

M
3
UNAM



56

TESIS-BCCT

7-56



INSTITUTO DE GEOLOGIA
BIBLIOTECA

I-103

56

FB 191944

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS.



TESIS

PARA EL EXAMEN PROFESIONAL DEL PASANTE
DE INGENIERO DE MINAS Y
METALURGISTA.



MARIO VEYTIA BARBA

20(315)
ve9d



1943.

CLASIF. VBNI1943 I2

ADQUIS. L-103

FECHA _____

PROCESO _____

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO.

ESCUELA NACIONAL DE INGENIERÍA

TESIS QUE PRESENTA EL PASANTE



MARIO

EN SU EXAMEN PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS Y METALURGIA.

MEXICO, D.F.

1943.

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO.

ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS.

TESIS QUE PRESENTA EL PASANTE

MARIO VEYTIA

EN SU EXAMEN PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA.



MEXICO, D.F.

1943.

686

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO.

ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS.

420(315)

Ve9d

TESIS QUE PRESENTA EL PASANTE

MARIO VEYTLA

EN SU EXAMEN PROFESIONAL DE

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA.

MEXICO, D.F.

1943.

Al Excmo. Sr. Dr. Mario de la Cruz
Presidente

En el estudio de las condiciones de explotación de las
fuentes transpirables y de las características de los
DEDICO ESTE PEQUEÑO TRABAJO:
que se ha desarrollado en el campo profesional de Ingeniero
de Minas y Metalurgista.

"Este tesis comprende dos temas:

1.- Descripción y estudio técnico-indus-
trial de la Unidad Pizara "ARRECIAN",
ubicada en la Municipalidad de San
Felipe del Estado de Sonora, en la que
dirige el Sr. M. Vértiz por lo que
se expresa en la presente.

A MIS PADRES Y HERMANOS,

2.- Estudio de la mina "LA VALANCIANA" del
Estado de Sonora, por el "Tiro de
agua de Valançiana", en relación con
el estudio del tiro vertical de "LA
NUEVA" de la misma región al ser
con la finalidad de determinar el
comportamiento de los tiros verticales, para poder
explicar la causa de la explosión de la
mina y resaca de 1,000 toneladas de
agua.

A MIS MAESTROS Y AMIGOS.

Para este segundo tema se tiene que consi-
derar que la cantidad de agua que se inyecta en los
pozos interiores de la Valançiana es de unos 1,000,000
de metros cúbicos, y se sabe en pocas horas
tanto del agua de las filtraciones de aguas que
60 litros por minuto. Con una profundidad de 113 me-
tros en el último Nivel de Valançiana y 600 metros de
profundidad en el tiro de la Nueva, las aguas que
5,000 metros cúbicos de agua almacenados, una cantidad
de a razón de 5 litros por minuto, como resultado de las
filtraciones".

Respectivamente,
"CON MI MISA HABLANA EL REVERENDO
Máximo P. P., a la vez de la
de Heredia,

Ing. Pedro María José Barro (1957)

DEDICADO ESTE PEQUEÑO TRABAJO:

A MIS PADRES Y HERMANOS,

A MIS MAESTROS Y AMIGOS.

ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS.
Dirección.
Núm. 731-944.
Exp. Núm. 731.214.2/-

Al Pasante señor Mario Veytia.
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 ANDRES VILLAFANA, para que lo desarrolle como tesis en su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista.

"Esta tesis comprende dos temas:

- 1º.-Descripción y estudio técnico-industrial de la Unidad Minera "ARTEMISA", ubicada en la Municipalidad de San Felipe del Estado de Sonora, en la que hizo el Sr. M. Veytia parte de su práctica final de la carrera expresada.
- 2º.-Desague de la mina "LA VALENCIANA" del Mineral de Guanajuato, por el "Tiro General de Valenciana", en relación con el desague del tiro vertical de "LA NUEVA LUZ" de la misma región minera; con la finalidad de acondicionar esos tiros verticales, para hacer una explotación de la Veta Madre de Guanajuato a razón de 1,000 toneladas de mineral por día de trabajo.

Para este segundo tema se tiene que considerar que la cantidad de agua que ha invadido los antiguos laborios de La Valenciana es de muy cerca de 1,000,000 de metros cúbicos, y se tiene un gasto constante del agua de las filtraciones de aquella mina de 60 litros por minuto. Con una profundidad de 513 metros en el último Nivel de Valenciana y 600 metros de profundidad en el tiro de la Nueva Luz, que tiene 5,000 metros cúbicos de agua almacenada y una cantidad de a razón de 5 litros por minuto, como gasto de las filtraciones".

Atentamente,

"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"

México, D. F., a 19 de julio de 1943.

EL DIRECTOR,

Ing. Pedro Martínez Tornel. (Rúbrica).

PMT/TB/mr. Copió:lma.

El presente señor Mario Veytia.
P r a s e n t e .

En atención a su solicitud relativa me se
este transcribe a usted a continuación el tema que
aprobado por esta Dirección, propuso el señor profes-
sor ingeniero ANDRÉS VILLALBA, para que lo desarro-
lle como tesis en su examen profesional de Ingeniero
de Minas y Metalurgista.

"Esta tesis comprende dos temas:

1a.- Descripción y estudio técnico-ingenie-
rías de la Unidad Minera "ARTEMISA",
ubicada en la Municipalidad de San --
Felipe del Estado de Sonora, en la que
hizo el Sr. M. Veytia parte de su pro-
tesis final de la carrera expresada.

2a.- Descripción de la mina "LA VALLENCIANA" del
Municipio de Guaymas, por el "Tiro de
Nueva Luz", en relación con
el desarrollo del tiro vertical de "LA --
NUEVA LUZ" de la misma región minera;
con la finalidad de acondicionar esas
dos tiros verticales, para hacer una
explotación de la Veta Madre de Guaymas
hasta a razón de 1,000 toneladas de mi-
neral por día de trabajo.

Para este segundo tema se tiene que consi-
derar que la cantidad de agua que ha invadido los anti-
guos labores de La Valenciana es de muy cerca de --
1,000,000 de metros cúbicos, y se tiene un gasto consi-
derable del agua de las filtraciones de aquella mina de
60 litros por minuto. Con una profundidad de 213 me-
tros en el último Nivel de Valenciana y 600 metros de
profundidad en el tiro de La Nueva Luz, que tiene --
5,000 metros cúbicos de agua almacenada y una cantidad
de a razón de 5 litros por minuto, como gasto de las
filtraciones".

Atentamente,

"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
México, D. F., a 19 de Julio de 1943.
EL DIRECTOR,

Ing. Pedro Martínez Tormel. (Róbrica).

FMT/TB/mr.Copid:mas.

Para la descripción y estudios mencionados en esta primera parte, y para mejor claridad, lo dividiré en los siguientes CAPITULOS:

I.- Situación, vías de comunicación, topografía, etc.

II.- Geología general y en particular del yacimiento que se trata.

III.- Obras mineras. Exploración y Explotación. Equipo usado.

IV.- Planta de Beneficio.

V.- Consideraciones finales acerca de las operaciones del molino.

Anexos planos de la mina y Esquema de Tratamiento.

Para la descripción y estudios mencionados en esta primera parte, y para mayor claridad, lo dividiré en los siguientes CAPÍTULOS:

- I.- Situación, vías de comunicación, topografía, etc.
 - II.- Geología general y en particular del yacimiento que se trata.
 - III.- Obras mineras. Exploración y explotación. Equipo usado.
 - IV.- Planta de Beneficio.
 - V.- Consideraciones finales acerca de las operaciones del molino.
- Anexo planes de la mina y Programa de Tratamiento.

I.- SITUACION, VIAS DE COMUNICACION,

TOPOGRAFIA, etc.



Las propiedades de la Compañía U. S. --- Smelting Exploration que constituyen la Unidad denominada "ARTEMISA", se encuentran localizadas en un lugar llamado El Lavadero, Municipio de San Felipe, Distrito de Ures y casi en el centro del Estado de Sonora. Está a unos 200 km. de Hermosillo, adonde se comunica de la manera siguiente: de Hermosillo para el --- Norte, y sobre la vía del Sudpacífico se encuentra la estación de bandera, Poza en donde la Compañía tiene almacenes para recibir materiales, tanto de México como de Estados Unidos; tanques para el combustible Diesel de su planta; gasolina, y la plataforma de carga de sus concentrados, la Estación está como a 100 km. de Hermosillo, de allí para el Oriente, sale un camino carretero directamente hasta la Unidad, de unos 95 km. de extensión aproximadamente y en buenas condiciones de tránsito, es de tierra sin revestimiento, y en algunos lugares, al atravesar las estribaciones de la S. M. W. tiene pendientes muy fuertes (como de 20%). Este camino atraviesa dos cadenas paralelas de contrafuertes de la Sierra que llevan una dirección sensi--

I. - SITUACION. VIAS DE COMUNICACION.

TOPOGRAFIA, etc.

Las propiedades de la Compañía U. S. Smelting Exploration que constituyen la Unidad denominada "ARTEMISA", se encuentran localizadas en un lugar llamado El Lavadero, Municipio de San Felipe, Distrito de Ures y casi en el centro del Estado de Sonora. Está a unos 200 km. de Hermosillo, donde se comunicamos de la manera siguiente: de Hermosillo para el Norte, y sobre la vía del Subsofío se encuentra la estación de bandera, Pasa en donde la Compañía tiene almacenes para recibir materiales, tanto de México como de Estados Unidos; también para el combustible Diesel de su planta; gasolina, y la plataforma de carga de sus concentrados, la Estación está como a 100 km. de Hermosillo, de allí para el Oriente, sale un camino carretero directamente hasta la Unidad, de unos 25 km. de extensión aproximadamente y en buenas condiciones de tránsito, es de tierra sin revestimiento, y en algunos lugares, al atravesar las estratificaciones de la S. M. W. tiene pendientes muy fuertes (como de 20%). Este camino atraviesa dos cadenas paralelas de contrafuertes de la Sierra que llevan una dirección casi-

blemente N-S, ésta es la única vía por donde se hace todo el movimiento de concentrados y materiales; de Poza hay otros 180 km. por ferrocarril a Nogales que es por donde salen los productos del molino para los Estados Unidos, ya que por la posición geográfica en que se encuentra y la falta de vías de comunicación para el interior del país, no es posible enviarlos a nuestras fundiciones.

Están comunicados también con Cananea, Arizpe y otros pueblos a lo largo del Río de Sonora por caminos generalmente transitables en todo tiempo, que van por el Valle del propio Río. Tienen comunicación telegráfica directamente con México desde el pueblo del Jojobal, a unos 25 km., es una línea local que enlaza con Hermosillo y México.

La topografía de la región es abrupta, pues las primeras cadenas montañosas de la Sierra Madre Occidental se presentan desde las cercanías de Poza; estas montañas son bastante elevadas en algunos lugares, como las que constituyen la Sierra de Aconchi al Sur de El Lavadero; el clima es caliente y seco en verano y frío en invierno, las lluvias son escasas y esporádicas y en consecuencia la vegetación es pobre y raquítica, solamente en las partes altas de la sierra hay algo de vegetación forestal -pinos, encinos, madroños, etc- debido a estos factores de clima y vegetación, la mayoría de los arroyos, es decir, casi todos,

planteamiento N-2, ésta es la única vía por donde se hace
 todo el movimiento de concentrados y materiales; de
 Pozos hay otros 180 km. por ferrocarril a Nogales que
 es por donde salen los productos del molino para los
 Estados Unidos, ya que por la posición geográfica en-
 que se encuentra y la falta de vías de comunicación
 para el interior del país, no es posible enviarlos a
 nuestras fundiciones.

Están comunicados también con Guaymas, --
 Arizpe y otros pueblos a lo largo del Río de Sonora --
 por caminos generalmente transitables en todo tiempo,
 que van por el Valle del propio Río. Tienen comunica-
 ción telefónica directamente con México desde el pue-
 blo del Totobal, a unos 25 km., es una línea local --
 que enlaza con Hermosillo y México.

La topografía de la región es abrupta, --
 pues las primeras cadenas montañosas de la Sierra Ma-
 dre Occidental se presentan desde las cercanías de Po-
 zas; estas montañas son bastante elevadas en algunas --
 lugares, como las que constituyen la Sierra de Aconchi
 al Sur de El Lavadero; el clima es caliente y seco en
 verano y frío en invierno, las lluvias son escasas y --
 esporádicas y en consecuencia la vegetación es pobre y
 rudéscica, solamente en las partes altas de la sierra-
 hay algo de vegetación forestal -pinos, encinos, madro-
 ños, etc- debido a estos factores de clima y vegeta-
 ción, la mayoría de los arroyos, es decir, casi todos,

son de carácter torrencial y sólo llevan agua en la época de lluvias, la erosión es muy activa y ha modelado la forma de los cerros redondeándolos, sobre todo en la parte de las vertientes cuyas laderas miran hacia el valle del Río de Sonora que es en donde drenan todos estos arroyos, y entonces se convierten en una serie interminable de lomas y barrancas que decrecen gradualmente hasta las márgenes del mismo Río. Este nace cerca de Cananea y desde allí sigue su curso casi recto al Sur hasta las cercanías del pueblo de Aconchi unos 25 km. al E. de la Unidad que es donde desemboca el arroyo Lavadero, y de aquí empieza a doblar su camino hacia el W. hasta casi formar ángulo recto, pasa cerca de Hermosillo y desemboca en bahía Kino en el Golfo de California.

Hay numerosas vegas a lo largo del Río que son las únicas tierras de cultivo de la región y que aprovechan sus aguas para riego, que siendo éstas escasas casi nunca terminan su curso en el mar.

son de carácter torrencial y sólo llevan agua en la época de lluvias, la erosión es muy activa y ha modelado la forma de los cerros redondeados, sobre todo en la parte de las vertientes cuyas laderas miran hacia el valle del Río de Sonora que es en donde crecen todos estos arroyos, y entonces se convierten en una serie interminable de tomas y barrancas que decrecen gradualmente hasta las márgenes del mismo Río. La te hace cerca de Guaymas y desde allí sigue su curso casi recto al Sur hasta las cercanías del pueblo de Aconchi unos 25 km. al E. de la Unidad que es donde desemboca el arroyo Lavadero, y de aquí empieza a dar su camino hacia el W. hasta casi formar ángulo recto, pasa cerca de Hermosillo y desemboca en Bahía Kino en el Golfo de California.

Hay numerosas vegas a lo largo del Río que son las únicas tierras de cultivo de la región y que aprovechan sus aguas para regarlas, que siendo éstas es casi nunca terminan su curso en el mar.

II.- GEOLOGIA GENERAL Y EN PARTICULAR DEL

YACIMIENTO DE QUE SE TRATA.

La geología de la región es complicada y un estudio detallado de la misma estaría fuera de los límites de este trabajo, por lo cual me limitaré a exponer en una forma general los principales rasgos así como algunas consideraciones sobre la génesis del cráter sobre el cual están concentrados los trabajos que la Compañía desde tiempo relativamente reciente ha emprendido.

Las rocas predominantes y que forman la mayor parte de las sierras, son andesitas de varios tipos y algunas de ellas silicificadas como consecuencia de las numerosas intrusiones de granito que por dondequiera afloran expuestos por la erosión, que también por diferenciación dan lugar a la presencia de diques pegmatíticos que a veces presentan cristales de cuarzo de tamaño muy grande y en donde se encuentran algunos minerales de tungsteno y berilo pero escasos y no dan lugar a concentraciones capaces de aprovecharse, aunque se han reportado numerosas muestras de scheelita de las cercanías. Como consecuencia de la actividad de las intrusiones, y tal vez como fase expirante de ellas se encuentran no lejos de allí unos ma-

II.- GEOLOGIA GENERAL Y EN PARTICULAR DEL

YACIMIENTO DE ORO DE TRATA.

La geología de la región es complicada y un estudio detallado de la misma estaría fuera de los límites de este trabajo, por lo cual me limitaré a exponer en una forma general los principales rasgos así como algunas consideraciones sobre la génesis del oro que sobre el cual están concentrados los trabajos de la Compañía desde tiempo relativamente reciente ha emprendido.

Las rocas predominantes y que forman la mayor parte de las sierras, son andesitas de varios tipos y algunas de ellas silíceas como consecuencia de las numerosas intrusiones de granito que por dondequiera afloran expuestas por la erosión, que también por diferenciación dan lugar a la presencia de algunas pegmatíticas que a veces presentan cristales de cuarzo de tamaño muy grande y en donde se encuentran algunas minerales de tungsteno y berilo pero estas y no dan lugar a concentraciones capaces de explotarse, aunque se han reportado numerosas muestras de scheelita de las cerchas. Como consecuencia de la actividad de las intrusiones, y tal vez como fase explante de ellas se encuentran no lejos de allí unas ma-

nantiales de aguas termales que brotan de las faldas de un cerro de granito y al nivel de uno de los arroyos que bajan de la sierra de Aconchi, la temperatura de estas aguas es elevada, -cerca de 43°C- y se han aprovechado para el beneficio en el molino, por medio de una tubería de 5 km. a través de la cual es bombeada hasta el tanque en la cabeza del molino.

Esta zona cuenta también con numerosos placeres auríferos del tipo residual o "in situ" debido a la desintegración de vetillas de cuarzo que llevan el oro diseminado y que no han sufrido un acarreo muy largo debido posiblemente a la característica torrencial y esporádica de los arroyos, pero no hay ninguno de importancia y solamente unos cuantos gambusinos los explotan usando un concentrador de fuelle llamado localmente "polveador" en que se aprovecha el aire para separar el oro de la ganga, pues no hay agua suficiente.

La región está intensamente fallada y fracturada en todas direcciones sin tener una orientación definida el conjunto de ellas: sin embargo son casi normales a las vetas y éstas siguen un rumbo general, más o menos de E-W, existiendo numerosos crestones en esa dirección, pero cuyos yacimientos han sido imperfectamente explorados por mineros y gambusinos.

Para formarse una idea acerca de la génesis probable del criadero, examinaremos algunas de sus

mantenidas de aguas termales que brotan de las fallas de un cerro de granito y al nivel de uno de los arroyos que bajan de la sierra de Aconchi, la temperatura de estas aguas es elevada, cercos de 45°C y se han aprovechado para el beneficio en el molino, por medio de una tubería de 5 km. a través de la cual se bombea hasta el tanque en la cabecera del molino.

Hasta zona cuenta también con numerosos piscinas sulfúreas del tipo residual o "in situ" debido a la desintegración de vetillas de cuarzo que llevan el oro diseminado y que no han sufrido un acarreo muy largo debido posiblemente a las características tórridas y esporádicas de los arroyos, pero no hay ninguno de importancia y solamente unos cuantos gambusinos los explotan usando un concentrador de fualle llamado localmente "polverador" en que se aprovecha el aire para separar el oro de la ganga, pues no hay agua sulfúrea.

