



**UNIVERSIDAD NACIONAL  
AUTONOMA DE MEXICO**

**FACULTAD DE INGENIERIA**

EXPLOTACION DEL BLOQUE 12-200W DEL CUERPO  
EL REY Y CONTINUACION DEL CUELE DE LA  
RAMPA PRINCIPAL PARA DESARROLLOS FUTUROS  
EN LA UNIDAD CHARCAS

**T E S I S**

Que para obtener el Título de  
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

p r e s e n t a:

**JOSE ALBERTO GONZALEZ RINCON**



Director de Tesis.

Ing. VICTOR MANUEL LOPEZ ABURTO

MEXICO, D. F.

1993

TESIS CON  
FALLA DE ORIGEN



## **UNAM – Dirección General de Bibliotecas Tesis Digitales Restricciones de uso**

### **DERECHOS RESERVADOS © PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL**

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

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

## I N D I C E

INTRODUCCION	i
RESUMEN	ii
I. GENERALIDADES	
1.1 Localización	1
1.2 Vías de comunicación	1
1.3 Clima y vegetación	2
1.4 Servicios	2
1.5 Datos históricos	3
1.6 Fisiografía	5
1.7 Hidrografía	5
II. INFORMACION GEOLOGICA	
2.1 Estratigrafía	6
2.2 Geología histórica	12
2.3 Geología estructural	14
2.4 Génesis de los yacimientos	15
2.5 Reservas	16
III. OPERACION MINERA ACTUAL	
3.1 Operación minera	20
3.2 Mina La Aurora	21
3.3 Mina Rey y Reina	30
3.4 Mina San Bartolo	36
IV. EXPLOTACION DEL BLOQUE 12-200W DEL CUERPO EL REY	
4.1 Localización, definición y cubicación de reservas del bloque 12-200W del cuerpo el Rey	40

4.2	Selección del sistema de explotación	42
4.3	Obras mineras y servicios para la explotación del bloque 12-200W	50
4.3.1	Obras de preparación	50
4.3.2	Tumbe	73
4.3.3	Rezagado	76
4.3.4	Acarreo	78
4.3.5	Manteo	79
4.3.6	Rellene hidráulico	79
4.3.7	Otros materiales	81
4.4	Continuación de la Rampa El Rey	84
4.4.1	Costo total del proyecto	93
4.4.2	Duración del proyecto	94
<b>V.</b>	<b>ANALISIS FINANCIERO</b>	
5.1	Costos de producción	96
5.2	Monto de la inversión	99
5.3	Estimación de producción de concentrados	100
5.4	Proforma de liquidación de concentrados	104
5.5	Evaluación del proyecto	108
<b>VI.</b>	<b>PLANTAS DE BENEFICIO</b>	
6.1	Introducción	111
6.2	Descripción y operación actual	111
	<b>CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES</b>	
	<b>BIBLIOGRAFIA Y ANEXOS</b>	

## I N T R O D U C C I O N

La unidad Charcas situada en la parte norte del estado de San Luis Potosí, pertenece a la Compañía Industrial Minera México, - S.A. de C.V. que es una de las principales productoras de minerales y metales en México. Los productos y subproductos de la compañía --- abastecen el mercado nacional e internacional.

La unidad Charcas produce concentrados de plomo y cinc, el concentrado de cinc es el de mayor demanda y producción el cual se - envía a la planta electrolítica de cinc en San Luis Potosí.

La producción de las minas de la unidad Charcas es de 3,550 toneladas por día. Para hacer frente a la situación inflacionaria que prevalece en el país, las bajas leyes que se manejan y la inestabilidad de las cotizaciones de los metales, principalmente la baja en el precio de la plata; es necesario continuar con los ritmos de producción establecidos y cuando se logre incrementar reservas de mineral, se podrá proyectar un aumento en la producción que permita una considerable reducción en los costos.

El objetivo que persigue este estudio es la presentación integral de aspectos técnicos de planeación y financieros que permiten optimar el aprovechamiento de reservas minerales, utilizando como ejemplo el bloque 12-200W que en este momento resulta de vital importa

tancia porque representa la vida de la Planta No.1, dado el agotamiento de las reservas de la mina San Bartolo.

Las reservas minerales del bloque 12-200W son del orden de 2'020,979 toneladas con leyes de 65 gr de Ag/ton., 0.20% de Pb, 0.21% de Cu y 5.66% de Zn.

También en este trabajo se muestran las operaciones minero metalúrgicas de la unidad Charcas y se analiza la continuación de la rampa El Rey principal acceso a la mina Rey y Reina, para que en el futuro, cuando se logre incrementar reservas de mineral, se tenga preparado el acceso a ellas.

Los costos y precios utilizados en el análisis, se trataron de apegar lo más posible a la realidad económica del país.

## R E S U M E N

El presente trabajo tiene por objeto analizar la explotación del bloque 12-200W del cuerpo El Rey y la continuación de la rampa principal de la mina Rey y Reina, que se localiza en la unidad Charcas de la Compañía Industrial Minera México, S.A. de C.V. Estas obras resultan de vital importancia dado el agotamiento de la mina San Bartolo, así como tener acceso a bloques de mineral más profundos en la mina Rey y Reina.

La unidad Charcas se localiza en el estado de San Luis Potosí, al norte de la ciudad del mismo nombre, en la región conocida como el altiplano mexicano, está ubicada a 4 km de la población de Charcas.

Esta unidad es accesible en toda época del año y cuenta con todas las vías de comunicación.

El clima que impera en la región es semiárido, con una vegetación típica de estas regiones..

La estratigrafía del distrito minero de Charcas, se caracteriza por una serie de rocas sedimentarias del Mesozoico y por una secuencia de rocas intrusivas del Terciario. El stock "El Temeroso" es el cuerpo intrusivo más importante del área, su intrusión ocasiona

nó fracturas de tipo radial y periférico, donde posteriormente se -- emplazaron los cuerpos minerales.

Los depósitos minerales en Charcas se originaron de solu-- ciones acuosas de sulfuros complejos, que fueron derivados de un mag-- ma profundo. La precipitación ocurrió en el orden de relativa estabi-- lidad de los sulfuros complejos. El mineral de mayor importancia por la cantidad en que se presenta es la esfalerita.

Se distinguen dos tipos principales de cuerpos mineraliza-- dos; el de relleno de fisura y reemplazamientos de forma irregular y algunos en forma de manto, que son los considerados de mayor importan-- cia como: el reemplazamiento El Rey, reemplazamiento La Reina y reem-- plazamiento La Aurora.

La unidad Charcas cuenta con reservas del orden de 21'032,871 toneladas entre mineral explotable y mineral de interés con leyes pro-- medio de: 78 gr de Ag/ton., 0.40% de Pb, 0.26% de Cu, 5.25% de Zn para el mineral explotable y para el mineral de interés; 63 gr de Ag/ton., 0.34% de Pb, 0.29% de Cu y 4.63% de Zn.

Para abastecer las dos plantas de beneficio con que cuenta la unidad y cumplir con el compromiso de producción de 3,550 toneladas por día, se tienen tres minas:



Mina San Bartolo con una producción de 550 toneladas al día, abastece a la planta de beneficio No.1 por el tiro de mismo nombre. La mina cuenta con cuatro rebajes y se explotan por el método de corte y relleno hidráulico con pilares.

Mina Rey y Reina con una producción de 2,000 toneladas al día, abastece a la planta No.2 por el tiro Leones. La mina cuenta con ocho rebajes que se explotan también por corte y relleno hidráulico con pilares y un rebaje donde se utiliza el método de bancos descendentes.

Mina Aurora con una producción de 1,000 toneladas al día, también abastece a la planta No.2 por el mismo tiro Leones. El método de explotación que se utiliza en la Aurora es una combinación de salones y pilares, tumba sobre carga y bancos descendentes.

El bloque 12-200W del cuerpo el Rey se localiza en la mina Rey y Reina entre los niveles 10 y 12. Las reservas estimadas del bloque que son del orden de 2'020,979 toneladas entre positivas, probables e inferidas.

El cuerpo mineral es un reemplazamiento irregular con echados que varían de 50° a 85°, potencias entre 10 y 70 m y longitud de 150 m., con leyes de 65 gr de Ag/ton., 0.20% de Pb, 0.21% de Cu y 5.66% de Zn.

En función de las características geológico estructurales - que presenta el bloque 12-200W para su explotación se eligió utilizar el método de corte y relleno hidráulico con pilares.

La duración de la explotación del bloque 12-200W será de -- 7.75 años, con una producción de 734 toneladas por día. El costo obtenido por tonelada extraída del bloque utilizando el sistema elegido - fué de \$ 25,298.00.

La continuación de la rampa El Rey, principal acceso a la - mina Rey y Reina, será hasta el nivel 14, con una longitud total de - 520 m. El costo total de la rampa será de \$ 338,399.43 (nuevos pesos) y se colará en 1 año 5 meses. La finalidad de la rampa será explorar a mayor profundidad la mina Rey y Reina y preparar el acceso a futuros bloques de mineral.

Para el análisis financiero se consideraron los costos unitarios constantes, así como los precios de los metales y la paridad - peso con dólar.

La producción de concentrados estimada será del orden de -- 6,232 toneladas de concentrado de Pb, con leyes de 4573 gr de Ag/ton, 28% de Pb, 12.8% de Cu y 7.8% de Zn. La producción de concentrado de Zn será de 145,068 toneladas con leyes de 151 gr de Ag/ton., 0.40% de Pb, 1.10% de Cu y 58% de Zn.

Para la evaluación del proyecto se obtuvo una Rentabilidad de 60.87%, una Ganancia de \$ 22'214,094 (nuevos pesos), un Periodo de Cancelación de 5 meses 16 días, una Tasa Interna de Rendimiento de 259% y un Valor Actualizado Neto de \$ 24'667,755 (nuevos pesos). La tasa de oportunidad utilizada fue de 19.5% (tasa de interés de CETES en noviembre de 1992).

El beneficio de minerales en la unidad Charcas se lleva a cabo en dos plantas concentradoras por el método de flotación. La Planta No.1 con capacidad nominal de 1,250 toneladas métricas por día y la Planta No.2 con capacidad nominal de 2,200 toneladas métricas por día.

Los circuitos de trituración, molienda, flotación y deposición de jales son independientes en cada una de las plantas. Los circuitos de espesamiento, filtración, almacén y embarque son el mismo para ambas plantas.

El concentrado de Zn, el de mayor demanda y producción se embarca por trailer a la planta electrolítica de Cinc de la misma Compañía en la ciudad de San Luis Potosí. El concentrado de Pb también se embarca en trailer a la planta de la Compañía en la población de Avalos, Chihuahua.

## I. GENERALIDADES

## **1.1 Localización**

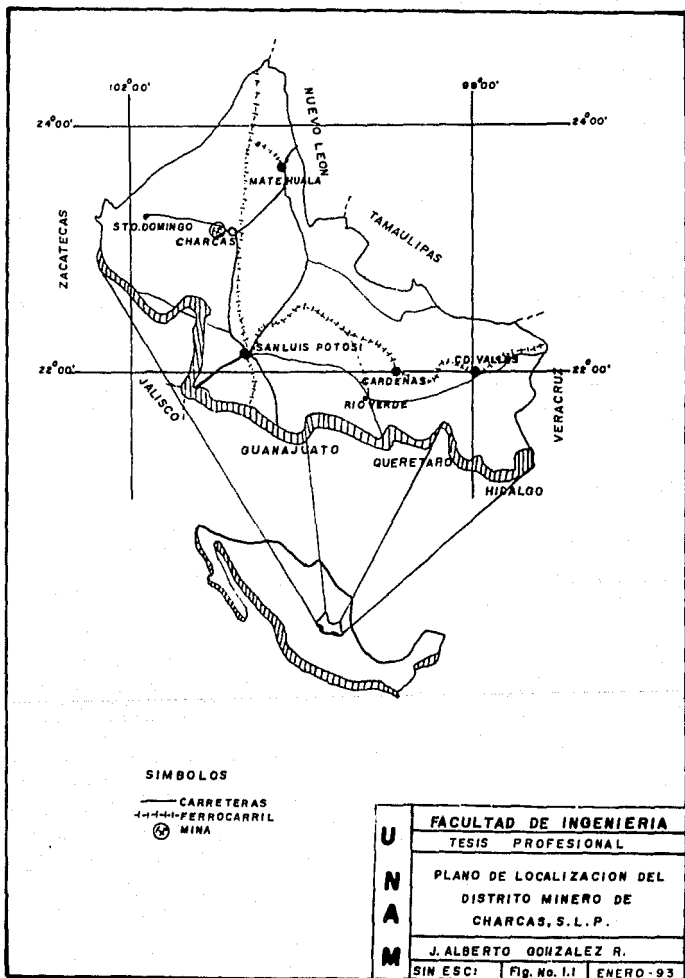
El distrito minero de Charcas se localiza a 110 km al norte de la ciudad de San Luis Potosí, en la región conocida como el altiplano mexicano. Sus coordenadas geográficas son 23° 07' de latitud Norte, 101° 06' de longitud Oeste y a una elevación sobre el nivel del mar de 2 200 metros.

La población de Charcas esta situada a 4 km hacia el Oriente de la unidad minera. Cuenta con una población de 25 000 habitantes, de los cuales 7 000 dependen directamente de la minería, la que constituye la principal actividad económica de la región. Otras actividades económicas son la ganadería, el comercio y la agricultura. El nivel máximo escolar en el pueblo, está representado por una preparatoria y una escuela técnica.

En la figura 1.1 se observa la localización de la zona a nivel nacional y regional.

## **1.2 Vías de Comunicación**

Charcas se comunica al Norte de la República por un camino pavimentado de segundo orden de 80 km de longitud, que entronca con -



la carretera federal No. 57 que va de la ciudad de México, D.F. a -- Piedras Negras, Coahuila aproximadamente a 30 km de la ciudad de Matuhuala, S.L.P. Hacia el Sur, 130 km de carretera conducen a la ciudad de San Luis Potosí. La vía de ferrocarril México-Laredo pasa 13 km al Oriente. Cuenta con todos los servicios de comunicación (teléfono, telégrafo y correo) y existe una pista de aterrizaje, la cual se localiza a 5 km hacia el Norte de la población.

### **1.3 Clima y Vegetación**

El clima de la región es semiárido con temperatura media - anual de 18°C y precipitaciones pluviales del orden de 450 mm. La vegetación es un reflejo del clima, constituida generalmente por matorrales de tipo desértico macrófilo y zacatal. Predomina la gobernadora, el mezquite, el nopal, la lechuguilla y otras plantas típicas de las regiones semiáridas.

### **1.4 Servicios**

#### **a) Suministro de agua**

Las necesidades actuales de la unidad minera para uso indus

trial son del orden de 37 litros por segundo y para uso doméstico 5 litros por segundo, que se potabilizan en las instalaciones de la -- unidad. Los abastecedores de agua fresca a la unidad son los pozos - denominados No. 1, 2 y 5 del predio "Laborcilla" localizado a 16 km al SE de las instalaciones de la unidad. Además se recupera agua en las torres de decantación del jal en el interior de la mina y otro - poco en los tanques espesadores y filtros de la planta de beneficio.

#### b) Energía eléctrica

La unidad cuenta con su propia subestación para satisfacer sus necesidades de energía eléctrica, tales como alumbrado, equipos eléctricos para todas las instalaciones y demás dispositivos.

La energía se alimenta desde la planta hidroeléctrica de - Infiernillo en Michoacán a través de una línea de 115 000 volts y -- 12 750 Kw de potencia.

### 1.5 Datos Históricos

La historia de la unidad minera Charcas comienza en el año de 1574 cuando el teniente coronel Don Juan de Oñate funda el poblado de "Real de Natividad" en lo que actualmente ocupa la población de -



Charcas. Más tarde en el año de 1583 se descubrieron las primeras vetas de la región (Santa Isabel y Leones), las cuales fueron trabajadas por innumerables concesionarios quienes con el tiempo y sus obras dieron origen a la primer mina de esta zona, misma que denominaron -- "Mina Tiro General", la cual continuó trabajando durante muchos años por la Cfa. Minera Tiro General.

Las primeras especies minerales que se explotaron fueron en forma de óxidos utilizando métodos muy rudimentarios para su extracción por lo que el tonelaje de materiales beneficiados, proporcionaba muy bajo rendimiento económico. Después de la guerra de Independencia, la mina fué trabajada por compañías inglesas y consorcios de diferentes nacionalidades.

En el año de 1911 dos compañías, la "Metalúrgica Nacional" y la "American Smelting and Refining Company" adquirieron los derechos de explotación de la mina. Posteriormente en 1924, la misma American Smelting, adquirió la propiedad y el control administrativo y fundó - la Cfa. Minera Asarco S.A., misma que en 1965 se mexicanizó y tomó la razón social de Cfa. Asarco Mexicana S.A. Mas adelante en el año de - 1975, nuevamente cambió de nombre por el de "Industrial Minera México, S.A." que es el que actualmente ostenta.

## 1.6 Fisiografía

El distrito minero de Charcas se localiza en la provincia fisiográfica de la Mesa Central. Está caracterizado por un anticlinal cuyo rumbo general es N-S, en cuyo flanco E se ubica la zona mineralizada. El flanco E del anticlinal se eleva aproximadamente entre 100 y 200 metros sobre las planicies circundantes y está constituido por -- rocas clásticas en la parte poniente, por calizas metamorfozadas en el centro y hacia el E del anticlinal por el valle de Charcas, mismo que se encuentra relleno de aluvi6n y cubierto parcialmente por caliche.

## 1.7 Hidrografía

Toda el área se encuentra en la etapa de madurez del ciclo erosivo; en general el desagüe es de tipo dendrítico, constituido por pequeños arroyos intermitentes, que se unen a otros principales que - descargan aproximadamente al SE, para casi desaparecer en el valle de Charcas. El desagüe es intermitente, debido a la escasez de precipitaciones.

Todos los arroyos que bajan de la sierra, se infiltran en los conos aluviales antes de llegar a las planicies. El escurrimiento del agua en las llanuras se efectúa por las partes bajas conocidas en la región de Charcas como "bajíos".

## II. INFORMACION GEOLOGICA

## **2.1 Estratigrafía**

La columna estratigráfica del distrito minero de Charcas, se caracteriza por una serie de rocas sedimentarias del Mesozoico y por una secuencia de rocas intrusivas del Terciario.

Las rocas intrusivas están representadas por un stock granodiorítico y por varios diques silicoalcalinos.

La columna estratigráfica se observa en la figura 2.1 y es la siguiente:

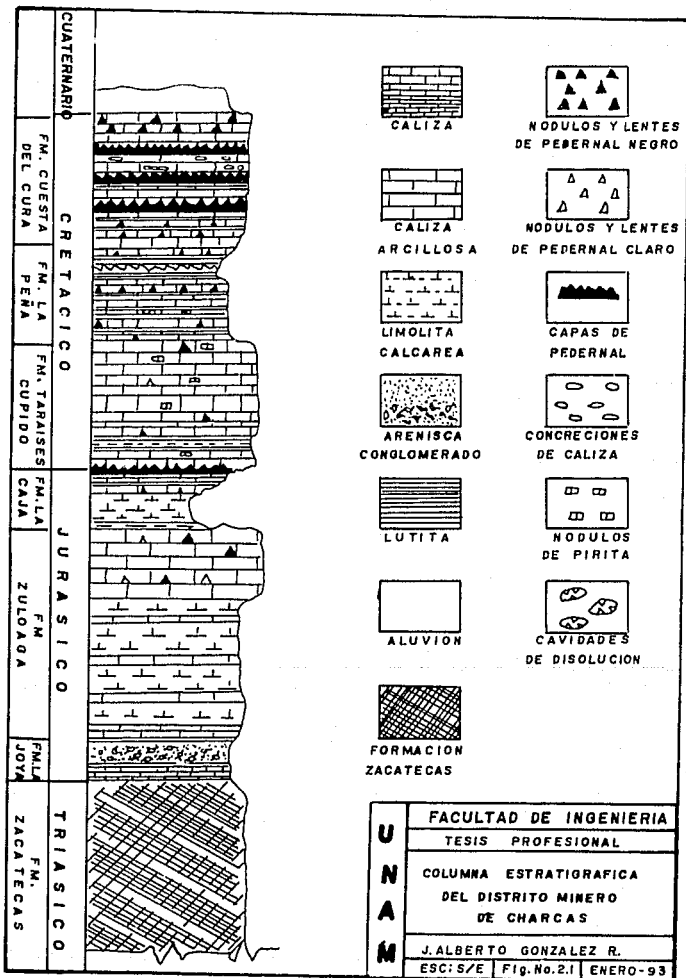
Las rocas más antiguas son los sedimentos arcillo-arenosos de la formación Zacatecas del Triásico Superior y le siguen una secuencia de rocas carbonatadas con variaciones arcillosas que comprenden desde la formación Zuloaga del Jurásico Superior hasta la formación Cuesta del Cura del Cretácico Inferior. Toda la columna se encuentra aflorando en una distancia horizontal de 5 km.

La litología de las formaciones es muy importante porque se puede predeterminar la zona que resulta más favorable para la formación de vetas ó reemplazamientos.

### **a) ROCAS SEDIMENTARIAS (Era: Mesozoico)**

#### **Triásico**

**Formación Zacatecas.- Constituyen las rocas más antiguas -**



<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
	TESIS PROFESIONAL	
	COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL DISTRITO MINERO DE CHARCAS	
	J. ALBERTO GONZALEZ R.	
	ESC: S/E	Fig. No. 2.1

del área y están representadas por una secuencia que en ocasiones se alterna con cuarcitas, argilitas y conglomerados, lo que supone que hubo algunas fluctuaciones en el nivel de depósito.

### Jurásico

Formación La Joya.- Se encuentra descansando discordantemente sobre la formación anterior y está constituida por sedimentos que presentan graduación en el tamaño de gruesos en la base, compuestos por un conglomerado de arenisca argilacea de color rojizo, mientras que en la cima se tienen lutitas con la misma coloración. Su edad está dada por su posición estratigráfica respecto a la caliza - Zuloaga.

No se han identificado criaderos de mineral en esta formación y se piensa que si acaso existen son vetas, dada la ausencia de rocas carbonatadas.

Caliza Zuloaga.- Ha sido dividida en dos unidades, la inferior de 450 m de espesor, consiste de un manto de un metro de caliza arcillosa de color gris claro alternando con capas de 3 a 4 m de espesor de caliza finamente cristalina de color café claro.

La unidad superior se compone de capas de caliza arcillosa de color gris oscuro con nódulos y lentes de pedernal negro, estas -

capas son resistentes a la erosión y ocupan las partes más altas de los cerros. En su base se encuentran algunos cuerpos de reemplazamiento y en el resto mantos. Por sus características se piensa que es una roca susceptible de mineralización.

Formación la Caja.- Está dividida en cuatro miembros: El miembro inferior de 20 m lo forman una caliza arcillosa de color gris con concreciones de caliza negra; encima de esta unidad se presenta una caliza finamente cristalina. Este miembro gradúa hacia arriba a una caliza muy arcillosa color gris crema en capas delgadas y en la cima se tiene el cuarto miembro, constituido por una caliza color gris con lentes de pedernal .

En esta formación no se han identificado cuerpos minerales de importancia.

### Cretácico

Formación Taraises-Cupido.- Estas dos formaciones se agrupan por no encontrarse distinción formacional. Están constituidas por caliza arcillosa muy densa de color gris en capas que van de medianas a gruesas con foraminíferos, calciesférulas, belemites y algunos nodulos de pirita.

Estas dos formaciones fueron muy receptivas a la minerali-

zación y en ellas se encuentran reemplazamientos importantes; por ejemplo, el reemplazamiento de la Aurora y del Rey.

Formación La Peña.- Posee pocos afloramientos debido a que no es resistente a la erosión y se presenta como un delgado cuerpo arcilloso entre las formaciones Taraises-Cupido y Cuesta del Cura.

Por su litología, esta formación no es susceptible de contener cuerpos minerales de grandes dimensiones.

