subnivel, las calles y cortinas.

En el punto IV.4 se describe a detalle la forma de calcular la plantilla de barrenación en el nuevo método. Primero se menciona la sección del abanico para obtener los m^3 , la densidad del mineral y el diámetro de barrenación.

En seguida se menciona la longitud de barrenación; ésta se logra uniendo barras de 1.80 m; es decir, el equipo Simba cuenta con un sistema computarizado el cual dirige un brazo mecánico, éste cuenta con un distribuidor para 10 barras las cuales son colocadas una tras de otra, hasta alcanzar la longitud efectiva.

El volumen de cada barreno y la longitud total de barrenación se complementa con las características y cantidad de explosivo, para obtener buenos resultados en la barrenación del abanico de producción.

La producción de mineral obtenido por cada abanico en el nuevo método (1,314.10 t) es inferior a la obtenida en la última etapa del método combinado (1,565.93 t); sin embargo, basta imaginar la cantidad de trabajo y recursos en cada uno de los rebajes de tumba sobre carga para obtener 1/3 del total del mineral y tener que unir varias terceras partes para obtener la calidad de fluorita deseada.

La barrenación de tumba por subniveles con barrenación en abanico es la mejor por la disposición inmediata del mineral con la ley seleccionada.

Lo versátil y flexible del método de explotación es que permite disponer de fluorita en cualquier época del año y con la calidad que los clientes solicitan.

El realizar el cambio de método de explotación tiene como propósito fundamental, la reducción de los costos de operación mina conservando la producción del año 2002: mineral grado metalúrgico y de finos para alimentación a la planta de beneficio, respetando de los parámetros de calidad acordados por la compañía y los clientes.

IV.4 ABANICO TÍPICO DE 9 BARRENOS PARA PRODUCCIÓN

SECCIÓN DE ABANICO	15.60 x 15.60	= 243.36 m ³
DENSIDAD DEL MINERAL		2.00 Ton/m ³

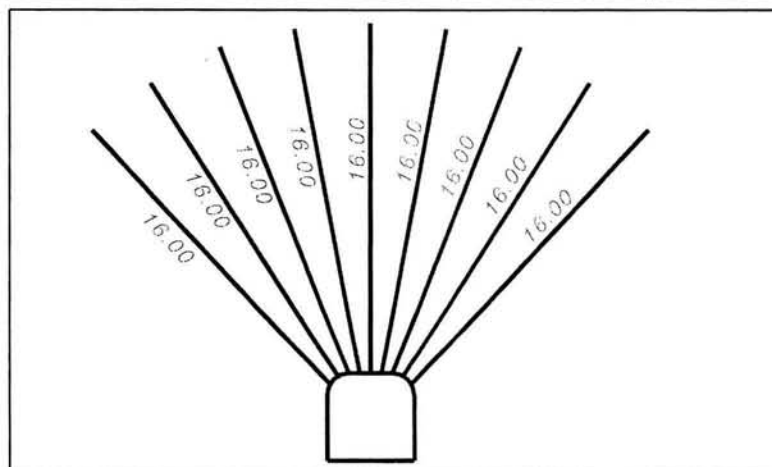
DIÁMETRO DE BARRENACIÓN	2.50 in	0.06 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 1	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 2	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 3	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 4	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 5	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 6	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 7	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 8	51.00 ft	15.54 m
LONGITUD DE BARRENACIÓN 9	51.00 ft	15.54 m

LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 1	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 2	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 3	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 4	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 5	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 6	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 7	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 8	50.00 ft	15.24 m
LONGITUD EFECTIVA DE BARRENACIÓN 9	50.00 ft	15.24 m
SEPARACIÓN DE LAS LÍNEAS DE LOS ABANICOS	8.86 ft	2.70 m

DIÁMETRO Y LONGITUD DEL BOMBILLO	5.08 cm	40.64 cm
PESO DEL BOMBILLO		0.95 Kg
VOLUMEN DEL BOMBILLO		0.82 cm ³
BAJO EXPLOSIVO: CARBONITRO		
DENSIDAD	0.85 g/cm ³	0.001 Kg/cm ³

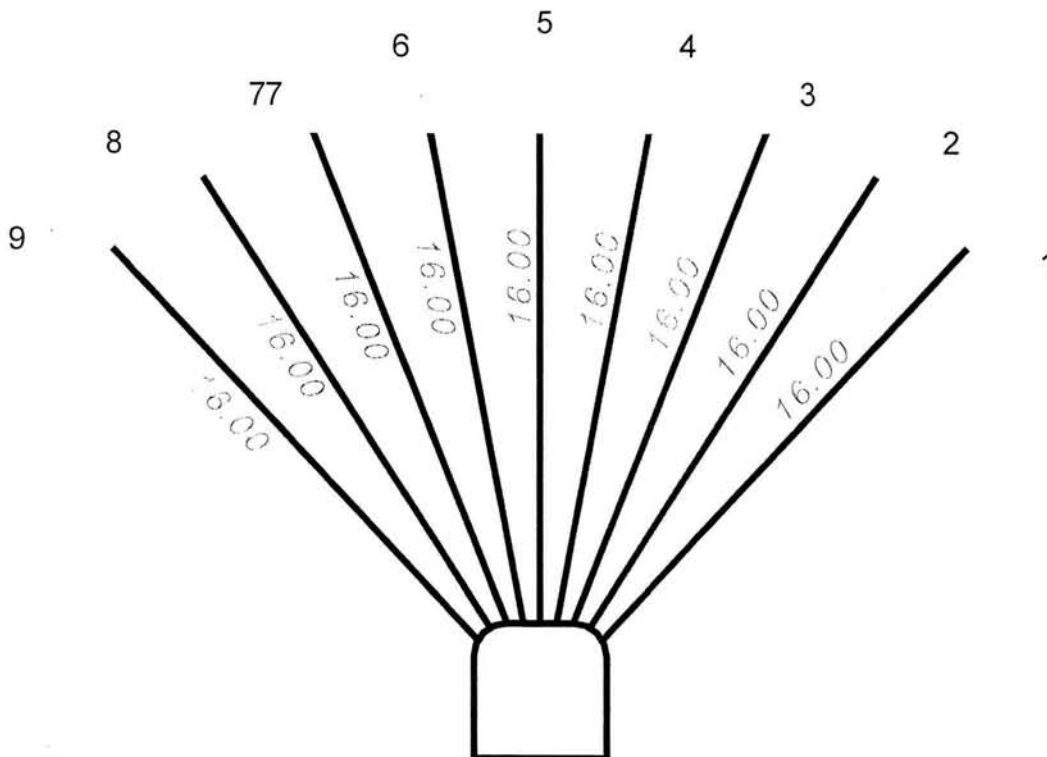
TACO BARRENO	3.00 m
BARRENOS CARGADOS	9.00 BARRENOS
BARRENOS DE ALIVIO	0.00 BARRENOS
VOLUMEN DE BARRENO 1	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 2	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 3	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 4	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 5	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 6	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 7	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 8	38,762.21 cm ³
VOLUMEN DE BARRENO 9	38,762.21 cm ³
LONGITUD TOTAL DE BARRENACIÓN / ABANICO	139.9 m

CONSUMO DE:	
BAJO EXPLOSIVO / BARRENO	38,761.39 cm ³
BAJO EXPLOSIVO / BARRENO	32.95 Kg
BAJO EXPLOSIVO / ABANICO	348,861.50 cm ³
BAJO EXPLOSIVO / ABANICO	296.53 Kg
No. DE BULTOS / VOLADURA	11.86 Bultos
ALTO EXPLOSIVO / BARRENO	0.95Kg
ALTO EXPLOSIVO	8.55 Kg
CONSUMO TOTAL DE EXPLOSIVO	305.08 Kg



MINERAL QUEBRADO	657.05 m ³
MINERAL QUEBRADO	1, 314.10 Ton-m
FACTOR DE CARGA	0.23 Kg/ Ton-m

Un factor importante, es la distribución de los barrenos y el ángulo de barrenación en la sección del abanico, si se mantiene un estricto control, se obtiene una mejor granulometría desde el interior mina, ahorrándose un paso en la etapa de trituración. La longitud de barrenación es de 16 m, sin embargo, por convención para los cálculos se toma la cifra de 15.24 m. La siguiente figura muestra las características de cada barreno.