La región está intensamente fallada y frías turba en todas direcciones sin tener una orientación definida el conjunto de ellas; sin embargo son casi normales a las vetas y éstas siguen un rumbo general, más o menos de E-W, existiendo numerosas crestones en esa dirección, pero cuyos yacimientos han sido imperfectamente explorados por mineros y gambusinos. Para formarse una idea acerca de la génesis probable del criadero, examinaremos algunas de sus

características cómo son su forma, clase y textura de los minerales de su llenamiento, etc. El yacimiento tiene las características de una veta de fractura con respaldos más o menos bien definidos, y sus elementos geométricos, rumbo N-W 83° S-E con echado al Norte de 80° su desarrollo a rumbo es de unos 120 m. y crestonea en casi toda esta longitud, la potencia media es de 2 a 2.5 m. En el lado E la veta se angosta y se pierde, un crucero al Sur un poco adelante ya no encuentra ni la fractura, en tanto que al W enfrente -- del socavón de la entrada y del otro lado del arroyo, se encuentran unos crestones que parecen ser la continuación de la veta, pero muestran una mineralización muy pobre y caen fuera de las pertencencias de la Compañía. Según su echado, tiene unos 60 m. verticales desde el crestón hasta el nivel del socavón principal y de aquí para abajo, lo que se ha explorado muestra unos 20 m. más con la particularidad de que la mineralización se angosta y se pierde dentro de la misma veta apareciendo en el nivel 50 una zona fracturada completamente estéril. El llenamiento de la veta lo constituye una íntima asociación de galena y blenda como minerales principales en una cristalización más bien fina, probablemente la galena fué el mineral primero en precipitarse, estando una buena parte de la blenda incluida dentro de ella en grano muy fino, así es como se puede interpretar por el hecho de que no obstante la molienda tan fina a que se somete el mineral en su

características como son su forma, clase y textura de los minerales de su liamiento, etc. El liamiento tiene las características de una veta de fractura con resacas más o menos bien definidas, y sus elementos geométricos, rumbo N-W 83° S-E con echado al Norte de 80° en desarrollo a rumbo es de unos 150 m. y cresta- nes en casi toda esta longitud, la potencia media es de 2 a 2.5 m. En el lado E la veta se angosta y se pierde, un trazo al Sur un poco adelanta ya no encuentra ni la fractura, en tanto que al W enfrenta del socavón de la entrada y del otro lado del arroyo se encuentran unas crestas que parecen ser la continuación de la veta, pero muestran una mineralización muy pobre y casi fuera de las pertenencias de la Compañía. Según su echado, tiene unos 60 m. verticales donde el socavón hasta el nivel del socavón principal y de aquí para abajo, lo que se ha explorado muestra unos 20 m. más con la particularidad de que la mineralización se angosta y se pierde dentro de la misma veta desapareciendo en el nivel 50 una zona fracturada completamente estéril. El liamiento de la veta lo constituye una íntima asociación de galena y blanda como minerales principales en una cristalización más bien fina, probablemente la galena fue el mineral primero en precipitarse, estando una buena parte de la blanda incluida dentro de ella en grano muy fino, así es como se puede interpretar por el hecho de que no obstante la moliente tan fina a que se somete el mineral en su

beneficio, el concentrado de plomo lleva siempre más del 10% de Zn., en cambio el concentrado final de zinc casi nunca lleva más del 4.5% de Pb. Como minerales acompañantes están la pirita, la chalcopirita, tal vez marmatita y finalmente algo de yeso todo esto en una matriz cuarzoza.

La roca encajonante tanto al alto como al bajo es una andesita silicificada. Existen también en conexión con la veta principal que hemos descrito, y que se llama "Artemisa", otra paralela colocada al alto, separada solamente por unos 8 m. de andesita pero de mucho menores dimensiones y otra llamada "Willcox" (Fig. 1), que solamente tiene unos 12 m. de longitud, es cortada por una falla y desaparece a rumbo, a la profundidad tampoco se encuentra, pues seguramente tiene también las características de la Artemisa.

En resumen, basado en los datos anteriores, me aventuro a emitir la siguiente hipótesis: El criadero fué formado por aguas mineralizantes provenientes de las intrusiones graníticas de las cercanías, no siendo brechosa la textura del llenamiento, es probable que éste haya tenido lugar a profundidad y presiones medias, pues tampoco la galena es mineral de altas temperaturas. Que debido a que la veta empieza con sulfuros desde la superficie, es muy posible que la mayor parte de ella ya haya sido erosionada, quedando solamente una pequeña porción como lo atestigua la-

penetración, el contenido de plomo lleva siempre más del 10% de Zn., en cambio el contenido final de zinc casi nunca lleva más del 4.5% de Pb. Como minerales acompañantes están la pirita, la chalcopirita, tal vez marmatita y finalmente algo de yeso todo esto en una matriz cuarzoza.

Las rocas encalzan tanto al sitio como al bajo es una andesita silicificada. Existen también en conexión con la veta principal que hemos descrito y que se llama "Artemisa", otra parecida colocada al alto, separada solamente por unos 8 m. de andesita pero de mucho menores dimensiones y otra llamada "Willcox" (Fig. 1), que solamente tiene unos 15 m. de longitud, es cortada por una falla y desaparece a rumbo, a la profundidad tampoco se encuentran, pues seguramente tiene también las características de la Artemisa.

En resumen, basado en los datos anteriores, me aventuro a emitir la siguiente hipótesis: El mineral fue formado por aguas mineralizantes provenientes de las intrusiones graníticas de las cercanías, no siendo precisa la textura del liamiento, es probable que éste haya tenido lugar a profundidad y presiones medias, pues tampoco la galena es mineral de altas temperaturas. Que debido a que la veta empieza con sulfuros desde la superficie, es muy posible que la mayor parte de ella ya haya sido erosionada, quedando solamente una pedregosa porción como la que se muestra en la-

desaparición de los minerales a la profundidad que --
puede significar que ésta sea la parte inferior desde
donde las condiciones fisicoquímicas de las aguas mi-
neralizantes fueron favorables para efectuar su depó-
sito en su camino ascendente y por lo tanto son pocas
las posibilidades de encontrar valores abajo de esta
zona.

-- descripción de los minerales a la profundidad que --
 puede significar que esta sea la parte inferior donde
 donde las condiciones físicas de las aguas mi-
 neralizadas favorecen para efectuar su depó-
 sito en su camino ascendente y por lo tanto son pocas
 las posibilidades de encontrar valores bajo de esta
 zona.



III.- OBRAS MINERAS. EXPLORACION Y EXPLOTACION

EQUIPO USADO.

Cuando fué comprada la mina por la actual propietaria, tenían explorado solamente el socavón principal y un pozo como de 10 m. a partir de este nivel; con el socavón descubrieron toda la longitud de la veta y debido a su fuerte echado, y a ser resistentes los respaldos, se adoptó el método de "shrinkage stope" como el más conveniente y con la mira de que al mismo tiempo que tumbaban y tenían listo el mineral para su disfrute, en ese mismo tiempo se procedía a la instalación del molino, que una vez puesto a trabajar se alimentaría con el mineral almacenado en el rebaje y consagrar los trabajos posteriores a la exploración de la veta a la profundidad.

El rebaje (ver Fig. 2) empieza desde el socavón o nivel principal, cuya entrada se encuentra en la base del cerro que alberga al criadero y unos cuantos metros arriba del arroyo y se come a la veta a toda la longitud y sale hasta la superficie del afloramiento, dejando sólo algunos pilares de mineral entre las alcancías por donde se extrae el mineral, -

III. - OBRAS MINERAS. EXPLORACION Y EXPLOTACION

EQUIPO USADO.

Cuando fue comprada la mina por la actual
 propietarios, tenían explorado solamente el socavón --
 principal y un pozo como de 10 m. a partir de este ni-
 vel; con el socavón descubrieron toda la longitud de-
 la veta y debido a su fuerte echado, y a ser resiste-
 tes los resqueados, se adoptó el método de "shrinkage
 stopes" como el más conveniente y con la mira de que -
 el mismo tiempo que tumbasen y tenían listo el mineral
 para su destino, en ese mismo tiempo se procedía a -
 la instalación del molino, que una vez puesto a traba-
 jar se alimentaría con el mineral almacenado en el re-
 bate y consagrar los trabajos posteriores a la explo-
 ración de la veta a la profundidad.
 El rebate (ver Fig. 2) empieza desde el -
 socavón o nivel principal, cuya entrada se encuentra
 en la base del cerro que alberga al cráter y unos
 cuantos metros arriba del arroyo y se come a la veta -
 a toda la longitud y sale hasta la superficie del
 afloramiento, dejando sólo algunas pilares de mineral
 entre las alambres por donde se extrae el mineral.

las cuales están espaciadas cada 5 m. y un caballo de tepetate que se encontró cerca de la superficie (fig. 2), en total el contenido del rebaje se calcula en -- unas 25 000 ton., el exceso que por el aumento de volumen del mineral se produjo se almacenó en pilas cerca del molino y a la entrada de la mina; se dejaron -- también varios caminos que dan acceso al rebaje y en previsión de encampanamiento de las alcancías.

De esta manera, la explotación se adelantó por completo a la exploración.

La extracción del mineral de las tolvas -- de la mina, se hace por medio de carros de 1.5 ton. -- de capacidad, por el socavón principal hasta una tolva en que vacían por gravedad, encima de la tolva hay una criba para quebrar los gabarros grandes con marro, posteriormente es llevado por camión hasta el molino. El tepetate que proviene de las obras de exploración -- en el nivel inferior, sale por el tiro también en carros y es llevado al terrero por un socavón que entra a corte veta aproximadamente en la mitad o centro geométrico de ésta y en donde está el tiro (Fig. 1).

La exploración se ha llevado a cabo como sigue: mientras se terminaba con el rebaje de la veta, a partir del nivel principal y dado al bajo de -- ella, el tiro es de tres compartimientos, bien adomado y dotado de un malacate de motor eléctrico de 60 HP de dos tambores para trabajar en contrabalanceo, --

Las cuales están espaciadas cada 5 m. y un caballo de tepalcates que se encontró cerca de la superficie (fig. 2), en total el contenido del rebaje se calcula en unas 25 000 ton., el exceso que por el aumento de volumen del mineral se produjo se almacenó en pilas cercas del molino y a la entrada de la mina; se dejaron también varios caminos que dan acceso al rebaje y en previsión de empampamiento de las alcancías.

De esta manera, la explotación se adelantó por completo a la exploración.

La extracción del mineral de las tolvas de la mina, se hace por medio de carros de 1.5 ton. de capacidad, por el socavón principal hasta una tolva en que vacían por gravedad, encima de la tolva hay una criba para quebrar los pedruzcos grandes con martillo. Posteriormente es llevado por camión hasta el molino. El tepalcate que proviene de las obras de exploración en el nivel inferior, sale por el tiro también en carros y es llevado al terrero por un socavón que entra a corte veta aproximadamente en la mitad o centro geométrico de ésta y en donde está el tiro (fig. 1).

La exploración se ha llevado a cabo como sigue: mientras se terminaba con el rebaje de la veta, a partir del nivel principal y dado al bajo de ella, el tiro es de tres compartimientos, bien abastecido y dotado de un malacate de motor eléctrico de 60 HP de dos tambores para trabajar en contrapesos,

pero en vista del escaso movimiento en el tiro, actualmente opera con una sola punta. A los 50 m. de profundidad se colocó un crucero al Norte que debería cortar a la veta a los 20 o 21 m. del tiro según el echado que lleva, pero en su lugar se encontró una zona escasamente fracturada con algo de pirita diseminada, pero estéril, de valores de Pb y Zn. Se prolongó el crucero al Norte algunos metros más sin ningún resultado, en el sitio del fracturamiento se llevaron dos frentes, una al Oriente y otra al Poniente; la frente Poniente tenía un desarrollo de unos 70 m. con algunos cruceros al Sur y al Norte, sin encontrar indicios de mineralización, prolongándose hasta abajo del trozo de la veta "Willcox" que es paralela a la Artemisa y que actualmente sirve de polvorín, con idénticos resultados.

En la frente Oriente se empezó a colar un cielo o contrapozo con el objeto de comunicar con el nivel principal y bloquear el metal que se encontrara y como a los 18 m. se encontraron unos hilos de galeña, este cielo (Fig. 3) iba a encontrarse con un pozo que venía del nivel de arriba, no llegándose a hacer la comunicación durante el tiempo que estuvo allí el sustentante. Existe otra obra de exploración consistente en un pozo que empieza en la superficie y sobre el crestón de la veta, más allá del caballo de tepetate, pero con seguridad que representa sólo un pequeño

pero en vista del escaso movimiento en el tiro, se-
tualmente opera con una sola punta. A los 50 m. de-
profundidad se colocó un crucero al Norte que debería
cortar a la veta a los 20 o 21 m. del tiro según el
echado que lleva, pero en su lugar se encontró una co-
na escasamente fracturada con algo de pirita diseminada,
de, pero estéril, de valores de Pb y Zn. Se profundizó
el crucero al Norte algunos metros más sin ningún re-
sultado, en el sitio del fracturamiento se llevaron
dos frentes, uno al Oriente y otro al Poniente; la
frente Poniente tenía un desarrollo de unos 70 m. con
algunos cruceros al Sur y al Norte, sin encontrar in-
dicios de mineralización, profundizándose hasta abajo
del trazo de la veta "Wilcox" que es paralela a la
Artemisa y que actualmente sirve de polvorín, con idénti-
cos resultados.

En la frente Oriente se empezó a colar un
cable o contrapozo con el objeto de comunicar con el
nivel principal y disponer el metal que se encontrara
y como a los 18 m. se encontraron unos hilos de cable
na, este cable (Fig. 3) iba a encontrarse con un pozó
que venía del nivel de arriba, no llegándose a hacer
la comunicación durante el tiempo que estuvo allí el
anastomante. Existe otra obra de exploración consi-
derable en un pozó que empieza en la superficie y sobre
el cretón de la veta, más allá del caballo de tepeta-
te, pero con seguridad que representa algo un pedregal

clavo, la extracción del material de los pozos se ha ce por medio de "cigüeñas" o sean tornos de mano y botes.

Como puede verse por el resultado de estas exploraciones, no se puede esperar una vida larga del criadero y menos a la escala de 100 ton. diarias a las que se explota, pues aparte del mineral almacenado en el rebaje pueden estimarse en unas 10 a 12 000 ton. de mineral las reservas que puedan desarrollarse entre los niveles 50 y principal.

Por el desarrollo de las obras en el nivel 50 y debido a que no tiene más comunicación con el exterior que el tiro, fué necesario llevar ventilación artificial en el tope o lugar más avanzado que se trabajaba y se instaló un pequeño abanico centrífugo en el exterior por medio del cual y a través de una tubería de lámina de 12" de diámetro, se impulsa o succiona el aire según sea más ventajoso, el abanico es movido por un pequeño motor de gasolina.

El desagüe no presenta ningún problema especial pues salvo en el tope del crucero Norte del tiro en que un agujero de barreno arroja unos 20 lts. por minuto, la cantidad de agua que escurre de la mina no es muy grande y es controlada perfectamente por una bomba Duplex de 2" que arroja el agua recogida en la pileta del tiro hasta un tanque colocado en la la-

clavo, la extracción del material de las pozas se ha
se por medio de "cigüeñas" o sean toros de mano y
botes.

Como puede verse por el resultado de es-
tas exploraciones, no se puede esperar una vida lar-
ga del criadero y menos a la escala de 100 ton. día-
rias a las que se explota, pues parte del mineral
almacenado en el repaje pueden estimarse en unas 10
a 12 000 ton. de mineral las reservas que quedan des-
arrollar entre los niveles 50 y principal.

Por el desarrollo de las obras en el ni-
vel 50 y debido a que no tiene más comunicación con-
el exterior que el tiro, fue necesario llevar venti-
lación artificial en el tope o lugar más avanzado en-
que se trabajaba y se instaló un pequeño soplador cen-
trífugo en el exterior por medio del cual y a través
de una tubería de lámina de 12" de diámetro, se im-
pulsó o succión el aire según sea más ventajoso, el
soplador es movido por un pequeño motor de gasolina.

El desagüe no presenta ningún problema es-
pecial pues alivo en el tope del criadero Norte del
tiro en que un soplador de barrero arroja unas 20 lit.
por minuto, la cantidad de agua que escurre de la mi-
na no es muy grande y es controlada perfectamente por
una bomba Duplex de 2" que arroja el agua recogida en
la pifeta del tiro hasta un tanque colocado en la la-

dera del cerro de donde es tomada para las máquinas perforadoras y para enfriar el compresor.

Toda la perforación se hace a máquina, para lo cual tiene la mina dos compresores, uno grande con motor de 60 HP y otro pequeño, ambos con gobernador automático, la capacidad de estos compresores es más que suficiente para el número de máquinas que trabajan en un momento dado y que son cuando más una drifter, una o dos espigas y un jackhammer y además le proporcionan la energía necesaria a una máquina aguzadora que trabaja con aire comprimido, por lo cual sólo trabaja el grande, quedando el otro de emergencia. La conducción del aire comprimido para el interior de la mina se hace con tubería de 4" y la del agua con tubería de 2"

3) MOLIENDA Y CLASIFICACION.

La energía eléctrica para la mina, planta, taller mecánico, oficinas, etc., es generada en una planta común a base de motores Diesel, son tres máquinas, dos Fairbanks Morse y una Worthington que en conjunto producen unos 750 a 800 HP, también se le proporciona energía a la bomba de los manantiales de agua caliente, por medio de una línea de transmisión, esta bomba eleva el agua unos 150 m. en una distancia aproximada de 5 km. con un gasto de 90 a 100 galones por minuto, pues el agua de unos pozos que se perforan en el lecho del arroyo es insuficiente para el tonelaje que se muele.

para del centro de donde se tomaba para las máquinas perforadoras y para entrar el compresor.

Toda la perforación se hace a máquina, pero la cual tiene la mina dos compresores, uno grande con motor de 60 HP y otro pequeño, ambos con gobernador automático, la capacidad de estos compresores es más que suficiente para el número de máquinas que trabajan en un momento dado y que son cuando más una drifter, una o dos espigas y un jackhammer y además le proporcionan la energía necesaria a una máquina agujeradora que trabaja con aire comprimido, por lo cual sólo trabaja el grande, quedando el otro de emergencia. La conducción del aire comprimido para el interior de la mina se hace con tuberías de 4" y la del agua con tuberías de 2".

La energía eléctrica para la mina, planta taller mecánico, oficinas, etc., es generada en una planta común a base de motores Diesel, son tres máquinas, dos Fairbanks Morse y una Worthington que en conjunto producen unas 750 a 800 HP, también se le proporciona energía a la bomba de los manantiales de agua caliente, por medio de una línea de transmisión, esta bomba eleva el agua unos 150 m. en una distancia aproximada de 5 km. con un gasto de 90 a 100 galones por minuto, pues el agua de unos pozos que se perforan en el fondo del arroyo es insuficiente para el trabajo que se muele.

IV.- PLANTA DE BENEFICIO.

El esquema de tratamiento que aquí se describe (Fig. 4), es el que se había adoptado como final después de varias pruebas en los primeros días de vida del molino y en donde se tomaron muestras de cada una de las celdas de los bancos de flotación, sin embargo, debido a la elasticidad de estos mismos bancos en que se puede tomar el concentrado final de cualquiera de las celdas, es posible que se tengan modificaciones subsecuentes.

a) MOLIENDA Y CLASIFICACION.

Veamos ahora cual es el camino que sigue el mineral que sale de la mina hasta el molino y su tratamiento en éste. De la tolva a la salida de la mina es llevado por un camión de la Compañía hasta otra tolva situada en la parte más alta, en la colina en que está el molino y a una distancia como de 1.5 km. esta tolva también tiene criba de rieles y descarga por gravedad a la primera quebradora de la molienda gruesa, ésta es giratoria del tipo suspendido y recibe a un tamaño máximo de 10" reduciendo el mineral a 3"; de aquí, por medio de una banda pasa a unos ro-

IV. - PLANTA DE BENEFICIO.

El esquema de tratamiento que aquí se describe (Fig. 4), es el que se había adoptado como final después de varias pruebas en los primeros días de vida del molino y en donde se tomaron muestras de cada una de las celgas de los bancos de flotación, sin embargo, debido a la elasticidad de estos mismos bancos en que se puede tomar el concentrado final de cualquier de las celgas, es posible que se tengan modificaciones subsiguientes.

a) MOLINERÍA Y CLASIFICACION.

Veamos ahora cual es el camino que sigue el mineral que sale de la mina hasta el molino y su tratamiento en éste. De la tolva a la salida de la mina es llevado por un camión de la Compañía hasta otra tolva situada en la parte más alta, en la colina en que está el molino y a una distancia como de 1.5 km. esta tolva también tiene criba de rieles y descargada por gravedad a la primera quebradora de la molinería, ésta es giratoria del tipo suspendido y reduce a un tamaño máximo de 10" reduciendo el mineral a 3", por medio de una banda pasa a unos ro-

dillos de resorte que lo reducen a 1/4" aproximadamente, el mineral así quebrado es conducido por otra banda transportadora a la tolva de molino que tiene una capacidad de 350 ton. De la boquilla de esta tolva es llevado el mineral por banda hasta el cucharón del molino de bolas; de esta banda se mide periódicamente el tonelaje por hora que entra al molino, tomando una cantidad del mineral en un período definido de tiempo, se pesa y se computa el tonelaje con una tabla calculada de antemano, teniendo en cuenta la densidad media del mineral, velocidad de la banda, ancho de la faja, etc., y se corta la muestra de las cabezas. Además todo el mineral que entra a la tolva de mina es pesado con todo y camión en una báscula en el patio del molino y destarándolo luego, de este modo se puede llevar el control del tonelaje.

