

*A MIS MAESTROS  
A MIS COMPAÑEROS*

4/3/3



Universidad Nacional  
Autónoma de México

Dirección General de Bibliotecas de la UNAM

**Biblioteca Central**



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

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

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

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



FACULTAD DE INGENIERIA  
Dirección  
Num. 73-1999  
Exp. Núm. 73/214.2/

UNIVERSIDAD NACIONAL  
AUTONOMA DE  
MEXICO

Al Pasante señor Máximo MUÑOZ GONZALEZ  
P r e s e n t e .

En atención a su solicitud relativa, me es grato transcribir a usted a continuación el tema que aprobado por esta Dirección propuso el señor profesor Ingeniero David Contreras C., para que lo desarrolle como tesis en su examen profesional de Ingeniero de MINAS Y METALURGISA.

#### EXPLOTACION DE FLUORITA EN EL ESTADO DE GUANAJUATO

1o.- Estudio Geológico Minero de la Región en que se encuentra ubicado el Yacimiento de Fluorita de "El Refugio", en el Municipio de Alamos de Martínez Estado de Guanajuato.

2o.- Proyecto de desarrollo del cuerpo que se ha decidido explotar, incluyendo el costo de ese proyecto y tiempo en que debe verificarse.

3o.- Anteproyecto de la Planta de Concentración de los minerales explotables, basándose en la capacidad de explotación prefijada y en los resultados metalúrgicos obtenidos en el estudio de estos minerales.

4o.- Estimación de las utilidades probables que se obtendrán en la explotación del yacimiento mencionado."

Ruego a usted tomar debida nota de que en cumplimiento de lo especificado por la Ley de Profesiones, deberá prestar Servicio Social durante un tiempo mínimo de seis meses como requisito indispensable para sustentar su examen profesional; así como de la disposición de la Dirección General de Servicios Escolares, en el sentido de que se imprima en lugar visible de los ejemplares de la tesis, el título del trabajo realizado.

Muy atentamente.

"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"  
México, D.F. 25 de Agosto de 1960.  
EL DIRECTOR

*Antonio Dovall Jaime*  
Ing. Antonio Dovall Jaime

*Maximo Muñoz González*  
ADJ 'MMO' eag

## INDICE

Página

### CAPÍTULO I

Localización .....	9
Características geográficas .....	9
Historia y operaciones mineras actuales .....	10
Actividades mineras .....	11
Población minera .....	11
Producción mina .....	11
Producción y consumo mundial .....	12
Especificaciones .....	12
Yacimientos de $F_2Ca$ en México .....	13
Aplicaciones del fluoruro de calcio .....	13
La fluorita y sus posibilidades en la industria nacional .....	14

### CAPÍTULO II

Geología general .....	17
Naturaleza del depósito .....	18
Perforación de diamante .....	18
Primer plan de perforación .....	19
Segundo plan de perforación .....	28
Perforación interior .....	35
Técnica de perforación .....	50
Cubicación del depósito .....	53
Cálculo del tonelaje .....	53
Cálculo del grado .....	54
Conclusiones .....	54

### CAPÍTULO III

Estimación de las obras de desarrollo necesarias .....	59
Período de trabajo para el desarrollo .....	63
Cálculo del equipo de perforación y costo del mismo .....	70

Estimación del costo del desarrollo .....	75
Obras de preparación .....	89
Conclusiones .....	92

#### CAPÍTULO IV

Descripción de las muestras .....	95
Examen microscópico .....	95
Análisis espectral .....	96
Conclusiones .....	96
Pruebas metalúrgicas .....	96
Conclusiones sobre las pruebas .....	98
Localización planta de beneficio .....	99
Anteproyecto planta beneficio .....	99
Inversión probable en la planta .....	110
Costos probables de operación en la planta .....	111

#### CAPÍTULO V

Cálculo de costos y utilidades .....	123
Derechos, impuestos y precios .....	123
Inversión requerida .....	124
Cálculo de costos y utilidad neta por año .....	124

**CAPITULO I**

**INTRODUCCION Y GENERALIDADES**

## CAPITULO I

### LOCALIZACION

El depósito de fluorita "El Refugio", se encuentra localizado en la parte NE del Estado de Guanajuato, al Sur de la línea divisoria con San Luis Potosí y a seis kilómetros al Sureste del rancho de Alamos de Martínez, en el Municipio del mismo nombre.

El acceso al depósito es por un camino de 62 Km. de longitud desde Río Verde. Este pueblo por carretera dista 120 Km. de San Luis Potosí, S. L. P. También se puede llegar a Río Verde por un ramal ferroviario de 25 Km. que se deriva en San Bartolo de la línea San Luis Potosí-Tampico.

La mina de "El Refugio" cuenta con un campo de aviación situado al Noroeste de ésta y a una distancia de 8 Km. en un pequeño valle que tiene una superficie aproximada de unos 25 Km.<sup>2</sup>. Al Noroeste del campo y a unos 2 Km. se encuentra el rancho de Alamos de Martínez, antes mencionado, con una población aproximada de unas doscientas familias.

Al Sureste de la mina existe otro pequeño rancho llamado Espíritu Santo.

### CARACTERISTICAS GEOGRAFICAS

El depósito se encuentra sobre la margen Sur del río Santa María, que corre hacia el Este a través de un profundo cañón, rumbo a la ciudad de Valles y es un afluente importante del Pánuco, el río desemboca en el Golfo de México por Tampico. En tiempos de sequía el caudal del Santa María es de unos 5 metros cúbicos por minuto y en tiempos de lluvia su caudal aumenta de 5 a 50 metros cúbicos, aproximadamente.

Hacia el Sur, a unos 3 Km. el río confluye con otros dos: el Bagres, cuyo caudal es de unos 4 metros cúbicos por minuto y el arroyo Manzanares, con unos 2 metros cúbicos por minuto de corriente media en todo tiempo. El agua de estos ríos se está utilizando actualmente, para riegos y consumo domésticos. Existe también en la región una serie de pequeños arroyos, todos ellos afluentes del río Santa María.

Es factible instalar una planta de beneficio en las inmediaciones del depósito pues se cuenta con agua suficiente para su operación.

La región corresponde a un área montañosa sobre la parte Este de la penillanura o mesa mexicana. La altura de la mina es de unos 4,200 pies sobre el nivel del mar. Hay montañas próximas que se elevan hasta los 7,000 pies.

Es región semiárida con clima ligeramente caluroso, intermedio entre las temperaturas de la alta meseta y la costa. La comarca se encuentra bastante poblada por matorrales y arboleda. En la parte alta montañosa hay suficiente madera, pinos y ocotes, que pudiera ser utilizada para el ademe de la mina.

Actualmente se está construyendo una carretera que parte de Río Verde hacia San Luis de la Paz que pasará a unos 25 Km. aproximadamente del depósito. Dicha vía tiene terminado un tramo de unos 30 Km. y en uno o dos años quedará concluída, lo que indiscutiblemente bajará bastante los costos de transporte, como se verá más adelante en otro capítulo.

## HISTORIA Y OPERACIONES MINERAS ACTUALES

El depósito de fluorita "El Refugio" ha sido explotado desde febrero de 1956 por la Compañía Minera Helios, S. A., arrendataria de los fundos "El Refugio" y "Saltillo", cada uno con una superficie de 100 hectáreas.

Esta empresa ha estado extrayendo fluorita de cortes abiertos a lo largo de la montaña, usando compresoras portátiles y máquinas CP-59 para la perforación. El material es cribado en la mina, embarcándose lo grueso en camiones para Río Verde y los finos, con 30% de  $F_2Ca$ , son pasados por una pulsadora Denver, para aumentar su ley y embarcarse posteriormente. Este material fino representa alrededor del 10% del mineral extraído.

En la estación de embarque en Río Verde hay una pequeña quebradora de quijadas que tritura hasta un tamaño inferior a dos pulgadas para producir únicamente material de grado metalúrgico. Los finos que proceden de la pulsadora Denver son indeseables para uso metalúrgico pero admisible para el cerámico. El material se tritura en los patios de embarque al tamaño que el comprador lo quiera; así como también la ley es mantenida dentro de las condiciones del contrato de venta del mineral.

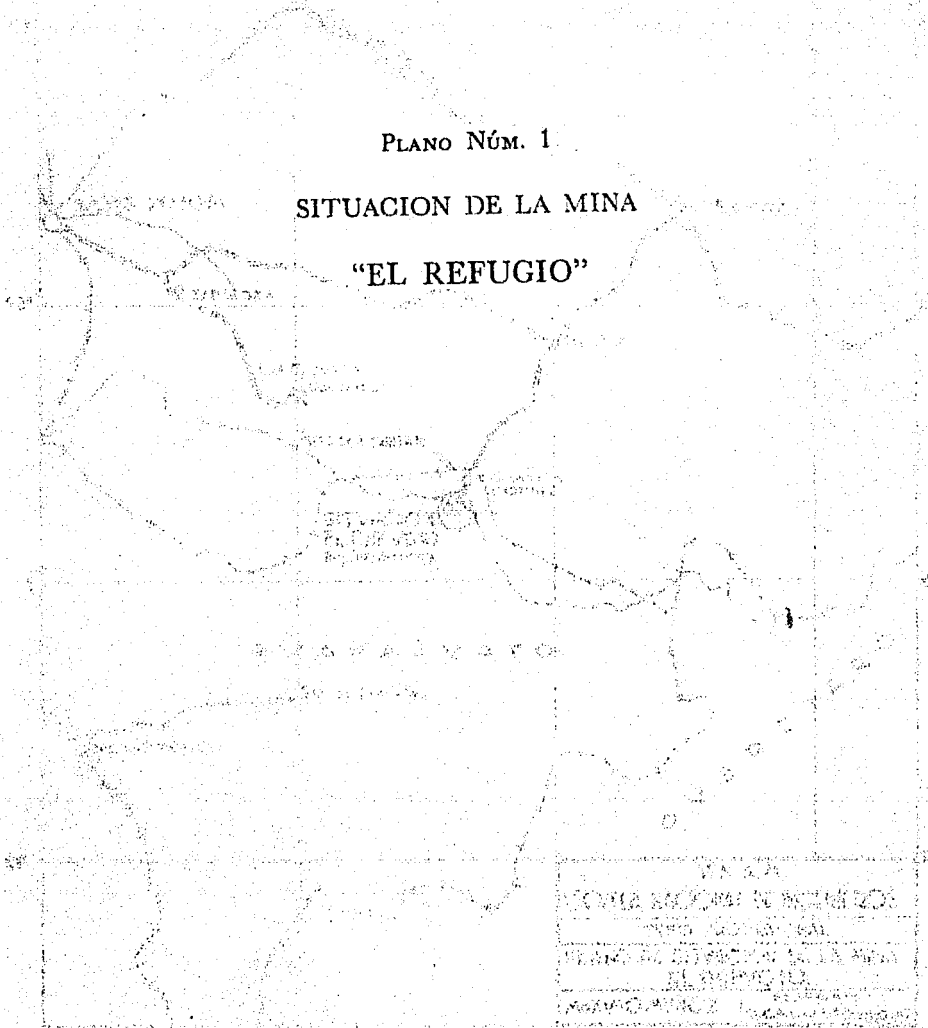
En la mina hay alrededor de treinta trabajadores y en los patios de embarque de la estación de Río Verde unos veinticuatro, encargados de operar las quebradoras y cargar los furgones del ferrocarril. Hay además un pequeño laboratorio en el que se efectúan los análisis del mineral de embarque, aparte de los que solicitan otras compañías que operan en la región. Los jornales que se pagan tanto en la mina como en los patios oscilan entre los \$ 10.00 y \$ 25.00 según las labores.

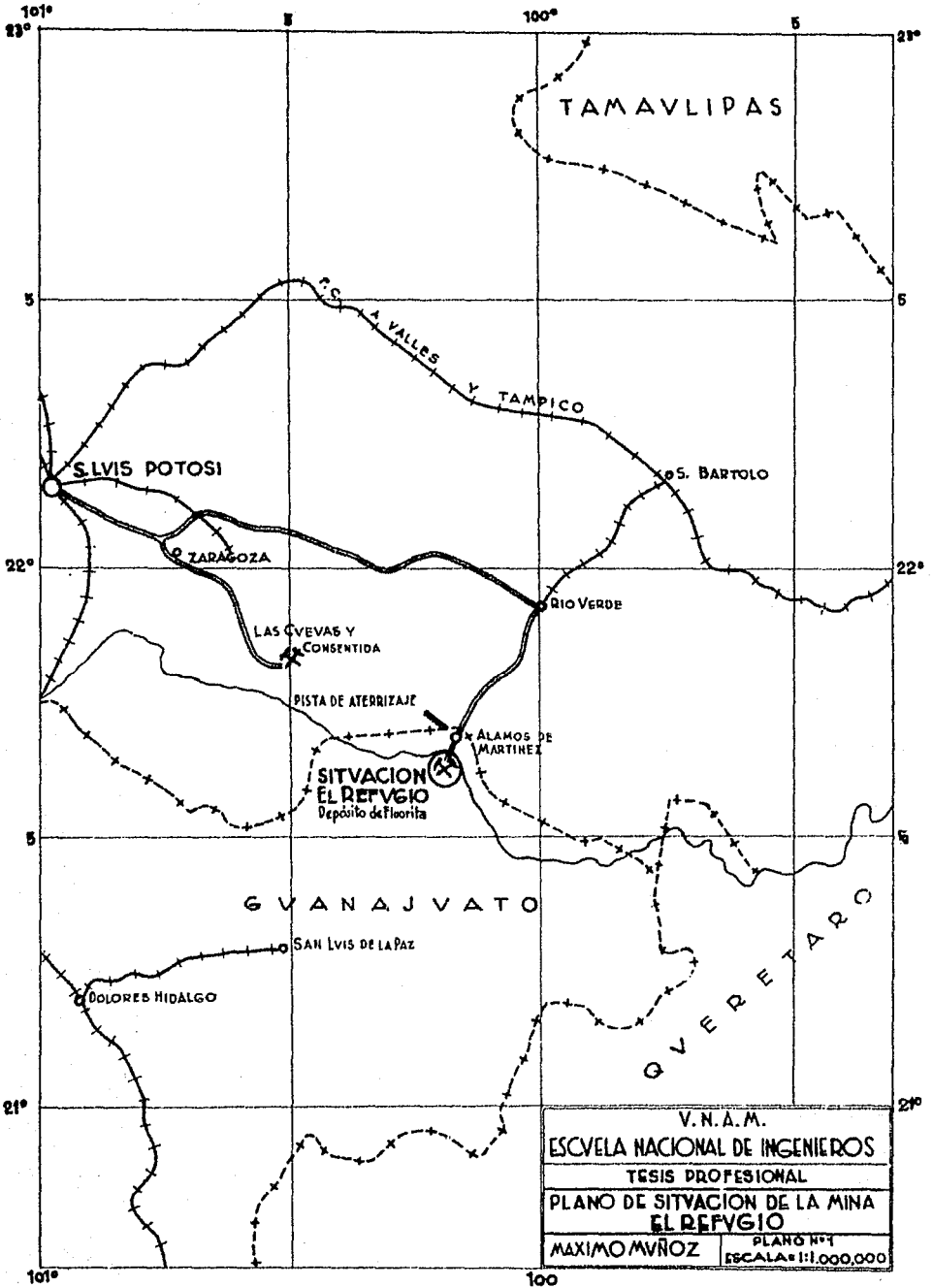


PLANO NÚM. 1

SITUACION DE LA MINA

"EL REFUGIO"





La compañía cuenta con equipo de transporte propio, constituido por una flota de 15 camiones de 6 toneladas.

En la mina no hay suministro de fuerza eléctrica. El equipo mayor de operación en la misma es un Bulldozer Caterpillar D-6, tres compresores Atlas Copco de 125 pies cúbicos cada uno, una pala montada sobre un tractor Caterpillar D-4 y cuatro pistolas de aire CP-59.

## ACTIVIDADES MINERAS

Las actividades mineras en esta región están totalmente controladas por las empresas: Cía. Minera Helios, S. A., Cía Minera La Valenciana y la Cía. Minera de Río Verde. Esta última es la que controla la mayor parte de los depósitos en la región. Las tres empresas mencionadas se dedican a la explotación de minerales no metálicos y principalmente la fluorita.

Las capacidades de explotación son pequeñas y en su mayor parte rudimentarias, no llegando nunca a la obtención de un producto elaborado, sino que comercian con minerales en forma natural.

Todas las compañías mencionadas operan dentro de un radio de acción de unos 700 Km.<sup>2</sup> y principalmente en la cuenca del río Santa María que es donde se encuentran ubicados la mayor parte de los depósitos.

## POBLACION MINERA

En esta región la población minera autóctona es casi nula, debido principalmente a que es una zona nueva, a lo apartado de los centros de trabajo y las ciudades y a lo incomunicada que se encuentra la comarca.

Los trabajadores especializados tienen que ser traídos de otras regiones como Charcas, S. L. P., Zacatecas, Durango, etc.

En las cercanías de los depósitos se pueden conseguir brazos pero no especializados en la rama minera.

## PRODUCCION MINA

Los embarques de fluorita dieron comienzo en abril de 1956 y fueron primeramente vendidos a Exportadora de Fluorita, S. A. de San Luis Potosí, compañía controlada por el señor Rafael Miner. En julio de 1957 los embarques fueron hechos a la Continental Ore Corporation. Desde agosto de 1957 la mayor parte de los embarques han sido vendidos a la Miller Adick Co.

La producción que era de 75 a 100 toneladas diarias de fluorita, decreció en los últimos meses debido a que el mineral superficial se estaba agotando y hay que

empezar a hacer mina propiamente. Los registros de embarques efectuados por la Cía. Minera Helios, S. A., indican una producción total de cerca de unas 140,000 toneladas métricas de mineral de fluorita. Esto se haya de acuerdo muy aproximadamente con el cálculo del volumen de material reconocido en los cortes, computándose también los miles de toneladas de finos que hay en los patios.

## PRODUCCION Y CONSUMO MUNDIAL

La revista "Engineering Mining Journal" de febrero de 1959 señala con todo detalle la producción, consumo y precios de la fluorita. El total mundial es de más de 680,000 toneladas de consumo, de las cuales 300,000 toneladas son de grado metalúrgico y cerámico y cerca de 400,000 toneladas de grado ácido para la producción de aluminio y ácido fluorhídrico. Examinando los números de dicha revista correspondientes a los años de 1954, 55, 56, 57, 58 y 59, se comprueba que la curva de consumo es creciente cada año.

La producción nacional de fluorita en los Estados Unidos no alcanza en la actualidad el 40% del consumo de dicho país.

México es primer productor de fluorita aproximándose a las 400,000 toneladas. Los otros productores de importancia son España e Italia pero la calidad de sus minerales, comparados con los de México, es muy inferior.

## ESPECIFICACIONES

La fluorita se vende al mercado en tres grados mayores: metalúrgico, cerámico y ácido. El grado metalúrgico es el de precio más bajo de los tres. Puede venderse en forma de concentrados y por lo general, se requiere que contenga un mínimo de 60 unidades efectivas de  $\text{CaF}_2$ .

Las unidades efectivas se determinan restando 2.5 unidades de  $\text{CaF}_2$  por cada unidad de  $\text{SiO}_2$  que se encuentre presente.

La fluorita de grado cerámico no está estandarizada. Las especificaciones dependen de los requisitos particulares exigidos por los consumidores pero la mayor parte de grado cerámico es pura, con contenido de alrededor de 95% de  $\text{CaF}_2$ , 2.5 de  $\text{SiO}_2$  y 1.5  $\text{CaCO}_3$ . La fluorita de grado ácido deberá contener un mínimo de 97% de  $\text{CaF}_2$  y no más de 1.1% de  $\text{SiO}_2$  para la fabricación de ácido fluorhídrico acuoso. Para ácido fluorhídrico anhidro puede tolerarse hasta 1.5% de  $\text{SiO}_2$ .

Para la fluorita de grado ácido, usada en la industria química, el contenido de  $\text{CaF}_2$  es, por lo general, no menor del 98% con contenidos de  $\text{SiO}_2$  y  $\text{CaCO}_3$  de no más del 1% de cada uno. La presencia de barita, plomo, zinc y hierro en forma mineral es objetable con el grado ácido y el máximo de contenido de azufre que se permite es de 0.1%.

La Denver Equipment Company da como especificación para grado ácido 97.5% de  $\text{CaF}_2$  con no más de 1.5% de  $\text{SiO}_2$  y 0.5% de  $\text{Fe}_2\text{O}_3$ . A menudo la sílice se limita a 1.2% con castigos que comienzan con 1% de  $\text{SiO}_2$ .

## YACIMIENTOS DE $\text{F}_2\text{Ca}$ EN MEXICO

Aparte del depósito de  $\text{F}_2\text{Ca}$  de que se ocupa este estudio, existen en la República Mexicana una serie de depósitos de volumen considerable como son: el depósito de Cuatro Palmas, Coah., propiedad de la Compañía Minera Domicia, S. A.

Los depósitos de la sierra de Encantada propiedad de la Cía. Fluorita del Norte, en el Estado de Coahuila.

El depósito de las Cuecas, San Luis Potosí, propiedad de la Compañía Noranda Limited.

El depósito de La Consentida, San Luis Potosí, propiedad de Penn Salt, S. Co.

Los depósitos de Zacualpan, Estado de México.

Los depósitos de Parral, Chihuahua, propiedad de la Cía. Minera Río Colorado.

Los depósitos de la Colorada, Coah., propiedad de la Asarco.

Los depósitos de la Azul, Guerrero.

Además de los yacimientos enumerados existen otros de menor importancia en los estados de Coahuila, Durango, Chihuahua y Zacatecas.

## APLICACIONES DEL FLUORURO DE CALCIO

La fluorita o fluoruro de calcio se usa principalmente en las industrias siderúrgica y química.

El 30% aproximadamente de la fluorita que se produce se consume en el procedimiento básico para fabricar acero. Dicho mineral facilita la fusión y la transferencia de las impurezas indeseables, como son el azufre y el fósforo, a la escoria, que se convierte también, gracias al fluoruro de calcio en más fluida.

Un 35% del mineral de que nos ocupamos se emplea para fabricar ácido fluorhídrico, elemento indispensable en la industria del aluminio para obtener criolita sintética.

La industria del vidrio y del esmalte absorben un 15% de la producción de fluorita.

La industria química es la que consume mayor volumen de fluoruro de calcio, pues, aparte del ácido fluorhídrico, obtiene con aquel mineral fluoruros y silico-fluoruros, cianamidos y carburo de calcio, lijas para ruedas de esmeril y electrodos, insecticidas, substancias conservadoras y colorantes, flúidos de refrigeración, cerámica, lana de roca, lentes de microscopio, etc.

Dentro de la industria de los plásticos, el espatoflúor está ampliando cada día más su línea de aplicaciones.

En el campo de la siderurgia y metalurgia, además de lo ya dicho, el fluoruro de calcio, se emplea como fundente en las fusiones de hierro, en las ferroaleaciones y aceros de aleación al horno eléctrico y en fluoruros de hierro y de manganeso.

## LA FLUORITA Y SUS POSIBILIDADES EN INDUSTRIA NACIONAL

Al estudiar el que suscribe los usos y posibilidades industriales del fluoruro de calcio, se dió cuenta de que el comercio de este mineral, del que México es importante productor, no rinde a la economía nacional las utilidades que debiera rendir.

Es un aspecto negativo dentro de la tecnología y economía de la industria minera nacional.

Por lo que se refiere a la tecnología se echa de menos un sistema de explotación que, en vez de orientarse a la venta del mineral en bruto, lo beneficie en México a fin de sacarle mayores utilidades.

México extrae la fluorita natural y en su mayor parte la exporta a los Estados Unidos tal como sale de mina. Nada se opone, salvo la inercia de nuestras tradiciones mineras, a que el espanto-flúor sea sometido en nuestro país al proceso de depuración y venderlo refinado y concentrado, lo que incrementaría las ganancias nacionales en este capítulo.

En lo que atañe a la pura economía industrial, se da el caso de que México consume muy poca fluorita en su forma natural. La que emplea así es solamente para darle fluidez a las escorias.

En toda la gama restante de aplicaciones químicas, México tiene que reimportar su propia fluorita depurada en el exterior. Y a esta pérdida absurda hay que añadir la correspondiente a la "plus valía" que se deja de percibir por exportarse mineral en bruto y no beneficiado integralmente en México.

Es pues problema de interés nacional, enfocar la industrialización y comercio de la fluorita con vista a obtener beneficios absolutos, derivados de un aprovechamiento pleno y no relativo y primario. La conversión del sistema tradicional de inercia en un sistema desarrollado en función de todos los potenciales siderúrgicos del espato-flúor y de su adecuado comercio, es asunto de elemental patriotismo y de sana y constructiva política económica.

Por supuesto este aspecto de la producción de fluorita es aplicable a toda la minería mexicana.

**CAPITULO II**

**GEOLOGIA GENERAL Y EXPLORACION DE DIAMANTE**

## CAPITULO II

### GEOLOGIA GENERAL

El depósito de fluorita se presenta a lo largo del contacto de una masa porfírica intrusiva que ha invadido calizas y otros sedimentos.

Las rocas más antiguas que se observan al Sudeste de la mina son argiritas calcáreas rojizas incrustadas en capas de 5 a 30 centímetros de espesor. Estas rocas se dirigen hacia el N 50° W y profundizan 40° NE pasando bajo las calizas. Rocas similares se cortaron con algunos barrenos.

Las calizas que afloran sobre la curva norte y al este del depósito, donde también se cortaron con la perforación de diamante, son medio grisáceas, densas, hasta finamente cristalinas, y compactas hasta formar lechos de 1 a 5 metros de espesor. En las proximidades de la mina los lechos se dirigen al N 70°W y profundizan 30°NE.

Estas rocas se encuentran entreveradas por un cuerpo de carácter intrusivo. Esta clase de roca ha sido clasificada anteriormente como de carácter riolítico, pero como se encuentra completamente alterada y descompuesta, hace difícil una clasificación petrográfica.

El cuerpo intrusivo tiene una forma ovalada en la superficie que se extiende por unos 250 pies de Este a Oeste y unos 200 de Norte a Sur. Tiene contactos intrusivos con las calizas en todos los lados, excepto hacia el Sudeste donde se encuentra en contacto con las argiritas. Algunos de los cortes de la perforación revelan bloques angulares de caliza incrustada en la riolita indicando la naturaleza intrusiva de esta última.

Una serie de rocas volcánicas más nuevas, probablemente andesitas, se perciben a lo largo del lado Oeste del camino de la mina.

Al Sur de la masa principal hay unos afloramientos de fluorita de origen secundario, de color café rojizo, que no vienen a ser otra cosa que ramificaciones de la masa principal. Estas ramificaciones se encuentran entreveradas con una masa de aluvión.

La parte Noroeste del depósito presenta el gran inconveniente de estar sumamente fracturada, lo que puede ser un gran problema para futuras explotaciones,



puesto que dichas fracturas van directamente hacia el río Santa María, lo cual implicará un fuerte gasto de bombeo.

La mayor parte de los depósitos localizados en esta zona siguen la misma secuencia, o sea que se encuentran en los contactos de la caliza con la roca intrusiva (riolita). (Plano Núm. 2).

### NATURALEZA DEL DEPOSITO

El depósito de fluorita "El Refugio" es un cuerpo con forma de paralelogramo, presentándose la masa de fluorita próxima al contacto entre la riolita y la caliza. Se cree que ha sido originado por reemplazamientos hidrotermales, principalmente de la caliza, pero en parte, también de la misma riolita. Sobre la superficie, la fluorita se encuentra completamente rodeada por la riolita, aunque la última queda reducida a una capa delgada de solamente unos cuantos pies de espesor al extremo Norte del depósito. Los agujeros de diamante muestran que hacia la parte baja de la chimenea y en dirección Norte la fluorita se encuentra en contacto directo con la caliza, mientras que hacia el Sur y el Este se haya en contacto con la riolita.

Algunos cuerpos de fluorita más pequeños han asomado por la perforación de diamante aparte de la chimenea principal, principalmente hacia el Noroeste. El depósito se compone casi enteramente de mineral de fluorita que presenta dos texturas. El grueso del material es de un color gris-morado y grano muy fino, siendo éste cortado por bandas de fluorita de color marrón verdoso, desde la finamente cristalina hasta la más gruesa, que se presenta en forma de cristales cúbicos. La estructura es compacta y el promedio de porosidad ha sido calculado en un 10%.

Una estructura en forma de brecha se exhibe en ciertos lugares y la masa de fluorita se encuentra entrecruzada por una cantidad de fracturas de óxidos de hierro de 2 a 3 centímetros, de color marrón-rojizo y arcilla.

Los contactos alrededor del depósito son irregulares en detalle y parecen indicar un origen por reemplazamiento. En otros lugares hay zonas de riolita altamente alterada.

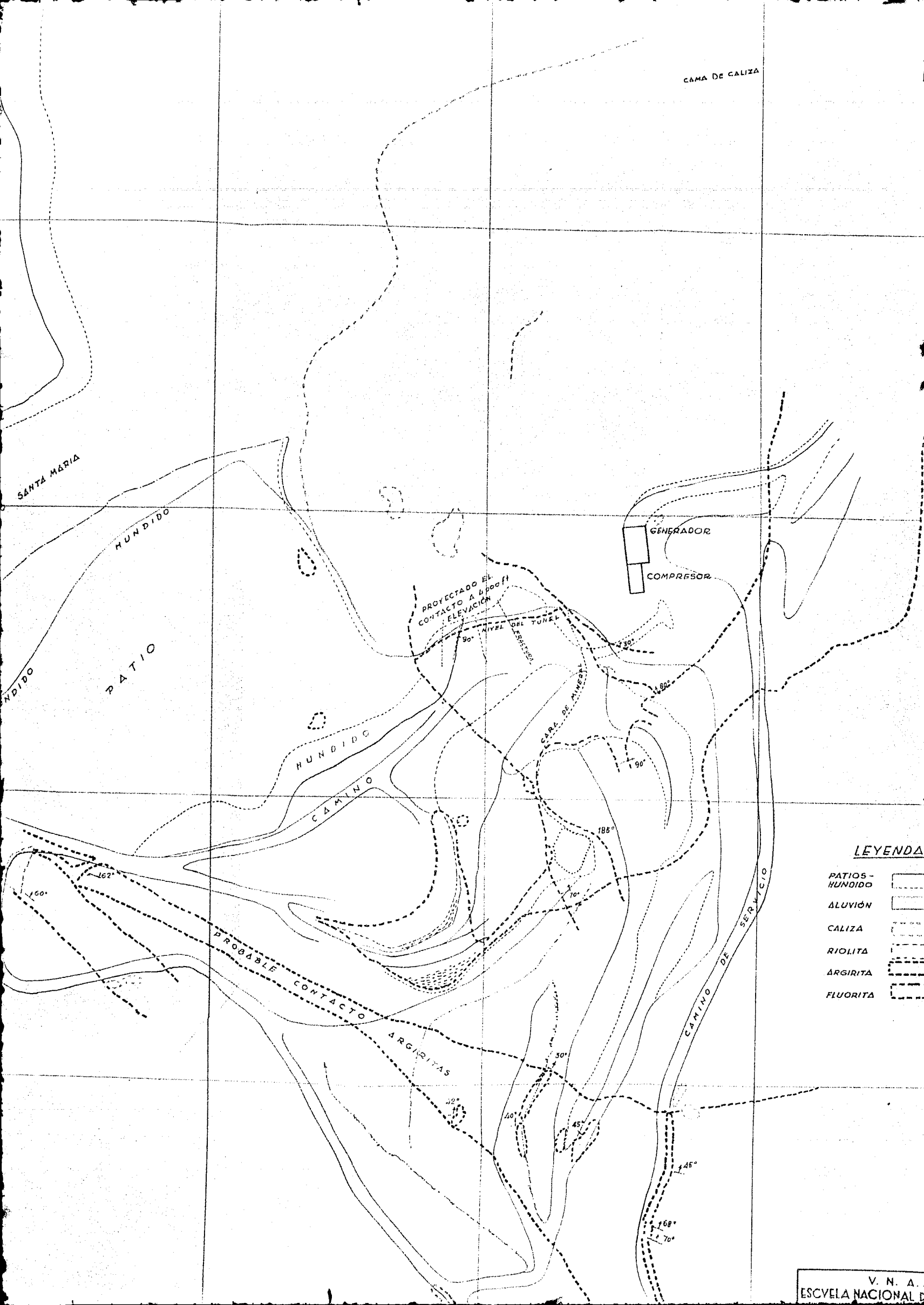
### PERFORACION DE DIAMANTE

El depósito "El Refugio" se empezó a perforar a mediados de 1956 por la compañía canadiense Noranda, la que antes de concluir el plan de perforación prefirió abandonarlo para dedicarse a otra mina de su propiedad, "Las Cuevas", también de  $F_2Ca$ . Dicha perforación se verificó en forma irregular hasta hacer un total de 31 barrenos distribuidos en estaciones de tres.

En octubre de 1959 al querer adquirir la propiedad la Cía. Minera Río Colorado decidió volver a perforar el depósito. Dicha empresa llevó a cabo un plan de perforación de 12 barrenos con un total de 3,575 pies.

PLANO NUM. 2

PLANO GEOLOGICO



CAMA DE CALIZA

SANTA MARIA

HUNDIDO

PATIO

GENERADOR  
COMPRESOR

PROYECTADO EL CONTACTO A 6000 FT ELEVACION

HUNDIDO

CAMINO

CAMA DE MINERAL

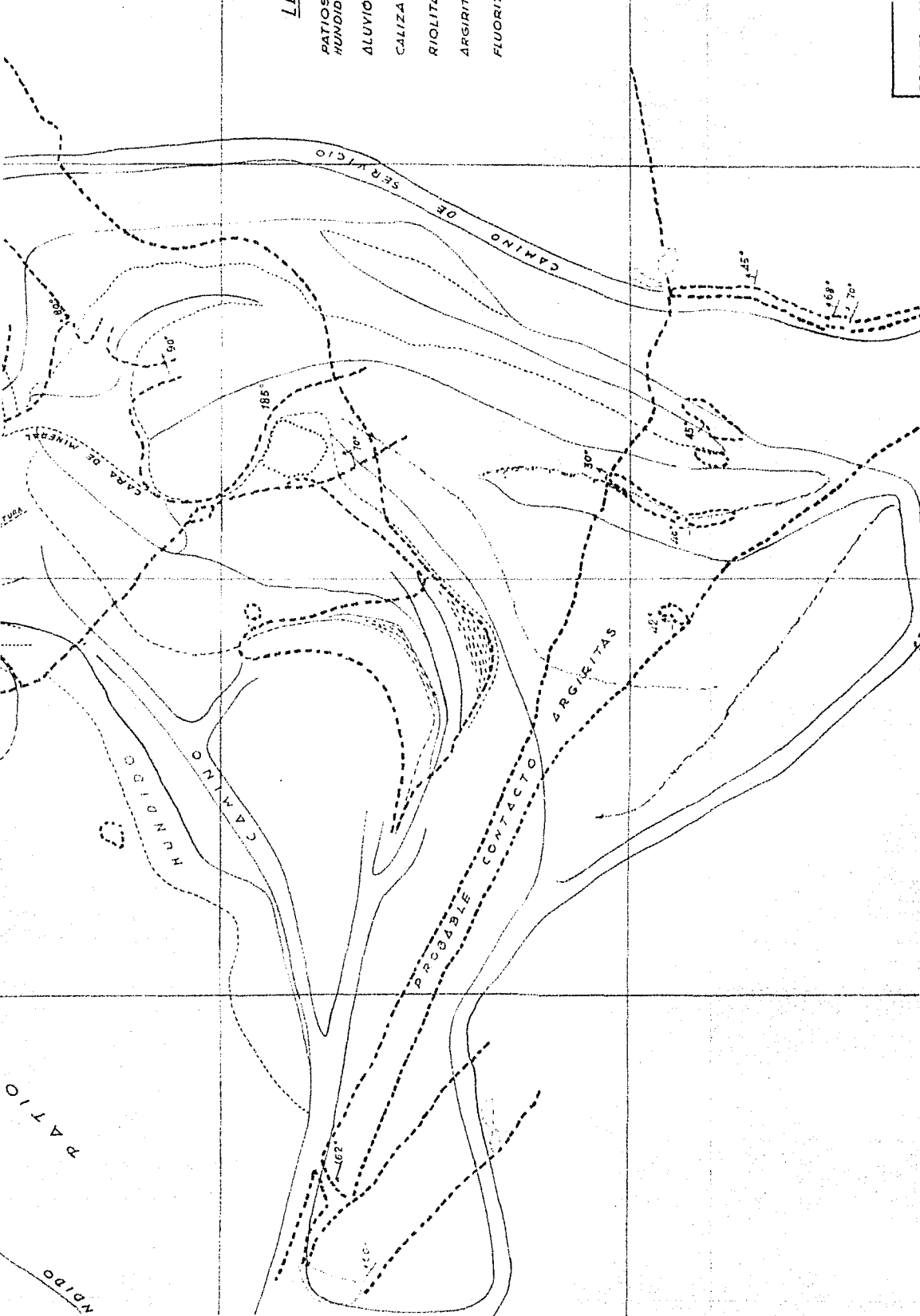
PROBABLE CONTACTO

ARGIRITAS

CAMINO DE SERVICIO

LEYENDA

- PATIOS - HUNDIDO
- ALUVION
- CALIZA
- RIOLITA
- ARGIRITA
- FLUORITA



CAMA DE CALIZA

GENERADOR

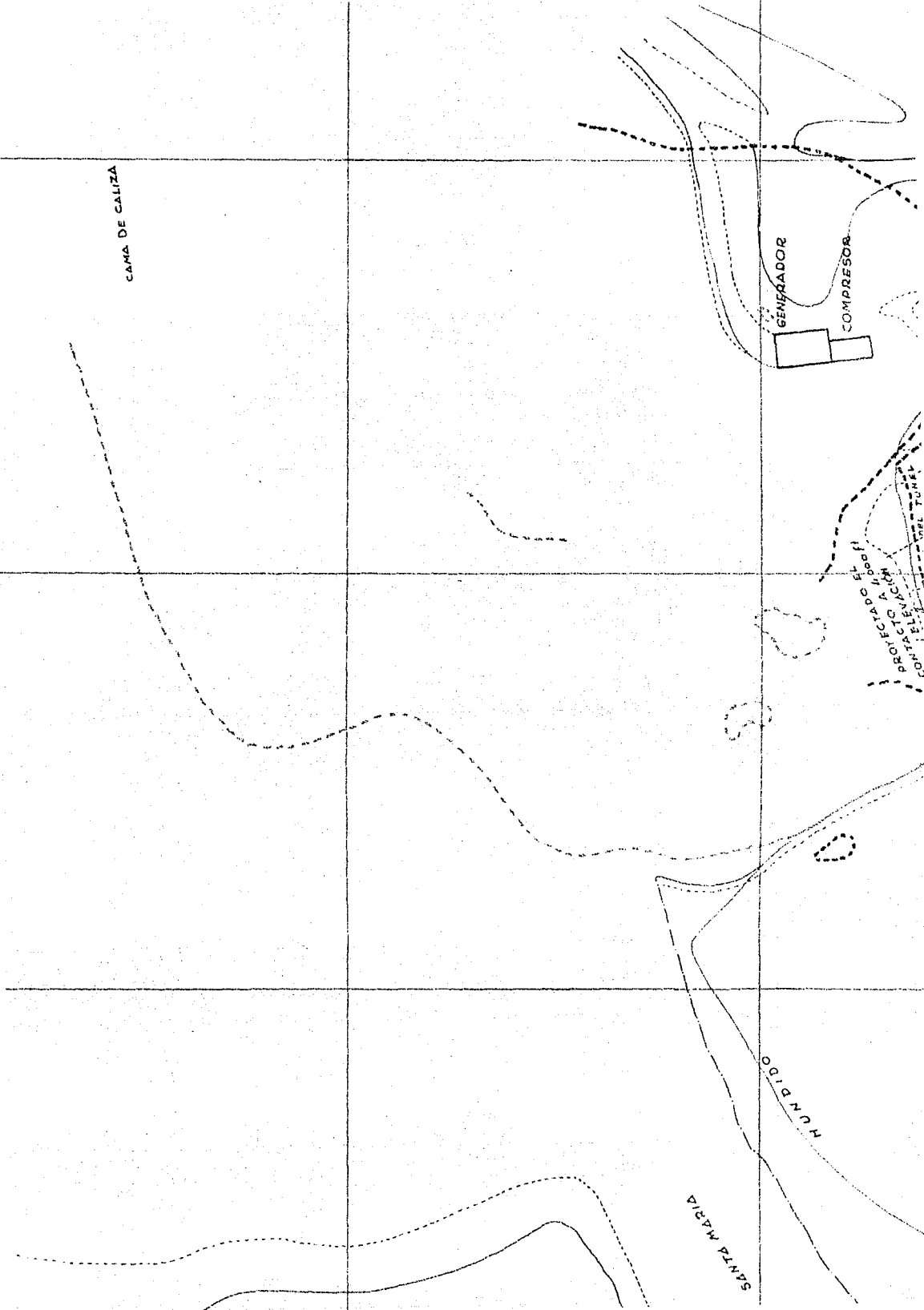
COMPRESOR



PROYECTO DE  
MUNICIPALIDAD  
DE  
TUNJA

HUNDIO

SANTA MARIA



Existen por lo tanto dos procesos de perforación y dos ideas de la forma, tonelaje y dimensiones del depósito. El resultado final, tanto del tonelaje, como de forma y dimensiones del cuerpo, es casi el mismo en una y otra compañía.

Esbozaremos la primera perforación y haremos nuestros cálculos en la segunda por haberla llevado a efecto en su totalidad el que suscribe, contratado para este trabajo.

El principal objeto de la perforación llevada a cabo por la Cia. Noranda fue: 1) Cubicar un tonelaje que justificase la instalación de una planta de beneficio, así como también el poder determinar las dimensiones del cuerpo y su forma.

Para lo anterior se llevó a cabo un plan de perforación de 31 barrenos de tamaño AX distribuidos casi todos a lo largo del eje mayor del depósito. Estos barrenos se practicaron en series de tres y en forma de abanico con un total de 10 estaciones.

Las recuperaciones obtenidas fueron bajas (42%) debido al poco tiempo de que se disponía para llevar este plan adelante y al alto costo de la recuperación, pues había que introducir ademe a todo lo largo de los barrenos, lo cual implica el doble del tiempo que se necesita perforando directamente.

Los agujeros 6-A y 6-B se realizaron para determinar la naturaleza de la roca y ver si la zona mineralizada persistía a profundidad, lo cual quedó ampliamente comprobado, puesto que el barreno 6-B cortó el cuerpo a una profundidad de 400 pies con un ángulo de 45°.