NÚMERO DE BARRENO	ÁNGULO DE BARRENACIÓN	LONGITUD DE BARRENACIÓN (m)	LONGITUD EFECTIVA (m)
BARRENO 1	55	16	15.24
BARRENO 2	61	16	15.24
BARRENO 3	74	16	15.24
BARRENO 4	81	16	15.24
BARRENO 5	90	16	15.24
BARRENO 6	98	16	15.24
BARRENO 7	108	16	15.24
BARRENO 8	119	16	15.24
BARRENO 9	131	16	15.24

IV.5 ESTÁNDARES DE OPERACIÓN

En el trabajo de explotación se debe tener buen control en las obras de preparación, desarrollo y tumba para tener un mejor aprovechamiento de los recursos y una reducción de costos.

Se deben estandarizar los siguientes parámetros de operación considerando 638,458 toneladas de producción mina y 300 días hábiles en el año.

- Manteo 2,122 t / día
- Mineral grado metalúrgico 1,018 t / día
- Mineral fino 1,104 t / día
- Acarreo 2,122 t / día
- Barrenación de producción 306 m por día
- Avance de obras de preparación 2,250 m al año
- Voladuras de producción 2,122 t / día
- Seguridad: cero accidentes.

Con el siguiente equipo en operación:

Barrenación: Dos jumbos electrohidráulicos (un Simba y un Mercury 14)

Voladura: Un cargador de explosivo Getman (Anfoloader)

Rezagado: Cuatro cargadores de bajo perfil (dos de 5.35 m³ y dos de 2.29 m³)

Acarreo: Dos camiones de volteo (un camión de 40 ton. y un camión de 22 ton.)

Manteo: Un tiro operando a 3 turnos por día, 6 días a la semana (tiro # 6). [4]

Tomando en consideración el ciclo de producción: barrenación, voladura, rezagado, acarreo y manteo. La paltilla total de trabajadores sindicalizados es de 57 personas.

Para los trabajos de preparación, como son las rampas al subnivel, las galerías del subnivel, las galerías perimetrales y las obras mineras que se requieran; se programa una jornada de 6 días laborables con 2 turnos por día, y una jornada de 8 horas; sin embargo, los estudios de tiempos y movimientos dan como resultado 5.5 horas efectivas de trabajo por turno.

Dependiendo del tipo de obra se le asigna un avance diario y un avance semanal para cumplir con lo establecido en los programas de producción. Los estándares de operación por preparación se presentan en la tabla No. 8

TABLA 8								
OBRA	EQUIPO	HORAS TURNO	UNIDAD	ESTANDAR				
				AVANCE TURNO	TURNO DÍA	AVANCE DÍA	DIAS SEMANA	AVANCE SEMANA
<i>PREPARACIÓN</i>								
RAMPAS A SUBNIVEL	JUMBO	5.5	m	2.50	2	5.00	6	30.00
RAMPAS GENERALES	JUMBO	5.5	m	2.50	2	5.00	6	30.00
GALERÍAS SUBNIVEL	JUMBO	5.5	m	2.50	2	5.00	6	30.00
GALERÍAS PERIMETRALES	JUMBO	5.5	m	2.50	2	5.00	6	30.00
OBRAS MINERAS VARIAS	JUMBO	5.5	m ³	11.11	2	22.22	6	133.33

Los trabajos de desarrollo son los cruceros y las calles, estas obras siguen los mismos criterios que las obras de preparación; en esta etapa se solicita como mínimo un avance semanal de 30 m. Los estándares de operación por desarrollo se presentan en la tabla No. 9.

TABLA No. 9								
OBRA	EQUIPO	HORAS TURNO	UNIDAD	ESTANDAR				
				AVANCE TURNO	TURNO DÍA	AVANCE DÍA	DIAS SEMANA	AVANCE SEMANA
<i>DESARROLLO</i>								
CRUCEROS	JUMBO	5.5	m	2.50	2	5.00	6	30.00
CALLES	JUMBO	5.5	m	2.50	2	5.00	6	30.00

La barrenación y tumbe de conos que aún se tienen en rebajes del método de explotación combinado representa unas 1000 t / día.

La barrenación y tumbe de los pilares que se dejaban a manera de protección en las obras anteriores; con el nuevo sistema, es mineral que se recupera y representa 6,480 t / día, en promedio.

Estos datos pueden variar dependiendo de la zona en que se encuentren, y en función de las leyes de CaF₂, SiO₂, CaCO₃ que contengan, pueden ser barrenados y estar listos para el tumbe, y en una etapa posterior combinarse con mineral de mayor o menor ley y realizar compósitos.

La barrenación y tumbe de abanicos con el método de explotación nuevo se incrementará conforme se termine el mineral de obras anteriores y cuando el nivel 260 se encuentre en las etapas de tumbe. Los estándares de operación por tumbe se presentan en la tabla No. 10.

TABLA No. 10								
OBRA	EQUIPO	HORAS TURNO	UNIDAD	ESTANDAR				
				AVANCE TURNO	TURNO DÍA	AVANCE DÍA	DIAS SEMANA	AVANCE SEMANA
TUMBE								
CRUCERO SUBNIVEL PILAR	JUMBO	5.5	m	2.50	2	5.00	6	30.00
BARRENACIÓN Y TUMBE DE CONOS	JUMBO	5.5	m	500.00	2	1,000.00	6	6,000.00
RANURAS	JUMBO	5.5	m	800.00	2	1,600.00	6	9,600.00
BARRENACIÓN Y TUMBE DE PILARES	JUMBO	5.5	m	3,240.00	2	6,480.00	6	38,880.00
BARRENACIÓN Y TUMBE DE ABANICOS	JUMBO	5.5	m ³	1,800.00	2	3,600.00	6	21,600.00

El rezagado se lleva a cabo en los tres turnos, donde el tiempo efectivo por turno es de 5.5 horas y dependiendo de la capacidad de cada cargador frontal los ciclos por hora van de 9 a 11, también influye la distancia de rezagado. Los estándares de operación para rezagado se presentan en la tabla No. 11.

TABLA No 11							
EQUIPO REZAGADO	TURNO HORAS	No.CICLOS HORA	ESTANDAR				
			TONELADAS TURNO	TORNOS	TONELADAS DÍA	DIAS AL MES	TONELADAS AL MES
SCOOP- TRAM 4.97 m ³	5.5	11.00	550.00	3	1,650.00	25.00	41,250.00
SCOOP- TRAM 2.60 m ³	5.5	9.00	227.09	3	681.26	25.00	17,031.47
SCOOP- TRAM 2.29 m ³	5.5	10.00	294.37	3	883.11	25.00	22,077.83

El acarreo trabaja los tres turnos, realizando 2.5 ciclos por hora, las distancias de acarreo hasta la quebradora primaria varían de 900 m a 1000 m. Los estándares de operación para acarreo se presentan en la tabla No. 12.