A la entrada del molino de bolas es acondicionado el mineral con sulfato de zinc, cianuro y Aerofloat # 31, el cianuro es un depresor de la pirita; el sulfato de zinc de la blenda, en tanto que el aerofloat tiene el papel de colector de la galena y al mismo tiempo como espumante. El molino es Marcy de 6' x 5' da unas 20 r.p.m. y es movido por un motor de 100 HP, descarga la pulpa a través de un tromel en una celda unitaria Denver tipo Sub-A, aquí flota una buena parte del plomo, saliendo del circuito un concentrado bastante limpio, en la cabeza de esta celda-

dillos de resorte que lo reducen a 1/4" aproximada-
 mente, el mineral así quebrado es conducido por otra
 banda transportadora a la tolva de molino que tiene
 una capacidad de 350 ton. De la botella de esta tol-
 va se lleva el mineral por banda hasta el cucharón
 del molino de bolas; de esta banda se mide periódica-
 mente el tonelaje por hora que entra al molino, tomán-
 do una cantidad del mineral en un período definido de
 tiempo, se pesa y se computa el tonelaje con una ta-
 bla calculada de antemano, teniendo en cuenta la den-
 sidad media del mineral, velocidad de la banda, ancho
 de la tolva, etc., y se corta la muestra de las espe-
 zas. Además todo el mineral que entra a la tolva de-
 mina es pesado con todo y camión en una báscula en el
 patio del molino y gastándose luego, de este modo
 se puede llevar el control del tonelaje.

A la entrada del molino de bolas se con-
 diciona el mineral con sulfato de zinc, cianuro y
 Aerofloat # 21, el cianuro es un depresor de la pirri-
 ta; el sulfato de zinc de la plenda, en tanto que el
 aerofloat tiene el papel de colector de la galena y
 al mismo tiempo como espumante. El molino es Marcy
 de 6' x 5' de una 20 r.p.m. y es movido por un motor
 de 100 HP, descarga la pulpa a través de un tromel en
 una celda unitaria Denver tipo Sub-A, aquí flota una
 buena parte del plomo, saliendo del circuito un con-
 centrado bastante limpio, en la cabeza de esta celda-

se le agrega otro poco de aerofloat # 31. El objeto de la celda unitaria es retirar inmediatamente - del circuito las partículas del mineral recién liberadas y lo más grueso posible para evitar remolienda innecesaria, las colas de la celda junto con los productos que quedan sobre la malla del tromel -pedazos de bolas principalmente- son descargados al clasificador que cierra el circuito con el molino.

b).- FLOTACION.

El clasificador es Dorr multizone y descarga la pulpa con más del 70% en peso pasando la malla de 200 al banco de flotadores de Pb. que consta de 5 celdas de 32" x 32" fabricadas allí mismo con lámina de fierro, según el tipo de las Denver Sub-A; la propulsión de las paletas que mueven a la pulpa es hecha en cada celda por medio de bandas de goma que se conectan a una flexha general movida por un motor de 30 HP. Aquí nuevamente es agregado otro reactivo, un Xantato en la segunda celda; solamente el concentrado de las dos primeras celdas es tomado como concentrado final y pasa al espesador junto con el de la celda unitaria, en tanto que el de las restantes es considerado como medios y cae en la caja de una bomba de arenas Wilfley de 1" que lo levanta y regresa nuevamente al molino de bolas para remolerlo, pues todavía lleva bastante Zn asociado.

se le agrega otro poco de serofloest # 31. El objeto de la adición de serofloest es retirar inmediatamente del circuito las partículas del mineral recién liberadas y lo más grueso posible para evitar remolinos innecesarios, las cosas de la celda junto con los productos que quedan sobre la malla del tromel-pedregos de bolas principalmente - son desechados al clasificador que cierra el circuito con el molino.

b) - FLOTACION.

El clasificador es Dorr multitonos y descarga la pulpa con más del 70% en peso pasando la malla de 200 al banco de flotadores de Pb. que consta de 5 celdas de 32" x 32" fabricadas allí mismo con lámina de hierro, según el tipo de las Denver Sub-A; la propulsión de las paletas que mueven a la pulpa es hecha en cada celda por medio de bandas de goma que se conectan a una flecha general movida por un motor de 30 HP. Aquí nuevamente es agregado otro resorte un Xantato en la segunda celda; solamente el contenido de las dos primeras celdas es tomado como concentrado final y pasa al espesador junto con el de las celdas unitarias, en tanto que el de las restantes es considerado como medido y cae en la caja de una bomba de arena Wilfley de 1" que lo levanta y regresa nuevamente al molino de bolas para remolero, pues todavía lleva bastante Zn asociado.

Las colas del banco de plomo pasan al --
tanque acondicionador de 6' x 6' en donde la blenda
es activa con sulfato de cobre y se controla el P.H.
de la pulpa que se hace fuertemente alcalino -entre
9 y 10- con cal agregada en forma de polvo con un --
alimentador de gusano, de aquí entra directamente al
banco primario de flotadoras de Zn. (Rougher), de --
32" x 32" compuesto de 10 celdas iguales a las del -
banco de plomo. Este banco recibe aerofloat # 301 -
en la cabeza de la primera celda y en la quinta. El
concentrado de las cuatro primeras celdas sale direc-
tamente al banco limpiador, el de las siguientes dos,
regresa a la primera celda y el de las últimas cua--
tro cae a la caja de una bomba de arenas Wilfley de
1" para ser regresado al acondicionador. De la últi-
ma celda o sea la décima, salen las colas finales --
por una canal de madera para ser tiradas al jalero a
unos 300 m. de distancia.

Como ya se dijo, el concentrado de las -
cuatro primeras celdas del banco de Zn. (Rougher), -
pasa a la limpiadora de 6 celdas, de la Denver Equip
ment Sub-A y entra en la segunda celda, el concentra-
do de las cuatro primeras es el final y sale a su es-
pesador, en tanto que el de las últimas dos regresa a
la primera, que entonces actúa como relimpiador. Las
colas de esta máquina, caen en la misma caja de la --

Las colas del banco de plomo pasan al --
 tambor acondicionador de 6' x 6' en donde la plancha
 es activa con sulfato de cobre y se controla el P.H.
 de la pulpa que se hace fuertemente alcalina entre
 9 y 10 con cal agregada en forma de polvo con un --
 alimentador de granos, de aquí entra directamente al
 banco primario de flotadoras de Mr. (Rougher), de --
 32" x 32" compuesto de 10 celdas iguales a las del --
 banco de plomo. Este banco recibe serofloant # 301 --
 en la cabeza de la primera celda y en la quinta. El
 concentrado de las cuatro primeras celdas sale direc-
 tamente al banco limpiador, el de las siguientes dos
 regresa a la primera celda y el de las últimas cua-
 tro cae a la caja de una bomba de arena Willey de
 1" para ser regresado al acondicionador. De la últi-
 ma celda o sea la décima, salen las colas finales --
 por una canal de madera para ser tiradas al jalero a
 unos 300 m. de distancia.

Como ya se dijo, el concentrado de las --
 cuatro primeras celdas del banco de Mr. (Rougher), --
 pasa a la limpiadora de 6 celdas, de la Denver Equip-
 ment Sub-A y entra en la segunda celda, el concentra-
 do de las cuatro primeras es el final y sale a su es-
 peador, en tanto que el de las últimas dos regresa a
 la primera, que entonces está como relimpiador. Las
 colas de esta máquina, caen en la misma caja de la --

bomba de arenas que los medios de la Rougher y regresan junto con éstos al acondicionador. En la cabeza de la Limpiadora se le agrega silicato de sodio, como dispersante de la sílice.

c).- ASENTADORES Y FILTROS.

Los concentrados finales de Pb. y Zn. pasan a sus respectivos asentadores Dorr de madera de 24' x 8' y de aquí son bombeados con bombas Wilfley de arenas de 2" a los filtros que se encuentran colocados encima de las tolvas de concentrado, directamente levantadas sobre una estructura de madera en un patio de cemento con el objeto de darle altura y descargar por gravedad en los camiones de acarreo. La derrama del espesador de Zn. es devuelta al acondicionador, en tanto que el agua del otro tanque se tira sin aprovecharse.

El filtro de Pb. es del tipo Oliver de 8' x 6' y la tolva es de menor capacidad que la Zn, ambas se encuentran colocadas una a continuación de la otra sobre la misma estructura de madera. El filtro de Zn. es del tipo Americano, de tres discos que descarga el concentrado sobre una banda distribuidora a lo largo de la tolva que tiene 10 m. de longitud, --- aquí todavía lleva el concentrado como 10% de humedad en promedio, finalmente es descargado en camiones que lo llevan a contrato hasta la plataforma de carga en-

bombas de arena que los medios de la Roubert y otros
son tanto con estos al acondicionador. En la oscura
de la Limpieza se le agrega sulfato de sodio, co-
mo dispersante de la sílice.

5) - ASIENTADORES Y FILTROS.

Los concentrados finales de Pb. y Zn. pa-
san a sus respectivos asentadores Dorr de madera de
24' x 8' y de aquí son bombeados con bombas Wilfley
de arena de 2" a los filtros que se encuentran colo-
cados encima de las tolvas de concentrado, directamen-
te levantadas sobre una estructura de madera en un pa-
tio de cemento con el objeto de darle altura y desca-
rgar por gravedad en los camiones de acarreo. La des-
cripcón del asentador de Zn. es devuelta al acondiciona-
dor, en tanto que el agua del otro tanque se tira sin
aprovecharse.

El filtro de Pb. es del tipo Oliver de 8'
x 6' y la tolva es de menor capacidad que la Zn. am-
bas se encuentran colocadas una a continuación de la-
otra sobre la misma estructura de madera. El filtro
de Zn. es del tipo Americano, de tres discos que des-
carga el concentrado sobre una banda distribuidora a-
lo largo de la tolva que tiene 10 m. de longitud, ---
aquí todavía lleva el concentrado como 10% de humedad
en promedio. Finalmente es descargado en camiones que
lo llevan a contrato hasta la plataforma de carga en-

la estación Poza.

V.- CONSIDERACIONES FINALES ACERCA DE LAS OPERACIONES DEL MOLINO.

A continuación se da un cuadro con las muestras que se toman para el control de la Planta y sus leyes en promedio, advirtiéndose que estas leyes sufren variaciones hasta del 4% debido a que no se lleva muestreo automático, y por las dificultades del ensaye, por lo tanto los resultados obtenidos en el cálculo del peso de los concentrados, recuperaciones, etc., que a continuación se detallan, no deben ser considerados como definitivos:

	<u>Pb.%</u>	<u>Zn.%</u>	
Cabezas	15.5	22.5	
Celda Unitaria	62.0	9.0	
Derrame del clasificador	12.0	23.0	70% a -200 mallas
Concentrado del banco de plomo	55.0	13.0	concentrado (PLOMO)
Colas del banco de Pb.	3.0	22.0	
Cabezas limpiadora	4.0	48.0	
Colas Limpiadora	4.5	37.0	
Conc.de Zn.al espes.	4.5	54.0	concentrado (Zn)
Conc.de Pb.al espes.	60.5	12.0	
Colas finales	3.0	4.5	56% a -200 mallas

la estación Pozo.

V. - CONSIDERACIONES FINALES ACERCA DE LAS

OPERACIONES DEL MOLINO.

A continuación se da un cuadro con las muestras que se toman para el control de la planta y sus leyes en promedio, advirtiéndose que estas leyes sufren variaciones hasta del 4% debido a que no se lleva maestro automático, y por las dificultades del ensaye, por lo tanto los resultados obtenidos en el cálculo del peso de los concentrados, recuperaciones, etc., que a continuación se detallan, no deben ser considerados como definitivos:

	Pb. & Zn. &	
Cabezas	12.5	22.5
Celda Unitaria	62.0	9.0
Derribe del clasificador	12.0	23.0
Concentrado del banco de plomo	55.0	13.0
Colas del banco de Pb.	3.0	22.0
Cabezas limpiadora	4.0	48.0
Colas limpiadora	4.5	27.0
Conc. de Zn. al espes. 4.5	4.5	24.0
Conc. de Pb. al espes. 4.5	4.5	12.0
Colas finales	3.0	4.5

70% a -200 mallas

25% a -200 mallas

Esto fué durante los primeros días de vida del molino, cuando el personal que se tenía no estaba bien preparado, pues casi ninguno había trabajado en Plantas de Flotación y probablemente lleguen a operar bajo mejores condiciones en la actualidad, como se ve las colas son algo altas, debido posiblemente a deficiencia de reactivos, y el concentrado de Zn que casi nunca pasa de 57% a 58% en las mejores condiciones, se debe a la presencia de la marmatita. Casi toda la chalcopirita presenta flota junto con el plomo, teniendo este concentrado alrededor de 3.5% de Cu. Además existe oro y plata, pero en pequeñas cantidades, aunque es seguro que afecten favorablemente el precio de los concentrados en las fundiciones.

Para calcular el peso de los concentrados, relación de concentración, etc., se usarán las fórmulas ordinarias de tres productos (Taggart, p. 1238).

$$C = F \frac{(f_a - m_a)(m_b - t_b) - (f_b - m_b)(m_a - t_a)}{(c_a - m_a)(m_b - t_b) - (c_b - m_b)(m_a - t_a)}$$

Peso del primer concentrado (PLOMO)

$$M = F \frac{(c_a - f_a)(f_b - t_b) - (c_b - f_b)(f_a - t_a)}{(c_a - m_a)(m_b - t_b) - (c_b - m_b)(m_a - t_a)}$$

Peso del segundo concentrado (ZINC)

Este fue durante los primeros días de vi-
 de del molino, cuando el personal que se tenía no es-
 taba bien preparado, pues casi ninguno había trabajado
 de en plantas de flotación y probablemente llegaron a
 operar bajo mejores condiciones en la actualidad, co-
 mo se ve las cosas son algo distintas, debido posiblemente
 a la deficiencia de reactivos, y el concentrado de Zn
 que casi nunca pasa de 27% a 28% en las mejores condi-
 ciones, se debe a la presencia de la marmita. Casi
 toda la calcopirita presente flota junto con el pro-
 mo, teniendo este concentrado alrededor de 3.5% de Cu.
 Además existe oro y plata, pero en pequeñas cantidades.
 Es seguro que afectan favorablemente el
 precio de los concentrados en las fundiciones.

Para calcular el peso de los concentrados,
 relación de concentración, etc., se usará la fórmula
 las ordinaria de tres productos (Teggart, p. 1238).

$$C = \frac{(m_s - m_a)(m_p - t_p)(-t_p - m_p)(m_s - t_s)}{(m_s - m_a)(m_p - t_p)(-t_p - m_p)(m_s - t_s)}$$

Peso del primer concentrado (PROMO)

$$M = \frac{(m_s - m_a)(m_p - t_p)(-t_p - m_p)(m_s - t_s)}{(m_s - m_a)(m_p - t_p)(-t_p - m_p)(m_s - t_s)}$$

Peso del segundo concentrado (ZINC)

En donde F = peso de las cabezas; f, c, m, t, ensayos de las cabezas, concentrados de Pb. y Zn., respectivamente y colas finales; los índices a y b, corresponden a Pb. y Zn. respectivamente; por ejemplo f_a corresponde a la ley de plomo de las cabezas y f_b a la ley de zinc de las mismas, y así -- con los demás productos.

El mineral que entra al molino lleva aproximadamente entre 3% y 5% de humedad y en turno de 24 hs. se muelen de 95 a 97 ton. secas; tomando el promedio.

$$C = 96 \frac{(15.5 - 4.5)(54 - 4.5) - (22.5 - 54)(4.5 - 3)}{(60.0 - 4.5)(54 - 4.5) - (12.0 - 54)(4.5 - 3)}$$

Haciendo las operaciones indicadas resulta:

$$C = \frac{57\ 336}{2\ 838} = \underline{20.2} \text{ Ton. de concentrado de Pb.}$$

$$M = 96 \frac{(60 - 15.5)(22.5 - 4.5) - (12 - 22.5)(15.5 - 3)}{(60.0 - 4.5)(54 - 4.5) - (12 - 54)(4.5 - 3)}$$

Haciendo las operaciones indicadas:

$$M = \frac{89\ 496}{2\ 838} = \underline{31.5} \text{ Ton. de concentrado de Zn.}$$

En donde P = peso de las esbexas; f, c, m, t, ensayes de las esbexas, concentrados de Pb. y Zn., respectivamente y colas finas; los índices a y b, corresponden a Pb. y Zn., respectivamente; por ejemplo f_a corresponde a la ley de plomo de las esbexas y f_b a la ley de zinc de las mismas, y así con los demás productos.

El mineral que entra al molino lleva aproximadamente entre 26 y 28 de humedad y en turno de 24 hrs. se muelen de 25 a 27 ton. secas; tomando el promedio.

$$C = \frac{(15.5 - 4.5)(24 - 4.5) - (22.5 - 24)(4.5 - 3)}{(60.0 - 4.5)(24 - 4.5) - (12.0 - 24)(4.5 - 3)}$$

Haciendo las operaciones indicadas resulta:

$$C = \frac{27.336}{2.838} = 20.2 \text{ Ton. de concentrado de Pb.}$$

$$M = \frac{(60 - 15.5)(22.5 - 4.5) - (12 - 22.5)(15.5 - 3)}{(60.0 - 4.5)(24 - 4.5) - (12 - 24)(4.5 - 3)}$$

Haciendo las operaciones indicadas:

$$M = \frac{89.496}{2.838} = 31.5 \text{ Ton. de concentrado de Zn.}$$

Relaciones de concentración.

$$K_a = \frac{F}{C} = \frac{96.0}{20.2} = 4.8 \text{ para el Pb.}$$

$$K_b = \frac{F}{M} = \frac{96.0}{31.5} = 3.05 \text{ para el Zn.}$$

Recuperaciones:

$$R_a = \frac{20.2 \times 60}{96 \times 15.5} = 81.7\% \text{ para el Pb.}$$

$$R_b = \frac{31.5 \times 54}{96 \times 22.5} = 78.8\% \text{ para el Zn.}$$

Naturalmente que estos resultados deberán ser comprobados computándose con el tonelaje de los concentrados, pesados al salir del patio del molino, corregidos por humedad y que también deberán checar dentro de ciertos límites con el tonelaje recibido en las fundiciones.

Los concentrados de plomo van a dar a la fundición de El Paso, Tex., y los de zinc a alguna planta del Oeste de los E. U. probablemente en Utah para ser tratados por procedimientos hidroelectrolíticos posiblemente.

A grandes rasgos, y por carecer de datos exactos al respecto, trataré de hacer un balance de las pérdidas o ganancias obtenidas con la venta de los concentrados menos los costos de operación de mi-

Relaciones de concentración.

$$K_a = \frac{F}{C} = \frac{96.0}{20.2} = 4.8 \text{ para el Pb.}$$

$$K_p = \frac{F}{M} = \frac{96.0}{21.7} = 4.42 \text{ para el Zn.}$$

Recuperaciones:

$$R_a = \frac{20.2 \times 60}{96 \times 12.5} = 81.7\% \text{ para el Pb.}$$

$$R_p = \frac{21.5 \times 54}{96 \times 22.5} = 78.8\% \text{ para el Zn.}$$

Naturalmente que estos resultados deberán ser comprobados computándose con el tonelaje de los concentrados, pesados al salir del patio del molino, corregidos por humedad y que también deberán chequear dentro de ciertos límites con el tonelaje recibido en las fundiciones.

Los concentrados de plomo van a dar a la fundición de El Paso, Tex., y los de zinc a algunas plantas del Oeste de los E. U. probablemente en Utah para ser tratados por procedimientos hidroelectrolíticos con posibilidad.

A grandes rasgos, y por carecer de datos exactos al respecto, trataré de hacer un balance de las pérdidas o ganancias obtenidas con la venta de los concentrados menos los costos de operación de mi-

na, planta, fletes, impuestos, etc.

EGRESOS.