Los barrenos que propiamente sirvieron para determinar el volumen y la profundidad del cuerpo, fueron los siguientes: 3-B, 4-B, 4-D, 4-F, 4-H, 5-A, 6-B, 8-A, 3-F, 4-C, 4-E, 4-G, 4-I, 5-B, 8-B, 9-A, 1-C, 2-C. Todos estos barrenos fueron practicados sobre la zona mineralizada (Plano Núm. 3). Como datos complementarios se adjuntan boletas de análisis y planos.

## PRIMER PLAN DE PERFORACION

Una parte de los barrenos tuvo únicamente por finalidad determinar los contactos del depósito.

Los barrenos realizados fueron los siguientes: 1-D, 1-B, 6-B, 6-A, 4-C, 3-B, 3-A, 5-A, 5-B y 2-A.

Los barrenos 3-B, 3-A, 5-A y 5-B fueron practicadas para determinar el contacto de los lados Norte y Sur con un ángulo que no excedió de los 10° y a fin de que las perforaciones cortaran la masa mineralizada, en poca extensión (no mayor de 40') y penetraran en la zona de contacto con el único fin de determinar el hechado del contacto.

Los barrenos 1-B y 2-A se hicieron para determinar el contacto S-W del depósito. Dicho contacto se encuentra en una zona de riolita altamente alterada.

Existen por lo tanto dos procesos de perforación y dos ideas de la forma, tonelaje y dimensiones del depósito. El resultado final, tanto del tonelaje, como de forma y dimensiones del cuerpo, es casi el mismo en una y otra compañía.

Esbozaremos la primera perforación y basaremos nuestros cálculos en la segunda por haberla llevado a efecto en su totalidad el que suscribe, contratado para este trabajo.

El principal objeto de la perforación llevada a cabo por la Cía. Noranda fue:

1) Cubicar un tonelaje que justificase la instalación de una planta de beneficio, así como también el poder determinar las dimensiones del cuerpo y su forma.

Para lo anterior se llevó a cabo un plan de perforación de 31 barrenos de tamaño AX distribuidos casi todos a lo largo del eje mayor del depósito. Estos barrenos se practicaron en series de tres y en forma de abanico con un total de 10 estaciones.

Las recuperaciones obtenidas fueron bajas (42%) debido al poco tiempo de que se disponía para llevar este plan adelante y al alto costo de la recuperación, pues había que introducir ademe a todo lo largo de los barrenos, lo cual implica el doble del tiempo que se necesita perforando directamente.

Los agujeros 6-A y 6-B se realizaron para determinar la naturaleza de la roca y ver si la zona mineralizada persistía a profundidad, lo cual quedó ampliamente comprobado, puesto que el barreno 6-B cortó el cuerpo a una profundidad de 400 pies con un ángulo de 45°.

Los barrenos que propiamente sirvieron para determinar el volumen y la profundidad del cuerpo, fueron los siguientes: 3-B, 4-B, 4-D, 4-F, 4-H, 5-A, 6-B, 8-A, 3-F, 4-C, 4-E, 4-G, 4-I, 5-B, 8-B, 9-A, 1-C, 2-C. Todos estos barrenos fueron practicados sobre la zona mineralizada (Plano Núm. 3). Como datos complementarios se adjuntan boletas de análisis y planos.

## PRIMER PLAN DE PERFORACION

Una parte de los barrenos tuvo únicamente por finalidad determinar los contactos del depósito.

Los barrenos realizados fueron los siguientes: 1-D, 1-B, 6-B, 6-A, 4-C, 3-B, 3-A, 5-A, 5-B y 2-A.

Los barrenos 3-B, 3-A, 5-A y 5-B fueron practicadas para determinar el contacto de los lados Norte y Sur con un ángulo que no excedió de los 10° y a fin de que las perforaciones cortaran la masa mineralizada, en poca extensión (no mayor de 40') y penetraran en la zona de contacto con el único fin de determinar el hechado del contacto.

Los barrenos 1-B y 2-A se hicieron para determinar el contacto S-W del depósito. Dicho contacto se encuentra en una zona de riolita altamente alterada.

Estas son en líneas generales las conclusiones que pudo sacar el que suscribe del plan de perforación a que se hace referencia.

### RESULTADO PROMEDIO DE PERFORACIONES DE DIAMANTE

Barreno número	P I E S				% corazón recobrado	E N S A Y E S			Unidades efectivas
	De	A	Ancho	Corazón		CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	
3-E	0	172	172	60.3	35.1	84.3	12.0	3.3	54.3
3-F	0	277	277	131.9	47.6	88.7	7.8	3.1	69.2
4-B	0	184	184	63.8	34.7	87.0	6.6	6.0	70.5
4-C	0	178	178	101.7	57.1	84.8	6.9	8.0	67.6
4-C	225	263	38	25.1	66.1	73.3	6.3	20.1	57.6
4-D	0	90	90	40.6	45.1	94.2	3.2	1.9	86.2
4-4-E	0	78	78	41.2	52.8	92.6	4.6	2.4	81.1
4-F	0	85	85	39.7	46.7	84.7	11.2	3.6	56.7
4-G	0	55	55	20.9	38.0	93.0	3.6	2.6	84.0
4-H	0	450	450	171.9	38.2	89.7	4.3	4.1	79.0
4-I	0	158	158	58.8	37.2	87.1	4.6	6.5	75.6
5-A	0	102	102	22.9	22.5	67.0	19.8	12.0	17.5
5-B	0	17	17	3.5	20.6	82.5	11.0	4.8	55.0
6-B	270	306	36	19.5	54.2	87.9	3.1	8.3	80.2
8-A	124	159	35	9.0	25.7	91.6	4.7	2.8	79.9
8-B	0	419	419	181.3	43.3	86.3	10.0	2.7	61.3
9-A	75	147	72	36.7	51.0	60.8	4.6	33.2	49.3
PROMEDIO:			2,446	1,028.8	42.1	86.0	7.5	5.6	67.3

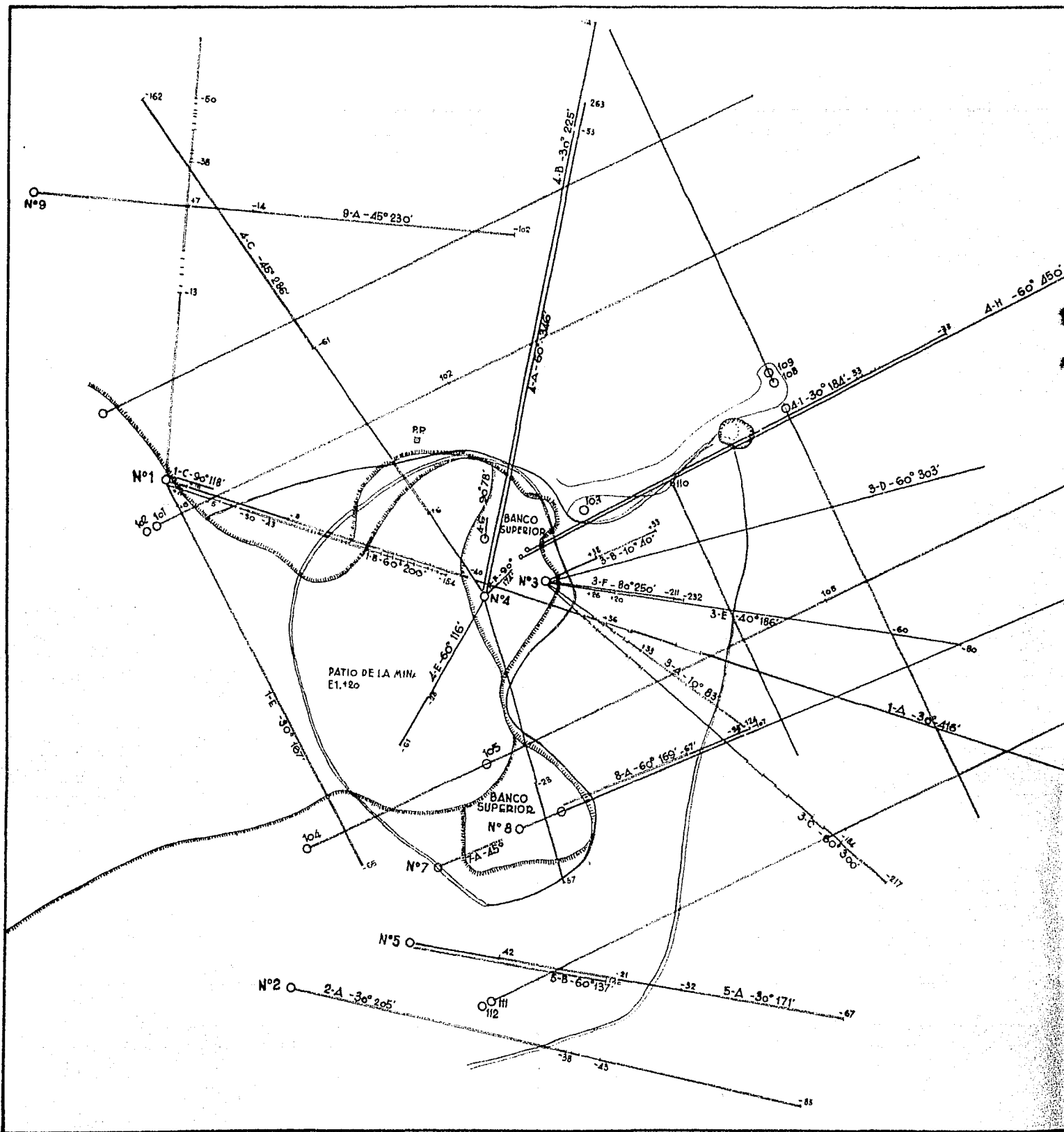
### ENSAYES DE CORAZONES DE PERFORACION DE DIAMANTES BARRENO NUMERO 3-E

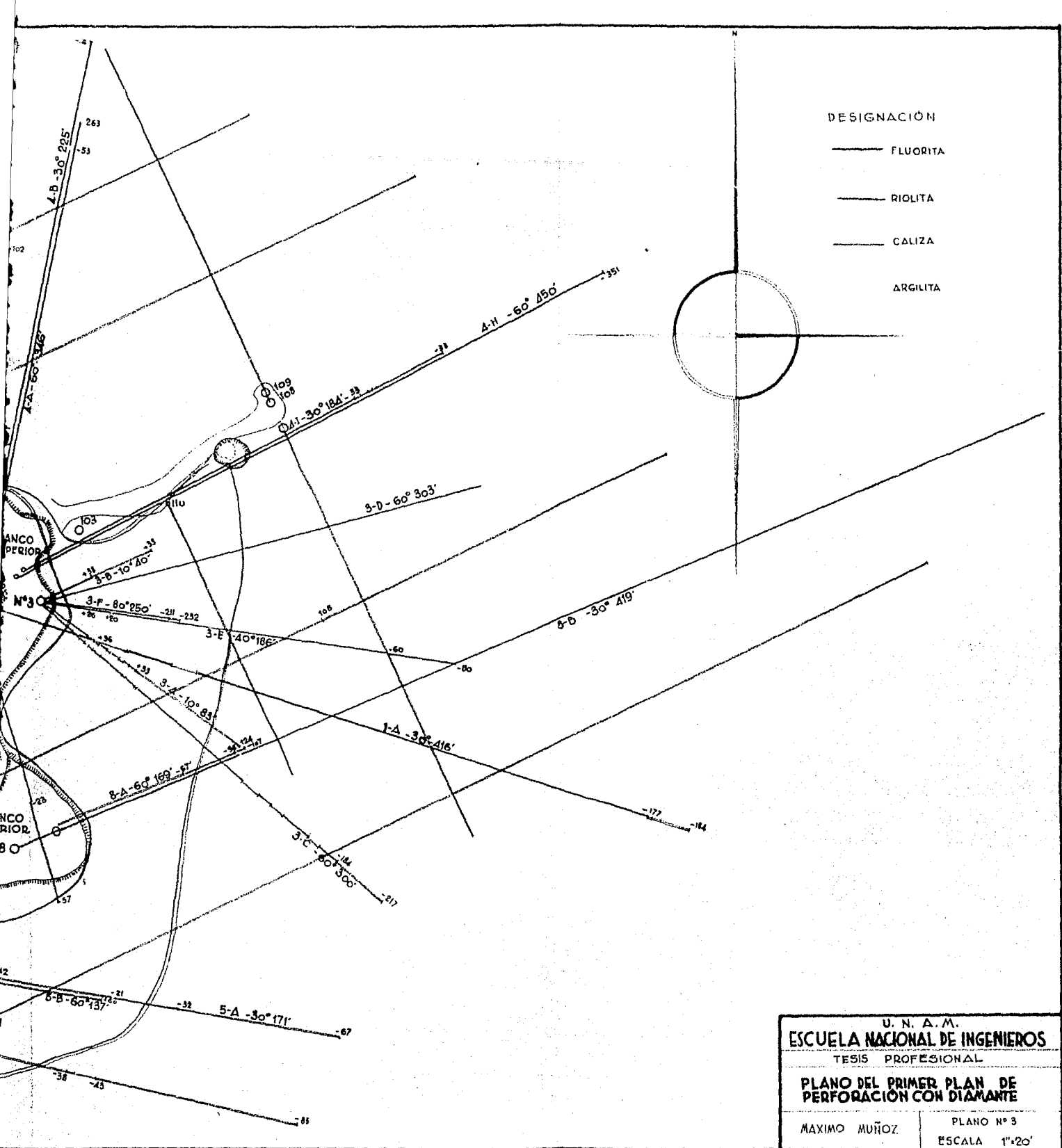
Muestra Núm.	P I E S				ENSAYES (%)			Unidades efectivas	Clase de material
	De	A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>		
1010	0	10	10	5.7	95.4	2.4	1.8	89.4	Fluorita
1011	10	22	12	5.7	90.4	6.4	2.6	74.4	Fluorita
1012	22	31	9	2.0	54.8	36.0	8.8	0.0	Fluorita y riolita
1013	31	46	15	5.0	88.0	9.0	3.0	65.5	Fluorita
1014	46	57	11	3.7	82.4	13.6	3.6	48.4	Fluorita
1015	57	68	11	4.7	90.8	5.8	3.2	76.3	Fluorita
1016	68	70	2	1.3	31.6	61.2	6.4	0.0	Riolita
1017	70	81	11	6.0	92.6	3.0	4.4	85.1	Fluorita
1018	81	101	20	4.0	89.0	9.0	2.0	66.5	Fluorita
1019	101	121	20	4.0	81.4	14.8	2.8	44.4	Fluorita
1020	121	136	15	3.7	90.8	6.0	2.8	75.8	Fluorita



PLANO NUM. 3

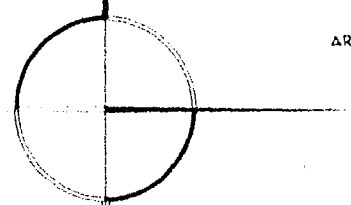
LEVANTAMIENTO BARRENOS DE DIAMANTE





DESIGNACIÓN

- FLUORITA
- RIOLITA
- CALIZA
- ARGILITA



U. N. A. M.  
**ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS**  
 TESIS PROFESIONAL

**PLANO DEL PRIMER PLAN DE PERFORACIÓN CON DIAMANTE**

MAXIMO MUÑOZ | PLANO N° 3  
 ESCALA 1"=20'

Muestra Núm.	P I E S				ENSAYES (%)			Unidades	
	De	A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas	Clase de material
1021	136	146	10	2.5	83.4	13.6	2.2	47.4	Fluorita
1022	146	156	10	4.6	85.6	1.8	2.4	91.1	Fluorita
1023	156	166	10	4.2	62.4	31.4	5.6	0.0	Fluorita y riolita
1024	166	172	6	3.2	79.5	15.6	4.0	40.6	Fluorita y riolita
	0	172	172	60.3	84.3	12.0	3.3	54.3	Prom. por anchos
					84.9	11.4	3.4	56.4	Prom. por corazón

### BARRENO NUMERO 3-F

1025	0	5	5	3.7	96.2	1.0	2.4	93.7	Fluorita
1026	5	10	5	4.7	97.3	1.0	1.6	94.7	Fluorita
1027	10	20	10	4.0	96.0	1.8	2.0	91.5	Fluorita
1028	20	31	11	1.8	94.0	3.0	2.6	86.5	Fluorita
1029	31	41	10	3.0	84.6	12.2	3.0	54.1	Fluorita
1030	41	51	10	3.0	94.2	2.4	3.0	88.2	Fluorita
1031	51	61	10	4.3	91.8	4.0	4.2	81.8	Fluorita
1032	61	71	10	3.8	95.4	1.0	3.2	92.9	Fluorita
1033	71	81	10	7.3	95.0	2.4	2.2	89.0	Fluorita
1034	81	91	10	2.3	95.4	1.0	3.6	92.9	Fluorita
1035	91	105	14	2.7	85.6	8.4	5.6	64.6	Fluorita
1036	105	106	1	1.0	30.2	65.6	2.6	0.0	Fluorita y riolita
1037	106	116	10	4.6	87.0	1.0	2.6	62.0	Fluorita
1038	116	121	5	5.0	90.4	6.6	2.6	73.9	Fluorita
1039	121	126	5	5.0	87.6	8.8	3.4	65.6	Fluorita
1040	126	128	2	1.5	44.2	50.8	4.0	0.0	Riolita
1041	128	132	4	4.0	88.6	7.6	3.6	69.6	Fluorita
1042	132	136	4	4.0	84.6	11.6	3.6	55.6	Fluorita
1043	136	141	5	5.0	85.6	10.4	2.6	59.6	Fluorita
1044	141	146	5	5.0	73.2	22.8	4.0	16.2	Fluorita
1045	156	154	8	3.5	89.4	7.4	3.0	70.9	Fluorita
1046	164	160	6	4.0	89.6	6.4	2.6	73.6	Fluorita
1047	160	166	6	4.0	80.6	13.4	4.0	47.1	Fluorita
1048	166	176	10	7.2	90.8	6.2	2.8	75.3	Fluorita
1049	176	196	20	5.7	89.8	7.2	3.0	71.8	Fluorita
1050	196	209	13	3.2	94.4	3.2	2.0	86.4	Fluorita
1051	209	221	12	4.2	92.4	4.6	2.4	80.9	Fluorita
1052	221	231	10	4.0	90.0	6.4	3.2	74.0	Fluorita
1053	231	254	23	4.3	87.0	9.4	3.0	63.5	Fluorita
1054	254	262	8	7.3	81.0	14.4	4.0	45.0	Fluorita y arcilla
1055	262	272	10	3.8	78.4	17.6	3.2	34.4	Fluorita y arcilla
1056	272	277	5	5.0	76.4	21.8	1.6	21.9	Fluorita y arcilla
	0	277	277	131.9	88.7	7.8	3.1	69.2	Prom. por anchos
					87.4	9.1	3.0	64.7	Prom. por corazón

**BARRENO NUMERO 4-B**

Muestra Núm.	P I E S				ENSAYES (%)			Unidades	
	De	A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas	Clase de material
1057	0	2	2	2.0	77.2	18.2	3.2	31.7	Fluorita
1058	2	10	8	5.5	95.6	2.8	1.2	88.6	Fluorita
1059	10	17	7	4.8	90.2	8.0	1.6	70.2	Fluorita
1060	17	32	15	7.0	96.0	2.8	1.2	89.0	Fluorita
1061	32	42	10	2.5	94.0	4.4	1.4	83.0	Fluorita
1062	42	55	13	1.7	96.0	2.0	1.8	91.0	Fluorita
1063	55	65	10	2.0	92.4	4.4	2.8	81.4	Fluorita
1064	65	75	10	3.0	81.6	14.8	3.6	44.6	Fluorita
1065	75	100	25	4.8	86.6	8.4	5.0	65.6	Fluorita
1066	100	115	15	6.7	83.2	10.4	6.0	75.2	Fluorita
1067	115	126	11	2.6	85.4	8.0	6.4	65.4	Fluorita
1068	126	135	9	4.2	79.6	8.0	11.6	59.6	Fluorita
1069	135	151	16	6.0	85.4	7.4	7.0	66.9	Fluorita
1070	151	166	15	5.0	54.0	5.8	9.6	69.5	Fluorita
1071	166	184	18	6.0	77.2	4.0	17.8	67.2	Fluorita
	0	184	184	63.8	87.0	6.6	6.0	70.5	Prom. por anchos
					86.8	6.9	5.9	69.6	Prom. por corazón

**BARRENO NUMERO 4-C**

1072	0	6	6	5.0	86.4	11.2	2.0	58.4	Fluorita
1073	6	11	5	5.0	92.2	4.0	3.4	82.2	Fluorita
1074	11	21	10	3.7	95.4	2.0	1.8	88.9	Fluorita
1075	21	29	8	7.7	91.6	3.0	5.4	84.1	Fluorita
1076	29	39	10	8.3	94.2	3.0	2.4	86.7	Fluorita
1077	39	48	9	5.0	94.2	3.8	1.8	84.7	Fluorita
1078	48	55	7	5.3	78.2	18.2	2.6	32.7	Fluorita y riolita
1079	55	61	6	2.5	82.4	14.0	3.4	47.4	Fluorita y riolita
1080	61	78	17	3.0	61.2	22.6	4.8	0.0	Fluorita y riolita
1081	78	90	12	6.0	92.4	5.2	2.2	79.4	Fluorita
1082	90	98	8	6.3	91.4	4.2	3.6	80.9	Fluorita
1083	98	108	10	8.5	94.6	2.2	3.2	89.1	Fluorita
1084	108	116	8	6.0	95.0	2.4	2.4	89.0	Fluorita
1085	116	128	12	6.0	96.4	1.4	2.2	92.9	Fluorita
1086	128	143	15	5.0	88.6	2.6	8.6	82.1	Fluorita
1087	143	153	10	3.7	63.2	1.8	34.6	58.7	Fluorita y cal
1088	153	163	10	5.0	88.2	1.6	9.4	84.2	Fluorita y cal
1089	163	175	12	6.7	72.6	1.2	26.2	69.6	Fluorita y cal
1090	175	178	3	3.0	44.0	2.2	53.6	38.5	Fluorita y cal
	0	178	178	101.7	84.8	6.9	8.0	67.6	Prom. por anchos
					86.8	5.2	7.7	73.8	Prom. por corazón

Muestra Núm.	De	P I E S			ENSAYES (%)			Unidades		Clase de material
		A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas		
1091	225	235	10	4.5	67.2	3.0	59.4	59.7	Fluorita y cal	
1092	235	245	10	6.3	70.0	10.2	19.6	44.5	Fluorita y cal	
1993	245	255	10	6.3	77.4	8.6	13.6	55.9	Fluorita y cal	
1094	255	263	8	8.0	80.0	2.8	17.0	73.0	Fluorita y cal	
	225	263	38	25.1	73.3	6.3	20.1	57.6	Prom. por anchos	
					74.5	6.1	19.0	59.3	Prom. por corazón	

#### BARRENO NUMERO 4-D

1095	0	14	14	5.7	94.6	2.4	2.6	88.6	Fluorita
1096	14	25	11	5.7	96.0	2.2	1.6	90.5	Fluorita
1097	25	43	18	5.0	91.7	4.2	2.5	81.2	Fluorita
1098	43	60	17	6.5	93.0	5.2	1.2	80.0	Fluorita
1099	60	70	10	5.0	96.0	2.2	1.4	90.5	Fluorita
1100	70	80	10	8.7	97.0	1.0	1.8	94.5	Fluorita
1101	80	90	10	4.0	93.6	3.4	2.4	85.1	Fluorita
	0	90	90	40.6	94.2	3.2	1.9	86.2	Prom. por anchos
					94.8	2.8	1.9	87.8	Prom. por corazón

#### BARRENO NUMERO 4-E

1102	0	11	11	6.6	95.0	2.6	2.2	88.5	Fluorita
1103	11	21	10	5.0	94.0	2.0	3.6	89.0	Fluorita
1104	21	31	10	7.3	95.0	1.6	2.4	91.0	Fluorita
1105	31	41	10	3.0	93.8	3.4	2.4	85.3	Fluorita
1106	41	51	10	5.6	95.6	2.4	2.0	89.6	Fluorita
1107	51	65	14	6.0	94.6	3.6	1.6	85.6	Fluorita
1108	65	78	13	7.7	82.4	14.4	3.0	46.4	Fluorita
	0	78	78	41.2	92.6	4.6	2.4	81.1	Prom. por anchos
					92.5	4.7	2.5	80.8	Prom. por corazón

#### BARRENO NUMERO 4-F

1109	0	10	10	2.5	84.8	11.0	3.6	57.3	Fluorita
1110	10	30	20	4.2	93.0	2.8	4.2	86.0	Fluorita
1111	30	47	17	3.5	94.6	3.2	2.0	86.6	Fluorita
1112	47	52	5	4.0	86.6	9.8	3.0	62.1	Fluorita y riolita
1113	52	57	5	5.0	85.8	11.0	2.8	58.3	Fluorita y riolita
1114	57	62	5	5.0	85.8	11.4	2.2	57.3	Fluorita y riolita

Muestra Núm.	De	P I E S			ENSAYES (%)			Unidades		Clase de material
		A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas		
1115	62	69	7	6.0	55.2	35.6	7.4	0.0	Fluorita y riolita	
1116	69	72	3	2.5	93.8	2.6	3.6	87.3	Fluorita	
1117	72	85	13	7.0	71.0	24.2	4.0	10.5	Fluorita y riolita	
	0	85	85	39.7	84.7	11.2	3.6	56.7	Prom. por anchos	
					80.6	14.9	3.8	43.4	Prom. por corazón	

#### BARRENO NUMERO 4-G

1118	0	13	13	5.5	87.4	7.8	3.6	67.9	Fluorita
1119	13	26	13	5.2	94.2	2.8	2.4	77.2	Fluorita
1120	26	36	10	2.7	95.4	2.0	2.0	90.4	Fluorita
1121	36	46	10	5.0	95.0	2.0	2.0	90.0	Fluorita
1122	46	55	9	2.5	94.5	2.0	3.0	89.5	Fluorita
	0	55	55	20.9	93.0	3.6	2.6	84.0	Prom. por anchos
					92.8	3.7	2.6	83.6	Prom. por corazón

#### BARRENO NUMERO 5-A

1123	0	23	23	2.0	96.0	1.4	2.0	92.5	Fluorita
1124	23	35	12	1.0	93.7	2.0	3.4	88.7	Fluorita
1125	35	50	15	1.5	71.5	22.8	4.0	14.5	Fluorita y riolita
1126	50	55	5	5.0	7.0	65.4	12.4	0.0	Fluorita y riolita
1127	55	71	16	3.0	32.5	38.4	27.0	0.0	Fluorita y riolita
1128	71	81	10	1.7	28.0	17.0	53.6	0.0	Fluorita y cal
1129	81	92	11	5.0	73.0	23.0	1.6	15.5	Fluorita
1130	92	102	10	3.7	79.4	26.2	3.2	13.9	Fluorita
	0	102	102	22.9	67.0	19.8	12.0	17.5	Prom. por anchos
					53.8	31.5	11.7	0.0	Prom. por corazón

#### BARRENO NUMERO 5-B

1131	0	17	17	3.5	82.5	11.0	4.8	55.0	Fluorita y riolita
------	---	----	----	-----	------	------	-----	------	--------------------

#### BARRENO NUMERO 6-B

1132	270	280	10	4.5	84.1	2.0	13.0	79.1	Fluorita y cal
1133	280	290	10	4.5	94.0	1.8	3.6	89.5	Fluorita
1134	290	296	6	4.5	94.0	2.0	6.8	85.4	Fluorita
1135	296	306	10	6.0	84.0	6.0	9.2	69.0	Fluorita y cal
	270	306	36	19.5	87.9	3.1	8.3	80.2	Prom. por anchos
					87.8	3.2	8.2	79.8	Prom. por corazón

**BARRENO NUMERO 8-A**

Muestra Núm.	P I E S				ENSAYES (%)			Unidades	
	De	A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas	Clase de material
1136	124	146	22	5.0	93.0	3.4	3.0	84.5	Fluorita
1137	146	159	13	5.0	89.2	7.0	2.4	71.7	Fluorita
	124	159	35	9.0	91.6	4.7	2.8	79.6	Prom. por anchos
					91.3	5.0	2.7	78.8	Prom. por corazón

**BARRENO NUMERO 8-B**

Muestra Núm.	P I E S				ENSAYES (%)			Unidades	
	De	A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas	Clase de material
1001	0	7	7	1.7	92.4	5.0	2.0	79.9	Fluorita
1002	7	11	4	2.0	96.0	2.2	1.6	90.5	Fluorita
1003	11	27	16	2.0	83.4	13.0	2.8	50.9	Fluorita
1004	27	36	9	1.7	90.8	6.4	2.6	74.8	Fluorita
1005	36	44	8	7.0	92.8	5.0	1.8	80.3	Fluorita
1006	44	54	10	5.5	67.2	28.2	3.8	0.0	Riolita
1007	54	64	10	5.0	37.0	53.0	6.4	0.0	Riolita
1008	64	69	5	1.5	16.2	74.6	7.8	0.0	Riolita
1009	69	77	8	2.5	34.6	58.0	5.8	0.0	Riolita
1138	77	86	9	6.4	94.2	2.6	2.2	87.7	Fluorita
1139	86	117	31	4.3	96.0	0.8	2.6	94.0	Fluorita
1140	117	131	14	7.2	96.5	1.0	2.0	94.0	Fluorita
1141	131	144	13	5.2	92.5	1.0	5.8	90.0	Fluorita
1142	144	164	20	3.8	95.2	1.0	3.0	92.7	Fluorita
1143	164	189	25	9.0	94.3	1.6	3.4	90.3	Fluorita
1144	189	197	8	3.3	95.5	1.2	2.6	92.5	Fluorita
1145	197	209	12	5.0	83.2	14.0	1.6	48.2	Fluorita
1146	209	220	11	5.0	95.0	1.8	2.2	90.5	Fluorita
1147	220	239	19	5.0	87.5	10.6	1.0	61.0	Fluorita
1148	239	252	13	6.3	95.6	1.4	2.2	92.1	Fluorita
1149	252	266	14	7.3	91.8	5.8	1.0	77.3	Fluorita
1150	266	283	17	7.5	81.2	16.2	1.2	40.7	Fluorita
1151	283	294	11	5.0	84.0	13.4	1.6	50.5	Fluorita
1152	294	301	7	4.2	85.2	12.2	1.4	54.7	Fluorita
1153	301	312	11	9.5	91.0	6.4	1.8	75.0	Fluorita
1154	312	322	10	4.3	89.5	7.8	1.6	70.0	Fluorita
1155	322	329	7	5.0	93.6	4.0	1.6	83.6	Fluorita
1156	329	344	15	6.0	88.0	9.6	1.8	64.0	Fluorita



Muestra Núm.	P I E S				ENSAYES (%)			Unidades	
	De	A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas	Clase de material
1157	344	354	10	6.0	89.0	7.2	2.6	71.0	Fluorita
1158	354	362	8	5.0	85.1	7.6	2.0	66.1	Fluorita
1159	362	370	8	6.8	88.0	8.8	2.0	66.0	Fluorita
1160	370	382	12	7.0	84.0	11.2	3.4	56.0	Fluorita
1161	382	393	11	2.8	91.0	6.4	2.0	75.0	Fluorita
1162	383	398	5	4.5	92.0	5.0	2.2	79.5	Fluorita
1163	398	411	12	9.0	91.2	6.0	1.8	76.2	Fluorita
1164	411	419	8	2.0	59.8	29.0	9.8	0.0	Fluorita y riolita
	0	419	419	181.3	86.3	10.0	2.7	61.3	Prom. por anchos
					86.6	9.8	2.5	62.1	Prom. por corazón

#### BARRENO NUMERO 9-A

1165	75	80	5	3.3	83.8	4.2	10.4	73.3	Fluorita
1166	80	88	8	4.3	81.7	7.8	9.0	62.2	Fluorita
1167	88	93	5	3.5	91.7	3.0	3.6	84.2	Fluorita
1168	93	100	7	6.8	91.8	1.0	5.0	89.3	Fluorita
1169	100	105	5	4.2	81.0	5.4	11.4	67.5	Fluorita
1170	105	115	10	2.0	31.0	4.0	64.4	21.0	Fluorita y cal
1171	115	125	10	4.3	56.7	11.0	30.0	29.2	Fluorita y cal
1172	125	140	15	4.3	26.3	2.0	70.8	21.3	Fluorita y cal
1173	140	147	7	4.0	75.1	2.2	21.0	69.6	Fluorita y cal
	75	147	72	36.7	60.8	4.6	33.2	49.3	Prom. por anchos
					71.7	4.4	22.2	60.7	Prom. por corazón

#### BARRENO NUMERO 4-H

1174	0	10	10	3.5	93.6	3.0	2.4	86.1	Fluorita
1175	10	20	10	2.5	96.8	1.0	1.6	94.3	Fluorita
1176	20	30	10	5.0	92.2	4.0	2.8	82.2	Fluorita
1177	30	40	10	2.4	85.3	9.2	3.0	62.3	Fluorita
1178	40	50	10	2.6	85.5	9.4	4.0	62.0	Fluorita
1179	50	65	15	5.0	82.2	8.8	3.2	60.2	Fluorita
1180	65	75	10	3.0	93.2	3.0	2.4	85.7	Fluorita
1181	75	90	15	3.3	87.8	3.0	7.6	80.3	Fluorita
1182	90	100	10	2.0	95.8	1.8	1.6	91.3	Fluorita
1183	100	110	10	4.3	89.2	4.6	5.2	77.7	Fluorita
1184	110	127	17	4.7	89.2	3.6	6.0	80.2	Fluorita
1185	127	135	8	3.0	91.2	2.2	5.2	85.7	Fluorita
1186	135	145	10	3.4	92.0	2.2	4.6	86.5	Fluorita
1187	145	155	10	6.0	90.8	5.0	3.4	78.3	Fluorita
1188	155	162	7	2.2	84.4	8.6	4.6	62.9	Fluorita

Muestra Núm.	P I E S				ENSAYES (%)			Unidades	
	De	A	Ancho	Corazón	CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	efectivas	Clase de material
1189	162	170	8	2.0	47.2	46.0	4.0	0.0	Riolita
1190	170	180	10	3.0	90.3	4.8	3.8	78.3	Fluorita
1191	180	200	20	4.5	90.7	5.0	3.4	78.2	Fluorita
1192	200	205	5	5.0	84.5	7.2	7.4	66.5	Fluorita
1193	205	215	10	9.0	87.1	7.0	5.0	69.6	Fluorita
1194	215	225	10	4.5	91.6	1.2	6.0	88.6	Fluorita
1195	225	235	10	3.7	93.8	2.0	3.0	88.8	Fluorita
	0	235	235	84.6	88.4	6.0	4.1	73.4	Prom. por anchos
					88.5	5.7	4.3	74.3	Prom. por corazón
1196	235	235	20	6.5	95.5	0.4	1.9	94.5	Fluorita
1197	255	265	10	4.5	97.3	0.8	1.7	95.3	Fluorita
1198	265	285	20	7.5	95.7	6.0	2.0	94.2	Fluorita
1199	285	305	20	6.5	92.8	1.6	5.4	88.8	Fluorita
1200	305	320	15	5.5	92.5	2.6	2.7	86.0	Fluorita
1201	320	340	20	5.5	84.4	2.6	6.8	77.9	Fluorita
1202	340	360	20	7.5	85.4	4.6	6.7	73.9	Fluorita
1203	360	380	20	5.7	86.7	5.0	6.6	74.2	Fluorita
1204	380	400	20	8.7	84.0	5.4	6.6	68.0	Fluorita
1205	400	420	20	9.7	95.2	1.6	1.6	91.2	Fluorita
1206	420	430	10	6.7	93.3	3.0	2.0	85.8	Fluorita
1207	430	440	10	6.5	98.0	0.4	1.4	97.0	Fluorita
1208	440	450	10	6.5	94.4	1.0	4.2	91.9	Fluorita
	235	450	215	87.3	91.2	2.5	4.1	85.0	Prom. por anchos
					91.8	2.4	3.8	85.8	Prom. por corazón
	0	450	450	171.9	89.7	4.3	4.1	79.0	Prom. por anchos
					90.2	4.0	4.0	80.2	Prom. por corazón
1209	0	17	17	9.6	94.0	4.0	1.6	84.0	Fluorita
1210	17	29	12	4.0	86.8	7.2	3.6	68.8	Fluorita
1211	29	49	20	6.2	91.4	1.4	5.6	87.9	Fluorita
1212	49	69	20	8.7	91.0	6.2	2.8	78.5	Fluorita
1213	69	84	15	5.0	91.7	2.2	2.4	86.2	Fluorita
1214	84	104	20	5.0	89.7	4.0	3.6	79.7	Fluorita
1215	104	124	20	7.3	89.0	5.2	3.8	76.0	Fluorita
1216	124	144	20	4.7	82.0	5.0	10.2	69.5	Fluorita
1217	144	154	10	5.0	72.0	6.0	20.6	56.5	Fluorita y cal
1218	154	158	4	3.3	39.5	10.8	48.0	12.5	Fluorita y cal
	0	158	158	58.8	87.1	4.6	6.5	75.6	Prom. por anchos
					85.7	4.9	7.8	73.5	Prom. por corazón

## SEGUNDO PLAN DE PERFORACION

Este segundo plan de perforación se empezó, como se dijo antes, en octubre de 1959. Tuvo como objeto: 1) Fijar un mínimo de 200,000 toneladas que justificase la instalación de una planta de beneficio; 2) Determinar la forma del cuerpo, y 3) Deducir las dimensiones del mismo.

Para llevar este proyecto de perforación adelante, se empezó por levantar un plano topográfico (Plano Núm. 4) de la zona del depósito que permitiera fijar los barrenos y establecer las alturas de éstos, para los efectos de las cubicaciones. Para esto se partió de una cota arbitraria que se fija como el punto GC-1, con una elevación supuesta de 4035.' y coordenadas de N59°49'E. Desde este punto se localizaron los lugares en donde se situarían las estaciones de perforación.

El paso siguiente fue levantar un plano geológico, que se apoyó sobre el topográfico, a fin de poder deslindar el cuerpo de fluorita superficialmente y fijar las perforaciones de modo que los barrenos no fuesen dados fuera de la zona mineralizada, lo que originaría un costo mayor y una pérdida de tiempo considerable.

La perforación se efectuó con cinco máquinas exploradoras, dos de gasolina y tres de aire; las primeras Chicago Pneumatic CP-8 y las segundas de la misma marca pero modelo CP-55. Las máquinas CP-8 de gasolina tienen las siguientes características: Cabezal giratorio, tornillo alimentador tamaño A-18, mandril con mordazas "A", tambor con 75 pies de cable izquierdo, de  $\frac{3}{8}$ " con gancho, tres juegos de engranes para 200, 300 y 400 revoluciones por pulgada de avance, montada en bastidor con patines, acoplamiento directo por medio de embrague a Motor Hércules de gasolina modelo IXB de 25 C.F. enfriado por agua, capacidad nominal 1,000 pies con accesorios A-AX (agujero de  $1-2\frac{7}{32}$ " muestra de  $1-\frac{1}{8}$ ").

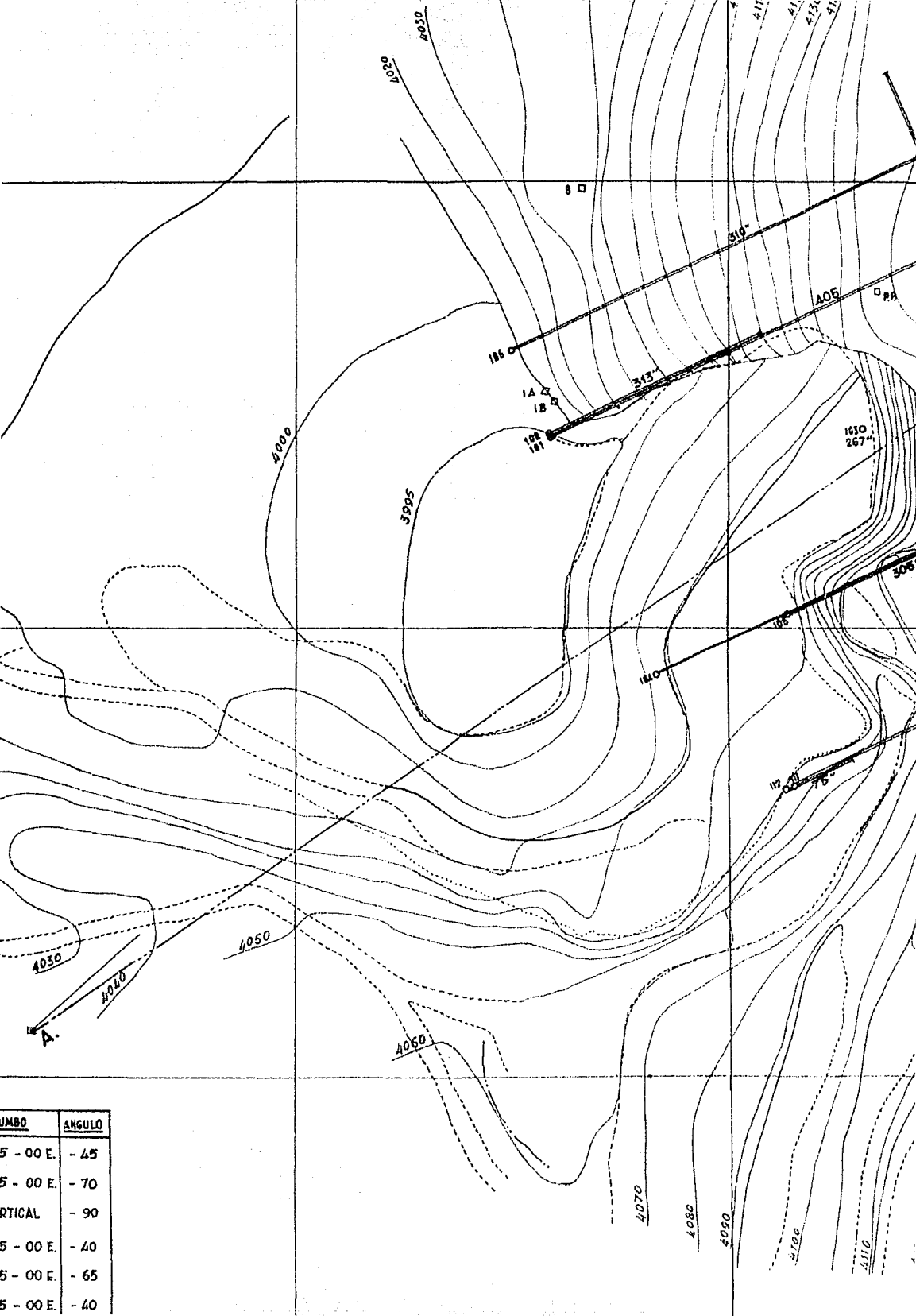
Las máquinas de aire poseen a su vez estas características: Cabezal giratorio, mandril con mordazas EX, cuatro juegos de engranes de 200, 300, 400 y 500 revoluciones por pulgada, montado sobre columnas de  $3'' \times 6'$ , accionadas por aire 100 Lbs./pulg.<sup>2</sup>, capacidad nominal 600' con accesorios EX (agujero  $1-\frac{1}{2}$ " y muestra de  $\frac{7}{8}$ "). Estas máquinas llevan acoplado un Puller que es un pistón accionado por aire, el cual lleva en su extremo una mordaza, la que sirve para extraer la tubería cuando se deja de perforar y hay que sacar el barril con la muestra.