TABLA No. 12							
EQUIPO ACARREO	TURNO HORAS	No.CICLOS HORA	ESTÁNDAR				
			TONELADAS TURNO	TURNOS	TONELADAS DÍA	DIAS AL MES	TONELADAS AL MES
CAMION DE 40 TONELADAS	5.5	5.00	605.00	3	1,815.00	25.00	45,375.00
CAMION DE 22 TONELADAS	5.5	2.50	302.50	3	907.50	25.00	22,687.50

El manto se realiza por el tiro 1 y por el tiro 6; trabajan los tres turnos, en promedio efectúan 20 ciclos por hora, trabajando 5.5 horas por turno. Los estándares de operación para manto se presentan en la tabla No. 13.

TABLA No. 13							
EQUIPO MANTEO	TURNO HORAS	No.CICLOS HORA	ESTÁNDAR				
			TONELADAS TURNO	TURNOS	TONELADAS DIA	DIAS AL MES	TONELADAS AL MES
TIRO # 1 2.18 t / Skip	5.5	20.77	498.07	3	1,494.20	25.00	37,354.90
TIRO # 6 3.51 t / Skip	5.5	21.86	844.11	3	2,532.32	25.00	63,307.89

Con el mejoramiento de la barrenación y tumba en el interior mina, se reduce la cantidad de material que no cumple con la granulometría para ser considerado mineral grado metalúrgico; en la planta de trituración los parámetros de operación se presentan en la tabla No. 14.

TABLA No. 14							
EQUIPO PLANTA DE TRITURACIÓN	TURNO HORAS	No.CICLOS HORA	ESTÁNDAR				
			TONELADAS TURNO	TURNOS	TONELADAS DIA	DIAS AL MES	TONELADAS AL MES
PLANTA DE TRITURACIÓN No 1	5.5	1.00	412.50	2	825.00	25.00	20,625.00
PLANTA DE TRITURACIÓN No 1	5.5	1.00	1,100.00	2	2,200.00	25.00	55,000.00

IV.6 REQUERIMIENTO DE AIRE PARA VENTILACIÓN

Con el nuevo método de explotación, cambian también los requerimientos de aire para ventilación en cada uno de los niveles de la mina, en función de la cantidad de personas por turno en la mina, los niveles de contaminantes, la maquinaria y equipo; este último punto se refiere a la cantidad necesaria para dispersar las emisiones de gases y la requerida para su funcionamiento.

Se debe tomar como base "La Norma Oficial Mexicana NOM – STPS- 1996".
"Seguridad e higiene para los trabajos que se realicen en las minas"

Que establece:

7.4.8 Para ventilación y control de polvos y gases.

7.4.8.1 Se debe garantizar por medio de un monitoreo continuo los niveles mínimos de oxígeno establecidos en la NOM-016-STPS-1993; si no se cuenta con este sistema de monitoreo se debe suministrar al interior de la mina un volumen de aire igual a 1.50 metros cúbicos por minuto por cada persona que labore dentro de ella, donde cada mula o caballo se contará por dos hombres mas de 2.13 metros cúbicos por minuto por cada caballo de fuerza de la maquinaria accionada por motores de combustión diesel localizados en el interior de la mina.

7.4.8.2 También se deben muestrear periódicamente las sustancias contaminantes que pueden generarse en la mina, con el fin de que éstas no rebasen los niveles establecidos en la NOM-010-STPS-1993, en especial el monóxido de carbono, bióxido de carbono, óxido nitroso, bióxido de azufre, metano y sulfuro de hidrógeno.

7.4.8.3 Cuando en cualquier frente, galería o pozo se opere maquinaria impulsada por motores de combustión diesel, se debe mantener una velocidad mínima del aire de 15.24 m por minuto para garantizar la disipación de los gases de escape de dicha maquinaria.

7.4.8.4 En los frentes, galerías o cruceros en desarrollo en donde sea necesario usar tubería o ductos para lograr la ventilación requerida, el extremo de aquellos no estará a más de 30 m del tope del frente de excavación.

7.4.8.5 Se debe instalar tubería de ventilación de emergencia en el desarrollo de pozos y chiflones o contrapozos, cuyo extremo debe estar a menos de 5 m del tope, lo cual debe ser supervisado diariamente. Cuando se desarrollen estas obras, se debe ventilar el lugar por lo menos 10 minutos antes de entrar a laborar.

7.4.8.6 Se deben seguir los procedimientos de adaptación de los trabajadores a las temperaturas ambientales previstos en la NOM-010-STPS-1993, pero en todo momento la temperatura debe estar en el intervalo comprendido entre los 10 y 37 grados centígrados, manteniendo la humedad relativa entre 20 y 95 por ciento.

Las obras en desarrollo están exentas de mantener la temperatura ambiente en los límites establecidos, pero los trabajadores si deben cumplir con los periodos de adaptación requeridos en la norma en cuestión.

7.4.8.7 Los ventiladores principales de las minas subterráneas, con excepción de las minas de carbón, se podrán instalar en el interior o en el exterior de las minas y cumplir con los siguientes requisitos:

- a) Se colocarán de tal manera que no se mezcle el aire limpio que entre a la mina con el aire viciado que sale de ésta.
- b) Los sitios en donde se instalen deben mantenerse libres de materiales combustibles.

7.4.8.8 Para los casos en que sea probable que se eleve el contenido de contaminantes o de gases inflamables y explosivos en el aire del interior de la mina, se debe contar con ventiladores auxiliares o con ventiladores de intensificación de corriente.

7.4.8.9 Los paros de la ventilación en lugares donde el mineral genere gases tóxicos inflamables o explosivos, con una duración mayor de 10 minutos, deben ser reportados al ingeniero responsable, a fin de que se adopten las medidas necesarias para la seguridad de los trabajadores.

7.4.8.10 En las áreas de las minas subterráneas donde se generen polvos se debe contar con aspersores de agua fijos o portátiles o cualquier otro sistema que evite la propagación de polvos.

7.4.8.11 Cuando se usen barrenadoras o máquinas de cortar o de excavación continua se debe contar con dispositivos de captación, supresión y prevención de polvos que eviten la dispersión de éstos en las áreas de trabajo.

Para calcular el gasto que se requiere por día, se estableció la cantidad necesaria por nivel en función del personal, la maquinaria y equipo, además se realizo un estudio de ventilación para conocer las características de rugosidad y resistencia de las nuevas obras del método de explotación.

El estudio de ventilación se diseña con estaciones de muestreo en lugares estratégicos dentro de la mina, se tiene en promedio 70 estaciones localizadas desde la entrada de la mina y estaciones en cada uno de los niveles; por cada estación se toman 5 muestras y se obtiene un promedio, que es el flujo en dicho punto, además, se toma el dato de la sección de la obra (alto y ancho) para obtener el área (m^2); que multiplicada por el flujo se obtiene los m^3 / min en cada estación. La sumatoria de cada todas las estaciones entrega como resultado las condiciones de ventilación en toda la mina.