Formación Cuesta del Cura.- Posee un espesor de 300 m y está compuesta por capas de caliza con intercalaciones en capas de 3 a 5 cm de material arcilloso negro y pedernal lenticular. Es común ver pequeños pliegues y fallas inversas, por lo que se supone que estas deformaciones facilitaron los movimientos a lo largo de las capas arcillosas. La mineralización característica de esta formación consiste de vetas y reemplazamientos.

#### b) ROCAS IGNEAS (Era: Cenozoico)

##### Terciario

En este período únicamente se presentó actividad ígnea, representada por el stock "El Temeroso" que es el cuerpo intrusivo más importante del área. La composición del stock varía de pórfido graní



tico a granodiorítico, presentando una mayor cantidad de minerales máficos en la periferia.

La coloración rojiza del afloramiento del intrusivo forma un contraste muy marcado con las calizas lo cuál lo distingue aún - desde distancias considerables. La intrusión del stock ocasionó fracturas de tipo radial y periférico, donde posteriormente se emplazaron los cuerpos minerales.

En las cercanías de la unidad Charcas existen varios diques de composición riolítica o granítica los cuáles están relacionados íntimamente con el stock "El Temeroso". Algunos son de suma importancia ya que controlan la mineralización económica.

En la Aurora se encuentra un dique orientado NE-SW y buzamiento al SE, que se presume son desprendimientos del stock "El Temeroso". Los diques son generalmente de composición granítica, presentan colores de gris a crema y blancos con moteado de ocre, varían en su textura de fanerítica a porfirítica y en ocasiones se alteran o se oxidan presentando tonos ocres en el terreno; no forman crestones, ni tienen buen relieve topográfico.

#### Cuaternario

Lo forman depósitos de caliche y aluvión que se encuentran en las pendientes más bajas de los cerros y a lo largo de los arroyos,

muestran una serie de capas que estan cubriendo las rocas calcáreas ó bien como mortero en las fracturas por la disolución local y la re depositación del carbonato de calcio.

### c) ROCAS METAMORFICAS

Los efectos de la intrusión sobre las rocas encajonantes - presentan variaciones en distintos lugares y esto se debe principalmente a la actividad del intrusivo hacia la roca encajonante y en -- segundo grado a la composición de la misma, ya que la mayoría de las rocas en contacto fueron calcáreas con variaciones arcillosas, en al gunas partes solamente actuaron los efectos de la temperatura, origi nando una recristalización de la caliza. En otra parte del intrusivo el aporte de material del mismo hacia las calizas fué mayor y esta - transformación consistió en la formación del skarn. Muestras analiza das indican que la composición del skarn es granate, diopsida, calci ta, epidota, clorita, cuarzo y sericita.

## 2.2 Geología Histórica

Siendo las rocas triásicas de la formación Zacatecas las más antiguas que afloran en la zona, se trata de reconstruir la historia geológica a partir de esa época.

Durante el Triásico Superior, existió una invasión de las aguas del mar hacia el continente que permitió el depósito de la formación Zacatecas, siendo Charcas el sitio más oriental hasta el cual llegaron las aguas del mar. Posteriormente hubo actividad ígnea puesto que se hallan intercalaciones de conglomerados y lavas. En el Jurásico Medio tiene lugar el depósito de sedimentos continentales, -- representados por la formación La Joya.

Nueva invasión marina ocurre hacia el Jurásico Superior, -- la cual se extiende en casi todo el geosinclinal Mexicano. La caliza Zuloaga es la primera secuencia carbonatada que se deposita y posteriormente la formación La Caja a fines del Jurásico.

En el Cretácico Inferior el depósito marino es continuo en mares un poco más profundos y con ligero aporte de clásticos finos -- durante la sedimentación de la formación Taraises, mientras que en la época de depósito de la formación Cupido estos clásticos desaparecen.

Durante el Cretácico Medio se infiere que hubo en algunas

unidades tectónicas levantamientos, que al erosionarse, proporcionaron los clásticos que posteriormente constituyeron la formación La Peña.

Nuevamente en el Cretácico Superior hay condiciones de incremento de profundidad en la cuenca y así se deposita la caliza -- Cuesta del Cura, con abundantes bandas de pedernal. También comienza un depósito constituido por una sedimentación cíclica de lutitas y calizas, que continuó hasta el fin del Cretácico y que anuncian la retirada de los mares.

Finalmente la zona y en general el área que ocupó el geosinclinal, se encontraron sujetas a fuerzas compresionales que dieron origen a las estructuras alargadas y orientadas N-S que se observan en el área. Simultáneamente a la deformación se efectuó la emersión, dando lugar a erosión. Esta actividad tuvo lugar en el Terciario, -- época en que se emplazaron grandes batolitos cuyas evidencias en Charcas son claras. La época de relajamiento produce una serie de fracturas y fallas que posteriormente sirvieron como conducto a soluciones mineralizantes.

La erosión continua ha permitido que afloren rocas triásicas. El caliche y aluvión recientes (Cuaternario) son producto de erosión y filtración de aguas cargadas con carbonato de calcio que -

por acción capilar posteriormente ascienden, evaporándose el agua para precipitar el carbonato de calcio en forma de caliche.

### 2.3 Geología Estructural

Las estructuras dominantes en la región son plegamientos - asociados a fallas en rocas carbonatadas y arcillo-arenosas del Mesozoico. Localmente la estructura principal es un anticlinal asimétrico recumbente denominado San Rafael con rumbo N-S, en cuyo flanco -- oriente se encuentra la unidad Charcas.

Las principales estructuras mineralizadas tienen un rumbo NW 70° SE y echados hacia el NE y SW. En ocasiones son interceptadas por otro sistema con rumbo NE 29° SW que también controla la mineralización.

La intrusión del stock "El Temeroso" ocasionó fracturas de tipo radial y periférico, donde posteriormente se emplazaron los cuerpos minerales.

## 2.4 Génesis de los Yacimientos

Los depósitos minerales en Charcas, se originaron de soluciones acuosas de sulfuros complejos que fueron derivados de un magma profundo. Los elementos minerales fueron transportados a través de zonas altamente permeables de fallas regionales y a lo largo de los márgenes del stock "El Temeroso". La precipitación ocurrió en el orden de relativa estabilidad de los sulfuros complejos, resultando en el zoneamiento de los minerales. La edad de la mineralización es probablemente de 38.6 millones de años.

### a) Paragénesis

La secuencia de depositación se inició con el cuarzo que fue intermitente durante casi toda la etapa, después se depositó la pirita en gran cantidad, posteriormente le siguió la esfalerita también en gran cantidad y antes de terminar su depositación vino la primera generación de calcopirita; la segunda se efectuó en conjunto con la galena, y asociado a estos dos últimos minerales se depositaron en forma de inclusiones, la jalpaíta y la argentita respectivamente, terminando la etapa con cuarzo y calcita. En una etapa posterior pudo haberse depositado la diaforita, ya que no se asocia con ningún otro mineral y se encuentra exclusivamente en el skarn.

## b) Yacimientos Minerales

Se distinguen dos tipos principales de cuerpos mineralizados de gran importancia, el primero es el de relleno de fisura que se encuentra desde las rocas triásicas hasta las carbonatadas del Cretácico Superior presentándose en estas últimas reemplazamientos en el alto y bajo de vetas Leones, Santa Rosa y Veta Nueva.

El segundo tipo son reemplazamientos de forma irregular y algunos en forma de manto, que por su volumen son los considerados de mayor importancia como el reemplazamiento El Rey, reemplazamiento La Reina y reemplazamiento La Aurora.

## 2.5 Reservas

Actualmente la unidad Charcas cuenta con reservas del orden de 21 032, 871 toneladas, entre mineral explotable y mineral de interés, con las siguientes leyes promedio:

### MINERAL EXPLOTABLE

Toneladas	Ag (gr/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
10 597 970	78	0.40	0.26	5.25

#### MINERAL DE INTERES

Toneladas	Ag (gr/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
10 434 901	63	0.34	0.29	4.63

La metodología para obtener el tonelaje de reservas minerales es de acuerdo a la clasificación siguiente:

#### MINERAL EXPLOTABLE

##### a) Positivas

Es el bloque de mineral que tiene información geológica que permite que el tamaño, forma y contenido del bloque se estime con -- una certeza del 85%. La información geológica se obtiene primeramente al proyectar secciones a distancias mayores de 25 m, estas proyecciones posteriormente son comprobadas por series de barrenos de diamante con separaciones menores de 25 m entre barrenos, y por último el bloque se desarrolla con frentes, cruceros, rampas ó contrapozos. Estas obras sirven para preparar el bloque y continuar obteniendo información geológica más real.

##### b) Probables

Es el mineral que se infiere hasta una distancia de 15 m en ambos lados de un barreno de diamante ó de una obra de desarrollo.



c) Quebrado

Con esta categoría se consideró el mineral tumbado que se tiene almacenado en los rebajes.

d) Marginal

Es el mineral que únicamente paga sus gastos de operación.

MINERAL DE INTERES

a) Inferido

Es el mineral que se infiere principalmente por barrenos de diamante ó por proyecciones a distancias mayores de 25 m de los mismos.

b) Inaccesible

Son aquellos bloques de mineral aislados en zonas ya desarrolladas y/o minadas que han quedado inaccesibles a través del tiempo, debido a que en su momento el mineral no pagaba sus gastos de operación y las zonas fueron abandonadas. Requieren obras de rehabilitación para su explotación.

c) Pilares

Son los pilares de ley económicamente explotable, pero cuya explotación esta diferida por el tiempo que esté en operación la mina,

debido a la función de los pilares de conservar la estabilidad de la mina.

#### MINERAL EXPLOTABLE

Total	Positivo	Probable	Quebrado
10 597 970	9 479 001	1 081 083	37 886

#### MINERAL DE INTERES

Total	Inferido	Inaccesible	Pilares
10 434 901	8 737 722	765 792	931 387

Los cuerpos de mineral de donde se obtuvieron el total de -  
las reservas consignadas en los cuadros, son los siguientes:

Cuerpo	Estructura
La Reina	Vetas y Reemplazamientos
El Rey	Reemplazamientos
50 W	Reemplazamiento
E de la Falla	Reemplazamiento
La Aurora	Reemplazamiento
Sta. Rita	Reemplazamiento

**III. OPERACION  
MINERA  
ACTUAL**

---

### 3.1 Operación Minera

Las minas que conforman la unidad Charcas han sido trabajadas por la Compañía Industrial Minera México, S.A. desde 1975 y por otras Compañías desde 1583, año en que se descubrieron las primeras vetas de la región; Santa Isabel y Leones.

Actualmente para cumplir con los compromisos de producción de 3 550 toneladas por día y para abastecer las dos plantas de beneficio con que cuenta la unidad, la unidad Charcas esta dividida en tres minas:

#### a) Mina San Bartolo

Produce 550 toneladas secas al día para abastecer a la planta de beneficio No. 1 (también conocida como la planta antigua), desde los rebajes 16-10E, 18-70S y 18-20E. La extracción se hace por el tiro "San Bartolo".

#### b) Mina Rey-Reina

Con una producción de 2 000 toneladas secas al día, abastece a la planta No. 2 (ó planta nueva) desde los rebajes 2-175, 2-212W, Bufo W, 6-163W, 6-200W, 8-163W, 8-200W y 10-200, por el tiro "Leones".

### c) Mina Aurora

Tiene una producción de 1 000 toneladas secas al día, y también abastece a la planta No. 2 por el mismo tiro "Leones".

En la figura 3.1 se observa una proyección longitudinal de las minas de la unidad Charcas.

### 3.2 Mina La Aurora

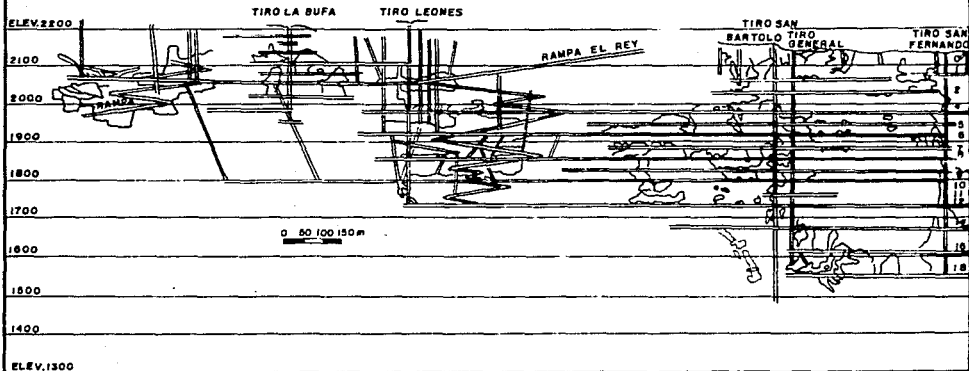
El cuerpo mineralizado que se explota en la mina la Aurora es un reemplazamiento de forma irregular. Está emplazado dentro del skarn producto del metamorfismo de las calizas. Como consecuencia de la disminución de esta alteración, se tienen al alto calizas arcillosas alternadas con delgados horizontes de skarn.

El cuerpo presenta un rumbo general NW 70° SE, echado de 20° a 25°, con buzamiento al NE; su longitud conocida es de 400 m, un ancho de 300 m y una potencia que varía de 3 a 50 m.

MINA LA AURORA

MINA REY Y REINA

MINA SAN BARTOLO



U  
N  
A  
M

FACULTAD DE INGENIERIA

TESIS PROFESIONAL

PROYECCION LONGITUDINAL

E-W DE LAS MINAS DE

LA UNIDAD CHARCAS

J. ALBERTO GONZALEZ R.

ESC. GRAFICA Fig. No. 3.1 ENERO-93

## METODO DE EXPLOTACION

La forma del reemplazamiento de la Aurora, su volumen de -- mineral, así como sus leyes, hicieron necesario diseñar un sistema de explotación más productivo que el sistema de corte y relleno hidráulico tradicional usado actualmente en la unidad Charcas. El sistema que se diseñó combina el sistema de salones y pilares, tumba sobre carga y bancos descendentes. Consiste en forma general en: abrir un sill -- iniciador (El sill iniciador consiste en desarrollar frentes y cruces que sirven para preparar la explotación de los bancos y siguiendo el diseño de pilares delimitar los pilares por medio de desbordes, con esto se forma el área de tumba que tiene forma reticular, el sill iniciador se aprovecha además para conocer o explorar el cuerpo en esa elevación. Ver figura 3.2) del bajo al alto del cuerpo y en el límite superior del bloque previamente seleccionado, el acceso a este sill -- se hace a partir de una rampa principal.

Posteriormente que se ha preparado el sill se procede al -- tumba de cabeza hasta recuperar todo el mineral quedado por el echado del cuerpo y en el cielo hasta que se vea el contacto estéril del --- cuerpo. El siguiente paso consiste en efectuar el sostenimiento (anclaje) de cielo, tablas y pilares, aspecto que reviste gran importancia, dado que de estos depende en buen grado, la seguridad en el funcionamiento del sistema de banqueo.

Después de preparar el sill y efectuar el sostenimiento ya mencionados, se procede al tumbado del cuerpo mineral por bancos descendentes de la siguiente forma: A partir de la rampa principal se cuelga un crucero debajo del sill iniciador, de tal manera que la diferencia de elevación entre el piso del sill y el piso del crucero sea de 6.00 metros. El crucero sirve de ranura y acceso para la extracción del mineral, después de la voladura. La diferencia de elevación de 6.00 m es la altura del banco, este ciclo se repite hasta llegar al fondo del cuerpo mineralizado.

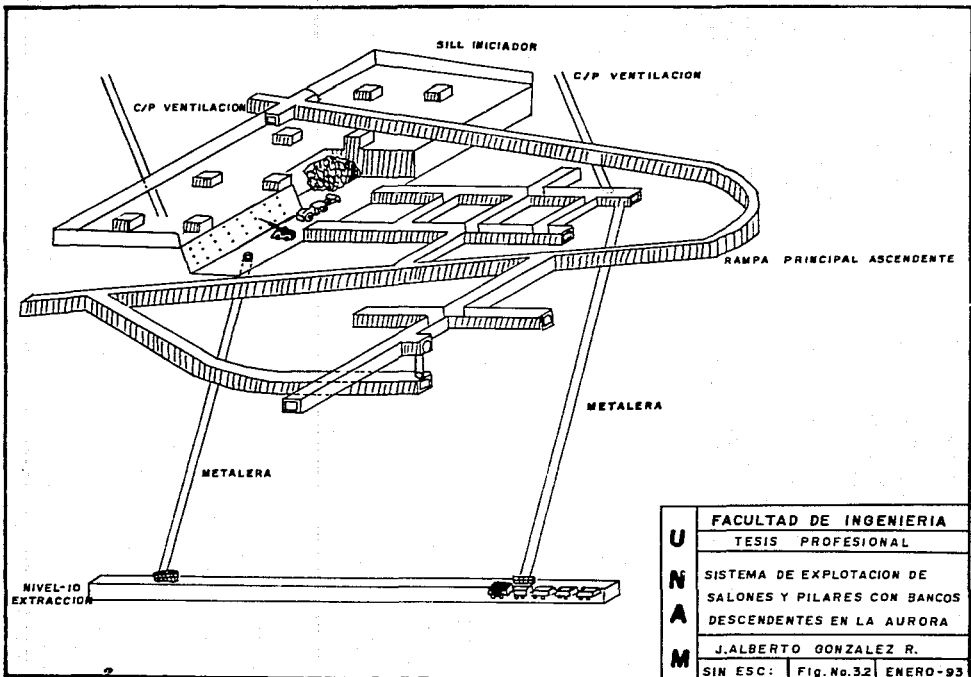
De acuerdo a estudios de mecánica de rocas, los bancos deben ser de 6.00 m de altura, la sección de pilares de 7.00 x 7.00 m, el claro entre pilares 12.00 x 12.00 m y altura máxima del pilar 20.00 m.

En la figura 3.2 se observa el sistema de explotación de salones y pilares con bancos descendentes en el cuerpo la Aurora.

## **DISEÑO DE PILARES**

Con base en estudios de mecánica de rocas efectuados en la mina; a la gran variedad de condiciones estructurales del terreno y a las experiencias obtenidas durante la operación en los diferentes ---





<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
	TESIS PROFESIONAL	
	SISTEMA DE EXPLOTACION DE SALONES Y PILARES CON BANCOS DESCENDENTES EN LA AURORA	
	J. ALBERTO GONZALEZ R.	
	SIN ESC:	Fig. No. 32

lugares de trabajo, las dimensiones de los pilares varían desde 5.00 x 5.00 m hasta 7.00 x 7.00 m, con un espaciamiento entre ellos de --- 10.00 a 12.00 m.

El diseño de los pilares está fundamentado en las propiedades de la roca y en su resistencia a la compresión con lo cual, se llega a la determinación del módulo de Poisson y a la evaluación de un factor de seguridad.

El factor de seguridad se define como el cociente que resulta de dividir la resistencia a la compresión de la roca de los pilares ( $C_p$ ), entre el esfuerzo promedio actuando sobre los mismos ( $S_p$ ).

$$\text{FACTOR DE SEGURIDAD (Fs)} = C_p / S_p$$

La condición de estabilidad ó inestabilidad lo proporciona la siguiente relación:

$$\text{(Inestable)} \quad 1 > F_s > 1 \quad \text{(Estable)}$$

Para calcular el factor de seguridad, se empieza con un análisis de resistencia a la compresión, que para este caso fueron 352 - núcleos de roca, obtenidos de barrenos a diamante dados en el cuerpo

la Aurora. La roca tuvo un comportamiento que se calificó como de -- alta resistencia a la compresión (1050 kg/cm<sup>2</sup>).

Para determinar la sección de pilares y claros en el cuerpo mineral se necesitó conocer las siguientes variables:

$$C_p = R_c (0.788 + 0.222 (W_p/h_1))$$

$$S_p = S_v (W_p + W_o)^2 / W_p^2$$

$$S_v = 1.4 \times h \times d$$

donde:

R<sub>c</sub> = resistencia a la compresión uniaxial

S<sub>v</sub> = esfuerzo vertical

W<sub>p</sub> = ancho del pilar

W<sub>o</sub> = claro entre pilares

h<sub>1</sub> = altura del pilar

h = localización del pilar a profundidad por debajo de la superficie natural del terreno

d = densidad de la roca

C<sub>p</sub> = resistencia a la compresión de la roca de los pilares

S<sub>p</sub> = esfuerzo promedio actuando sobre los pilares

F<sub>s</sub> = factor de seguridad

Para la solución de las ecuaciones planteadas se tienen los siguientes datos:

$$R_c = 1\ 050\ \text{kg/cm}^2$$

$$h = 123\ \text{m}$$

$$d = 0.003\ \text{kg/cm}^3$$

$$W_p = 7.00\ \text{m}$$

$$W_o = 12.00\ \text{m}$$

$$h_1 = 20.00\ \text{m}$$

Los datos de  $W_p$ ,  $W_o$  y  $h_1$  que se -- aplicaran en las ecuaciones, son -- los que actualmente se están usando en la mina la Aurora y se llegó a ellos mediante varios ensayos, hasta lograr un factor de seguridad -- con un amplio margen de confiabili-- dad.

Sustituyendo en las ecuaciones respectivas tenemos:

$$C_p = 1050 (0.788 + 0.222 (7/20)) = 908.99\ \text{kg/cm}^2$$

$$S_v = 1.4 \times 12300 \times 0.003 = 51.66\ \text{kg/cm}^2$$

$$S_p = 51.66 (7 + 12)^2 / 7^2 = 377.11\ \text{kg/cm}^2$$

$$F_s = 908.99 / 377.11 = 2.41$$

El factor de seguridad obtenido de 2.41 cumple con amplio -- margen la relación de estabilidad ó inestabilidad.

## **BARRENACION**

La barrenación para el desarrollo de frentes, cruceros y rampas, así como el tumbe de bancos se realiza con jumbos. Se dispone de un jumbo Gardner-Denver de una pluma electrohidráulico con el cual se realizan barrenaciones de 3.00 m de profundidad y un jumbo Atlas - Copco de una pluma electrohidráulico con el cual se dan barrenos de 4.00 m. El diámetro de los barrenos es de 47.6 mm (1 7/8").

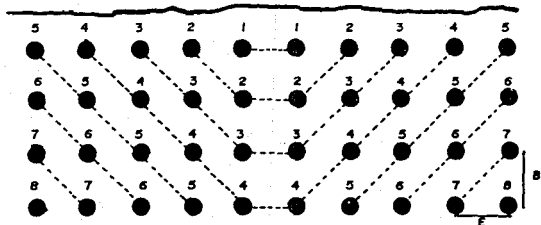
En la figura 3.3 se observa una plantilla de barrenación para un banco y en la figura 3.4 una plantilla de barrenación para frentes y cruceros.

Para el sostenimiento de cielo, tablas y pilares la barrenación se hace con perforadoras neumáticas de pierna marca Gardner-Denver modelo S-83-F. La longitud de los barrenos es de 2133 mm (7') con separación de 1.00 m.