El equipo accesorio que se utilizó fué el siguiente: Una bomba Myers Triplex A-BS de 200 libras de presión, 20 galones por minuto, con motor Wisconsin; 4 bombas Duplex de 17 galones por minuto cada una y 100 libras de presión de agua; dos compresores, uno de 6 Kgr./cm.<sup>2</sup> marca Pescara y otro Arpic 250 Lbs./pulg.<sup>2</sup>. Aparte de este equipo, se contaba con taller de reparación, soldadoras, carpintería, etc. También se contaba con tubería para agua de 2" y 1" con válvulas, codos, niples, coples, etc., mangueras para agua y aire de 1" y  $\frac{1}{2}$ ".

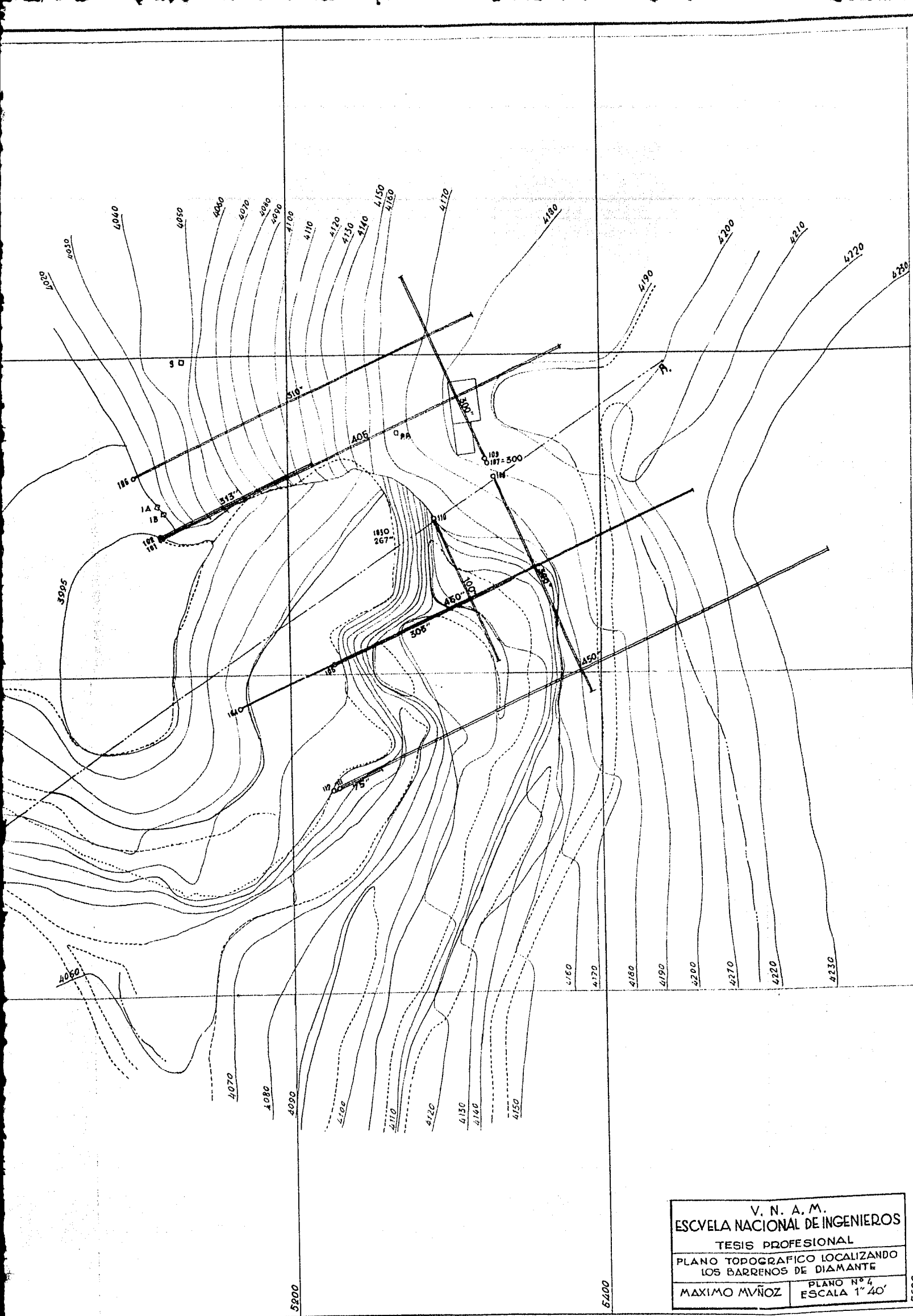
Dos máquinas para perforar, una CP-59 con pierna y un Stoper R-48, las que

PLANO NUM. 4

PLANO TOPOGRAFICO LOCALIZANDO LOS  
BARRENOS DE DIAMANTE



CUMBO	ANGULO
5 - 00 E.	- 45
5 - 00 E.	- 70
VERTICAL	- 90
5 - 00 E.	- 40
5 - 00 E.	- 65
5 - 00 E.	- 40



V. N. A. M.  
 ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS  
 TESIS PROFESIONAL  
 PLANO TOPOGRAFICO LOCALIZANDO  
 LOS BARRENOS DE DIAMANTE  
 MAXIMO MVÑOZ  
 PLANO N° 4  
 ESCALA 1" 40'

5600

se utilizaron para colar un socavón que también fue parte de la exploración como se verá más adelante.

Todo el equipo que se utilizó en la perforación fue de tamaño AX, las máquinas CP-8 son para ese tamaño de tubería y equipo, pero las CP-55 son para EX, que es más pequeña. La diferencia reside únicamente en la tubería, una de  $1\frac{27}{32}$ " (AX) y la otra  $1\frac{1}{2}$ " (EX). Este problema se solucionó adaptándole a las máquinas CP-55 en la tubería un cople reductor de EX a AX, con lo cual se pudo utilizar tubería y casing AX. Para esto hay que empujar la tubería AX con EX, que es la que se encuentra acoplada directamente a la máquina. Todo ello hace que la máquina disminuya su eficiencia y que los pies de perforación que se pueden lograr con su equipo original disminuyan en un 20%. Pero tiene como ventaja que el tamaño de la muestra aumenta de diámetro por ser el core mayor.

Las brocas que se utilizaron se escogieron de acuerdo con el terreno y las necesidades de la exploración. Fueron del tipo Africa Occidental semi-redondo, con una variación del diámetro de 30 a 60 por kilate y una matriz standard que es la que sirve para perforaciones en general. Las brocas para comenzar los barrenos fueron del mismo tipo, con la diferencia de que el diámetro de éstas es mucho mayor, para empezar a romper y casi siempre hay que introducir 10 a 15 pies de ademe de un diámetro de  $1\frac{1}{4}$ ".

Para fijar las estaciones de perforación se empezó por trazar una sección a todo lo largo del contacto del bajo del depósito en el cual se fijaron cinco estaciones con un total de siete barrenos, proyectados todos con el mismo rumbo pero con diferentes ángulos de inclinación a fin de que los contactos, tanto el del bajo como el del alto fuesen cortados a diferentes profundidades y se tuviese el grueso y la profundidad media del depósito.

Para determinar el largo aproximado del depósito se perforaron dos barrenos normales a los anteriores, con el mismo rumbo los dos, pero también con diferentes inclinaciones. En esta misma estación se coló un barreno vertical para determinar la profundidad del cuerpo. Conforme se vaya describiendo la perforación relacionaremos los barrenos entre ellos.

La primera estación que se fijó fue la de los barrenos G-101 y G-102 (croquis Núm. 1). Se empezó por instalar una bomba Duplex de 17 galones/minuto en el río y tender tubería de 2" hasta los tanques que se instalaron junto a la máquina de perforación CP-8 en serie de tres, comunicados por el fondo, con una capacidad cada uno de 200 lts., en total 600 lts. Al lado de los tanques se instaló otra bomba de la misma capacidad alimentada por ellos, con el fin de abastecer a la perforadora que necesita aproximadamente 25 Lbs. de presión de agua por cada 100 pies de profundidad del barreno a partir de los 100 primeros pies perforados. Una vez tendida la tubería e instaladas las bombas, tanto la del río como la que abastecería a la exploradora (esta última con el fin de darle presión al agua para que los jales

de la perforación pudiesen salir afuera del hoyo), se empezó a hacer la base para instalar la máquina, la cual se fijó al terreno por medio de unos ancladores y cuñas. El paso siguiente fue instalar el tripié con un ángulo de 45° el mismo que se le daría al barreno por perforar. Esto se hace con el fin de que cuando se pase por la polea del tripié el cable del winche que se encuentra acoplado a la exploradora, quede éste paralelo, o mejor dicho, en la misma dirección que el sinfín de ataque de la máquina. De no quedar en tal forma, nos exponemos, a la hora de sacar la tubería, que se doble o que se descentre la máquina y se mueva de su lugar, lo cual nos daría doble trabajo. Colocado el tripié se procedió a instalar una tarima sobre las piernas del mismo, lo que tiene como objeto permitir que un ayudante del operador de la máquina se monte en aquella y cuando se trabaje en la perforación, esté pendiente del agua de alimentación que entra por el swivel, vigile que la presión de ésta no descienda más de lo necesario, quite el swivel cuando haya que sacar la tubería y la cambie por el gancho de extracción que se amarra al cable del winche, tercero, intervenga cuando la tubería empieza a oscilar debido a que se haya introducido un tubo que no esté derecho, lo cual puede dañar el sinfín y descentrarlo y por último, enganche la tubería cuando se está sacando para vaciar la muestra.

Cuando estuvo terminada la instalación se empezó a perforar el hoyo G-101 con un ángulo de 45°. Se comenzó rimando el hoyo hasta una profundidad de 8' hasta la cual se introdujo ademe por estar la zona superficial un poco floja.

No hubo necesidad de meter abrazadera de detención por quedar bastante firme.

Se empezó perforando con una broca nueva. La velocidad de rotación fue baja, así como la presión. Esto se hizo con el fin de ir asentando la broca e ir conociendo el terreno sobre el cual se perforaba. Una vez que se pasaron los primeros 50 pies, se mantuvo la broca firme en el fondo, con una presión constante. Se fue variando la presión posteriormente cerca de los 102', que fue cuando cambió la formación, o sea cuando se entró en la zona mineralizada. En ese momento se aumentó la presión hidráulica con el fin de poder echar los jales para la superficie. El barreno continuó en zona mineralizada hasta los 389 pies, que fue donde cortó el contacto del alto en  $\text{CaCO}_3$ . Durante el período de perforación de este hoyo, se pudieron observar una serie de fenómenos y fallas que posteriormente fueron corrigiéndose poco a poco.

Los fenómenos que se observaron fueron: 1) Cuando se introducía barril de 11' para recoger las muestras, la recuperación era mucho más baja que cuando se ponía barril de 5'. Esto se atribuyó principalmente a que la presión del agua no era suficiente para levantar la muestra dentro del barril y a que el mineral, como se dijo antes, tenía tal cantidad de huecos (10%) que el core se rompía dentro del barril y, sin acomodamiento perfecto, quedaba distorsionado y ejerciendo un rozamiento o fricción tan fuerte que no le permitía correr dentro.



Otro fenómeno que se observó fue que al perforarse en terreno flojo a alta velocidad (300 rev/pulg.) y se aumentaba la presión hidráulica, el avance era mucho mayor.

Las muestras o cores se almacenaron en cajas rectangulares de 5' de largo por 15" de ancho y divididas longitudinalmente en 5 secciones, con el objeto de que dentro de cada caja estuviesen representados 25' de muestra siempre que la recuperación fuese del 100%. Como esto no fue posible, en cada caja se podían poner aproximadamente entre 40' y 60'. Las muestras se separaron por medio de unos tacos de madera de 1.5" de largo por 0.5" de ancho, en los cuales se anotaba el número de pies perforados hasta la marca. En uno de los extremos de la caja se anotaba el número de ésta, el número de barreno, su rumbo, su inclinación y los pies de muestra contenidos en ella.

El hoyo éste no presentó mayores inconvenientes que los descritos anteriormente.

La recuperación en este barreno fue de 45% y tuvo un total de 405 pies perforados.

Una vez terminado el hoyo G-101 se cambió la posición del tripié y del sinfín de la exploradora ajustándose a un ángulo 70° del barreno G-102. Este barreno, al igual que el anterior, se practicó con un rumbo de N65E, teniendo por coordenadas (N5086.09 E5114.01), elevación del brocal 3992.72'.

Durante la perforación de este hoyo no se presentaron inconvenientes de ninguna clase. Se empezó rimando los primeros 25', se introdujo el ademe y se prosiguió la perforación de material suave, riolita y caliza alternativamente, hasta llegar a una profundidad de 112' en donde cortó al cuerpo mineralizado. A los 192' volvió a entrar en el contacto y debido a que el ángulo del barreno es casi igual al del contacto, se continuó alternando el mineral con la roca encajonante, lo cual no dejó lugar a dudas de que este hoyo fue pegado al contacto todo el tiempo. El agua de perforación se perdió a los 15' de empezado el barreno, lo que nos indicó la presencia de una serie de fracturas en el depósito.

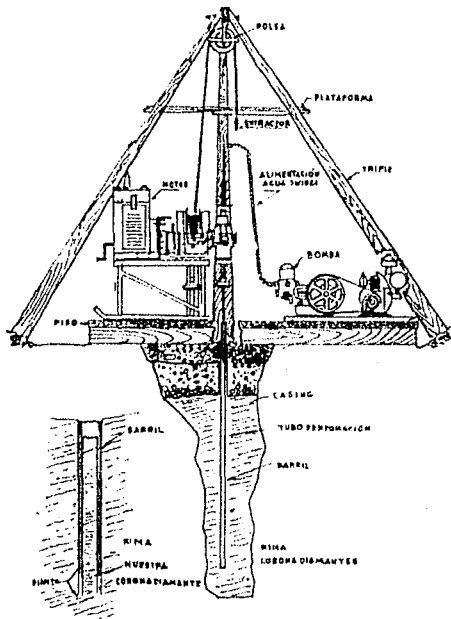
Este barreno se paró a los 313' cuando entró de lleno en la zona riolítica y de contacto.

La recuperación fue de 58%. (Plano Núm. 5).

Al mismo tiempo que se estaba perforando el hoyo G-102, se empezó a colar un socavón sobre el contacto del alto del depósito. Este tenía como principal objeto dar en su interior cuatro barrenos en sentido longitudinal al depósito para comprobar la extensión de éste. Uno de los barrenos fue en sentido vertical para comprobar la profundidad del cuerpo.

Al decidirse el cuele del socavón, lo primero que hubo necesidad de hacer fue fijarlo en el plano topográfico levantado con anterioridad a fin de establecer su relación con los barrenos dados. Se acordó darle un rumbo de N50E. Una vez que

**FIGURA NUM. 1**  
**TORRE DE PERFORACION**



V.N.A.M.  
 ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS  
 TESIS PROFESIONAL

MAXIMO MUÑOZ

CROQUIS 1

Para evitar lo anterior se tuvo que perforar a baja velocidad (200 revoluciones por pulgada de avance) y mantener una presión constante del agua en el hoyo con el fin de que se lavara perfectamente, no perforar sobre caído y tener menor desgaste de diamante.

Una vez que se pasaron estos 30 pies, el barreno se fue sobre la zona mineralizada sin mayor dificultad, usando el barril de muestreo de 5' y 11' alternativamente, según la recuperación obtenida; si la recuperación era alta, se introducía el de 11' y si bajaba, se ponía el de 5'. A los 247 pies perforados se cortó el contacto del bajo. Con este dato y los proporcionados por los barrenos G-101 y G-102, se tuvo una idea bastante precisa del echado del contacto. Sin embargo, como sólo abarcaba una sección de éste, se decidió seguir perforando nuevos hoyos. El barreno se llevó a una profundidad total de 267 pies con recuperación de 41%, los cores se almacenaron en la misma forma ya descrita que los anteriores.

Una vez terminados los barrenos G-101, 102 y 103, se empezaron a instalar las máquinas exploradoras dentro del túnel y a fijar los barrenos G-104, 105 y 106 de superficie.

Se empezó instalando las dos compresoras mencionadas anteriormente, las que se colocaron en serie con una misma tubería de distribución. Quedaron emplazadas a unos quince metros de la boca del túnel. Se tendió tubería de 2" hasta las máquinas y se colocó una válvula T para la toma de aire de éstas.

Al mismo tiempo se hicieron las bases para los barrenos G-105 que se proyectaron con un rumbo de N65E, inclinaciones de -40 y -65, coordenadas de N4978.75 E5167.67 y N5004.57 E5227.55 y alturas de los brocales de 4005.88 y 4025.42 pies respectivamente. La ejecución de estos barrenos fue con el fin de checar los anteriores, tener una idea más exacta de la configuración de los contactos del depósito, así como también determinar el ancho en las secciones. Estos barrenos se empezaron al mismo tiempo por no estar el uno junto al otro. El agua de alimentación fue surtida por otra bomba Duplex que se instaló en el río con capacidad de 17 galones por minuto. La bomba Triplex aplicóse a alimentar las máquinas de aire en el interior del túnel.

El hoyo G-104 tuvo una profundidad total de 450 pies, de los cuales 330 fueron sobre zona mineralizada. Los 94 pies iniciales fueron sobre riolita hasta que se cortó el contacto y se entró sobre el mineral. El contacto del alto se cortó a los 414 pies entrando en  $\text{CaCO}_3$  y se continuó por espacio de 35 pies para tener la seguridad de que no era una intrusión sino efectivamente el reliz. Durante la perforación no se recuperó el agua, lo cual nos confirmó la existencia de fracturas dentro del depósito, como se explicó anteriormente.

La recuperación en este hoyo fue de 40%.

El barreno G-105, como se dijo antes, tiene el mismo rumbo que el G-104 y se encuentra en el mismo plano con la única diferencia de que el ángulo vertical

es mayor (-65°). El agua de alimentación es la misma que la del barreno anterior por medio de una válvula de paso que se puso en los tanques del barreno G-104. Este barreno se dió directamente sobre la zona mineralizada, desde un principio se entró en ella y se cortó el contacto del alto a los 300 pies en caliza.

La recuperación en este hoyo fue de 43%.

Los dos hoyos descritos no presentaron ninguna dificultad en su ejecución. (Plano Núm. 6).

Una vez terminado el hoyo anterior se cambió una de las máquinas de gasolina al nuevo barreno, G-106, con rumbo de N65E, coordenadas N5123.90 E5100.30, inclinación de -40° y altura del brocal 3995.84 pies.

Este barreno fue de excepcional importancia por estar pegado al contacto NW del cuerpo, delimitándolo.

De los 310' perforados en este hoyo, solamente 109' fueron sobre F<sub>2</sub>Ca. El resto se fue alternando, riolita y caliza. La recuperación resultó baja, 35%, principalmente porque la mayor parte del material sobre el cual se perforó era riolita muy descompuesta, el fluorato de calcio presentó muchas fracturas en su estructura. Esto hacía que la corona de diamante moliera en vez de cortar. El material molido no se recuperaba, por quedarse en la superficie con otros y hacer imposible su separación.

Terminado el barreno anterior, sólo quedaba por checar la longitud total del depósito y delimitar el cuerpo por el lado Noroeste. Para esto último se ejecutaron dos barrenos más.

Se proyectó el barreno G-111 con rumbo N65E, inclinación -40° coordenadas N4929.28 E5229.69 y elevación del brocal 4029.01 pies.

Se cambió la máquina que estaba en el hoyo G-105, se construyó la base y se instaló el tripie. Inmediatamente después se comenzó a perforar, rimando los 35 primeros pies para introducir ademe por empezarse el barreno en una zona de riolita descompuesta. Estos primeros 35 pies se perforaron a bajas revoluciones y con una presión de agua de 75 libras, con el fin de que los lodos salieran al exterior y no se tapara la corona al perforar sobre terreno suelto.

Cuando se pasó la zona del contacto del bajo, 62 pies, se observó que cada vez que se metía la tubería y el barril, después de extraer la muestra y se empezaba a perforar, la máquina se sentaba y la presión del agua subía a casi 200 Lbs. lo que ponía en peligro de reventar la tapa de la caja de agua de la bomba y nos obligaba a sacar todo, tubería y barril, limpiar el tapón de distribución. La causa por la cual el trabajo se veía entorpecido, fue, no tener la precaución de poner una manta filtrante sobre el depósito de agua de la exploradora, para quitarle al agua proveniente del río la arena que contenía en suspensión y que al depositarse sobre el tapón de distribución lo tapaba y no permitía circular al líquido. Esto se resolvió posteriormente de la manera antes descrita. El contacto del bajo, como se dijo antes, se cortó a los 72 pies, entrando en la zona mineralizada por espacio de 200 pies. A los 212 pies

de barrenos se fue alternando  $F_2Ca$  y  $CaCO_3$ , lo que nos indicó que se estaba perforando en los límites de la mineralización y del contacto del alto y no en el extremo NE del cuerpo, como se pensó al proyectar el barrenos.

La recuperación en este hoyo fue de 41.6% observándose que ésta aumentaba cuando se perforaba sobre caliza y disminuía en fluorita y riolita, debido a que la caliza era compacta, mientras que la fluorita tenía una serie de huecos (10%) y la riolita se encontraba altamente alterada. (Plano Núm. 6).

Sin necesidad de cambiar la máquina de su lugar, se procedió a dar al barrenos G-112, con rumbo de N85E, ángulo vertical de -65, altura del brocal de 4029.01 pies y coordenadas N4928.01 E5226.69.

Este hoyo no tuvo mayor importancia pues hubo que suspenderlo: primero, porque el tiempo que faltaba para finalizar el contrato estaba a punto de agotarse y segundo, porque presentó una serie de dificultades en sus primeros pies perforados. Se llegó a los 75 pies y se suspendió. La recuperación fue muy baja, 30%, por perforarse sobre riolita. (Plano Núm. 8).

### PERFORACION INTERIOR

Se proyectaron cuatro barrenos en el interior del túnel, dos de ellos para determinar la longitud del depósito, el tercero para chequear el depósito a profundidad y el cuarto horizontal, para determinar la configuración del contacto del alto, sobre el nivel de patio de la mina.

Se empezó por instalar las columnas de apoyo de las máquinas CP-55. Estas máquinas van apoyadas sobre columnas de 3" de diámetro por seis pies de largo, con un tornillo sin fin introducido en su interior con el cual se pueden alargar pie y medio, el cual ejerce presión sobre el lugar de apoyo, o sea sobre los respaldos del túnel.

Se colocaron las columnas para dar los barrenos G-108 y G-109, se montaron las máquinas sobre ellas y se tendió una base de madera de columna a columna para que los ayudantes montados en ella vigilaran el control del agua de alimentación y que la tubería no vibrase cuando se estuviese perforando. El agua de perforación fue tomada directamente del río, con un codo en forma de T y dos válvulas de paso, una para cada máquina. Se utilizó una bomba marca Myers Triplex EA-135, de 20 galones por minuto a 300 libras de presión. En la boca del socavón se puso una válvula de descarga, pues cuando se paraba una máquina y no se utilizaba el agua, la presión se elevaba a 500 libras, poniendo en peligro la otra máquina y reventando las tuberías. Abriendo la válvula de descarga se podía mantener una presión constante. Lo mismo se hizo con el abastecimiento de aire.

Los primeros dos barrenos se dieron con rumbos de N25W, S25E y altura de

los brocales 4016.24, 4016.02, coordenadas N5123.42 E5332.38, N5134.80 E5326.69, con una inclinación de -60 y -65 respectivamente. (Plano Núm. 7).

Estos barrenos se dieron con suma facilidad, debido a que se perforó en todo momento sobre roca compacta y sin huecos, obteniéndose una buena recuperación sin necesidad de ademar el hoyo y recuperándose el agua lo que tuvo la mayor importancia ya que se trataba de alimentación directa y en todo tiempo la bomba estuvo trabajando para abastecer una u otra máquina.

Desde el punto de vista geológico la perforación de estos dos hoyos tuvo gran importancia, principalmente porque se obtuvo una idea aproximada de la longitud del cuerpo y segundo porque quedó demostrado que sobre el contacto del alto no existían fracturas que dieran paso al agua del río, como en el contacto NW y del bajo. Esta observación es hipotética por cuanto se basa en la recuperación o no recuperación del agua y en el grado de alteramiento de los contactos por las muestras extraídas de ellos.

El hoyo G-108 se empezó sobre fluorita (265') cortando el contacto NW a los 265 pies, con una longitud total de 300 pies y una recuperación de 41.8%.

El G-109 fue dado paralelo a la zona del contacto del alto y a la mineralización, alternándose el  $\text{CaCO}_3$  y el  $\text{F}_2\text{Ca}$ . A los 289 pies entró de firme en la zona mineralizada para ser suspendido a los 300 pies obteniéndose una recuperación de 48.5%.

El hoyo G-107 se practicó con el mismo objeto que el G-103: determinar el echado del contacto del bajo y la profundidad del depósito. Este quedó localizado en medio de los barrenos G-108 y G-109, con un rumbo (vertical), inclinación -90, altura del brocal de 4015.91 pies y coordenadas N5132.44 E5327.83. (Plano Núm. 9).

Se empezó cuando estuvo terminado el barreno G-108, se cambiaron las conexiones de aire y agua y se comenzó a perforar. Desde el principio se entró en la zona mineralizada, permaneciendo en ella los 300 pies que se perforaron, indicándonos que el depósito tenía una profundidad positiva de más de 300 pies, no se llegó a cortar el contacto del bajo. La recuperación fue de 47.7%.

Una vez terminado el G-107, se empezó el hoyo G-110, se localizó a una distancia de tres metros de la boca del socavón, con un rumbo de S25E, ángulo vertical de 0°, altura del brocal 4017.70 pies y coordenadas N5098.80 E5291.94. El objeto de dar este barreno horizontal sobre el nivel del piso de la mina fue determinar la configuración del contacto del alto y la cantidad de mineral que existía.

En este hoyo la mineralización se fue alternando con intrusiones de  $\text{CaCO}_3$  del contacto del alto, se llevó a una longitud total de 100 pies, obteniéndose una recuperación de 48.0%.

Con este barreno quedó concluido todo el plan de perforación formulado.

NOTA: En todas las estaciones de perforación se utilizaron un maquinista y dos ayudantes.

Adjunto: Plano Núm. 4. Plano topográfico mostrando el segundo plan de perforación.

Planos 5, 6, 7, 8 y 9, secciones A, B, C, D y E.

Se adjuntan algunos reportes de perforación.

### "EL REFUGIO"

Hoyo Núm. .... G-101 Fecha de perforación: Oct. 15-59 Angulo ..... -45°  
 Localización. .... Rumbo ..... N65°E  
 Elevación ..... 3992.72' Departamento ..... Reportado por: M.M.G

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 5	Riolita	60%				Se recupera agua
5 - 7.5	Riolita	50				"
7.5 - 10	Caliza	50				"
10 - 14	Caliza	60				"
14 - 15	Riolita	50				Se pierde agua
15 - 17.5	Caliza	70				"
17.5 - 20	Riolita	50				"
20 - 22	Riolita	70				"
22 - 26	Caliza	70				"
26 - 28	Caliza y Riolita	70				"
28 - 30	F <sub>2</sub> + Riolita + Cal	70				"
30 - 35	F <sub>2</sub> Ca	17				Contacto. Se perdió H <sub>2</sub> O
35 - 40	F <sub>2</sub> Ca	60				"
40 - 45	F <sub>2</sub> Ca	30				"
45 - 50	F <sub>2</sub> Ca	100				"
50 - 55	F <sub>2</sub> Ca	70				"
55 - 58	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	60				"
58 - 60	Riolita	60				"
60 - 65	Riolita	60				"
65 - 74	Riolita + Caliza	30				"
74 - 75	F <sub>2</sub> Ca	30				"
75 - 81	F <sub>2</sub> Ca + Riolita + Caliza	30				"
81 - 91	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	25				"
91 - 93	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	50				"
93 - 102	F <sub>2</sub> Ca	50	22 %	76.3%	1.0%	"
102 - 107	F <sub>2</sub> Ca	60	56.5	41.1	1.2	"
107 - 112	F <sub>2</sub> Ca	50	28.1	70.3	1.0	"
112 - 117	F <sub>2</sub> Ca	40	83.6	7.8	5.6	"
117 - 122	F <sub>2</sub> Ca	30	76.7	15.5	5.4	"
122 - 127	F <sub>2</sub> Ca	35	95.5	3.5	0.8	"

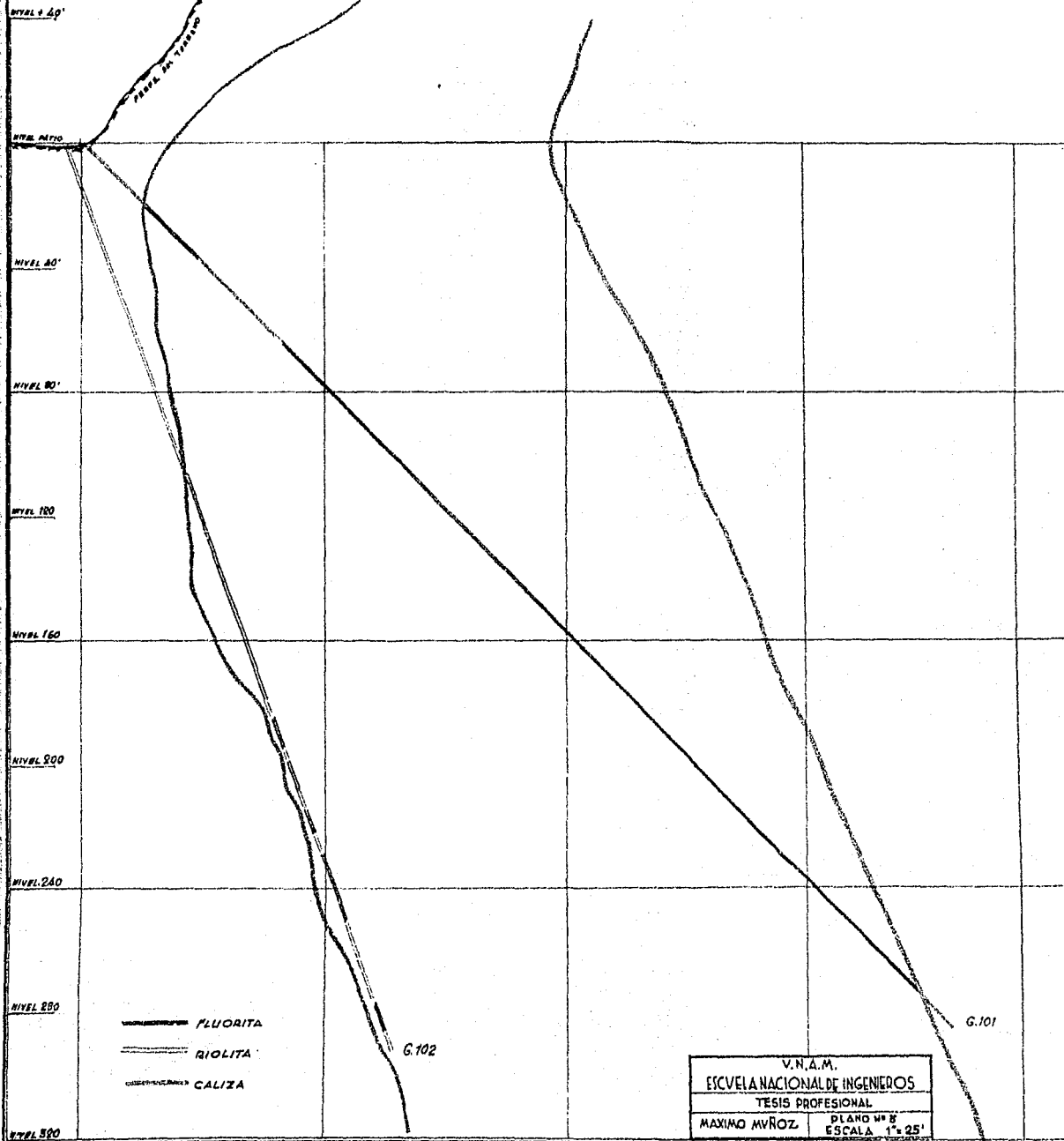


<i>Profundidad</i>	<i>Material</i>	<i>Recupera- ción</i>	<i>CaF<sub>2</sub></i>	<i>CaCO<sub>3</sub></i>	<i>SiO<sub>2</sub></i>	<i>Observaciones</i>
127 - 132	F <sub>2</sub> Ca	35	23.5	3.7	32.4	"
132 - 137	F <sub>2</sub> Ca	40	76.0	19.5	1.0	"
137 - 143	F <sub>2</sub> Ca	10	81.0	14.2	3.8	"
143 - 155	F <sub>2</sub> Ca	20	95.4	3.0	1.0	"
155 - 163	F <sub>2</sub> Ca	40	95.2	3.2	1.2	"
163 - 168	F <sub>2</sub> Ca	45	95.9	1.9	1.2	"
168 - 173	F <sub>2</sub> Ca	40	93.4	3.7	2.4	"
173 - 178	F <sub>2</sub> Ca	20	88.0	6.7	6.8	"
178 - 183	F <sub>2</sub> Ca	40	20.4	74.0	2.2	"
183 - 188	F <sub>2</sub> Ca	35	59.7	30.8	8.2	"
188 - 194	F <sub>2</sub> Ca	30	68.9	23.3	4.6	"
194 - 201	F <sub>2</sub> Ca	35	39.7	55.5	8.4	"
201 - 204	F <sub>2</sub> Ca	40	85.1	8.3	6.0	"
204 - 209	F <sub>2</sub> Ca	40	58.7	26.0	13.2	"
209 - 214	F <sub>2</sub> Ca	40	88.6	12.3	1.2	"
214 - 219	F <sub>2</sub> Ca	30	84.1	13.2	1.2	"
219 - 224	F <sub>2</sub> Ca	40	72.2	18.9	1.4	"
224 - 229	F <sub>2</sub> Ca	40	8.1	83.4	2.4	"
229 - 234	F <sub>2</sub> Ca	50	72.5	25.1	2.0	"
234 - 239	F <sub>2</sub> Ca	40	73.9	22.7	3.0	"
239 - 244	F <sub>2</sub> Ca	42	75.7	14.6	5.8	"
244 - 249	F <sub>2</sub> Ca	40	65.6	26.8	4.6	"
249 - 254	F <sub>2</sub> Ca	30	48.8	86.4	8.8	"
254 - 259	F <sub>2</sub> Ca	25	69.9	14.2	8.2	"
259 - 264	F <sub>2</sub> Ca	40	87.1	1.9	5.8	"
264 - 269	F <sub>2</sub> Ca	40	90.1	2.6	3.4	"
269 - 274	F <sub>2</sub> Ca	45	90.0	2.8	3.0	"
274 - 279	F <sub>2</sub> Ca	25	96.4	0.8	1.8	"
279 - 284	F <sub>2</sub> Ca	20	96.1	1.8	0.6	"
284 - 289	F <sub>2</sub> Ca	25	92.6	3.4	1.0	"
289 - 299	F <sub>2</sub> Ca	45	74.2	9.0	8.2	"
299 - 304	F <sub>2</sub> Ca	20	90.0	4.6	2.0	"
304 - 304	F <sub>2</sub> Ca	40	91.5	4.1	2.6	"
309 - 314	F <sub>2</sub> Ca	30	67.2	27.9	3.4	"
314 - 319	F <sub>2</sub> Ca	25	8.2	88.1	1.0	"
319 - 322	F <sub>2</sub> Ca	50	75.5	22.7	0.8	"
322 - 324	F <sub>2</sub> Ca	80	94.0	4.8	1.0	"
324 - 329	F <sub>2</sub> Ca	40	62.5	6.5	0.8	"
329 - 334	F <sub>2</sub> Ca	80	95.0	4.3	0.6	"
334 - 339	F <sub>2</sub> Ca	50	91.2	7.5	0.8	"
339 - 344	F <sub>2</sub> Ca	100	96.4	2.7	0.6	"
344 - 349	F <sub>2</sub> Ca	65	95.6	8.0	0.4	"
349 - 354	F <sub>2</sub> Ca	35	91.5	3.4	2.2	"
354 - 359	F <sub>2</sub> Ca	40	88.6	6.4	2.0	"

PLANO NUM. 5

SECCION A, BARRENOS DE DIAMANTE

# EL REFUGIO GTO. SECCIÓN A.



Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
359 - 364	F <sub>2</sub> Ca	40	94.8	2.3	0.4	"
364 - 369	F <sub>2</sub> Ca	35	97.4	1.8	0.6	"
369 - 374	F <sub>2</sub> Ca	20	96.0	1.8	0.4	"
374 - 378	F <sub>2</sub> Ca	100	93.5	1.9	0.8	"
378 - 379	F <sub>2</sub> Ca	80	96.8	1.8	0.8	"
379 - 384	F <sub>2</sub> Ca	100	96.1	2.1	0.6	"
384 - 389	F <sub>2</sub> Ca	40	96.7	1.9	0.6	"
389 - 395	CaCO <sub>3</sub>	80		98.0	1.0	Contacto del alto. Se pierde H <sub>2</sub> O
395 - 405	CaCO <sub>3</sub>	86		75.0	14.0	"

### RÉSUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad.....	405'
Espesor.....	AX
Recuperación total.....	45.0%
Mineral recuperable.....	45.0%

### "EL REFUGIO"

Hoyo Núm.....	G-102	Fecha de perforación:	Rumbo.....	N65°E
Localización.....			Angulo.....	-70°
Elevación.....	3992.72'	Departamento.....	Reportado por:	M.M.G.

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 4	Caliza	50%				
4 - 5	Riolita	50				
5 - 15	Riolita	25				
10 - 15	Riolita	70				
15 - 16	Riolita	80				
16 - 21	Riolita	50				
21 - 31	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	25				No se recupera H <sub>2</sub> O
31 - 34	Caliza	10				"
34 - 39	Caliza	20				"
39 - 46	Caliza + Riolita	30				"
46 - 56	Caliza + Riolita	20				"
56 - 61	Caliza + Riolita	45				"
61 - 71	Caliza + Riolita	10				"
71 - 75	Riolita	30				"
76 - 86	Riolita	52				"
86 - 93	Riolita	40				"
93 - 101	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	50				"

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
101 - 104	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	80				"
104 - 105	Riolita	100				"
105 - 106	Riolita	100				"
106 - 112	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	80				"
112 - 117	F <sub>2</sub> Ca	80				Contacto
117 - 127	F <sub>2</sub> Ca	50				"
127 - 158	F <sub>2</sub> Ca	50				Caído
158 - 163	F <sub>2</sub> Ca	40				No se recupera
163 - 168	F <sub>2</sub> Ca	50				"
168 - 173	F <sub>2</sub> Ca	50				"
173 - 178	F <sub>2</sub> Ca	50				"
178 - 183	F <sub>2</sub> Ca	98				"
183 - 192	F <sub>2</sub> Ca	70				"
192 - 193	Riolita	50				"
193 - 196	Riolita	70				"
196 - 198	F <sub>2</sub> Ca	70				"
198 - 302	F <sub>2</sub> Ca	100				"
302 - 208	F <sub>2</sub> Ca	50				"
208 - 211	Riolita	50				"
211 - 213	F <sub>2</sub> Ca	50				"
213 - 218	F <sub>2</sub> Ca	80				"
218 - 223	F <sub>2</sub> Ca	30				"
223 - 230	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	75				"
230 - 233	F <sub>2</sub> Ca	75				"
233 - 238	F <sub>2</sub> Ca	50				"
238 - 243	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	100				"
243 - 248	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	80				"
248 - 253	F <sub>2</sub> Ca	80				"
253 - 258	F <sub>2</sub> Ca	60				"
258 - 263	F <sub>2</sub> Ca	50				"
263 - 268	F <sub>2</sub> Ca	40				"
268 - 271	Riolita	80				"
271 - 275	Argirita	80				"
275 - 285	Riolita	80				"
285 - 295	Riolita	60				"
295 - 305	F <sub>2</sub> Ca	40				"
305 - 313	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	20				"

### RESUMEN DE DEPOSITO

Profundidad.....	313'
Mineral recuperable.....	38.0%
Recuperación total.....	58.0%

## "EL REFUGIO"

Hoyo Núm. .... G-103      Fecha de perforación: Oct. 21-59      Angulo ..... -45°  
 Localización ..... Superficie      Superficie .....      Rumbo ..... Vertical  
 Elevación ..... 4012.87'      Departamento .....      Reportado por: M.M.G.

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 30						Terreno hundido (caído)
30 - 35	F <sub>2</sub> Ca	40%	95.0%	2.8%	1.8%	Se perdió H <sub>2</sub> O
35 - 40	"	30	91.5	3.2	4.4	
40 - 45	"	40	96.0	2.1	1.6	"
45 - 50	"	40	92.9	2.1	3.0	"
55 - 60	"	40	89.3	2.0	4.8	"
60 - 65	"	40	96.0	2.1	1.0	"
65 - 75	"	40	94.0	3.6	1.6	"
75 - 85	"	42	95.4	2.0	2.4	"
85 - 95	"	45	84.0	2.1	9.2	
95 - 102	"	35	95.2	1.6	1.4	
102 - 107	"	40	93.3	2.3	2.5	
107 - 112	"	45	90.5	5.5	2.4	
112 - 117	"	50	98.0	1.1	1.0	
117 - 127	"	50	96.3	1.8	1.8	
127 - 132	"	40	91.7	1.1	2.6	
132 - 137	"	35	90.0	1.0	3.6	
137 - 142	"	25	83.3	1.1	6.4	
142 - 147	"	43	77.3	1.2	8.2	
147 - 152	"	45	87.2	1.1	4.2	
152 - 157	"	40	85.5	1.7	5.4	
157 - 162	"	38	93.7	1.2	2.6	
162 - 172	"	30	96.8	1.2	2.0	
172 - 182	"	30	97.2	1.1	1.8	
182 - 185	"	40	92.8	2.3	3.2	
185 - 190	"	40	79.3	2.2	9.6	
190 - 195	"	35				
195 - 200	"	60				
200 - 205	"	40				
205 - 210	"	35				
210 - 215	"	35				
215 - 221	Riolita	35				
221 - 227	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	40				
227 - 232	F <sub>2</sub> Ca	40	92.3	1.2	3.0	
232 - 237	"	40	86.4	1.4	6.0	
237 - 247	"	40	82.2	1.6	5.2	

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
247 - 252	Riolita	40				Se cortó contacto del bajo
252 - 257	Riolita	40				
257 - 267	Riolita	50				

### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad .....	267'
Recuperación total .....	41.0%
Mineral recuperable .....	41.0%

### "EL REFUGIO"

Hoyo Núm.....	G-106	Fecha de perforación .....	Angulo .....	-40°
Localización .....	Superficie	.....	Rumbo .....	N65°E
Elevación .....	3995.84'	Departamento .....	Reportado por:	M.M.G.