Del estudio de ventilación, se obtiene la siguiente tabla - resumen para cada uno de los niveles. [3]

DESCRIPCIÓN	Requerimiento de aire	Requerimiento de aire ft ³ /día
NIVEL 180		
Personal	215.14 m ³ / día	7,585.00 ft ³ /día
Maquinaria y Equipo	2,180.54 m ³ / W / día	76,875.00 ft ³ / HP / día
	2,395.68	84,460.00
Nivel 220		
Personal	100.45 m ³ / día	3,541.67 ft ³ /día
Maquinaria y equipo	797.75 m ³ / W / día	28,125.00 ft ³ / HP / día
	898.20	31,666.67
Nivel 260		
Personal	3.54 m ³ / día	125.00 ft ³ /día
Maquinaria y equipo	47.86 m ³ / W / día	1,687.50 ft ³ / HP / día
	51.40	1,812.50
Nivel 300		
Personal	3.54 m ³ / día	125.00 ft ³ /día
Maquinaria y equipo	47.86 m ³ / W / día	1,687.50 ft ³ / HP / día
	51.40	1,812.50
GRAN TOTAL REQUERIMIENTO	3,396.72 m ³ / día	119,751.67 ft ³ /día
GRAN TOTAL SUMINISTRADO DE AIRE FRESCO	3,474.17 m ³ / día	122,481.99 ft ³ /día
Diferencia aire requerido vs aire alimentado	77.44 m ³ / día	2,730.32 ft ³ /día

Se cumple con “ La Norma oficial Mexicana NOM – STPS – 1996 “
“ Seguridad e higiene para los trabajos que se realicen en las minas.”

IV.7 MANEJO DEL MINERAL

El mineral se extrae de los rebajes por medio de cargadores frontales de las estaciones de cargado ubicadas a lo largo del cuerpo sobre la galería perimetral; el cargador frontal para cargar los camiones que transportan el mineral, las distancias de rezagado oscilan entre 100 y 150 m. De las estaciones de cargado se hace el acarreo de mineral por medio de los camiones convencionales hacia los tiros de producción, tiro No.1 y tiro No.6, teniendo una distancia máxima de acarreo de 990 m. a 1000 m para ambos casos. (Ver figura 15)

La capacidad instalada para el tiro No.1, es de 82 toneladas métricas / hora (t/h), la capacidad instalada para el tiro No. 6, es de 135 t/h . el malacate del tiro No.1 cuenta con dos botes (Skips) para el manto del mineral del Nivel 180, siendo la capacidad de cada uno de 2.6 t cada uno.

En el Tiro No.1 se tiene una estación de quebrado primario, la cual consta de una tolva de paso, alimentador de zapatas de 121.96 cm X 35.56 cm (48" x 14") y quebradora de quijadas de 91.44 cm X 106.68 cm (36 " x 42"), la cual tiene una descarga de 95% a - 20.32 cm (-8"). (Ver figura 15)

El malacate del tiro No. 6 cuenta con dos botes (Skips) para el manto de mineral del Nivel 180 a superficie con una capacidad de 3.5 t cada uno.

En el Tiro No.6 se tiene una estación de quebrado primario, la cual consta de una tolva de paso, alimentador de zapatas de 121.96 cm X 35.56 cm (48" x 14") y quebradora de quijadas de 106.68 cm X 121.92 cm (42 " x 48"), la cual tiene una descarga de - 20.32 cm (-8"). (Ver figura 15)

Ambos tiros cuentan con estación de cartuchos en el nivel 220.

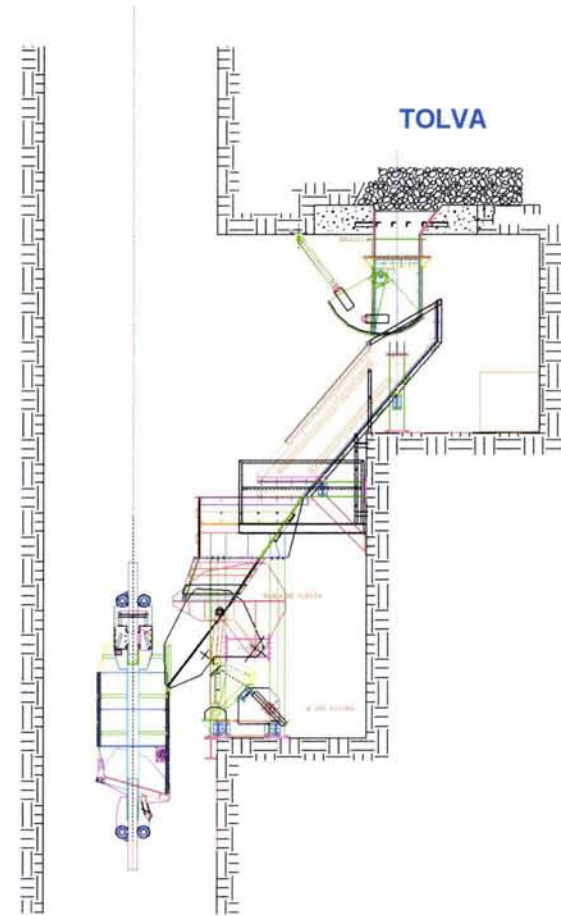
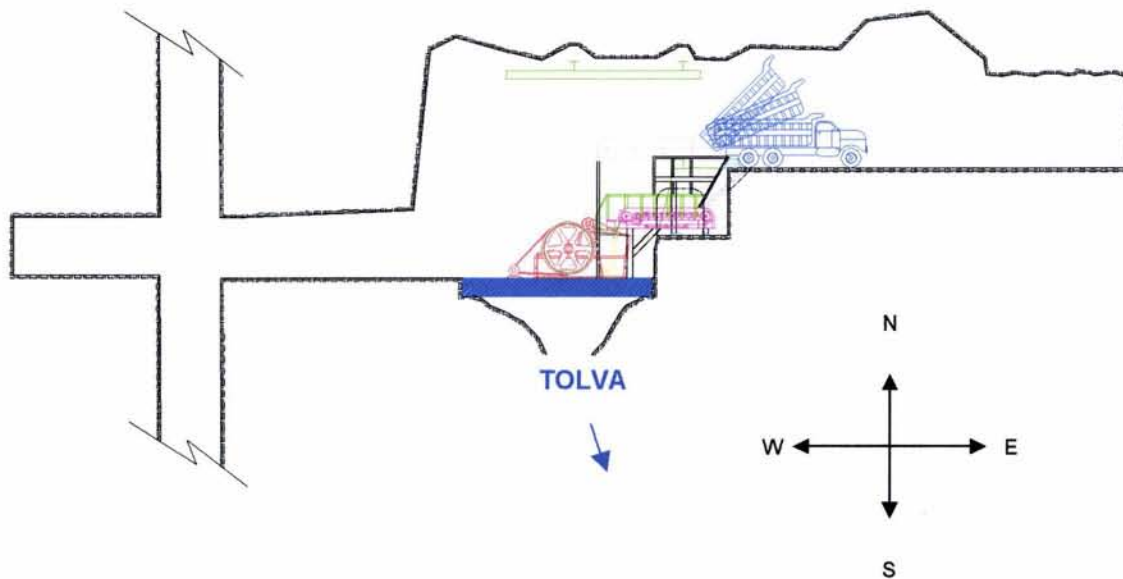
El tiro No.3 es utilizado para la extracción del tepetate del Nivel 180 a la superficie cuya capacidad instalada es de 28 t/h . Además de servicios generales y ventilación [3]

Los tiros 1 y 6 son utilizados para el manto del mineral procedente del Nivel 180 hacia la superficie el mineral mantoado por el No. 1 es alimentado a la planta de trituración No. 1 y el mineral mantoado por el tiro No. 6 es alimentado a la planta de trituración No. 2.

La Unidad Minera cuenta con una Planta de Beneficio para procesar los finos obtenidos de las plantas de trituración No.1 y 2 en las que se obtienen el material de grado metalúrgico y los finos que van a ser procesados en la planta de beneficio.