## **ANCLAJE**

Al sostenimiento del rebaje se le denomina anclaje y el procedimiento es el siguiente: a los barrenos dados con perforadoras de

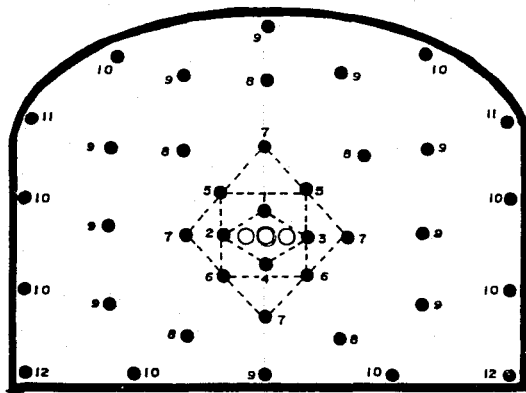
CARA LIBRE



PROFUNDIDAD DE  
BARRENACION: 4.00 METROS  
DIAMETRO: 1 7/8"

B= BORDO  
E= ESPACIAMIENTO

U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	PLANTILLA DE BARRENACION PARA UN BANCO CON JUMBO MOSTRANDO SECUENCIA DE DISPARO EN "V"
	J. ALBERTO GONZALEZ R. ESC. S/ESC Fig. No. 33 ENERO-93



SECCION: 4.80 x 4.00 METROS  
 PROFUNDIDAD DE  
 BARRENACION: 4.00 METROS  
 DIAMETRO: 1 7/8"  
 BARRENOS SIN CARGAR ○

<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>
	TESIS PROFESIONAL
	PLANTILLA DE BARRENACION PARA UNA FRENTE CON JUMBO MOSTRANDO SECUENCIA DE RETARDOS
	J. ALBERTO GONZALEZ R.
	SIN ESC: Fig. No. 3.4 ENERO-93

pierna neumáticas referidos anteriormente, se les inyecta una lechada de cemento a presión por medio de un inyector neumático. Las anclas son de varilla corrugada de 15.9 mm (5/8") de diámetro con un doblez de 90° en el extremo de la varilla, de 10 cm de longitud. El ancla se introduce en el barreno con el objeto que el cemento envuelva completamente el ancla proporcionando un anclaje repartido a lo largo de toda la varilla y vaya tomando su carga con el tiempo. El tiempo mínimo para que tome su carga es de 24 horas.

### EXPLOSIVOS

Los explosivos que se usan para el cargado de los barrenos dados con los jumbos son: como carga de fondo Tovex 100 de 31.8 mm x 203.2 mm (1-1/4" x 8"), cebado con un estopín no eléctrico (nonel), la carga de columna es super-mexamón D. Para iniciar la ronda de voladura, todos los estopines nonel se conectan a una línea troncal -- formada por un cordón detonante reforzado (Primacord), el cual a su vez, se inicia con un sistema cañuela-estopín de 2.74 m ó de 3.96 m; los nonel que se usan son de 3.65 m (12') de largo para los barrenos de 3.0 m y de 4.87 m (16') de longitud para los barrenos de 4.0 m.



## REZAGADO Y ACARREO

Para efectuar las operaciones de rezagado y acarreo en las obras de preparación y explotación, se tienen tres scoop-trams de 5 yardas cúbicas; dos de ellos marca Eimco modelo LHD-925, el otro marca Jarvis Clark modelo JL-450. El punto de cargado de camiones se localiza a una distancia no mayor de 15 m del lugar donde se encuentra el mineral tumbado.

El acarreo se realiza con camiones de bajo perfil marca -- Jarvis Clark modelo JDT-426, con capacidad nominal de 26 toneladas, a través de una distancia máxima de acarreo de 600 m en el nivel dos, obra que señala el acceso a la mina Aurora por medio de la rampa El Rey (acceso principal de la mina Rey-Reina). Los camiones vacían en la metalera principal de la mina Rey-Reina denominada 10-19W, la cual llega a la parrilla del nivel 10. Aquí el mineral se mezcla con el que proviene de los rebajes de la mina Rey-Reina, para ser mantedado a superficie por el tiro "Leones".

## VENTILACION

El circuito de ventilación para el minado del cuerpo Aurora,

se alimenta de aire fresco proveniente de superficie, por medio de la rampa El Rey y de dos contrapozos denominados Robbins que se encuentran en los extremos del cuerpo. Los contrapozos Robbins fueron colados con una máquina Robbins 73-RM. Su diámetro es de 1.82 m (6').

La extracción del aire viciado a superficie se efectúa a través de otro contrapozo Robbins, el cual tiene instalado un ventilador aspirante de 130,000 pies cúbicos por minuto de capacidad. El contrapozo se localiza en el centro del cuerpo. A futuro, se planea como sistema, colar contrapozos Robbins cada 200 m.

### **3.3 Mina Rey y Reina**

Los cuerpos mineralizados que se explotan en la mina Rey y Reina, también se identifican con esos nombres. El tipo de cuerpos de La Reina son vetas y reemplazamientos. En la zona de El Rey sólo se encuentran reemplazamientos. Esta mina comprende desde el nivel 2 hasta el nivel 10. Los niveles tienen una separación de 30 m y la -- profundidad desde la superficie hasta el nivel 10, es de 420 m.

## METODO DE EXPLOTACION

En la actualidad el minado del 95% de los cuerpos minerales de la mina Rey y Reina se hace por el método de corte y relleno hidráulico con pilares y el 5% restante por bancos descendentes, que corresponde a un sólo rebaje denominado la "Bufa W", con una producción de 100 toneladas al día. La forma de explotación del rebaje "Bufa W" se hace de la misma forma como el descrito para la mina la Aurora.

Los rebajes que se explotan por el método de corte y relleno hidráulico con pilares son los denominados; 2-212 W, 4-170 W, 6-163 W, 6-200 W, 8-170 W, 8-200 W, 10-170 W y 10-200 W, que en conjunto producen un total de 1,900 toneladas por día.

La preparación de un bloque de mineral para explotarse por corte y relleno hidráulico con pilares, se hace de acuerdo al comportamiento estructural del cuerpo, el cual se determina por el análisis de los núcleos de barrenación a diamante y por exploración con obra directa.

La preparación se inicia delimitando el cuerpo mineral con obras (frentes y cruceros) transversales y longitudinales, para conocer los contactos entre el mineral y el tepetate. Posteriormente siguiendo el diseño de pilares, se cuelan cruceros y se dan desbordes, para con-

formar el área de tumbe que deberá tener una forma reticular. Los pilares tienen las mismas dimensiones que en el cuerpo la Aurora, la altura entre el piso y el cielo es de 3.0 m y el acceso a las obras se hace a partir de una rampa principal colada fuera del cuerpo mineral.

Después de colar el sill de preparación, se inicia el tumbe de mineral en forma ascendente, con cortes de 3.0 m de altura. Después del tumbe, se aprovecha la altura de la rezaga para anclar los cielos de cada corte.

Una vez que se ha anclado, se procede a rezagar el mineral con los scoop-trams a las metaleras, para posteriormente rellenar con jal y continuar con el tumbe de otro corte.

Las metaleras que dan servicio al rebaje son contrapozos colados con máquina de pierna neumática con una sección mínima de 2.0 m<sup>2</sup>. Dichas metaleras están localizadas fuera del cuerpo mineral en el contacto del bajo, a distancias no mayores de 150 m del lugar de trabajo más retirado, con objeto de eficientar el equipo de acarreo.

Para las operaciones de relleno, el jal se hace llegar al rebaje por medio de barrenos de 101.6 mm (4") de diámetro, colados -- con máquina Stenwick. En cada corte, estos barrenos son conectados a

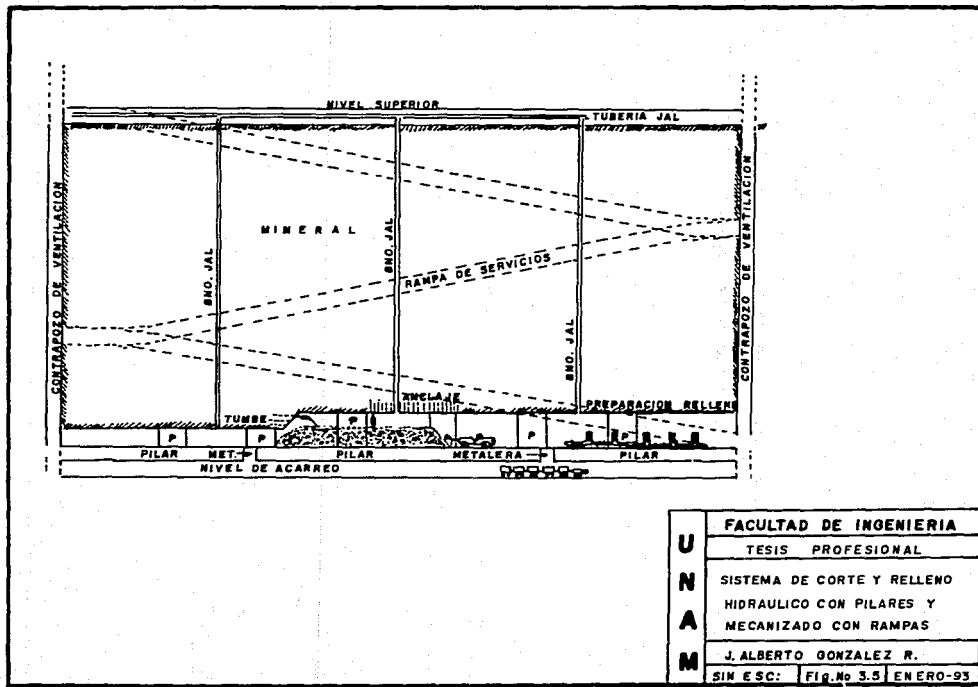
un casquillo de 76.2 mm (3") de diámetro, mismos que a su vez son conectados a las mangueras que sirven para repartir el jal en el área de relleno.

El sistema para drenar el agua del jal se hace por medio de torres de madera, formadas por marcos sobrepuestos de 152.4 mm x 203.2 mm de sección (6" x 8") y 0.5 m de largo. Las torres se recubren periféricamente con tela de henequén y descargan a una tubería de 76.2 mm de diámetro colocada en la parte inferior del rebaje con inclinación de 5 grados, formando así una red de decantación. Las torres son espaciadas entre 10 y 12 m de distancia, dependiendo del tamaño del área de relleno.

En la figura 3.5 se observa el sistema de corte y relleno hidráulico con pilares y mecanizado con rampas.

## BARRENACION

La barrenación para el desarrollo, tumbes y anclaje en los rebajes de corte y relleno hidráulico, se realiza con perforadoras de pierna neumáticas marca Gardner-Denver modelo S-83-F. Las longitudes de barrenación son de 1.52 m (5') para los desarrollos y de 2.13 m --



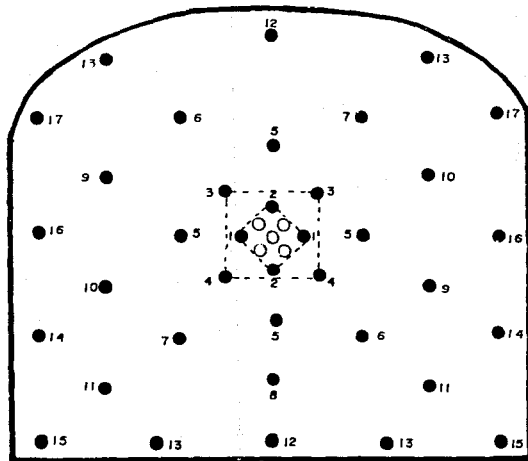
<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>
	TESIS PROFESIONAL
	SISTEMA DE CORTE Y RELLENO HIDRAULICO CON PILARES Y MECANIZADO CON RAMPAS
	J. ALBERTO GONZALEZ R.
SIN ESC: Flg. No 3.5 ENERO-93	

(7') para el tumbado de mineral y el anclaje. El promedio de toneladas tumbadas por barreno es de 5 toneladas. El anclaje se realiza de la misma forma que la descrita para la mina la Aurora.

En la figura 3.6 se observa una plantilla de barrenación para obras de desarrollo con máquina de pierna neumática.

### EXPLOSIVOS

Los explosivos que se usan para el cargado de los barrenos de desarrollo y tumbado son: como carga de fondo, Tovex 100 de 25.4 mm x 127.0 mm (1" x 5"), carga de columna super-mexamón D, todo ello iniciado con cañuela-estopín de 2.74 m conectado a ignitacord para dar el tiempo de retardo de cada barreno.



SECCION: 4.00 x 3.50 METROS  
 PROFUNDIDAD DE  
 BARRENACION: 1.80 METROS  
 DIAMETRO: 1 1/2"  
 BARRENOS SIN CARGAR ○

<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>		
	TESIS PROFESIONAL		
	PLANTILLA DE BARRENACION PARA OBRAS DE DESARROLLO CON MAQUINA DE PIERNA NEUMATICA		
	J. ALBERTO GONZALEZ R.		
	ESC: 1:30	Fig. No. 3.6	ENERO-95



## REZAGADO, ACARREO Y MANTENIMIENTO

El rezagado se efectúa con equipo diesel tipo scoop-tram. La mina Rey y Reina cuenta con 8 scoop-trams de 5 yardas cúbicas, 4 de ellos marca Wagner modelo ST-5B, 2 marca Jarvis Clark modelo JS-500 y 2 marca Eimco modelo LHD-925. Todos los equipos vacían a metaleras -- que descargan al nivel 10, nivel principal de acarreo en la mina Rey y Reina.

El acarreo de las metaleras a la parrilla principal en el nivel 10, se efectúa por medio de carros mineros tipo Granby de 200 pies cúbicos (10 ton) de capacidad jalados por una locomotora eléctrica tipo trolley marca Clayton de 15 toneladas de peso, accionada por dos motores eléctricos de 75 H.P. A la parrilla también comunican dos metaleras principales de 1.82 m (6') de diámetro cada una que se denominan la 10-19W y 10-18W.

En la parrilla con abertura de 24" x 24" (60.96 x 60.96 cm) opera un martillo hidráulico Teledyne TH-20 para la reducción de los fragmentos muy grandes que pasan a la tolva de almacenamiento y de ahí a una quebradora de quijada marca Pettibone 36" x 48" (91.44 cm x --- 121.92 cm), que reduce el tamaño de los fragmentos a - 127.0 mm (-5").

La tolva de la quebradora, descarga por medio de dos bandas transportadoras, a los cartuchos de llenado de los skips o botes de manteo.

El manteo se hace por el tiro "Leones" el cual tiene una -- profundidad de 433.71 metros. El tiro "Leones" se emplea sólo para -- mantear mineral. Tiene dos compartimientos y opera con un malacate de fricción marca Hepburn con capacidad para 390 toneladas por hora. La velocidad de los skips es de 1 500 pies por minuto sobre gufas de cable. La capacidad de cada uno de los skips es de 7.3 toneladas. El mo tor es de 1 000 caballos de fuerza. La operación de llenado de los -- cartuchos y de los skips es automatizada, los skips descargan en una tolva de superficie de 2 000 toneladas de capacidad que alimenta a la planta No. 2.

### **3.4 Mina San Bartolo**

Los cuerpos mineralizados que se explotan en la mina San -- Bartolo, son dos reemplazamientos denominados; "E de la falla" y "50W"; comprenden los niveles 18 y 16 que se encuentran a 590 y 530 metros - de profundidad respectivamente. El acceso principal a esta mina es el tiro San Bartolo.

## **METODO DE EXPLOTACION**

En la actualidad los rebajes que se explotan en la mina San Bartolo son los denominados; 16-10 E, 16-70 S, 18-70 S y 18-20 E. El método de explotación es también el de corte y relleno hidráulico con pilares.

La preparación, barrenación y anclaje se realizan en la misma forma como la descrita para la mina Rey y Reina. En toda la unidad se emplea el mismo tipo de explosivos y artificios.

## **REZAGADO, ACARREO Y MANTEO**

El rezagado se efectúa con equipo diesel tipo scoop-tram. La mina San Bartolo cuenta con 5 scoop-trams, 3 de 2 yardas cúbicas marca Eimco modelo LHD-912 y 2 de 5 yardas cúbicas marca Eimco modelo LHD-915. Estos scoop-trams se encuentran cautivos por ser el tiro San Bartolo el único acceso a esta mina. Las distancias a los vaciaderos varían hasta 100 m, estas metaleras descargan al nivel 18, que constituye el nivel principal de acarreo en esta mina.

El acarreo en la mina San Bartolo se hace por medio de carros

mineros tipo Granby de 100 pies cúbicos (5 ton) de capacidad, jalados por una locomotora Goodman de baterías de 4 toneladas de peso acciona da por dos motores eléctricos de 15 H.P.

Los carros mineros acarrear el mineral de las metaleras has ta un alimentador de placas que se encuentra en el mismo nivel 18 y a una distancia de 10 m del tiro San Bartolo. El vaciado de mineral se realiza por medio de un pistón neumático que voltea los carros uno por uno. El alimentador de placas dosifica a una quebradora de quijada -- marca Norberg 32" x 40" (81.28 cm x 101.60 cm), que reduce el tamaño de los minerales a -127.0 mm (-5") y los descarga a una tolva de alma cenamiento, que se encuentra entre el nivel 18 y 19.

El manto de mineral de la mina San Bartolo se realiza en - el nivel 19 a una profundidad de 650 m de la superficie, a través del tiro San Bartolo. El tiro tiene 5 compartimientos, 2 para las calesas, 2 para los skips y uno para escalereado y tuberías de servicios. El malacate es de doble tambor marca Allis Chalmers. La capacidad de ca da uno de los skips es de 5 toneladas. La operación de llenado de los cartuchos y de los skips es de forma manual. Los skips descargan en - una tolva de superficie de 400 toneladas de capacidad, la tolva alimen ta a una quebradora de quijadas 20" x 36" (50.80 cm x 91.44 cm) marca Pettibone, que reduce el tamaño de los minerales a -88.9 mm (-3-1/2"),

este mineral descarga en una banda que lo transporta a la planta No.1  
a una tolva de almacenamiento de 1 000 toneladas de capacidad.

**IV. EXPLOTACION  
DEL BLOQUE  
12-200W DEL  
CUERPO EL  
REY**

#### 4.1 Localización, Definición y Cubicación de Reservas del bloque 12-200W del Cuerpo el Rey

Debido a las características geológicas que presenta el cuerpo el Rey en su desarrollo desde superficie hasta el nivel 10, y aprovechando que se dispone de una comunicación desde el tiro San Bartolo hasta el fondo del tiro Leones, representada por el nivel 12, el departamento de planeación de la unidad propuso un programa de exploración a diamante que consiste en términos generales, en la instalación de estaciones de exploración en los niveles 10 y 12, a partir de los cuales se dieron barrenos direccionales, con cuya información fue posible estimar reservas del orden de 2'020,979 toneladas entre positivas, probables e inferidas.

El cuerpo mineral es típico de los reemplazamientos de forma irregular, posee un caballo de tepetate que divide el bloque 12-200W - en dos partes, el rumbo general que presentan es NW 50° SE con echados que varían de 50° a 85°.

Las dimensiones promedio de las partes del bloque son:

Longitud:	150 metros
Potencia:	variables entre 10 y 70 m
Altura :	60 metros

Posteriormente todos estos datos serán comprobados por obra directa, además de que una vez que se llegue con el desarrollo al cuerpo, se darán otra serie de barrenos con el propósito de definir la zona de ampliación económicamente costeable.

### ESTIMACION DE RESERVAS

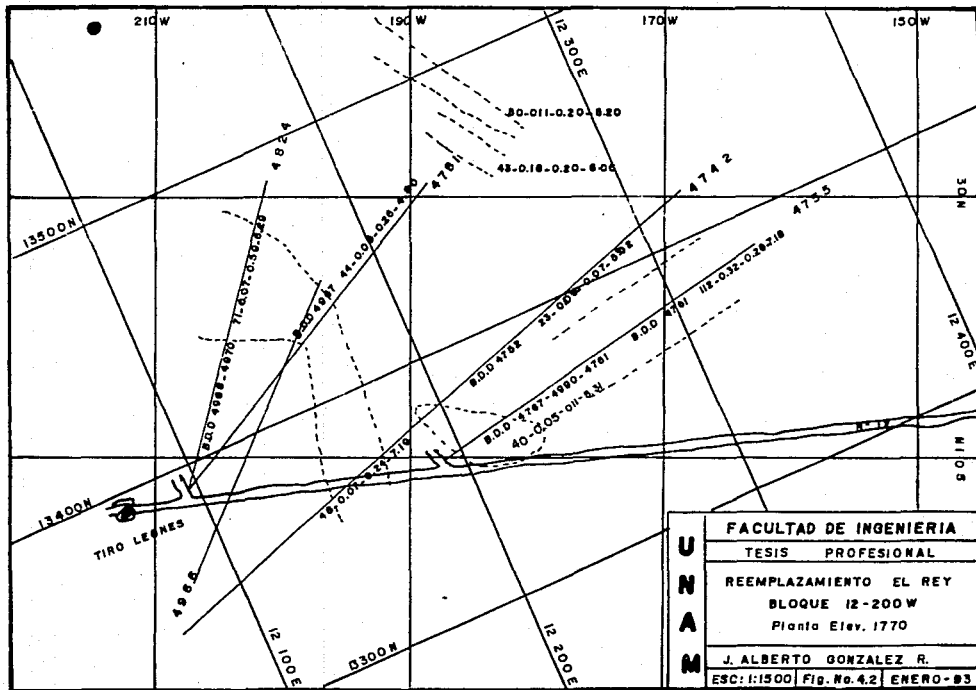
Para el cálculo se consideraron 3 tipos de reservas: positivas, probables e inferidas.

El volumen se obtuvo a base de delimitar con planímetro las áreas de mineral expuestas en el piso del nivel 10, dos áreas definidas por los barrenos a diamante en el nivel 12, y otra área intermedia entre ambos niveles. Las áreas obtenidas multiplicadas por la distancia de influencia de cada barreno, totaliza el volumen de mineral, del cuerpo 12-200W. Para convertir a tonelaje, se utilizó un peso específico de 3.0 toneladas por metro cúbico. La ley de mineral se calculó por promedio de zonas de mineral intersectadas por barrenos a diamante, -- aplicándose una dilución de 2%.

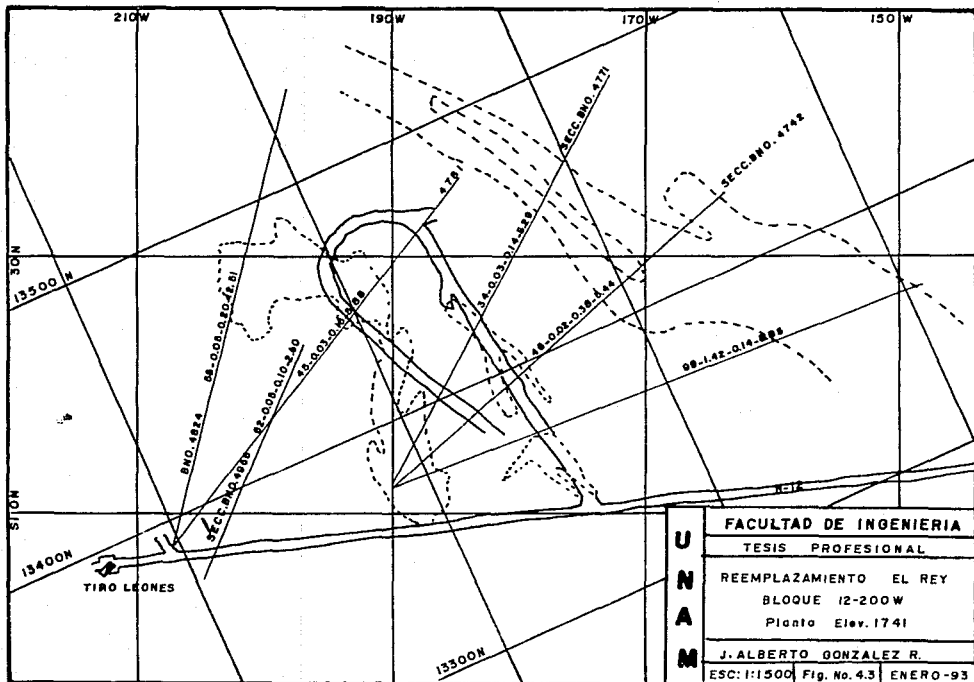
En las figuras 4.1, 4.2 y 4.3 se observan las áreas de mineral expuestas en el nivel 10, entre niveles y nivel 12 respectivamente.







U N A M	FACULTAD DE INGENIERIA	
	TESIS PROFESIONAL	
	REEMPLAZAMIENTO EL REY	
	BLOQUE 12-200W	
	Planta Elev. 1770	
J. ALBERTO GONZALEZ R.		
ESC: 1:1500 Fig. No. 4.2 ENERO-83		



En las figuras 4.4, 4.5, 4.6, 4.7, 4.8, 4.9 y 4.10 se muestran las secciones obtenidas a partir de los barrenos a diamante, para el cálculo de reservas minerales.