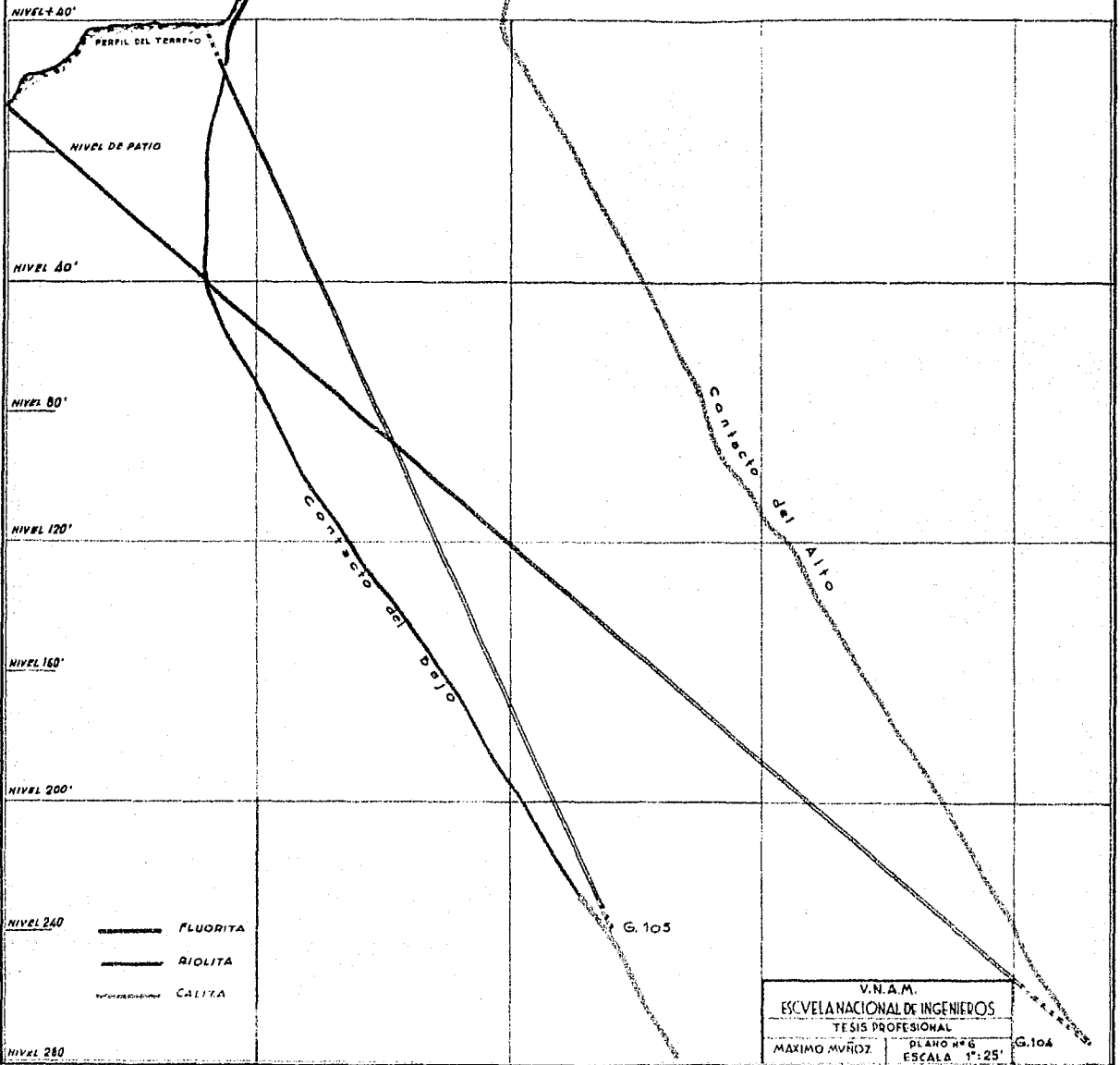
Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 4	CaCO <sub>3</sub>	20%				Se recupera agua
4 - 5	CaCO <sub>3</sub>	100				"
5 - 12	CaCO <sub>3</sub>	35				"
12 - 17	CaCO <sub>3</sub>	50				"
17 - 22	CaCO <sub>3</sub>	50				"
22 - 23	CaCO <sub>3</sub>	100				"
23 - 30	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	30				"
30 - 40	F <sub>2</sub> Ca	40				"
40 - 50	F <sub>2</sub> Ca	25				Se perdió H <sub>2</sub> O
50 - 59	Riolita + F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	45				"
59 - 62	Riolita	65				"
62 - 70	Riolita	80				"
70 - 79	Riolita	80				"
79 - 89	Riolita + CaCO <sub>3</sub>	25				"
89 - 99	F <sub>2</sub> Ca	40				Contacto
99 - 109	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	15				
109 - 115	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	15				
115 - 125	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	20				
125 - 134	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	30				
134 - 145	F <sub>2</sub> Ca	35				
145 - 155	"	25				
155 - 160	"	25				
160 - 170	"	20				
170 - 180	"	25				
180 - 190	"	25				

PLANO NUM. 6

SECCION B, BARRENOS DE DIAMANTE



# EL REFUGIO GTO. SECCIÓN B.



Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
190 - 195	"	20				
195 - 205	"	40				
205 - 215	"	40				
215 - 225	"	25				
225 - 230	CaCO <sub>3</sub>	20				
230 - 236	F <sub>2</sub> Ca	40				
236 - 245	"	40				
245 - 250	"	40				
250 - 260	"	30				
260 - 270	"	25				
270 - 279	"	35				
279 - 289	"	35				
289 - 294	CaCO <sub>3</sub>	40				Contacto
294 - 300	CaCO <sub>3</sub> + F <sub>2</sub> CO	20				
300 - 305	F <sub>2</sub> Ca	20				
305 - 310	CaCO <sub>3</sub>	25				

#### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad .....	310'
Recuperación total .....	37.0%
Mineral recuperable .....	37.0%

#### "EL REFUGIO"

Hoyo Núm. ....	G-107	Fecha de perforación .....	Angulo .....	-90°
Localización .....	Socavón	3 de noviembre de 1959	Rumbo .....	Vertical
Elevación .....	4015.91'	Departamento .....	Reportado por:	M.M.G.

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 5.3	CaCO <sub>3</sub>	85%				No se recupera H <sub>2</sub> O
5.3 - 10	CaCO <sub>3</sub>	75				"
10 - 22	CaCO <sub>3</sub>	55				"
22 - 27	CaCO <sub>3</sub>	90				"
27 - 30	CaCO <sub>3</sub>	85				"
30 - 40	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	50				"
40 - 50	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	50				"
50 - 60	F <sub>2</sub> Ca	60				"
60 - 70	"	70				"
70 - 80	"	72				"
80 - 90	"	71				"
90 - 100	"	50				"

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
100 - 110	"	15				"
110 - 111	"	35				"
111 - 121	"	40				"
121 - 130.7	"	20				"
130.7 - 140	"	30				"
140 - 150.5	"	22				"
150.5 - 153.5	"	70				"
153.5 - 164	"	48				"
164 - 175	"	60				"
175 - 181	"	85				"
181 - 191	"	75				"
191 - 195	"	40				"
195 - 205	"	40				"
205 - 213	"	40				"
213 - 221	"	50				"
221 - 231	"	25				"
231 - 236	"	20				"
236 - 246	"	20				"
246 - 251	"	20				"
250 - 261	"	30				"
261 - 271	"	30				"
271 - 281	"	20				"
281 - 291	"	30				"
291 - 300	"	35				"

#### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad .....	300'
Recuperación total .....	47.7%
Míneral recuperable .....	47.7%

#### "EL REFUGIO"

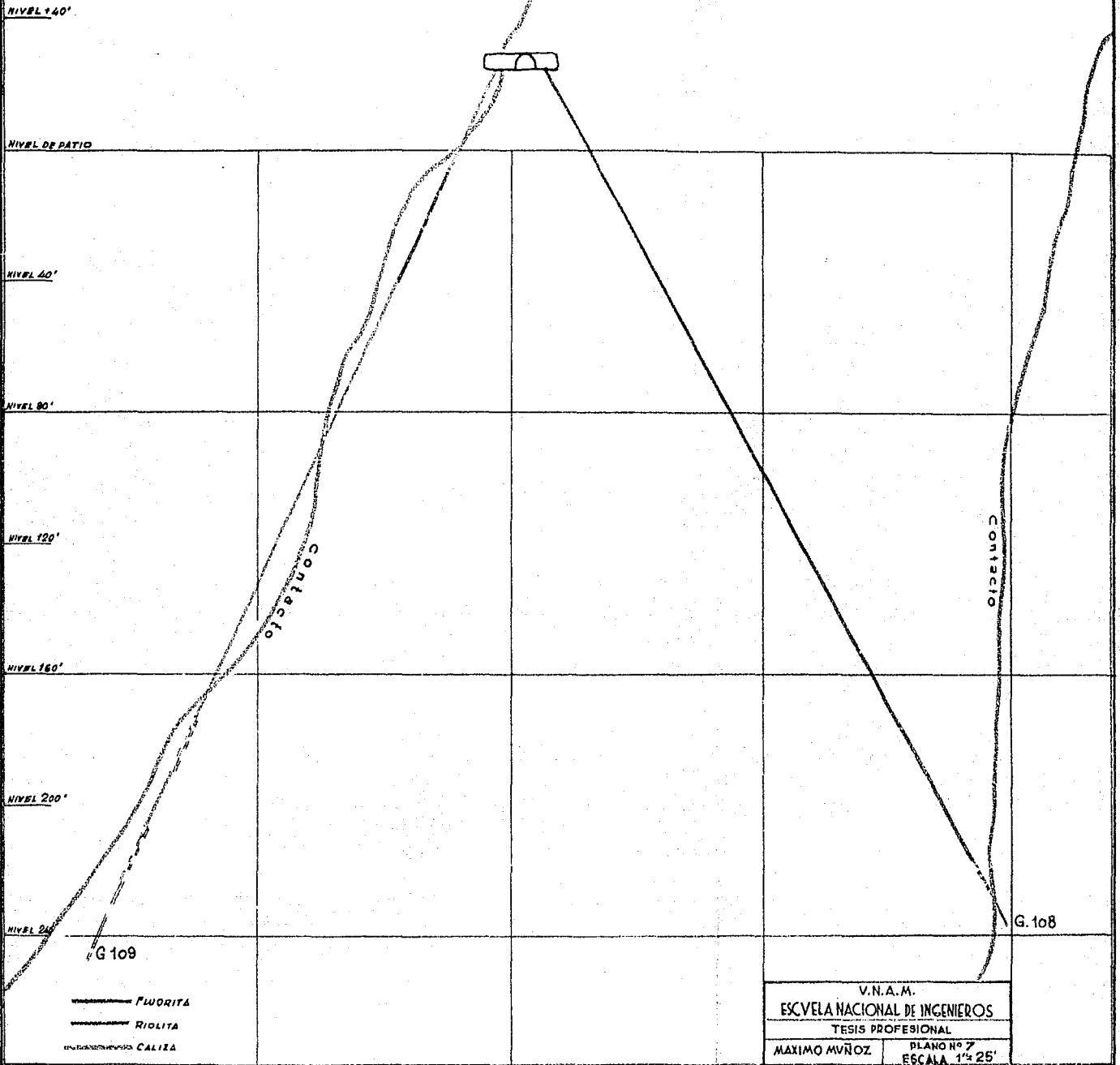
Hoyo Núm. ....	G-108	Fecha de perforación .....	Angulo .....	-90°
Localización .....	Socavón	.....	Rumbo .....	Vertical
Elevación .....	4015.91'	Departamento .....	Reportado por:	M.M.G.

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 10	F <sub>2</sub> Ca	75%		3.0%	0.6%	
10 - 15	"	70		3.2	0.6	
15 - 20	"	70		3.2	0.6	
20 - 30	"	40		3.9	1.0	
30 - 41	"	60		2.8	2.4	
41 - 46	"	65		10.0	4.4	

PLANO NUM. 7

SECCION C, BARRENOS DE DIAMANTE

# EL REFUGIO GTO. SECCION C.



Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
46 - 61	"	50		10.5	0.4	
61 - 66	"	20		17.0	0.8	
66 - 71	"	20		17.0	0.8	
71 - 81	"	30		14.3	3.8	
81 - 88	"	50		70.0	4.4	
88 - 99	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	45		79.2	0.0	
99 - 109	F <sub>2</sub> Ca	52		2.3	2.4	
109 - 119	"	10		3.0	6.0	
119 - 129	"	10		1.7	6.4	
129 - 139	"	30		2.1	2.0	
139 - 145	"	30		1.9	3.8	
145 - 153	"	20		1.9	3.8	
153 - 163	"	25		2.1	4.4	
163 - 173	"	40		2.1	3.2	
173 - 179	"	20		2.1	6.6	
170 - 184	"	15		0.1	6.6	
184 - 189	"	20		1.9	3.0	
189 - 194	"	35		1.9	3.0	
194 - 204	"	25		1.9	24.0	
204 - 209	"	35		2.1	7.2	
209 - 214	"	25		2.3	3.6	
214 - 224	"	40		2.3	3.6	
224 - 229	"	45		2.1	4.6	
229 - 234	"	40		2.1	4.6	
234 - 239	"	35		2.1	13.0	
239 - 244	"	30		2.1	13.0	
244 - 249	"	35		1.7	61.8	
249 - 250	"	40		2.1	2.0	
250 - 255	"	40		2.1	2.0	
255 - 260	"	40		2.1	2.0	
260 - 265	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	40				Contacto
265 - 270	"	55				
270 - 275	"	40				
275 - 277	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	75		2.1	23.4	
277 - 280	"	60		2.1	23.4	
280 - 285	"	40		2.3	13.2	
285 - 290	"	30		2.3	13.2	
290 - 295	Argirita	40				
295 - 300	Argirita	40				

#### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad .....	300'
Recuperación total .....	41.5%
Mineral recuperable .....	41.5%

## "EL REFUGIO"

Hoyo Núm. .... G-109      Fecha de perforación ..... Angulo ..... -65°  
 Localización ..... Túnel ..... Rumbo ..... S25°E  
 Elevación ..... +016.02'      Departamento ..... Reportado por: M.M.G.

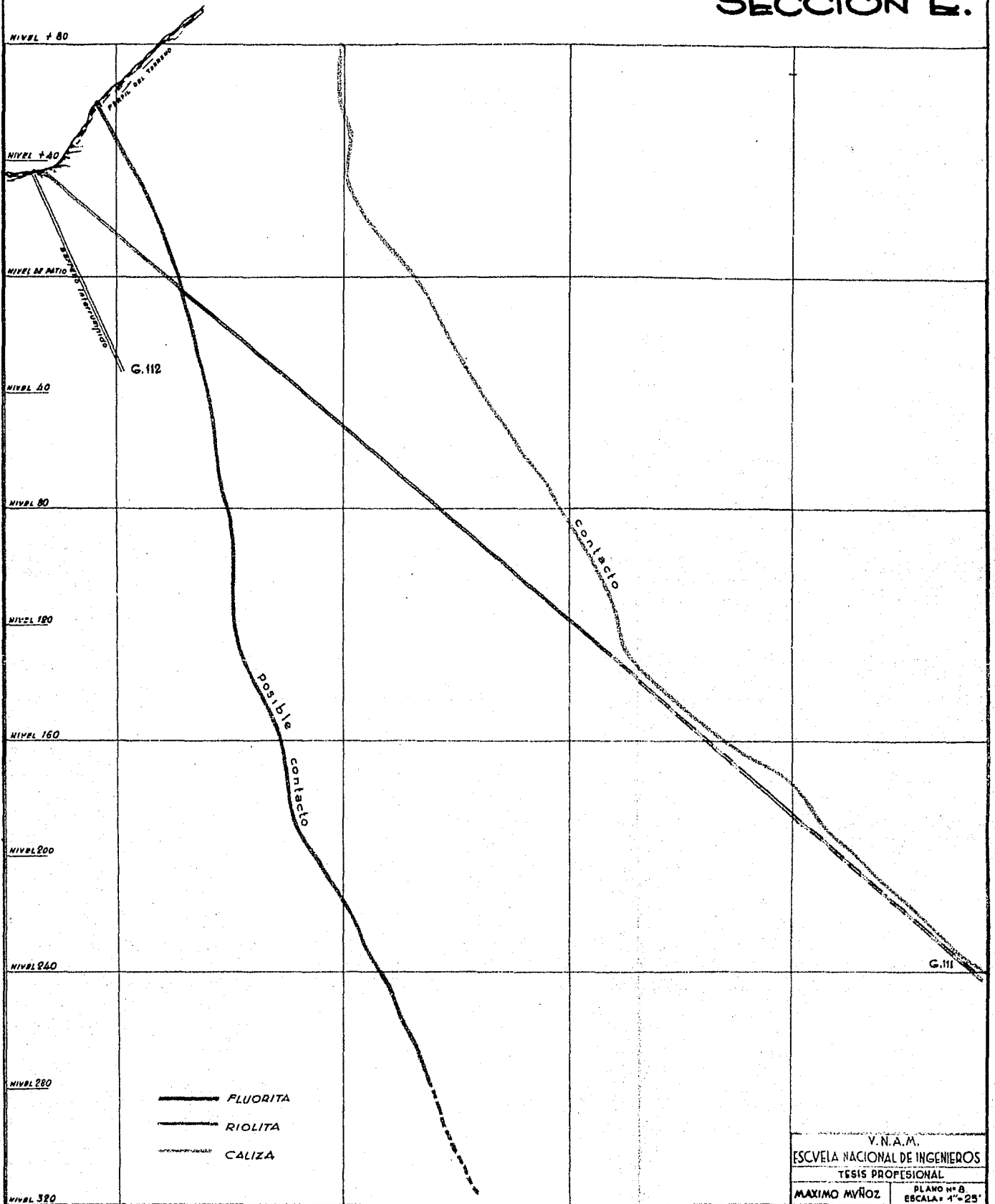
Profundidad	Material	Recupe- ración	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 7	CaCO <sub>3</sub>	100%				
7 - 14	"	80				
14 - 20	"	100				
20 - 25	"	100				
25 - 30	"	80				
30 - 35	"	45				
35 - 40	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	11				
40 - 50	"	25				
50 - 55	"	60				
55 - 60	CaCO <sub>3</sub>	30				
60 - 63	"	80				
63 - 70	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	30				
70 - 75	CaCO <sub>3</sub>	50				
75 - 82	"	40				
82 - 86	"	75				
86 - 96	"	40				
96 - 106	"	25				
106 - 116	"	40				
116 - 118	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	90				
118 - 125	CaCO <sub>3</sub>	35				
125 - 130	"	90				
130 - 141	"	30				
141 - 151	"	20				
151 - 158	"	25				
158 - 164	"	25				
164 - 174	"	30				
174 - 176	"	65				
176 - 186	"	40				
186 - 196	"	50				
196 - 200	"	20				
200 - 211	"	50				
211 - 221	"	75				
221 - 233	"	35				
233 - 235	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	35				
235 - 246	CaCO <sub>3</sub>	20				
246 - 254	"	25				
254 - 258	F <sub>2</sub> CaCO <sub>3</sub>	40				
258 - 269	"	60				




PLANO NUM. 8

SECCION E, BARRENOS DE DIAMANTE



# EL REFUGIO GTO. SECCION E.



-  FLUORITA
-  RIOLITA
-  CALIZA

V.N.A.M.  
 ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS  
 TESIS PROFESIONAL  
 MAXIMO MENDOZA  
 PLANO N° 8  
 ESCALA 1"=25'

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
269 - 279	"	40				
279 - 289	F <sub>2</sub> Ca	40				
289 - 300	"	20				

### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad .....	300'
Recuperación total .....	48.5%
Mineral recuperable .....	48.5%

### "EL REFUGIO"

Hoyo Núm. ....	G-110	Fecha de perforación .....	Rumbo .....	S25°E
Localización .....	Túnel	.....	Angulo .....	0°
Elevación .....	4017.70	Departamento .....	Reportado por:	M.M.G.

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 1	F <sub>2</sub> Ca	80%				Se recupera agua
1 - 5	"	50				"
5 - 7	"	60				"
7 - 10	"	60				"
10 - 15	"	50				"
15 - 18	"	60				"
18 - 24	"	60				No se recupera H <sub>2</sub> O
24 - 34	"	35				"
34 - 37	"	85				"
37 - 40	"	45				"
40 - 44	"	80				"
44 - 48	"	20				"
48 - 58	"	50				"
57 - 60	"	35				"
60 - 67	Riolita + F <sub>2</sub> Ca	35				Pegado al contacto del alto
67 - 70	"	25				No se recupera H <sub>2</sub> O
70 - 75	F <sub>2</sub> + Riolita + CaCO <sub>3</sub>	50				"
75 - 80	Riolita	45				"
80 - 85	Riolita	10				"
85 - 90	Riolita + CaCO <sub>3</sub>	20				"
90 - 100	Riolita + CaCO <sub>3</sub>	23				"

### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad .....	100'
Recuperación total .....	48.0%
Mineral recuperable .....	48.0%

### "EL REFUGIO"

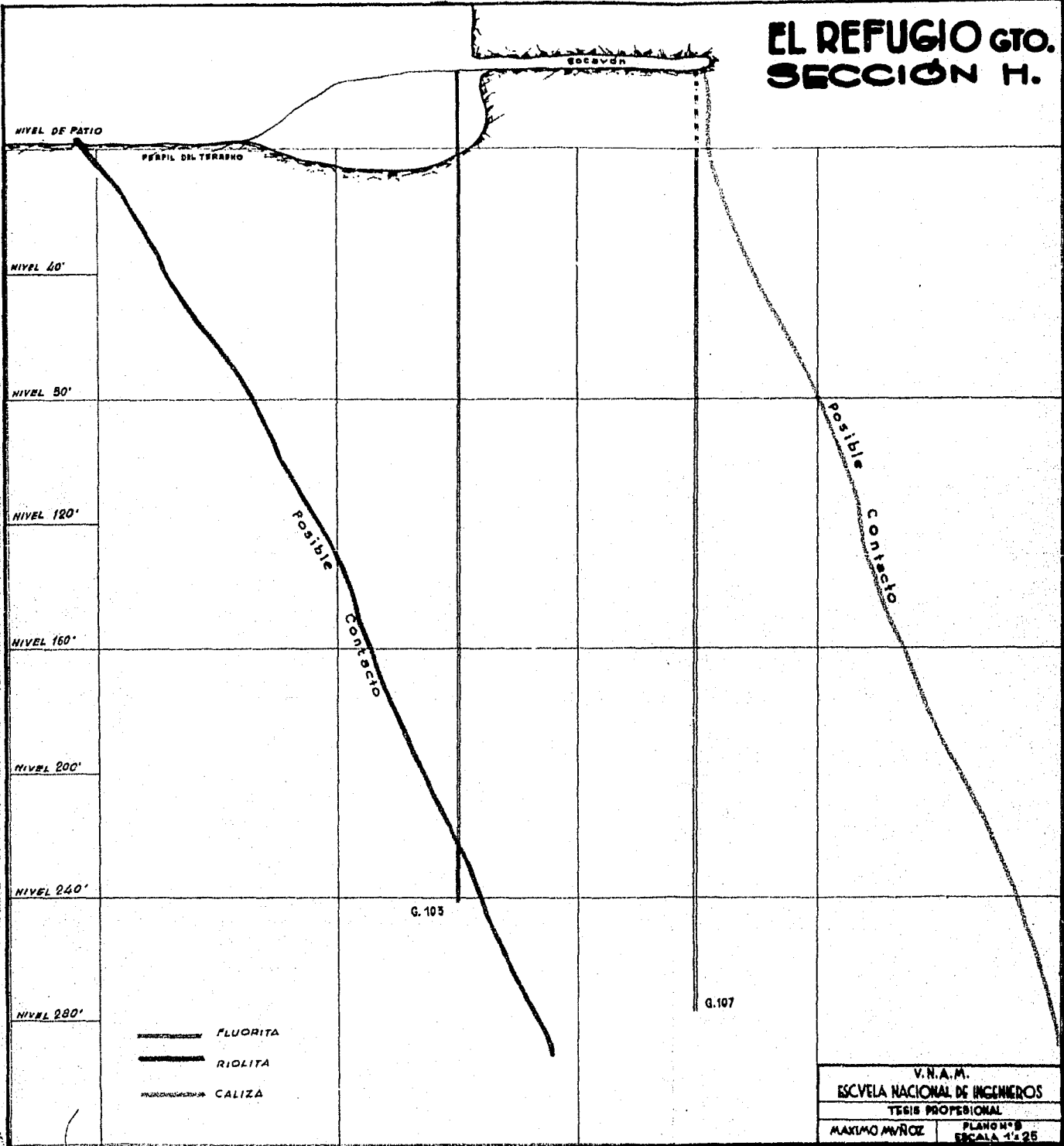
Hoyo Núm. .... G-111 Fecha de perforación ..... Angulo ..... -40°  
 Localización ..... Superficie ..... Rumbo ..... N65°E  
 Elevación ..... 4028.56 Departamento ..... Reportado por: M.M.G.

<i>Profundidad</i>	<i>Material</i>	<i>Recupe-</i>	
0 - 12	Riolita	10%	
12 - 22	"	80	
22 - 32	"	30	
32 - 42	"	20	
42 - 52	"	45	
52 - 62	"	45	
62 - 72	F <sub>2</sub> Ca	25	Se perdió el H <sub>2</sub> O
72 - 77	"	60	"
77 - 82	"	25	"
82 - 87	"	20	"
87 - 92	"	35	"
92 - 98	"	20	"
98 - 103	"	20	"
103 - 116	"	30	"
116 - 118	"	20	"
118 - 123	"	23	"
123 - 128	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	25	"
128 - 133	"	60	"
133 - 138	F <sub>2</sub> Ca	45	"
138 - 141	"	45	"
141 - 146	"	40	"
146 - 151	"	45	"
151 - 156	"	5	"
156 - 167	"	20	"
161 - 166	"	30	"
166 - 171	"	50	"
171 - 176	"	70	"
176 - 186	"	50	"
186 - 196	"	50	"
196 - 206	"	50	"
206 - 216	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	25	Pegado al contac-
216 - 226	F <sub>2</sub> Ca		to del alto de
226 - 236	"	35	aquí en adelante
236 - 246	"	38	No se recupera
246 - 256	"	25	H <sub>2</sub> O
256 - 261	"	15	"
261 - 266	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	20	"
266 - 271	"	20	"

PLANO NUM. 9

SECCION H. BARRENOS DE DIAMANTE

# EL REFUGIO GTO. SECCION H.



V.N.A.M.  
 ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS  
 TESIS PROFESIONAL  
 MAXIMO MURCZ      PLANO N° 8  
 ESCALA 1:25

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
271 - 276	"	45				"
276 - 281	Riolita	35				"
281 - 286	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	20				"
286 - 291	"	80				"
291 - 296	"	40				"
296 - 301	F <sub>2</sub> Ca	20				"
301 - 311	F <sub>2</sub> Ca	50%				No se recupera H <sub>2</sub> O
311 - 331	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	50				"
321 - 326	F <sub>2</sub> Ca	30				"
326 - 331	F <sub>2</sub> Ca	80				"
331 - 341	F <sub>2</sub> Ca	40				"
341 - 345	F <sub>2</sub> Ca	60				"
345 - 355	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	60				"
355 - 360	F <sub>2</sub> Ca + CaCO <sub>3</sub>	35				"
360 - 365	CaCO <sub>3</sub>	25				"
365 - 370	CaCO <sub>3</sub>	25				"
370 - 380	F <sub>2</sub> CaCO <sub>3</sub>	80				"
380 - 390	F <sub>2</sub> CaCO <sub>3</sub>	60				"
390 - 400	F <sub>2</sub> CaCO <sub>3</sub>	60				"
400 - 410	F <sub>2</sub> CaCO <sub>3</sub>	60				"
410 - 420	F <sub>2</sub> CaCO <sub>3</sub>	60				"
420 - 430	F <sub>2</sub> CaCO <sub>3</sub>	20				"
430 - 440	CaCO <sub>3</sub>	50				"
440 - 450	CaCO <sub>3</sub>	50				"

### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad.....	450'
Recuperación total.....	41.6%
Mineral recuperable.....	41.6%

### "EL REFUGIO"

Hoyo Núm.....	G-112	Fecha de perforación: Oct. 22-59	Angulo.....	-65°
Localización.....	Superficie	.....	Rumbo.....	N65°E
Elevación.....	4029.1'	Departamento.....	Reportado por:	M.M.G.

Profundidad	Material	Recuperación	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Observaciones
0 - 23	Riolita	5%				Se recupera el agua
23 - 38	Riolita	20				"

<i>Profundidad</i>	<i>Material</i>	<i>Recupe- ración</i>	<i>CaF<sub>2</sub></i>	<i>CaCO<sub>3</sub></i>	<i>SiO<sub>2</sub></i>	<i>Observaciones</i>
38 - 48	Riolita	40				"
48 - 58	Riolita	10				"
58 - 62	Riolita	2				"
63 - 68	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	10				"
68 - 72	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	20				"
72 - 75	F <sub>2</sub> Ca + Riolita	70				"

#### RESUMEN DEL DEPOSITO

Profundidad.....	75'
Recuperación total.....	30.0%
Mineral recuperable.....	30.0%

#### TECNICA DE PERFORACION

Durante las perforaciones se fueron reuniendo datos útiles que deben ser tenidos en cuenta en futuras exploraciones, así como los nuevos equipos existentes para ahorro de tiempo.

He aquí los más valiosos para una buena técnica:

a) *Alternado de las brocas.* Las brocas se deben alternar si no se usa una media cuña de diamante. De no hacerse así se tendría que escariar más tarde.

b) *Cuidado de las brocas.* Las brocas se deben guardar envueltas en una caja. Se deben revisar cuidadosamente en la superficie, puesto que el valor de re-uso controla el costo por metro. Se deben mantener las roscas limpias y engrasadas. Se debe usar una llave estrecha de tubería para aflojar y apretar las brocas.

No se deben dejar abandonadas por cualquier lado, ya que se dañan con gran facilidad. No se deben dejar caer sobre superficies duras, pues los diamantes se pueden romper. No se deben apretar los diamantes con una llave.

c) *Estreno de las brocas.* Se debe empezar a usar las brocas a velocidad y presión bajas, hasta que se alcance el nivel normal de funcionamiento.

d) *Brocas ya usadas.* Estas deben preservarse para los trabajos más suaves de perforación y se deben alternar cuando cambie el terreno. Se deben reducir las revoluciones por minuto cuando la broca se está gastando.

e) *Presión en las brocas.* Cuando se está perforando se debe mantener la presión en el fondo constante. Se debe aumentar la presión hidráulica, o cambiar la velocidad según vaya disminuyendo la de la broca; se debe combinar el aumento de presión con la disminución de revoluciones por minuto. No se debe avanzar demasiado en las perforaciones suaves, pero se deben aumentar las revoluciones por minuto y el volumen del fluido.

f) *Razón de la alimentación.* Si las brocas giran libremente en el fondo, se gastan y dejan de cortar, la broca se debe alimentar con rapidez pero no dejando que el motor se sobre esfuerce. No se debe perforar antes de que el fluido pueda eliminar las cortaduras, ya que de hacerse así se provocan quemaduras.

g) *Velocidad de rotación.* Se debe de escoger siempre la velocidad más baja que dé un corte adecuado a la presión normal; se deben de aumentar las revoluciones por pulgada si la broca se acelera debido a que se encuentra formaciones de roca suaves. No se debe hacer girar las brocas con piedras grandes a la misma velocidad que las brocas con piedras pequeñas.

h) *Empezando el barreno.* Se debe utilizar siempre una broca ya usada al empezar el barreno; no procede emplear una nueva porque en las primeras 2" puede perder 30' de duración.

i) *Al empezar cada perforación.* Se debe empezar la primera pulgada de un modo gradual; se debe acelerar y desacelerar gradualmente; no se debe comenzar apretando en el fondo.

j) *Brocas desgastadas.* Las brocas desgastadas tienen siempre un valor de reuso. No se deben de usar las brocas desgastadas hasta consumirlas por completo.

k) *Limpieza en el barreno.* Mientras no se está perforando se debe mantener el agujero tapado; debe uno asegurarse de que no caigan materias extrañas en él; hay que estar seguros de que se puede lavar fácilmente hasta el fondo.

l) *Testigos.* Se deben de hacer las mediciones adecuadas. Hay que saber siempre la longitud máxima del testigo para cada barril. No hay que forzar el testigo en el barril; no se debe seguir perforando si el testigo está trabado.

m) *Diamantes.* Se debe tener en cuenta siempre que lo más importante en las brocas de diamante es el costo por pie.

n) *Tuberías dobladas.* Hay que asegurarse antes de empezar a perforar que los tubos estén limpios y derechos. Los tubos doblados provocan vibraciones que hacen que el equipo se desgaste excesivamente, reduciendo la velocidad de penetración y acabando con las brocas.

o) *Si se cae la tubería.* Se debe quitar el sinfin de su posición y ver si hay algún tubo que esté doblado.

p) *Tubería nueva.* Se debe de mantener ésta engrasada, recta y equilibrada siempre.

q) *Aceros viejos.* La presencia de escamas y materias extrañas en los tubos pueden causar trabazones del testigo.

r) *Avance hidráulico.* Se debe mantener purgada la tubería y se debe cambiar el avance cuando varía la formación. No se debe perforar sólo por presión; hay que combinarla con los demás factores.

s) *Avance del sinfin.* Se deben cambiar los engranajes de avance cuando



cambie la formación; se debe mantener una presión uniforme en el fondo; no se debe trabajar en alta todo el tiempo.

t) *Volumen del fondo.* Se debe abrir la llave del agua antes de empezar a perforar; hay que estar seguros de que el agua está pasando por la broca; se debe dejar que el agua siga corriendo después de perforar.

u) *Coronas o tubos trabados.* Hay que mantener el agua en circulación. Hay que tratar de mover la hilera de tubos hacia arriba y hacia abajo. Si se mueven, aunque sea ligeramente, se tiene una buena probabilidad de recuperación.

En la actualidad existe un nuevo barril de perforación que nos ahorra un tiempo considerable en la extracción de los testigos o muestras, dicho equipo se conoce con el nombre de Wire Line. Este se utiliza solamente cuando la perforación se lleva a gran profundidad, en donde la extracción de las varillas de perforación sería dilatada y costosa usando el equipo ordinario, en la que para obtener el core o testigo se necesita sacar toda la tubería para extraer el barril, mientras que por el sistema Wire Line, la muestra se obtiene sin necesidad de extraer toda la tubería, la cual para una profundidad de unos 1.000 pies llevaría un tiempo de unas dos horas en extraer y hora y media en volverla a meter, por lo que en un turno de perforación solamente se podrían hacer alrededor de 10 pies de avance.

El sistema, o mejor dicho el barril Wire Line, tiene las siguientes características: La tubería que se utiliza es de diámetro mayor que la utilizada del tipo AX, con el fin de que el barril pueda correr dentro de ella al subir con testigo y descender sin él. Para sacar el barril se introduce por el interior de la tubería un cable de acero con un pescador en la punta, el cual al llegar al barril muerde el cono de éste y queda atrapado (fig. 3), después basta poner en marcha el malacate y extraer el barril con testigo.

Una vez sacada la muestra, basta dejar caer el barril por el interior de la tubería para que quede en su lugar original; esto se puede hacer siempre que se tenga recuperación de agua y la tubería se encuentre llena, de lo contrario se debe bajar el barril con cable porque si no el golpe al llegar al fondo no lo puede doblar.

El tiempo que se ahorra utilizando este equipo es de aproximadamente de un 45% menos que usando el barril común. (Figura 2). Este tiempo se ahorra en los siguientes pasos. A continuación damos un ejemplo del tiempo que se ahorra en una perforación de 1,500 pies. (Figuras: barril Wire Line).

Los records indican que el tiempo que se consume en un promedio de 10' de un ciclo de barrenación en 1,500 pies de hondo varía de un mínimo de 50 minutos a una hora dependiendo del tipo de roca que se está barrenando.

Para barrenar 10 pies se necesitan 30 minutos mínimo y 60 minutos máximo.

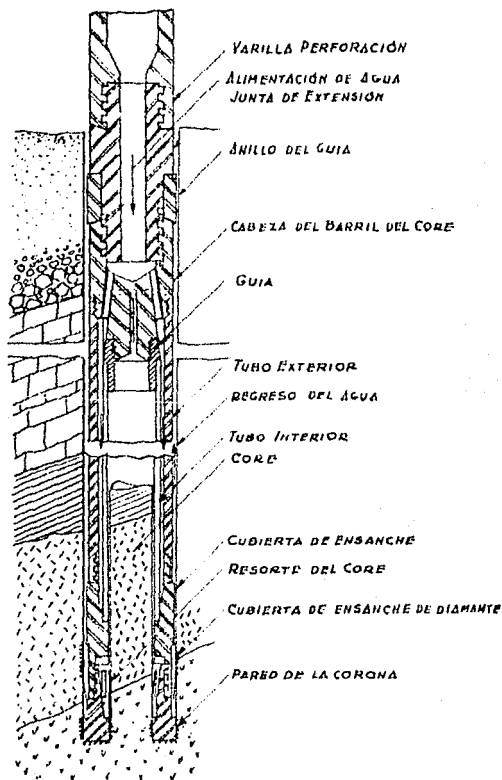
Subir el barril 5 minutos.

Sacar muestra 3 minutos.

Acoplar barril 3 minutos.

FIGURA NUM. 2

SECCION TRANSVERSAL DE UN BARRIL



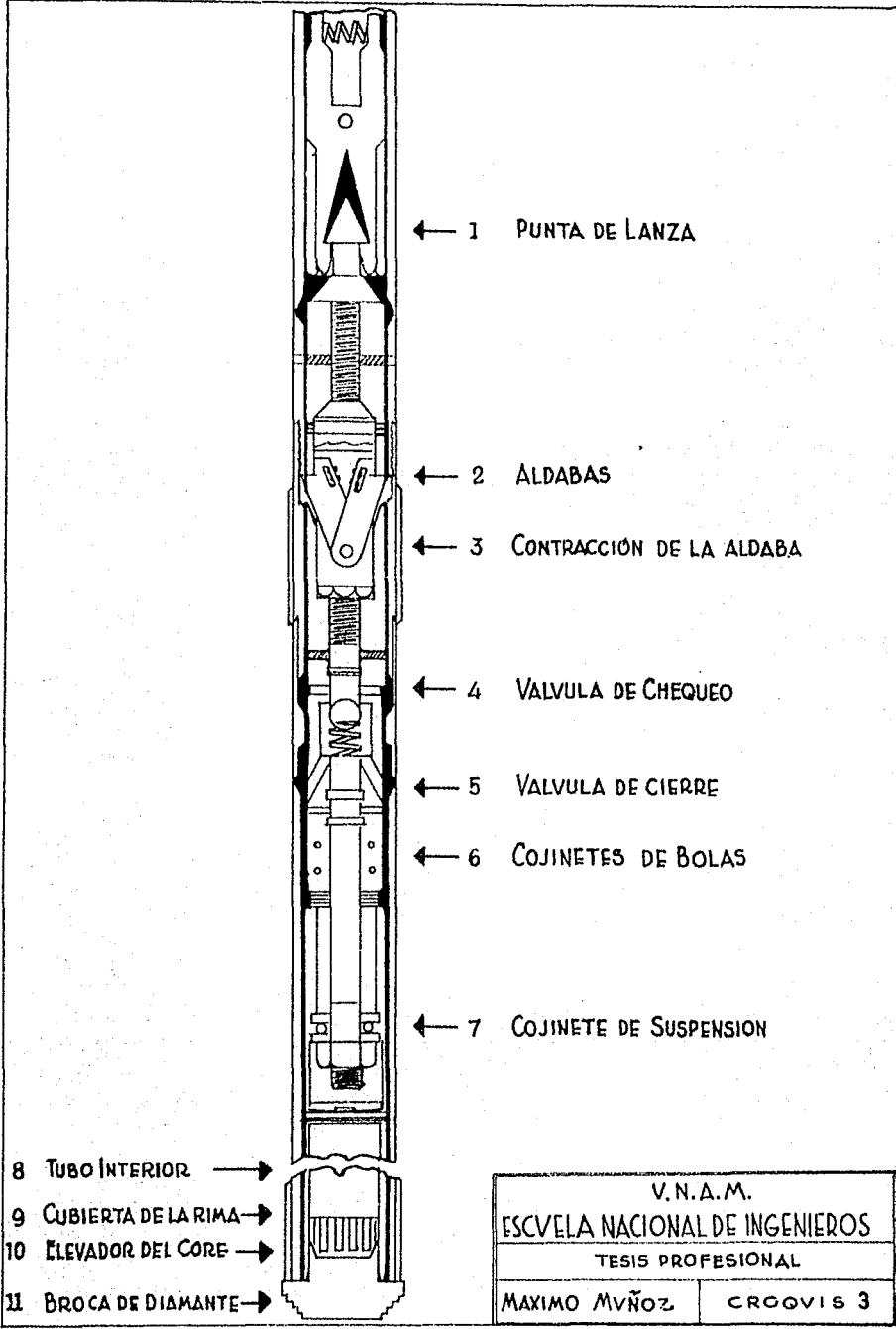
SECCION TRANSVERSAL DE BARRIL DE DOBLE TUHO, TIPO RIGIDO Y PARED DEL CORE

V. N. A. M.	
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS	
TESIS PROFESIONAL	
MAXIMO MUÑOZ	CROQUIS 2

FIGURA NUM. 3

SECCION TRANSVERSAL DE UN BARRIL

“WIRE LINE”



- ← 1 PUNTA DE LANZA
- ← 2 ALDABAS
- ← 3 CONTRACCIÓN DE LA ALDABA
- ← 4 VALVULA DE CHEQUEO
- ← 5 VALVULA DE CIERRE
- ← 6 COJINETES DE BOLAS
- ← 7 COJINETE DE SUSPENSION

- 8 TUBO INTERIOR →
- 9 CUBIERTA DE LA RIMA →
- 10 ELEVADOR DEL CORE →
- 11 BROCA DE DIAMANTE →

V. N. A. M.	
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS	
TESIS PROFESIONAL	
MAXIMO MVÑOZ	CROQVIS 3

Bajar barril 8 minutos.