1.-Tumbe, extracción y transporte, hasta el molino (Tomando en cuenta únicamente lo hecho en el rebaje sin considerar exploración, cuele del tiro, etc.	\$ 18.00 por T.
2.-Costos de operación en el molino (Sin considerar reactivos, fuerza, etc.)	" 20.00 " "
3.-Impuestos de los metales; de exportación, amortización, etc.)	" 15.00
	<hr style="width: 10%; margin-left: auto; margin-right: 0;"/>
	\$ 53.00 " "
4.-Transporte de los concentrados Artemisa-Poza.	" 10.00 " "
5.-Transporte de los concentrados. Poza-Nogales. (Incluyendo carga y descarga).	" 3.50 " "
	<hr style="width: 10%; margin-left: auto; margin-right: 0;"/>
	\$ 13.50
6.-Transporte del concentrado de Pb. Nogales-El Paso, Tex.	" 10.00 " "
7.-Transporte del concentrado de Zn. Suponiendo una distancia media de 500 millas.	" 15.00 " "

Cargos directos por tonelada de mineral -- tratado \$ 53.00. Ahora bien, por cada tonelada de mineral tratado se obtienen 0.202 ton. de concentrado de Pb. y 0.315 ton. de concentrado de Zn. o sea que le -- corresponde un gasto, por el transporte de estos concentrados de la planta hasta Nogales de:

$$13.50 \times 0.202 = 2.72 \text{ por el Pb. y}$$

$$13.50 \times 0.315 = 4.25 \text{ por el Zn.}$$

na, plantas, fletes, impuestos, etc.

EGRESOS.

\$ 18.00 por T.	1.-Tumba, extracción y transporte, hasta el molino (Tomando en cuenta únicamente lo hecho en el viaje sin considerar exploración, ensaie del tiro, etc.)
" " 20.00	2.-Costos de operación en el molino (Sin considerar reactivos, fuerzas, etc.)
" 15.00	3.-Impuestos de los metales; de exportación, amortización, etc.)
<hr/>	
\$ 53.00	
" 10.00	4.-Transporte de los concentrados Artemisa-Pozos.
" 3.50	5.-Transporte de los concentrados Pozos-Nogales (Incluyendo cargas y descargas).
<hr/>	
\$ 13.50	
" 10.00	6.-Transporte del concentrado de Pb. Nogales-El Paso, Tex.
" 15.00	7.-Transporte del concentrado de Zn. Suponiendo una distancia media de 500 millas.

Cargos directos por toneladas de mineral --
 tratado \$ 53.00. Ahora bien, por cada tonelada de mineral tratado se obtienen 0.205 ton. de concentrado de Pb. y 0.315 ton. de concentrado de Zn. o sea que le corresponde un gasto, por el transporte de estos concentrados de la planta hasta Nogales de:

$$13.50 \times 0.205 = 2.77 \text{ por el Pb. y}$$

$$13.50 \times 0.315 = 4.25 \text{ por el Zn.}$$

Además de Nogales a su destino final.

Para el Concentrado de Pb. $10.00 \times 0.202 = 2.02$

Para el Concentrado de Zn. $15.00 \times 0.315 = 4.70$

Total de gastos por tonelada:

\$ 53.00

" 2.72

" 4.25

" 2.02

" 4.70

\$ 66.69

INGRESOS:-

Por los concentrados de Pb. sin tener en cuenta los metales que lo puedan acompañar (Cu, Au, Ag) y tomando como base las tarifas de una Fundición de las Montañas Rocallosas E.U. (Gaudin p. 45E).

Pagos.-

Pb. $0.90 \times (60 - 1.5) \times 22.04 \times (0.055 - 0.0165) \$ 44.50$

Cargos.-

Insol. $8 \times 0.10 \dots \dots \dots " 0.80$

Zn. $(12 - 6) (0.30) \dots \dots \dots " 1.80$

S. (Máximo) $\dots \dots \dots " 2.50$

Tratamiento $2.50 - (60 - 1.5 - 30) (0.10) \text{bono} " 0.35$

TOTAL Dolls. \$ 39.75
=====

Además de Nogales a su destino final.

Para el Concentrado de Pb. $10.00 \times 0.202 = 2.02$

Para el Concentrado de Zn. $12.00 \times 0.312 = 4.70$

Total de gastos por toneladas:

\$ 23.00
" 2.72
" 4.22
" 2.02
" 4.70
<hr/>
\$ 66.69

INGRESOS:

Por los concentrados de Pb. sin tener en cuenta los metales que lo puedan acompañar (Cu, Ag, etc) y tomando como base las tarifas de las Montañas Rocosas R.U. (Gañan p. 456).

Pagos:

Pb. $0.90 \times (60 - 1.2) \times 22.04 \times (0.025 - 0.012) = 4.50$

Cargos:

Insof. $8 \times 0.10 = 0.80$
 Zn. $(12 - 6) (0.30) = 1.80$
 S. (Máximo) $= 2.50$
 Tratamiento $2.50 - (60 - 1.2 - 30) (0.10) \text{bono} = 0.32$

\$ 39.72
TOTAL Dóla.

39.75 Dlls. o sean \$ 199.00 M.N.

Esto es considerando el plomo a 5.5 cts. la libra.

El precio neto por libra de Pb: $\frac{39.75}{1.290} = 3.05$ cts. o sea más o menos como el 50% del precio en el -- mercado de New York.

Por los concentrados de Zn. sin tener en cuenta los metales que lo puedan acompañar (Ag, Pb muy poco) y tomando como base las tarifas de una planta -- hidroeléctrolítica de las montañas rocallosas E. U. -- (Gaudin, p. 459).

Pagos.- 80% del contenido de Zn. cuando está arroba de 45% Zn. $0.80(54 \times 22.04)0.08$ \$ 76.80

Cargos.- \$18.00 por ton. más \$2.75 por cada ct. arriba de 4 en el precio del Zn. en el mercado de New York.

\$ 18.00 + 2.75 x 4 " 29.00

TOTAL DLLS. \$ 47.80

47.80 Dlls. o sean \$ 240.00 M.N.

Esto es considerando el Zn. a 8.00 cts. de Dll. la libra.

El precio neto por libra de Zn. $\frac{47.80}{1.190} = 4.0$ cts.

Ahora bien, por cada ton. de mineral tratado se obtienen 0.202 ton. de concentrado de Pb. o sea --

39.75 Dls. o sea \$ 199.00 M.N.

Esto es considerando el plomo a 2.5 cts.

la libra.

El precio neto por libra de Pb: $\frac{39.75}{1.290} = 30.81$

cts. o sea más o menos como el 50% del precio en el mercado de New York.

Por los concentrados de Zn. sin tener en cuenta los metales que lo puedan acompañar (Ag, Pb muy poco) y tomando como base las tarifas de una planta hidroeléctrica de las montañas rocallosas E. U. (Gaudin, p. 459).

Pagos - 80% del contenido de Zn. cuando está arriba de 45% Zn. $0.80(54 \times 22.04) = 96.30$

Cargos - \$18.00 por ton. más \$2.75 por cada

ct. arriba de 4 en el precio del Zn.

en el mercado de New York.

$\$ 18.00 + 2.75 \times 4 = 31.00$

TOTAL DLS. \$ 47.80

47.80 Dls. o sea \$ 240.00 M.N.

Esto es considerando el Zn. a 8.00 cts. de

Dls. la libra.

El precio neto por libra de Zn. $\frac{47.80}{1.190} = 40.17$ cts.

Ahora bien, por cada ton. de mineral tratado se obtienen 0.202 ton. de concentrado de Pb. o sea -

que reciben \$ 199.00 x 0.202 \$ 44.00
y para el concentrado de Zn, \$240.00x0.315" 75.60
\$ 115.60

Haciendo la diferencia entre los dos capítulos:

\$ 115.60
- " 66.69
\$ 48.91 por ton.

Sin embargo es seguro que los gastos de exploración disminuyan considerablemente este margen de ganancias, ya que ésta ha sido por completo infructuosa hasta la fecha, representando más de 200 m. de frentes, cruceros, cielos, etc. más el cuele del tiro (50 m.) y que indudablemente deberán ser cargados al tonelaje que se beneficie, además al no descubrir más mineral disminuye desde luego la vida del molino y en consecuencia deberán ser aumentados los costos de amortización de las inversiones que alcanzan un monto de cerca de \$ 115 000 Dls.

En conclusión, la Compañía antes de escoger 100 ton. diarias como escala de trabajos, debería haber esperado a que se cortara la veta en el Niv. 50, ya que esto no representaba más que una demora de unos dos meses y medio, tiempo en que se tardó en colar el tiro y el crucero, y ya con la seguridad de la existencia del mineral en el nivel mencionado, proceder a bus

que reciben \$ 199.00 x 0.202 \$ 44.00
 y para el concentrado de Zn. \$240.00x0.315" 75.60

 \$ 112.60

Haciendo la diferencia entre los dos capitales:

Los:
\$ 112.60
" 68.62
<u> </u>
\$ 48.91 por ton.

Sin embargo es seguro que los gastos de explotación disminuirán considerablemente este margen de ganancias, ya que ésta ha sido por completo invertida hasta la fecha, representando más de 500 m. de frentes, cruceros, cículos, etc. más el costo del tipo (50 m.) y que indudablemente deberán ser cargados al tonelaje que se benefició, además si no descubriera más mineral disminuirá desde luego la vida del molino y en consecuencia deberán ser aumentados los costos de explotación de las inversiones que alcanzan un monto de cerca de \$ 115 000 Dls.

En conclusión, la Compañía antes de estar por 100 ton. diaria como escala de trabajos, debería haber esperado a que se cortara la veta en el Niv. 50, ya que esto no representaba más que una demora de unos dos meses y medio, tiempo en que se tardó en cortar el tiro y el cruceo, y ya con la seguridad de la existencia del mineral en el nivel mencionado, proceder a dar

car esta escala, conociendo ya de antemano por la experiencia, los costos probables de operación y la cantidad de las reservas, teniendo en cuenta la particularidad de que la mineralización del yacimiento es -- muy uniforme y constituido casi por un solo clavo, -- sin mostrar zonas estériles.

car esta escala, conociendo ya de antemano por la ex-
periencia, los costos probables de operación y la can-
tidad de las reservas, teniendo en cuenta la partici-
-- paridad de que la mineralización del yacimiento es --
muy uniforme y constituido casi por un solo clavo,
sin mostrar zonas estériles.

①

PLANO DE LA MINA "ARTEMISA"
Esc. 1:500
El Lavadero, Son.
Trabajos hasta el mes de Abril
1943

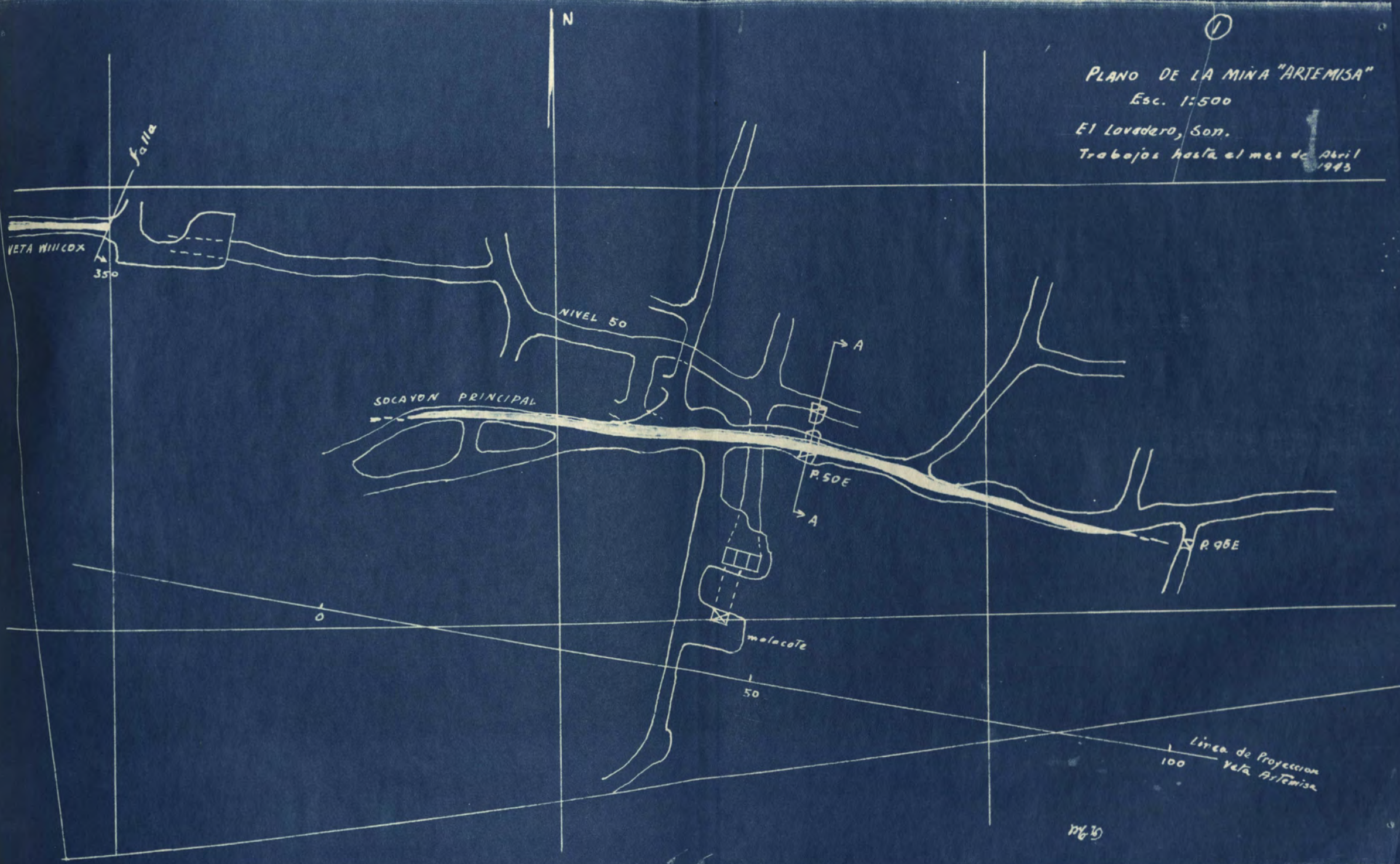


Fig (4)

ESQUEMA DE TRATAMIENT
MOLINO "ARTEMISA"

1943.