Leyes promedio del bloque:

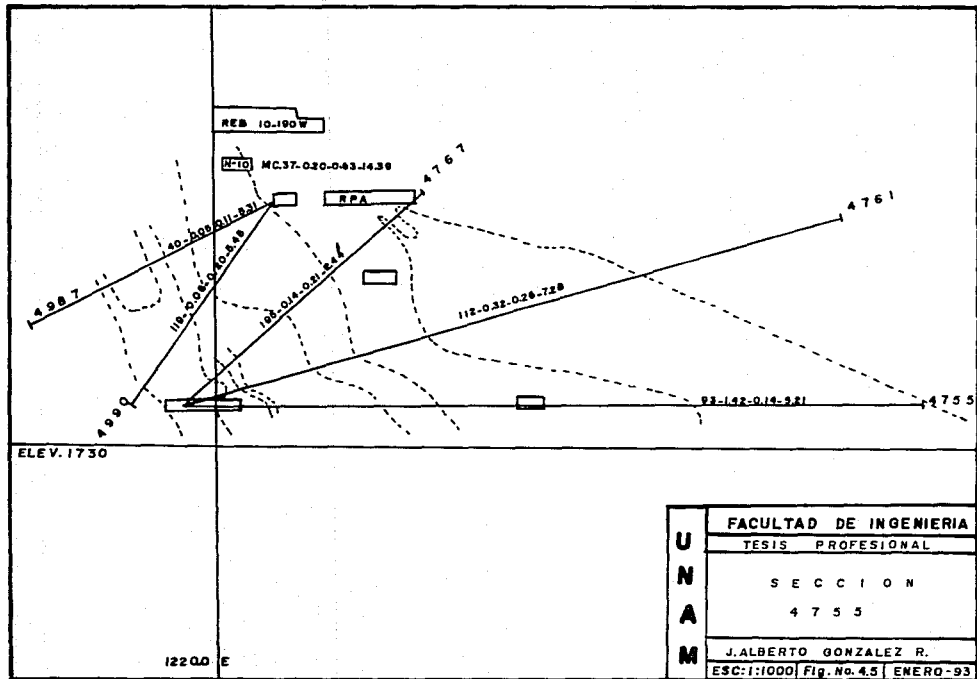
Toneladas	Ag (gr/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
2'020,979	65	0.20	0.21	5.66

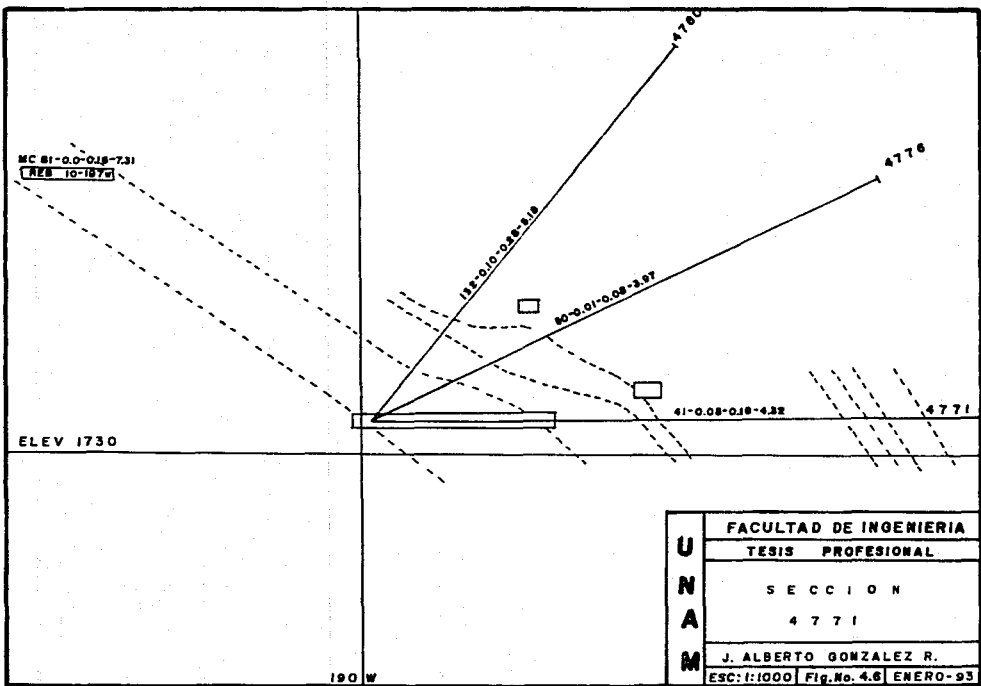
#### 4.2 Selección del Sistema de Explotación

En función de las características geológico estructurales - que presenta el cuerpo mineral 12-200W, las cuales son:

- a) Rumbo general NW 50° SE.
- b) Echados que varían de 50° a 85°.
- c) Dimensiones promedio: longitud 150 m, potencias variables entre 10 y 70 m y altura del bloque 60 m.
- d) Profundidad del bloque desde superficie 480 m.
- e) La forma del cuerpo es muy irregular como se observa en las áreas de mineral de las figuras 4.1, 4.2 y 4.3.



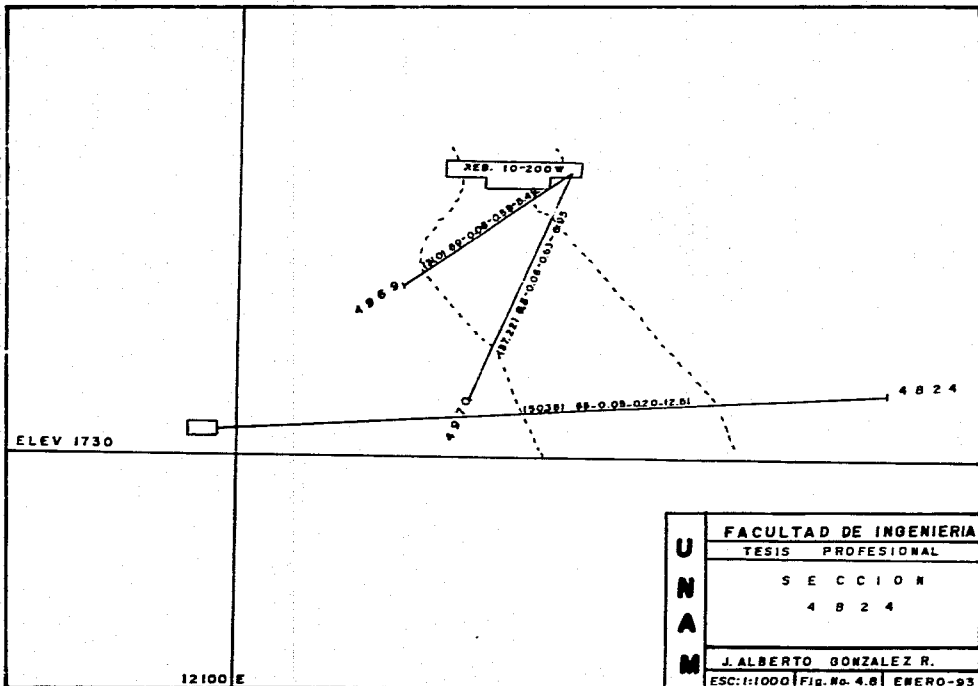




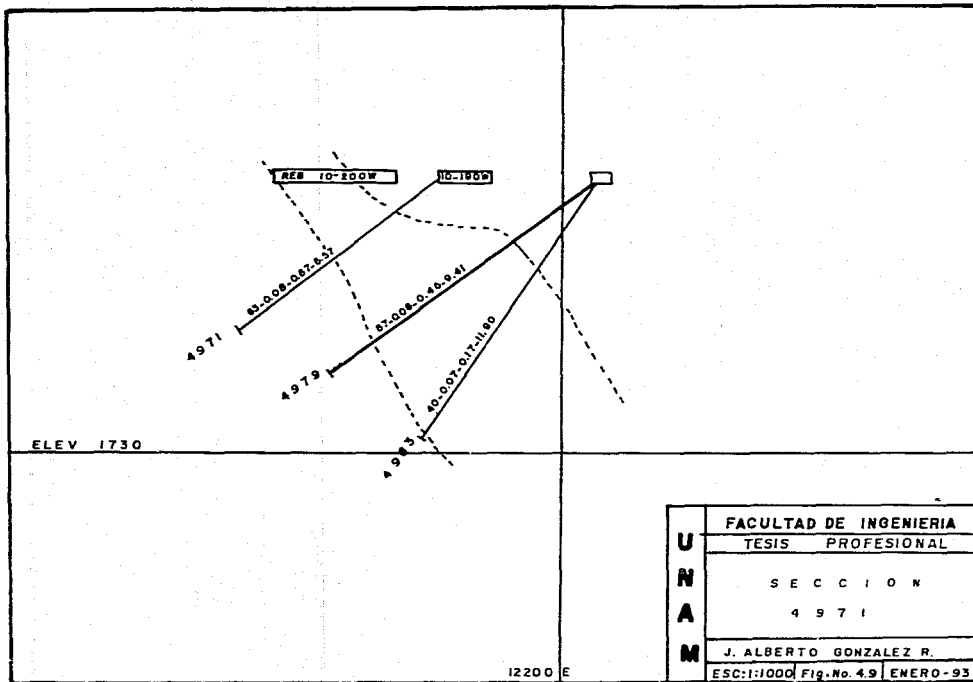
<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>
	<b>TESIS PROFESIONAL</b>
	<b>SECCION</b> <b>4 7 7 1</b>
	<b>J. ALBERTO GONZALEZ R.</b>
	<b>ESC: 1:1000 Fig. No. 4.8 ENERO-93</b>



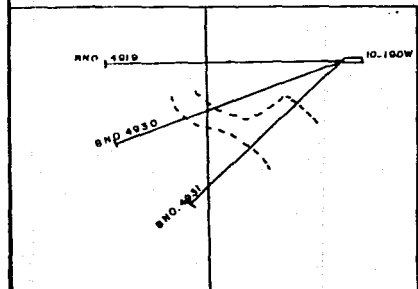
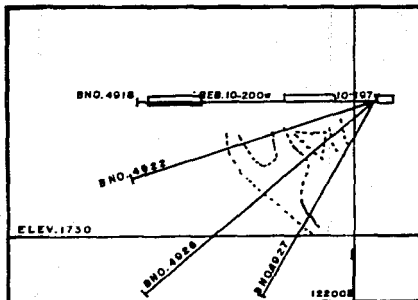




<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>
	TESIS PROFESIONAL
	S E C C I O N
	4 8 2 4
	J. ALBERTO GONZALEZ R.
ESC: 1:1000 Fig. No. 4.8 ENERO-93	



<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
	TESIS PROFESIONAL	
	SECCION	
	4 9 7 1	
J. ALBERTO GONZALEZ R.		
ESC:1:1000 Fig.No. 4.9 ENERO-93		



E N S A Y E S

No.B.B.D.	Ag-Gms.	Pb-%	Cu-%	Zn-%
4922	79	0.08	0.29	12.30
4918	86	0.21	0.48	2.71
4926	44	0.04	0.13	3.38
4927	129	0.10	0.07	2.32
4931	172	0.38	0.21	1.71
4930	98	0.18	0.33	10.84

LEY PROMEDIO 110 0.17 0.20 8.10

TONELADAS 120789

U N A M	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>
	TESIS PROFESIONAL
	PLANO GEOLOGICO
	MOSTRANDO LA SERIE DE BARRENOS DE DIAMANTE DADOS EN EL BLOQUE 12-200W
	J. ALBERTO GONZALEZ R.
ESC: SIN/E   Fig. No. 4.10   ENERO - 93	

f) El bloque 12-200W tiene leyes de mineral irregulares. En los contactos entre tepetate y mineral, la ley de mineral es mayor.

g) El bloque contiene irregulares extensiones de mineral -- (clavos de mineral).

h) El bloque tiene un caballo de tepetate que lo divide en dos partes.

i) La roca encajonante varía de débil a semiconsistente. La roca encajonante principalmente son calizas y skarn.

j) En algunas partes del bloque se tienen fallas ocasionadas por la intrusión del stock "El Temeroso".

k) El mineral es consistente en la mayor parte del bloque, solo cerca de las zonas con fallas es débil.

Es posible utilizar para la explotación alguno de los sistemas siguientes:

1.- Tumble Sobre Carga

2.- Corte y Relleno Hidráulico con Pilares Esbeltos

### **1.- TUMBE SOBRE CARGA**

La característica principal del método de explotación Tumble

Sobre Carga es que el mineral quebrado es dejado en el rebaje para soportar las tablas, mientras el resto de el rebaje es minado. El mineral quebrado también sirve como piso en el cual los mineros permanecen, mientras minan el mineral cerca de ellos.

La preparación empieza cuando el bloque de mineral se delimita con niveles y contrapozos. El nivel inferior se utiliza para el acarreo del mineral, previamente se preparan chutes ó drawpoints para extraer el mineral por gravedad. Los contrapozos se utilizan para servicios, de acceso y ventilación. El minado del bloque se realiza por secciones horizontales del fondo hacia arriba y como el mineral tiene un abudamiento del 35% cuando es quebrado, debe ser extraído por los chutes periódicamente para mantener el piso y espacio suficiente, para continuar los trabajos de minado. Al término del rebaje el mineral es extraído y el espacio dejado abierto.

#### **Aplicabilidad**

- a) Para vetas ó cuerpos con inclinaciones mayores de 50°.
- b) A cuerpos de mineral con potencias variables de 1 a 30 m.
- c) La mineralización debe ser suficientemente consistente, - porque los mineros trabajan bajo el cielo no soportado.
- d) Las paredes deben ser de semiconsistentes a consistentes, para evitar a lo máximo la dilución cuando el rebaje es vaciado.

### **Ventajas**

- a) Si el mineral y las paredes son consistentes, el rebaje puede ser rápidamente desarrollado y producir mineral.
- b) La cantidad de obras de desarrollo es poca. Esto es una ventaja en compañías pequeñas con capital limitado.
- c) El mineral quebrado sirve para soportar las paredes y - elimina otros tipo de soporte.
- d) Los trabajos mineros se realizan sobre piso sólido.
- e) Varios hombres pueden trabajar al mismo tiempo en el rebaje.
- f) Una gran reserva de mineral es mantenida en el rebaje.
- g) Se obtiene buena ventilación con pequeños gastos.
- h) Se obtiene una recuperación aceptable del 90%.

### **Desventajas**

- a) Del rebaje se obtiene sólo un tercio de lo tumbado, los dos tercios restantes se quedan en el rebaje hasta que se termine, - por lo tanto se queda dinero inactivo y sujeto a las variaciones del mercado.
- b) Entre más inconsistente sean las tablas habrá mayor dilución durante la extracción.

c) Los chutes deben estar más cercanos que en el método de Corte y Relleno, para evitar encampanamientos del mineral.

d) Algunos minerales sulfurosos pueden producir incendios - espontáneos durante la etapa de vaciado, debido al efecto de fricción entre los fragmentos.

e) Si existe humedad en el rebaje, el mineral se puede oxidar, con los problemas consecuentes de bajas recuperaciones en la fase de beneficio metalúrgico.

## 2.- CORTE Y RELLENO HIDRAULICO CON PILARES ESBELTOS

La característica principal del método de explotación Corte y Relleno Hidráulico con Pilares esbeltos; consiste en que un bloque de mineral previamente delimitado, es minado en forma ascendente con una serie de rebanadas horizontales, y cada vez que una rebanada es extraída, una capa de material de relleno va ocupando el lugar del mineral extraído para soportar las tablas del rebaje.

Para iniciar la explotación del bloque de mineral, primero se da un sill de preparación (delimitar el cuerpo mineral con frentes y cruceros, y siguiendo el diseño de pilares se desborda para formar una área de tumbe). Después de dar el sill de preparación, se inicia

el tumbe en forma ascendente, después de tumbar una rebanada de mineral se aprovecha el mineral quebrado como piso para anclar el cielo, una vez que se ha anclado se procede a rezagar el mineral para posteriormente rellenar con jal y continuar con el tumba de otra rebanada.

Grandes cuerpos de mineral para ser explotados por este método, se limitan con pilares verticales para tener zonas más seguras.

Para la extracción del mineral se cuelan metaleras al bajo del cuerpo en tepetate, con separaciones entre si de aproximadamente 100 m, para mayor eficiencia del equipo de rezagado. En la descarga de las metaleras se prepara un nivel de acarreo acondicionado con vía para utilizar locomotora con carros mineros.

#### **Aplicabilidad**

- a) Para cuerpos con echados mayores de  $50^{\circ}$ .
- b) El método es selectivo y puede ser usado en cuerpos con potencias variables e irregulares.
- c) Es adaptado a mineral entre consistente y débil. Cuando el cielo es débil se debe soportar con pilares para continuar con la explotación.
- d) Las tablas pueden ser débiles ya que son soportadas casi inmediatamente por relleno.



### **Ventajas**

- a) Las tablas son soportadas y la estabilidad general del rebaje es mantenida por el relleno.
- b) Cuerpos minerales irregulares, pueden ser explotados eficientemente con un máximo de recuperación de minado.
- c) Caballos de tepetate pueden ser dejados en el rebaje.
- d) Es un método altamente selectivo y la dilución es mínima.
- e) La recuperación del mineral es del 90%.
- f) El fracturamiento secundario puede realizarse en el rebaje.
- g) El disfrute del mineral es inmediato.
- h) Los rebajes son fácilmente ventilados.
- i) Facilidad para la mecanización de la operación.
- j) Existe mayor seguridad que en el Tumble sobre carga.
- k) Alta productividad.

### **Desventajas**

- a) El relleno debe ser provisto cuando se necesita.
- b) El costo de minado es generalmente mayor que en el Tumble sobre carga, debido al costo adicional que representa la obtención y el manejo del relleno.

## SELECCIÓN

Para la explotación del cuerpo mineral 12-200W se eligió utilizar el método de corte y relleno hidráulico con pilares esbeltos debido a:

- a) Contorno irregular del cuerpo mineralizado lo cual requiere un método selectivo.
- b) Mineralización separada por estratos estériles.
- c) Leyes irregulares de mineral lo cual requiere también un método selectivo.
- d) Facilidad para explorar lateralmente el cuerpo a la altura que se vaya minando, para detectar mineral cercano y su contacto con lo estéril.
- e) Estructuras de roca no consistentes por fallas que cruzan el cuerpo mineral pueden controlarse.
- f) Se obtiene buena estabilidad y seguridad del rebaje.
- g) El mineral que se tumba se extrae rápidamente, evitando - posible oxidación y evitando además tener capital inactivo con el mineral almacenado.
- h) La urgente necesidad de suministrar la producción a la -- planta de beneficio.
- i) Recuperación del mineral de 90%.
- j) La experiencia obtenida en la explotación de otros bloques de mineral del cuerpo El Rey por este método.

## DURACION DEL PROYECTO

Para determinar el ritmo óptimo de producción del bloque 12-200W, se utilizó la regla de Taylor, la cual establece que la vida óptima de una propiedad minera, considerando el tonelaje de reservas existentes es dado por:

$$n = 6.5 \sqrt[4]{\text{toneladas minables en millones}}$$

n = duración del proyecto (años)

6.5 = constante

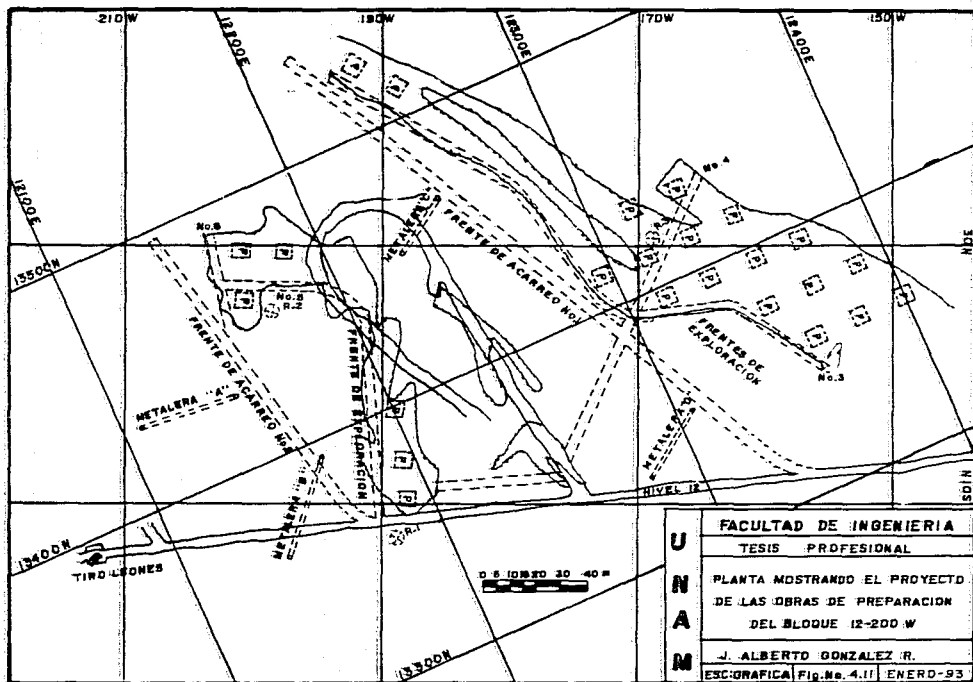
$$n = 6.5 \sqrt[4]{2.020979}$$

n = 7.75 años

## 4.3 Obras Mineras y Servicios para la explotación del bloque 12-200W

### 4.3.1 OBRAS DE PREPARACION

a) Frentes de acarreo.- se darán dos frentes de acarreo en tepetate al bajo de cada una de las partes del bloque 12-200W (señaladas en la figura 4.11 como No. 1 y 2) se comunicarán con el nivel 12 que integra la mina Rey y Reina, con el tiro San Bartolo. El nivel 12



U  
N  
A  
M

FACULTAD DE INGENIERIA  
TESIS PROFESIONAL

PLANTA MOSTRANDO EL PROYECTO  
DE LAS OBRAS DE PREPARACION  
DEL BLOQUE 12-200 W

J. ALBERTO GONZALEZ R.  
ESC:GRAFICA Fig. No. 4.11 ENERO-93

será el principal de acarreo, para transportar el mineral del bloque 12-200W hasta un contrapozo Robbins que llega al nivel 18 de la mina San Bartolo, donde por el tiro del mismo nombre se realiza la operación de manto de mineral para alimentar la planta de beneficio No.1.

El manto no se realizará por el tiro Leones que alimenta a la planta de beneficio No.2 y que se encuentra muy cerca del bloque 12-200W, porque el fondo del tiro está a la misma elevación del nivel 12, por lo que el mineral se tendría que transportar hasta el nivel 10 y en este nivel no hay obras adecuadas para efectuar dicha operación.

b) Frentes de exploración.- Se darán cuatro frentes de exploración (señaladas en la figura 4.11 como No. 3,4,5 y 6), dos de las cuales (No.3 y 5) serán para conocer el desarrollo del cuerpo siguiendo el eje mayor de la mineralización, y dos frentes (No.4 y 6) perpendiculares a las anteriores para conocer su potencia.

c) Cruceros.- Se colarán tantos como sean necesarios para ir formando una cuadrícula sistemática, que marcará la posición de los pilares esbeltos de los rebajes. Se darán obras transversales y longitudinales, tomando en cuenta que el diseño de pilares es de 7.0 x 7.0 metros de sección y 12.0 metros de separación entre ellos.

d) Metalesas.- Las metalesas que darán servicio al rebaje -

será cuatro (señaladas en la figura 4.11 con las letras A,B,C y D), - coladas al bajo del cuerpo. Se iniciarán como contrapozos colados con máquina de pierna neumática, a partir del nivel inferior (N-12) y se irán subiendo de acuerdo a como vayan dándose los cortes.

e) Contrapozos de ventilación.- Se darán tres contrapozos - Robbins de 1,80 m de diámetro, a partir del nivel 10 hasta el nivel - 12 y se integrarán al circuito de ventilación de la mina Rey y Reina.