Lavar el hoyo 10 minutos.

Por lo tanto se necesita un tiempo mínimo de 60 minutos y un máximo de una hora y treinta minutos. Comparando este resultado con el corriente se tiene un ahorro de 45%.

## CUBICACION DEL DEPOSITO

El cálculo del tonelaje con contenido de fluorita del cuerpo mineralizado se hizo trazando una cantidad de secciones de orientación constante a lo largo de las líneas de los diferentes hoyos de perforación y proyectando a continuación el contorno del cuerpo sobre una serie de secciones horizontales con intervalos de 40 pies, dando principio con el nivel del patio y extendiéndose hacia abajo hasta 260'.

Las áreas horizontales de fluorita fueron medidas en cada sección y el área promedio calculada entre secciones adyacentes. Las áreas resultantes multiplicadas por el intervalo de la sección de 40 pies nos da el volumen en pies cúbicos que multiplicados por un factor específico de gravedad de 2.5 (permitido por la porosidad del mineral), y por un factor de conversión de toneladas métricas (0.283), nos da el número de toneladas métricas.

Para calcular el tonelaje de fluorita existente sobre el patio de la mina, se tomó en cuenta la forma de los cortes abiertos y la topografía de la superficie.

En el cálculo del tonelaje total solamente consideraremos las toneladas positivas y probables y no tendremos en cuenta las posibles.

## CALCULO DEL TONELAJE

### TONELAJE SOBRE EL NIVEL DE PATIO (Reservas positivas)

---

Area de la superficie. ....	9,000 pies cuadrados
Area sobre el nivel de patio de la mina. ....	6,400 pies cuadrados
Promedio de las áreas. ....	3,200 pies cuadrados
Promedio de altura. ....	110 pies lineales
Volumen. ....	352,000 pies cúbicos 10,000 metros cúbicos
Tonelaje. ....	25,000 toneladas métricas
Tonelaje sobre el nivel del patio de la mina. ....	25,000 toneladas métricas

---

**BAJO EL NIVEL DE PATIO DE LA MINA (Reservas probables)**

<i>Niveles (pies)</i>	<i>Area horizontal (Pies cuadrados)</i>	<i>Promedio del área entre Niveles por fórmula (Pies cuadrados)</i>
Nivel de patio	17,300	19,800
— 20	21,300	23,000
— 60	24,700	24,700
—100	24,700	25,750
—140	26,800	24,700
—180	22,600	19,200
—220	15,800	13,000
—260	10,200	5,100
Total promedio de áreas		155,250 pies cuadrados
Intervalo vertical entre secciones		40 pies lineales
Volumen		6.210,000 pies cúbicos
Tonelaje		439,357.5 tons. métr.
Tonelaje sobre el nivel de patio		25,000 " "
Tonelaje bajo el nivel de patio		439,357.50 " "
<b>T O T A L</b>		464,357.50 " "

**CALCULO DE GRADO**

El cálculo del grado del depósito de fluorita fue hecho en función del promedio de todos los análisis de cores de perforación muestreados. Se hicieron unos 220 análisis representando unos 1,500 pies de muestras y 3,400 pies de perforación con 12 agujeros efectuados.

Las secciones de cores que fueron muestreadas indujeron algunas porciones de desperdicio, particularmente riolita y también zonas de grado más inferior de fluorita mezclada y riolita con caliza al largo de los contacto del depósito.

La ley media que se obtuvo de este cálculo fue la siguiente:

<i>Por ciento</i>			<i>Unidades efectivas</i>
CaF <sub>2</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	(CaF <sub>2</sub> — 2.5 × SiO <sub>2</sub> )
86.0	7.5	5.6	67.3%
86.1	7.5	5.4	67.1

**CONCLUSIONES**

Desde el punto de vista geológico y de la perforación de diamante, "El Refugio" se considera como un depósito favorable de fluorita. Más de cuatrocientas mil tone-

ladas métricas con un promedio de 80% de  $\text{CaF}_2$  hacen que sea una propiedad considerable.

Contra los cálculos de utilidades globales deben tenerse en cuenta los riesgos del mercado para la fluorita, la posibilidad de los descensos de precios, mayores impuestos y derechos, posibilidades de alza de los costos y problemas mineros inesperados.



**CAPITULO III**  
**EXPLORACION Y DESARROLLO**

## CAPITULO III

### ESTIMACION DE LAS OBRAS DE DESARROLLO NECESARIAS

Primeramente necesitamos determinar el método de explotación a seguir en la operación de la futura mina, para poder planear el desarrollo sobre aquel. Se ha pensado en la utilización del sistema de "Corte y Relleno", puesto que las características del cuerpo se prestan fácilmente al empleo de él por tener los respaldos y cielo resistentes, por la potencia media del mismo de 25 a 30 metros y tener un echado aproximado de 75°.

Se ha pensado en dividir la mina en niveles en un plano longitudinal, colándose éstos con una separación vertical de 40 metros por ser ésta una separación conveniente, tanto para el movimiento de gente, manto y para el método de explotación a seguir. Con distancias más pequeñas, el desarrollo de la mina resultaría muy costoso, por el aumento de las obras al cuele. La zona mineralizada tiene aproximadamente una distancia longitudinal máxima de 200 metros para lo cual la explotación la dividiremos en secciones de 100 metros cada una. En estas secciones el cuerpo se presenta con anchos que varían de 25 a 35 metros con un echado de 75°. Por los resultados de la barrenación de diamante se obtuvo el dato de que los respaldos a profundidad son bastante resistentes aunque hay zonas en donde aparecen más flojos, principalmente cuando hay fallas. El cielo no tiende a aflojarse, por experiencias obtenidas cuando se trabajaba la mina; esto nos permitirá que se deje una altura libre entre el relleno y el techo de aproximadamente unos 6', disminuyendo esta dimensión cuando lo requieran las condiciones del cielo. Sin embargo, es posible que nos veamos en circunstancias en que la distancia entre el piso de relleno y el techo llegue a ser hasta de unos 6 metros; cuando el piso se encuentre limpio de carga y se empiece a hacer la operación de relleno. Esta operación no presenta peligro de ninguna clase puesto que el ciclo de trabajo es continuo. El tepetate para el relleno se chorreará por medio de contra-pozos colados en el alto de la veta, como se muestra en la (Fig. 4 y 5). En la superficie se obtendrá el tepetate, de tepetateras en las cuales se disparará conforme se vaya necesitando, obteniéndose de un corte completo de Glory Hole, que se localizará al alto de la

veta, obteniéndose tepetate suficiente para unos meses de trabajo. Este tepetate se chorrea por medio de contrapozos hasta los diferentes niveles en donde por medio de "dedos" colados al contrapozo de tepetate, se extrae éste para distribuirse con carros o escrepas al lugar donde se necesite rellenar.

Al iniciar un rebaje, se deben llevar contrapozos desde el nivel inferior del rebaje hasta el nivel donde se termine o sea el inmediato superior; éstos se deben llevar al bajo del cuerpo pero fuera de él y con un pilar intermedio entre el cuerpo y el contrapozo. Por el cañón del bajo se harán ampliaciones para alcancías a cada 20 metros, después se deberá colar un subnivel intermedio, dejando un pilar de unos 5 metros entre el subnivel y el nivel. Una vez que se termine este subnivel en toda la longitud del rebaje en preparación, se amplía éste hasta que queda un salón con las dimensiones completas del rebaje futuro. Una vez terminada la preparación de rebaje, se deberán empezar los cortes, barrenando primero hacia arriba y posteriormente horizontal, desde diferentes puntos del rebaje. Al alcanzarse una altura determinada o cuando las tablas o respaldos se tornan peligrosos, antes de los 12', mucho antes, se debe empezar la operación de relleno iniciándose así el ciclo de operación.

Tanto el tipo de barrenación como la carga de dinamita, sólo se podrá determinar haciendo pruebas una vez que esté iniciado el tumbé, puesto que no sabemos exactamente la cantidad de barrenos que se tendrán que dar por cada disparada, así como la acción de determinados tipos de explosivos.

Las parrillas de los anillados por donde chorrea la carga hacia el nivel inferior de extracción, deberán tener una abertura determinada que dependerá del tamaño máximo que queramos la carga 8" a 10". La rezaga producida por las disparadas se debe arrastrar por medio de escrepas accionadas por malacates eléctricos, hacia los anillados interiores.

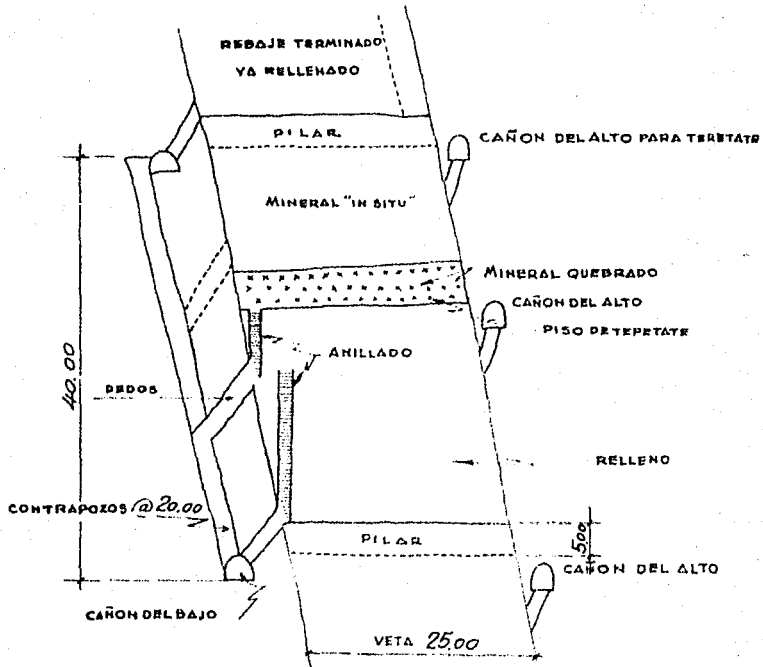
Una vez limpia la rezaga de la zona del rebaje en donde se efectuará esta operación, se procederá a levantar un anillado por donde se chorreará la carga y una vez hecho esto, se rellena dicha zona con tepetate, también por medio de una escrepa y un malacate, aunque tanto la primera como el segundo deben de ser de menor tamaño y potencia que aquellos con que se arrastre la carga.

Los anillados deberán ser de 5' x 5' de sección exterior y forrados de madera y revestidos con una o dos camas de tablonces. La base de estos anillados estará formada por dos huacales de madera, llenos, sobre los cuales se colocan dos tramos largos de madera de 8" x 8" de sección a partir de los cuales se empieza a levantar el anillado. Cuando éste debido a los cambios del echado del cuerpo, se encuentre retirado de la tabla del bajo, se tamará y se deberá colar entonces un "dedo" hacia el contrapozo del bajo, tal como se indica en la (Fig. 4 y 5), haciéndose un nuevo anillado, pero teniendo en dicho contrapozo una mayor capacidad de almacenamiento de mineral que la del anillado, pues si se deja carga, dentro de la madera que forma a éste, se puede atragantar y después es difícil y peligroso liberarlo. Por

**FIGURA NUM. 4**

**SECCION TRANSVERSAL DE CORTE Y RELLENO**

# SECCION TRANSVERSAL



V.N.A.M.	
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS	
TESIS PROFESIONAL	
CROQUIS DE CORTE Y RELLENO	
MAXIMO MUÑOZ	ESQUEMA N°4

lo tanto, cuando se esté escrepando a un anillado, el operador deberá tener cuidado de que el nivel de la carga no llegue a la base de aquel, sino que quede hasta el nivel superior del dedo que lo comunica con el chute.

Como se explicó anteriormente, en caso de que las condiciones de las tablas y del cielo del rebaje, se tornen peligrosas, la altura entre el tepetate y el cielo se disminuye lo máximo posible y además se sostienen las zonas peligrosas con huacales de madera y con postes, los cuales se remueven cuando se continúa el avance del corte.

En este tipo de rebaje, por cada malacate, o por cada zona de los mismos, que abarcan unos 25 metros, se deberán tener unos cuatro hombres, dos que barrenan y dos que escrepan aunque para esta última operación es generalmente uno solo el que la hace, con un ayudante que quiebra las piedras grandes en la parrilla. Mientras tanto la barrenación se puede efectuar en otro punto con los dos hombres restantes.

Los contrapozos que se cuelan de un nivel al otro, en el bajo de la veta, como se indicó anteriormente, sirven también para camino de la gente hacia el rebaje, por lo que se tendrán salidas seguras y situadas a distancias cortas en caso de alguna emergencia.

Para la extracción del mineral se ha pensado, como se dijo antes, en dividir la mina en niveles a cada 40 metros de profundidad. El primer nivel, marcado como Nivel 1, se colocará a una profundidad de 80 metros, dejando un pilar de 20 metros de entre suelo, entre la superficie y el cuerpo, este pilar se podrá explotar al finalizar la explotación de la mina. Los niveles inferiores se colarán a 40 metros uno de otro.

Para realizar la extracción del mineral y para entrada y salida de la gente a la mina, se colará un tiro que tendrá 240 metros de profundidad y que se encontrará localizado a 120 metros al SW de la parte media del contacto del bajo en la parte que aflora en la superficie; esta distancia es tan grande para evitar que se tenga que colar en zona de riolita, lo cual dificultaría el avance y el costo de ademe sería muy grande. Al profundizar el tiro, la distancia entre él y el plano de la veta aumenta, por lo que las frentes de los niveles se comunicarán al tiro por medio de cruceros casi normales al plano de dichas frentes, colados al bajo del cuerpo.

Una vez expuestas las consideraciones anteriores pasemos a resumir las obras que se realizarán como desarrollo y preparación inicial para la explotación.

- 1) Cuele de un tiro de 240 metros con sección de  $2.10 \times 4.50$  metros.
- 2) Apertura de los niveles 1, 2, 3, 4 y 5, colando los cruceros correspondientes hasta intersectar el cuerpo. Estos cruceros tienen 119, 122, 125, 118, y 134 metros de longitud respectivamente, totalizando 500 metros y se colarán con sección de  $1.80 \times 2.10$  metros.

3) Cuele de las frentes de los niveles 1, 2, 3, 4 y 5 con 105, 128, 162, 184 y 208 metros, totalizando 787 metros.

Dentro de las obras de desarrollo incluiremos las obras de preparación, contrapozos, sub-niveles, dedos, etc.

1) Los contrapozos, como se explicó anteriormente, se colarán al bajo de la veta y a 20 metros uno del otro, los destinados a ventilación y camino estarán comunicados entre niveles, habiendo en cada nivel dos de estos contrapozos (CP-12N, CP-12S, CP-22N, CP-22S, CP-32N, CP-32S, CP-42N, CP-42S, CP-52N, CP-52S), mientras que los destinados a carga no llegarán al nivel superior sino que solamente hasta el pilar del nivel inmediato superior. De estos contrapozos tendremos un total de 24.

Los contrapozos destinados a caminos y ventilación del primer nivel tendrán una longitud de 44 metros cada uno, mientras que los contrapozos de los niveles inferiores tendrán únicamente 40 metros cada uno.

Los contrapozos destinados a carga tendrán una longitud de 20 metros cada uno para los del primer nivel, puesto que hay que dejar un gran pilar entre la superficie y el primer rebaje. Los contrapozos de los niveles inferiores tendrán una longitud total de 35 metros cada uno.

Tendremos un total de 1.203 metros por todos los contrapozos que tengamos que colar.

Como hemos anotado antes, el peso volumétrico del mineral lo consideramos de 2.5 tons/mt<sup>3</sup> y el del tepetate o roca estéril de 2.2 tons/mt<sup>3</sup>. Con estos datos podemos calcular el volumen y peso de tepetate y mineral que se producirán en cada obra del desarrollo propuesto, como a continuación se expresa:

#### TIRO

Sección:  $210 \times 4.50$  mts. tons./mt. de cuele: 20.8 tons.  $20.8 \times 240$ : 4.992 tons. de tepetate.

#### CRUCEROS

Sección:  $1.80 \times 2.10$  mts. tons./mt. de avance: 8.31 tons.

Nivel 5:  $119 \times 8.31$ : 988.89 tons. de tepetate

„ 2:  $122 \times 8.31$ : 1,013.82 „ „ „

„ 3:  $125 \times 8.31$ : 1,038.75 „ „ „

„ 4:  $128 \times 8.31$ : 1,063.68 „ „ „

„ 5:  $134 \times 8.31$ : 1,113.54 „ „ „

#### FRENTES

Sección:  $1.30 \times 2.10$  mts. tons./mt. de avance: 8.31 tons.

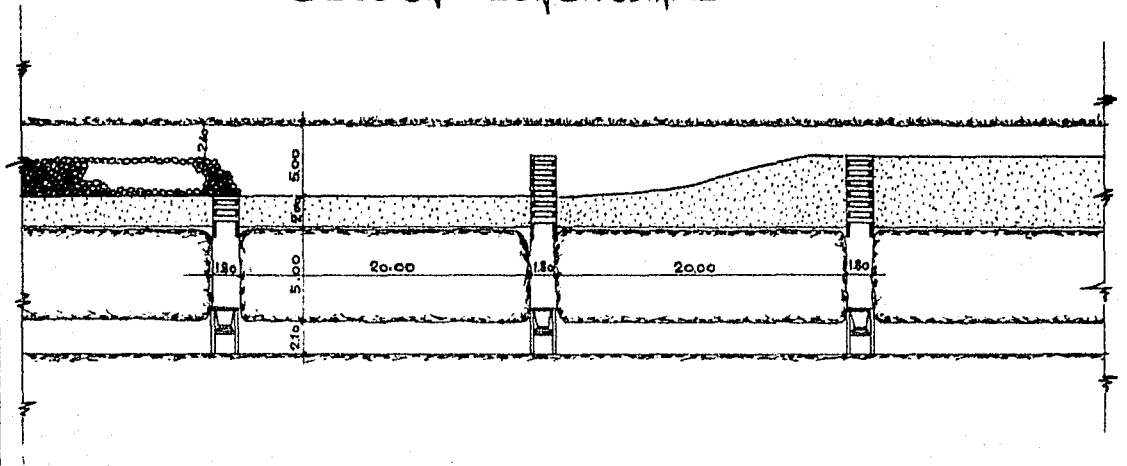
Nivel 1:  $105 \times 8.31$ : 872.55 tons. de tepetate

FIGURA NUM. 5

SECCION LONGITUDINAL DE CORTE Y RELLENO



# SECCION LONGITUDINAL



V. N. A. M.  
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS  
TESIS PROFESIONAL  
CROQUIS DE CORTE Y RELLENO - E = 1:300  
MAXIMO MUÑOZ | ESQUEMA Nº 5

„ 2:	128 × 8.31:	1,063.68	„	„	„
„ 3:	162 × 8.31:	1,346.22	„	„	„
„ 4:	184 × 8.31:	1,529.04	„	„	„
„ 5:	208 × 8.31:	1,728.48	„	„	„

### CONTRAPOZOS

Sección:  $1.50 \times 2.00$  mts. tons/mt. de cuele: 6.6 tons.

$1,203 \times 6.6$ : 7,939.8 tons. de tepetate.

En resumen, en el desarrollo tenemos:

Tons. tepetate: 19,698.45 tons.

### PERIODO DE TRABAJO PARA EL DESARROLLO

Con objeto de poder iniciar la explotación en forma de la mina en el menor tiempo posible, el desarrollo que se ha planeado se llevará con gran intensidad, con tres turnos diarios de trabajo en todas las obras: tiros, cruceros, frentes y contra-pozos. Analizaremos cada una de estas obras en particular.

### TIRO

El tiro se llevará a una profundidad total de 240 metros con una sección de  $2.10 \times 4.50$  metros.

La barrenación se dará con dos pistolas J-50 Ingersoll Rand neumáticas, con velocidad de avance de 10 pulg/min. Para el terreno sobre el que se colará el tiro, la barrenación será de 25 barrenos de 6' de profundidad cada uno para obtener un cuele efectivo de 5' por disparada. Si consideramos 6 minutos de tiempo además de los necesarios para dar un barreno a la velocidad anotada, para encerrar el barreno en el brocal, soplarlo y colocar el tubo, cambiar de fierros, etc. y 4 minutos más por demoras; por lo tanto, el tiempo que necesitaremos para terminar un barreno de 6 pies será de 14 minutos.

Tiempo efectivo de barrenación .....	7.2
Encerrar barreno y cambio fierros .....	6
Demoras y extras .....	4
	17.2 = 18 minutos

Empleando dos máquinas J-50, los 25 barrenos se terminarán en:

$$\frac{25 \times 18}{2} = 225 \text{ minutos o } 3 \text{ horas } 45 \text{ minutos aproximadamente.}$$

El tiempo que se empleará en soplar y cargar los barrenos será de aproximadamente una hora y media en promedio, por lo que se necesitarán cinco horas y un

cuarto en terminar una barrenación, y considerando el tiempo necesario para bajar las máquinas, conectar el aire, el agua y probar el circuito eléctrico, el tiempo será el de un turno completo.

Cada disparada nos producirá aproximadamente unas 37 toneladas. Para nuestros cálculos no consideraremos el tiempo que se tarda en rezagar en los primeros metros, sino que los basaremos en una profundidad media o sea de unos 125 metros. Para la rezaga consideraremos tinas de 500 Kgr. de capacidad que se llenarán en un tiempo aproximado de 3 minutos, rezagando 4 paleros continuamente, la rezaga anterior podrá levantarse en:

Tiempo llenado de la tina .....	3
Tiempo subida tina llena .....	1.30
Tiempo descarga en la superficie .....	1.00
Tiempo de bajada de la tina vacía .....	1.30
	<hr/>
Tiempo de viaje y maniobras .....	7'00"

Por lo anterior, para rezagar 500 kgr., la capacidad de una tina, se necesitarán 7 minutos. Para las 37 toneladas se necesitarán:

$$\frac{37,000}{500} = 74 \text{ viajes de manto.}$$

$$74 \times 7 = 518 \text{ minutos u 8 horas aproximadamente.}$$

Podemos considerar que para rezagar las 37 toneladas se nos llevará un turno completo.

Por lo calculado anteriormente podemos deducir que trabajando tres turnos diarios, podrá tenerse en el tiro un avance de 4.50 mts. efectivos cada dos días o 2.25 mts. diarios en promedio, sin considerar el tiempo de ademe, pues en un turno se rezagará, en el siguiente se perforará y la operación seguirá esa secuencia, cerrándose un ciclo cada 6 turnos.

Considerando que a cada 10 metros de avance en el tiro se suspenderá la operación de barrenación para colocar el ademe, 7 marcos a cada 5 pies y la instalación de estos 7 marcos con su tupido, pueden tomar un tiempo de 9 turnos, tres días de trabajo, como promedio; tenemos, pues, que para avanzar 10 metros, en el cuele se necesitarán:

En barrenación y rezaga (2.25 mts. diarios) .....	13 turnos
En colocación ademe .....	9 "
	<hr/>
	22 turnos

Lo anterior nos indica que en 7 días hábiles, como promedio, se avanzarán 10 metros, con instalación de ademe, por lo que el avance proporcional diario será de

1.40 metros y para los 240 metros el tiempo de trabajo en el tiro es de aproximadamente 172 días hábiles, o sean, unos 7 meses.

Avance diario .....	1.40 metros
Tiempo total de cuele y ademe .....	172 días hábiles o 6 meses

Se necesitarán dos máquinas perforadoras J-50A, cinco palas mineras y cinco picos, dos tinas de 500 kgr. de capacidad cada una y 110 kgr. de peso; aproximadamente 250 metros de cable de  $\frac{3}{4}$ " de diámetro con peso de 6 kgr. por metro y un malacate de 20 HP de un solo tambor para efectuar el manto durante el cuele del tiro, con velocidad de 100 mts/minuto. Trabajarán cinco hombres por turno, tres turnos diarios de 7 horas cada uno.

El tiro alcanzará en 57 días la ventanilla del nivel 1, procediéndose a colar ésta, y a los 86 días de la iniciación del cuele se llegará a la ventanilla del segundo nivel, a 115 días la del tercero, a los 143 el cuarto y, por último, el nivel 5 a los 172 días o seis meses de iniciadas las obras. Posteriormente a la terminación del tiro, se colarán las tolvas en cada nivel y los cartuchos para los skips.

## CRUCEROS

El crucero del nivel 1 se principiará desde el momento en que el tiro alcance la profundidad de 80 metros. Para el cuele de este primer crucero se utilizarán dos máquinas neumáticas CP-59 montadas sobre piernas de aire y para la rezaga se utilizará una pala neumática Eimco 12-B. En el crucero, como en las demás obras horizontales, se instalará vía de 30 Lbs/yarda de peso, en previsión del sistema de transporte que se emplee posteriormente en la mina.

La barrenación de los cruceros, sobre roca estéril y con sección de  $1.80 \times 2.10$ , constará de 25 barrenos de 6' de profundidad, obteniéndose un avance efectivo de 1.80 metros por disparada.

Utilizándose las dos máquinas perforadoras, la ronda podrá terminarse en dos horas como promedio, pues se tendrán pocas demoras ya que los barrenos se romperán con el mismo fierro de 6'. Las barrenas serán de acero exagonal, con corona integral e inserto de carburo de tungsteno. Este tipo se utilizará en todas las operaciones de barrenación en el desarrollo. Considerando el tiempo necesario en soplar los barrenos y cargarlos con dinamita y efectuar la disparada, el tiempo necesario para efectuar una disparada de este tipo será de tres y media horas aproximadamente.

La rezaga, de 15 toneladas aproximadamente, por disparada de 1.80 mts. se efectuará por medio de rezagadoras neumáticas Eimco 12-B, con cucharón de 4.5 pies cúbicos de capacidad, pudiendo efectuarse totalmente en un tiempo máximo de 3 horas; por lo tanto, se tendrá un avance de 1.80 metros por turno de 7 horas

de trabajo. En estas obras no se hará necesario el ademe y en caso de que se requiera, se instalará al mismo tiempo que se efectúen las otras operaciones.

Por lo anterior, consideramos un avance de 1.80 metros por turno, o un promedio de 4.00 metros aproximadamente, diarios, por las demoras que se puedan llegar a tener. En esta forma el cuele de los cruceros se realizará en:

Avance diario promedio .....	4.00 mts.
Crucero nivel 1, cuele 119 metros .....	30 días hábiles
Crucero nivel 2, cuele 122 metros .....	31 días hábiles
Crucero nivel 3, cuele 125 metros .....	32 días hábiles
Crucero nivel 4, cuele 128 metros .....	33 días hábiles
Crucero nivel 5, cuele 134 metros .....	34 días hábiles

De donde el crucero del nivel 1 se iniciará 57 días después de empezado el cuele del tiro (Fecha I) y se terminará 30 días después de esa fecha. El crucero del nivel 2 comenzará 86 días después de la fecha I y se terminará a los 117 días después de la fecha I. El crucero del nivel 3 se comenzará a los 115 días de la fecha I y se terminará a los 147 días después de la fecha I. El del nivel 4 se comenzará a los 143 días de la fecha I y se terminará a los 176 días de la fecha I; por último, el crucero del nivel 5, que se iniciará a los 172 días de la fecha I y se terminará a los 206 días de la fecha de iniciación del cuele del tiro.

### FRENTES

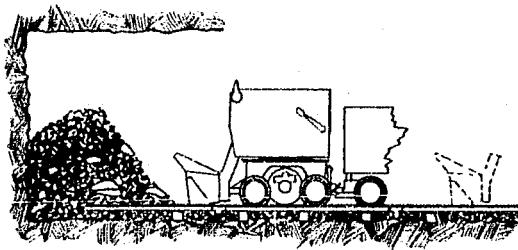
Las frentes se llevarán al bajo de la veta con sección de  $1.80 \times 2.10$  metros, ademándose en su totalidad. La perforación de las frentes del nivel 1 se efectuará con dos máquinas CP-59 con pierna de aire, trabajarán dos hombres por turno tanto en la frente Norte como en la frente Sur, cada barrenación constará de 25 barrenos de 6' de profundidad, completándose cada barrenación en un tiempo de 4 horas, con lo que el tiempo necesario para realizar la disparada será de 5 horas y media, incluyendo el tiempo de soplar y cargar la barrenación. Las dos barrenaciones se llevarán alternativamente en las frentes, con el objeto de que cuando en una se esté perforando, en la otra se rezague. La rezaga de 15 toneladas por frente se hará en un tiempo de 4 horas en cada una de las frentes, con una rezagadora Eimco 12-B como las que se usaron en el cuele de los cruceros, utilizándose para esta tarea dos operadores. Por lo tanto, cada 6 turnos se podrá disparar tres veces y rezagar otras tres, completándose el ciclo, avanzándose 5.40 metros cada dos días o 2.70 metros diarios.

El ademe se colocará conforme se realicen las demás operaciones, instalándose marcos de madera cada 5' de distancia. Para colocarlos se emplearán dos ademadores trabajando alternadamente en una y otra frente.

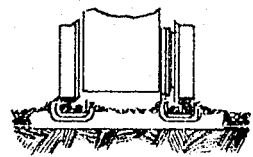
Al avanzar el cuele tanto en la frente Norte como en la Sur, se empezarán a colar los contrapozos que se darán a cada 20 metros y que se comunicarán con el

FIGURA NUM. 6

OPERACION PALA EN LAS FRENTES

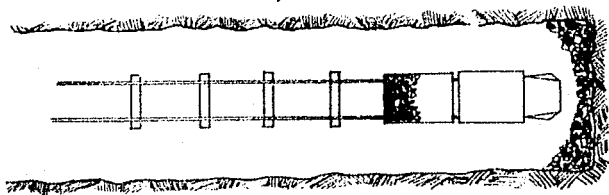


SECCION LONGITUDINAL



SECCION TRANSVERSAL

PLANTA



V. N. A. M.	
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS	
TESIS PROFESIONAL	
OPERACION PALA EN LAS FRENTES	
MAXIMO MUÑOZ	ESQUEMA N° 6

nivel superior, pero que el caso de este primer nivel sólo comunicaremos al exterior dos contrapozos que serán el último de la frente Norte y el último de la frente Sur. Estos contrapozos tendrán una longitud vertical de 44 metros aproximadamente. Mientras que los otros contrapozos que se den en este nivel tendrán una altura total de 24 metros, puesto que hay que dejar un pilar entre la superficie y los rebajes; en nuestro caso este pilar tendrá un grueso de 24 metros en la parte del bajo del cuerpo y aumentará hacia el alto. Este pilar únicamente es como protección; se tumbará una vez que la mina esté vaciada.

Esta frente del nivel 1 tendrá un desarrollo de 45 metros al Norte y de 55 metros al Sur; se tendrá un avance diario de 2.70 metros de donde la frente Norte se terminará en un tiempo de aproximadamente 17 días y 104 días después de la fecha I, la frente Sur se colará en 20 días y 107 días después de la fecha I.

En el nivel II las frentes 2N y 2S se principiarán 117 días después de la fecha I; con una longitud de 59 metros la frente Norte y 69 metros la frente Sur. La perforación se realizará con dos máquinas perforadoras CP-59 con pierna neumática de 3' de longitud, una para cada frente, dando 25 barrenos por frente de 6' de profundidad. Se podrá completar la barrenación en un tiempo de 4½ horas por frente con lo que se podrá disparar en un tiempo de unas 6 horas aproximadamente para cada frente, por el tiempo que se lleve en soplar y cargar los barrenos.

La extracción se efectuará con rezagadoras neumáticas Eimco 12-B, las mismas que se han empleado en el cuele de los cruceros, y las 15 toneladas de rezaga de una de las frentes se podrán extraer en tres horas.

Por lo tanto, en cada 6 turnos se podrá disparar tres veces y rezagar otras tres, completándose el ciclo, obteniéndose un avance de 5.40 metros cada dos días o 2.70 metros diarios.

La frente Norte se terminará en un tiempo de 22 días y la frente Sur en 26 días.

Las frentes de los niveles 3, 4 y 5 se desarrollarán en la misma forma que las anteriores y con el mismo tipo de máquinas.

La frente del nivel 3 tendrá una longitud total de 162 metros, 76 metros al Norte y 86 metros al Sur. Será terminada en un tiempo de 28 días la del lado Norte y en 32 días la del lado Sur, comenzándose a los 147 días de la fecha I y terminándose a los 175 y 179 días respectivamente.

Conforme avancen las frentes, se ejecutarán los contrapozos que han de limitar las secciones de 20 metros de longitud, con alturas de 40 metros cada contrapozo.

En el nivel 4, las frentes 4N y 4S se principiarán a los 176 días de la fecha I y se terminarán a los 209 y 212 respectivamente; estas frentes se harán en la misma forma que las anteriores. La frente tiene un total de 184 metros; 87 metros la Norte y 97 la Sur.

El nivel 5 tendrá una longitud total de 208 metros, 99 la Norte y 109 la Sur, debiendo estar terminadas a los 243 y 246 días de la fecha I.



## CONTRAPOZOS

Los contrapozos destinados a ventilación y caminos, están incluidos dentro de las obras de desarrollo. Los destinados al manto se incluyen en las obras de preparación.

En el primer nivel tendremos dos contrapozos destinados a ventilación y camino (CP-12N y CP-12S), estos contrapozos se encontrarán a 40 metros del crucero, tanto hacia el Norte como al Sur, tendrán una longitud vertical de 44 metros cada uno.

Estas obras se comenzarán a los 101 días de la fecha I y se terminarán 11 días después, o sea 112 días después de la fecha I. Utilizándose para el cuele de estos contrapozos dos perforistas con sus respectivos ayudantes, se utilizarán máquinas Ingersoll Rand R-38C, con un cuele de 4 metros diarios dando tres disparadas en los tres turnos, puesto que no hay que pararse a rezagar ya que la carga cae por gravedad.

En el segundo nivel tendremos los contrapozos (CP-22N y CP-22S), que se colarán en la misma forma que los anteriores. Estas obras se empezarán a los 131 días de la fecha I y se terminarán 10 días después de esa fecha.

Los contrapozos que servirán para dar este mismo servicio en los niveles 3, 4 y 5 se terminarán a los 171, 200 y 230 días de la fecha I, utilizándose para su cuele el mismo equipo que el empleado en los niveles superiores.

Los contrapozos destinados a carga se colarán simultáneamente con éstos, siendo el personal encargado de hacer este trabajo el mismo que colará las obras de ventilación y camino.

## OBRAS DE PREPARACION

Los contrapozos para la extracción del mineral de 35 metros de altura cada uno, podrán colarse en un tiempo de 9 días cada uno.

En el nivel 1 tenemos que colar los contrapozos CP-11N, CP-11S y CP-13S. Estos contrapozos se colarán en un tiempo de 5 días cada uno. (Los plazos de terminación los ponemos en la tabla adjunta). Tendremos un total de 24 contrapozos de este tipo.

<i>Obra</i>	<i>Avance diario</i>	<i>Distancia</i>	<i>Tiempo de cuele</i>	<i>Terminada después de fecha I</i>
-------------	----------------------	------------------	----------------------------	---

### TIRO

Nivel 1	1.40 metros	80 metros	57 días	57 días
Nivel 2	1.40 "	80 "	57 "	86 "
Nivel 2	1.40 "	40 "	29 "	86 "
Nivel 3	1.40 "	40 "	29 "	115 "
Nivel 4	1.40 "	40 "	20 "	143 "
Nivel 5	1.40 "	40 "	29 "	172 "

### CRUCEROS

X-E-I	4.00 metros	119 metros	30 días	87 días
X-E-II	4.00 "	122 "	31 "	117 "
X-E-III	4.00 "	125 "	32 "	147 "
X-E-IV	4.00 "	128 "	33 "	176 "
X-E-V	4.00 "	134 "	34 "	206 "

### FRENTES

I-N	2.70 metros	45 metros	17 días	104 días
1-S	2.70 "	55 "	20 "	107 "
2-N	2.70 "	59 "	22 "	139 "
2-S	2.70 "	69 "	26 "	143 "
3-N	2.70 "	76 "	28 "	175 "
3-S	2.70 "	86 "	32 "	179 "
4-N	2.70 "	87 "	33 "	209 "
4-S	2.70 "	97 "	36 "	212 "
5-N	2.70 "	99 "	37 "	243 "
5-S	2.70 "	109 "	40 "	246 "

### CONTRAPOZOS

CP-11-N	4.00 metros	20 metros	5 días	99 días
CP-12-N	4.00 "	44 "	11 "	112 "
CP-11-S	4.00 "	20 "	5 "	99 "
CP-12-S	4.00 "	44 "	11 "	112 "
CP-13-S	4.00 "	20 "	5 "	106 "
CP-21-N	4.00 "	35 "	9 "	133 "
CP-22-N	4.00 "	40 "	10 "	141 "
CP-21-S	4.00 "	35 "	9 "	133 "

<i>O b r a</i>	<i>Avance diario</i>	<i>Distancia</i>	<i>Tiempo de cuele</i>	<i>Terminada después de fecha I</i>
CP-22-S	4.00 metros	40 metros	10 días	141 días
CP-23-S	4.00 "	35 "	9 "	148 "
CP-31-N	4.00 "	35 "	9 "	163 "
CP-32-N	4.00 "	40 "	10 "	171 "
CP-33-N	4.00 "	35 "	9 "	178 "
CP131-S	4.00 "	35 "	9 "	163 "
CP-32-S	4.00 "	40 "	10 "	171 "
CP-33-S	4.00 "	35 "	9 "	178 "
CP-34-S	4.00 "	35 "	9 "	186 "
CP-41-N	4.00 "	35 "	9 "	192 "
CP-42-N	4.00 "	40 "	10 "	200 "
CP-43-N	4.00 "	35 "	9 "	207 "
CP-44-N	4.00 "	35 "	9 "	215 "
CP-41-S	4.00 "	35 "	9 "	192 "
CP-42-S	4.00 "	40 "	10 "	200 "
CP-43-S	4.00 "	35 "	9 "	207 "
CP-44-S	4.00 "	35 "	9 "	215 "
CP-51-N	4.00 "	35 "	9 "	222 "
CP-52-N	4.00 "	40 "	10 "	230 "
CP-13-N	4.00 "	35 "	9 "	237 "
CP-54-N	4.00 "	35 "	9 "	245 "
CP-51-S	4.00 "	35 "	9 "	222 "
CP-52-S	4.00 "	40 "	10 "	230 "
CP-53-S	4.00 "	35 "	9 "	237 "
CP-54-S	4.00 "	35 "	9 "	245 "
CP-55-S	4.00 "	35 "	9 "	251 "

## CALCULO DEL EQUIPO DE PERFORACION Y COSTO DEL MISMO

El equipo de perforación necesario para el desarrollo y las obras de preparación constará de perforadoras de aire de tipo pesado para barrenación en húmedo. El tipo de máquinas que se adapta a nuestras necesidades es la CP-59 que se utilizará con pierna neumática de 3' en el cuele de las frentes y cruceros, así como en los rebajes de frente. En el tiro utilizaremos máquinas J-50A a las que una vez terminado el cuele del tiro se les adaptará la pierna. Para los contrapozos utilizaremos máquinas Ingersoll Rand R-38C. Las especificaciones de los tipos de perforadora escogidos son los siguientes:

Tipo CP-59:	Peso.....	60 lbs.
	Longitud.....	24½"
	Dimensión del mango.....	12"
	Diámetro manguera aire.....	¾"
	Diámetro manguera agua.....	¾"
Tipo J-50A:	Peso.....	58 lbs.
	Longitud.....	23-1¼"
	Diámetro manguera aire.....	¾"
	Diámetro manguera agua.....	¾"
Tipo R-38C:	Peso.....	75 lbs.
	Longitud.....	28"
	Diámetro manguera aire.....	¾"
	Diámetro manguera agua.....	¾"

La pierna neumática que se usará con estas máquinas será de 3' de longitud y tendrá un peso incluyendo la manguera en "Y" de 44 lbs.

De acuerdo con el programa de desarrollo planeado en el capítulo anterior, se necesitarán dos J-50A para el cuele del tiro, cuatro CP-59 para los cruceros y frentes y cuatro R-38C para el cuele de los contrapozos; se necesitarán también seis piernas neumáticas y 10 lubricadores, este equipo se distribuirá en la forma siguiente:

- Nivel 1: 2 máquinas CP-59, empleándose después para el cuele de tolvas y cartuchos.  
2 máquinas R-38C para el cuele de los contrapozos.
- Nivel 2: 2 máquinas CP-59, para el cuele del crucero y la frente.  
2 máquinas R-38C para el cuele de los contrapozos.
- Nivel 3: Las mismas que se usaron en el primer nivel.
- Nivel 4: Las mismas que se usaron en el nivel 2.
- Nivel 5: 2 máquinas J-50A, las mismas que se emplearon en el cuele del tiro.  
2 máquinas R-38C, las mismas que se usaron en el nivel tres.
- Refacciones: 1 máquina CP-59 con pierna de 3' de longitud.  
1 máquina R-38C.
- Total: 12 máquinas perforadoras.

Además, se utilizarán para la rezaga en los cruceros y posteriormente en las frentes de los niveles, 4 palas neumáticas marca Eimco tipo 12-B con cucharón de 4-5 pies cúbicos de capacidad, con un consumo de aire por máquina de 250 cfm. en la operación normal.

Estas rezagadoras se pasarán de un nivel a otro conforme se vayan terminando las obras.

También se adquirirán palas y picos mineros para la rezaga en el tiro, así como dos tinas de 500 kgr. de capacidad para el manto durante el cuele del tiro.

El costo de una máquina perforadora J-50A con pierna neumática y lubricador de línea es de:

1 Máquina J-50A de 95 cfm. efectivos.....	Dlls. 599.50
1 Pierna neumática de 3', serie JL-4.....	168.00
1 Lubricador de línea.....	32.00
	Dlls. 799.50

Lo que equivale en moneda nacional a \$ 9,993.75 aproximadamente. Para las dos máquinas \$ 19,987.50.

1 Máquina CP-59W de 95 cfm. efectivos.....	Dlls. 490.00
1 Pierna neumática de 3', GDL H-359.....	165.00
1 Lubricador de línea.....	32.00
	Dlls. 687.00

Lo que equivale en moneda nacional a \$ 8,587.50 aproximadamente. Para las cinco máquinas \$ 42,937.50.