- La Planta No. 1 con capacidad instalada de 37,500 t/mes .
- La Planta No. 2 con capacidad instalada de 75,000 t/mes

ESTACIÓN DE QUEBRADO



ESTACIÓN DE CARTUCHOS

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO
FACULTAD DE INGENIERÍA

SECCIÓN LONGITUDINAL NIVEL 180
QUEBRADORA PRIMARIA

TESIS PROFESIONAL ROJO AGUILAR DANIEL FERNANDO

FIGURA No. 15 S/ ESCALA

V. EVALUACIÓN FINANCIERA

V.1 CARACTERISTICAS

El objetivo de implantar el método de tumbe por subniveles fue incrementar la productividad de las operaciones mineras sin afectar la calidad, cumpliendo con el volumen de producción de la fluorita grado metalúrgico y concentrado; con base en el programa de ventas. La evaluación financiera se trata de una comparación de costos directos e indirectos, en los años 2000, 2001 y 2002.

La estrategia y el plan de acción en las operaciones mineras, en el sistema de minado, conlleva a un ahorro en las obras de alto costo. Durante el periodo 1990-2000 cuando se tenía el método de explotación combinado, se desarrollaron 3,600 metros lineales por año; en el año 2001 cuando se puso en marcha el cambio en el método de explotación con un rebaje experimental, realizaron 2,500 metros lineales, lo cual significó un ahorro de 1,100 metros lineales que traducidos en efectivo significaron \$ 3 355 000.00.

Una vez puesto en marcha el método de explotación de tumbe por subniveles con barrenación en abanico en el año 2002, el desarrollo se redujo nuevamente, llegando a 1,250 metros lineales, lo cual significó un ahorro de 1250 ml que en efectivo representaron \$ 3 375 000.00.

La reducción de las obras de alto costo se debe al cambio de los equipos en la mina y a una mejor planeación y aprovechamiento de los recursos con que se cuenta, con el nuevo sistema de explotación, se obtiene una relación de 68 % de fluorita grado metalúrgico y 32 % de finos por lo que se procesaron 80,000 t de finos de los stocks reduciendo 200,000 t de material de mina. [4]

En el periodo de 1990-2000 el rezagado se realizaba por medio de 12 cargadores frontales (Scoop -Tram) de 2.29 m^3 (3 yd^3); en el año 2001 se redujo a sólo 5 cargadores, representando un ahorro de \$ 4'416, 475.00 pesos.

En el año 2002 solo trabajan tres cargadores de 5.35 m^3 (7 yd^3) lo cual significa un ahorro de \$1'766, 590.00.

En el acarreo de la fluorita a través del nivel general desde los rebajes hasta la trituradora primaria, se logró una reducción de los costos con el cambio de camiones de 15 toneladas por camiones de 25 toneladas. En los años 1990-2000 se utilizaban 8 camiones; para el año 2001, se redujo a cuatro camiones, lo cual constituye un ahorro de \$ 2'500,000.00. En el año 2002 trabajan solo dos camiones, lo cual representa un ahorro de \$ 1'900,000.00. [5]

En la planta de beneficio; en el área de trituración con las modificaciones al sistema de minado se tiene una mejor selectividad del mineral a procesar, con lo cual se ahorra el 50% del personal de la planta lo cual representa \$2'190,000.00

V.2 INVERSIÓN DE EQUIPO PARA EL NUEVO MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

SCOOP-TRAM DE 4.97 m³ (ST1010)

SCOOP-TRAM DE 4.97 m ³ (ST1010)	300,000.00 DLLS	\$ 9.20 /USD
VALOR DE ADQUISICION (Va)		\$ 2,760,000.00
HORAS ANUALES DE USC (Ha)		4,200.00
VIDA ECONOMICA (Ve)		10,000.00
TASA DE SEGURO		5%
% DE MANTENIMIENTO (Q)		60%
% DE RESCATE (Vr)	\$ 552,000.00	20%
% DE ALMACENAMIENTO (K)	\$ -	0%
TASA DE INTERES (i)		15%

CARGOS FIJOS :

a) DEPRECIACION : $D = (Va - Vr) / Ve =$	\$	220.80
b) INVERSION : $I = i * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$	59.14
c) SEGUROS : $S = s * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$	19.71
d) MANTENIMIENTO : $M = Q * D =$	\$	132.48
e) ALMACENAJE : $A = K * D =$	\$	-
TOTAL CARGOS FIJOS	\$	432.14

CONSUMOS :

	UNIDAD	CONSUMO	COSTO	IMPORTE
DIESEL	LT	18.00	\$ 4.10	\$ 73.80
ACEITE	LT	0.10	\$ 14.38	\$ 1.44
ACEITE HIDR.	LT	0.10	\$ 10.56	\$ 1.06
LLANTAS	JGO	0.0005	\$ 107,377.36	\$ 51.13
TOTAL CONSUMOS				\$ 127.43

OPERACION :

CATEGORIA	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO	IMPORTE
23 OPERADOR MINA	JOR	1.00	0.00	\$ -
19 AYTE. GRAL. MINA	JOR	0.00	0.00	\$ -
TOTAL OPERACION				\$ -
TOTAL COSTO HORARIO				\$ 559.56
TOTAL COSTO HORARIO CON OPERADOR				\$ 559.56

Aspectos Generales: Departamento mina, tipo de inversión activo fijo, concepto equipo. La inversión consiste en la adquisición de un cargador frontal de 4.97 m³. La justificación operativa: incrementar la productividad en el rezagado y la extracción en rebajes abiertos, incrementando la seguridad de los operadores y recuperación inmediata de mineral quebrado en este tipo de rebajes. La inversión esta implícita en los costos de operación.

JUMBO ELECTROHIDRAULICO SIMBA

JUMBO ELECTROHIDRAULICO SIMBA	435,000.00 DLLS	\$ 9.20 /USD
VALOR DE ADQUISICION (Va)		\$ 4,002,000.00
HORAS ANUALES DE USO (Ha)		2,400.00
VIDA ECONOMICA (Ve)		10,000.00
TASA DE SEGURO		5%
% DE MANTENIMIENTO (Q)		60%
% DE RESCATE (Vr)	\$ 800,400.00	20%
% DE ALMACENAMIENTO (K)	\$ -	0%
TASA DE INTERES (i)		15%

CARGOS FIJOS :

a) DEPRECIACION : $D = (Va - Vr) / Ve =$	\$ 320.16
b) INVERSION : $I = i * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$ 150.08
c) SEGUROS : $S = s * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$ 50.03
d) MANTENIMIENTO : $M = Q * D =$	\$ 192.10
e) ALMACENAJE : $A = K * D =$	\$ -
TOTAL CARGOS FIJOS	\$ 712.36

CONSUMOS :

	UNIDAD	CONSUMO	COSTO	IMPORTE
DIESEL	LT	8.00	\$ 4.10	\$ 32.80
ACEITE	LT	0.02	\$ 14.38	\$ 0.29
ACEITE HIDR.	LT	0.03	\$ 10.56	\$ 0.32
LLANTAS	JGO	0.0001	\$ 30,000.00	\$ 3.00
TOTAL CONSUMOS				\$ 36.40

OPERACION :

CATEGORIA	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO	IMPORTE
10A PERF. DE JUMBO	JOR	1.00	0.00	\$ -
19 AYTE. GRAL. MINA	JOR	1.00	0.00	\$ -
TOTAL OPERACION				\$ -
TOTAL COSTO HORARIO				\$ 748.76
TOTAL COSTO HORARIO CON OPERADOR				\$ 748.76

Aspectos Generales: Departamento mina, tipo de inversión activo fijo, concepto equipo minero. La inversión consiste en la adquisición de un Jumbo electrohidráulico para barrenación larga. La justificación operativa: obtener un sistema de minado más productivo, incrementando la longitud de barrenación en el nuevo sistema de minado y reduciendo el desarrollo de obra minera. La inversión esta implícita en los costos de operación.