En las figuras 4.12, 4.13 y 4.14 se muestran los proyectos de los contrapozos de ventilación.

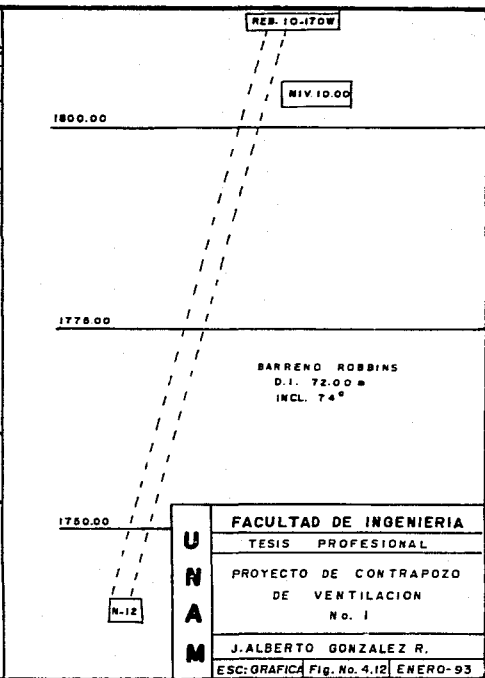
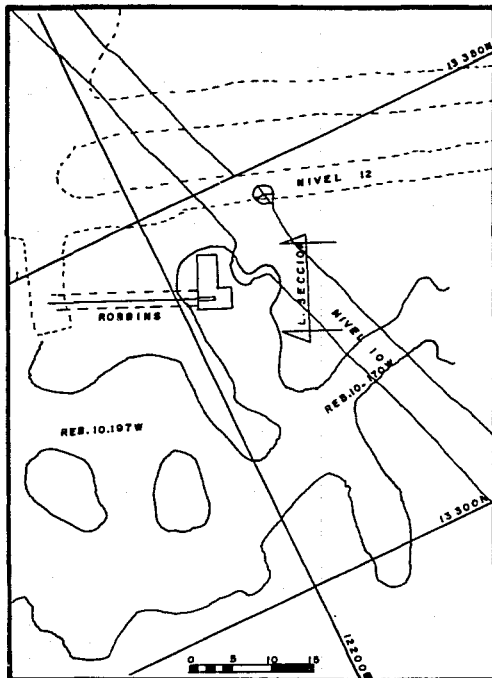
f) Ampliación del sill iniciador.- Para ampliar el sill iniciador se desbordarán las tablas de los cruceros y las frentes de exploración. En total serán 27,468 toneladas de mineral a desbordar.

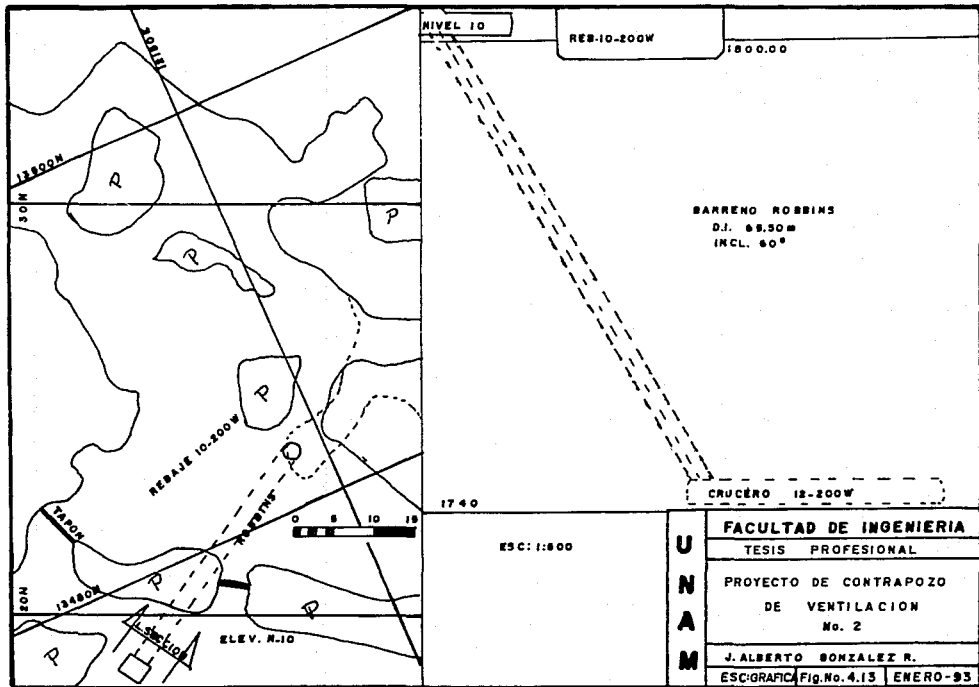
#### **COSTOS UNITARIOS DE PREPARACION**

##### **2 Frentes de acarreo**

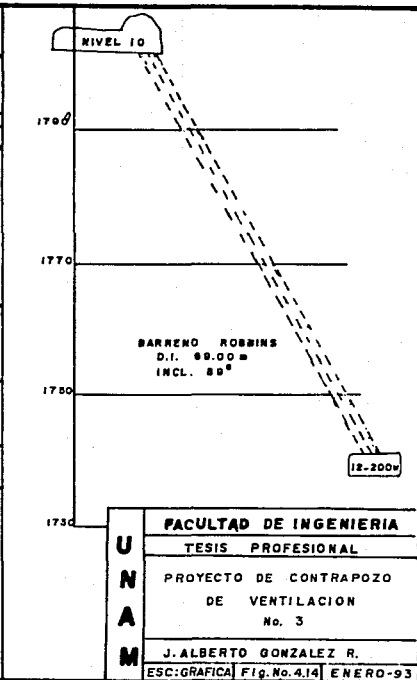
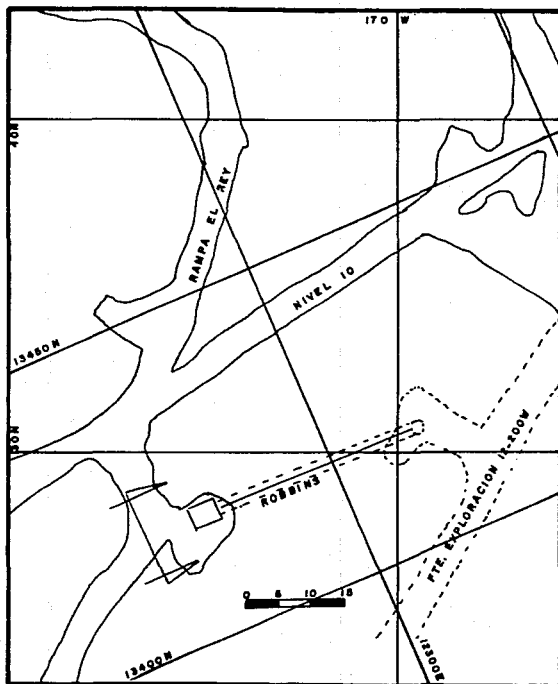
###### **Características**

Sección	: 4.0 x 3.5 m
Longitud total	: 390 m
Peso específico	: 2.8 ton/m <sup>3</sup> (tepetate)
Toneladas tumbadas	: 15,288 toneladas









Se toman en cuenta las siguientes consideraciones:

a) En el ciclo sólo se barrena, se carga y se dispara en un turno. El rezagado se hace en el turno de segunda.

b) Para barrenar se utilizará acero (barrenas) de 1.80 m -- (6 pies) de longitud, brocas de 38.1 mm (1-1/2") de diámetro y se considera un avance efectivo de 1.50 m por disparo.

c) La productividad promedio en la Unidad en obras de desarrollo con máquinas de pierna neumáticas es de 0.40 metros lineales - por hombre turno, considerando tumbe y anclaje.

d) La plantilla de barrenación es de 42 barrenos colados -- (37 disparados y 5 vacíos en la cuña).

e) Cada 6.0 m de avance se instalará un tramo de tubería para agua y aire comprimido.

f) El rezagado de la obra exclusivamente se efectuará en una hora con un scoop-tram de 5 yardas cúbicas.

## 1) MANO DE OBRA

Amacizar, barrenar y disparar

Salarios

1.0 m / 0.4 m/hombre turno = 2.5 puebles

2.5 puebles x \$ 22,790.33 = \$ 56,975.82

Bonificación

Promedio de \$ 74,150.00 metro lineal (\*) por contrato de --  
acuerdo al convenio entre empresa y obreros.

Anclas.- se paga \$ 1,691.00 por ancla colocada (\*). En 1.0 m  
lineal se colocan 4 anclas.

Bonificación bruta	\$ 80,914.00
Salarios	<u>\$ 56,975.00</u>
Bonificación neta	\$ 23,939.00

Rezagado

Se lleva a efecto en un promedio de 1.0 hora de las 6.0 ho-  
ras efectivas de trabajo.

Salario

\$ 23,174.02 por día / 6.0 horas = \$ 3,862.33 por hora

\$ 3,862.33 por hora / 1.5 m = \$ 2,574.88 por metro lineal

Bonificación

Se da un promedio de \$ 220.00 por cucharón (\*). Se necesitan  
10 cucharones para rezagar 1.0 m.

Costo total de bonificación \$ 2,200.00 metro

---

(\*) Fuente - Convenios celebrados en Abril de 1992  
entre Empresa y Sindicato.

Costo total de mano de obra por metro de avance

Salario perforistas	\$ 56,975.82
Bono neto	\$ 23,939.00
Salario rezagador	\$ 2,574.00
Bono rezagador	\$ 2,200.00
Total	\$ 85,688.82 por metro

2) EXPLOSIVOS

Explosivos	Consumos por m/avance (*)	Costos(**) Unitarios	Costo Total \$/m
Tovex 100 de 25.4 mm x 127.0 mm	3.16 kg	\$ 7,208.4 kg	\$ 22,778.54
Mexamón	35.25 kg	\$ 902.1 kg	\$ 31,801.14
Cañuela	59.21 m	\$ 412.7 m	\$ 24,440.70
Cápsul No. 6	24.66 pza	\$ 328.7 pza	\$ 8,106.48
Conector	24.66 pza	\$ 252.8 pza	\$ 6,236.02
Ignita cord	10.42 m	\$ 859.5 m	\$ 8,956.30
Costo total			\$102,319.18

(\*) Fuente - Departamento Ingeniería Industrial

Unidad Charcas, Junio de 1992

(\*\*) Fuente - Departamento de Compras

Unidad Charcas, Junio de 1992

### 3) ACERO PARA BARRENAR

Se usan barras cónicas de 1.80 m (6 pies) de longitud con vida promedio de 333 metros barrenados por pieza y brocas desechables tipo cruz de 38.1 mm (1-1/2") de diámetro con vida promedio de 62 m - barrenados por pieza. (\*)

Precio de barra cónica de 1.80 m (\*\*)

\$ 180,114.00

Costo por metro \$ 180,114 / 333 = \$ 540.88

Metros por barrenación 75.6 m

( 42 Bnos. x 1.80 m )

Costo por barrenación \$ 40,890

( 75.6 m x \$ 540.88 )

Costo total por metro de \$ 27,260.00

avance ( \$ 40,890 / 1.5 m )

#### Anclaje

Metros por barrenación 7.20 m

( 4 Bnos. x 1.80 m )

Costo por metro de anclaje \$ 3,894.33

( 7.2 m x \$ 540.88 )

Precio de barra cónica de 2.13 m \$ 215,262.00

Costo por metro \$ 215,262 / 361 = \$ 596.29

Metros de barrenación 1.20 m

( 4 Bnos. x 0.3 m )

---

(\*) Fuente - Departamento Ingeniería Industrial

Unidad Charcas, Junio de 1992

(\*\*) Fuente - Departamento de Compras

Unidad Charcas, Junio de 1992

Costo por barrenación                    \$ 715.54  
( 1.2 m x \$ 596.29)

**Brocas**

Precio de broca 38.1 mm                    \$ 27,716.00  
Costo por metro     \$ 27,716 / 62 m = \$    447.03

**Metros por barrenación**

avance y anclaje                                    58.80 m  
( 75.6 m / 1.5 m + 7.2 m + 1.2 m)

Costo por metro                                    \$ 26,285.36  
( 58.8 m x \$ 447.03)

**Costo total de acero por metro de avance**

Avance	\$ 27,260.00
Anclaje 1.80 m	\$ 3,894.33
Anclaje 2.13 m	\$ 715.54
Brocas	\$ 26,285.36
<b>Total</b>	<b>\$ 58,155.23</b>

**4) OTROS MATERIALES**

Longitud de la varilla                                    2.10 m  
Diámetro de la varilla                                    15.9 mm (5/8")

No. de varillas por metro	4
Peso por varilla	3.5 kg
Kilos por metro	14.0 kg
( 4 x 3.5 kg)	
Precio por kilo	\$ 1,060.27 (*)
Costo de varillas por metro ( 14 kg x \$ 1,060.27)	\$ 14,843.78

Cemento

Cemento por metro	18.18 kg
((4 x 50 kg)/ 11 varillas/saco)	
Precio kilo de cemento	\$ 300.00(*)
Costo cemento por metro ( 18.18 kg x \$ 300.00)	\$ 5,454.00

Aceite para perforadoras

Metros barrenados por litro	40.0 m
Precio por litro	\$ 2,432.34 (*)
Costo por metro	\$ 60.80/m
Metros por barrenación	58.80 m
Costo por metro de avance ( 58.80 m x \$ 60.80 )	\$ 3,575.04

---

(\*) Fuente - Departamento de mantenimiento Civil  
Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

Costo total de otros materiales por metro de avance

Varilla	\$ 14,843.78
Cemento	\$ 5,454.00
Aceite	\$ 3,575.04
Total	\$ 23,872.82

5) COSTOS DE TUBERIA PARA AGUA Y AIRE

El diámetro de tubería de agua 50.8 mm (2")  
 El diámetro de tubería de aire 101.6 mm (4")

Extrupack

	Costo Unitario (*)	Total \$/m
Un tramo de 6.0 m tubería de 50.8 mm de diámetro	\$ 141,196.60	\$ 23,532.76
Un tramo de 10.0 m tubería Extrupack de 101.6 mm diámetro	\$ 208,186.68	\$ 20,818.67
Una brida de 101.6 mm diámetro	\$ 49,700.70	\$ 4,970.07
Una contrabrida 101.6 mm $\phi$	\$ 35,610.60	\$ 3,561.06
Un cople de 50.8 mm diámetro	\$ 3,783.40	\$ 630.56
Costo total		\$ 53,513.12

(\*) Fuente - Departamento de Compras  
 Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992



### RESUMEN DE COSTOS

Mano de obra	\$ 85,688.82
Explosivos	\$102,319.18
Acero	\$ 58,155.23
Otros materiales	\$ 23,872.82
Tuberías	<u>\$ 53,513.12</u>
Costo unitario por metro de avance	\$ 323,549.17

### COSTO TOTAL FRENTE DE ACARREO

390 m x \$ 323,549.17 = \$ 126'184,180.00

### 4 Frentes de exploración

#### Características

Sección	: 4.0 x 3.5 m
Longitud total	: 550 m
Volumen	: 7,700 m <sup>3</sup>
Peso específico	: 3.0 ton/m <sup>3</sup> (mineral)
Toneladas tumbadas	: 23,100 toneladas

### COSTO TOTAL FRENTES DE EXPLORACION

550 m x \$ 323,549.17 = \$ 177'952,040.00

### Cruceros

#### Características

Sección : 4.0 x 3.5 m  
Longitud total : 1,115 m  
Volumen : 15,610 m<sup>3</sup>  
Peso específico : 3.0 ton/m<sup>3</sup> (mineral)  
Toneladas tumbadas : 46,830 toneladas

### COSTO TOTAL DE CRUCEROS

1,115 m x \$ 323,549.17 = \$ 360'757,320.00

### 4 Metaleras

#### Características

Sección : 1.45 m x 1.45 m  
Longitud total : 256 m  
Inclinación : 60°

Se toman en cuenta las siguientes consideraciones:

a) La cuadrilla para disparar una barrenación de contrapozo, con máquina de pierna neumática y con un avance efectivo de 1.50 m, - esta integrada por un perforista y un ayudante.

b) La plantilla de barrenación es de 24 barrenos colados -- ( 20 disparados y 4 de cuña).

#### A) MANO DE OBRA

Amacizar, barrenar y disparar

Salarios

2 puebles x \$ 22,790.33 por día = \$ 45,580.66 por día

\$ 45,580.66 por día / 1.5 m = \$ 30,387.10 por metro

Bonificación

Promedio de \$ 53,140.00 metro lineal (\*) por contrato de --  
acuerdo al convenio entre empresa y obreros.

Bonificación bruta	\$ 53,140.00
Salarios	\$ 30,387.10
Bonificación neta	\$ 22,752.90

---

(\*) Fuente - Convenios celebrados en Abril de 1992  
entre IMMSA y Sindicato

Costo total de mano de obra por metro de avance

Salario perforistas	\$ 30,387.10
Bono neto	\$ 22,752.90
Total	\$ 53,140.00

**B) EXPLOSIVOS**

Explosivos	Consumos por m/avance (*)	Costos Unitarios	Costo Total \$/m
Tovex 100 de 25.4 mm x 127.0 mm	3.16 kg	\$ 7,208.4 kg	\$ 22,778.54
Mexamón	35.25 kg	\$ 902.1 kg	\$ 31,801.14
Cañuela	32.00 m	\$ 412.7 m	\$ 13,208.96
Cápsul No. 6	13.33 pza	\$ 328.7 pza	\$ 4,381.97
Conector	13.33 pza	\$ 252.8 pza	\$ 3,370.89
Ignita cord	6.00 m	\$ 859.5 m	\$ 5,157.18
Costo total			\$ 80,698.68

---

(\*) Fuente - Departamento Ingeniería Industrial  
Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

### C) ACERO PARA BARRENAR

Precio de barra cónica de 1.80 m           \$ 180,114.00

Costo por metro       \$ 180,114 / 333 = \$   540.88

Metros por barrenación                   43.2 m

( 24 Bnos. x 1.80 m)

Costo por barrenación                   \$ 23,328

( 43.2 m x \$ 540.88)

Costo total por metro de               \$ 15,552.00

avance ( \$ 23,328 / 1.5 m)

#### Brocas

Precio de broca 38.1 mm                   \$ 27,716.00

Costo por metro       \$ 27,716 / 62 m = \$   447.03

Metros por barrenación                   24.0 m

( 24 Bnos. x 1.00 m)

Costo por metro                           \$ 10,728.72

( 24.0 m x \$ 447.03 )

#### Costo total de acero por metro de avance

Barra                                       \$ 15,552.00

Brocas                                   \$ 10,728.72

Total                                     \$ 26,280.72

### RESUMEN DE COSTOS

Mano de obra	\$ 53,140.00
Explosivos	\$ 80,698.68
Acero	<u>\$ 26,280.72</u>
Costo unitario por metro de avance	\$ 160,119.40

### COSTO TOTAL DE METALERAS

$$256 \text{ m} \times \$ 160,119.40 = \underline{\underline{\$ 40'990,566.00}}$$

### 3 Contrapozos de ventilación

#### Características

#### Contrapozo Robbins No. 1

Longitud	: 72.00 m
Diámetro	: 1.80 m (6 pies)
Inclinación	: 74°

En la figura 4.12 se observa el proyecto del contrapozo

#### Contrapozo Robbins No. 2

Longitud	: 65.50 m
Inclinación	: 60°

En la figura 4.13 se observa el proyecto del contrapozo

Contrapozo Robbins No. 3

Longitud : 69.00 m

Inclinación : 59°

En la figura 4.14 se observa el proyecto del contrapozo

Para determinar el costo total de cuele de los contrapozos de ventilación, se considera el costo unitario que se tiene actualmente en la Unidad, en base a los datos estadísticos que se han obtenido en el cuele de los últimos contrapozos Robbins.

El costo unitario es de \$ 895,544.00 / metro lineal (\*)

#### COSTO TOTAL DE CONTRAPOZOS ROBBINS

206.5 m x \$ 895,544.00 = \$ 184'929,836.00

#### Ampliación del sill iniciador

Se toman en cuenta las siguientes consideraciones:

a) En desbordes la cuadrilla de barrenación esta integrada por dos perforistas, cada uno nos da un promedio de 18 barrenos y se disparan en un turno.

b) Para barrenar se utilizarán barras cónicas de 2.10 m (7')

---

(\*) Fuente - Departamento de Ingeniería Industrial  
Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

de longitud y brocas de 38.1 mm (1-1/2").

c) La plantilla de barrenación es de 0.70 m de bordo, 0.80 m de espaciamento y se barrena a tresbolillo.

Considerando un chicolón de 0.10 m, nos da una producción - por barreno de 3.26 toneladas ((3.50m x 2.80 m sección x 2.00 m de -- profundidad x 3.0 peso específico)/18 barrenos)

#### MANO DE OBRA

Amacizar, barrenar y disparar

##### Salarios

2.0 puebles x \$ 22,790.33 por día = \$ 45,580.66 por día  
toneladas tumbadas 117.36 toneladas  
(36 Bnos. x 3.26 tons./barreno)

##### Bonificación

Se da a razón de \$ 2,131.00 por metro cúbico. (\*)

Bonificación bruta \$ 83,364.72

(\$ 2,131.00 x 39.12 m<sup>3</sup>) -

Salarios \$ 45,580.66

Total \$ 37,784.06

---

(\*) Fuente-- Convenio celebrado en Abril de 1992  
entre IMMSA y Sindicato



Bonificación neta por \$ 321.95 ton.  
tonelada.

(\$ 37,784.06/117.36 tons.)

Salario neto por tonelada \$ 388.38 ton.

(\$ 45,580.66/117.36 tons.)

#### Anclaje

Se necesitan 4 perforistas para dar 60 barrenos de anclas y colocar las respectivas varillas.

La plantilla de barrenación del anclaje es formando cuadrículas de 1.00 x 1.00 m y la profundidad de barreno de 2.10 m.

#### Salarios

4.0 puebles x \$ 22,790.33 por día = \$ 91,161.32 por día

Con 60 varillas se anclan 132 metros cúbicos ó 396 tons.

Salario neto por tonelada \$ 230.00 ton.

(\$ 91,161.32/396 tons.)

#### Varillas por tonelada de mineral

60 varillas / 396 tons. = 0.15 varillas por tonelada

#### Bonificación

Bonificación bruta \$ 256.21

(\$1,691.00 x 0.15) -

Salarios por tonelada \$ 230.00

Bono neto por tonelada \$ 26.21

Costo total de mano de obra por tonelada

Salario perforistas	\$ 388.38
Bono neto tumbe	\$ 321.95
Salario por anclas	\$ 230.00
Bono neto por anclas	\$ 26.21
Total	\$ 966.54

EXPLOSIVOS

Explosivos	Consumos por Tonelada (*)	Costos Unitarios	Costo Total \$/ton.
Tovex 100 de 25.4 mm x 127.0 mm	0.03 kg	\$ 7,208.4 kg	\$ 216.25
Mexamón	0.31 kg	\$ 902.1 kg	\$ 279.66
Cañuela	0.49 m	\$ 412.7 m	\$ 202.26
Cápsul No. 6	0.32 pza	\$ 328.7 pza	\$ 105.19
Conector	0.32 pza	\$ 252.8 pza	\$ 80.92
Ignita cord	0.10 m	\$ 859.5 m	\$ 85.95
Costo total			\$ 970.23

(\*) Fuente - Estadísticas del Departamento de Ingeniería Industrial, Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

## ACERO PARA BARRENAR

Se usarán barras cónicas de 2.10 m (7 pies) de longitud con vida promedio de 361 metros barrenados por pieza<sup>(\*)</sup> y brocas de 38.1 mm (1-1/2") de diámetro con vida promedio de 57 metros barrenados por pieza<sup>(\*)</sup>.