1 Máquina R-38C de 110 cfm. efectivos.....	Dlls. 693.00
1 Lubricador de línea.....	32.00
	Dlls. 725.00

Lo que equivale en moneda nacional a \$ 9,062.50 aproximadamente. Para las cinco máquinas \$ 45,312.50.

La inversión que se hará en equipo de perforación sin considerar las mangueras es de \$ 108,237.50 moneda nacional.

Si suponemos un tiempo de depreciación de dos años para cada máquina, tendremos que el costo proporcional por pie barrenado o por metro barrenado, debido a la depreciación será:  $2 \times 300 = 600$  días de trabajo.

Considerando un avance promedio por máquina de 2.50 metros diarios, según lo visto en el capítulo anterior y si consideramos que por turno, una máquina de 20 barrenos como promedio de 6' de longitud, el número de pies perforados diariamente será de:

$$20 \times 6 \times 3 = 360' \text{ o } 112 \text{ mts. perforados diariamente.}$$

$$600 \times 112 = 67,200 \text{ mts. perforados en dos años o a } 215,040 \text{ pies barrenados.}$$

El costo correspondiente debido a la depreciación, por metro y por pie perforado será:

Para la CP-59:

$$\frac{8,587.50}{67,200} = \$ 0.128 \text{ por mt.}$$

Para la R-38:

$$\frac{9,062.50}{67,200} = \$ 0.134 \text{ por mt.}$$

Para la J-50A:

$$\frac{9,993.75}{67,200} = \$ 0.148 \text{ por mt.}$$

El costo por metro barrenado será para las máquinas CP-59, R-38C y J-50A de \$ 0.128, \$ 0.134 y \$ 0.148 por metro, respectivamente.

El compresor que se necesitará para proporcionar el aire comprimido a las máquinas, rezagadoras, etc., será:

El volumen de aire será el correspondiente a 10 máquinas perforadoras, trabajando simultáneamente, más el volumen de aire consumido por las cuatro rezagadoras, que aunque no trabajan al mismo tiempo que las perforadoras lo consideraremos como un factor de seguridad para el futuro de la mina, más las pérdidas, ventilación, etc. Tendremos entonces que el consumo de aire será de aproximadamente:

8 Máquinas de 95 cfm. ....	760 cfm.
2 Máquinas de 110 cfm. ....	220 „
2 Rezagadoras de 250 cfm. ....	500 „
Total. ....	<u>1,480 cfm.</u>

El compresor que se necesita es de 1,650 cfm. de capacidad indicada a 4,500' de altura, necesitará un motor de 150 HP que trabajará a 250 rpm. y estará integrado al compresor. La presión a la que se entregará el aire, podrá ajustarse entre los 80 y 110 psi. El compresor trabajará a una altura sobre el nivel del mar de 4,500 pies, con una presión atmosférica de 12.18 psi. La capacidad del recipiente para regular la presión del aire a la salida del compresor será de 190 pies cúbicos.

$$1,650 \times 12.18 : 100 \times X$$

$$X : 190 \text{ pies cúbicos}$$

Para conducir el aire a la mina, se empleará tubería de acero de 4" de diámetro, con un factor de pérdida por cada 1,000 pies de longitud de la tubería de 2.18 lbs. por pulgada cuadrada en la presión del aire.

El precio del compresor de 1,650 cfm. de capacidad indicada, con motor eléctrico de 150 HP, accesorios de arranque automático, excitador, enfriador de aire, trampa de humedad, filtro para el aire, etc., es de Dlls. 34,000.00 según cotización de la casa fabricante Ingersoll Rand. Consideramos un 20% extra por concepto de fletes y de transporte a la unidad, con lo que el precio del compresor y accesorios, en moneda nacional, asciende a \$ 510,000.00 M.N. en números redondos.

Para este equipo, si consideramos un tiempo de depreciación de 10 años, la partida anual por este concepto, será de \$ 51,000.00, y tomando 300 días efectivos de trabajo por año, la cantidad diaria correspondiente a depreciación es de \$ 170.00. Durante el desarrollo el compresor trabajará tres turnos diariamente, de 7 horas cada uno, o sean 21 horas diarias. Después de terminado el desarrollo y durante la explotación de la mina, el compresor trabajará únicamente 14 horas o dos turnos por día. Calculamos el costo de depreciación durante el tiempo del desarrollo.

$$\frac{170}{21} = \$ 8.09 \text{ por hora, para depreciar y correspondientes a } 74,400 \text{ pies cúbicos}$$

de aire, considerando una eficiencia del 80%.

Los otros costos que implica el compresor, son los siguientes:

Para la atención y vigilancia del compresor y aparatos accesorios, se necesitará un compresorista por turno con sueldo de \$ 18.50, lo que por hora representa \$ 2.68.

Por conservación y mantenimiento suponemos un costo del 10% del precio del compresor y proporcionalmente por hora, será de \$ 6.72.

La cantidad de energía eléctrica consumida por el compresor en una hora, la calculamos de la siguiente manera:

$$150 \times 0.746 = 112 \text{ KW por hora.}$$

Esta energía consumida por una hora de trabajo del compresor para 74,400 pies cúbicos de aire, si consideramos el costo de la energía eléctrica a \$ 0.12 el KW hora, representa:

$$112 \times 0.12 = \$ 13.44 \text{ por hora.}$$

Resumiendo los costos anteriores tendremos:

Mano de obra.....	\$ 2.66	por hora
Mantenimiento y reparaciones.....	6.72	” ”
Energía eléctrica.....	13.44	” ”
Depreciación.....	8.09	” ”
Costo del aire comprimido.....	<u>\$ 30.91</u>	por hora

El costo proporcional para 1,000 pies cúbicos de aire será de:

$$\frac{1,000 \times 30.91}{74,400} = \$ 0.41 \text{ por } 1,000 \text{ pies cúbicos de aire libre.}$$

Concluimos que la inversión que tendrá que hacerse para adquirir el equipo de perforación necesario para las labores de desarrollo y preparación de la mina, es de:

PLANO NUM. 10

PERFIL LONGITUDINAL N-E

“EL REFUGIO”, GTO.



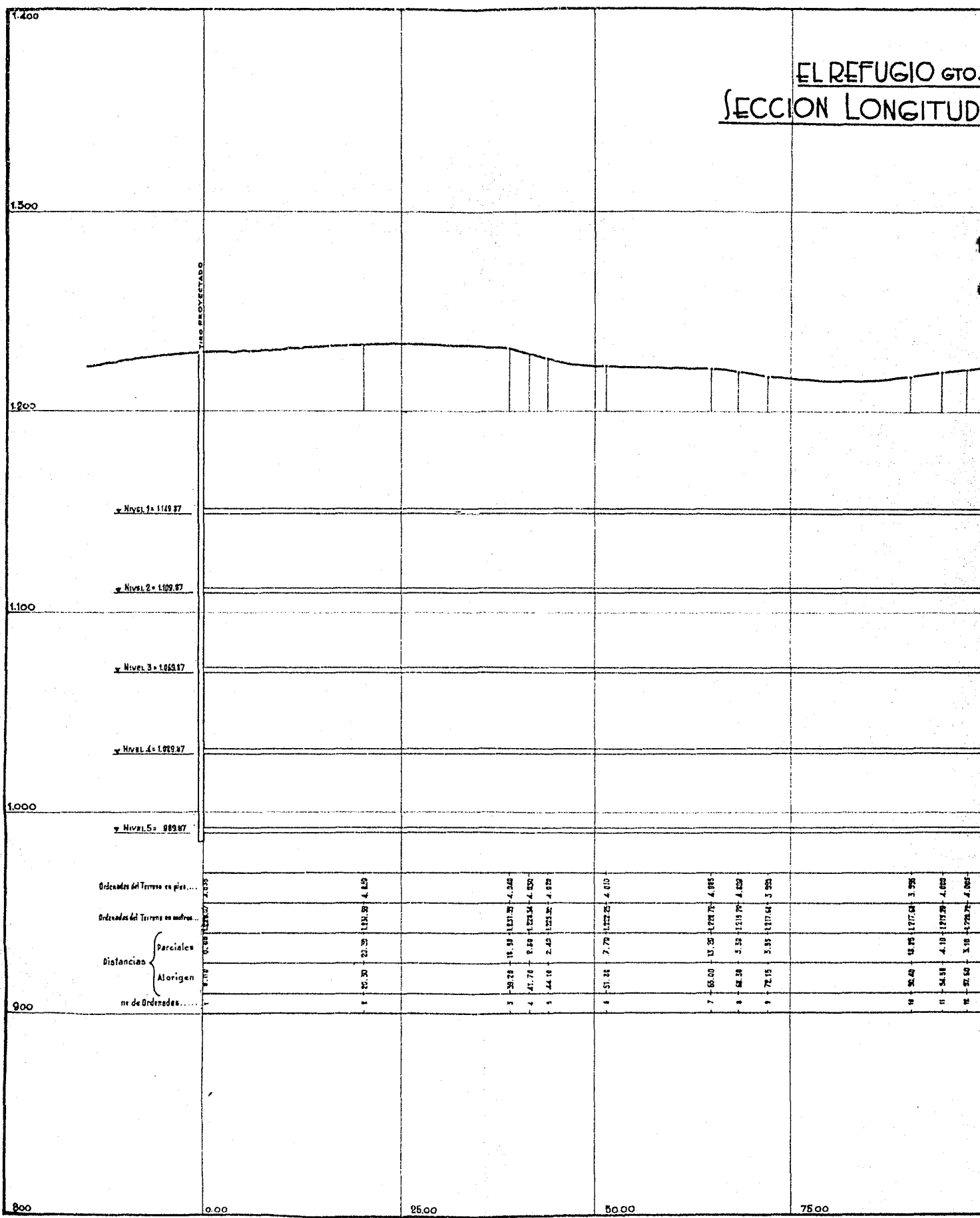
# EL REFUGIO GTO. SECCION LONGITUD

LÍNEA PROYECTADA



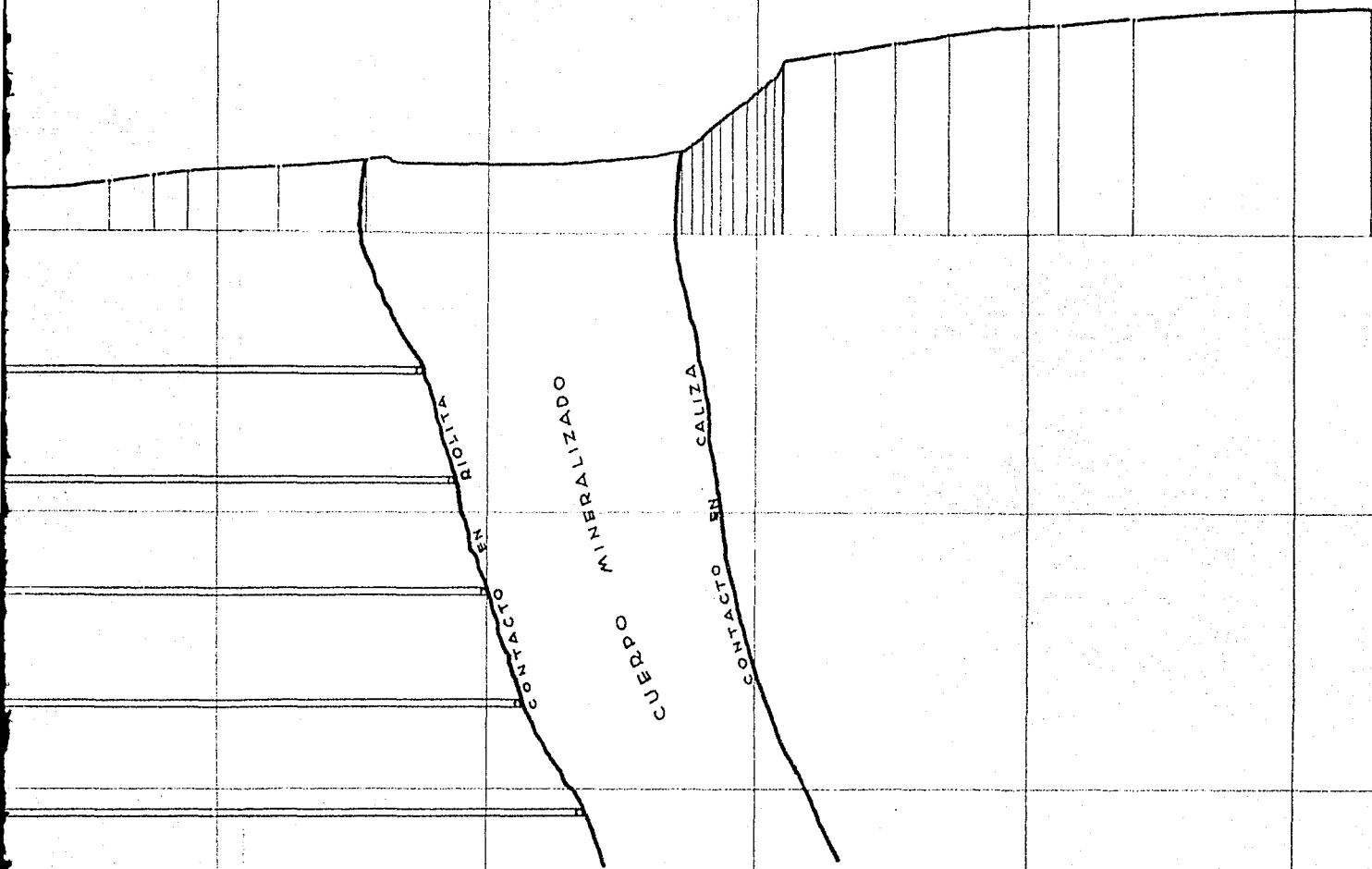
- ▼ Nivel 1 = 1149.87
- ▼ Nivel 2 = 1109.87
- ▼ Nivel 3 = 1069.87
- ▼ Nivel 4 = 1029.87
- ▼ Nivel 5 = 989.87

Distancias	Parciales	Al origen	Ordenadas del Terreno en pies...	Ordenadas del Terreno en metros...
1	0.00	0.00	1029.87	312.97
2	12.50	12.50	1031.59	313.59
3	25.00	25.00	1031.70	313.70
4	37.50	37.50	1029.87	312.97
5	50.00	50.00	1029.87	312.97
6	62.50	62.50	1029.87	312.97
7	75.00	75.00	1029.87	312.97
8	87.50	87.50	1029.87	312.97
9	100.00	100.00	1029.87	312.97
10	112.50	112.50	1029.87	312.97
11	125.00	125.00	1029.87	312.97
12	137.50	137.50	1029.87	312.97



REFUGIO GTO.

LONGITUDINAL-AB-



14	30.40	18.25	1.97.64	3.95
15	31.58	4.10	1.975.26	4.00
16	37.60	5.10	1.970.75	4.05
17	105.60	8.00	1.982.61	4.00
18	115.80	8.00	1.985.50	4.00
19	145.72	27.40	1.928.34	4.05
20	146.88	4.78	1.931.28	4.05
21	148.15	1.38	1.937.65	4.05
22	149.80	1.58	1.940.59	4.05
23	149.28	1.32	1.946.61	4.05
24	150.00	1.00	1.951.10	4.05
25	150.00	1.00	1.951.10	4.05
26	150.00	1.00	1.951.10	4.05
27	150.00	1.00	1.951.10	4.05
28	150.00	1.00	1.951.10	4.05
29	150.00	1.00	1.951.10	4.05
30	150.00	1.00	1.951.10	4.05
31	150.00	1.00	1.951.10	4.05
32	150.00	1.00	1.951.10	4.05
33	150.00	1.00	1.951.10	4.05
34	150.00	1.00	1.951.10	4.05
35	150.00	1.00	1.951.10	4.05
36	150.00	1.00	1.951.10	4.05
37	150.00	1.00	1.951.10	4.05
38	150.00	1.00	1.951.10	4.05
39	150.00	1.00	1.951.10	4.05
40	150.00	1.00	1.951.10	4.05
41	150.00	1.00	1.951.10	4.05
42	150.00	1.00	1.951.10	4.05
43	150.00	1.00	1.951.10	4.05
44	150.00	1.00	1.951.10	4.05
45	150.00	1.00	1.951.10	4.05
46	150.00	1.00	1.951.10	4.05
47	150.00	1.00	1.951.10	4.05
48	150.00	1.00	1.951.10	4.05
49	150.00	1.00	1.951.10	4.05
50	150.00	1.00	1.951.10	4.05
51	150.00	1.00	1.951.10	4.05
52	150.00	1.00	1.951.10	4.05
53	150.00	1.00	1.951.10	4.05
54	150.00	1.00	1.951.10	4.05
55	150.00	1.00	1.951.10	4.05
56	150.00	1.00	1.951.10	4.05
57	150.00	1.00	1.951.10	4.05
58	150.00	1.00	1.951.10	4.05
59	150.00	1.00	1.951.10	4.05
60	150.00	1.00	1.951.10	4.05
61	150.00	1.00	1.951.10	4.05
62	150.00	1.00	1.951.10	4.05
63	150.00	1.00	1.951.10	4.05
64	150.00	1.00	1.951.10	4.05
65	150.00	1.00	1.951.10	4.05
66	150.00	1.00	1.951.10	4.05
67	150.00	1.00	1.951.10	4.05
68	150.00	1.00	1.951.10	4.05
69	150.00	1.00	1.951.10	4.05
70	150.00	1.00	1.951.10	4.05
71	150.00	1.00	1.951.10	4.05
72	150.00	1.00	1.951.10	4.05
73	150.00	1.00	1.951.10	4.05
74	150.00	1.00	1.951.10	4.05
75	150.00	1.00	1.951.10	4.05
76	150.00	1.00	1.951.10	4.05
77	150.00	1.00	1.951.10	4.05
78	150.00	1.00	1.951.10	4.05
79	150.00	1.00	1.951.10	4.05
80	150.00	1.00	1.951.10	4.05
81	150.00	1.00	1.951.10	4.05
82	150.00	1.00	1.951.10	4.05
83	150.00	1.00	1.951.10	4.05
84	150.00	1.00	1.951.10	4.05
85	150.00	1.00	1.951.10	4.05
86	150.00	1.00	1.951.10	4.05
87	150.00	1.00	1.951.10	4.05
88	150.00	1.00	1.951.10	4.05
89	150.00	1.00	1.951.10	4.05
90	150.00	1.00	1.951.10	4.05
91	150.00	1.00	1.951.10	4.05
92	150.00	1.00	1.951.10	4.05
93	150.00	1.00	1.951.10	4.05
94	150.00	1.00	1.951.10	4.05
95	150.00	1.00	1.951.10	4.05
96	150.00	1.00	1.951.10	4.05
97	150.00	1.00	1.951.10	4.05
98	150.00	1.00	1.951.10	4.05
99	150.00	1.00	1.951.10	4.05
100	150.00	1.00	1.951.10	4.05

100.00

125.00

150.00

175.00

V. N. A. M.	
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS	
TESIS PROFESIONAL	
PERFIL LONGITUDINAL N.E. ESCALAS ( HORIZONTAL... 1:500 VERTICALES... 1:2,000	
MAXIMO MUÑOZ 200.00	PLANO N° 10

Perforadoras y accesorios.....	\$ 108,237.50
Compresor y accesorios.....	510,000.00
Cuatro rezagadoras neumáticas Eimco, tipo 12-B. ....	190,000.00
10% costo del compresor para instalación.....	51,000.00
Inversión total .....	\$ 859,237.00
10% de imprevistos.....	85,923.70
INVERSIÓN REQUERIDA.....	\$ 945,160.70

El compresor trabajará durante toda la época de explotación de la mina que actualmente se ha supuesto de 10 años. Las máquinas de perforación que hemos considerado tendrán una duración de dos años únicamente, aunque sea posible que con un buen mantenimiento alcancen una vida hasta de cinco años.

El acero para barrenación que se empleará en todas las operaciones de perforación será acero exagonal de  $\frac{7}{8}$ " con corona de carburo de tungsteno. Los costos del acero para barrenar se incluyen en el siguiente punto de este capítulo, cargándose directamente como gasto, por metro de cuele.

La tubería de conducción del aire comprimido, de 4" de diámetro, de acero, tipo Victaulic, se cargará también al metro de cuele, como gasto. Lo mismo se hará con la tubería de 2" de diámetro que se utilizará para la conducción del agua para las máquinas.

## ESTIMACION DEL COSTO DEL DESARROLLO

Para hacer una estimación de este costo, analizaremos cada una de las obras que se realizarán, en particular, considerando las tres partidas de costos:

- a) Mano de obra.
- b) Materiales.
- c) Costos distribuibles.

Además consideraremos los costos indirectos correspondientes a la depreciación de las perforadoras y de las rezagadoras neumáticas.

- d) Costo de depreciación.

## TIRO

La sección será de 7' x 15', se tendrá un avance diario promedio de 1.40 metros, con barrenaciones de 6' de profundidad, tres en 6 turnos y el tiempo necesario para colocar el ademe.

a) MANO DE OBRA

1 Encargado de contrato .....	\$ 17.00
1 Perforista de primera .....	18.00
1 Perforista de segunda .....	15.05
1 Ayudante de perforista .....	13.05
1 Ayudante de perforista .....	13.05
1 Peón .....	12.50
	<u>\$ 88.65</u>
50% como bonificaciones .....	43.32
	<u>\$ 131.97</u>

Si consideramos que un cabo vigilará el trabajo en el tiro, durante tres horas de su turno, el costo proporcional de supervisión por turno será de \$ 9.00, considerando un salario de \$ 21.00.

Por tanto, el costo total por turno, de mano de obra y supervisión, será de \$ 140.97. Si se avanzan 1.40 metros diarios como promedio, por turno el avance proporcional será de 0.465 metros, por lo que el costo por metro será de: \$ 303.16 mt.

b) MATERIALES

1. Dinamita y artificios. Para los barrenos de 6' de profundidad se cargarán con 6 bombillos de dinamita Gelamex 60% cada uno, empleándose en total 150 bombillos por disparada de 1.50 metros. La pegada se hará con estopines eléctricos, necesiándose 25 estopines de los siguientes tipos:

4 Estopines de retardo 0 (Delay 0) .....	\$ 9.20
4 " " " 1 (Delay 1) .....	9.52
4 " " " 2 (Delay 2) .....	9.80
4 " " " 3 (Delay 3) .....	14.12
4 " " " 4 (Delay 4) .....	10.40
4 " " " 5 (Delay 5) .....	10.72
	<u>\$ 63.76</u>
24 Estopines	

Se necesitará una caja explosiva de la Cía. Mexicana de Explosivos, modelo CD-48/1 con precio de \$ 2,467.21.

Consideramos que se depreciará en cinco años, 1,500 días, el costo de depreciación por día será de:

$$\frac{2,467.21}{1.500} = \$ 1.65 \text{ por día, por } 1.40 \text{ mts. o}$$

por metro de cuele: \$ 1.18 mt.

En total, el costo de la dinamita y artificios, por cada disparada será:

El costo por metro será de .....	\$ 96.88
150 Bombillos Galamex 60% a \$ 0.53 c/u .....	\$ 79.50
24 Estopines de diferentes tiempos .....	63.76

Por disparada de 5' efectivos ..... \$ 143.26

2. El acero para barrenar, conociendo el costo de una parada de tres barras de 3', 5' y 8' de longitud a \$ 685.000, y sabiendo también que cada barra puede perforar 1,640' como promedio, representa un costo de:

$$1,640 \times 3 : 4,920 \text{ pies barrenados.}$$

25 barrenos por 6' : 150' barrenados, para cada disparada y como se utilizarán dos paradas de barras, para cada una corresponden 75' de barrenación. Entonces tenemos:

$$\frac{75 \times 685 : \$ 10.45 \text{ por parada, o } \$ 20.90}{4,920}$$

por cada barrenación y por metro el costo de acero será de: \$ 14.00 mt.

3. Para el aire se utilizará tubería Vitaulic de 4" de diámetro, con un costo de \$ 281.27 por tramo de 6 metros. La tubería de agua será de 2" de diámetro y del mismo tipo, con un costo de \$ 96.77 por tramo.

Puesto que en cada 6 metros tendremos que colocar un cople, tanto en la tubería de 4" como en la de 2", esto nos representa un costo de \$ 41.45 en la de 4" y de \$ 21.16 en la de 2". Cada 40 metros se colocará una "T" de 4" y una de 2", con costo de \$ 89.000 y \$ 29.76 respectivamente, también cada 40 metros se colocará una válvula en cada tubería, lo que representa \$ 516.00 en la de 4" y \$ 112.00 en la de 2".

El costo de las mangueras de 3/4" para el aire de 40 pies de largo y de 1/2" para el agua de 40' pies de largo, a razón de \$ 0.75 y de \$ 0.50 por metro.

Porratando los costos de tubería, coples, válvulas, "Tes", etc., por metro, el costo resulta de:

Para tubería de 4" .....	\$ 69.12
Para tubería de 2" .....	23.70
Costo por metro, de tubería y accesorios .....	\$ 92.82

4. Dentro de los materiales de consumo incluimos el aceite para las perforadoras, estopa, retacadores, tubos de soplo, etc., agrupándolos bajo un solo término y considerándoles un costo por metro de: \$ 10.00.

5. La madera para ademar el tiro, las guías, las plataformas y escaleras, suponen un costo importante en la obra.

A continuación analizaremos estos costos:

2 Largueros de 15' × 8" × 8" .....	\$ 225.00
2 Cabezales de 7' × 8" × 8" .....	110.50
2 Divisiones de 7' × 8" × 8" .....	110.50
8 Postes de 5' × 8" × 8" .....	275.00
42 Tablones de 3" × 10" × 5' .....	924.00
	<hr/>
	\$ 1,645.00
10% por cuñas y cortes .....	164.50
	<hr/>
Costo de madera por marco .....	\$ 1,809.50

Cada tres marcos se colocarán escaleras en el camino, se instalarán guías y se forrará el camino, lo que representa:

54 Tablones para el forro de 3" × 10" × 5' .....	\$ 1,188.00
10 Tablones para plataforma 3" × 10" × 5' .....	264.00
1 Escalera con dos presas de 15' × 4" × 2" .....	26.00
y 15 Piezas de 1' × 4" × 2" .....	15.00
4 Guías de 15' × 6" × 4" .....	200.00
	<hr/>
	\$ 1,693.00
10% de cortes .....	169.30
	<hr/>
	\$ 1,362.30

Por metro, el costo proporcional será de: \$ 1,362.30/4.50, obteniendo el costo por metro \$ 413.80 por concepto de guías, escaleras, plataforma y forro del camino.

Un marco cubre una longitud de 1.50 metros y a un costo de \$ 1,809.50 por marco, el costo proporcional por metro será: \$ 1,206.33.

En total el costo por metro, por madera de ademe, es de: \$ 1,620.13.

A este costo hay que aumentarle el de la mano de obra necesaria para hacer los cortes en la madera. Para esto supondremos que un carpintero y un ayudante pueden hacer los cortes en las piezas que forman un marco, en un turno de trabajo.

1 Carpintero .....	\$ 23.00
1 Ayudante .....	14.50
	<hr/>
Por marco .....	\$ 37.50
El costo por metro será de .....	25.00

Por lo anterior, podemos concluir que el costo de un marco de madera, incluyendo la mano de obra es de \$ 1,645.13.

La mano de obra de instalación no la hemos considerado puesto que la misma cuadrilla que trabaje en el tiro, colocará la madera.

#### c) COSTOS DISTRIBUIBLES

De éstos, consideramos únicamente el aire comprimido para las máquinas perforadoras pues la energía eléctrica no se utilizará en el cuele del tiro, sino para la disparada y este costo es muy pequeño. El costo de mantenimiento y reparación de las perforadoras, lo consideraremos tomándolo como un 10% del término de depreciación.

El consumo de aire comprimido será:

2 Perforadoras trabajando 1.5 horas efectivas con consumo de aire de 95 pies cúbicos por minuto y de 8.550 pies cúbicos por hora y por máquina .....	17,100 pies <sup>3</sup>
Aire comprimido consumido en soplar los barrenos con un tubo de 3/8" de diámetro y aire consumido en ventilar el tiro después de la disparada con manguera de 3/4" .....	15,000 pies <sup>3</sup>
Aire consumido por disparada .....	32,100 pies <sup>3</sup>

El costo del aire comprimido obtenido anteriormente es de \$ 0.41 por millar de pies cúbicos y por lo tanto, para la cantidad anterior, será de:

$32.1 \times 0.41$  : \$ 13.16 por disparada de 1.40 metros efectivos o de \$ 9.70 por metro.

#### d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN

El costo de depreciación de las máquinas perforadoras es de \$ 0.46 por pie barrenado por máquina. Para el tiro se tendrá:

$2 \times 75 \times 0.046$ : \$ 6.90 por disparado o de \$ 4.92 por metro de cuele.

Por lo tanto, podemos resumir los costos anteriores en la siguiente tabla:

a) MANO DE OBRA .....	\$ 303.16
b) MATERIALES	
Dinamita y artificios .....	96.88

Acero para barrenación .....	14.00
Tubería y accesorios .....	92.82
Materiales varios .....	10.00
Ademe .....	1,645.13
<i>c)</i> COSTOS DISTRIBUIBLES	
Aire comprimido .....	9.70
<i>d)</i> COSTOS DE DEPRECIACIÓN .....	4.92
	<hr/>
	\$ 2,176.61
Imprevistos 10% .....	217.66
	<hr/>

COSTO POR METRO DE CUELE EN EL TIRO \$ 2,394.27

Para los 240 metros que se colarán de tiro en el desarrollo el costo será de: \$ 574,624.80, costo total del tiro.

Al costo del cuele del tiro, tendremos que agregar el costo estimado de las ventanillas de los niveles 1, 2, 3, 4 y 5, así como también las tolvas de estos niveles. En total se removerán aproximadamente 800 metros cúbicos de tepetate en estas obras.

COSTO OBRAS ACCESORIAS ..... \$ 120,000.00

Por lo tanto la inversión que habrá necesidad de hacer para profundizar el tiro a 240 metros y acondicionarlo para el manto del mineral a la superficie y para el manejo de materiales y hombres será de:

INVERSION TOTAL EN EL TIRO ..... \$ 694,624.80

### CRUCEROS

Estos se darán sobre roca estéril con sección de 1.80 × 2.10. En el cuele de cada uno de los cruceros trabajará una cuadrilla de 5 hombres, durante tres turnos diarios. Se tendrá un avance promedio de 4 metros diarios.

#### *a)* MANO DE OBRA

1 Encargado contrato .....	\$ 17.00
1 Perforista de primera .....	18.00
1 Perforista de segunda .....	15.05
1 Ayudante perforista de primera .....	13.05
1 Ayudante perforista de segunda .....	13.05
	<hr/>
	\$ 76.15



50% como bonificaciones .....	38.07
Costo de mano de obra .....	\$ 114.22
Supervisión .....	9.00
Costos .....	\$ 123.22

El costo proporcional para un metro, si por turno se tiene un avance de 1.30 metros, será de:

Costo por metro .....	\$ 90.48
-----------------------	----------

### b) MATERIALES

1. Se darán 25 barrenos para cada disparada. Tendrán una profundidad de 6' y se cargarán con 5 bombillos de dinamita. En total se necesitarán 125 bombillos de dinamita Gelamex 60% con un costo total de \$ 66.25 y por metro de: \$ 50.96.

La pegada se hará con cañuelas y cordón de ignición "Thermalite", sistema que se empleará en todas las obras horizontales y en los contrapozos. El costo de 25 cañuelas con cápsulas, conectores y un cuarto de rollo de cordón de ignición.

25 cañuelas de 2 metros de largo .....	\$ 0.816 c/u	\$ 20.40
25 conectores .....	0.306 "	7.65
25 cápsulas .....	0.209 "	5.22
Un cuarto de rollo de cordón de ignición a 19.37 el rollo .....		4.84
Costo por disparada .....		\$ 38.11
Costo por metro .....		\$ 29.31

2. El promedio de duración de una barrena de 6' de largo, con inserto de carburo de tungsteno es de 1,640' perforados. En esta obra, por disparada, se perforarán 150' ó 75' por máquina y por barreno; el costo de una barra es de \$ 215.00, cada barrenación representará \$ 19.65.

El costo proporcional por metro de avance será ..... \$ 15.03

3. El riel que se empleará en estas obras será de 30 lbs. de peso por yarda, con un costo de \$ 150.21 por tramo, o de \$ 300.42 para un tramo de vía de 6 metros de longitud con dos rieles.

Los durmientes serán de acero y de madera alternados y se colocarán a cada 24" (la misma dimensión que el calibre de la vía); por lo tanto, en un tramo de 6 metros se colocarán 5 durmientes de acero y 5 durmientes de madera. Cada 6 metros se colocaran 4 planchuelas de acero, correspondiendo a cada tramo de vía,

2 de éstas, 4 tornillos de vía y 20 clavos de riel sobre los durmientes de madera. Debemos considerar también que en la intersección del crucero de cada nivel con las frentes de éste, se instalarán tres cambios de vía y al crucero se le cargará el precio de uno, cargándose los otros dos a las frentes.

El costo de la vía será por tanto:

1 Tramo de riel de 30 lbs. ....	\$ 150.21	\$ 300.42
5 Durmientes de madera .....	13.57	68.00
5 Durmientes de acero .....	24.31	122.00
2 Planchuelas .....	2.33	4.66
4 Tornillos de vía .....	0.74	2.96
20 Clavos de riel .....	0.46	9.20
1 Cambio de 30 lbs. ....	720.00	51.40
		\$ 538.64
Costo por tramo de 6 metros .....		\$ 538.64

Por lo tanto, el costo de riel y accesorios para los cruceros será de: 538.64/6 metros:

Costo por metro ..... \$ 89.77

4. El costo de los materiales varios lo consideraremos por metro: \$ 10.00.

5. Para la tubería de aire y agua de 4" y 2" de diámetro respectivamente, se harán las mismas consideraciones que las que se anotaron en el cálculo del tiro, por lo que el costo por metro de tubería y accesorios es de:

Costo por metro ..... \$ 92.82

#### c) COSTOS DISTRIBUIBLES

De éstos, el aire es el único que tomaremos en consideración. Para las dos máquinas perforadoras, trabajando aproximadamente dos horas cada una en la barrenación, el consumo de aire es de 22,800 pies cúbicos y el consumo en soplar y ventilar después de la disparada, es de 15,000 pies cúbicos.

Las palas neumáticas consumen 250 cfm. y si consideramos 2.5 horas efectivas de trabajo, el consumo será de 37,500 pies cúbicos por rezagada.

En total el consumo de aire es de 75,300 con un costo de \$ 30.87.

Costo por metro ..... \$ 22.00

#### d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN

El costo de depreciación de cada perforadora es de \$ 0.039 por bie barrenado. Para los 25 barrenos, el costo será de: \$ 5.85 y por metro de cuele \$ 4.18.

Si la pala Eimco tiene un costo de Dlls. 3,800.00 aproximadamente, puesta en mina y la depreciamos en cinco años o 1,500 días efectivos en que la pala zagará un promedio de 7 metros cúbicos por turno, la partida de depreciación por metro cúbico será:

$$1,500 \text{ días} \times 3 \text{ turnos} : 4,500 \text{ turnos.}$$

$$7 \times 4,500 : 31,500 \text{ metros cúbicos rezagados en ese tiempo.}$$

Si el costo de la pala en moneda nacional es de \$ 47,500.00

$$47,500.00 = \$ 1.50 \text{ por metro cúbico rezagado.}$$

Si consideramos un 10% para mantenimiento y reparaciones, el costo aumenta: .65 por metro cúbico rezagado.

En una disparada de 1.30 metros efectivos de avance, se producen aproximadamente 7 metros cúbicos de carga que por metro serán 4 metros cúbicos. Por lo tanto, el costo de depreciación y mantenimiento de la rezagadora por metro de avance en cruceros.

$$\$ 6.60 \text{ por metro, con sección de } 2.10 \times 1.80 \text{ metros.}$$

Resumiendo todos los costos anteriores tenemos que el costo por metro en los cruceros será de:

a) MANO DE OBRA Y SUPERVISIÓN .....	\$ 90.48
b) MATERIALES	
Dinamita y artificios .....	80.27
Acero para barrenar .....	15.03
Riel y accesorios .....	89.77
Materiales varios .....	10.00
Tubería y accesorios .....	92.82
c) COSTOS DISTRIBUIBLES	
Aire comprimido .....	22.00
d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN	
Perforadoras .....	4.18
Rezagadoras neumáticas .....	6.60
	<hr/>
	\$ 411.15
Imprevistos 10% .....	41.11
	<hr/>
<b>COSTO POR METRO DE CUELE .....</b>	<b>\$ 452.26</b>

Podemos entonces calcular el costo de los cruceros de los niveles:

Nivel 1 con 118 metros de longitud .....	\$ 53,818.94
Nivel 2 con 122 metros de longitud .....	55,175.22
Nivel 3 con 125 metros de longitud .....	56,532.50

Nivel 4 con 128 metros de longitud .....	57,889.28
Nivel 5 con 134 metros de longitud .....	60.602.84
	<hr/>
INVERSION EN LOS CRUCEROS .....	\$ 284,018.78

### FRENTE

Las frentes se colarán con sección de 1.80 X 2.10 metros y se ademarán en toda su longitud con marcos de madera a cada 5' de distancia uno de otro.

#### a) MANO DE OBRA

Tendremos que considerar la mano de obra para las dos frentes, la Norte y la Sur, en las cuales trabajarán seis hombres por turno.

1 Encargado de contrato .....	\$ 17.00
1 Perforista de primera .....	18.00
1 Perforista de segunda .....	15.05
2 Ayudantes perforistas .....	26.10
1 Peón .....	12.50
	<hr/>
	\$ 98.65
50% como bonificaciones .....	49.32
	<hr/>
	\$ 147.97
Supervisión .....	9.00
	<hr/>
Costo .....	\$ 156.97

El costo proporcional por metro, si tiene un avance de 0.90 metros por turno será de:

Costo por metro .....	\$ 174.40
-----------------------	-----------

#### b) MATERIALES

1º La dinamita consumida en estas obras para los 25 barrenos será de:

Costo por metro .....	\$ 39.27
-----------------------	----------

2º El costo del acero para barrenar es igual al costo que se obtuvo en cruceros:

Costo por metro .....	\$ 15.03
-----------------------	----------

3º El costo de riel y accesorios es también el mismo que en los cruceros pero cargaremos el precio de dos cambios de vía, \$ 1,440.00 para hacer la conexión al

crucero del tiro en cada nivel. El costo proporcional por metro lo consideramos de: \$ 5.49, con lo que el costo de riel y accesorios será de \$ 89.77 por metro.

El costo total será de: \$ 95.26.

4º Para la tubería de aire comprimido y de agua, de 4" y 2" respectivamente, de diámetro:

Costo por metro .....	\$ 92.82
5º Los materiales vivos representan un costo aproximado de:	\$ 10.00
6º La madera, en estas obras tendrá un costo total de:	
3 Piezas (2 postes y un cabezal) de 8" x 8" x 10' ....	\$ 198.00
32 Tablones para el tupido lateral y del techo de 3" x 6" x 5' .....	800.00

---

Costo de la madera de un marco ..... \$ 998.00

La mano de obra para colocar un marco, incluye el salario durante un turno de un ademador y de un ayudante.

1 Ademador de primera .....	\$ 17.30
1 Ayudante ademador .....	13.50

---

\$ 30.80

50% bonificación .....

15.40

---

Costo mano de obra por marco ..... \$ 46.20

Con este término, el costo de instalación de un marco se eleva a:

Materiales .....	\$ 998.00
Mano de obra .....	46.20

---

Costo total por marco ..... \$ 1,044.20

Si un marco cubre una longitud de 1.50 metros, el costo proporcional por metro será:

Costo por metro ..... \$ 693.46

### c) COSTOS DISTRIBUIBLES

El aire consumido por las perforaciones será el mismo que el que se consumía en el cuele de los cruceros, así como también el aire consumido por la rezagadora. Tendremos entonces que el consumo de aire total es de 75,300 pies cúbicos con un costo de:

Costo por metro ..... \$ 22.00

d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN

El costo de depreciación será para las máquinas perforadoras de \$ 14.18 por metro de cuele y para las rezagadoras de \$ 6.60 por metro con sección de 2.10 × 1.80 metros.

Resumiendo los costos anteriores tendremos:

a) MANO DE OBRA Y SUPERVISIÓN.....	\$ 174.40
b) MATERIALES:	
Dinamita y artificios.....	89.27
Acero para barrenar.....	15.03
Riel y accesorios.....	95.26
Tubería y accesorios.....	92.82
Materiales varios.....	10.00
Ademe.....	693.46
c) COSTOS DISTRIBUIBLES:	
Aire comprimido.....	22.00
d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN	
Perforadoras.....	4.18
Rezagadoras.....	6.60
TOTAL.....	<u>\$ 1,203.02</u>
Imprevistos 10%.....	120.30
COSTO TOTAL POR METRO.....	<u>\$ 1,323.32</u>

Los costos totales de los diferentes frentes que se colarán los podemos obtener ahora.

Frente 1-N con 45 metros.....	\$ 59,549.40
Frente 1-S con 55 metros.....	72,782.60
Frente 2-N con 59 metros.....	79,399.20
Frente 2-S con 69 metros.....	92,632.40
Frente 3-N con 76 metros.....	100,572.32
Frente 3-S con 86 metros.....	113,805.55
Frente 4-N con 87 metros.....	115,128.84
Frente 4-S con 97 metros.....	128,362.04
Frente 5-N con 99 metros.....	131,008.68
Frente 5-S con 109 metros.....	144,242.00
COSTO TOTAL DE LAS FRENTE.....	<u>\$ 1,037,483.03</u>

CONTRAPOZOS

Estos contrapozos destinados a ventilación y camino los cargaremos a desarrollo;

tendrán una sección de 1.80 × 2.00 metros con un avance diario de 4 metros. De estos contrapozos tenemos un total de diez, dos para cada nivel.

a) MANO DE OBRA

En el cuele de los contrapozos trabajarán cinco hombres, dos perforistas, dos ayudantes y un peón, los cuales colarán los contrapozos de la frente Norte y Sur.

1 Perforista de primera.....	\$ 18.00
1 Perforista de segunda.....	15.05
1 Ayudante perforista de primera.....	13.05
1 Ayudante perforista de segunda.....	13.05
1 Peón.....	12.50
	<hr/>
	\$ 71.60
50% como bonificaciones.....	35.80
	<hr/>
Costo de mano de obra.....	\$ 107.40
Supervisión.....	9.00
	<hr/>
Total.....	\$ 116.40

El costo proporcional por metro, si por contrapozo y por turno se tiene un avance de 1.35 metros.