CARGADOR DE ANFO (GETMAN)

CARGADOR DE ANFO (GETMAN)	175,000.00 DLLS	\$ 9.20 /USD
VALOR DE ADQUISICION (Va)		\$ 1,610,000.00
HORAS ANUALES DE USO (Ha)		3,600.00
VIDA ECONOMICA (Ve)		10,000.00
TASA DE SEGURO		5%
% DE MANTENIMIENTO (Q)		60%
% DE RESCATE (Vr)	\$ 322,000.00	20%
% DE ALMACENAMIENTO (K)	\$ -	0%
TASA DE INTERES (i)		15%

CARGOS FIJOS :

a) DEPRECIACION : $D = (Va - Vr) / Ve =$	\$	128.80
b) INVERSION : $I = i * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$	40.25
c) SEGUROS : $S = s * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$	13.42
d) MANTENIMIENTO : $M = Q * D =$	\$	77.28
e) ALMACENAJE : $A = K * D =$	\$	-
TOTAL CARGOS FIJOS	\$	259.75

CONSUMOS :

	UNIDAD	CONSUMO	COSTO		IMPORTE
DIESEL	LT	10.00	\$ 4.10	\$	41.00
ACEITE	LT	0.03	\$ 14.38	\$	0.43
ACEITE HIDR.	LT	0.01	\$ 10.56	\$	0.11
LLANTAS	JGO	0.0003	\$ 30,000.00	\$	8.33
TOTAL CONSUMOS					\$ 49.87

OPERACION :

CATEGORIA	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO		IMPORTE
23 OPERADOR MINA	JOR	1.00	0.00	\$	-
19 AYTE. GRAL. MINA	JOR	0.00	0.00	\$	-
TOTAL OPERACION					\$ -
TOTAL COSTO HORARIO					\$ 309.62
TOTAL COSTO HORARIO CON OPERADOR					\$ 309.62

Aspectos Generales: Departamento mina, tipo de inversión activo fijo, concepto equipo minero. La inversión consiste en la adquisición de un equipo de cargado anfo. La justificación operativa: con el cambio de sistema de minado se requiere un cargado productivo eficiente en la barrenación larga y con esto garantizar la efectividad de las voladuras de producción. La inversión esta implícita en los costos de operación.

CAMIÓN DE 40 TONELADAS

CAMION DE 40 TONELADAS

VALOR DE ADQUISICION	(Va)		\$ 1,060,272.40
HORAS ANUALES DE USO	(Ha)		2,400.00
VIDA ECONOMICA	(Ve)		19,000.00
TASA DE SEGURO			5%
% DE MANTENIMIENTO	(Q)		60%
% DE RESCATE	(Vr)	\$ 212,054.48	20%
% DE ALMACENAMIENTO	(K)	\$ -	0%
TASA DE INTERES	(i)		12%

CARGOS FIJOS :

a) DEPRECIACION : $D = (Va - Vr) / Ve =$	\$ 44.64
b) INVERSION : $I = i * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$ 31.81
c) SEGUROS : $S = s * (Va + Vr) / 2 * Ha =$	\$ 13.25
d) MANTENIMIENTO : $M = Q * D =$	\$ 26.79
e) ALMACENAJE : $A = K * D =$	\$ -
TOTAL CARGOS FIJOS	\$ 116.49

CONSUMOS :

	UNIDAD	CONSUMO	COSTO	IMPORTE
DIESEL	LT	15.71	\$ 4.10	\$ 64.41
ACEITE	LT	0.03	\$ 14.38	\$ 0.43
ACEITE HIDR.	LT	0.01	\$ 10.56	\$ 0.11
LLANTAS	JGO	0.0003	\$ 66,220.00	\$ 19.87
TOTAL CONSUMOS				\$ 84.81

OPERACION :

CATEGORIA	UNIDAD	CANTIDAD	COSTO	IMPORTE
23 OPERADOR MINA	JOR	1.00	0.00	\$ -
19 AYTE. GRAL. MINA	JOR	0.00	0.00	\$ -
TOTAL OPERACION				\$ -
TOTAL COSTO HORARIO				\$ 201.30
TOTAL COSTO HORARIO CON OPERADOR				\$ 201.30

Aspectos Generales: Departamento mina, tipo de inversión activo fijo, concepto equipo . La inversión consiste en la adquisición de un equipo camión de 40 toneladas. La justificación operativa: incrementar la productividad en el acarreo en el interior mina, y reducción de los costos de operación al eliminarse 3 camiones de menor capacidad. La inversión esta implícita en los costos de operación.

V.3 COSTOS DE PRODUCCIÓN

Generalidades

Las tablas de costos que se presentan en las paginas 63-68; muestran los datos más importantes de cada etapa de la producción para los años 2000, 2001, 2002. Se puede apreciar etapa por etapa y año con año desde el punto de vista financiero, qué etapas consumen mas recursos, y conforme se realiza la transición en el cambio del método de explotación en cuales se disminuye.

Las etapas que se consideran son:

Tumbe. Extracción. Acarreo. Manteo. Trituración. Molienda. Flotación. Filtrado y Presa de jales.

Cada uno de los puntos, involucra una gran cantidad de costos directos e indirectos, que sumados se obtiene el total para cada año. A continuación se hace el desglose de dichos costos para cada etapa

MANO DE OBRA DIRECTA

Salario. Tiempo extra. Premios por asistencia. Gratificación anual. Prima vacacional. Cuota IMSS. Cuota INFONAVIT. Cesantía y vejes. Cuotas SAR. 1 % impuesto estatal por nóminas. CAS pagado

COSTOS DIRECTOS EN MINA

DESARROLLO: Galerías generales, tiros rampas, contrapozos Robins, contrapozo convencional, desbordes. En todos se considera el consumo de acero y explosivo y varios.

PREPARACIÓN: Galerías de extracción, cruceros; se considera el consumo de acero y explosivo y varios.

TUMBE: Barrenación larga; se considera el consumo de acero y explosivo. También se considera la barrenación con jumbo, combustibles y lubricantes.

EXTRACCIÓN-REZAGADO: Con Scoop-tram; se considera el consumo de combustibles y lubricantes.

ACARREO: Con camión de volteo, se considera el consumo de combustibles y lubricantes.

MANTEO: Por el tiro 1 y el tiro 6, incluye trituración primaria, cartuchos y malacate.

COSTOS INDIRECTOS MINA

Mantenimiento mecánico mina.

Mano de obra especializada.

Aire comprimido mina.

Jumbos: refacciones y varios.

Scoop Tram: refacciones, llantas y varios.

Camiones: refacciones, llantas y varios.

Camión cargador de explosivos: refacciones.

Tiros: trituración primaria, cartuchos, guías cables y malacate. Acero y refacciones.

Mantenimiento eléctrico mina:

Mano de obra especializada.

Energía eléctrica.

Jumbos: refacciones

Tiros: trituración primaria, cartuchos, y malacate. refacciones.

TRITURACIÓN: Mano de obra especializada planta de trituración 1 y 2. Maniobras en superficie. Combustibles y lubricantes.

MOLIENDA: Mano de obra especializada planta de beneficio. Bolas, lanas y reactivos.