Precio de barra cónica de 2.10 m      \$ 215,262.01

Costo por metro      \$ 215,262 / 361 = \$ 596.29

Costo por barreno      \$ 1,252.20

(2.10 m x \$ 596.29)

Cada barreno tumba      3.26 toneladas

Costo de barra cónica de 2.10 m      \$ 384.11

por tonelada (\$1,252.20 / 3.26)

Costo de barra cónica de 2.10 m      \$ 184.84

por tonelada en anclaje

(60 Dnos. x 2.10 m = 126 m)

(126 m / 396 ton = 0.31 m/ton)

(\$ 596.29 x 0.31 = \$ 184.84)

### Brocas

Precio de broca de 38.1 m      \$ 27,716.20

Costo por metro      \$ 27,716 / 57 m = \$ 486.24

Costo por barreno      \$ 1,021.10

(2.10 m x \$ 486.24)

---

(\*) Fuente - Departamento Ingeniería Industrial  
Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

Costo de broca por tonelada	\$ 313.22
en desborde (3.26 ton. x \$ 1,021.10)	
Costo de broca por tonelada	\$ 150.73
en anclaje (0.31 m/ton x \$ 486.24)	

**Costo total de acero por tonelada**

Barra en desborde	\$ 384.11
Barra en anclaje	\$ 184.84
Broca en desborde	\$ 313.22
Broca en anclaje	\$ 150.73
<b>Total</b>	<b>\$ 1,032.90</b>

**OTROS MATERIALES**

**Varillas**

Varillas por tonelada	0.15 varillas
Kilos por tonelada	0.52 kg
(0.15 x 3.5 kg)	!
Costo de varilla por tonelada	\$ 551.34
(0.52 kg x \$ 1,060.27 por kg)	

Cemento	
Cemento por tonelada	0.68 kg
((0.15 varillas x 50 kg)/11)	
Costo cemento por tonelada	\$ 204.00
(0.68 kg x \$ 300.00)	
 Aceite para perforadoras	
Costo por metro	\$ 60.80
(\$ 2,432.34 / 40 m)	
Metros de barrenación en	0.95 m
anclaje y desborde por	
tonelada (0.31 m + 0.64 m)	

Costo total de otros materiales por tonelada

Varilla	\$ 551.34
Cemento	\$ 204.00
Aceite	\$ 57.76
<b>Total</b>	<b>\$ 813.10</b>

#### RESUMEN DE COSTOS

Mano de obra	\$ 966.54
Explosivos	\$ 970.23
Acero	\$ 1,032.90
Otros materiales	<u>\$ 813.10</u>
Costo unitario por tonelada tumbada en ampliación.	\$ 3,782.77

#### COSTO TOTAL DE DESBORDES EN AMPLIACION

27,468 toneladas x \$ 3,782.77 = \$ 103'905,126.00

#### 4.3.2 TUMBE

Explotación del cuerpo 12-200W comprendido entre los niveles 10 y 12 usando el método de corte y relleno hidráulico con pilares esbeltos.

Esta fase consiste en el tumbado del cuerpo mineralizado con cortes de 3.00 m de espesor en forma ascendente, siguiendo la configuración del sill iniciador y en cada corte se recupera todo el mineral quedado por el echado del cuerpo, con cruceros.

El acceso a los diferentes cortes se hará a partir de la --  
rampa principal El Rey, comunicándola con cruceros al rebaje.

Respecto a la barrenación se utilizarán máquinas de pierna  
neumáticas modelo S-83-F marca Gardner Denver, que serán provistas de  
otros rebajes de la misma Unidad cuyas reservas están finalizando.

La plantilla de barrenación así como el ciclo de trabajo -  
de amacizar, barrenar, disparar y posteriormente anclar, se realizará  
de la misma forma como en la ampliación, por lo que tomaremos como --  
costo por tonelada tumbada el de \$ 3,782.77.

#### TONELADAS A TUMBAR

El cuerpo mineral tiene una altura de 64.00 m, se dejarán -  
6.00 m de pilar de cabeza, como piso del nivel 10.

Reservas de mineral	2'020,980 toneladas
Pilar de cabeza	- 109,585 "
Sill inicial	- 109,746 "
24 Pilares	- 192,275 "
Total a tumbar	<u>1'609,374</u>

Pilar de cabeza		
Area de la planta de elevación 1805	6,088 m <sup>2</sup>	
Pilar de cabeza altura	6.0 m	
Peso específico del mineral	3.0 ton/m <sup>3</sup>	
Toneladas del pilar de cabeza (6,088 x 6.0 x 3.0)	109,585 toneladas	
Sill inicial		
Toneladas frentes de exploración	23,100 toneladas	
Toneladas cruceros	46,830 "	
Toneladas ampliación del sill	27,468 "	
24 pilares de 3.5 m de altura	12,348 "	
Toneladas del sill inicial	109,746 "	
Pilares		
Altura del bloque (64.00 m - 6.00 m - 3.5 m)	54.50 m	
Sección de pilares	7.0 x 7.0 m	
Toneladas por pilares (7.0 x 7.0 m x 54.50 m x 3.0 x 24)	192,275 toneladas	

#### COSTO TOTAL DE TUMBE

1'609,374 toneladas x \$ 3,782.77 = \$ 6,087'870,662.00



### 4.3.3 REZAGADO

#### ESTIMACION DE COSTOS

##### 1) MANO DE OBRA

El promedio de cucharones por turno de un operador de scoop-tram de 5 yardas cúbicas en la mina Rey y Reina es de 45 cucharones - por turno<sup>(\*)</sup> y el promedio de toneladas por cucharón es de 4.5.

Salario del operador	\$ 23,174.02
Toneladas rezagadas por turno (45 cucharones x 4.5 ton)	202.5 toneladas
Salario por tonelada (\$ 23,174.02 / 202.5 ton)	\$ 114.43
Bonificación por 45 cucharones	\$ 9,065.00
Bonificación por tonelada (\$ 9,065.00 / 202.5 ton)	\$ 44.76

#### Costo total de mano de obra por tonelada

Salario rezagador	\$ 114.43
Bono neto	\$ 44.76
Total	\$ 159.19

---

(\*) Fuente - Estadísticas del Departamento de Ingeniería Industrial, Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

## 2) OTROS COSTOS DE REZAGADO

### Mantenimiento

Para el mantenimiento del equipo diesel, con base en datos estadísticos, se tiene un costo promedio en la Unidad de \$ 3,596.00 por tonelada. (\*)

### Diesel

El consumo de diesel es de 1.03 litros por tonelada. (\*)

Precio del diesel \$ 716.64

Costo de diesel por tonelada \$ 738.13

(1.03 litros x \$ 716.64)

### Costo total de otros conceptos de rezagado

Mantenimiento \$ 3,596.00

Diesel \$ 738.13

Total \$ 4,334.13

### RESUMEN DE COSTOS

Mano de obra \$ 159.19

Otros \$ 4,334.13

Costo por tonelada \$ 4,493.32

---

(\*) Fuente - Departamento de Equipo Diesel

Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

El costo de mantenimiento incluye: mano de obra, refacciones, herramientas y uso de equipo auxiliar; y se calculó de manera estadística.

## COSTO TOTAL DE REZAGADO

1'636,842 toneladas x \$ 4,493.32 = \$ 7,354'854,895.00

### 4.3.4 ACARREO

El acarreo se realizará sobre el nivel 12, la distancia total máxima de acarreo será de 650 m. El acarreo será sobre rieles de 60 libras por yarda y espaciamiento entre ellos de 24". El transporte de mineral será con carros tipo Granby, jalados con una locomotora -- que será accionada con motor diesel.

Los carros vaciarán por medio de una montaña de volteo, en una metalera dada con la máquina contrapocera Robbins. La metalera -- descarga directamente en el alimentador que se encuentra en el nivel 18 cerca del tiro San Bartolo, donde se inicia la operación de manto a la planta No.1.

Para la estimación del costo por tonelada acarreada, (\*) se utilizará el costo estandar promedio en la Unidad en los niveles 8, - 10 y 18. Este costo se justifica para el acarreo del nivel 12, debido a que la bonificación por carro es la misma.

---

(\*) Este costo incluye: mano de obra del personal del acarreo y personal de mantenimiento de vía, mano de obra de mantenimiento de locomotora y carros, así como refacciones y combustible.

## ESTE TIPO DE DEBE SALIR DE LA BOLSILERA

El costo de acarreo es de \$ 2,582.66 por tonelada.

### COSTO TOTAL DE ACARREO

1'706,772 toneladas x \$ 2,582.66 = \$ 4,408'011,773.00

(1'609,374 ton. tumbe + 97,398 sill)

### 4.3.5 MANTEO

El costo promedio de manto que se tiene en la Unidad por -  
el tiro San Bartolo exclusivamente, es de \$ 3,214.00 por tonelada. (\*)

Toneladas a mantoar 1'706,772 toneladas

### COSTO TOTAL DE MANTEO

1'706,772 toneladas x \$ 3,214.00 = \$ 5,485'565,200.00

### 4.3.6 RELLENE HIDRAULICO

Para el rellene del bloque 12-200W se utilizará el jal pro-

---

(\*) Fuente - Departamento Ingeniería Industrial  
Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

Este costo incluye: mano de obra de operación y mantenimiento, así co  
mo mantenimiento de malacates. La energía eléctrica se considera en -  
el renglón de indirectos.

porcionado por la planta No. 2, que alimenta todos los rebajes de la mina Rey y Reina. El sistema para drenar el agua del jal se hará de la misma forma como se explica en el capítulo III (pág. 33).

En algunas áreas del rebaje se rellenará con tepetate complementario proporcionado por las obras de preparación y la continuación de la rampa principal El Rey hasta el nivel 14.

Para calcular el costo de rellene hidráulico se utilizó el costo promedio de rellene en la mina Rey y Reina, que es de \$ 792.58 metro cúbico relleno. (\*) El volumen total a rellenar es de 568,924 metros cúbicos.

#### COSTO TOTAL DE RELLENE HIDRAULICO

$$568,924 \text{ m}^3 \times \$ 792.58 = \underline{\underline{\$ 450'917,781.00}}$$

---

(\*) Fuente - Departamento de Ingeniería Industrial  
Unidad Carcas, IMMSA. Junio de 1992

Este costo incluye: mano de obra de operación, tuberías y colado de barrenos.

### 4.3.7 OTROS MATERIALES

#### COSTOS ANUALES

Cant.	Unidad	Material	Duración Estimada	Costo	Costo total
				Unitario (*)	Anual
36	Tramos	Mangueras de 25.4 mm de 16 m	4 meses	\$553,324.00	\$19'919,664.00
36	Tramos	Mangueras de 12.7 mm de 16 m	4 meses	\$327,801.00	\$11'800,836.00
12	Piezas	Lubricadores	12 meses	\$270,750.00	\$ 3'249,000.00
12	Piezas	Cargadores de Mexamón	4 meses	\$175,000.00	\$ 2'100,000.00
4	Piezas	Bombas para anclar	12 meses	\$1'700,000.0	\$ 6'800,000.00
8	Tramos	Tubo de aluminio de 3.5m 9.5 mm	6 meses	\$ 3,760.00	\$ 30,080.00
240	Metros	Manguera antiestática de 19.10 mm	2 meses	\$ 42,680.00	\$10'243,200.00
20	Piezas	Manero de 4 libras	3 meses	\$ 26,408.00	\$ 528,160.00
288	Metros	Manguera poliducto de 19.10 mm	2 meses	\$ 5,364.00	\$ 1'544,832.00
48	Piezas	Palas de punta	2 meses	\$ 20,248.00	\$ 971,904.00
48	Piezas	Picos	2 meses	\$ 17,838.00	\$ 856,224.00
18	Piezas	Llaves Stillson No.18	4 meses	\$ 80,827.00	\$ 1'454,886.00
15	Piezas	Válvula de 50.80 mm	6 meses	\$182,667.00	\$ 2'740,005.00
15	Piezas	Válvula de 25.4 mm	6 meses	\$ 89,200.00	\$ 1'338,000.00
<b>TOTAL</b>					<b>\$ 63'576,791.00</b>

---

(\*) Fuente - Departamento de Compras  
Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

**COSTO TOTAL DE OTROS MATERIALES EN EL PROYECTO**

**\$ 63'576,791.00 x 7.75 años = \$ 492,720,130.00**

**RESUMEN DE COSTOS**

<b>OBRAS DE PREPARACION</b>	<b>MONEDA NACIONAL (NUEVOS PESOS)</b>
Frentes de acarreo	\$ 126,184.18
Frentes de exploración	\$ 177,952.04
Cruceros	\$ 360,757.32
Metalleras	\$ 40,990.56
Contrapozos de ventilación	\$ 184,929.83
Ampliación del sill iniciador	\$ 103,905.12
<b>TOTAL</b>	<b>\$ 994,719.05</b>

**COSTOS DE PREPARACION POR TONELADA**

**\$ 994,719.05 (núevos)/ 97,398 ton. = \$ 10.212 (nuevos pesos)**

### RESUMEN DE COSTOS

TUMBE Y SERVICIOS	MONEDA NACIONAL (NUEVOS PESOS)
Tumbe	\$ 6'087,870.66
Rezagado	\$ 7'354,854.89
Acarreo	\$ 4'408,011.77
Manteo	\$ 5'485,565.20
Rellene hidráulico	\$ 450,917.78
Otros materiales	\$ 492,720.13
<b>TOTAL</b>	<b>\$ 24'279,940.43</b>

#### COSTOS DE TUMBE Y SERVICIOS POR TONELADA

\$ 24'279,940.43 (nuevos) / 1'609,374 ton. = \$ 15.086 (nuevos pesos)

El costo global por tonelada explotando el cuerpo mineral -  
12-200W por el sistema de Corte y relleno hidráulico con pilares esbel-  
tos es de :

\$ 10,212.00 (Preparación) + \$ 15,086.00 (Tumbe y servicios) =

**\$ 25,298.00**



#### 4.4 Continuación de la Rampa El Rey

##### FINALIDAD

La rampa El Rey principal acceso a la mina Rey y Reina, está comunicada hasta el nivel 12. Se continuará la profundización de la misma hasta el nivel 14, para explorar la continuidad del cuerpo El Rey a mayor profundidad.

##### DESCRIPCION

La rampa será colada de la siguiente forma:

- a) La sección será de 5.00 x 4.00 m.
- b) La pendiente será del 12% para que permita las maniobras del equipo diesel. Si la pendiente es de 15% el equipo diesel sufre mayor desgaste y si la pendiente es del 10% se da más cuele, por lo que se considera la pendiente de 12% la óptima.
- c) Las curvas tendrán un radio de 15.00 m y las distancias entre ellas serán de 100.00 m. Estas distancias sufren cambios de acuerdo a los fenómenos geológicos que se vayan presentando.
- d) La rampa se colará en tepetate y de acuerdo a las condiciones geológicas, lo más cerca posible a la zona mineralizada.
- e) La cuadrilla para este tipo de obra está integrada por un contratista (\*) y dos perforistas. En un turno se completará el ci

---

(\*) La función de un contratista consiste en coordinar el trabajo de los perforistas, de acuerdo con las instrucciones de los supervisores.

clo de amacizar, barrenar y disparar requiriendo otro turno para la -  
operación de rezagado.

f) Para barrenar se utilizarán barras cónicas de 1.80 m ---  
(6.0 pies) de longitud con avance efectivo de 1.50 m por disparada.

g) Cada 6.00 m se instalará un tramo de tubería de agua y -  
aire durante el turno correspondiente.

h) El rezagado se efectuará con scoop-tram de 5 yardas cúbic  
cas, calculando el costo del operador por el tiempo de servicio.

i) Para efectos de consumo de explosivos, se considerarán -  
cuatro barrenos más que en la plantilla que se observa en la figura -  
3.6 del capítulo III y los barrenos de pata 6 en total serán cargados  
exclusivamente con bombillo (12 bombillos por barreno).

#### Características

Sección	: 5.00 x 4.00 m
Longitud de barrenación	: 1.80 m
Avance efectivo	: 1.50 m
Barrenos colados	: 46
Barrenos disparados	: 41
Longitud total	: 520 m
Espaciamiento de niveles	: 60 m
Peso específico	: 2.8 ton/m <sup>3</sup> (tepetate)
Toneladas tumbadas	: 29,120 toneladas

1) MANO DE OBRA

Salarios

Perforistas	\$ 43,495.30
(\$ 21,747.65 x 2 perforistas)	
Contratista	\$ 23,362.28
Total de salarios	\$ 66,857.58
(\$ 43,495.30 + \$ 23,362.28)	

Por semana de 6 días de trabajo, se darán 5 disparadas, se requiere un día para anclar los 7.50 m de avance, por lo que:

Salario por semana	\$ 468,003.06
(\$ 66,857.58 x 7 días)	
Costo por metro	\$ 62,400.40
(\$ 468,003.06 / 7.5 m)	

Bonificación

Se otorga a razón de \$ 74,150.00 por metro de avance y por ancla colocada \$ 1,691.00 (ver condición en página 54).

Bonificación bruta	\$ 80,914.00
Salarios	<u>\$ 62,400.40</u>
Bonificación neta	\$ 18,513.60

### Rezagado

Se lleva a efecto en un promedio de 1.5 horas de las 6.0 horas efectivas de trabajo.

### Salario

\$ 23,174.02 por día / 6.0 horas = \$ 3,862.33 por hora

\$ 3,862.33 + \$ 1,931.16 = \$ 5,793.49 por 1.5 horas

Salario por metro rezagado \$ 3,862.32

(\$ 5,793.49 / 1.5 m)

### Bonificación

Costo total de bonificación \$ 2,200.00 metro

(ver condición en página 54)

Costo total de mano de obra por metro de avance

Salario perforistas \$ 62,400.40

Bono neto \$ 18,513.60

Salario rezagador \$ 3,862.32

Bono rezagador \$ 2,200.00

**Total \$ 86,976.32**

## 2) EXPLOSIVOS

Explosivos	Consumos por m/avance (*)	Costos Unitarios	Costo total \$/m
Tovex 100 de 25.4 mm x 127.0 mm	3.16 kg	\$ 7,208.4 kg	\$ 22,778.54
Mexamón	35.25 kg	\$ 902.1 kg	\$ 31,801.14
Cañuela	59.21 m	\$ 412.7 m	\$ 24,440.70
Cápsul No. 6	27.33 pza	\$ 328.7 pza	\$ 8,985.28
Conector	27.33 pza	\$ 252.8 pza	\$ 6,912.05
Ignita cord	10.42 m	\$ 859.5 m	\$ 8,956.30
Tovex 100 de 25.4 mm x 127.0 mm	4.76 kg	\$ 7,208.4 kg	\$ 34,325.67
Costo total			\$138,199.68

## 3) ACERO PARA BARRENAR

Precio de barra cónica de 1.80 m ..... \$ 180,114.00  
Costo por metro      \$ 180,114 / 333 =      \$      540.88  
Metros por barrenación                      82.8 m  
( 46 Bnos. x 1.80 m)

Costo por barrenación \$ 44,784.86

( 82.8 m x \$ 540.88 )

Costo total por metro de \$ 29,856.57

avance ( \$ 44,784.86 / 1.5 m )

#### Anclaje

Costo por metro de anclaje \$ 4,609.87

#### Brocas

Precio de broca 38.1 mm \$ 27,716.20

Costo por metro \$ 27,716 / 62 m = \$ 447.03

Metros por barrenación 54.40 m

((46 Bnos. x 1.0 m)+(4 Bnos. x 2.10 m)

Costo por metro \$ 24,318.43

( 54.40 m x \$ 447.03 )

#### Costo total de acero por metro de avance

Avance \$ 29,856.57

Anclaje \$ 4,609.87

Brocas \$ 24,318.43

Total \$ 58,784.87

#### Costo total de otros materiales por metro de avance

\$ 23,362.10

Costo total de tuberfa para agua y aire

\$ 53,513.12

RESUMEN DE COSTOS

Mano de obra	\$ 86,976.32
Explosivos	\$ 138,199.68
Acero	\$ 58,784.87
Otros materiales	\$ 23,362.10
Tuberfas	\$ 53,513.12
Costo unitario por metro de avance	\$ 360,836.09

OTROS COSTOS DE REZAGADO

Costo de mantenimiento de equipo diesel por tonelada

\$ 3,596.00

Diesel

Consumo de diesel por tonelada 1.03 litros

Precio del diesel \$ 716.64





**COSTO DE OTROS MATERIALES DE OPERACION**

**COSTOS TOTALES**

Cant.	Unidad	Material	Duración	Costo	Costo total
				Estimada	Unitario (*) Proyecto
12	Tramos de 16 m	Mangueras de 25.4 mm	4 meses	\$553,324.00	\$ 6'639,888.00
12	Tramos de 16 m	Mangueras de 12.7 mm	4 meses	\$327,801.00	\$ 3,933,612.00
4	Piezas	Lubricadores	12 meses	\$270,750.00	\$ 1'083,016.00
4	Piezas	Cargadores de Mexamón	4 meses	\$175,000.00	\$ 700,000.00
2	Piezas	Bombas para anclar	12 meses	\$1'700,000.0	\$ 3'400,000.00
3	Tramos de 3.5m	Tubo de aluminio de 9.5 mm	6 meses	\$ 3,760.00	\$ 11,280.00
96	Metros	Manguera antiestática de 19.10 mm	2 meses	\$ 42,680.00	\$ 4'097,280.00
5	Piezas	Manero de 4 libras	3 meses	\$ 26,408.00	\$ 132,040.00
96	Metros	Manguera poliducto de 19.10 mm	2 meses	\$ 5,364.00	\$ 514,944.00
12	Piezas	Palas de punta	2 meses	\$ 20,248.00	\$ 242,976.00
12	Piezas	Picos	2 meses	\$ 17,838.00	\$ 214,056.00
4	Piezas	Llaves Stillson No. 18	4 meses	\$ 80,827.00	\$ 323,308.00
12	Piezas	Válvula de 50.80 mm	6 meses	\$182,667.00	\$ 2'192,004.00
12	Piezas	Válvula de 25.40 mm	6 meses	\$ 89,200.00	\$ 1'070,400.00
<b>TOTAL</b>					<b>\$ 24'554,804.00</b>

(\*) Fuente - Departamento de Compras

Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

#### 4.4.1 Costo total del Proyecto

Longitud total de la rampa	520 m
Costo por metro de avance	\$ 360,836.09
Costo total	\$ 187'634,766.80
( 520 m x \$ 360,836.09 )	

#### RESUMEN DE COSTOS

	MONEDA NACIONAL (NUEVOS PESOS)
Costo por avance total	\$ 187,634.76
Costo de otros conceptos de rezagado	\$ 126,209.86
Costo de otros materiales	\$ 24,554.80
<b>TOTAL DEL PROYECTO</b>	<b>\$ 338,399.43</b>

#### 4.4.2 Duración del Proyecto

Promedio de metros de avance por día	1.25 m
( 7.50 m por semana / 6 días )	
Duración en días	416 días
( 520 m / 1.25 m por día )	
Días promedio de operación por año	300 días

DURACION DEL PROYECTO      1 AÑO 5 MESES

En la figura 4.15 se tiene la sección longitudinal del proyecto de la continuación de la rampa.