Costo por metro.....	\$ 43.11
----------------------	----------

b) MATERIALES

1. Se darán 16 barrenos para cada disparada, con una profundidad de 6' y se cargarán con 5 bombillos de dinamita. En total se necesitarán 80 bombillos de dinamita Gelamex 60% con un costo de \$ 42.40 y por metro de \$ 32.61.

Se necesitarán también, cañuelas de 1.5 metros de largas, conectores, cápsulas y cordón de ignición.

16 Cañuelas de 2.00 metros de largo.....	\$ 13.05
16 Conectores.....	4.90
16 Cápsulas.....	3.35
Un cuarto de rollo de cordón de ignición.....	4.84
	<hr/>
Costo por disparada.....	\$ 26.14
Costo por metro.....	\$ 19.35

2. El acero para barrenar tendrá un costo por metro de \$ 11.55.
3. El costo de materiales varios será de \$ 10.00 por metro.

5. Para la tubería de aire y agua que introduciremos por estos contrapozos a los rebajes, consideraremos un costo por metro igual al del tiro, o sea de \$ 92.82 por metro.

5. La madera de división de estos contrapozos para la separación del compartimento de carga y del camino, constará de las siguientes piezas por claro de 1.50 metros de altura.

1 Llave de 8" x 8" x 5'.....	\$ 33.50	\$ 33.50
6 Tablones de 3" x 10" x 5'.....	20.50	123.00
Total .....		<u>\$ 156.50</u>
Por metro .....		\$ 104.35

Al costo anterior tendremos que cargarle \$ 10.00 por metro, por concepto de escaleras, plataformas, cuñas, etc. y además el costo de instalación de cada tramo que será de \$ 12.50 y por metro de \$ 8.33.

Costo por metro .....	\$ 122.68
-----------------------	-----------

#### c) COSTOS DISTRIBUIBLES

De éstos el aire es el único que tomaremos en consideración. Para una máquina trabajando un tiempo efectivo de 4 horas, se necesitarán 26,400 pies cúbicos de aire y el consumo en soplar y ventilar después de la disparada es de aproximadamente 15,000 pies cúbicos.

Costo por metro .....	\$ 12.57
-----------------------	----------

#### d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN

El costo de depreciación de las máquinas R-38C es de \$ .040 por pie barrenado. Para los 16 barrenos será de \$ 3.84 y por metro de \$ 2.87.

Resumiendo los costos anteriores tendremos:

a) MANO DE OBRA Y SUPERVISIÓN.....	\$ 43.11
b) MATERIALES:	
Dinamita y artificios.....	51.96
Acero para barrenar.....	11.55
Tubería y accesorios.....	92.82
Materiales varios.....	10.00
Ademe.....	122.68



c) COSTOS DISTRIBUIBLES	
Aire comprimido.....	12.57
d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN	
Perforadoras.....	2.87
TOTAL.....	\$ 437.56
Imprevistos 10%.....	34.75
COSTO TOTAL POR METRO.....	\$ 382.31

El costo total de los contrapozos es el siguiente:

OBRA	DISTANCIA	COSTO
CP-12-N	44 metros	\$ 16,821.64
CP-12-S	44 „	16,821.64
CP-32-N	40 „	15,292.40
CP-22-S	40 „	15,292.40
CP-22-N	44 „	15,292.40
CP-32-S	40 „	15,292.40
CP-42-N	40 „	15,292.40
CP-42-S	40 „	15,292.40
CP-52-N	40 „	15,292.40
CP-52-S	40 „	15,292.40
COSTO TOTAL DE LOS CONTRAPOZOS.....		\$ 155,982.48

### OBRAS DE PREPARACION

En las obras de preparación solamente consideraremos los contrapozos destinados a mantener por ellos el mineral. Los costos serán iguales a los contrapozos de ventilación y camino, con la diferencia que no tendremos costos de ademe y de tubería, en cambio tendremos los costos de los chutes.

Resumiendo tendremos:

a) MANO DE OBRA Y SUPERVISIÓN.....	\$ 43.11
b) MATERIALES	
Dinamita y artificios.....	51.96
Acero para barrenar.....	11.55
Materiales varios.....	10.00
c) COSTOS DISTRIBUIBLES	
Aire comprimido.....	12.57

d) COSTOS DE DEPRECIACIÓN	
Perforadoras R-38C .....	2.87
TOTAL .....	<u>\$ 132.06</u>
Imprevistos 10% .....	13.20
COSTO TOTAL POR METRO .....	<u>\$ 145.26</u>

El costo total de los contrapozos es el siguiente:

OBRA	DISTANCIA	COSTO
NIVEL 1.		
CP-11-N	20 metros	\$ 2,905.20
CP-13-S	20 "	2,905.20
NIVEL 2.		
CP-21-N	35 "	\$ 5,084.10
CP-21-N	35 "	5,084.10
CP-23-S	35 "	5,084.10
NIVEL 3.		
CP-31-N	35 "	\$ 5,084.10
CP-33-N	35 "	5,084.10
CP-31-S	35 "	5,084.10
CP-33-S	35 "	5,084.10
CP-34-S	35 "	5,084.10
NIVEL 4.		
CP-41-N	35 "	\$ 5,084.10
CP-43-N	35 "	5,084.10
CP-44-N	35 "	5,084.10
CP-41-S	35 "	5,084.10
CP-43-S	35 "	5,084.10
CP-44-S	35 "	5,084.10

<i>OBRA</i>	<i>DISTANCIA</i>	<i>COSTO</i>
NIVEL 5.		
CP-51-N	35 metros	\$ 5,084.10
CP-53-N	35 "	5,084.10
CP-54-N	35 "	5,084.10
CP-51-S	35 "	5,084.10
CP-53-S	35 "	5,084.10
CP-54-S	35 "	5,084.10
CP-55-S	35 "	5,084.10
COSTO TOTAL DE LOS CONTRAPOZOS.....		\$ 115,481.70

Al costo anterior hay que cargarle el costo de 24 chutes, a razón de \$ 950.00 cada uno, o sea \$ 22,800.00.

COSTO TOTAL OBRAS DE PREPARACION.... \$ 138,281.70

A los costos obtenidos anteriormente de todas las obras por colar en el desarrollo y preparación iniciales de la mina, habrá que añadir los cargos por el transporte y por el manto del tonelaje producido en el desarrollo, hasta la superficie. Durante este período, el transporte se hará con carros mineros tipo concha de 1.2 tons. de capacidad, los mismos que se emplearán en la operación posterior de la mina. Sin entrar en detalle podemos considerar un costo de manto y transporte de \$ 1.25 por tonelada.

Puesto que se producirán en el desarrollo de los cruceros, frentes, contrapozos y tiro 19,698.45 toneladas de pepete, tendremos como costo \$ 24,623.06 en total.

### RESUMEN DE COSTOS

Tiro y obras accesorias.....	\$ 694,624.80
Frentes.....	1,037,483.03
Cruceros.....	284,018.78
Contrapozos, ventilación y camino.....	155,982.48
Obras de preparación.....	138,281.70
Cargos de preparación.....	24,623.06
Extras.....	65,500.00
COSTO TOTAL DESARROLLO Y PREPARACIÓN.....	\$ 2,400,513.85

## CONCLUSIONES

El costo de primera inversión en equipo de perforación, para efectuar el desarrollo de esta mina, asciende a la cantidad de:

\$ 945,160.70

Este equipo se empleará durante la explotación posterior y los costos proporcionales de depreciación para el desarrollo, ya han sido considerados.

El desarrollo tendrá un costo total de:

\$ 2.400,513.85

que se invertirán en un período de 10 meses aproximadamente. El costo correspondiente, para una tonelada de mineral cubicado por este desarrollo es de:

$$\frac{2.400,513.85}{464,357.00} = \$ 5.17$$

COSTO POR TONELADA CUBICADA \$ 5.17

**CAPITULO IV**

**PRUEBAS METALURGICAS Y ANTEPROYECTO  
PLANTA DE BENEFICIO**

## CAPITULO IV

### DESCRIPCION DE LAS MUESTRAS

Las muestras que se tomaron para realizar las pruebas metalúrgicas sobre el cuerpo de fluorita de "El Refugio", son representativas del mismo, ya que dichas muestras fueron tomadas de los barrenos de diamante.

El mineral consiste en fluorita de alta graduación que se encuentra íntimamente asociada a la calcita, siendo esto típico de los minerales del Distrito.

Las tres muestras de molienda ensayadas dieron los siguientes resultados:

<i>Muestra Núm.</i>	$CaF_2$	$CaCO_3$	$SiO_2$
1	78.0%	11.3%	5.6%
2	82.0	7.2	5.7
3	78.3	7.5	9.44

La experimentación se llevó a cabo para investigar la posibilidad de obtener un producto de alta ley, grado ácido. Estos minerales nunca han sido tratados por flotación; se utilizaban en grado metalúrgico y cerámico.

### EXAMEN MICROSCOPICO

Este examen se hizo a partir de un concentrado final limpio que contenía 97.8% de  $F_2Ca$ .

Al examinar la muestra al microscopio se pudo apreciar granos de fluorita contaminados con calcita. Estos granos fueron montados sobre aceite con índice de refracción de 1.480 que hizo que resultara la fluorita completamente invisible pero que resaltaran las inclusiones de calcita, con lo cual se pudo apreciar que los cristales de calcita se muestran próximos a la superficie de la partícula de fluorita. Una cantidad de cristales no identificados fueron vistos en otras elevaciones de la partícula.

## ANALISIS ESPECTRAL

El análisis espectral dió los siguientes resultados, sobre concentrados:

Al .....	0.5%	Ba .....	0.1%
Cr .....	0.1	Cu .....	0.001
Fe .....	0.1	Pb .....	0.1
Mg .....	0.1	Mn .....	0.1
K .....	0.01	Si .....	0.5
Sr .....	0.01	Na .....	0.01
Ti .....	0.1	V .....	0.1
Zr .....	0.001		

## CONCLUSIONES

La sílice que poseen estos minerales se encuentra íntimamente asociada y la molienda de los medios, se hace necesaria para una buena liberación. Probablemente el  $\text{CaCO}_3$  se encuentra más o menos asociado, pero con una molienda fina la activación de los residuos de la calcita se vuelve tan crítica que ha sido imposible obtener algún dato positivo.

A continuación se exponen las condiciones que parecen ser las más favorables para estos minerales con el fin de obtener resultados óptimos:

1) Una completa dispersión de la culpa que exceda a la de cualquier otro mineral de  $\text{F}_2\text{Ca}$ . Esto creará problemas relacionados con las operaciones de espesamiento y de recuperación de agua.

2) Parece ser que los únicos medios de establecer la selectividad entre la calcita y la fluorita, se encuentran solamente en la adición de suficiente ácido oleico para lograr una buena activación del espatofluor, deprimiendo el  $\text{CaCO}_3$ . Esto necesita un control de las adiciones de ácido oleico hasta .02 a 0.03 libras por tonelada de mineral. Limpias repetidas y el uso de cantidades cada vez mayores de depresores de calcita, tienen efectos mínimos sobre la selectividad de los mismos.

3) La calcita más gruesa parece caer sin demasiada dificultad, pero la calcita lamosa flota con excesiva facilidad y el exceso de lamas del mineral trae consigo un problema, cada vez mayor, en la selectividad.

## PRUEBAS METALURGICAS

Para el estudio de la concentración por flotación, la muestra se molió en seco a -10 mallas y en húmedo 78% a -200 mallas. Por observaciones microscópicas de los productos de diferentes moliendas se vio que a -200 mallas ya se encuentran liberados los valores.

El tiempo de molienda se determinó en un molino de bolas Denver de laboratorio de 12" × 5", resultando de 8 minutos para porciones de 1 Kgr.

En la flotación se empleó una celda de laboratorio Denver Sub-A, obteniéndose los siguientes resultados en las mejores pruebas corridas: (Pruebas).

Los resultados de las pruebas efectuadas sobre ciclo sencillo, indican las recuperaciones y el respectivo grado de variaciones en diversos grados de molienda; efectuadas todas con reactivos de flotación y acondicionadas para una óptima recuperación con molienda de un solo paso y limpieza en tres pasos.

Las pruebas efectuadas en grados de molienda más fina resultaron negativas y en ningún caso hubo concentrados de grado ácido. (Se adjuntan pruebas metalúrgicas).

### ANALISIS DE PRUEBAS

*Prueba N° 1.* Esta prueba se debe desechar debido a que no se llega a obtener un producto satisfactorio, grado ácido, puesto que los concentrados no llegan a más de 97% de  $\text{CaF}_2$ , además de registrarse un alto contenido en sílice 1.8% lo cual hace incosteable el producto.

Por otro lado, el procedimiento de las cuatro limpias hace que también sea más costoso. Por lo que respecta a recuperación, esta prueba es satisfactoria.

*Prueba N° 2.* Al igual que la anterior, esta prueba adolece de los mismos defectos, con la diferencia de que en vez de cuatro limpias son dos y que la recuperación es un poco mayor en el caso de la fluorita.

*Pruebas Nos. 3, 4 y 5.* Estas pruebas nos llevaron a la conclusión de que era posible obtener un producto de grado ácido pero en ellas las recuperaciones son bajas y las colas llevan una gran cantidad de fluorita, por lo cual también se procedió a desecharlas.

*Prueba N° 6.* Fue la que dio resultados más satisfactorios, obteniéndose una recuperación bastante considerable, 82% y un producto de buena calidad como es 97.86% de  $\text{CaF}_2$ , grado ácido. Las colas, sin embargo, son bastante altas en  $\text{CaF}_2$ , 17.2%.

La gran desventaja que presenta esta prueba es el límite tan bajo que nos deja para trabajar el contenido de  $\text{SiO}_2$  que es de 0.94, teniendo solamente un margen de 0.06%. Las especificaciones de venta del  $\text{F}_2\text{Ca}$  grado ácido, solamente permiten 1% de  $\text{SiO}_2$  máximo.

Por otro lado, el proceso tiene un costo bastante elevado debido a la cantidad de limpias que hay que hacer y al gran consumo de reactivos que tiene.

Considerando la molienda podemos observar que también nos representa un costo bastante elevado, debido a que hay que llevarla a -200 para poder liberar la calcita de la fluorita; otro costo lo representan las arenas que se tienen que volver a moler y refloatar.



## CONCLUSIONES SOBRE LAS PRUEBAS

Los resultados de las pruebas efectuadas sobre estos minerales responden favorablemente a la obtención de un producto de fluorita de grado ácido por flotación. Las pruebas analizadas anteriormente no son adecuadas para mostrar la última recuperación de fluorita que puede esperarse de una planta donde los productos de medios son vueltos a circular y donde un control de reactivos se hace posible.

Sobre la base obtenida de los resultados de las pruebas, el ácido oléico parece ser el agente más satisfactorio selector de la fluorita, aunque también es posible que el Aliphath 44-E pueda resultar mejor en un análisis final. Debido a su costo más bajo es actualmente usado en lugar del oléico en muchas plantas.

Cualquiera de los productos quebracho o palcotan son buenos depresores efectivos de la calcita, pero su uso debe ser regulado con sumo cuidado para evitar la depresión de la fluorita.

## LOCALIZACION DE LA PLANTA DE BENEFICIO

Mucho se ha estudiado el lugar donde se debería instalar la planta de beneficio para el tratamiento de los minerales del depósito que nos ocupa en este estudio. Se ha pensado en diferentes lugares como son: Tampico, Tamps.; Río Verde, S. L. P. y la misma mina. Concurren diversas ideas, debido a una serie de factores que influyen directamente en los costos de operación, fletes y en el mismo funcionamiento de la planta y mina. Estos son los motivos por los que se estudió cuidadosamente el lugar donde deberá quedar instalada la nueva planta que se propone.

Se pensó en primer lugar levantarla en Tampico, Tamps., donde se apreciaron como factores favorables para la instalación los siguientes: 1) No habría que construir viviendas para los empleados. 2) No sería necesario instalar una planta de fuerza de 500 KW aproximadamente, lo que representaría un costo de primera inversión bastante considerable. 3) El mineral se embarcaría directamente de la planta de beneficio al lugar de destino. 4) Tampoco habría necesidad de un almacén con un surtido grande de refacciones, puesto que la planta se encontraría en un centro de abastecimiento grande, lo que eliminaría la obligación de mantener

PRUEBAS METALURGICAS PARA LOS MINERALES DE "EL REFUGIO"

Prueba de lab. N° 1  
Fecha. 10-59

PROCESO: Flotación estandar prelinar con cuatro limpiezas.

MINERAL TRATADO: Mezcla de muestras de canal.

	Peso Seco Gramos % Total	Ensayes (Porciento)			Recuperaciones			
		Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>	Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>	
Producto de Aliment.	1000	100	88.2	.56	7.58	--	--	--
Concentrados	806	80.6	96.9	.35	1.80	88.6	50.6	19.1
3a y 4a limpieza de residuos	41	4.1	81.8	1.24	13.0	3.8	9.2	7.0
1a. y 2a. limp. de residuos	63	6.3	67.9	1.15	20.0	4.8	12.9	16.6
Residuos	90	9.0	27.18	1.69	48.2	2.8	27.3	57.2
	1000	100				100	100	99.9

Reactivos de flotación Libras por Tonelada de Mineral crudo	Molienda	Tiempo de Flotación (Minutos)
4.0 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> .5 Quebracho .3 Na <sub>2</sub> Si O <sub>3</sub> .5 Oleico } Al Acondicionador	Seco a 10 Mallas Húmedo 60% -200 Mallas	Acondicionamiento 10  Flotación 7
.2 Quebracho .1 Na <sub>2</sub> Si O <sub>3</sub> } A cada una de las 4 limpiezas		Cada limpia 5

Observaciones:

PRUEBAS METALURGICAS PARA LOS MINERALES DE "EL REFUGIO"

Prueba de lab. Nº 2  
Fecha 10-59

PROCESO: Flotación Estandar con dos limpiezas

MINERAL TRATADO: Mezcla de Muestras de Canal

	Peso Gr.	Seco % Total	Ensayes (Porciento)			Recuperaciones		
			Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>	Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>
Producto de Aliment.	1000	100	88.8	.78	7.24	---	---	---
Concentrado	823	82.3	97.46	.36	1.40	90.3	37.7	15.6
1a y 2a limpieza de residuos	97	9.7	72.01	2.13	16.8	7.9	26.7	22.5
Residuos Preparados	80	8.0	20.7	3.46	56.0	1.9	35.6	61.9
						100.1	100	100

Reactivos de flotación Libras por Tonelada de Mineral crudo	Molienda	Tiempo en flotación (Minutos)
4.0 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> ) Al Molino .5 Quebracho .3 Na SiO .5 Oleico } A cada uno de los dos limpiadores	Seco a 10 Mallas  Húmedo 78%-200 Mallas	Acondicionamiento  Flotación  Cada limpia

Observaciones:

PRUEBAS METALURGICAS PARA LOS MINERALES DE EL "REFUGIO"

Prueba de lab. N° 3  
Fecha 10 - 59

PROCESO: Prueba que indica un procedimiento factible de producir mayores recuperaciones que por el procedimiento corriente.

MINERAL TRATADO: Muestra de molino, N° 3

	Peso Seco Grs.	% Total	Ensayes (Por ciento)			Recuperaciones		
			Ca F <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	Ca F <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
Producto de Aliment.	1000	100	78.5	7.50	9.44	---	---	---
Concentrado	645	64.5	96.3	1.68	1.20	79.1	14.5	7.9
Residuos limpios	142	14.2	66.0	19.8	8.0	11.9	37.5	12.0
Residuos en bruto	213	21.3	33.0	16.9	35.4	9.0	48.0	79.0
						100	100	99.8

Reactivos de flotación Libras por Tonelada de Mineral crudo	Molienda	Tiempo de Flotación (Minutos)
4.0 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 1.0 Quebracho .4 Oleico .5 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> .05 Oleico .2 Quebracho .2 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	A Molino Seco 10 Mallas Húmedo 60% -200 Mallas	Acondicionamiento 10 Flotación 6 Cada limpia 5

Observaciones: El mineral molido en el 60%-200 Mallas. Concentrado en bruto flotado y clasificado en arenas y polvo. Arenas vueltas a moler hasta el 78% a -200 Mallas, vuelto a moler, combinado con lodos y limpiado tres veces.

PRUEBAS METALURGICAS PARA LOS MINERALES DE "EL REFUGIO"

Prueba de lab. N° 4  
Fecha 10 - 59

PROCESO: Flotación estandar con tres limpiezas

MINERAL TRATADO: Muestra de Prueba de molienda N° 1

	Peso Grs.	Seco % Total	Ensayes (Porciento)			Recuperaciones		
			CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>	CaF <sub>2</sub>	CaCO <sub>3</sub>	SiO <sub>2</sub>
Producto de Aliment. 1000		100	78.8	11.9	5.9	---	---	---
Concent. más 200	138	13.8	91.8	4.36	2.40	---	---	---
" " 325	111	11.1	94.3	3.20	1.20	---	---	---
" - 325	479	47.9	92.3	5.25	1.20	---	---	---
Concent. Total	728	72.8	92.5	4.77	1.43	85.6	29.1	17.6
Comb de Residuos y Residuos en bruto	272	27.2	43.3	31.08	18.80	14.4	70.9	82.4
						100	100	100

Reactivos de Flotación Libras por Tonelada de Mineral Crudo		Molienda	Tiempo en flotación (Mints.)
4.0 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	} Al Molino	Seco a 10 Mallas	Acondicionamiento 10
1.0 Quebracho			
.5 Oleico	} Al Acondicionador	Húmedo 78% - 200 Mallas	Flotación 6
.2 Quebracho			
.2 Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>			
	A cada uno de los tres limpia- dores		Cada Limpia 5

Observaciones:

La prueba nos indica el grado de concentrado con respecto al tamaño de la malla cuando se efectúan altas recuperaciones.

PRUEBAS METALURGICAS PARA LOS MINERALES DE "EL REFUGIO"

Prueba de lab. N<sup>o</sup> 5  
Fecha 10 - 59

PROCESO: Flotación en bruto con seis limpiezas.

MINERAL TRATADO: Muestra de molienda N<sup>o</sup> 2

	Peso Grs.	Seco % Total	Ensayes (Porcentaje)			Recuperaciones		
			Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>	Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>
Producto de Aliment. 1000		100	82.2	7.20	5.73	--	--	--
Concentrados	210	21.0	93.8	4.80	.30	24.0	14.0	1.1
3a, 4a y 5a limpieza de residuos	351	35.1	90.36	6.23	.80	38.6	30.4	4.9
1a, 2a y 3a limpieza de residuos	338	33.8	79.11	9.25	5.60	32.5	43.4	33.0
más 325 mallas bruto	37	3.7	33.79	19.05	42.6	1.5	9.8	27.4
-325 residuos limpios	64	6.4	44.2	2.66	30.0	3.4	2.4	33.5
		1000	100			100	100	100

Reactivos de flotación Libras por Tonelada de mineral crudo		Molienda	Tiempo de flotación (Minutos)
4.0 Lbs. Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub>	} Al Molino	Seco a 10 Mallas	Acondicionamiento 10
.5 " Oleico			
.5 " Quebracho	} Al Acondicionador	Húmedo a 84% -200 Mallas	Flotación 6
.5 " Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>			
.5 " Quebracho	} A cada uno de los seis limpiadores		Cada una de las seis limpiezas 5
.5 " Na <sub>2</sub> SiO <sub>3</sub>			

Observaciones: La prueba nos demuestra que si se usa suficiente oleico para activar la calcita hay pocas posibilidades de obtener un concentrado de grado con limpiezas repetidas. El contenido respectivo de calcita de mas o menos 325 residuos se podra observar.

**PRUEBAS METALURGICAS PARA LOS MINERALES DE "EL REFUGIO"**

Prueba de lab. N°6  
Fecha 10 - 59

PROCESO: Prueba que muestra un procedimiento de producir recuperaciones mas altas que por el procedimiento estandar.

MINERAL TRATADO: Muestra de Molino N°3

	Peso Grs.	Seco % Total	Ensayes (Porcentaje)			Recuperaciones		
			Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>	Ca F <sub>2</sub>	Ca CO <sub>3</sub>	Si O <sub>2</sub>
Producto de aliment.	1000	100	78.3	7.50	9.44	--	--	--
Concent. Original	533	53.3	98.20	0.85	.71	66.7	6.0	4.0
Reflot. de concentra- do de lodos.	103	10.3	96.35	.71	2.10	12.7	1.0	2.3
Reflot. de concentra- dos de arenas.	28	2.8	97.0	1.06	1.20	3.4	.4	.4
Total concentrado	667	66.7	97.86	.84	.94	82.8	7.4	6.7
Residuos combinados	337	33.7	40.0	20.6		17.2	92.5	93.5
						1000.0	99.9	100.2

Reactivos de flotación Libras por Tonelada de mineral crudo	Molienda	Tiempo de flotación (Minutos)
4.0 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> 1.0 Quebracho	Seco a 10 Mallas	Acondicionamiento 10
.4 Oleico		
.2 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> .2 Quebracho	Humedo 78% -200 Mallas	Flotación 6
.05 Quebracho		
.01 Soda		
1.0 Na <sub>2</sub> CO <sub>3</sub> .1 Oleico		Cada limpia 5

Observaciones: Se han efectuado las tres limpiezas por flotación y la limpieza combinada de residuos clasificados en arena y lodos. Los lodos se concentraron y se limpiaron por tres veces por el sistema de concentración conocido. Las arenas se molieron nuevamente a -200 mallas y se reflotaron y limpiaron dos veces por el sistema de concentración y reflotación conocido.

un capital muerto, sin producir ningún interés. 5) Finalmente, se podrá conseguir gente más especializada en este lugar que en la mina o en Río Verde.

Asimismo, consideramos las condiciones adversas que son factores determinantes para elegir el lugar donde se deberá montar la planta. En primer término, se tomó en cuenta el problema del transporte, por ser el más importante, el que interviene más directamente sobre los costos. En vista de que se trata de fluorita de grado metalúrgico y no de grado ácido, hay que transportar tonelada y media para obtener una de ácido. 2) Nos veríamos en la necesidad de tener un stock bastante considerable de mineral en la planta, ya que hay que prever las huelgas en los sistemas de transportes, operación, mina y por último lo retirado del yacimiento. 3) El tener una doble superintendencia, tanto en la mina como en la planta. 4) Hay que considerar también la posibilidad de que la planta opere en parte con minerales comprados en la región, de los cuales se tendría que acumular un stock bastante grande.

La otra idea que se tenía era la de instalar la planta en Río Verde, pero surgieron los mismos inconvenientes que en Tampico, con el agravante de que no hay fuerza eléctrica suficiente.

Las observaciones anteriores fueron las que decidieron que se escogiera el propio depósito para montar la planta de beneficio ya que en la mina se cuenta con agua suficiente para el consumo, tanto de la planta como para el servicio doméstico.

El costo de primera inversión sería desde luego mucho mayor pues toda la maquinaria se tendría que transportar por carretera desde Río Verde al depósito, así como todos los materiales de construcción que se lleguen a utilizar. Los costos de producción también se verían agravados por los materiales de consumo diario como son, reactivos, bolas de molino, etc. Estos costos quedarían nivelados al no tener que acarrear minerales crudos, como el grado metalúrgico, que nos representa 1.2 ton. para producir una de grado ácido. Es pues, casi seguro que a la larga resultare más barato el beneficio en la mina.

Lo anterior fue la causa que determinó que se decidiese la construcción de una planta de beneficio, con capacidad de 150 ton/día, en el depósito. El lugar exacto todavía no ha quedado establecido. Se están haciendo levantamiento topográficos para determinar el relieve más conveniente así como la proximidad al lugar donde se abastecerá de agua la nueva planta.

## **ANTEPROYECTO PLANTA DE BENEFICIO**

Para la elaboración del anteproyecto de la planta de beneficio, partiremos de la prueba número 6 que fue la que dió los resultados más favorables. En ella basaremos todos nuestros cálculos, empezando por el balance metalúrgico, cálculo de la maquinaria y costos de operación.

Apoyándonos en los resultados deducidos de la experimentación metalúrgica



anterior, estudiaremos en este punto el equipo que se necesitará para obtener un producto de alta ley de fluoruro de calcio (+ 97%  $F_2Ca$ ) grado ácido. Calcularemos todos el equipo necesario para una capacidad de 150 toneladas/día, teniendo como reservas la mina que, como hemos dicho antes, tiene cubicadas cuatrocientas mil toneladas, las cuales justifican plenamente la inversión que se haga, ya que hay mineral para unos diez años de trabajo.

La planta que proyectamos la tendremos trabajando durante siete días de la semana, descartando la trituración, la que sólo operará seis días a la semana, trabajando durante nueve horas diarias, pero procurando tener siempre las tolvas del molino con carga para el séptimo día. Esto tiene como principal objeto el reducir los costos de operación, los que tratándose de trituración son siempre elevados en consumo de fuerza eléctrica, personal, desgaste de las máquinas, etc.

Podemos dividir el tratamiento en las siguientes fases:

1. Trituración
2. Molienda y clasificación
3. Flotación
4. Filtrado y secado
5. Almacenamiento y empaque.

El mineral que sale de la mina con un tamaño máximo de 10" se transportará por medio de bandas o vagonetas dependiendo esto de la distancia de la planta a una tolva con capacidad de ciento setenta y cinco toneladas con volumen =  $P \div \delta = 175 \div 2.5 = 70$  metros cúbicos, más un por ciento que debemos agregar por espacio de huecos, que en nuestro caso será de 30%, lo que hace que tengamos un total de 91 metros cúbicos, más un factor de seguridad con el que tendremos un total de 100 metros cúbicos. En la parte superior pondremos una parrilla de rieles con abertura de 10" con el fin de que el mineral de tamaño superior no pase y no cause dificultades en la quebradora. La tolva será construída de concreto, con el piso forrado de rieles. La inclinación del piso será de 45°, la cual es suficiente para que el mineral resbale por sí solo. De la tolva el mineral pasará directamente a la quebradora primaria sin tener en cuenta el mineral que tenga un tamaño inferior a -2", ya que éste es muy poco y no perjudica en nada el funcionamiento y rendimiento. La tolva tendrá una puerta de descarga automática para poder regular la alimentación de la quebradora, que será una Allis Chalmers de alimentación forzada de 10" x 20" con motor de 15 HP., 275 RPM. y peso aproximado de siete toneladas, dando una producción de 22 toneladas por hora, reduciendo el mineral de 10" a -2", dándonos aproximadamente 190 toneladas por turno de ocho horas de trabajo. Hemos escogido esta máquina: primeramente, por su relación de trituración 5 a 1, segundo, porque la cantidad de finos que nos produce

es baja un 15% y tercero, porque sus costos de mantenimiento comparados con los de cualquier otra, son mucho más bajos.

El paso siguiente será: instalar una banda transportadora que conduzca el mineral a una criba. Este mineral descargará en una criba Denver Dillon con tela de  $\frac{1}{4}$  de pulgada y con las siguientes características: para el cálculo consideramos una capacidad de 10 toneladas por 24 horas por pie cuadrado de superficie por mm. de abertura, más un factor de seguridad que en nuestro caso es de un 1,000%, con lo que tendremos una superficie total de 32 pies cuadrados, con dimensiones de  $4' \times 8'$ . Será del tipo Denver Dillon vibratoria, con mecanismo de poleas descompensadas y motor de 4 HP con tela de  $\frac{1}{4}$  de pulgada.

$$175 \div (10 \times 6.35) = 2.7 \text{ ft.}^2$$

El mineral de  $\frac{1}{4}$  irá directamente a la banda que sale de la quebradora secundaria, juntándose con el mineral de descarga de esta máquina y pasará posteriormente por un integrador acoplado a la banda y de ahí a la tolva del molino. El de tamaño  $+ \frac{1}{4}$  pasa directamente a la quebradora secundaria Allis Chalmer, número 330 con motor de 40 HP., 1,000 RPM., tamaño  $1\frac{1}{2}'' \times 2\frac{1}{2}''$  y relación de trituración de 8 a 1. La alimentación a esta máquina será forzada por las siguientes causas: al mineral se le deja llenar completamente la quebradora y aún apilarse hasta cierto grado sobre ella, lo que hace que la máquina se despeje a sí misma mucho mejor después de haber estado completamente llena. Sin embargo, para una eficiencia máxima, es conveniente alimentar la quebradora a una velocidad constante por medio de un alimentador mecánico controlado a mano. La banda descargará el mineral en la tolva del molino, la que tendrá una capacidad de 300 toneladas para que contenga carga para 48 horas de trabajo, ya que las quebradoras triturarán 190 toneladas diarias durante seis días de la semana; dicha tolva tendrá un volumen de 200 metros cúbicos que es suficiente para almacenar las 300 toneladas.

Inmediatamente después de la tolva el mineral descargará en una banda por medio de un alimentador mecánico controlado manualmente para regular con mayor efectividad la entrada de carga al molino.

Usaremos en nuestra etapa de molienda el circuito cerrado, donde el molino descargará a un clasificador que separará la parte gruesa e insuficientemente molida para entrar de nuevo en la corriente de alimentación original; este material grueso es el que vendrá a formar la carga circulante. El molino que utilizaremos será uno medio, donde la relación del diámetro al largo es de 1 a  $1\frac{1}{2}$ . Escogemos uno de este tipo porque nos da una molienda eficiente en circuito cerrado con un mínimo de molienda excesiva.

En las pruebas que se hicieron en el laboratorio sobre el mineral, se vió que para moler la cantidad de un kilogramo en el molino de  $12'' \times 5''$  se tardó 8 mi-

nutos a -10 mallas. Con estos datos calcularemos nuestro molino. Para el cálculo utilizaremos la fórmula siguiente,  $\frac{\text{Ton}}{\text{ton}} = \frac{D^{2.6} \times L}{d^{2.6} \times l}$  donde (D) es el diámetro del molino que buscamos, (d) el diámetro del molino de laboratorio, (L) el largo del molino buscado, (l) el del laboratorio,  $\frac{(\text{Ton})}{(\text{ton})}$  la relación de toneladas que necesitamos moler a las molidas por el molino de laboratorio.

Tenemos que en 24 horas el molino de laboratorio muele 180 kilogramos, mientras que el de la planta nos tendrá que moler 150 toneladas. Con estos datos establecemos la siguiente relación:

$$\frac{150}{0.18} = \frac{6^{2.6} \times L}{0.416^{2.6} \times l}; \quad = \frac{150 \times 2.6 \log 0.461}{2.6 \log 6 \times 0.85} = 8'$$

El molino que escogemos es uno de 6" x 8' con motor de 150 HP. marca Denver con cabeza de acero, capacidad de 153-235 toneladas por 24 horas, con longitud de 20'2", ancho 12'8" y alto 10'4".

De la descarga del molino el mineral con dilución de 4 a 1 pasa al clasificador que es de hélice Akins tamaño de 49' x 21' con motor de 3 HP. Este trabajará en circuito cerrado con el molino.

No tomaremos en cuenta la carga circulante ya que se trata de un mineral blando y ésta no llega a 1/500.

Del paso anterior, la pulpa pasará directamente al acondicionador, donde el tiempo de acondicionamiento es de 10 minutos con una dilución de la pulpa de 4 a 1 con 60 metros cúbicos de sólidos. Tenemos que el volumen del mineral con su dilución es el siguiente:

$$\text{Volumen mineral} = 60 \text{ mts.}^3 + 600 \text{ mts.}^3$$

$$\text{Gasto pulpa/min.} = \frac{660,000 \text{ lts.}}{24 \text{ hrs.} \times 60} = 458 \text{ lts./minuto}$$

Los 458 lts./minuto nos representa el gasto de pulpa por minuto, dato que nos servirá para obtener el volumen en los 10 minutos que es el tiempo de acondicionamiento.

$$\text{Volumen} = 458 \text{ lts./minuto} \times 10 \text{ minutos} = 4,580 \text{ lts.}$$

Este volumen es el que nos da el tamaño del acondicionador que será: de acero con capacidad de 169.6 pies cúbicos, con diámetro de 6'6" y altura de 8'3" con motor de 3 HP., marca Denver (Open Type) máquina número 6' x 6'.

En este paso es donde agregamos el oléico, en cantidades de 0.4 libras por tonelada; la forma como se agrega la veremos más adelante.

La pulpa anterior pasará directamente a la flotación, donde se harán tres limpiezas y una combinada de residuos clasificados de arenas y lodos. Las lamas se concentrarán y limpiarán tres veces; las arenas se molerán nuevamente a -200 mallas para reflotarlas y limpiarlas dos veces.

Tenemos en el primer banco de celdas el 100% de la carga, de la cual el 17.2% son las colas que van al terreno, 82.8% es el derrame de este banco, al cual entra también 12.7% de lamas que viene de los bancos secundarios para volverse a reflotar. Por consiguiente calcularemos nuestras celdas primarias para 150 toneladas de cabezas más el 12.7% toneladas de lamas. El tiempo de flotación será de seis minutos con dilución de pulpa de 4 a 1 y con un gasto por minuto de 458 litros.

### CELDAS PRIMARIAS

Capacidad celdas = 458 lts./min.  $\times$  6 min. = 2,748 lts.

2,748 lts. + 50% factor seguridad = 4,122 lts. = 145.50 ft./cu.

Lamas 12.7%.

$150 \times 0.127 = 19.050$  tons.

Volumen mineral =  $19.05 \div 2.5 = 7.6$  mts.<sup>3</sup>

Volumen mineral y pulpa =  $7.6$  mts.<sup>3</sup> +  $30.4$  mts.<sup>3</sup> =  $38$  mts.<sup>3</sup>

Gasto pulpa/min. =  $\frac{38,000}{1,440} = 26.3$  lts./min.

Capacidad celdas =  $26.3$  lts./min.  $\times$  6 minutos =  $157.8$  lts.

$157.8$  lts. + 50% seguridad =  $236.7$  lts. =  $8.355$  ft./cu.

Este volumen se lo agregamos al anterior para calcular el volumen total.

$145.50$  ft. +  $8.355 = 153.85$  ft./cu.

Los  $153.85$  ft./cu. nos dan el tamaño de las celdas primarias. Escogeremos cuatro bancos de celdas número 21 que tienen una capacidad de  $40$  ft./cu. por banco, con motor de  $7\frac{1}{2}$  HP. para cada dos bancos de celdas, tamaño  $38'' \times 38''$ .

De la descarga de las celdas primarias tendremos un concentrado sucio (82.8%) más las arenas (3.4%) que se volvieron a moler y vuelven al circuito sin pasar por las celdas primarias. El tiempo de limpia en este primer banco será de cinco minutos (con los cuales calcularemos los bancos para esta primera limpia).

### PRIMERA LIMPIA

Concentrado sucio 82.8%.

Volumen mineral =  $150 \times 0.828 = 124$  tons.  $\div 2.5 = 49.7$  mts.<sup>3</sup>

Volumen mineral y pulpa =  $49.7$  mts.<sup>3</sup> +  $198.8$  mts.<sup>3</sup> =  $248.7$  mts.<sup>3</sup>

Gasto pulpa por minuto =  $\frac{248,700}{1,440} = 172.7$  lts./minuto.

Capacidad celdas =  $172.7 \text{ lts./min.} \times 5 \text{ minutos} = 863.5 \text{ lts.}$

$863.5 \text{ lts.} + 50\% \text{ factor seguridad} = 1,295.2 \text{ lts.} = 45.71 \text{ ft.}^3$

Arenas 3.4%.

Volumen mineral =  $150 \times 0.034 = 5.1 \text{ tons.} \div 2.5 = 2 \text{ mts.}^3$

Volumen mineral y pulpa  $\times 2 \text{ mts.}^3 + 8 \text{ mts.}^3 = 10 \text{ mts.}^3$

Gasto pulpa por minuto =  $\frac{10,000}{1,440} = 6.7 \text{ lts./minuto.}$

Capacidad celdas =  $6.7 \text{ lts./min.} \times 5 \text{ min.} = 33.5 \text{ lts.}$

$33.5 \text{ lts.} + 50\% \text{ factor seguridad} = 50.25 \text{ lts.} = 1.77 \text{ ft.}^3$

Tenemos que el volumen del concentrado sucio es de 45.71 pies cúbicos más el volumen de las arenas que es 1.77 pies cúbicos nos da la capacidad de las celdas que necesitamos.

$$45.71 \text{ ft.}^3 \text{ concentrado sucio} + 1.77 \text{ ft.}^3 \text{ arenas} = 47.48 \text{ ft.}^3$$

que es el volumen que necesitamos para las celdas de primera limpia que serán del número 13, de la marca Denver Sub-A tamaño 24"  $\times$  24" con motor de 3 HP. para cada dos celdas, como en nuestro caso son cuatro, necesitamos un total de 6 HP.

De esta primera limpia volveremos a obtener un concentrado sucio 74.8% y un 8% de lamas y arenas. El concentrado sucio pasa a una segunda limpia mientras que las lamas y arenas se reflotan para separarlas; las lamas, como hemos dicho antes, vuelven a las celdas primarias mientras que las arenas se vuelven a moler para entrar al primer banco de limpia.

Tenemos entonces que a la segunda limpia sólo entrará el 74.8% con un tiempo de limpia de cinco minutos; tendremos:

## SEGUNDA LIMPIA

Concentrado sucio 74.8%.

Volumen mineral =  $150 \times 0.748 = 112.20 \text{ tons.} \div 2.5 = 44.88 \text{ mts.}^3$

Volumen mineral y pulpa =  $44.88 \text{ mts.}^3 + 179.96 \text{ mts.}^3 = 224.84 \text{ mts.}^3$

Gasto pulpa por minuto =  $\frac{224,840}{1,440} \text{ lts./min.} = 156.1 \text{ lts./minuto.}$

Capacidad celdas =  $156.1 \text{ lts./min.} \times 5 \text{ min.} = 780.5 \text{ lts.} = 27.551 \text{ ft.}^3$

$27.551 \text{ ft.}^3 + 50\% \text{ factor seguridad} = 41,326 \text{ ft.}^3$

Para esta limpia y la siguiente usaremos un solo banco con 8 celdas del número 12, tamaño de 22"  $\times$  22" con motor de 8 HP., o sea 1 HP. por celda tipo "Denver Sub-A". En este banco trabajarán independientemente cuatro celdas que son las que se usarán para la tercera y última limpia.

### TERCERA LIMPIA

Concentrado sucio 69.8%.

Volumen mineral =  $150 \times 0.698 = 104.70$  tons. + 2.5 = 41.88 mts.<sup>3</sup>

Volumen mineral y pulpa = 41.88 mts.<sup>3</sup> + 167.52 mts.<sup>3</sup> = 209.40 mts.<sup>3</sup>

Gasto pulpa por minuto =  $\frac{209,400}{1,440}$  lts./min. = 138.4 lts./minuto.