iones de
mina

Tolva de
Molino

de la Poza

No. 10

② 3/8

PROYECCION VERTICAL
VETA ARTEMISA
Esc. 1:500

Abril - 1943

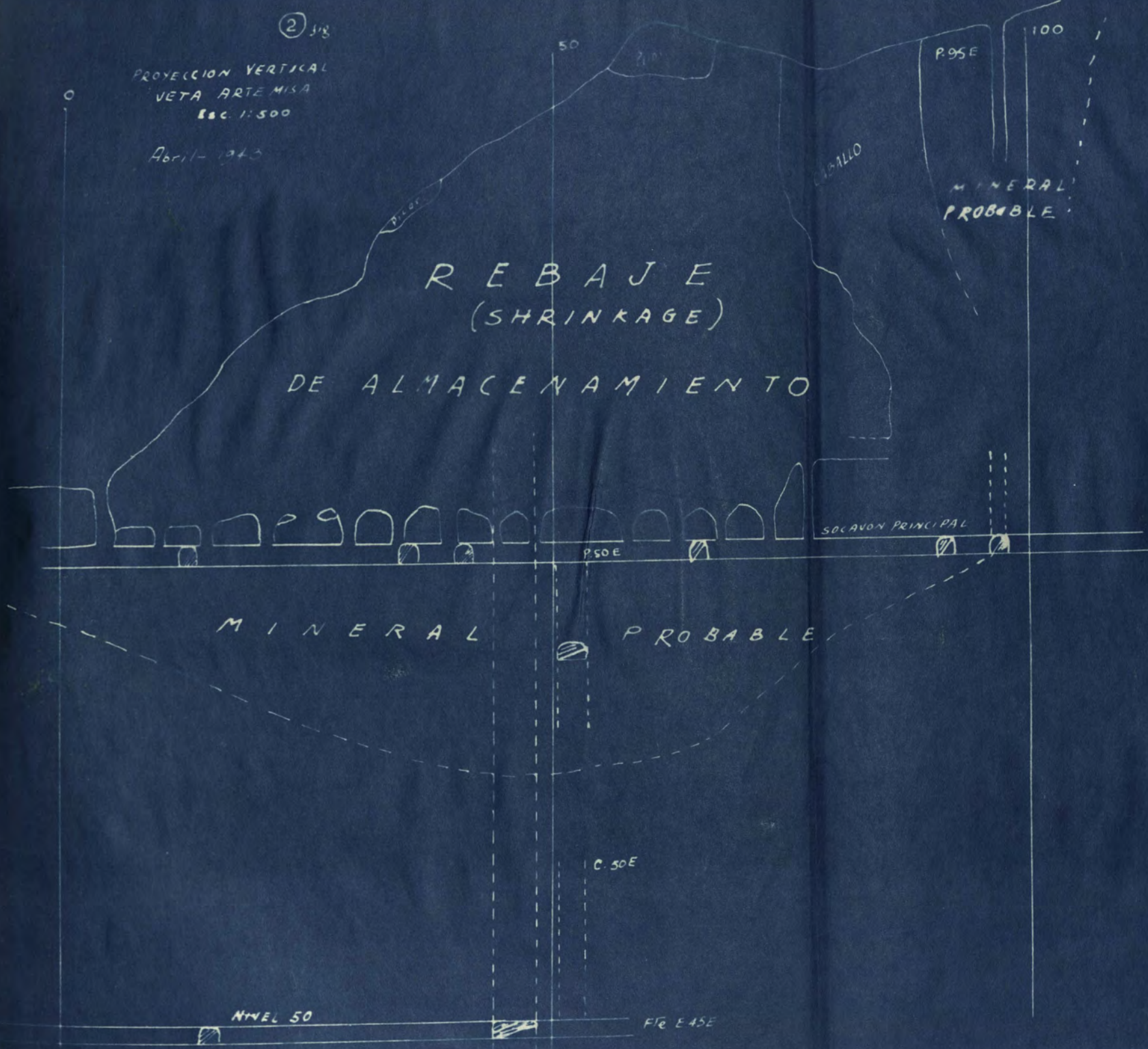


fig. ③

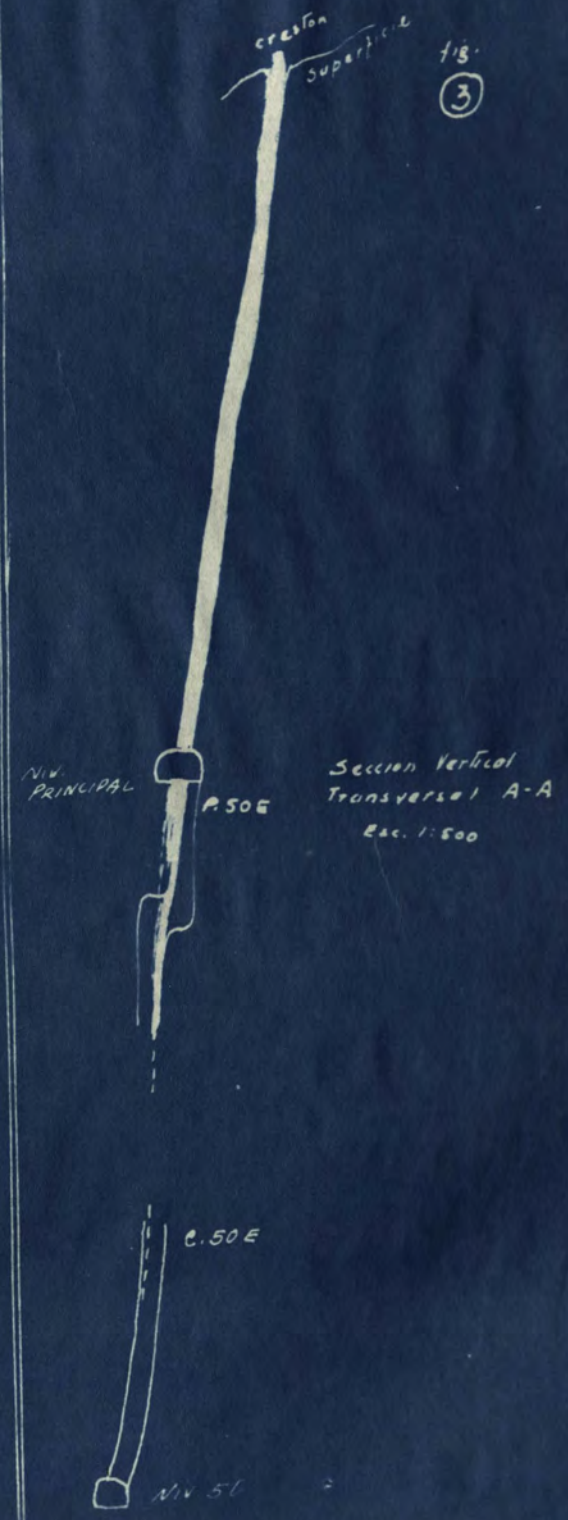
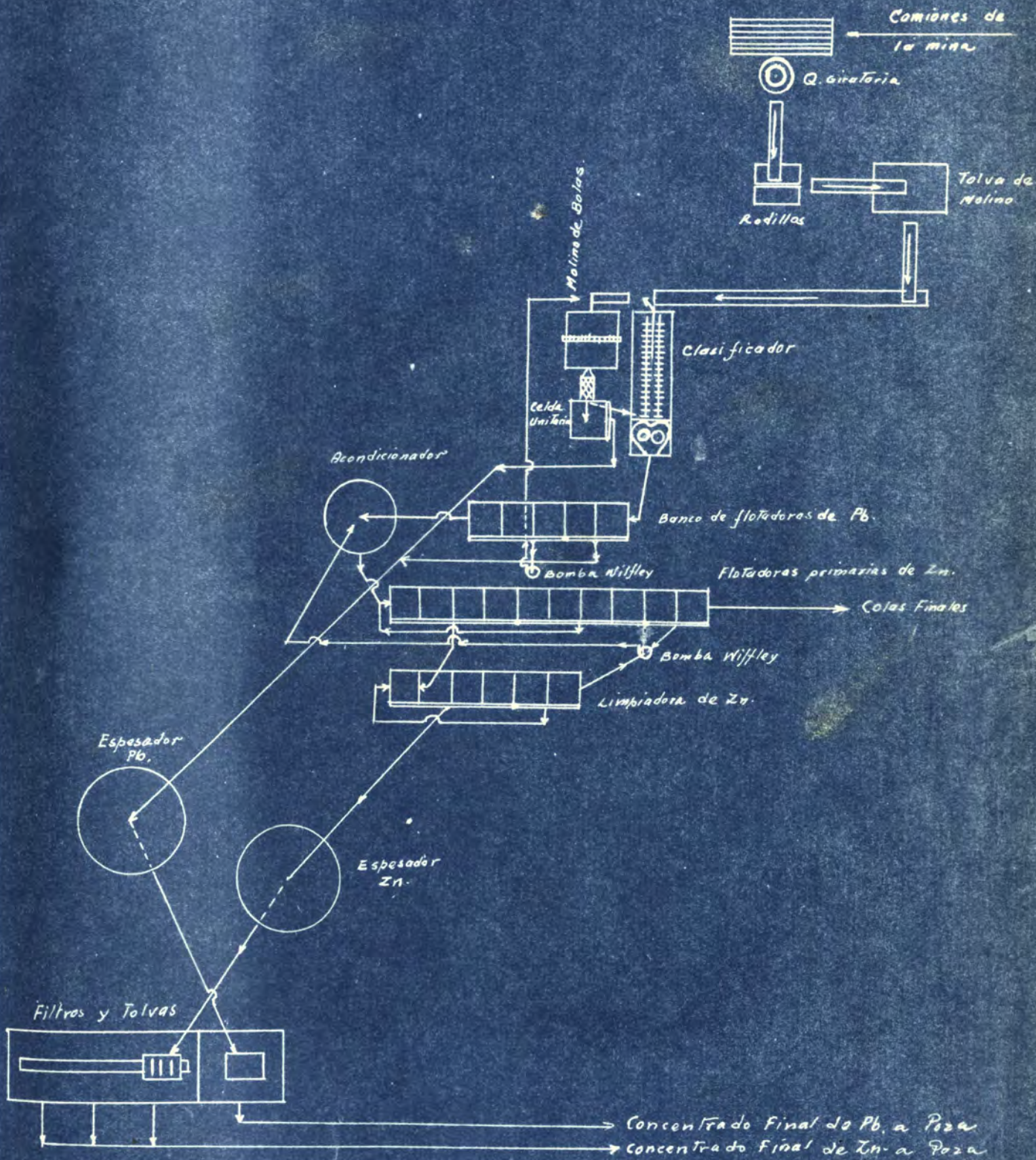


Fig 4

ESQUEMA DE TRATAMIENTO MOLINO "ARTEMISA"

Abril-1943.



M. J. B.

Para la resolución de este segundo tema y antes de entrar en materia directamente relacionada con el desagüe, vemos que la finalidad de éste es el acondicionamiento de los tiros, y de la mina de La Valenciana abierta sobre la Veta Madre para una explotación de 1,000 Ton. diarias y para ello es necesario que se hagan las siguientes consideraciones, tendientes a hacer ver la importancia que aun puede tener tanto para la Industria Minera, como en la restauración del antes famoso y rico Distrito minero de Guanajuato, la reanudación en gran escala de los trabajos en un yacimiento de minerales de cuyos productos se amasaron grandes fortunas, en épocas en que los sistemas de explotación y del tratamiento de los minerales eran aun bastante imperfectos, y que solamente se buscaban y explotaban minerales de alta ley.

I.- Breve reseña histórica del descubrimiento y trabajos de la Veta Madre, principalmente de la mina de "La Valenciana".

II.- Posibilidades de la continuidad de la Veta Madre a la profundidad y consideraciones acerca de la mineralización.

III.- Consideraciones generales acerca de una explotación de 1 000 ton. diarias como Escala de Trabajos; Obras de exploración, desarrollo y explotación para esta Escala y Sistema de tratamiento de los mine-

Para la resolución de esta segunda tarea y antes de entrar en materia directamente relacionadas con el negocio, vemos que la finalidad de éste es el acondicionamiento de los tipos, y de la mina de La Veta Matre sobre la Veta Madre para una explotación de 1,000 Ton. diarias y para ello es necesario que se hagan las siguientes consideraciones, también a hacer ver la importancia que aun queda tener tanto para la Industria Minera, como en la explotación del área famosa y rico Distrito minero de Guanajuato, la explotación en gran escala de los trabajos en un vecindario de minerales de cuyos productos se masaron grandes fortunas, en épocas en que los sistemas de explotación y del tratamiento de los minerales eran aun bastante imperfectos, y que solamente se descubren y explotaban minerales de alta ley.

I.- Breve reseña histórica del descubrimiento y trabajos de la Veta Madre, principalmente de la mina de "La Velaneta".

II.- Posibilidades de la continuidad de la Veta Madre a la profundidad y consideraciones acerca de la mineralización.

III.- Consideraciones generales acerca de una explotación de 1 000 ton. diarias como Escala de Trabajos; Obras de exploración, desarrollo y explotación para esta Escala y Sistema de tratamiento de los mine-

rales.

IV.- Finalmente el desague de las labores mencionadas en el enunciado del problema.

I.

Por lo mucho que se ha escrito sobre este asunto y notables hombres de ciencia, desde el Barón Alexander von Humboldt, en su Ensayo Político de la Nueva España, hasta los numerosos geólogos e Ingenieros de Minas mexicanos que en distintas épocas han publicado variados e interesantes trabajos sobre este criadero, lo que sigue es por lo tanto carente de originalidad y servirá únicamente como introducción:

Las primeras vetas argentíferas descubiertas en Guanajuato, fueron las de San Bernabé en el lugar que actualmente ocupa la mina de "La Luz" alrededor del año de 1542 y posteriormente la Veta Madre fué encontrada en lo que hoy son las minas de Rayas y Mellado, fundándose el Real de Minas de Santa Fe de Guanajuato, pues se descubrió desde luego la importancia de este rico filón que siguió desde luego explotándose en casi toda su longitud, trabajándose numerosas minas, entre ellas las famosas de "Valenciana", "Cata", "Tepeyac" y otras

La Mina de "La Valenciana" fué indudable-

tales.

IV.- Finalmente el detalle de las labores mencionadas en el enunciado del problema.

I.

Por lo mucho que se ha escrito sobre este asunto y notables hombres de ciencia, desde el Barón Alexander von Humboldt, en su Ensayo Político de la Nueva España, hasta los numerosos geólogos e Ingenieros de Minas Mexicanas que en distintas épocas han publicado variados e interesantes trabajos sobre este criadero, lo que sigue es por lo tanto carente de originalidad y servirá únicamente como introducción:

Las primeras vetas argentíferas descubiertas en Guanajuato, fueron las de San Bernabé en el lugar que actualmente ocupa la mina de "La Luz" alrededor del año de 1542 y posteriormente la Veta Madre que se encuentra en lo que hoy son las minas de Reyes y Mellado, fundándose el Real de Minas de Santa Fe de Guanajuato, pues se descubrió desde luego la importancia de este rico filón que siguió desde luego explotándose en casi toda su longitud, trabajándose un número de minas, entre ellas las famosas de "Valenciana", "Casta", "Tepalcates" y otras.

La Mina de "La Valenciana" fue indudable-

mente la más rica de todas, pues dentro de sus cuadras se encontraron los más grandes clavos, llegándose a extraer de ellos verdaderas masas casi puras de sulfuros de plata (Argentita, Pirargirita, etc.). Los primeros trabajos formales, aparte de los puramente superficiales, se llevaron a cabo con el cuele del tiro de San Antonio, primero a 100 m. y luego hasta 227 m. por donde se extrajo la primera bonanza, llegándose a observar comidos, en la parte explotada de la veta de unos 120 m. de profundidad y en una extensión o longitud a rumbo de 350 a 400 m. con una potencia de 25 a 40 m; por estos números se puede tener una idea de la cantidad de minerales extraídos, teniendo en cuenta que en aquella época se estimaban con minerales bonancibles aquellos que tenían una ley de por lo menos -- 2 kg. de ag/ton. Posteriormente fueron colados los tiros de "El Santo Cristo de Burgos" de 150 m. y el tiro exagonal de "Nuestra Señora de Guadalupe" con -- una profundidad de 345 m. y no siendo todavía suficientes para la intensidad de los trabajos, en 1801 se empezó la apertura del Tiro General de San José (Tiro -- General de Valenciana) que se llevó hasta los 513 m. -- de profundidad que actualmente tiene; es de sección octagonal de 9.22 m. de diámetro y está revestido de mampostería hasta los 70 m. a partir del brocal, se proyectó en el centro de las obras con el fin de facilitar -- las labores de los "tenateros" que hacían el acarreo --

mente la más rica de todas, pues dentro de sus cuadras
se encontraron los más grandes ejes, llegando a
extraer de ellos verdaderas masas casi puras de sulfu-
ros de plata (Argentita, Pirargita, etc.). Los pri-
meros trabajos formales, aparte de los puramente su-
perficiales, se llevaron a cabo con el cable del tiro
de San Antonio, primero a 100 m. y luego hasta 227 m.
por donde se extrajo la primera bonanza, llegando a
observar comidos, en la parte explotada de la veta de
unos 120 m. de profundidad y en una extensión o lon-
gitud a rumbo de 350 a 400 m. con una potencia de 25 a
40 m; por estos números se puede tener una idea de la
cantidad de minerales extraídos, teniendo en cuenta -
que en aquella época se estimaban con minerales bonan-
zales aquellos que tenían una ley de por lo menos -
2 kg. de plata. Posteriormente fueron colados los -
tiros de "El Santo Cristo de Burgos" de 150 m. y el -
tiro exagonal de "Nuestra Señora de Guadalupe" con -
una profundidad de 345 m. y no siendo todavía suficiente
tes para la intensidad de los trabajos, en 1801 se em-
pezó la apertura del Tiro General de San José (Tiro -
General de Valenciana) que se llevó hasta los 515 m. -
de profundidad que actualmente tiene; es de sección oc-
tagonal de 2.22 m. de diámetro y está revestido de man-
posterior hasta los 70 m. a partir del brocal, se proyec-
tó en el centro de las obras con el fin de facilitar -
las labores de los "tenateros" que hacían el acarreo -

del mineral hasta los despachos de los tiros.

Esta es la obra más profunda dada sobre la Veta Madre y este último nivel es conocido con el nombre de "El Espíritu Santo", pero en realidad la parte en donde se hizo una verdadera explotación intensiva fué hasta los 350 m. de profundidad más o menos y luego en 1810 con motivo de la guerra de Independencia, se suspendieron totalmente los trabajos, no solamente en esta mina sino en todo el Distrito de Guanajuato, como consecuencia de la inseguridad reinante y se dejó inundar, para ésto, la mina había pasado por herencia a poder del Sr. Miguel Rul, biznieto del Conde de Valenciana, cuyo Gerente de negocios, el Ing. Francisco Glennie emprendió el desagüe parcial con el fin de explotar ataques que habían sido incosteables en otras épocas. Estos trabajos se iniciaron con la comunicación por el socavón de Dolores que ya existía con la Mina de Tepeyac, vecina de Valenciana, lográndose con esto un descenso notable del nivel del agua, y luego con empleo de toneles "Glennie" y malacates de vapor se estuvo desguando por espacio de un año a razón de unos 3 758 metros cúbicos por semana, avanzando también por semana, unos 2 m. en vista de la gran extensión que ocupaba el agua, y en 1884 se había completado el desagüe extrayéndose minerales que además de pagarlo, produjeron bastantes utilidades. Se

del mineral hasta los depósitos de los tiras.
Esta es la obra más profunda dada sobre
la Veta Madre y este último nivel es conocido con el
nombre de "El Esplín Santo", pero en realidad la
parte en donde se hizo una verdadera explotación in-
termitiva fue hasta los 350 m. de profundidad más o me-
nos y luego en 1810 con motivo de la guerra de Inde-
pendencia, se suspendieron totalmente los trabajos,
no solamente en esta mina sino en todo el Distrito de
Guanajuato, como consecuencia de la inseguridad rei-
nante y se dejó inundar, para esto, la mina había pa-
sado por herencia a poder del Sr. Miguel Ruiz, puznie-
to del Conde de Valenciana, cuyo gerente de negocios,
el Ing. Francisco Glennie emprendió el desague parcial
con el fin de explotar etapas que habían sido inco-
rables en otras épocas. Estos trabajos se iniciaron
con la comunicación por el acueducto de Dolores que ya
existía con la Mina de Tepeyac, vecina de Valenciana,
lográndose con esto un descenso notable del nivel del
agua, y luego con empleo de bombas "Glennie" y rala-
cates de vapor se estuvo desaguando por espacio de un-
año a razón de unos 3 758 metros cúbicos por semana,
avanzando también por semana, unos 2 m. en vista de
la gran extracción que consume el agua, y en 1884 se ha-
bía completado el desague extrayéndose minerales que
además de pagarlos, produjeron bastantes utilidades. Se

siguió trabajando en estas condiciones más o menos hasta el año de 1886 fecha en que por diversas circunstancias se volvieron a suspender los trabajos y se volvió a llenar la mina. La propietaria, a partir de la fecha de 1904, fué la Reduction and Mines, Co., que tuvo como base en la adquisición de esta propiedad minera, el tonelaje de los terrenos y la ley de los minerales que en éstos se encontraban y en donde concentró principalmente sus actividades, sin preocuparse ya del desagüe de la mina, ni mucho menos de explorarla, estableciendo una Planta de Cianuración para su tratamiento por el sistema de lamas y arenas, instalándola en la antigua Hacienda de Flores, en la Población de Guanajuato. Finalmente en la época actual la mina de Valenciana se encuentra en poder de una Cooperativa minera que se ha concretado a trabajar otras minas de la Veta Madre, desde Cata al Sur, abandonando por completo a Valenciana desde hace unos 4 años, desmantelando el tiro y trasladando el malacate a otro lugar.

Como resumen de lo anterior, podemos llegar a las siguientes conclusiones:

1ª.- Que desde su descubrimiento y casi por tres siglos, la Veta Madre produjo minerales bonanzables, que fueron tratados exclusivamente por el método de Patio, proviniendo la mayor parte de las bonanzas de la mina de la Valenciana, que fué trabajada has

- se volvió a llamar la mina. La propiedad, a par-
 - ticipación de la fecha de 1904, fue la Redencion and Mines,
 - Co., que tuvo como base en la adquisición de esta
 - propiedad minera, el tonelaje de los terrenos y la
 - ley de los minerales que en éstos se encontraban y en
 - donde concentró principalmente sus actividades, sin
 - preocuparse ya del desagüe de la mina, ni mucho menos
 - de explorar, estableciendo una Planta de Cimentación
 - para su tratamiento por el sistema de lamas y arenas,
 - instalada en la antigua Hacienda de Flores, en la
 - Población de Guanaquato. Finalmente en la época actual
 - la mina de Valenciana se encuentra en poder de una Com-
 - pany minera que se ha concretado a trabajar otras
 - minas de la Veta Madre, desde ésta al Sur, abandonando
 - por completo a Valenciana desde hace unos años, des-
 - manteniendo el tiro y trabajando el malacate a otro
 - Sur.

Como resumen de lo anterior, podemos lle-
 gar a las siguientes conclusiones:
 1.º - Que desde su descubrimiento y casi
 por tres siglos, la Veta Madre produjo minerales bonan-
 ciales, que fueron tratados exclusivamente por el méto-
 do de Patic, produciendo la mayor parte de las bonan-
 zas de la mina de la Valenciana, que fue trabajada has-

ta los 500 m. de profundidad más o menos.

2ª.- Que en un segundo período de casi un siglo hasta el año de 1904, se trabajó a base de extracción de pilares y retagues no llegándose a tocar los niveles más profundos, tanto por las dificultades del desagüe, como por tener a la mano los retagues -- que tenían leyes costeables,

3ª.- 1904 - 1919.- Principalmente aprovechamiento de terreros, existiendo ya en esta época el sistema de cianuración por lamas y arenas.

4ª.- Con la mina ya inundada y abandonada, en la época actual, los trabajos hechos por la Cooperativa se han reducido a seguir sacando retagues y -- tratan de comunicar la mina de Cata con la de Tepeyac por el nivel 280, desentendiéndose por completo de Valenciana, quedando por lo tanto en pie el problema de si la Veta Madre ha llegado a su agotamiento, como consecuencia de los trabajos anteriores, o bien si hay la posibilidad de la existencia de minerales costeables -- abajo de los 500 m. de profundidad, cómo establecer su presencia para lo cual entraremos en la segunda de las consideraciones.

ta los 500 m. de profundidad más o menos.

2a. - Que en un segundo periodo de casi un siglo hasta el año de 1904, se trabajó a base de excavación de pilares y retapes no llegándose a tocar los niveles más profundos, tanto por las dificultades del trabajo, como por tener a la mano los retapes que tenían leyes costables.

3a. - 1904 - 1919. - Principalmente provechamiento de terreros, existiendo ya en esta época el sistema de iluminación por lámpas y velas.

4a. - Con la mina ya inundada y abandonada, en la época actual, los trabajos hechos por la Cooperativa se han reducido a seguir sacando retapes y tratar de comunicar la mina de Gata con la de Tepic por el nivel 280, desentendiéndose por completo de las labores, quedando por lo tanto en pie el problema de la Veta Madre ya llegado a su agotamiento, como consecuencia de los trabajos anteriores, o bien si hay la posibilidad de la existencia de minerales costables a bajo de los 500 m. de profundidad, como establecer su presencia para lo cual entraremos en la segunda de las consideraciones.

II

Un estudio que fuera puramente geológico, no cabría en la extensión de este trabajo, pues que para la finalidad que se persigue basta con hacer resaltar algunos hechos importantes que a continuación se mencionan; sin embargo la parte de geología que se encuentre ha sido recopilada de varios autores.

El trabajo más importante de exploración- hecho sobre la Veta Madre y que demuestra la persistencia de ésta más abajo de los 500 m. de profundidad es el efectuado a principios de este siglo por la Compañía americana "The Mineral Development Co." en el antiguo fundo de Nueva Luz. (Fig. 5). El proyecto -- que se desarrolló fué la prolongación del tiro de --- Nueva Luz que cortaría a la veta a los 1 000 m. de -- profundidad en el supuesto que continuara con el echa do medio de 45° que se le ha reconocido, a los 600 m. se colaría un crucero que sería necesario llevar unos 340 m. para efectuar el corte de la veta, prosiguiéndose después con el ahonde del tiro hasta alcanzar dicha profundidad. De la importancia de estos trabajos se dió cuenta el Gobierno Mexicano comprometiéndose con la Compañía a pagarle una gratificación de \$150.0 por cada metro de ahonde del tiro a partir de los 500, gratificación que empezó a hacerse efectiva en cuanto

II

Un estudio que fuere puramente geológico, no cabría en la extensión de este trabajo, pues que para la finalidad que se persigue basta con hacer resaltar algunos hechos importantes que a continuación se mencionan; sin embargo la parte de geología que se encuentra ha sido recopilada de varios autores.