FLOTACIÓN: Reactivos

FILTRADO: Lonas

PRESA DE JALES: Bombas y proyectos

INDIRECTOS PLANTA DE BENEFICIO

Eléctrico.

Mano de obra especializada en mantenimiento mecánico en planta de trituración.

Mano de obra especializada en mantenimiento mecánico en planta de beneficio.

Refacciones: plantas de trituración 1 y 2

Maniobras en superficie: refacciones y llantas

Molienda y clasificación: refacciones.

Acondicionamiento y flotación: refacciones

Espesamiento y filtrado: refacciones

Mecánico.

Mano de obra especializada en mantenimiento eléctrico en planta de trituración.

Mano de obra especializada en mantenimiento eléctrico en planta de beneficio.

Energía eléctrica en plantas de trituración 1 y 2.

Energía eléctrica en planta de beneficio.

Molienda y clasificación: refacciones.

Acondicionamiento y flotación. Refacciones.

Espesamiento y filtrado. Refacciones.

RELACIONES INDUSTRIALES

Servicios y vigilancia

Campamento de obreros

Campamento de empleados

Comedor obreros

Comedor empleados

Relaciones industriales mina y planta de beneficio.

Los costos indirectos e indirectos se reducen significativamente por el mejor aprovechamiento de los recursos en mina y planta de beneficio.

V.4 COSTOS DE PRODUCCIÓN 2000

En el año 2000 se tenía el sistema de explotación combinado, en donde los costos de extracción preparación y desarrollo eran los más elevados en operación mina. En la planta de beneficio la trituración y flotación eran los mayores costos, dando como resultado final un costo de producción por tonelada de \$23.90 dólares americanos.

<i>ETAPA</i>	<i>COSTO UNITARIO</i>	<i>IMPORTE</i>
	Pesos	Pesos

DIRECTOS

PREPARACIÓN Y DESARROLLO	6.98	5'995,960.00
TUMBE	6.16	5'368,075.00
EXTRACCIÓN	10.00	8'848,683.00
ACARREO	3.72	3'501,439.00
MANTEO	4.06	3'670,794.00
TRITURACIÓN	12.63	11'946,071.00
MOLIENDA	25.53	5'759,740.00
FLOTACIÓN	75.78	15'929,425.00
FILTRADO	14.93	3'604,786.00
PRESA DE JALES	29.32	6'523,505.00
	total \$ 189.11	
	total	70'780,478.00

PRODUCCIÓN DE FLUORITA
774, 845 t

INDIRECTOS

502 - 546, 906,602- 608	total	35'287,521.00
	GRAN TOTAL =	106'067,999.00

PARIDAD PESO Vs. USD \$ 9.50

Costo Unitario Directos \$ 189.11 M/N \$ 19.91 USD

Costo Unitario Indirectos \$ 37.95 M/N \$ 3.99 USD

COSTO DE PRODUCCIÓN \$ 227.06 M/N \$23.90 USD/TON

V.5 COSTOS DE PRODUCCIÓN 2001

En el año 2001 se tenía el sistema de explotación experimental, en donde los costos de preparación y desarrollo eran los mas elevados en operación mina ya que fué la transición al nuevo método de explotación. En la planta de beneficio la trituración y flotación seguían siendo los costos mas altos. Todo en su conjunto da como resultado un costo menor por tonelada producida, \$ 17.20 dólares americanos.

<i>ETAPA</i>	<i>COSTO UNITARIO</i>	<i>IMPORTE</i>
--------------	-----------------------	----------------

Pesos

Pesos

DIRECTOS

PREPARACIÓN Y DESARROLLO	5.06	6' 129,736.00
TUMBE	4.48	5' 032,589.00
EXTRACCIÓN	7.26	4' 756,026.00
ACARREO	2.7	3' 491,675.00
MANTEO	2.95	3' 848,066.00
TRITURACIÓN	9.17	6' 356,042.00
MOLIENDA	18.53	3' 893,284.00
FLOTACIÓN	55.00	9' 481,555.00
FILTRADO	10.83	3' 150,204.00
PRESA DE JALES	21.29	4' 001,815.00

PRODUCCIÓN DE FLUORITA
852,329 t

total \$ 137.27

total 50' 140,993.00

INDIRECTOS

502 - 546, 906,602- 608	total	28' 229,807.00
GRAN TOTAL		78'370,801.00

PARIDAD PESO Vs. USD \$ 9.50

Costo Unitario Directos \$ 137.27 M/N \$ 14.45 USD

Costo Unitario Indirectos \$ 26.12 M/N \$ 2.75 USD

COSTO DE PRODUCCIÓN \$ 163.39 M/N \$17.20 USD/TON

V.6 COSTOS DE PRODUCCIÓN 2002

En el año 2002 con el método de explotación tumba por subniveles con barrenación en abanico puesto en marcha, los costos directos e indirectos disminuyeron; sin embargo, aún con éste sistema la preparación y tumba son los elevados. Los mayores costos en la planta de beneficio se conservan en las etapas de trituración y en la flotación del mineral. En este año se obtiene un costo por tonelada producida, de \$ 14.35 dólares americanos; menor al período 1990-2001.

<i>ETAPA</i>	<i>COSTO UNITARIO</i>	<i>IMPORTE</i>
	Pesos	Pesos

DIRECTOS

PREPARACIÓN Y DESARROLLO	4.26	5' 232,341.00
TUMBE	3.77	4' 846, 648.00
EXTRACCIÓN	6.12	3' 191,279.00
ACARREO	2.27	2' 805,532.00
MANTEO	2.48	3' 186,685.00
TRITURACIÓN	7.87	4' 691,234.00
MOLIENDA	15.63	2' 950,028.00
FLOTACIÓN	46.43	8' 940,493.00
FILTRADO	9.13	2' 016,670.00
PRESA DE JALES	17.94	3' 012,723.00
	total \$ 115.90	
	total	40' 873,633.00

PRODUCCIÓN DE FLUORITA
929,814 t

INDIRECTOS

502 - 546, 906,602- 608	total	27' 691, 676.00
	GRAN TOTAL =	68' 565'309.00

PARIDAD PESO Vs. USD \$ 9.50

Costo Unitario Directos \$ 115.90 M/N \$ 12.20 USD

Costo Unitario Indirectos \$ 20.42 M/N \$ 2.15 USD

COSTO DE PRODUCCIÓN \$ 136.32 M/N \$14.35 USD/TON

V.7 COMPARATIVO COSTOS DE PRODUCCIÓN 2000-2001

Al realizar los cambios en cada una de la etapas de la operación mina y planta de beneficio se puede apreciar en la transición del cambio en el método de explotación una reducción de los costos directos e indirectos lo cual significa un ahorro de 27'697,198.00 pesos.