Capacidad celdas = 138.4 lts./min.  $\times 5 = 692$  lts.

692 lts. + 50% factor seguridad = 1,038 lts. = 36.64 ft.<sup>3</sup>

Tenemos que de las tres limpias nos sale un concentrado final 66.7% y 16.1% de arenas y lamas, las cuales se reflotan, volviendo el 12.7% lamas al acondicionador mientras que las arenas 3.4% vuelven al molino para después retornar al circuito original. En el banco anterior se vuelve a agregar quebracho y soda Ash.

### REACTIVOS

La adición de reactivos la haremos de acuerdo con las pruebas de flotación obtenidas.

### MOLINO

Agregaremos el carbonato de sodio en cantidades de 4 libras por tonelada de mineral crudo y quebracho en cantidades de 1.0 libra por tonelada.

$\text{Na}_2\text{CO}_3$ .

150,000 Kgs./día  $\div 1,440$  minutos = 104.17 Kgr./min. de mineral.

4.0 lbs. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3 = 1,812$  Kgr.  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  por tonelada.

$\frac{1,000 \text{ Kgr.}}{1,812 \text{ Kgr.}} = \frac{104.17 \text{ Kgr.}}{x}$

1,812 Kgr.

x

$x = 104.17 \times 1.812 = 0.18875$  Kgr. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  por tonelada, cada 104.17 Kgr. por minuto de mineral que entra al molino.

El carbonato de sodio o Soda Ash tiene como principal función la de controlar la alcalinidad de la pulpa.

### QUEBRACHO

Este reactivo lo utilizaremos en adición al 10%.

0.453 Kgr./tonelada de mineral.

1 cc. = 100 ml.grms. = 0.1 grs.

104.17 Kgr./min. mineral.

$\frac{1,000}{45,300} = \frac{104.17}{x}$

$x = 47.18$  gramos de quebracho por cada 104.17 Kgr. de

mineral.

Como el quebracho lo agregamos en solución decimonormal tendremos:  
 $47.18 \div 0.1 = 471.8$  centímetros cúbicos por minuto de quebracho al 10%.

El quebracho lo utilizamos como depresor de la calcita.

### ACONDICIONADOR

En él agregaremos el ácido oléico en cantidades de 0.4 libras por tonelada como colector del fluoruro de calcio.

$$0.4 \times 0.453 \text{ Kgr.} = 0.1812 \text{ Kgr.}$$

$$\frac{1,000}{181.2} = \frac{104.17}{x}; x = 18.875 \text{ grms. de colector que se necesita por cada } 104.17$$

Kgr. de mineral.

El tiempo de acondicionamiento será de 10 minutos.

En las celdas primarias no agregaremos ningún reactivo ya que se pusieron de antemano en el molino y en el acondicionador.

### PRIMERA LIMPIA CON REACTIVOS

De las celdas primarias tenemos que un 17.2% son las colas que van al terrero, por lo cual nuestros cálculos para reactivos en la primera limpia lo haremos partiendo del 82.8% que nos pasa de las celdas primarias.

Agregaremos en esta limpia, quebracho y carbonato de sodio en cantidades de 0.2 lbs. por tonelada de cada uno de ellos. Tendremos:

### CARBONATO DE SODIO

$150 \text{ tons./día} \times 0.828 = 124 \text{ tons./día}$  que entran en el primer banco de limpia con reactivos.

$$124,000 \text{ Kgr./día} \div 1,440 \text{ minutos} = 86.11 \text{ Kgr./min. de mineral.}$$

$$0.2 \text{ lbs. de } \text{Na}_2\text{CO}_3 = 0.0906 \text{ Kgr. de } \text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ por tonelada.}$$

$$\frac{1,000}{0.090} = \frac{86.11}{x}; x = 0.00775 \text{ Kgr. de } \text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ por cada } 86.11 \text{ Kgr. por mi-}$$

nuto de mineral que entra a esta primera limpia.

### QUEBRACHO

Lo utilizaremos en solución al 10%.

0.2 lbs. por tonelada de mineral.

0.2 lbs. de quebracho = 0.0906 Kgr. de quebracho por tonelada.

Alimentación = 86.11 Kgr./min. de mineral.

$$\frac{1,000}{0.06} = \frac{86.11}{x}; x = 0.780 \text{ grms. de quebracho por cada } 86.11 \text{ Kgr. de mineral.}$$

Como lo agregamos en solución al 10% tendremos:

$$0.780 \div 0.1 = 7.80 \text{ centímetros cúbicos de solución de quebracho.}$$

## SEGUNDA LIMPIA CON REACTIVOS

En esta limpia solamente nos pasa 74.8% del total, ya que un 8% son de lamas y arenas que representan las colas de la primera limpia. Utilizaremos los mismos reactivos y cantidades que en la anterior limpia.

### CARBONATO DE SODIO

150 tons./día  $\times$  0.748 = 112.20 tons./día que entran en el segundo banco de limpia con reactivos.

112,200 Kgr./día  $\div$  1,440 minutos = 77.80 Kgr./min. de mineral.

0.2 lbs. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  = 0.0906 Kgr. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  por tonelada.

$$\frac{1,000}{0.090} = \frac{77.80}{x}; x = 0.007002 \text{ Kgr. de } \text{Na}_2\text{CO}_3$$

por cada 77.80 Kgr. por minuto de mineral que entra a esta segunda limpia.

### QUEBRACHO

Lo utilizaremos en solución al 10%.

0.2 lbs. por tonelada de mineral.

0.2 lbs. de quebracho = 0.0906 Kgr. de quebracho por tonelada.

Alimentación = 77.8 Kgr./min. de mineral.

$$\frac{1,000}{0.06} = \frac{77.80}{x}; x = 0.7002 \text{ grs. de quebracho por cada } 77.80 \text{ Kgr. de mineral.}$$

Como lo agregamos en solución al 10% tendremos:

0.7002  $\div$  0.1 = 7.002 centímetros cúbicos de solución de quebracho.

### TERCERA LIMPIA

Esta viene a ser la última limpia a la cual nos pasará 60.8% del total puesto que un 5% son lamas y arenas que representan las colas de las celdas limpiadoras anteriores. Se siguen usando los mismos reactivos y cantidades que en las anteriores.

### CARBONATO DE SODIO

150 tons./día  $\times$  0.608 = 91.20 tons./día que entran al tercer banco de limpia con reactivos.

91,200 Kgr./día  $\div$  1,440 minutos = 63.33 Kgr./minuto de mineral.

0.2 lbs. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  = 0.0906 Kgr. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  por tonelada.

$$\frac{1,000}{0.090} = \frac{63.30}{x}; x = 0.0066 \text{ Kgr. de } \text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ por cada } 63.30 \text{ Kgr. por mi-}$$

nuto de mineral que entra a esta tercera limpia.



## QUEBRACHO

Lo utilizaremos en solución al 10%.

0.2 lbs. por tonelada de mineral.

0.2 lbs. de quebracho = 0.0906 Kgr. de quebracho por tonelada.

Alimentación = 63.33 Kgr./min. de mineral.

$$\frac{1,000}{9.06} = \frac{63.33}{x}; x = 0.57007 \text{ grms. de quebracho por cada } 63.33 \text{ Kgr. de}$$

mineral.

Como lo agregamos en solución al 10%, tendremos:

$$0.57557 \div 0.1 = 5.7007 \text{ cc. de solución de quebracho por minuto.}$$

## LIMPIAS DE LOS MEDIOS

Las arenas y las lamas son las colas combinadas de las tres limpias anteriores, nos representan en total 16.1% que pasarán a un banco de celdas con el fin de separarlas. En este limpiador de segunda vuelta, agregaremos como reactivos quebracho y Soda Ash en cantidades de 0.03 y 0.01, respectivamente.

## CARBONATO DE SODIO

150 tons./día  $\times$  0.160 tons./día que entran en este banco.

24,000 Kgr./día  $\div$  1,440 minutos = 16.66 Kgr./minuto de mineral.

0.01 lbs. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  = 0.00453 Kgr. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  por tonelada.

$$\frac{1,000}{0.0045} = \frac{16.66}{x}; x = 0.000075 \text{ Kgr. de } \text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ por cada } 16.66 \text{ Kgr. por mi-}$$

nuto de mineral que entra a este limpiador de segunda vuelta.

## QUEBRACHO

Lo utilizaremos en solución al 10%.

0.05 lbs. por tonelada de mineral.

0.05 lbs. de quebracho = 0.02265.

Alimentación = 16.66 Kgr./min. de mineral.

$$\frac{1,000}{0.0226} = \frac{16.66}{x}; x = 0.3764 \text{ grms. de quebracho por cada } 16.66 \text{ Kgr. de}$$

Como lo agregamos en solución al 10% tendremos:

$$0.3764 \div 0.1 = 3.764 \text{ cc. de solución de quebracho.}$$

Como hemos dicho antes, en esta celda limpiadora de segunda vuelta entra 16.1% del total de los cuales el 3.4% nos representan las arenas y 12.7% las lamas. Las arenas vuelven al molino mientras que las lamas pasan directamente a las celdas primarias. A las arenas se les vuelve a agregar reactivos antes de su entrada al molino. Le agregaremos quebracho y oléico en cantidades de una libra y 0.1 lbs. respectivamente.

**FIGURA NUM. 7**  
**DIAGRAMA DE FLOTACION**

**MINERAL CRUDO**

**MINERAL MOLIDO**  
78% - 200

**ACONDICIONADOR**

**CELDAS PRIMARIAS**

**PRIMERA LIMPIA**

**SEGUNDA LIMPIA**

**TERCERA LIMPIA**

**LIMPIA ARENAS Y LAMAS**

**ARENAS 3.4%**

**CONCENTRADO FINAL**  
66.7%

Reactivos  
0.1 OLEICO  
1.0  $\text{Na}_2\text{CO}_3$

Reactivos  
0.4 OLEICO

Reactivos  
0.2 lbs  $\text{Na}_2\text{CO}_3$   
0.2 lbs Quebracho  
a cada limpia

COLAS FINALES 17.2%

Reactivos  
0.05 Quebracho  
0.01 SODA

LAMA 12.7%

82.8%

74.8%

60.8%

8%

5%

3.1%

16.1%

V.N.A.M.	
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS	
TESIS PROFESIONAL	
DIAGRAMA DE FLOTACION	
MAXIMO MUNOZ	CROQUIS 7

FIGURA NUM. 8

ESQUEMA DE LA PLANTA

FIGURA NUM. 8

ESQUEMA DE LA PLANTA

## CARBONATO DE SODIO

150 tons./día  $\times$  0.045 = 5.1 toneladas diarias de arenas que vuelven al molino.

5,100 Kgr./día  $\div$  1,440 minutos = 3.61 Kgr./min. de mineral.

1 lb. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  = 0.453 Kgr. de  $\text{Na}_2\text{CO}_3$  por tonelada.

$$\frac{1,000}{0.453} = \frac{3.61}{x}; x = 0.00163 \text{ Kgr. de } \text{Na}_2\text{CO}_3 \text{ por cada 3.61 Kgr. por minuto}$$

de mineral.

## OLEICO

$$0.1 \times 0.453 = 0.0453 \text{ Kgr.}$$

$$\frac{1,000}{453} = \frac{3.61}{x}; x = 1.635 \text{ grms. por cada 3.61 Kgr. de mineral que retorna al}$$

molino.

El concentrado obtenido en el paso anterior, pasará por medio de una bomba vertical Denver para concentrados a los espesadores que serán dos de 42' de diámetro exterior por 10' de altura con un área de 1,352 pies cuadrados, motor para la bomba de 5 HP.; velocidad de 26.4 RPM.; los tanques serán de madera. El mineral descargado de los tanques pasa directamente a los filtros, que serán de discos, de 6', de diámetro, tres en total, teniendo cada uno una capacidad de 60 toneladas por 24 horas, con motor de 2 HP. cada uno. La capacidad de estos filtros una vez instalados podrá variar, dependiendo del porcentaje de la humedad de descarga. El concentrado filtrado pasa a un secador Denver rotatorio de calor indirecto; 48" de diámetro por 44' de largo, con motor de 8 HP., dando 4 RPM. y una capacidad de 160 toneladas en las 24 horas; mientras que la solución obtenida en el filtro, por medio de la bomba vertical, pasa otra vez al espesador.

El vapor desprendido en el proceso de secado lleva una pequeña cantidad de fluorita, la cual hay necesidad de recuperarla. Para ello instalaremos un ciclón en el ducto de salida de los vapores del secador; el vapor saldrá directamente a la superficie mientras que la fluorita pasará a los tanques de depósito para posteriormente ser encostalada en sacos de 50 lbs. El concentrado descargado por el secador pasa por medio de una banda a los tanques de depósito para ser encostalado al igual que el anterior. Esquema Planta, Fig. 8).

## INVERSION PROBABLE EN LA PLANTA

En este punto analizaremos los costos del equipo que hemos escogido anteriormente y el desembolso. Las cotizaciones de las máquinas han sido proporcionadas por los fabricantes y hemos aumentado un 15% extra de su costo por concepto de derechos aduanales y fletes hasta el depósito. El costo inicial del equipo que emplearemos será:

1 Quebradora Allis Chalmers de 10" × 20" con motor de 20 HP.	\$ 79,818.75
1 Criba Denver Dillon vibratoria de 4' × 8' con motor de 4 HP.	34,196.25
1 Quebradora Allis Chalmers Núm. 330 con motor de 40 HP. . . .	147,317.50
1 Clasificador Akins Denver de 49" × 21' con motor de 3 HP. . . .	77,875.00
1 Molino Denver cabeza de acero de 6' × 8' con motor de 150 HP.	391,975.00
1 Acondicionador Denver Open Type Núm. 6' × 6' con motor de 3 HP. . . . .	10,312.50
1 Banco de 4 celdas Denver Sub-A Núm. 21 con dos motores de 7.5 HP. c/u. = 15 HP. . . . .	62,500.00
1 Banco de 4 celdas Denver Sub-A Núm. 13 con motor de 6 HP.	34,875.00
1 Banco de 8 celdas Denver Sub-A Núm. 12 con 4 motores de 2 HP. . . . .	63,175.00
2 Espesadores Denver de 42' × 10' con motor de 5 HP. c/u. = 10 HP. . . . .	144,705.00
1 Filtro Denver de tres discos de 6' diámetro con motor de 6 HP. .	72,187.50
1 Secador Denver rotatorio de 48" × 44" con motor de 8 HP. . . .	128,212.50
1 Máquina cosedora de costales con motor de 2 HP. . . . .	8,593.75
4 Alimentadores reactivos marca Denver especial Núm. 24 con motor de ¼ HP. c/u. = 1 HP. . . . .	57,750.00
	\$ 1,313,493.75
Equipo accesorio. . . . .	80,000.00
	\$ 1,393,493.75
Inversión en equipo en la planta. . . . .	\$ 1,393,493.75
Costo aproximado instalación, 40% . . . . .	557,397.50

Gasto aproximado dos tolvas de concreto.....	86,000.00
Costo aproximado dos tolvas de acero.....	74,000.00
	<hr/>
Gastos imprevistos, 10%.....	\$ 2,110,891.25
	211,089.12
	<hr/>
<b>COSTO TOTAL ESTIMADO EN LA PLANTA.....</b>	<b>\$ 2,321,980.37</b>
	<hr/>

Los costos de instalación los consideramos como iguales al 40% de la inversión del equipo, incluyen las cimentaciones, estructuras, pisos, escaleras, tuberías para el manejo de las pulpas, líneas eléctricas, controles eléctricos, así como la mano de obra empleada en la construcción de la planta.

### **COSTOS PROBABLES DE OPERACION EN LA PLANTA**

Con objeto de analizar los costos probables de operación que se tendrán en la planta que se proyecta, se procede a dividir ésta en diferentes secciones, de acuerdo con las diferentes operaciones que se efectuarán.

Dichas operaciones comprenden:

1. Trituración
2. Molienda y clasificación
3. Flotación
4. Filtrado y secado
5. Almacenamiento y empaque
6. Supervisión.

No hemos incluido una sección de bandas por desconocer el lugar exacto de localización de la planta, lo que nos hace desconocer las distancias a que se encontrarán las máquinas entre sí.

Los costos los dividiremos en:

#### **a) MANO DE OBRA**

En esta sección se incluyen los salarios y bonificaciones a los trabajadores que prestarán sus servicios en la planta. Estos los obtendremos por turno y por mes, tomando en consideración tres turnos diarios de trabajo, que será el tiempo de operación de la planta.

#### **b) MATERIALES, REFACCIONES Y MANTENIMIENTO**

Por tratarse de equipo nuevo, consideraremos en este estudio un costo por los conceptos anteriores igual anualmente al 10% del valor de cada máquina. El



costo lo tomaremos por mes. En aquellos casos en donde habrá necesidad de reponer continuamente materiales costosos, como son las telas de las cribas, bandas, etc., éstos los consideraremos por separado.

c) FUERZA ELÉCTRICA Y AGUA

La fuerza eléctrica la consideraremos tomando en cuenta la potencia de los motores de cada máquina, el tiempo de operación de ellos y el costo de energía eléctrica en el lugar donde se monte la planta.

El agua, en esta sección solamente consideraremos el costo de bombeo desde el lugar de abastecimiento a la planta.

d) REACTIVOS

Los reactivos los consideraremos tomando el consumo por tonelada beneficiada y calculando su consumo y costo mensualmente.

e) COSTO DE DEPRECIACIÓN Y AMORTIZACIÓN

Consideramos un tiempo de depreciación y amortización de 10 años, con lo que este costo será anualmente del 10% del valor de las máquinas y también el 10% en el caso de amortización de los edificios. Lo tomaremos como los costos anteriores por mes.

Veamos los costos de las diferentes secciones que hemos considerado.

1) TRITURACIÓN.

Esta operación se realizará únicamente en un turno de 8 horas, se necesitarán diariamente dos hombres, uno para cada quebradora, con sueldo de:

	<i>Diarios</i>	<i>Al mes</i>
Dos encargados trituración y criba a \$ 16.00 c./u. ....	\$ 32.00	
Bonificación \$ 5.00 c/u. ....	10.00	
Percepción diaria obrero \$ 21.00		
Total. ....	\$ 42.00	\$ 1,260.00

La bonificación incluye el tiempo extra que se le considera al trabajador por no separarse de las máquinas durante el período de comidas. El costo de supervisión lo consideramos al final en forma global.

El costo de refacciones, mantenimiento, será para la quebradora primaria al mes. .... \$ 665.15

El costo de fuerza eléctrica para la quebradora primaria, considerando 8 horas de trabajo del motor de 15 HP. será:  $8 \times 15 \times 0.746 \times 0.12$

\$ 14.10 diarios y mensualmente.....	322.27
El costo de depreciación será al mes de.....	665.15
El costo de refacciones, mantenimiento, para la quebradora secundaria será al mes.....	1,227.63
El costo de fuerza eléctrica para la quebradora secundaria, considerando 8 horas de trabajo del motor de 40 HP. será: $8 \times 40 \times 0.746 \times 0.12$ ; \$ 28.64 diarios y mensualmente.....	859.20
El costo de depreciación quebradora secundaria será; al mes.....	1,227.63

En esta sección nos veremos en la necesidad de incluir el costo de la única criba que hay, en ella no consideraremos la mano de obra puesto que casi no requiere atención; consideraremos además que esta criba se encuentra en medio de las dos quebradoras anteriores y cualquiera de los operadores puede echar una mano en caso necesario.

El costo mensual correspondiente a la tela de la criba lo consideraremos suponiendo que la tela tendrá una duración de 15 días aproximadamente.

Una tela de 4' x 8' con abertura de 1/4".....	\$ 900.00	\$ 1,800.00
Fuerza eléctrica considerando un tiempo de operación de 8 horas diarias para el motor de 4 HP. será: $8 \times 4 \times 0.746 \times 0.12$ ; \$ 2.86 diarios y mensualmente.....		85.80
Costo depreciación será al mes.....		286.63
El costo de operación de la sección de trituración y de la criba en forma estimada al mes será de.....		8,339.46
Consideramos un 10% imprevistos.....		833.94
<b>COSTO DE OPERACION MENSUAL.....</b>		<b>\$ 9,173.40</b>

## 2) MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN.

Esta operación se realizará en un tiempo de 24 horas. Se necesitarán diariamente dos obreros por turno de 8 horas; 6 en las 24 horas. En este capítulo aparte de los costos enumerados en la sección anterior, tendremos que considerar el consumo de bolas en el molino y los reactivos que se le agregan a éste.

	<i>Diarios</i>	<i>Al mes</i>
Tres encargados molino a \$ 17.50 cada uno.....	\$ 52.50	
Tres encargados clasificador a \$ 17.50 cada uno.....	52.50	
Bonificación \$ 5.50 cada uno.....	33.00	
Percepción diaria obrero: \$ 20.00.		
<b>Total.....</b>	<b>\$ 138.00</b>	<b>\$ 4,140.00</b>

Al igual que en la sección anterior, el costo de supervisión lo incluimos al final en forma global.

El costo de refacciones y mantenimiento será para el molino al mes.	\$ 3,266.45
El costo de fuerza eléctrica para el molino considerando 24 horas de trabajo del motor de 150 HP. será: $24 \times 150 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 322.27 diarios y mensualmente.....	9,668.10
El costo de depreciación del molino será al mes de.....	3,266.45

El consumo de bolas para un molino como el de nuestro caso moliendo fluorita fue de 0.136 grms. por tonelada de mineral. Tendremos entonces que nuestro consumo de bolas diarios y mensual será de 20.4 y 612 Kgr. respectivamente; el precio de la bola de acero-manganeso por tonelada es de \$ 3,815.00.

Costo mensual de bola 612 Kgr. $\times$ 3.81.....	\$ 2,331.72
---	-------------

Consideraremos también en esta sección el costo de consumo de reactivos que se agregan al molino; éste lo calcularemos por día y por mes, teniendo en cuenta que al molino se le agrega carbonato de sodio en cantidades de 4 lbs. por tonelada y quebracho en cantidades de 1 lb./ton. El precio del carbonato de sodio es de \$ 950.00 la tonelada y el del quebracho de \$ 5,000.00 la tonelada.

Costo del carbonato de sodio $1.812 \text{ Kgr.} \times 150 \times 0.95 =$ \$ 256.50 diarios; al mes.....	\$ 7,695.00
Costo del quebracho $0.453 \times 150 \times 5 =$ 339.75 diarios; al mes.....	10,192.50
Cálculo de costos del clasificador:	
Costo de refacciones y mantenimiento para el clasificador será al mes.	\$ 648.90
El costo de fuerza eléctrica para el clasificador considerando 24 horas de trabajo para el motor de 3 HP.: $24 \times 3 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 6.44 diarios y mensualmente.....	193.20
Costo depreciación del clasificador.....	648.90
El costo aproximado de la sección de molienda y clasificación en forma estimada al mes será de.....	56,724.62
Consideramos un 10% imprevistos.....	5,672.46
<b>COSTO OPERACION MENSUAL.....</b>	<b>\$ 62,397.08</b>

### 3) FLOTACIÓN.

En esta sección aparte del capítulo de flotación entrará también el cálculo de los costos del acondicionador. Esta operación se realizará durante las 24 horas del día, se necesitarán diariamente nueve hombres que se harán cargo de los bancos de celdas y del acondicionador.

Cálculo por los tres turnos de 8 horas.

	<i>Diarios</i>	<i>Al mes</i>
Nueve encargados flotación y acondicionador a \$ 16.00 cada uno.....	\$ 144.00	
Bonificación \$ 4.00 cada uno.....	36.00	
Percepción diaria obrero: \$ 20.00.		
Total.....	\$ 180.00	\$ 5,400.00
El costo de refacciones y mantenimiento será para el acondicionador al mes de.....	\$	85.93
Costo de fuerza eléctrica para el acondicionador considerando 24 horas de trabajo del motor: $24 \times 3 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 6.44 diarios y mensualmente.....		193.20
El costo de depreciación será al mes de.....		85.93
En este paso agregaremos oléico en cantidades de 0.181 grms. por tonelada con un costo: $0.181 \times 150 \times 6.54$ : \$ 176.47 diarios y mensual.....		5,294.10

Para determinar los costos de operación de los bancos de flotación, lo haremos considerando cada banco individualmente; calculando el costo de reactivos que se le agrega a cada banco puesto que el número de toneladas va decreciendo conforme pasa a cada uno de los bancos.

Costos celdas primarias.

Costo de refacciones y mantenimiento al mes.....	\$	520.83
Costo de fuerza eléctrica para los dos motores de $7\frac{1}{2}$ HP. cada uno: $24 \times 15 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 32.22 diarios y mensualmente.....		966.60
Costo depreciación al mes.....		520.83

NOTA: En este primer banco no se agrega ningún reactivo.

Costos primera limpia con reactivos.

Costo de refacciones y mantenimiento mensual.....	\$	290.62
Costo de fuerza eléctrica para los dos motores de 3 HP. cada uno $24 \times 6 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 12.89 diarios y mensualmente.....		386.70
Costo depreciación mensual.....		290.62

Para el cálculo del consumo de reactivos tendremos que a la primera limpia solamente nos llegan 124 toneladas, el consumo será de 0.2 lbs. de carbonato de sodio y 0.2 lbs. de quebracho por tonelada.

Costo del carbonato de sodio $0.090 \text{ Kgr.} \times 124 \times 0.95 = \$ 10.60$ diarios y al mes.....	\$	318.00
Costo del quebracho: $0.090 \times 124 \times 5 = \$ 55.80$ diarios y al mes..		1,674.00

Costos segunda limpia con reactivos.

Costo de refacciones y mantenimiento mensual.....	263.22
Costo de fuerza eléctrica para los cuatro motores de 1 HP. cada uno; 24 × 4 × 0.746 × 0.12; \$ 8.59 diarios y mensual.....	257.70
Costo depreciación mensual.....	263.22

En esta segunda limpia con reactivos, solamente nos pasarán 112.20 toneladas y se usarán las mismas cantidades por tonelada y los mismos reactivos que en la limpia anterior.

Costo carbonato de sodio: 0.090 Kgr. × 112.20 × 0.95: \$ 9.50 diarios y mensualmente.....	\$ 288.00
Costo del quebracho: 0.090 Kgr. × 112.50 × 5: \$ 50.49 diarios y mensualmente.....	1,515.00

Costos tercera limpia con reactivos.

Costo de refacciones y mantenimiento mensual.....	263.22
Costo de fuerza eléctrica para los cuatro motores de 1 HP. cada uno: 24 × 4 × 0.746 × 0.12: \$ 8.59 diarios y al mes.....	257.70
Costo depreciación mensual.....	263.22

La cantidad de mineral que entra a esta tercera limpia es de 104.70 toneladas, las cantidades de reactivos son iguales a las limpias anteriores.

Costo carbonato de sodio: 0.090 × 104.70 × 0.95: \$ 8.94 diarios y al mes.....	\$ 270.00
Costo del quebracho: 0.090 × 104.70 × 5: \$ 47.10 diarios y al mes..	1,410.00

Hay que considerar en esta sección el consumo de reactivos que se tienen en los limpiadores de segunda vuelta para lamas y arenas, así como también aquellos reactivos que se agregan en la canal de retorno de las arenas al molino. Consideraremos el movimiento de pulpa, que aunque no es un costo elevado, lo calcularemos a razón de un 5% del costo total mensual de toda la operación de flotación, quedando incluido aquí también el movimiento de las colas a los terreros. También entrarán en esta sección los costos de los alimentadores de reactivos.

Costo de los reactivos limpiadores de segunda vuelta:

El total de toneladas que pasa por esta limpia es de 24 toneladas; sobre ellas basaremos el cálculo de costos de los reactivos, carbonato de sodio y quebracho en cantidades de 0.01 lbs. y 0.05 respectivamente.

Costo carbonato de sodio: 0.0045 × 24 × 0.95: \$ 0.10 diarios y al mes.....	\$ 3.12
Costo del quebracho: 0.0226 × 24 × 5: \$ 2.76 diarios y mensualmente.....	82.80

Costo reactivos de las arenas de retorno al molino:

Las cantidades de reactivos agregados son 1.0 lbs. y 0.1 lbs. de carbonato de sodio y de oléico respectivamente. El 3.4% en peso de arenas es lo que vuelve al molino.

Costo del carbonato de sodio:  $0.453 \times 5.1 \times 0.95 = \$ 2.19$  diarios y al mes ..... \$ 65.70  
 Costo del oléico:  $0.0453 \times 5.1 \times 6.50: \$ 1.50$  diarios y al mes.... 45.00

Consideremos el costo de los alimentadores reactivos.

Costo de refacciones y mantenimiento mensual..... \$ 481.42  
 Costo de fuerza eléctrica para los motores de  $\frac{1}{4}$  HP. c/u. = 1 HP. alimentadores  $1 \times 24 \times 0.746 \times 0.12: \$ 2.15$ ..... 64.50  
 Costo depreciación mensual..... 481.42  
 El costo de operación de la sección de flotación será al mes de..... \$ 22,302.60  
 Consideremos un 10% de imprevistos..... 2,230.26  
 El movimiento de pulpas consideramos que sea de un 5%..... 1,115.13  
**COSTO DE OPERACION MENSUAL..... \$ 25,647.09**

#### 4) FILTRADO Y SECADO.

En esta sección queda incluido el costo de los dos asentadores. En la operación de filtrado y secado intervendrán dos trabajadores por turno de 8 horas, o sea en el término de las 24 horas.

	<i>Diarios</i>	<i>Al mes</i>
Tres encargados asentadores y filtro a \$ 15.00 cada uno..	\$ 45.00	
Tres encargados secador a \$ 17.50 cada uno.....	52.50	
Bonificación \$ 4.00 cada uno, asentador y filtro.....	12.00	
Bonificación \$ 5.50 cada uno, secador.....	18.00	
Percepción diaria obrero asentador y filtro: \$ 19.00.		
Percepción diaria obrero secador: \$ 23.00.		
<b>Total.....</b>	<b>\$ 124.00</b>	<b>\$ 3,720.00</b>

El costo de supervisión lo consideramos global al final.

El costo de refacciones y mantenimiento será para los espesadores al mes ..... \$ 1,205.87  
 El costo de fuerza eléctrica para los dos asentadores considerando 24 horas de trabajo del motor de 5 HP. de cada uno:  $24 \times 10 \times 0.746 \times 0.12: \$ 21.48$  diarios y al mes..... 644.40  
 Costo depreciación de los dos espesadores al mes..... 1,205.87  
 Costo de refacciones y mantenimiento para el filtro será al mes de.... 601.56

Costo de fuerza eléctrica para el filtro considerando 24 horas de trabajo para el motor de 6 HP., será: $24 \times 6 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 12.90 diarios, al mes.....	387.00
Costo depreciación filtro mensual.....	601.56
Costo de refacciones y mantenimiento para el secador será de....	1,068.43
Costo de fuerza eléctrica para el secador considerando 24 horas de trabajo del motor de 8 HP.: $24 \times 8 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 17.18 diarios, al mes.....	515.40
Costo depreciación secador al mes.....	1,068.43
Costo de secado, con un consumo de 582,000 BTU por tonelada, \$ 5.00 ton., al mes.....	18,630.00
Costo operación de la sección de filtrado y secado, será al mes de....	29,648.52
Consideramos un 10% de imprevistos.....	2,964.85
<b>COSTO OPERACION MENSUAL.....</b>	<b>32,613.37</b>

#### 5) ALMACENAMIENTO Y EMPAQUE.

Esta sección de la planta trabajará un solo turno de 8 horas con dos operarios que serán los encargados de las tolvas y de las máquinas de empaque. Los costos que tengamos en esta sección son por cuenta del comprador por lo que no se cargarán al costo total.

	<i>Diarios</i>	<i>Al mes</i>
Dos encargados empaque a \$ 15.00 cada uno.....	\$ 30.00	
Bonificación \$ 4.00 cada uno.....	8.00	
Percepción diaria obrero: \$ 19.00		
Total.....	\$ 38.00	\$ 1,140.00
Costo de refacciones y mantenimiento para la máquina de encostalar será al mes.....		\$ 71.61
Costo de fuerza eléctrica para la máquina de encostalar y coser, considerando 8 horas de trabajo del motor de 2 HP.: $8 \times 2 \times 0.746 \times 0.12$ : \$ 1.43 diarios, al mes.....		42.90
Costo del millar de sacos, dos capas papel Kraftcell de $46 \times 10 \times 180$ centímetros con impresión a dos tintas: \$ 1,336.55 millar, teniendo cada saco capacidad de 40 Kgr.: 50 sacos por tonelada: $50 \times 3,726$ ton./mensual = 186,300 sacos $\times$ 1.33 cada saco.....		\$ 247,779.00
Costo depreciación máquina encostalar, al mes.....		71.61
Costo operación de esta sección de empaque.....		249,105.12
<b>COSTO OPERACION MENSUAL.....</b>		<b>\$ 249,105.12</b>

## 6) SUPERVISIÓN.

En la supervisión de la planta tendremos:

Tres jefes de turno a \$ 2,500.00 cada uno.....	\$ 7,500.00
Un jefe de planta.....	5,000.00
Un superintendente considerando la mitad de su sueldo.....	4,000.00
<b>COSTO MENSUAL.....</b>	<b>\$ 16,500.00</b>

Resumiendo todos los costos anteriores tendremos:

1. TRITURACIÓN.....	\$ 9,173.40
2. MOLIENDA Y CLASIFICACIÓN.....	62,397.08
3. FLOTACIÓN.....	25,647.99
4. FILTRADO Y SECADO.....	32,613.37
5. ALMACENAMIENTO Y EMPAQUE.....	249,105.12
6. SUPERVISIÓN.....	16,500.00

**T O T A L.....** **\$ 395,436.96**

Costo mensual de operación sin considerar empaque.....	\$ 146,331.84
Costo mensual de operación considerando empaque.....	395,436.96

Para nuestros cálculos de costos no consideraremos los costos de empaque.

En un mes se producirán en la planta un promedio de 3,726 toneladas de concentrado (grado ácido); a razón de 124 toneladas diarias en 30 días efectivos de operación, por lo cual el costo estimado será de:

$$\frac{146,331.84}{3,726} = \$ 39.27$$

**COSTO POR TONELADA DE CONCENTRADO: \$ 39.27**

Si consideramos que se alimentará un promedio de 150 toneladas diarias; en un mes se tendrán 4,500 toneladas de mineral crudo.

El costo por tonelada de alimentación será de:

$$\frac{146,331.84}{4,500} = \$ 32.51$$

**COSTO POR TONELADA DE ALIMENTACION: \$ 32.51**

NOTA: Los sueldos que figuran en este estudio son tomados de otras unidades que operan en los estados de San Luis Potosí y Guanajuato.



**CAPITULO V**  
**RESULTADOS ECONOMICOS PROBABLES**

## CAPITULO V

### CALCULO DE COSTOS Y UTILIDADES

Los siguientes cálculos de costos están basados en los resultados de esta tesis y en parte por información dada por productores mexicanos. Una cantidad de renglones son aproximados. El costo de explotación del depósito variará considerablemente, dependiendo de que se siga o no el método de explotación propuesto, o sea el de "Corte y Relleno".

Un factor importante desconocido, es el posible problema del agua, el cual aumentaría considerablemente el costo. Una cantidad de \$ 6.25 (Dlrs. 0.50) por tonelada se ha dejado tentativamente como costo probable de bombeo. Un costo de \$ 32.51 (\$ 2.60) por tonelada métrica de mineral para tratamiento en la planta, para la producción de concentrados de grado ácido; este costo es alto debido a la gran cantidad de reactivos que hay que utilizar.

El costo de transporte de la mina a Río Verde es de \$ 50.00 (\$ 4.00) por tonelada métrica, el cual está vigente al presente como costo de flete, según contrato. Los costos de transporte se han basado sobre embarques a la frontera de Estados Unidos, Matamoros-Brownsville.

Los cálculos de costos posibles, utilidades de operación y utilidades netas, se dan en la tabla siguiente para fluorita de grado ácido, en la presunción de una recuperación del 82.8% del peso en los concentrados.

### DERECHOS, IMPUESTOS Y PRECIOS

Los derechos de importación de Estados Unidos son de \$ 7.50 por tonelada corta sobre fluorita de grado metalúrgico y de \$ 1.87 por tonelada corta sobre grado ácido. Existe la posibilidad de que puedan aumentarse los derechos sobre todo en la fluorita de grado metalúrgico.

Los impuestos mexicanos sobre fluorita son como sigue:

	<i>Grado metalúrgico</i>	<i>Grado ácido</i>
IMPUESTO EXPORTACION. . . . .	U.S. \$ 1.30	2.30
IMPUESTO PRODUCCION. . . . .	U.S. \$ 0.19	0.33

El precio pagado por fluorita mexicana en la frontera con Estados Unidos, es considerablemente más bajo que el precio por la fluorita producida en los Estados Unidos. La diferencia de precio parece ser solamente parcial, debido a las tarifas de transporte de los Estados Unidos y derechos, otro factor es el de la fuerte competencia de mercado.

Los precios actuales a "mitad puente" sobre frontera de Estados Unidos son como sigue, pagando el comprador los derechos U.S.A.

Para fluorita grado metalúrgico.....	De \$ 15 a \$ 16 por ton./corta.
Para fluorita grado ácido.....	De \$ 31.50 a \$ 32 por ton./corta.
Concentrados grado ácido secos.....	\$ 35.00.

### INVERSION REQUERIDA

Se ha calculado que una inversión de \$ 7.571,980.37, se requiere para una operación de explotación de la mina, planta de beneficio, planta de fuerza y capital de operación. A continuación exponemos los renglones mayores de la inversión calculado sobre la base de 150 toneladas diarias de mineral crudo.

	<i>Pesos mexicanos</i>
PLANTA DE FUERZA DE 700 KW.....	\$ 1,250,000.00
EQUIPO MINA.....	2,500,000.00
EQUIPO PLANTA 180 TN/DIA.....	2,321,980.37
EQUIPO DE TRANSPORTE (10 unidades de 12 Tm).....	1,000,000.00
CAPITAL DE OPERACION.....	500,000.00
<b>INVERSION TOTAL.....</b>	<b>\$ 7,571,980.37</b>

### CALCULO DE COSTOS Y UTILIDAD NETA POR AÑO PARA FLUORITA DE GRADO ACIDO

#### COSTOS POR TONELADA DE GRADO ACIDO Relación de concentración 1.2

	<i>Pesos mexicanos</i>
Extracción (\$ 36.50 por tonelada de mineral crudo).....	\$ 43.80
Costo en el desarrollo por tonelada cubicada: \$ 5.17.....	6.20
Beneficio por tonelada.....	39.27
Bombeo (\$ 6.25 por tonelada de mineral crudo).....	7.50
Gastos administrativos.....	30.00
Gastos generales.....	30.00
Transporte Mina-Río Verde (camión).....	50.00

Mano de Obra Río Verde.....	12.50
Transporte Río Verde-Matamoros-(Ferrocarril).....	50.00
Impuesto Mexicano de Producción.....	4.12
Impuesto Mexicano de Exportación.....	28.75
Derechos de Correduría.....	3.12
Costo Total a medio puente Matamoros-Brownsville, por tonelada métrica de grado ácido.....	\$ 305.26
Precio de Venta por tonelada de concentrados grado ácido (\$ 35.00 a mitad de puente).....	437.50
Utilidad de Operación por tonelada métrica de con- centrados grado ácido.....	132.24

**UTILIDAD DE OPERACION**

Por tonelada métrica de grado ácido.....	\$	132.24
Por año, 45,000 toneladas métricas de grado ácido.....	\$	5,950,800.00

**CALCULO IMPUESTO SOBRE LA RENTA—CEDULA II**

Utilidad de Operación.....	\$	5,950,800.00
Menos: I.S.R. Cédula II.....		2,164,670.00
Utilidad sujeta al pago de impuestos sobre utilidades excedentes..	\$	<u>3,786,130.00</u>

**CALCULO IMPUESTO SOBRE UTILIDADES EXCEDENTES**

Utilidad sujeta al pago de utilidades excedentes.....	\$	3,786,130.00
Capital en Giro.....	\$	7,571,980.37

Hasta 15% de				
\$ 7,571,980.37 .....	\$	1,135,797.06	<b>EXENTO</b>	
Del 15 al 20% de				
\$ 7,571,980.37 .....		378,599.02	5%	\$ 18,929.95
Del 20 al 30% de				
\$ 7,571,980.37 .....		757,198.04	10%	75,719.80
Del 30 al 40% de				
\$ 7,571,980.37 .....		757,198.04	15%	113,579.71
Del 40 al 50% de				
\$ 7,571,980.37 .....		757,198.04	20%	151,439.61
Del 50% en adelante de				
\$ 7,571,980.37 .....		139.80	25%	34.95
		<u>\$ 3,786,130.00</u>		<u>\$ 359,704.02</u>

<b>IMPUESTO SOBRE UTILIDADES EXCEDENTES</b>	\$	<b>359,704.02</b>
---	----	-------------------

**CALCULO IMPUESTO CEDULA IV SOBRE GANANCIAS DISTRIBUIBLES**

Utilidad de Operación .....		\$ 5.950,800.00
Menos I.S.R. Céd. II .....	\$ 2.164,670.00	
Menos I.S.U.E. ....	359,704.02	2.524,374.02
<hr/>		
Utilidad sujeta a otras deducciones .....		\$ 3.426,425.98
Menos 5% sobre \$ 3.426,425.98, Reserva Legal	\$ 171,321.30	
Menos 10% sobre \$ 3.426,425.98, Reserva para Reinversión .....	342,642.60	513,963.60
<hr/>		
Utilidad sujeta a otras deducciones .....		\$ 2.912,462.38
Impuesto 15% sobre \$ 2.912,462.38, Utilidades Distribuibles .....		\$ 436,869.36
<b>IMPUESTO SOBRE GANANCIAS DISTRIBUIBLES.....</b>		<b>\$ 436,869.36</b>

**UTILIDAD NETA**

Utilidad de Operación .....		\$ 5.950,800.00
Menos I.S.R. Cédula II .....	\$ 2.164,670.00	
Menos I.S.U.E. ....	\$ 359,704.02	
Menos I.S.G.D. ....	\$ 436,869.36	\$ 2.961,243.38
<hr/>		
<b>UTILIDAD NETA:</b>		<b>\$ 2.989,556.62</b>

## BIBLIOGRAFIA

- |                 |                               |
|-----------------|-------------------------------|
| ROBERT S. LEWIS | <i>Elements of Mining.</i>    |
| G. J. YOUNG     | <i>Elementos de Minería.</i>  |
| W. W. STALEY    | <i>Mine Plant Desing.</i>     |
| E. L. RHEAD     | <i>Metalurgia.</i>            |
| ALAN M. BATEMAN | <i>Yacimientos Minerales.</i> |