El trabajo más importante de exploración hecho sobre la Veta Madre y que demuestra la existencia de ésta más abajo de los 500 m. de profundidad es el efectuado a principios de este siglo por la Compañía americana "The Mineral Development Co." en el antiguo fondo de Nueva Luz. (Fig. 2). El proyecto que se desarrolló fue la profundización del tiro de Nueva Luz que cortaría a la veta a los 1 000 m. de profundidad en el supuesto que continuara con el espesor medio de 45° que se le ha reconocido, a los 600 m. se cobraría un truco que sería necesario llevar unos 340 m. para efectuar el corte de la veta, por lo que se dispuso con el ahorro del tiro hasta alcanzar dicha profundidad. De la importancia de estos trabajos se dio cuenta el Gobierno Mexicano comprometiendo con la Compañía a pagarle una gratificación de \$150.000 por cada metro de ahorro del tiro a partir de los 500 m. de profundidad que empezase a hacerse efectiva en cuanto

se alcanzó esa profundidad en los trabajos de ahonde. La sección del tiro se hizo de 3.30 x 3.30 m., instalándose guías de cable y un malacate eléctrico de dos tambores con motor de 75 HP con un cable de 5/8" para el manejo de las jaulas. Un poco más de tres años -- después de iniciados los trabajos, se llegó hasta los 620 m. haciéndose costosas instalaciones de equipo de bombeo en los niveles 600; 435 y 210, consistiendo es tas instalaciones de tres bombas triples verticales - "Gould" con capacidad de 1 200 lts/min.; otras tres - bombas triplex verticales "Aldrich" con capacidad de 400 lts/min. siendo idénticos los equipos en cada uno de los tres niveles, todo esto se hizo en previsión - de que el agua almacenada en los labrados de Valencia na pudiera inundar las obras de Nueva Luz, la combina- ción de las tres instalaciones tenía una capacidad -- máxima de 1 600 lts/min. desde el fondo del tiro, sin embargo al efectuarse el corte de la Veta Madre por - el crucero que luego se coló no se tuvieron infiltra- ciones de importancia, no obstante que el nivel del - agua en el tiro General de Valenciana estaba a 200 m. del brocal y la diferencia de nivel entre el crucero y los "planes" de Valenciana es de 160 m. el agua más abundante que se encontró en el ahonde provino de una fractura situada cerca de la veta del Nopal.

El cuele del crucero a partir del nivel - 600 se empezó en el año de 1910 y se llegó a la Veta-

se alcanzó esa profundidad en los trabajos de ahonde. La sección del tiro se hizo de 3.30 x 3.30 m., hasta-
 lándose guías de cable y un muelle eléctrico de dos tambores con motor de 75 HP con un cable de 2 1/8" para el manejo de las jaulas. Un poco más de tres años --
 después de iniciados los trabajos, se llegó hasta los 620 m. haciéndose costosas instalaciones de equipo de bombas en los niveles 600; 435 y 210, consistiendo en las instalaciones de tres bombas triples verticales --
 "Gould" con capacidad de 1 200 lta/min.; otras tres --
 bombas triples verticales "Africh" con capacidad de 400 lta/min. siendo idénticos los equipos en cada uno de los tres niveles, todo esto se hizo en previsión --
 de que el agua almacenada en los lagos de Valencia no pudiera inundar las obras de Nueva Luz, la compañía --
 ordenó de las tres instalaciones tenía una capacidad --
 máxima de 1 600 lta/min. desde el fondo del tiro, sin embargo al efectuarse el corte de la Veta Madre por --
 el crucero que luego se coló no se tuvieron infiltraciones de importancia, no obstante que el nivel del --
 agua en el tiro General de Valencia estaba a 200 m. del fondo y la diferencia de nivel entre el crucero y los "planes" de Valencia es de 160 m., el agua más abundante que se encontró en el ahonde proviene de una fractura situada cerca de la veta del Nopal.

El cable del crucero a partir del nivel --
 600 se empezó en el año de 1910 y se llegó a la Veta --

en 1914 porque durante su avance se tuvieron muchas interrupciones, una vez hecho el corte se hicieron solamente algunos reconocimientos que no fueron ni con mucho exploraciones, encontrándose que tenía una potencia de 30 m.; la región del alto cargada con minerales de Zn. (blenda) y en el bajo minerales argéntiferos con una ley media de 250 gr. de Ag/ton. y unos 2 gr. de Au/ton. La Compañía se vió imposibilitada, debido a las circunstancias del país a proseguir el cuele del tiro ni tampoco pudo desarrollar exploraciones una vez efectuado el corte de la veta, por lo que los resultados que se esperaban no han sido todavía definitivos.

Ahora bien, si en seguida tenemos en cuenta las características geológicas de la Veta que está considerada como tal según varias opiniones como ocupando una fractura de falla de cerca de 11 km. de longitud con un rumbo medio de NW 45° SE echado de 45° al SW con potencia variable, siendo la máxima de 40 m. con la particularidad de que los clavos más ricos se encontraron en los lugares más anchos de la veta. La zona mineralizada bien definida de la veta se encuentra comprendida entre dos fallas que la cortan casi en sus extremos. La falla del Amparo ocupada por una veta pobre en su extremidad S.E. con rumbo medio N.E. 130° S.W. y echado de 75° al S.E. del-

en 1914 porque durante su avance se tuvieron muchas interrupciones, una vez hecho el corte se hicieron solamente algunos reconocimientos que no fueron ni con mucho exploraciones, encontrándose que tenía una potencia de 30 m. La región del alto cargada con minerales de Zn. (plombas) y en el bajo minerales argéniferos con una ley media de 250 gr. de Ag\ton. y unos 2 gr. de Au\ton. La Compañía se vio imposibilitada, debido a las circunstancias del país a proseguir el corte ni tampoco pudo desarrollar exploraciones una vez efectuado el corte de la veta por lo que los resultados que se esperaban no han sido todavía definitivos.

Ahora bien, si en seguida tenemos en cuenta las características geológicas de la Veta que está considerada como tal según varias opiniones no comparando una fractura de falla de cerca de 11 km. de longitud con un rumbo medio de NW 45° SE echado de 45° al SW con potencia variable, siendo la máxima de 40 m. con la particularidad de que los aflores más ricos se encontraron en los lugares más anchos de la veta. La zona mineralizada bien definida de la veta se encuentra comprendida entre dos fallas que la cortan casi en sus extremos. La falla del Amparo corre de por una veta pobre en su extremidad S.E. con rumbo medio N.E. 130° S.W. y echado de 75° al S.E. del-

otro lado de la falla la Veta Madre se pierde en las riolitas del C. de Chichíndaro y algunos ramales que aparecen en la dirección de la prolongación en la mina del Cedro que se cree sean de la Veta son casi-estériles.

En su extremo N.W. la dislocación fué -- producida por la veta cuarzoza de Cardones cuyo rumbo medio es N.E. 25° S.W. y echado de 52° al N.W. al otro lado de la falla, la veta se angosta y se ramalea, aumenta la luz de oro con respecto a la de plata, pero en general es pobre.

La roca encajonante no es la misma en toda la longitud, encontrándose algunas veces como veta de contacto entre conglomerado rojo al alto y pizarra negra en el bajo, en tanto que en Valenciana -- y consecuentemente en Nueva Luz, arma en pizarra negra a la profundidad en ambos respaldos, algunas veces se encuentra también roca diabásica como formando parte de pestos. El magma cuya diferenciación -- dió origen a las aguas mineralizantes que produjeron el llenamiento de la veta, se cree sea el mismo cuya consolidación dió lugar a la formación de las distintas variedades de diabásas regionales (de olivino, - cuarcífera y adesítica). La mineralización primaria está constituida principalmente por argentita, picroscler obscuro o pirargirita y estefanita, estando

otro lado de la falla la Veta Madre se pierde en las
 ríofitas del C. de Chichibarro y algunas rametas que
 aparecen en la dirección de la profonación en la --
 mina del Cetro que se cree sean de la Veta son casi
 estériles.

En su extremo N.W. la disonación fue --
 producida por la veta cuarcosa de Carbonas cuyo rumbo
 es medio S.N.E. 25° S.W. y echado de 52° al N.W. al
 otro lado de la falla, la veta se angosta y se ram-
 ifica, aumenta la ley de oro con respecto a la de piz-
 ta, pero en general es pobre.

La roca encajonante no es la misma en to-
 da la longitud, encontrándose algunas veces como ve-
 ta de contacto entre conglomerado rojo al alto y pi-
 zta negra en el bajo, en tanto que en Valenciana --
 y consecuentemente en Nueva Luz, arena en pizta ne-
 gra a la profundidad en ambos respaldos, algunas ve-
 ces se encuentran también rocas diabásicas como forman-
 do parte de postos. El mayor oyo de diferenciación --
 dio origen a las aguas mineralizadas que produjeron
 el llamamiento de la veta, se cree sea el mismo oyo
 con el que dio lugar a la formación de las diabási-
 cas variedades de diabásicas regionales (de olivino, --
 cuarzofera y abasíticas). La mineralización primaria
 está constituida principalmente por argentita, poco-
 rosales opacos o pirargirita y estafanita, estando

el oro al estado nativo, las especies minerales asociadas, pirita, valencianita y algo de MnO_2 todo esto en matrices de cuarzo y calcita criptocristalinos, la parte oxidada de la veta, que es muy reducida, -- pues empiezan los sulfuros casi desde la superficie, contiene algo de embolita, cerargirita, limonita, -- etc., como provenientes de la descomposición de los minerales primarios y puede decirse que no hay por lo tanto enriquecimiento secundario.

La textura de la veta es brechoide en gran parte, encontrándose dentro de su llenamiento bloques de roca de los respaldos y "caballos" de material estéril casi siempre silicificados.

Las grandes bonanzas se produjeron a profundidades relativamente cortas, pero la mineralización seguía aún a los 500 m., sólo que sus leyes no eran costeables entonces; es indudable que con el progreso alcanzado en los métodos de explotación y principalmente en la metalurgia, hoy día pueden trabajarse minerales cuyas leyes son varias veces menores que las que se tenían por costeables en la época que se llegó al nivel más profundo de Valenciana.

Es positivo que la fractura de la veta sigue por lo menos hasta los 600 m. (fig. 5), y es razonable creer que una dislocación de la magnitud de la Veta Madre capaz de correr muchos km. de longitud si-

el oro al estado nativo, las especies minerales como
 clausas, pirita, valencianita y algo de MnO_2 todo es
 to en matrices de cuarzo y calcita epitetostáticas,
 la parte oxidada de la veta, que es muy reducida,
 pues empiezan los sulfuros casi desde la superficie,
 contiene algo de embolita, cerargirita, limonita,
 etc., como provenientes de la descomposición de los
 minerales primarios y puede decirse que no hay por lo
 tanto enriquecimiento secundario.

La textura de la veta es brechosa en gran
 parte, encontrándose dentro de su liamiento bloques
 de roca de los respaldos y "caballos" de material es-
 tructural casi siempre silíceos.

Las grandes bonanzas se produjeron a pro-
 fundidades relativamente cortas, pero la mineraliza-
 ción seguía aún a los 500 m., sólo que sus leyes no
 eran costables entonces; es indudable que con el pro-
 greso alcanzado en los métodos de explotación y prin-
 cipalmente en la metalurgia, hoy día pueden trabajar-
 se minerales cuyas leyes son varias veces menores que
 las que se tenían por costables en la época que se
 llegó al nivel más profundo de Valenciana.

Es positivo que la fractura de la veta sí
 que por lo menos hasta los 600 m. (fig. 2), y es razo-
 nable creer que una dislocación de la magnitud de la-
 Veta Madre capaz de correr muchos km. de longitud sí-

ga todavía bastante a la profundidad si bien, es posible que la presencia de la blenda indique cambios importantes en la mineralización, pero aún en este caso y contando solamente con mineral desde los 600 m. hasta los "planes" de Valenciana como veremos por un rápido cálculo que se hará en el siguiente capítulo sería costeable trabajar y quedaría garantizada la vida de una planta, siempre y cuando persistiera la potencia de 15 m. y se desarrollaran unos 600 m. a rumbo, que es la longitud media de los trabajos en Valenciana, con la ley mínima que se verá, naturalmente que sólo una exploración sistemática daría a luz los resultados verdaderos y ésta es posible haciéndose el desagüe del tiro y crucero de Nueva Luz.

Si consideramos que la compañía que hizo el ahonde del tiro de Nueva Luz, instalando malacate, equipos de perforación y de bombeo, gastando cerca de \$300 000.00 y como 7 años en llevar a cabo las obras que se han mencionado, seguramente que no lo hizo por la sola curiosidad de precisar la existencia de la veta, sino que basada en estudios y observaciones geológicas creyó conveniente hacer esas labores con la convicción de encontrar mineral aprovechable. Es casi seguro que el capital que invirtieron provino de las ganancias que obtenía la Compañía de sus trabajos en otras minas y que lo cargarían a gastos de explora---

es todavía bastante a la profundidad si bien, es po-
sible que la presencia de la planta indique cambios
importantes en la mineralización, pero aún en este
caso y contando solamente con mineral desde los 600
m. hasta los "plinas" de Valencia como veremos por
un rápido cálculo que se hará en el siguiente capítulo
lo sería costoso trabajar y quedaría garantizada
la vida de una planta, siempre y cuando persistiera
la potencia de 15 m. y se desarrollaran unos 600 m.
a rumpo, que es la longitud media de los trabajos en
Valencia, con la ley mínima que se verá, natural-
mente que sólo una explotación sistemática daría a
los los resultados verdaderos y éste es posible ha-
ciéndose el gasto del tiro y cruce de Nueva Luz.
Si consideramos que la compañía que hizo
el shonde del tiro de Nueva Luz, instalando muestreo,
equipos de perforación y de bombeo, gastando cerca de
\$300 000.00 y como 7 años en llevar a cabo las obras
que se han mencionado, seguramente que no lo hizo por
la sola certidumbre de precisar la existencia de la ve-
ta, sino que busca en estudios y observaciones geoló-
gicas creyó conveniente hacer esas labores con la con-
vención de encontrar mineral aprovechable. Es casi
seguro que el capital que invirtieron proviene de las
ganancias que obtiene la Compañía de sus trabajos en
otras minas y que lo cargarían a gastos de exploración

ción; una empresa que en la actualidad operara con --
buenas utilidades y cuyas reservas estuvieran agotán-
dose, podría sin grandes riesgos acometer el desague-
de la Nueva Luz para cerciorarse de las verdaderas --
condiciones de la Veta Madre. Teniendo un arreglo --
previo con la Cooperativa y trabajar en conjunto con-
la mina de Valenciana.

III

Para establecer el tonelaje diario a que se deberá trabajar cualquier yacimiento, es necesario conocer aunque sea de una manera aproximada las reservas con que se cuenta y considerando el problema desde el punto de vista simplista, sin explicar las razones que se sabe intervienen para considerar como 10 años -- en promedio la vida para la amortización del capital -- invertido en una negociación minera, entonces, el número de toneladas divididas entre 10 años dará la explotación diaria, pero no es conveniente esperar hasta conocer por completo el total de toneladas, ya que representaría un gasto excesivo en exploración y sostenimiento de las obras, considerándose que teniendo -- mineral para 3 años sobre el total del tonelaje supuesto, se puede pensar en la instalación de planta de Be-

-- óign; una empresa que en la actualidad opera con
 -- buena utilidad y cuyas reservas estuvieran agotan-
 -- dose, podría sin grandes riesgos acometer el desam-
 -- de la Nueva Luz para convertirse de las verdaderas
 -- condiciones de la Veta Madre. Teniendo un arreglo
 -- previo con la Cooperativa y trabajar en conjunto con
 -- la mina de Valenciana.

III

Para establecer el tonelaje diario a que
 se deberá trabajar cualquier yacimiento, es necesario
 conocer siempre sea de una manera aproximada las reser-
 vas con que se cuenta y considerando el problema desde
 el punto de vista ampliato, sin explicar las razones
 que se sabe intervenir para considerar como 10 años
 en promedio la vida para la amortización del capital
 invertido en una negociación minera, entonces, el mé-
 more de toneladas divididas entre 10 años dará la ex-
 plotación diaria, pero no es conveniente esperar has-
 ta conocer por completo el total de toneladas, ya que
 representaría un gasto excesivo en exploración y reser-
 vamiento de las obras, considerándose que teniendo
 mineral para 3 años sobre el total del tonelaje a que
 se puede pensar en la instalación de planta de Be-

neficio; en nuestro caso, estaríamos basados exclusivamente en evidencias geológicas (Fig.5) para hacer el cálculo siguiente:

La distancia vertical entre los "planos" de Valenciana y el crucero de Nueva Luz es de 160 m.; la distancia inclinada según 45° de echado $\frac{160}{0.707} = 227$ metros, si consideramos como potencia media 15 m. y en el supuesto que en un desarrollo a rumbo de 600 m., en los cuales solamente el 75% fueran de resultados positivos, y tomando como peso volumétrico solamente 2.5, así a "grosso modo" se tendrían:

$$0.75 \times 227 \times 600 \times 15 \times 2.5 = 3.725,000 \text{ Ton.}$$

$$\frac{3.725,000}{3.650} = 1.050$$

(La cooperativa trabaja actualmente a 600 ton. diarias)

Para que fuera posible la explotación de este tonelaje, deberá tener un contenido de valores o ley por Ton. que por lo menos sea igual a lo que se gastara también por ton. en extracción, beneficio, venta de productos, etc. a los cuales habría que agregar toda la larga lista de costos de amortización de capital, impuestos, etc.

Aunque sea solo por dar una idea acerca de cual sería esta ley mínima y para no dejar incon-

reflexión; en nuestro caso, estaríamos pasando exaltada-
vamente en evidencias geológicas (Fig. 2) para hacer
el cálculo siguiente:

La distancia vertical entre los "planos"
de Valenciana y el terreno de Nueva Luz es de 160 m.;
la distancia inclinada según 45° de echado $\frac{160}{0.707} = 227$
metros, si consideramos como potencia media 15 m. y
en el supuesto que en un desarrollo a rumbo de 600 m.
en los cuales solamente el 75% fueran de resultados
positivos, y tomando como peso volumétrico solamente
2.5, así a "graso modo" se tendrían:

$$0.75 \times 227 \times 600 \times 15 \times 2.5 = 3.725,000 \text{ Ton.}$$

$$\frac{3.725,000}{2.50} = 1,490$$

(La cooperativa trabaja actualmente a 600 ton. diarias)

Para que fuera posible la explotación de
este tonelaje, deberá tener un contenido de valores
o ley por ton. que por lo menos sea igual a lo que
se gastara, también por ton. en extracción, beneficio,
venta de productos, etc. a los cuales habría que agre-
gar toda la larga lista de costos de amortización de
capital, impuestos, etc.

Aunque sea solo por dar una idea acerca
de cual sería esta ley mínima y para no dejar incon-

cluso este punto, basado en los resultados obtenidos por el sustentante y demás alumnos de la clase de -- "Problemas Mineros" en donde se hizo un estudio detallado de un proyecto de explotación de 1 000 ton. -- diarias en la Veta Madre de Guanajuato para tratar -- los minerales por el método de cianuración "Todo la -- mas", aceptando así "a priori" estos resultados, se -- llegó a lo siguiente:

El monto total de las inversiones para -- la mina, planta de beneficio y anexas era de:

\$ 10,000,000.00 M. N.