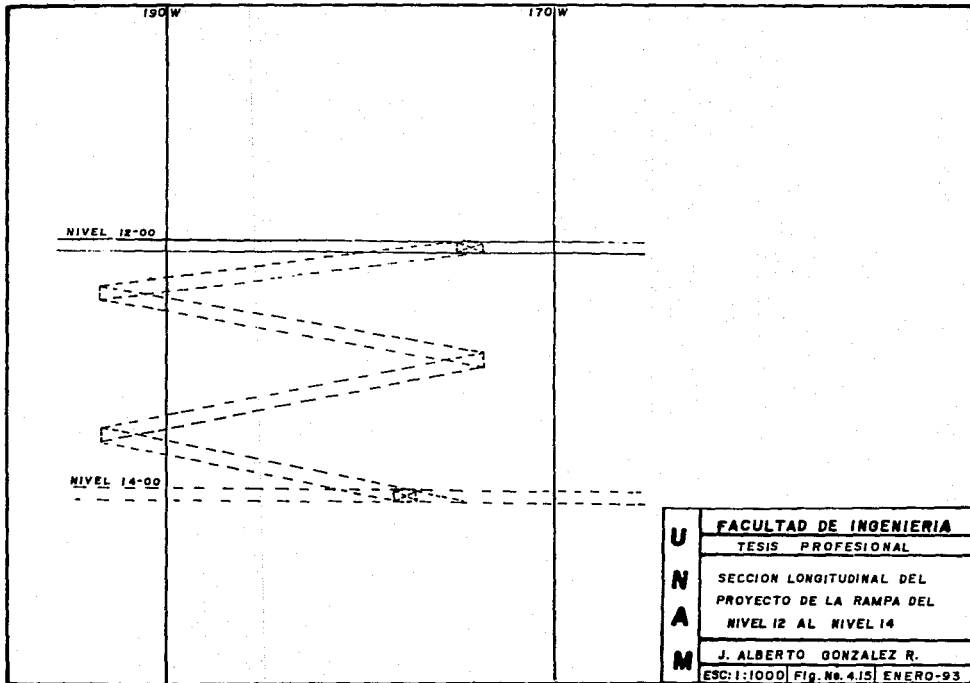
#### CONCLUSION

La continuación de la rampa El Rey del nivel 12 al nivel 14 es de suma importancia para el futuro de la unidad minera Charcas, ya que para hacer frente a las situaciones de cambio en el entorno económico que afectan los costos de producción, es necesario incrementar las reservas de mineral para proyectar un aumento en la producción.

Por lo que se proyecta explorar en la mina Rey y Reina a --

mayor profundidad del nivel 12 para cubicar más reservas de mineral y a la vez preparar el acceso a estas. En el futuro se proyecta también integrar la mina San Bartolo y la mina Rey y Reina a la profundidad del nivel 18, con la continuación del nivel mencionado y la -- continuación de la rampa El Rey hasta el mismo nivel 18.

La duración del proyecto es la mínima que se puede lograr, debido a que por ser una obra ciega se tienen problemas con la ventilación que deberá ser forzada, lo que sólo permite una disparada por día.



## V. ANALISIS FINANCIERO

### 5.1 Costos de Producción

Las toneladas a extraer del bloque 12-200W del cuerpo El Rey son 1'706,772 y la duración del proyecto es de 7.75 años. El -- ritmo de producción será de 734 toneladas por día. Considerando 300 días de operación por año se tendrá una producción anual de 220,200 toneladas.

AÑO	TONELADAS PRODUCIDAS
1	220,200
2	220,200
3	220,200
4	220,200
5	220,200
6	220,200
7	220,200
7.75	165,372
TOTAL	1'706,772

#### 1) Costos de Mina

Para la obtención de estos costos anuales se hicieron las siguientes consideraciones:

- a) Las obras de preparación (frentes de acarreo, frentes -

de exploración y contrapozos de ventilación) se darán en el primer año.

b) Los cruceros y la ampliación del sill, durante el primer y segundo año. Las metaleras se distribuirán en los años de duración del proyecto.

c) La continuación de la rampa El Rey al nivel 14, se dará en el tercer y cuarto año.

## 2) Costos de Planta

El costo estadístico promedio por tonelada tratada en las dos plantas, es de \$ 9,636.36 por tonelada. Por lo que el costo anual será:

$$220,200 \text{ toneladas} \times \$ 9,636.36 = \$ 2,121'926,500.00$$

## 3) Costos Indirectos

El costo indirecto estadístico por tonelada producida en la Unidad, es de \$ 13,022.44 por tonelada. (\*) Los rubros que componen este concepto son principalmente: suministro de energía eléctrica y de agua.

$$220,200 \text{ toneladas} \times \$ 13,022.44 = \$ 2,867'541,300.00$$

## 4) Gastos Administrativos

El gasto administrativo por tonelada producida en la Unidad es de \$ 3,653.33 por tonelada. (\*) Este renglón de costos incluye: salarios (funcionarios y empleados administrativos), equipos de oficina, materiales, gastos de viaje, gastos legales y financieros.

$$220,200 \text{ toneladas} \times \$ 3,653.33 = \$ 804'463,270.00$$

---

(\*) Fuente - Informe de la Gerencia

Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992



**C O S T O S   D E   P R O D U C C I O N**  
**( N U E V O S   P E S O S )**

AÑO	MINA	PLANTA	INDIRECTOS	ADMINISTRATIVOS	TOTAL
1	3,452,734	2,121,926	2,867,541	804,565	9,246,766
2	3,221,598	2,121,926	2,867,541	804,565	9,015,630
3	3,477,844	2,121,926	2,867,541	804,565	9,271,876
4	3,330,754	2,121,926	2,867,541	804,565	9,124,786
5	3,235,054	2,121,926	2,867,541	804,565	9,029,086
6	3,235,054	2,121,926	2,867,541	804,565	9,029,086
7	3,235,054	2,121,926	2,867,541	804,565	9,029,086
7.75	2,425,023	1,593,584	2,153,546	604,158	6,776,320
TOTAL	25,613,115	16,447,066	22,226,333	6,236,113	70,522,636

Para la elaboración del análisis económico se considerarán los costos unitarios constantes a partir del inicio del proyecto. Los precios de los metales y la paridad peso-dólar también se considerarán constantes.

## 5.2 Monto de la Inversión

### EQUIPO REQUERIDO

Para el rezagado del tonelaje a producir, rezagado de las -- obras de preparación y la continuación de la rampa al nivel 14. Se adquirirán dos Scoop-tram de 5 yardas cúbicas de capacidad.

Equipo	2 Scoop-tram LHD-925 B Eimco
Costo	\$ 1'508,124.00 (*) (NUEVOS PESOS)

Para el acarreo se adquirirá una locomotora diesel de 10 toneladas y 10 carros mineros tipo Granby de 100 pies cúbicos (5 ton) de capacidad.

Equipo	Locomotora diesel de 10 toneladas
Costo	\$ 267,000.00 (*) (NUEVOS PESOS)
Equipo	10 carros mineros de 100 pies cúbicos
Costo	\$ 120,000.00 (*) (NUEVOS PESOS)

### RESUMEN MONTO DE LA INVERSION

Equipo	\$ 1'895,124.00 (NUEVOS PESOS)
Imprevistos 30%	\$ 568,537.00 "
Total de la Inversión	\$ 2'463,661.00 (NUEVOS PESOS)

---

(\*) Fuente - Compañías vendedoras del equipo. Abril de 1992

### 5.3 Estimación de Producción de Concentrados

Para el cálculo de tonelaje de los concentrados de plomo y cinc que se producirán, se tienen los ensayos estadísticos promedio -- que se han obtenido en las plantas de beneficio, con el tratamiento de leyes iguales a las del bloque 12-200W. Con estos datos se planteará -- un sistema de ecuaciones y la solución de dicho sistema nos dará las -- toneladas de concentrado de plomo y cinc que se obtendrán de las toneladas de mineral del bloque 12-200W.

Producto	Ag (gr/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
Cabeza (F)	65	0.20	0.21	5.66
Concentrado Pb ( $C_1$ )	4573	28	12.8	7.8
Concentrado Zn ( $C_2$ )	151	0.40	1.10	58.0
Colas ( $C_3$ )	19	0.07	0.12	0.77

F = alimentación a la planta de una tonelada de mineral.

$C_1$  = Concentrado de Pb que se obtendrá de la alimentación.

$C_2$  = Concentrado de Zn que se obtendrá de la alimentación.

$C_3$  = Colas que se obtendrán de la alimentación.

SISTEMA DE ECUACIONES

$$F = C_1 + C_2 + C_3$$

$$0.20 F = 28 C_1 + 0.4 C_2 + 0.07 C_3$$

$$5.66 F = 7.8 C_1 + 58 C_2 + 0.77 C_3$$

SOLUCION

$$C_1 = \frac{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 0.20 & 0.40 & 0.07 \\ 5.66 & 58 & 0.77 \end{array}}{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 28 & 0.40 & 0.07 \\ 7.8 & 58 & 0.77 \end{array}} = \frac{5.8262}{1596.114} = 0.00365 \%$$

$$C_2 = \frac{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 28 & 0.20 & 0.07 \\ 7.8 & 5.66 & 0.77 \end{array}}{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 28 & 0.40 & 0.07 \\ 7.8 & 58 & 0.77 \end{array}} = \frac{135.6638}{1596.114} = 0.084996 \%$$

$$C_3 = \frac{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 28 & 0.40 & 0.20 \\ 7.8 & 58 & 5.66 \end{array}}{\begin{array}{ccc} 1 & 1 & 1 \\ 28 & 0.40 & 0.07 \\ 7.8 & 58 & 0.77 \end{array}} = \frac{1454.624}{1596.114} = 0.911353 \%$$

PRODUCCION DE CONCENTRADOS

AÑO	TONELADAS PRODUCIDAS	CONCENTRADO PLOMO (TONS)	CONCENTRADO CINC (TONS)	COLAS (TONS)
1	220,200	804	18,716	200,680
2	220,200	804	18,716	200,680
3	220,200	804	18,716	200,680
4	220,200	804	18,716	200,680
5	220,200	804	18,716	200,680
6	220,200	804	18,716	200,680
7	220,200	804	18,716	200,680
7.75	165,372	604	14,056	150,712
TOTAL	1'706,772	6,232	145,068	1'555,472

BALANCE METALURGICO

PRODUCTO	TONELAJE	ENSAYES			
		Ag (gr/ton)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
Cabezas	1'706,772	65	0.20	0.21	5.66
Concentrado Pb	6,232	4573	28	12.8	7.8
Concentrado Zn	145,068	151	0.40	1.10	58.0
Colas	1'555,472	19	0.07	0.12	0.77

### CONTENIDOS

PRODUCTO	Ag (kg)	Pb(ton)	Cu(ton)	Zn(ton)
Cabezas	110,940	3,413	3,584	96,603
Concentrado Pb	28,498	1,745	797	486
Concentrado Zn	21,905	580	1,595	84,139

### RECUPERACIONES

Producto	Ag (%)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)
Cabezas	100	100	100	100
Concentrado Pb	26	51	22	0.5
Concentrado Zn	20	17	44	87

### RELACION DE CONCENTRACION

Plomo 274 : 1
Cinc 11.76 : 1

#### 5.4 Proforma de Liquidación de Concentrados

Para determinar los ingresos por concepto de ventas de concentrados de plomo y cinc, se han tomado en consideración los contratos existentes con las plantas de Chihuahua (\*) (concentrado de plomo) y San Luis Potosí (\*) (concentrado de cinc). Se han calculado las proformas de liquidación de concentrados considerando los precios de los metales constantes y la paridad del peso respecto al dólar también -- constante. (\*\*)

#### PRECIO DE LOS METALES

Plata	4.35 dólares/onza Nueve York
Plomo	0.35 dólares/libra Monterrey
Cobre	1.00 dólares/libra E.U.A.
Cinc	0.55 dólares/libra
Cadmio	5.17 dólares/libra
Paridad	\$ 3,144 = 1 dólar

---

(\*) Contratos de las fundiciones de Avalos, Chihuahua  
y de San Luis Potosí. Abril de 1992

(\*\*) Índice de Precios. Septiembre de 1992

L I Q U I D A C I O N   D E   C O N C E N T R A D O   D E   P L O M O

CONCENTRADO DE PB				PAGOS					CASTIGOS		IMPUESTOS		
Ag (kg)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Ag	Pb	Cu	TOTAL	MAQUILA	S	As	Ag	Pb	Cu
4.573	28	12.8	7.8	607.58	160.65	176.76	944.99	88.58	2.50	0.05	0.0	0.0	0.0
TOTAL DEDUCCIONES				VALOR NETO	FLETE	TOTAL LIQUIDO (dólares)							
91.13				853.86	29.72	824.14							

L I Q U I D A C I O N   D E   C O N C E N T R A D O   D E   C I N C

CONCENTRADO DE ZN					PAGOS					IMPUESTOS		
Ag (gr)	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Cd (%)	Ag	Zn	Cd	TOTAL	MAQUILA	Ag	Zn	Cd
151	0.40	1.10	58	0.67	4.65	538.00	41.39	584.04	195.50	0.0	0.0	0.0
TOTAL DEDUCCIONES					VALOR NETO	FLETE	BENEFICIO ADICIONAL	TOTAL LIQUIDO (dólares)				
195.50					388.54	7.33	61.86	319.35				

---

(\*) Contrato vigente de las fundiciones,  
Abril de 1992



I N G R E S O S

AÑO	ING. CONCENTRADO DE PB.		ING. CONCENTRADO DE ZN.		INGRESO TOTAL	INGRESO TOTAL
	TONS.	INGRESO	TONS.	INGRESO	U. S. DLL.	NUEVOS PESOS
1	804	662,608.56	18,716	5'976,954.60	6'639,563.20	20'874,787.00
2	804	662,608.56	18,716	5'976,954.60	6'639,563.20	20'874,787.00
3	804	662,608.56	18,716	5'976,954.60	6'639,563.20	20'874,787.00
4	804	662,608.56	18,716	5'976,954.60	6'639,563.20	20'874,787.00
5	804	662,608.56	18,716	5'976,954.60	6'639,563.20	20'874,787.00
6	804	662,608.56	18,716	5'976,954.60	6'639,563.20	20'874,787.00
7	804	662,608.56	18,716	5'976,954.60	6'639,563.20	20'874,787.00
7.75	604	497,780.56	14,056	4'488,783.60	4'986,564.20	15'677,758.00
TOTAL	6,232	5'136,040.50	145,068	46'327,466.00	51'463,506.00	161'801,260.00

**ESTIMACION DE LA UTILIDAD NETA**  
**( N U E V O S   P E S O S )**

AÑO	1	2	3	4	5	6	7	7.75
Ingresos brutos de un año de producción	20'874,787	20'874,787	20'874,787	20'874,787	20'874,787	20'874,787	20'874,787	15'677,758
Menos Costos de operación anual	9'246,766	9'015,630	9'271,876	9'124,786	9'029,086	9'029,086	9'029,086	6'776,320
Utilidad de operación	11'628,021	11'859,157	11'602,911	11'750,001	11'845,701	11'845,701	11'845,701	8'901,438
Menos Depreciación (*)	76,153	76,153	76,153	76,153	76,153	76,153	76,153	57,192
Utilidad antes de impuesto	11'551,868	11'783,004	11'526,758	11'673,848	11'769,548	11'769,548	11'769,548	8'844,246
Menos 35% Impuesto sobre renta (ISR)	4'043,153	4'124,051	4'034,365	4'085,846	4'119,341	4'119,341	4'119,341	3'095,486
Menos 10% Participación de utilidades	1'155,187	1'178,300	1'152,676	1'167,385	1'176,955	1'176,955	1'176,955	884,424
Utilidad neta	6'353,528	6'480,653	6'339,717	6'420,617	6'473,252	6'473,252	6'473,252	4'864,336

(\*) Fuente - Informe de la Gerencia. Unidad Charcas, IMMSA. Junio de 1992

La depreciación por tonelada es de \$ 345.84 / ton. Por lo que 220,200 ton x \$ 345.84 = \$ 76,153 (nuevos pesos)

## 5.5 Evaluación del Proyecto

Para la evaluación del proyecto se calcularán los siguientes índices económicos: Tasa de Ganancia o de Rentabilidad, Ganancia, Período de cancelación, Valor actualizado neto y Tasa interna de rendimiento.

### TASA DE GANANCIA O DE RENTABILIDAD (METODO REALISTA)

$$R = \sqrt[n]{\frac{\sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{n-k}}{C}} - 1$$

R = rentabilidad de la inversión

C = inversión inicial

$I_k$  = ingreso neto en el período de tiempo k

n = vida económica del proyecto

i = tasa de interés de oportunidad

### DATOS

- 1.- Tasa de oportunidad 19.5% anual. (\*)
- 2.- Vida económica del proyecto 7.75 años
- 3.- Inversión inicial \$ 2'463,661.00 (nuevos pesos) (\*\*)

---

(\*) Fuente - Tasa de interés de CETES, de Noviembre de 1992.

(\*\*) El monto de las obras de preparación y desarrollo esta integrado en el renglón de costos de operación.

$$\sum_{k=1}^{7.75} I_k (1+i)^{n-k} = 6'353,528 (3.3283) + 6'480,653 (2.7852) +$$

$$6'339,717 (2.3307) + 6'420,617 (1.9504) + 6'473,252 (1.6321) +$$

$$6'473,252 (1.3658) + 6'473,252 (1.1429) + 4'864,336 (1) =$$

$$98'163,890$$

$$R = \sqrt[7.75]{\frac{98'163,890}{2'463,661}} - 1 ; R = 0.6087$$

R = 60.87% Rentabilidad Anual

#### GANANCIA

$$G = \sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{-k} - C$$

$$\sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{-k} = 6'353,528 (0.8368) + 6'480,653 (0.7002) +$$

$$6'339,717 (0.5859) + 6'420,617 (0.4903) + 6'473,252 (0.4103) +$$

$$6'473,252 (0.3433) + 6'473,252 (0.2873) + 4'864,336 (0.2514) =$$

$$24'677,755$$

$$G = 24'667,755 - 2'463,661 = 22'214,094$$

G = \$ 22'214,094 (nuevos pesos)

### PERIODO DE CANCELACION

Se denomina Periodo de Cancelación al tiempo en el cual los ingresos netos reducidos a valor actual igualan la inversión inicial.

$$C = \sum_{k=1}^{Pc} I_k (1+i)^{-k}$$

$$6'353,528 (1+0.195)^{-1} = 5'316,632 \quad C = 2'463,661$$

$$Pc = 2'463,661 / 5'316,632 = 0.46 \text{ años}$$

$$\text{Periodo de cancelación} = \underline{\underline{5 \text{ meses } 16 \text{ días}}}$$

### VALOR ACTUALIZADO NETO (VAN)

$$VAN = \sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{-k}$$

$$VAN = \underline{\underline{\$ 24'667,755}} \text{ (nuevos pesos)}$$

### TASA INTERNA DE RENDIMIENTO (T.I.R.)

$$C = \sum_{k=1}^n I_k (1+i)^{-k}$$

$$C = \text{Inversión inicial}$$

$$T.I.R. = \underline{\underline{259\%}}$$

## VI. PLANTAS DE BENEFICIO

## 6.1 Introducción

La etapa de concentración de valores económicos ó beneficio de minerales de la Unidad Charcas, se lleva a cabo en dos plantas concentradoras por el método de flotación.

Los minerales tratados, son sulfuros masivos complejos de -- Plomo, Cobre, Cinc y Fierro, en los que la esfalerita y la pirita son los minerales predominantes. No menos importantes son la argentita, -- pirargirita y calcopirita que se presentan en cantidades considerables.

PLANTA 1.- capacidad nominal 1,250 toneladas métricas por -- día, procesa el mineral extraído por el Tiro San Bartolo.

PLANTA 2.- capacidad nominal 2,200 toneladas métricas por -- día, procesa el mineral extraído por el Tiro Leones.

## 6.2 Descripción y Operación Actual

### PLANTA No.1:

La planta de beneficio se divide en 5 áreas, que van desde la preparación y concentración de los minerales hasta el almacenamiento y

embarque de los productos, pasando por la depositación de desechos -- (jales) del proceso. Las diferentes áreas del procesamiento de minerales, incluye:

- A) Trituración
- B) Molienda
- C) Flotación
- D) Filtración
- E) Almacén y embarque
- F) Depositación de Jales

#### **A) CIRCUITO DE TRITURACION**

El mineral que abastece a la planta No. 1 por el Tiro San - Bartolo, se deposita en una tolva con capacidad de 400 toneladas. La descarga de dicha tolva, alimenta directamente a una quebradora de -- quijada marca Pettibone (20" x 36"). El tamaño de alimentación es de 10" y de descarga de 4", lo que permite una razón máxima de tritura-- ción de 100 TMPH. De la descarga el mineral se deposita mediante una banda, en una tolva de gruesos de 1,000 toneladas métricas.

De la tolva de gruesos el mineral se descarga mediante un - alimentador de bandas, que lo transportan hasta una criba vibratoria de 6 x 14 pies, donde se clasifica en mineral fino (-1/2") y grueso - (+1/2"). El producto grueso se envía a una quebradora de cono marca -



Symmons de cabeza corta de 4-1/2 pies y capacidad máxima de 90 TMPH. La quebradora trabaja en circuito cerrado con el producto del quebrado primario y la criba vibratoria.

El producto fino de -1/2" de la criba es transportado mediante dos bandas, a las tolvas de finos.

La sección de finos consta de tres tolvas con capacidad de -- 600 toneladas cada una, equipados con dos chutes de compuerta cada uno, para efectuar la descarga y alimentar al molino en forma constante.

## **B) CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACION**

A lo largo de las tolvas de finos está instalada la banda que alimenta a un molino; la banda tiene un pesómetro marca Marsey que indica las toneladas por hora que alimentan al molino y las acumula. La carga se hidrata con agua para formar la pulpa (70-75% de sólidos) y se -- acondiciona con reactivos químicos al entrar al molino, dentro del cual se efectúa la reducción de tamaños, para lograr la liberación de las -- partículas minerales de interés económico.

La molienda se efectúa en un molino de bolas Marcy de 10 pies 6" de diámetro x 14 pies de largo, con una capacidad nominal de 1,500 -

toneladas por día. El molino recibe la alimentación (85-90% a -1/2"), y descarga (32% a -200 mallas) con el remanente formado por los productos intermedios.

El molino está cargado en un 30% en volumen, con bola de 3" de diámetro (consumo 0.6 kg/ton. molida). Se encuentra instalado en -- circuito cerrado con un hidrociclón Krebs de 20" de diámetro, donde el flujo superior descarga partículas finas que pasarán a formar la cabeza del circuito de flotación. El apex del ciclón descarga partículas gruesas (arenas +65 mallas) que retornan al molino como carga circulante.

### **C) CIRCUITO DE FLOTACION**

Una vez que el mineral sale del ciclón, se descarga en un tanque acondicionador donde se agregan reactivos químicos, para continuar con el acondicionamiento de las partículas por flotar.

#### **Circuito de plomo**

Esta sección cuenta con un banco de 12 celdas, de las cuales -- en las 2 primeras constituyen todo el mineral que entra al circuito. A -- continuación hay 2 sub-bancos de 4 y 6 celdas en las que se obtiene un -- concentrado sucio de plomo. El derrame de estas celdas se conduce a otro

banco de celdas limpiadoras constituido por 6 máquinas, en tanto que - las colas se conducen a las celdas agotativas de Pb.

El banco de celdas limpiadoras está dividido en 3 sub-bancos; el primero de 3 celdas en donde el derrame pasa a un segundo de 2 celdas, donde el derrame de estas últimas va a la tercera sección de limpieza de una celda. El derrame de esta última se envía por medio de bombas al tanque espesador de Pb. Las colas de las celdas limpiadoras regresan a la cabeza de flotación del Pb.

El banco de celdas agotativas consta de una serie de 12 celdas, en donde el derrame va a la cabeza de Pb y las colas a una pileta, de donde son bombeadas al tanque acondicionador de Zn.

#### **Circuito de cinc**

La alimentación del circuito de Zn son las colas del circuito de Pb. El mineral se dirige al tanque acondicionador donde primero se activa el Zn con sulfato de cobre y después se eleva el pH hasta un valor de 9.0.

El primer banco de flotación de Zn está formado por 12 celdas, dividido en 3 sub-bancos de 4 celdas cada uno. El derrame de los 2 primeros se envía al banco de celdas limpiadoras de Zn y el del último, - al de celdas agotativas, así mismo las colas de todo el banco se regresan a la cabeza de flotación de Zn.