ETAPA	UNIDAD	IMPORTES	IMPORTES
		Pesos	Pesos
DIRECTOS			
		2000	2001
PREPARACIÓN Y DESARROLLO	TON.M.	5' 995,960.00	6' 129,736.00
TUMBE	TON.M.	5' 368,075.00	5' 032,589.00
EXTRACCIÓN	TON.M.	8 '848,683.00	4' 756,026.00
ACARREO	TON.M.	3' 501,439.00	3' 491,675.00
MANTEO	TON.M.	3' 670,794.00	3' 848,066.00
TRITURACIÓN	TON.M.	11' 946,071.00	6' 356,042.00
MOLIENDA	TON.M.	5' 759,740.00	3' 893,284.00
FLOTACIÓN	TON.M.	15' 929,425.00	9' 481,555.00
FILTRADO	TON.M.	3' 604,786.00	3' 150,204.00
PRESA DE JALES	TON.M.	6' 523,505.00	4' 001,815.00
	total	70' 780,478.00	50' 140,993.00
INDIRECTOS			
502 - 546, 906,602- 608	total	35' 287,521.00	28' 229,807.00
	Gran Total	106'067,999.00	78'370,801.00

DIFERENCIA 2000-2001 27' 697,198.00

V.8 COMPARATIVO COSTOS DE PRODUCCIÓN 2001-2002

Una vez puesto en marcha el cambio en el método de explotación, del método experimental al método de tumbe por subniveles con barrenación en abanico, los importes de cada etapa disminuyen; si lo comparamos con el periodo 2000-2001 donde se compró la maquinaria y se acondicionaron las instalaciones, el ahorro es menor. Sin embargo hay una reducción de los costos de manera gradual, lo que significa un ahorro de 9'805,492.00 pesos.

ETAPA	UNIDAD	IMPORTES	IMPORTES
		Pesos	Pesos
DIRECTOS			
		2001	2002
PREPARACIÓN Y DESARROLLO	TON.M.	6' 129,736.00	5' 232,341.00
TUMBE	TON.M.	5' 032,589.00	4' 846, 648.00
EXTRACCIÓN	TON.M.	4' 756,026.00	3' 191,279.00
ACARREO	TON.M.	3' 491,675.00	2' 805,532.00
MANTEO	TON.M.	3' 848,066.00	3' 186,685.00
TRITURACIÓN	TON.M.	6' 356,042.00	4' 691,234.00
MOLIENDA	TON.M.	3' 893,284.00	2' 950,028.00
FLOTACIÓN	TON.M.	9' 481,555.00	8' 940,493.00
FILTRADO	TON.M.	3' 150,204.00	2' 016,670.00
PRESA DE JALES	TON.M.	4' 001,815.00	3' 012,723.00
	total	50' 140,993.00	40' 873,633.00

INDIRECTOS

502 - 546, 906,602- 608	total	28' 229,807.00	27' 691, 676.00
	Gran Total	78'370,801.00	68' 565'309.00

DIFERENCIA 2001-2002 9' 805,492.00

Falta página

N° 68

VI. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

VI.1 Conclusiones

Debido a la necesidad que tiene Las Cuevas de entregar mineral de diferentes características a sus clientes, era necesario buscar una alternativa de explotación, que permitiera la extracción selectiva del mineral.

El método de explotación existente tenía la desventaja de que no era selectivo en la etapa de tumba y se mantenía almacenado un volumen de mineral considerable.

Las ventajas del sistema de explotación propuesto sobre el sistema anterior son las siguientes:

Para la barrenación: Se compró un Jumbo electro-hidráulico Simba especial para barrenaciones largas en forma de abanico, dejando a un lado los Jumbos convencionales de un brazo sin movimiento angular.

Para el rezagado: En el periodo de 1990-2001, se tenían 12 cargadores de 2.29 m³, pero en el año 2002 sólo trabajan tres cargadores de 5.35 m³.

Para el acarreo: En los años 1990-2000 se utilizaban 8 camiones de 15 toneladas; en el año 2002 trabajan solo dos camiones de 40 toneladas.

Con lo anterior se logró una mayor eficiencia en cada una de las etapas de la explotación de la fluorita.

Debido a que se realizaron cambios de manera gradual para sustituir el método de explotación en el periodo 2000-2002, se redujeron los metros lineales en las obras de preparación y desarrollo pasando de 3600 m en el año 2000 a 1250 m en el año 2002.

Al implantar el método de explotación por subniveles con barrenación en abanico, se obtiene una mejor selección de la fluorita y, además de obtener una relación del 68% de fluorita grado metalúrgico y un 32 % de finos se tiene una mejor selección del mineral a procesar en la planta, con lo cual se ahorra el 50% del personal de esta área.

Con el proyecto del cambio en el sistema de explotación, en conjunto con las modificaciones a nivel unidad minera, se logra una reducción en los costos directos e indirectos; teniéndose en el periodo de 1990-2001 un costo de producción por tonelada de 23.90 USD/ton a 14.35 USD/ton en el año 2002.

ESTA TESIS NO SALI
DE LA BIBLIOTECA

VI.2 Recomendaciones

Los siguientes puntos se recomiendan aplicar como una continuación del proyecto presentado, para lograr una mejor organización y planeación de los procesos de producción a nivel unidad minera.

Organizar equipos de trabajo involucrando personal de mina, mantenimiento, maquinaria y materiales, ubicados en áreas de trabajo bien definidas que permitan optimizar las operaciones y elevar los estándares de productividad y eficiencia por medio de la concentración de los recursos.

Conjuntamente con el departamento de planeación y la dirección de operaciones definir áreas de minado para el año 2003 que permitan asegurar la producción presupuestada en cantidad y calidad, así como las obras de preparación necesarias para tal objetivo.

Una vez definidas las áreas de trabajo, establecer el equipo y el personal necesario para las operaciones en cada una de ellas, determinando metas en calidad y tiempo.

Establecer y monitorear estándares de consumos básicos en las operaciones de mina que significan el mayor porcentaje de los costos (acero de barrenación y explosivo). Dar seguimiento a los principales insumos para hacer más eficiente su utilidad y así reducir los costos.

Implantar en mina y planta de beneficio los indicadores de productividad y costo por equipo, mismos que permitirán la toma de decisiones para la adquisición y reemplazo de los equipos. Implantar juntas mensuales de costos para revisar el comparativo presupuesto-costos reales, considerando metas de producción, costos unitarios y productividad.

Continuar con planes de capacitación que permitan incrementar la multihabilidad del personal.

Fortalecer entre los trabajadores una cultura de seguridad con el objetivo de desarrollar operaciones con la meta de cero accidentes.

Cumplir con los requerimientos de la Norma Oficial Mexicana NOM-121 STPS-2000 (Seguridad e higiene para los trabajos que se realicen en minas), para obtener mejores condiciones de trabajo y del medio, reducir el número de accidentes, reducir los índices de frecuencia, gravedad y siniestralidad.

BIBLIOGRAFIA

- [1] CUEVAS 2000, MANEJO DE MATERIALES
UNIVERSIDAD AUTONOMA DE ZACATECAS
TESIS PROFESIONAL
INGENIERO LUIS ALBERTO ESPARZA CASTILLO

- [2] PLAN ESTRATÉGICO 2002
COMPAÑÍA MINERA LAS CUEVAS S.A DE C.V
PUBLICACIÓN INTERNA
DIRECCIÓN DE OPERACIONES MINERAS
SEPTIEMBRE 2001

- [3] PROGRAMA DE OPERACIÓN 2000
COMPAÑÍA MINERA LAS CUEVAS S.A DE C.V
PUBLICACIÓN INTERNA
DIRECCIÓN DE OPERACIONES MINERAS

- [4] PROGRAMA DE OPERACIÓN 2001
COMPAÑÍA MINERA LAS CUEVAS S.A DE C.V
PUBLICACIÓN INETRNA
DIRECCIÓN DE OPERACIONES MINERAS

- [5] PROGRAMA DE OPERACIÓN 2002
COMPAÑÍA MINERA LAS CUEVAS S.A DE C.V
PUBLICACIÓN INETRNA
DIRECCIÓN DE OPERACIONES MINERAS

- [6] COSTOS DE OPERACIÓN
COMPAÑÍA MINERA LAS CUEVAS S.A DE C.V
PUBLICACIÓN INETRNA
DATOS DE ARCHIVO 2001