El costo total de operación por tonelada de mineral \$ 25.00

Si consideramos como constante la rela-- ción de Ag. a Au. encontrada en los valores al cor-- tar la Veta Madre por el cruce de Nueva Luz, o sea

$$\frac{250}{2} = 125 \text{ gr. de Ag. por gr. de Au.}$$

Considerando la plata a 35 cvos. de Dll. la onza troy y el oro a 35 Dlls., onza troy, su va-- lor reducido a moneda nacional sería:

$$\frac{35 \times 4.85}{31.104} = 0.0548 \text{ \$ para la plata (el --$$

gramo) y \$5.48 para el oro (el gramo).

cines este punto, basado en los resultados obtenidos
 -- por el asistente y demás alumnos de la clase de --
 "Problemas Mineros" en donde se hizo un estudio de
 -- lado de un proyecto de explotación de 1 000 ton. --
 diarias en la Veta Madre de Guanajuato para tratar
 los minerales por el método de cianuración "Todo la
 -- mas", aceptando así "a priori" estos resultados, se
 llegó a lo siguiente:

El monto total de las inversiones para
 la mina, planta de beneficio y anexos era de:
 \$ 10,000,000.00 M. N.

El costo total de operación por tonelada
 de mineral \$ 22.00

Si consideramos como constante la rela-
 -- ción de Au. a Ag. encontrada en los valores el cor-
 -- tar la Veta Madre por el cruce de Nueva Luz, o sea

$$\frac{250}{5} = 125 \text{ gr. de Ag. por gr. de Au.}$$

Considerando la plata a 35 avos. de D.N.
 la onza Troy y el oro a 35 D.N., onzas Troy, su va-
 -- lor reducido a moneda nacional sería:

$$\frac{35 \times 4.85}{31.104} = 0.5248 \text{ \$ para la plata (el --$$

gramo) y \$2.48 para el oro (el gramo).

Ley mínima:

$$25 = x (0.0548) + y (5.48)$$

$$\frac{25}{0.0548} = x + 100 y$$

$$457 = x + 100 y; \quad \underline{x = 457 - 100 y} \dots\dots\dots (.)$$

$$\frac{x}{y} = 125; \quad \underline{x = 125 y} \dots\dots\dots (.)$$

resolviendo el sistema de ecuaciones se tiene:

x = 253 gr. de Ag/ton.

y = 2.02 gr. de Au/ton.

253 gr. de Ag. a \$ 0.0548 \$ 13.80

2.02 gr. de Au. a \$ 5.48 " 11.20

\$ 25.00

Esto sería si en el beneficio se recupera
ra el 100 % de los valores cosa que no sucede en la
práctica por lo que considerando una recuperación de
90% para la plata y 92% para el oro.

De minimis:

$$25 = x(0.0248) + y(2.48)$$

$$y = \frac{25}{0.0248} - x + 100$$

$$457 = x + 100 + y \quad \underline{x = 457 - 100 - y} \dots\dots\dots (..)$$

$$\frac{x}{y} = 152 \quad \underline{x = 152 y} \dots\dots\dots (..)$$

resolviendo el sistema de ecuaciones se tiene:

$$x = 253 \text{ gr. de Ag. } \backslash \text{ ton.}$$

$$y = 2.02 \text{ gr. de Au. } \backslash \text{ ton.}$$

253 gr. de Ag. a \$ 0.0248	\$ 13.80
2.02 gr. de Au. a \$ 2.48	" 11.20
	<hr/>
	\$ 25.00

Esto sería si el beneficio se repartiera
 entre el 100% de los valores cosas que no sucede en la -
 práctica por lo que considerando una recuperación de
 90% para la plata y 92% para el oro.

$$\frac{253}{0.90} = \underline{280 \text{ gr. Ag/ton.}} \quad \frac{2.02}{0.92} = \underline{2.20 \text{ gr. Au/ton.}}$$

Que sería en definitiva las leyes mínimas costeables.

La cooperativa que actualmente trabaja - las minas de la Veta Madre lo hace con las siguientes leyes: de 150 - 200 gr. de Ag/ton. y de 4 - 5 gr. de Au/ton. pero aunque goza de exención de impuestos, bajos sueldos, y tarifas especiales de energía, opera con pérdidas debido a que su sistema de beneficio es anticuado, recuperando solamente el 52% del oro y el 75% de la plata por lo cual están tratando de reformar la planta, cambiando los mazos por molinos de bolas y moler el mineral a "lamas" acondicionando los tanques de percolación para hacerlos agitadores y transformando otros en espesadores para la contrarriente, pues es en las arenas donde pierden la mayor parte de sus valores.

Sus pérdidas varían de \$1.50 a \$2.00 M.N. por tonelada, pero si logran aumentar la recuperación con la reforma que pretenden llevar a cabo, o por lo menos 90% en ambos valores, entonces la pérdida se traduciría en una ganancia de cerca de \$3.00 por tonelada, con lo cual bien podrían intentar nuevas explotaciones.

$$\frac{253}{0.90} = \frac{280 \text{ gr. Au\ton.}}{0.92} = \frac{2.02}{0.92} = \frac{2.20 \text{ gr. Au\ton.}}{0.92}$$

Que sería en definitiva las leyes mini-

mas costables.

La cooperativa que actualmente trabaja en las minas de la Veta Madre lo hace con las siguientes leyes: de 150 - 200 gr. de Au\ton. y de 4 - 5 gr. de Au\ton. pero siempre goza de exención de impuestos, bajos sueldos, y tarifas especiales de energía, opera con pérdidas debido a que su sistema de beneficio es anticuado, recuperando solamente el 52% del oro y el 75% de la plata por lo cual están tratando de reformar la planta, cambiando los mazo por molinos de bola y moer el mineral a "jamas" acondicionando los tanques de percolación para hacerlos agitadores y transformando otros en espesadores para la concentración, pues es en las arenas donde pierden la mayor parte de sus valores.

Sus pérdidas varían de \$1.50 a \$2.00 M.M. por tonelada, pero si logran aumentar la recuperación con la reforma que pretenden llevar a cabo, o por lo menos 90% en ambos valores, entonces la pérdida se traduciría en una ganancia de cerca de \$3.00 por tonelada, con lo cual bien podrían intentar nuevas explotaciones.

En los resultados anteriores vemos que - las leyes mínimas costeables se encuentran muy cérca nas a las encontradas en la profundidad de la Veta - Madre y una planta moderna de cianurización (pues el mineral es dócil a este sistema) podría sacar venta ja de minerales que aunque tengan leyes relativamen- te bajas, se encuentren en abundancia de tonelaje, - pues las plantas grandes trabajan con la mayor efi- ciencia en sus equipos y algunos costos que como los de Superintendencia, Administración, etc., pueden -- ser grabosos en negocios chicos, se reparten aquí en tre un mayor número de toneladas.

Una vez hecho el desague del tiro de Nue- va Luz, de cuyo asunto se hablará en el siguiente ca pítulo, se procedería desde luego a explorar la veta rumbo, colando chiflones cada 50 m. y estableciendo otro nivel 50 m. arriba del 600; estas obras se lle- varían dos años aproximadamente, y en el caso de en- contrar resultados favorables, se tendría el mineral listo para su explotación, simultáneamente se empre- dería el desague de Valenciana para acondicionar el - tiro General, que sería el de extracción para lo cual habrá necesidad de ahondarlo hasta el nivel 600, de- jando el de Nueva Luz como auxiliar, al mismo tiempo se emprendería la instalación de la Planta de benefi- cio. Adelantando un poco los resultados y como se ve- rá más adelante, el desague de Nueva Luz se llevará a

En los resultados anteriores vemos que las leyes mínimas costables se encuentran muy cerca de las encontradas en la profundidad de la Veta Madre y una planta moderna de clarificación (para el mineral es difícil a este sistema) podría sacar ventaja de minerales que aunque tengan leyes relativamente bajas, se encuentran en abundancia de toneladas, pues las plantas grandes trabajan con la mayor eficiencia en sus equipos y algunos costos que como los de Superintendencia, Administración, etc., pueden ser grupos en negocios chicos, se reparten aquí en un mayor número de toneladas.

Una vez hecho el diseño del tiro de Nueva Luz, de cuyo asunto se hablará en el siguiente capítulo, se procedería desde luego a explorar la veta rumbo, colando chiflonas cada 50 m. y estableciendo otro nivel 50 m. arriba del 600; estas obras se llevarían dos años aproximadamente, y en el caso de encontrar resultados favorables, se tendría el mineral listo para su explotación, simultáneamente se emprendería el diseño de Valenciana para acondicionar el tiro General, que sería el de extracción para lo cual habrá necesidad de ahondarlo hasta el nivel 600, dejando el de Nueva Luz como auxiliar, al mismo tiempo se emprendería la instalación de la planta de beneficio. Adelantando un poco los resultados y como se verá más adelante, el diseño de Nueva Luz se llevará a

cabo en un mes más o menos, en tanto que el de Valenciana puede durar hasta un año y medio, aunque en caso de resultados altamente bonancibles, se podría acortar considerablemente el período de tiempo.

IV.

Empezando con el tiro de Nueva Luz, cuyo desagüe será la obra preliminar en las exploraciones se tienen dos alternativas: toneles y equipo de bombeo, considerando ahora las ventajas y desventajas de ambos sistemas para este caso. Para los toneles es necesario malacate, horca, guías de cable y los toneles mismos; para el equipo de bombeo es necesario también el malacate, horca y cable, más la tubería, más las bombas, pues en este caso por ser muy grande la variación de la altura, una sola bomba sería inadecuada para efectuar por sí sola el trabajo desde la superficie hasta la profundidad y sería necesaria la instalación de una o más estaciones intermedias. Si consideramos que la obra que se propone es puramente de exploración, y que la cantidad de agua es relativamente pequeña, y también que la diferencia entre ambos es de tubería y bombas contra toneles, pues la capacidad del malacate sería casi la misma en ambos ca--

caso en un mes más o menos, en tanto que el de Valen-
ciana puede durar hasta un año y medio, aunque en ca-
so de resultados altamente favorables, se podría acor-
tar considerablemente el período de tiempo.

IV.

Emprendiendo con el tipo de Nueva Luz, cuyo
diseño será la obra preliminar en las exploraciones
se tienen dos alternativas: tonelas y equipo de bom-
beo, considerando ahora las ventajas y desventajas de
ambos sistemas para este caso. Para las tonelas es
necesario malacate, horas, guías de cable y los tone-
les mismos; para el equipo de bombeo es necesario tam-
bién el malacate, horas y cable, más la tubería, más
las bombas, pues en este caso por ser muy grande la
variación de la altura, una sola bomba sería inadecua-
da para efectuar por sí sola el trabajo desde la su-
perficie hasta la profundidad y sería necesaria la
instalación de una o más estaciones intermedias. Si
consideramos que la obra que se propone es puramente
de exploración, y que la cantidad de agua es relativa-
mente pequeña, y también que la diferencia entre em-
puje y bombas y bombas contra tonelas, pues la ca-
pacidad del malacate sería casi la misma en ambos ca-

sos, pues aun usando bombas sería necesario usar el tiro para bajar gente y materiales, entonces el costo de los toneles es mucho menor que el de tubería solamente.

Decidiendo pues el uso de toneles y considerando un período razonable de tiempo, el problema se reduce a calcular la potencia del malacate necesario, así como sus accesorios; cable, horca, tamaño de los toneles, etc. con los siguientes datos:

Vamos a suponer una extracción diaria de 150 m^3 .

El desague se hará en el tiempo siguiente: $\frac{5\ 000}{150} = 33$ días.

Corrigiendo por el agua que entre en ese tiempo:

$$0.005 \times 60 \times 24 \times 33 = 238 \text{ m}^3 ; \frac{5\ 238}{150} = \underline{35 \text{ días}}$$

ya que no es necesario hacer una segunda corrección.

Consistiendo toneles de 0.5 m^3 . de capacidad.

Profundidad media de extracción. (El tiro está inundado desde los 10 m. hasta los 620; pero el desague se hará hasta los 600 m.) 295 m.

Velocidad media de extracción 5 m/seg.

... pues aun cuando bombas seria necesario usar el tipo para bajar gente y materiales, entonces el costo de los tonetes es mucho menor que el de tuberia -
solamente.

Decidido pues el uso de tonetes y considerando un periodo razonable de tiempo, el problema se reduce a calcular la potencia del malacate necesario, así como sus accesorios: cables, horcas, tambores de los tonetes, etc. con los siguientes datos:
Vamos a suponer una extracción diaria de

150 m³.

El desgaste se hará en el tiempo siguiente:
tes: $\frac{5000}{150} = 33 \text{ días.}$

Corrigiendo por el agua que entra en ese tiempo:

$$0.005 \times 60 \times 24 \times 33 = 238 \text{ m}^3; \frac{238}{150} = 35 \text{ días.}$$

ya que no es necesario hacer una segunda corrección. Constatando tonetes de 0.5 m³. de capacidad.

Profundidad media de extracción. (El tipo de esta inundación desde los 10 m. hasta los 60; pero el desgaste se hará hasta los 600 m.) 295 m.

Velocidad media de extracción 5 m/seg.

Tiempo de carga 30 seg. Tiempo de descarga 30 seg.

Altura de la horca: 7 m.

Tiempo por viaje: $\frac{295}{5} = 59 \text{ seg.} + 30 + 30 = 119 \text{ seg} \doteq 2$
min.

Número de viajes por día necesarios para extraer 150
m³ de agua: $\frac{150}{0.5} = \underline{300 \text{ viajes.}}$

Si se va a trabajar con un malacate semi-compensado, es decir, a 2 puntas, el tiempo diario de trabajo será:

$$300 \times 2 = 600 \text{ min.} = \underline{10 \text{ hs.}} \text{ efectivas.}$$

CALCULO DEL CABLE NECESARIO. (Peele. I vol.p.12-22)

Peso del tonel, unos 300 Kg.

Esfuerzo máximo del cable en la polea de la horca y en el caso de extraer el tonel lleno del fondo del tiro, con una sola punta:

$$P = S_r + w + wl + a \left(\frac{w + wl}{g} \right)$$

En donde: S_r = esfuerzo debido a la flexión en la polea.

w = peso del tonel + agua.

wl = peso propio del cable x longitud

Tiempo de carga 30 seg.. Tiempo de descarga 30 seg.

Altura de la horca: 7 m.

Tiempo por viaje: $\frac{205}{2} = 102.5 \text{ seg.} + 30 + 30 = 162.5 \text{ seg.} \approx 2 \text{ min.}$

Número de viajes por día necesarios para extraer 150

$$m^3 \text{ de agua: } \frac{150}{0.5} = 300 \text{ viajes.}$$

Si se va a trabajar con un malacate semi-compensado, es decir, a 2 puentes, el tiempo diario de trabajo será:

$$300 \times 2 = 600 \text{ min.} = 10 \text{ hs. efectivas.}$$

CALCULO DEL CABLE NECESARIO. (Peque. I vol. p. 13-22)

Peso del tonel, unos 300 kg.

Esfuerzo máximo del cable en la polea de la horca y en el caso de extraer el tonel lleno del fondo del tiro, con una sola punta:

$$P = S_T + w + w_1 + s \left(\frac{w + w_1}{g} \right)$$

En donde: S_T = esfuerzo debido a la flexión en la polea.
w = peso del tonel + agua.

w_1 = peso propio del cable x longitud

a $\left(\frac{w + w_1}{g}\right)$ = incremento de carga debida a la
aceleración que supondremos.

$$a = 1 \text{ m/seg.}^2$$

Entonces, si empezamos por suponer un cable de $\frac{1}{2}$ " Plow Steel cuyas características son:

$$w = 0.40 \text{ lb/pie} = 0.590 \text{ gr/m.}$$

Esfuerzo de ruptura 9.4 ton. de 2 000 lb. = 8.5 ton.met.

Si tenemos una polea cuya relación de diámetro con respecto al cable sea 80, será de 3.5' y producirá un esfuerzo en el cable.

$$S_r = 640 \text{ lb.} = 280 \text{ kg.}$$

$$w = 500 + 300 = 800 \text{ kg.}$$

$$w_1 = 607 \times 0.590 = 358 \text{ kg.}$$

$$a \left(\frac{w + w_1}{g}\right) = 1 \left(\frac{800 + 358}{9.81}\right) = \frac{1158}{9.81} = 119 \text{ kg.}$$

$$P = 280 + 800 + 358 + 119 = 1557 \text{ ton.}$$

Tendremos un coeficiente de seguridad de

$$\frac{8500}{1557} = 5.4$$

que se puede considerar como suficiente para esta cla-

aceleración que suframos. $a = \frac{w}{g} + \frac{wl}{g}$ = incremento de carga debido a la

$$a = 1 \text{ m/seg.}^2$$

Entonces, si empesamos por arborar un cable de Waplow Steel cuyas características son:

$$w = 0.40 \text{ lb/pla} = 0.290 \text{ gr/m.}$$

Esfuerzo de ruptura 9.4 ton. de 2 000 lb. = 8.2 ton.met.

Si tenemos una polea cuya relación de diámetro con respecto al cable sea 80, será de 3.2 y producirá un esfuerzo en el cable.

$$S_1 = 640 \text{ lb.} = 280 \text{ kg.}$$

$$w = 200 + 200 = 800 \text{ kg.}$$

$$wl = 607 \times 0.290 = 358 \text{ kg.}$$

$$a = \left(\frac{w}{g} + \frac{wl}{g} \right) \cdot 1 \left(\frac{800 + 358}{9.81} \right) = \frac{1.158}{9.81} = 119 \text{ kg.}$$

$$P = 280 + 800 + 358 + 119 = 1.557 \text{ ton.}$$

Tendremos un coeficiente de seguridad de

$$\frac{8.200}{1.557} = 5.4$$

que se puede considerar como suficiente para este caso

se de trabajo y entonces se adoptaría este cable de $\frac{1}{2}$ ".

La energía del malacate calculada al principio a "grosso modo" será el número de

$$\frac{\text{kg} \times \text{vel.}}{75} = \text{HP.}$$

Descontando el peso total 1 557 kg. el esfuerzo de flexión 280 kg.

$$1 \frac{277 \times 5}{75} = 85 \text{ HP}$$

Si consideramos el método de la raíz media cuadrada para un motor de inducción de corriente alterna, con períodos de aceleración y retardación - de 10 seg. y para checar.

$$\text{HP} = \sqrt{\frac{A^2 \times t_a + \frac{B^2 + C^2 + Bc \times t_s}{3} + O^2 \times t_b}{\frac{t_a}{2} + t_s + \frac{t_b}{2} + \frac{t_o}{4}}}$$

Sin incluir aquí todo el desarrollo de los cálculos ver (Peele. I vol. p. 12-32)

$$\begin{aligned} \text{H.P.} &= \sqrt{\frac{135200 + \frac{9000 + 625 + 2430}{3} \times 30 + 360 \times 10}{5 + 30 + 5}} \\ &= \sqrt{6500} = \underline{81 \text{ H.P.}} \end{aligned}$$

de de trabajo y entonces se adoptaría este cable de
"B".

La energía del muelle calculada en --
principio a "grueso modo" será el número de

$$\frac{kg \times vel.}{75} = HP.$$

Descontando el peso total 1 527 kg. el esfuerzo de
flexión 280 kg.

$$\frac{1\ 527 \times 5}{75} = 82\ HP$$

Si consideramos el método de la raíz me-
dia cuadrada para un motor de inducción de corriente
alterna, con períodos de aceleración y retardo de
de 10 seg. y para chequear.

$$HP = \frac{A^2 \times t_a + B^2 + C^2 + D^2 \times t_b + E^2 \times t_c}{\frac{t_a}{2} + t_b + t_c + \frac{t_d}{2}}$$

sin incluir aquí todo el desarrollo de
los cálculos ver (Pepele. I vol. p. 12-32)

$$H.P. = \frac{\sqrt{13200 + \frac{3000 + 625 + 2430}{3} \times 30 + 360 \times 10}}{2 + 30 + 2}$$

$$= \sqrt{6\ 200} = 81\ H.P.$$

Si le damos un margen de 20% para el caso de sobre cargas:

$$81 \times 0.20 = 16.2; \quad 81 + 16.2 = 97.2$$

En números redondos con un motor de 100 HP. se puede hacer el trabajo.

La horca sería de madera por ser de fácil construcción y bajo costo y por el carácter más o menos provisional y aleatorio del trabajo.