El banco de celdas limpiadoras de Zn cuenta con 10 celdas divididas en 3 sub-bancos. El primero de ellos cuenta con 5 celdas, cuyo derrame se conduce a la tercera celda del segundo sub-banco, donde a su vez, el derrame de esta se envía a la primer celda del último sub-banco formado por 2 celdas. El derrame de la segunda celda del tercer sub-banco constituye el concentrado limpio de Zn, el cual se conduce a una pileta, para después por medio de bombas, llevarlo hacia el tanque espesador de Zn. Las colas de las celdas limpiadoras se envían al banco de refluotación de Zn.

El banco de celdas agotativas de Zn está formado por 14 celdas, de las cuales las primeras 6 forman el primer sub-banco, las 4 siguientes el segundo y las 4 restantes el último, cuyo derrame se acumula en una pileta, para ser bombeado a la cabeza de alimentación del banco de refluotación del Zn. Las colas del último banco de celdas agotativas de Zn y las colas del banco de refluotación, se juntan para formar las colas finales del proceso, las cuales son bombeadas a un ciclón clasificador, en donde el derrame superior (lamas) son enviadas a la presa de jales y el derrame inferior (gruesos) se envía a la mina para el rellene hidráulico. El derrame de las 8 celdas del banco de refluotación se regresa a la cabeza de flotación de Zn.

Las celdas de los circuitos de flotación en total son 74 distribuidas de la siguiente manera:

Cantidad	Celdas	Marca y Tipo	Capacidad
12	Primarias de Zn	Denver D-R	100 pies cúbicos
12	Primarias de Pb	Denver Sub-A	50 pies cúbicos
14	Agotativas de Zn	Denver Sub-A	50 pies cúbicos
12	Agotativas de Pb	Denver Sub-A	50 pies cúbicos
10	Limpia de Zn	Denver Sub-A	50 pies cúbicos
6	Limpia de Pb	Denver Sub-A	50 pies cúbicos
8	Reflotación	Wemco	30 pies cúbicos

REACTIVOS UTILIZADOS Y CONSUMOS

REACTIVO	FUNCION	PUNTOS DE ADICION	CONSUMO(kg/ton)
Complejo (mezcla de 9:1 de sulfato de Zn y cianuro de Na)	Depresor de Zn y Fe	Molinos, limpia y agotativo de Pb	0.362 sulfato 0.040 cianuro
Sulfato de Cu	Activante Zn	Cabeza de Zn	0.213
Xantato Amflico K 343	Colector	Molino, cabeza y agotativo de Pb-Zn	0.013

REACTIVO	FUNCION	PUNTOS DE ADICION	CONSUMO(kg/ton)
Xantato Isopropilico de Na 350	Colector	Molinos, cabeza y agotativo de Pb-Zn	0.024
Ca1	Modificador pH	Acondiciona el Zn	0.503
Espumante A-70	Generación de burbujas	Cabeza de Pb	0.043
Bisulfido de azufre	Modificador pH	Descarga espesador concentrado Pb	0.010

#### D) ESPESAMIENTO Y FILTRACION

El concentrado del circuito de flotación, se bombea a los -- tanques espesadores, en los cuales también se recupera el agua.

Las especificaciones de los tanques espesadores son las si-- guientes:

Tanque espesador de cinc.- tanque de acero de 50 pies de diá metro x 10 pies de altura.

Tanque espesador de plomo.- tanque de acero de 40 pies de diá metro x 10 pies de altura.

Del tanque espesador de cinc, se bombea el concentrado a dos

filtros de tambor de 10 pies x 14 pies y 8 pies x 12 pies respectivamente.

El concentrado de plomo se extrae del tanque espesador y se bombea a dos filtros de tambor de 8 pies x 12 pies y 6 pies x 6 pies.

Los productos finales de los filtros, tienen una humedad de 9%, y se almacenan en patios independientes de 700 toneladas métricas cada uno, donde esperan su embarque a las respectivas fundiciones.

#### **E) ALMACEN Y EMBARQUE**

El concentrado de cinc, el de mayor demanda y producción, de los patios de almacenamiento se embarca por trailer a la planta electrolítica de cinc de la misma compañía en la ciudad de San Luis Potosí.

El concentrado de plomo también se embarca en trailer a la planta de la compañía, localizada en la población de Avalos en el estado de Chihuahua.

## F) DEPOSITACION DE JALES

La nueva presa de jales puesta en operación a finales de -- 1985, fué diseñada para almacenar un total de 8 millones de metros cúbicos de material en período aproximado de 25 años.

Cada planta cuenta con su propia planta de arenas para el tratamiento del jal, que alimenta los sistemas de rellene hidráulico en la mina. Las colas frescas de flotación se bombean a una estación de ciclones con el fin de dirigir las arenas a la planta y después a la mina (si se requiere rellene), ó a las bombas de jal que lo llevan a la presa. En ambos casos las lamas son enviadas a unos espesadores de jal, donde se recupera el 50% del agua utilizada en el proceso.

Las lamas espesadas junto con las arenas (cuando no se requieren para el rellene), se bombean a la presa. La descarga en la -- presa es libre y se deposita con ramales de tubería de 101.6 mm (4") de diámetro a una distancia del bordo de 12 m.

El agua decantada se deposita en una pileta de 2,500 metros cúbicos de capacidad, donde ésta se retorna a la planta No. 2 mediante bomba Zulzer con capacidad máxima de 1,000 G.P.M. En la planta se cuenta con otro sistema de piletas donde se juntan el agua recuperada proveniente de la presa de jales y la de la descarga de los espesadores, agua que se bombea con bombas Zulzer, hasta los tanques de agua recuperada, donde se hace la distribución para las dos plantas.



## PLANTA No.2:

El proceso es similar al descrito para la planta No.1, con la diferencia de que el mineral procesado aquí, se abastece por el -- Tiro Leones y proviene de las minas Rey-Reina y Aurora. El equipo con que cuenta lógicamente es mayor y más moderno y se describe a continuación.

### 1) CIRCUITO DE TRITURACION

El manto se deposita en una tolva de 2,000 toneladas de capacidad, después por medio de chutes se alimenta la banda transportadora que lleva el mineral a una quebradora secundaria marca Symmons - de cabeza standard de 5-1/2 pies que trabaja en circuito cerrado con una criba vibratoria primaria (5' x 12'), una quebradora terciaria -- marca Symmons cabeza corta de 5-1/2 pies y una criba vibratoria secundaria (6' x 16').

El producto fino -1/2" de las cribas es transportado a las - tolvas de finos. La sección de finos consta de dos tolvas con capacidad de 1,500 toneladas cada una.

## 2) CIRCUITO DE MOLIENDA Y CLASIFICACION

De la sección de finos se alimenta a dos molinos de bolas - marca Allis Chalmers de 10 pies 6" de diámetro x 14 pies de largo, que trabajan en igual forma que en la planta No.1 con dos hidrociclones - Krebs de 20" de diámetro.

## 3) CIRCUITO DE FLOTACION

El proceso de flotación es similar al de la planta No.1. El equipo para la flotación en los circuitos de plomo y cinc es el siguiente:

Cantidad	Celdas	Marca y Tipo	Capacidad
7	Primarias de Pb	Denver D-R	160 pies cúbicos
10	Primarias de Zn	Denver D-R	160 pies cúbicos
7	Agotativas de Pb	Denver D-R	160 pies cúbicos
10	Agotativas de Zn	Denver D-R	160 pies cúbicos
6	Limpia de Pb	Denver Sub-A	100 pies cúbicos
12	Limpia de Zn	Denver Sub-A	100 pies cúbicos
8	Reflotación Zn	Denver D-R	50 pies cúbicos

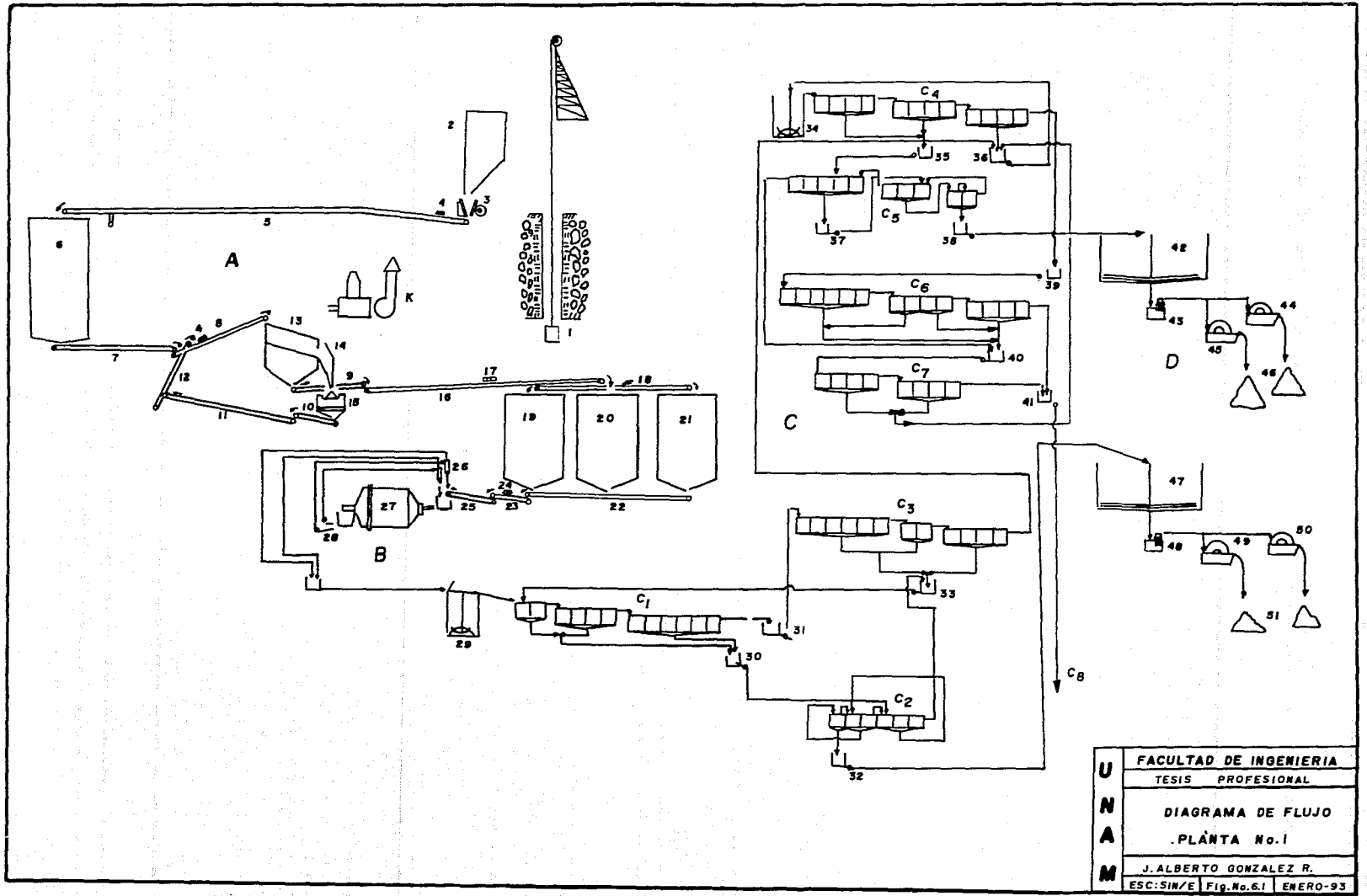
#### **4) ESPESAMIENTO Y FILTRACION**

Las secciones de tanques espesadores y filtros son los mismos que se utilizan para recibir los productos de la planta No.1. Estas áreas fueron diseñadas para recibir las producciones de las dos plantas.

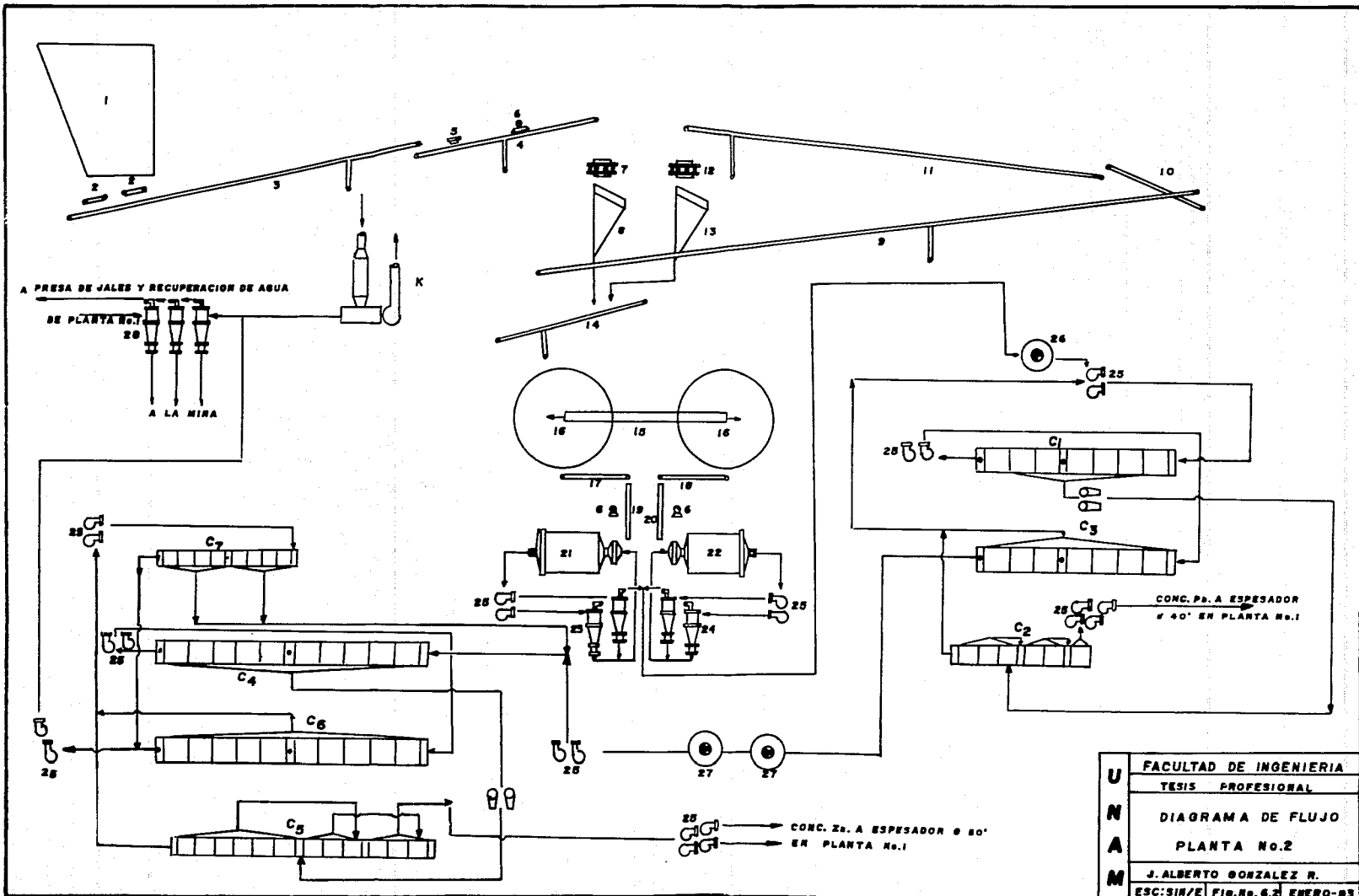
#### **5) ALMACEN Y EMBARQUE**

Estas operaciones por lo tanto se realizan de la misma forma como se describió para la planta No.1.

En la figura 6.1 se muestra el diagrama de flujo de la planta No.1 y en la figura 6.2 el diagrama de flujo de la planta No.2.



<b>U N A M</b>	<b>FACULTAD DE INGENIERIA</b>	
	TESIS PROFESIONAL	
	<b>DIAGRAMA DE FLUJO</b>	
	<b>. PLANTA No.1</b>	
J. ALBERTO GONZALEZ R.		
ESC. SIN/E Fig. No. 6.1 ENERO-93		



<b>U N A M</b>	FACULTAD DE INGENIERIA
	TESIS PROFESIONAL
	DIAGRAMA DE FLUJO PLANTA No.2
	J. ALBERTO GONZALEZ R.
	ESC: SIN/E Fig.No.6.2 ENERO-83

po de barrenación moderno como los jumbos, en las otras minas se tienen que continuar utilizando máquinas perforadoras neumáticas, lo que repercute en la productividad. En la Aurora, con el sistema de minado y el equipo moderno que se utiliza, se ha logrado que la productividad sea casi el doble.

El sistema de manteo existente en el tiro Leones es una muestra más de que las operaciones mineras que se realizan con equipo moderno, son más productivas y más seguras.

En el capítulo III es recomendable realizar estudios para poder minar los pilares una vez que se haya concluido el banqueo, debido a que por su altura y las leyes de mineral que contienen son una gran reserva de mineral.

En el capítulo IV la explotación del bloque 12-200W representa el futuro para abastecer la planta No.1, ya que de los tres rebajes de la mina San Bartolo el 18-20E está por terminarse de explotar y los dos restantes, tienen problemas de explotación por ser áreas muy falladas y las reservas cubricadas en zonas cercanas no son muy satisfactorias. Por lo que la producción proyectada del bloque 12-200W será de gran utilidad.

Los costos obtenidos por tonelada utilizando el sistema de corte y relleno hidráulico con pilares, son satisfactorios se tiene un

costo más alto en la preparación, pero un bajo costo en el tumbé. Además se cuenta con la experiencia en la aplicación de este método en la Unidad.

La continuación de la rampa El Rey ampliará las perspectivas de cubicación de reservas minerales, para que se den más proyectos a futuro y poder continuar con las fuentes de trabajo existentes y, por qué no, con la creación de otras, para el bienestar de la comunidad y progreso del estado de San Luis Potosí.

En la explotación del bloque 12-200W se recomienda un buen control de todas las operaciones mineras, para una eficiente aplicación del sistema y tener mayor oportunidad de satisfacer la urgencia de tonelaje de la planta de beneficio No.1.

También se recomienda analizar la posibilidad de profundizar el tiro Leones, para mantener la producción del bloque 12-200W y en un futuro la producción de bloques de mineral a mayor profundidad del nivel 12, que serán el futuro de la mina Rey y Reina.

En el capítulo V los resultados del análisis financiero del bloque 12-200W, nos muestra que es factible su explotación. Principalmente que la unidad Charcas, se puede considerar una mina de Cinc, por ser el concentrado de mayor producción. El precio del Cinc ha sido de los más constantes ante la situación mundial de cambios, principalmen

te a la baja, en los precios de los metales.

La inversión inicial no es muy considerable, debido a que - varios equipos y materiales serán provistos de otros rebajes donde ya no son utilizados, por el término de sus reservas.

En el capítulo VI el sistema de beneficio utilizado en las dos plantas, que es el de flotación selectiva, es el más indicado de acuerdo al tipo de minerales tratados. La planta No.2 puesta en operación en diciembre de 1985, cuenta en todas sus áreas con equipo de lo más moderno y eficiente.

De acuerdo a la situación económica actual y dependiendo de la cubicación de mayores reservas, es recomendable analizar la posibilidad de una futura ampliación de la planta de beneficio No.2.



## BIBLIOGRAFIA

- 1.- Los minerales de plata y sus implicaciones geológicas y metalúrgicas en el distrito minero de Charcas, S.L.P. /Castañeda Fidel.
- 2.- Estudio petrográfico y minerográfico del distrito minero de Charcas, S.L.P. / Muñoz C.F. /1970.
- 3.- Estudio de orientación sobre los yacimientos de Charcas, S.L.P. /Silvia J.R. /1980.
- 4.- Planeación del sistema de cuartos y pilares con relleno hidráulico y rampas de acceso en cuerpos de reemplazamiento. /Madrigaí Jorge y Portillo Nicolás. /IMMSA. /Abril de 1980.
- 5.- Mining Engineering Handbook. /Cummins and Given. /SME. /1973, New York, N.Y. U.S.A.
- 6.- Elements of Mining. /Lewis and Clark. /John Wiley and Sons, Inc. /3a. Edición. 1964.
- 7.- Economía del proyecto en Ingeniería. /Thuesen, H.G, Fabrycky, W.J. /Edit. Prentice Hall.
- 8.- Handbook of Mineral Dressing. /Arthur F. Taggart. /Wiley Handbook series.
- 9.- Apuntes varios.

## ANEXO FIG. 6.1

DESCRIPCION DE EQUIPO  
PLANTA DE BENEFICIO No.1

No.	DESCRIPCION	No.	DESCRIPCION
1	Tanques para manteo	28	Bombas Denver 10" x 8"
2	Tolva de gruesos	29	Tanque acondicionador Pb
3	Quebradora de quijadas Pettibone	30 y 33	Bombas Galinger 2-1/2" x 48"
4	Electroimán	31 y 32	Bombas Denver
5	Banda No.1	34	Tanque acondicionador Zn
6	Tolva de gruesos	35,36,38,	Bombas Ash 5 x 4"
7	Banda No.2	39 y 40	
8	Banda No.3	37	Bomba Galinger 2-1/2" x 48"
9	Banda No.4	41	Bomba Vac Seal
10	Banda No.4A	42	Tanque espesador Zn de 50 x 10 ft
11	Banda No.4B	43	Bomba Galinger 2-1/2" x 48"
12	Banda No.4C	44	Filtro Eimco 8 x 12 ft
13	Criba vibratoria	45	Filtro Eimco 10 x 14 ft
14	Alimentador quebradora de cono	46	Concentrado de cinc
15	Quebradora de cono Symmons	47	Tanque espesador Pb de 40 x 10 ft
16	Banda No.5	48	Bomba Galinger 2-1/2" x 48"
17	Pesómetro Marsey	49	Filtro Eimco 8 x 12 ft
18	Banda No.6	50	Filtro Eimco 6 x 6 ft
19	Tolva de finos 1	51	Concentrado de plomo
20	Tolva de finos 2	C1	Banco primario de Pb
21	Tolva de finos 3	C2	Banco limpia de Pb
22	Banda No.7	C3	Banco agotativo de Pb
23	Banda No.8	C4	Banco primario de Zn
24	Pesómetro Marsey	C5	Banco limpia de Zn
25	Banda No.9	C6	Banco agotativo de Zn
26	Ciclones Krebs de 20"	C7	Banco refluotación de Zinc
27	Molino de bolas Marcy 10-1/2' x 14'	C8	Sistema de manejo de jal
		A	Area de trituración
		B	Area de molienda
		C	Area de flotación
		D	Area de filtración
		K	Colector de polvo

ANEXO FIG. 6.2

DESCRIPCION DE EQUIPO  
PLANTA DE BENEFICIO No.2

No.	DESCRIPCION	No.	DESCRIPCION
1	Tolva de gruesos	26	Tanque acondicionador Pb
2	Chutes	27	Tanques acondicionadores Zn
3	Banda No.1	28	Ciclones Krebs de 20"
4	Banda No.2	C1	Banco primario de Pb
5	Electroimán	C2	Banco limpia de Pb
6	Pesómetro	C3	Banco agotativo de Pb
7	Quebradora secundaria marca Symmons cabeza standard	C4	Banco primario de Zn
8	Criba vibratoria 5 x 12 ft	C5	Banco limpia de Zn
9	Banda No.3	C6	Banco agotativo de Zn
10	Banda No.4	C7	Banco reflotación de Zn
11	Banda No.5	K	Colector de polvo
12	Quebradora terciaria marca Symmons cabeza corta		
13	Criba vibratoria 6 x 16 ft		
14	Banda No.6		
15	Banda No.7		
16	Tolvas de finos 1 y 2		
17	Banda No.8A		
18	Banda No.8B		
19	Banda No.9A		
20	Banda No.9B		
21	Molino de bolas 1 marca Allis Chalmers 10-1/2' x 14'		
22	Molino de bolas 2 marca Allis Chalmers 10-1/2' x 14'		
23	Ciclones Krebs de 20" molino 1		
24	Ciclones Krebs de 20" molino 2		
25	Bombas		