Trataré de hacer una estimación del costo que resultaría para el desagüe:

Malacate y motor de 100 HP.	\$ 18 000
(incluyendo instalación y cimientos)	
Horca de madera de 7 m. de altura	" 9 000
(material y mano de obra)	
Cable de 1/2" para el malacate	" 3 930
(1500 m. a Dll. 0.16 pie)	
Cable de 3/8" para guías	" 2 770
(1300 m. a Dll. 0.13 pie)	
Dos toneles tipo "Glennie"	" 400
Energía a \$200.00 caballo año	
$\frac{200}{365} \times 35 \times 100 = 1920$	" 1 920
Mano de obra malacateros y gente que atiende el servicio;	
2 malacateros a \$ 8.00 c.u. en 35 días	" 560
4 peones a \$3.00 c.u. en 35 días	" 420
	<u>\$ 37 000</u>
Instalaciones eléctricas, acondicionamiento del tiro e imprevistos 30%	" 11 100
	<u>\$ 48 100</u>
TOTAL:	=====

Si se danos un margen de 20% para el caso de sobrecargas:

$$81 \times 0.20 = 16.2; \quad 81 + 16.2 = 97.2$$

En números redondos con un motor de 100 HP. se puede hacer el trabajo.

La hora sería de madera por ser de fácil construcción y bajo costo y por el carácter más o menos provisional y aleatorio del trabajo.

Trataré de hacer una estimación del costo que resultaría para el desarrollo:

Malacate y motor de 100 HP.	\$ 18 000	(incluyendo instalación y cimentación)
Horas de madera de 7 m. de altura	2 000 "	(material y mano de obra)
Cable de 3/8" para el malacate	3 250 "	(1500 m. a Df. 0.16 pie)
Cable de 5/8" para guías	2 770 "	(1300 m. a Df. 0.13 pie)
Dos toneles tipo "Glenzie"	400 "	
Energía a \$200.00 caballo año		
$\frac{200}{30} \times 35 \times 100 = 1920$	1 920 "	
Mano de obra malacates y gente que atiende el servicio:		
2 malacates a \$ 8.00 c.u. en 35 días	560 "	
4 peones a \$3.00 c.u. en 35 días	420 "	
<hr/>	\$ 27 000	
Instalaciones eléctricas, acondicionamiento de del tiro e imprentas 30%	\$ 11 100	
<hr/>	\$ 48 100	
<hr/>	TOTAL:	

En el problema anterior se ha procedido a calcular el equipo necesario, habiendo supuesto una capacidad de extracción o sea un límite de tiempo para el desagüe y en forma similar se resolverá el siguiente punto o sea el desagüe de Valenciana, suponiendo un término de un año y medio; el tiempo que se tardaría en hacer las obras de desarrollo en Nueva Luz sería de unos dos años y se tendría entonces seis meses para el ahonde del tiro de Valenciana y acondicionamiento de la mina.

Cantidad de agua total a extraer:

1.000,000 m³ almacenados en la mina.

Agua que entra por infiltraciones a razón de 60 H/min

$$0.060 \times 60 \times 24 \times 548 = 47\,500 \text{ m}^3$$

TOTAL 1.047,500 m³.

Cantidad de agua que habrá que extraer por día:

$$\frac{1\,047\,500}{548} = 1\,920 \text{ m}^3$$

Para esta cantidad de agua probablemente ya no serían económicos los toneles, puesto que ahora representarían el costo de un equipo de extracción de cerca de

En el problema anterior se ha procedido a
 calcular el equipo necesario, habiendo supuesto una
 capacidad de extracción o sea un límite de tiempo pa-
 ra el desgaste y en forma similar se resolverá el si-
 guiente punto o sea el desgaste de Valenciana, supo-
 niendo un término de un año y medio; el tiempo que se
 tardaría en hacer las obras de desarrollo en Nueva
 Luz sería de unos dos años y se tendría entonces seis
 meses para el aborde del tiro de Valenciana y acondi-
 cionamiento de la mina.

Cantidad de agua total a extraer:

1.000.000 m³ almacenados en la mina.

Agua que entra por infiltraciones a razón de 60 H/min

0.060 x 60 x 24 x 248 = 47.500 m³

TOTAL 1.047.500 m³.

Cantidad de agua que habrá que extraer por

día:

$$\frac{1.047.500}{248} = 4.223 \text{ m}^3$$

Para esta cantidad de agua probablemente ya no serían
 económicos los toneles, puesto que ahora representa-
 rían el costo de un equipo de extracción de cerca de

2 000 ton. diarias, que representaría una inversión mayor que un equipo de bombeo, aun en el caso de que las exploraciones en Nueva Luz fueran favorables y se decidieran las instalaciones para extraer 1 000 ton. diarias y aprovecharlas para el desagüe, el tiempo sería un poco más de tres años lo que no sería conveniente para el aprovechamiento inmediato de los minerales, pues todavía habrá la necesidad de ahondar el tiro 100 m. más.

Decidiendo por un equipo de bombas, ya que en la actualidad se puede disponer de una gran variedad de tipos con capacidades muy grandes y de costo relativamente bajo, se considerará lo siguiente:

El agua se encuentra actualmente desde los 120 m. del brocal del tiro General de Valenciana y los labrados de ésta, casi uniformemente distribuidos a los lados (el tiro está casi al centro) y se puede considerar que con pocas variaciones la cantidad de agua a extraer será más o menos la misma a cualquiera altura desde los 120 a los 514 m. del tiro.

En estas condiciones el problema se puede abordar de la siguiente manera:

Mientras se hiciera la instalación del malacate y horca para 1 000 ton. diarias, se pondría un

2 000 ton. diarias, que representaría una inversión mayor que un equipo de bombas, aun en el caso de que las explotaciones en Nueva Luz fueran favorables y se decidieran las instalaciones para extraer 1 000 ton. diarias y aprovecharlas para el desgaste, el tiempo sería un poco más de tres años lo que no sería conveniente para el aprovechamiento inmediato de los minerales, pues todavía habría la necesidad de abandonar el tiro 100 m. más.

Decidiendo por un equipo de bombas, ya que en la actualidad se puede disponer de una gran variedad de tipos con capacidades muy grandes y de costo relativamente bajo, se considerará lo siguiente:

El agua se encuentra actualmente desde los 120 m. del brocal del tiro General de Valencia y los lavados de ésta, casi uniformemente distribuidos a los lados (el tiro está casi al centro) y se puede considerar que con pocas variaciones la cantidad de agua a extraer será más o menos la misma en cualquiera situación desde los 120 a los 214 m. del tiro.

En estas condiciones el problema se puede abordar de la siguiente manera:

Mientras se hiciera la instalación del motor y horas para 1 000 ton. diarias, se pondría un

malacate provisional con horca de madera, similar al de Nueva Luz (100 HP.) para el manejo de las bombas y materiales y acondicionamiento del tiro.

Si se considera el gran adelanto alcanzado en la construcción de bombas centrífugas, que ocupando un reducido espacio son capaces de manejar --- grandes cantidades de agua, con una eficiencia que casi alcanza a las reciprocantes dentro de ciertos límites de altura de bombeo (unos 200 m.) y representan un costo inicial y de operación menor que las de émbolo, se resolverá el problema considerando bombas centrífugas.

Si se buscara una bomba capaz de efectuar el desagüe desde los 120 m. hasta los 513 m., la gran variación de altura haría que resultara inadecuada, pues la eficiencia está en función de la carga. Se tiene que instalar estaciones de bombeo y el agua se irá bajando con una bomba de ahonde; la distancia a que se coloquen las estaciones (número de ellas) depende de la altura a que pueda elevar el agua la bomba de ahonde que se adopte.

Para escoger el tipo de bomba se reducirán las unidades al sistema inglés, pues así es como vienen las especificaciones de las bombas en el mercado, se tiene un gasto diario a extraer:

mafacate provisionales con horas de trabajo, similar al
de Nueva Lina (100 HP.) para el manejo de las bombas
y materiales y acondicionamiento del tiro.

Si se considera el gran abastecimiento
de en la construcción de bombas centrífugas, que con
tanto un reducido espacio son capaces de manejar
grandes cantidades de agua, con una eficiencia que
casi alcanza a las reciprocantes dentro de ciertos
límites de altura de bombas (unos 200 m.) y representan
tan un costo inicial y de operación menor que las de
émbolo, se resolverá el problema considerando bombas
centrífugas.

Si se buscara una bomba capaz de elevar
el agua desde los 120 m. hasta los 215 m., la gran
variación de altura haría que resultara inadecuada,
pues la eficiencia cae en función de la carga. Se
tiene que instalar estaciones de bombas y el agua se
irá bajando con una bomba de sonda; la distancia a
que se colocan las estaciones (número de ellas) de-
pende de la altura a que pueda elevar el agua la bom-
ba de sonda que se adopte.

Para escoger el tipo de bomba se reduci-
rán las unidades al sistema inglés, pues así es como
vienen las especificaciones de las bombas en el merca-
do, se tiene un gasto diario a extraer:

$$\frac{1\ 047\ 500\ 000}{548 \times 24 \times 60} = 1\ 330\ \text{lts/min.} = 350\ \text{g.p.m.}$$

Altura del agua del brocal del tiro 120 m. = 395 pies

Profundidad del tiro desde el brocal
513 m. = 1 690 pies

Por ejemplo:

Una bomba "Cameron" vertical de ahonde de dos pasos, acoplada directamente a un motor de 200 HP, 1 750 g.p.m. tiene una capacidad de 900 g.p.m. contra una carga neta de 500'.

Si se concede que se tengan pérdidas de tiempo de un 30% por descenso de la bomba y cambio de tubería, la capacidad real a extraer sería:

$$\frac{350}{0.70} = 500\ \text{g.p.m. (tubería de 6")}$$

Entonces con esta bomba se puede hacer el desagüe, - digamos hasta los 500' en donde quedaría la primera estación, a los 1 000' la segunda y a los 1 500' la tercera, en los restantes 190' el agua sería llevada por la bomba de ahonde hasta esta tercera estación - que aunque quedaría algo elevada del fondo del tiro, estaría en condiciones de servir otra futura estación (500' más abajo), al seguirse el ahonde del tiro y - poder manejar en un momento dado el agua que pudiera estar "entrampada".

$$\frac{1.047.500 \text{ 000}}{248 \times 24 \times 60} = 1.330 \text{ lts/min.} = 350 \text{ g.p.m.}$$

Profundidad del tiro desde el brocal 213 m. = 1 690 pies
 Altura del agua del brocal del tiro 120 m. = 395 pies

Por ejemplo:

Una bomba "Gameron" vertical de sonda de dos pasos, acoplada directamente a un motor de 200 HP, 1 750 g.p.m. tiene una capacidad de 900 g.p.m. contra una carga neta de 200'.

Si se concede que se tengan pérdidas de tiempo de un 30% por descensos de la bomba y cambio de tubería, la capacidad real a extraer sería:

$$\frac{350}{0.70} = 500 \text{ g.p.m. (tubería de 6")}$$

Entonces con esta bomba se puede hacer el diseño, digamos hasta los 500' en donde quedaría la primera estación, a los 1 000' la segunda y a los 1 500' la tercera, en los restantes 190' el agua sería llevada por la bomba de sonda hasta esta tercera estación - que aunque quedaría algo elevada del fondo del tiro, estaría en condiciones de servir otra futura estación (500' más abajo), al seguirse el sonda del tiro y poder mantener en un momento dado el agua que pudiera estar "entrapada".

Las estaciones deberán tener también una capacidad de 500 g.p.m. para poder manejar el agua - enviada por la bomba de ahonde.

La "Allis Chalmers" fabrica una bomba ti po "M" de paso múltiple, de capacidad de 500 g.p.m. contra cargas hasta de 600', motor de 85 HP., considerando la pérdida de carga por fricción en la tubería, ésta daría el servicio requerido.

En el caso de que las exploraciones en - Nueva Luz ameritaran un desagüe más rápido instalando otras unidades de bombas, duplicando las primeras en capacidad el tiempo de desagüe se vería reducido a la mitad.

México, D. F., septiembre de 1943.

Mario Veytia.

MV/lma.

Las estaciones deberán tener también una capacidad de 500 g.p.m. para poder manejar el agua - enviada por la bomba de shonde.

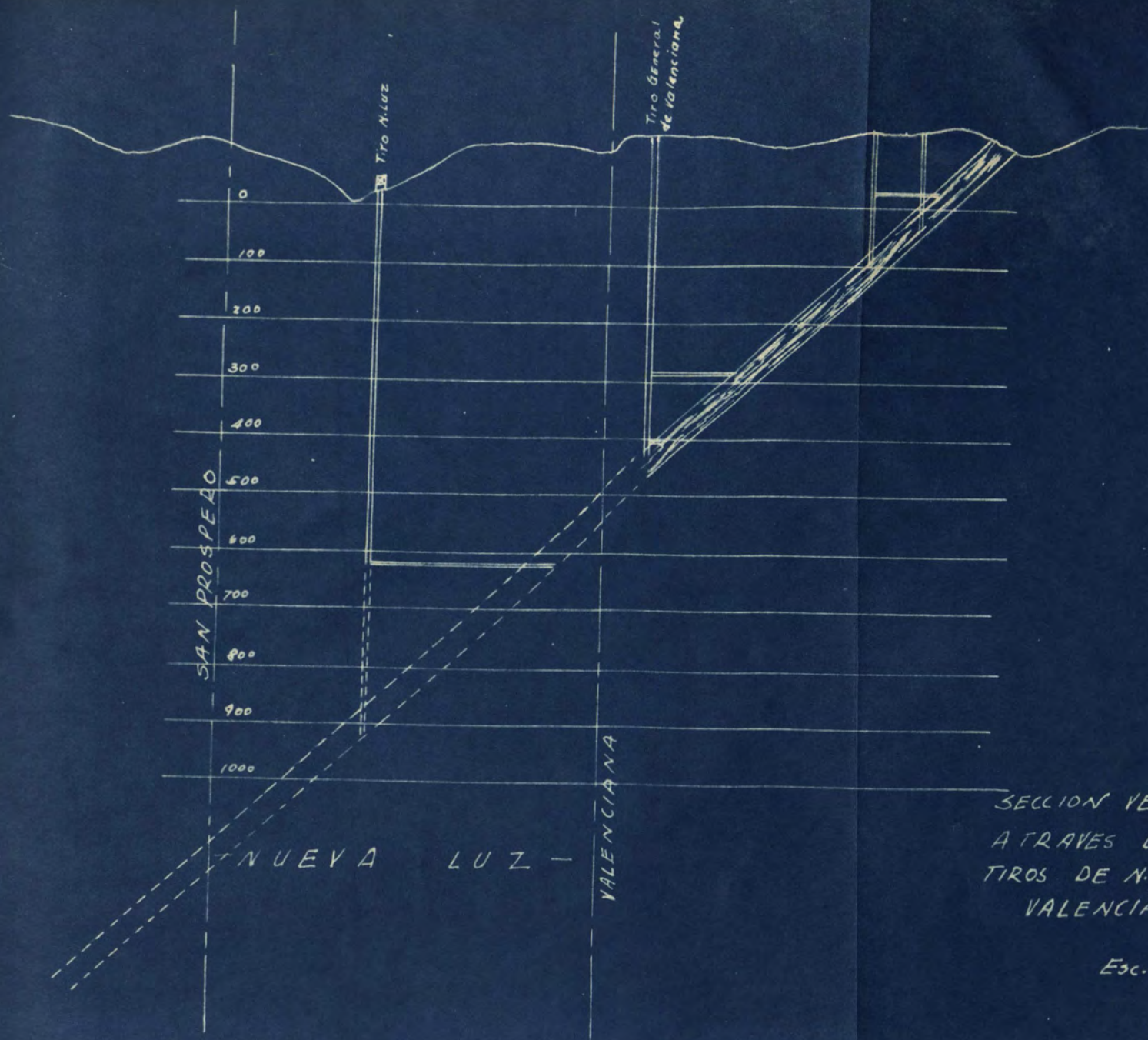
La "Allis Chalmers" fabrica una bomba tipo "M" de paso múltiple, de capacidad de 500 g.p.m. contra cargas hasta de 600', motor de 85 HP., consiguiendo la pérdida de carga por fricción en la tubería, ésta daría el servicio requerido.

En el caso de que las exploraciones en Nueva Luz ameritaran un desague más rápido instalando de otras unidades de bombas, duplicando las primeras en capacidad el tiempo de desague se vería reducido a la mitad.

México, D. F., septiembre de 1943.

Mario Veytia.

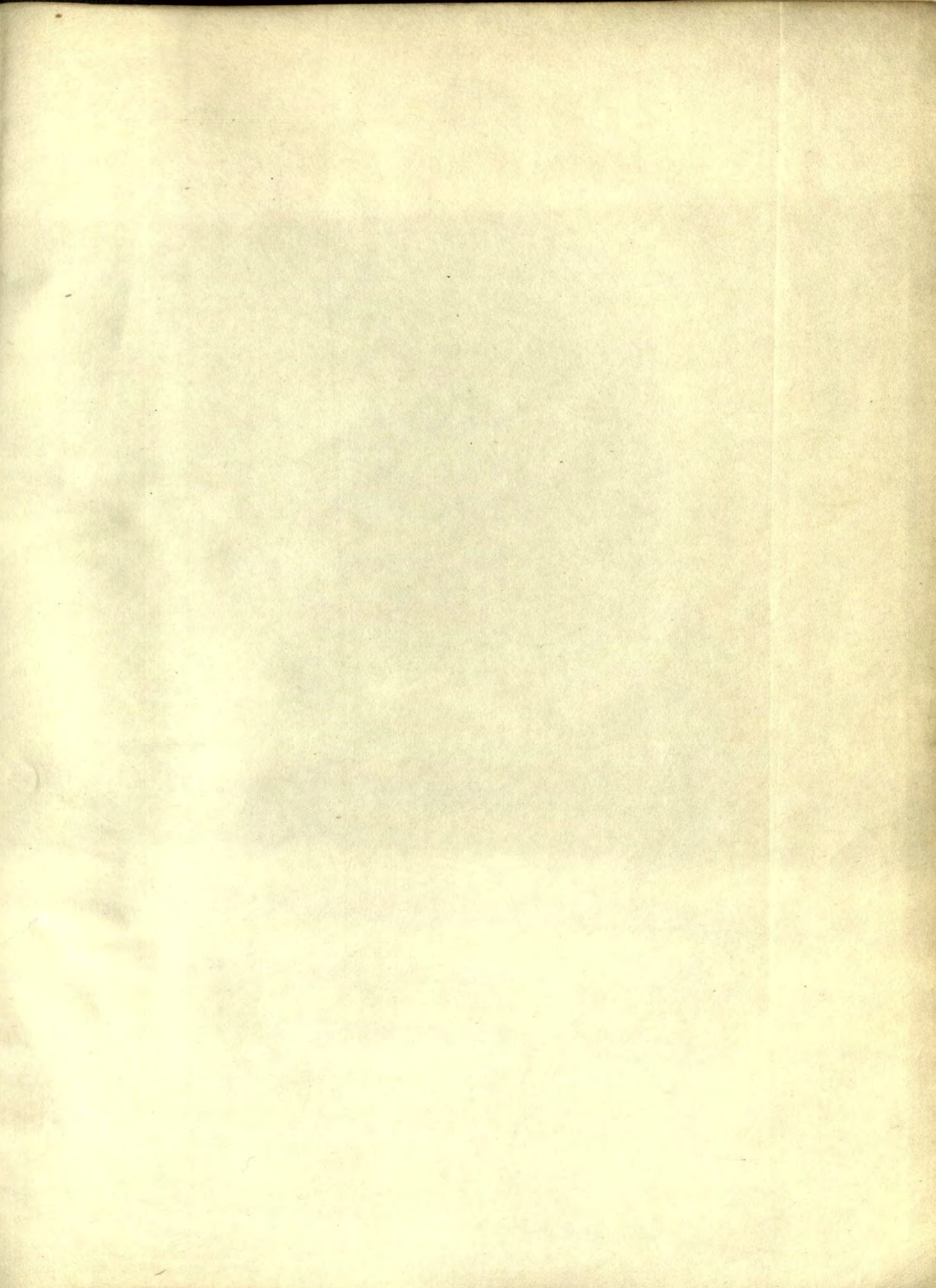
MV/lms.



SECCION VERTICAL
A TRAVES DE LOS
TIROS DE N. LUZ Y
VALENCIANA

Esc. 1:10,000

The Mineral Development Co.



FECHA DE DEVOLUCION

El lector se obliga a devolver este libro
antes del vencimiento de préstamo señala-
do por el último sello.



