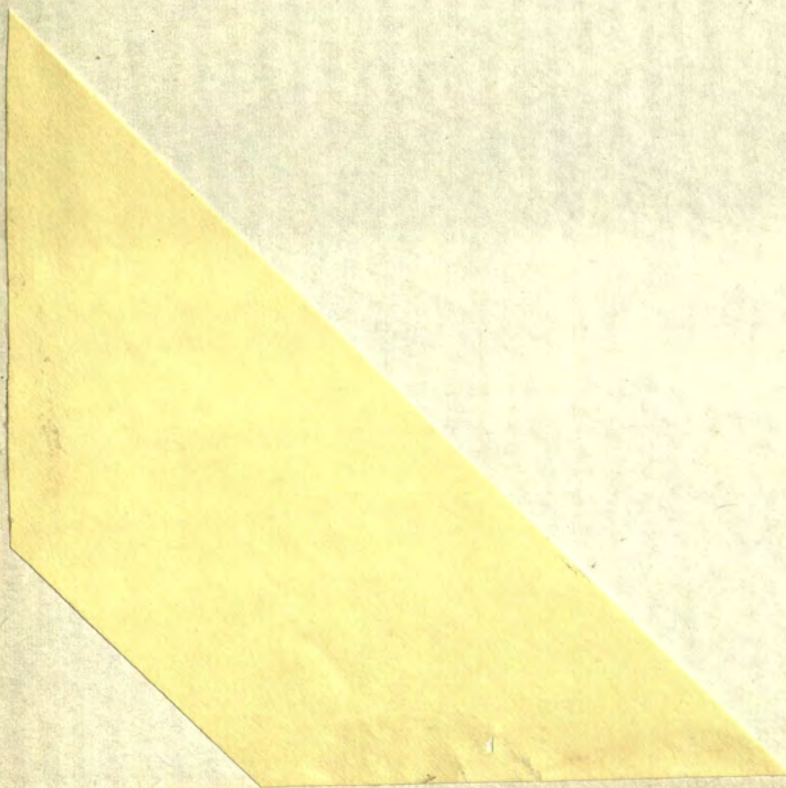




98

TESIS-BCCT

UNAM





INSTITUTO DE GEOLOGIA
BIBLIOTECA

I-105
98

01.30.1944

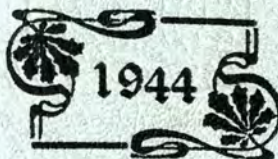
Universidad Nacional Autónoma
de México

Escuela Nacional de Ingenieros

TESIS
PARA INGENIERO DE MINAS Y
METALURGISTA



Germán García Lozano B.



(350)
d

110

CLASIF. GLG 944 II
ADQUIS. 105
FECHA _____
PROCED. _____

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO
ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS

...oooOOooo...

Desarrollo de los problemas que para su Tesis y
Examen Profesional de

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

fueron propuestos al alumno

GERMAN GARCIA LOZANO B.

MEXICO, D.F.

Diciembre de 1944.

...oooOOooo...

UNIVERSIDAD NACIONAL AUTÓNOMA DE MÉXICO

ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS

.....

420 (350)

Ga8d

Descripción de los problemas para su tesis y

Examen Profesional de

INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA

en sus trabajos de tesis

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA

Diciembre de 1944

MEXICO, D.F.

.....

A MIS PADRES:

Sr. Ing. GERMAN GARCIA LOZANO y
Sra. CONSUELO B. DE GARCIA LOZANO,
NO, a quienes con su cariño y -
empeño, debo el haber terminado
mis Estudios.

A HIS P. 1238

Dr. Jno. Garcia Lopez y
Sr. Consuelo B. de Garcia Lopez
No. 2 quince con su correo y
empeso, dopo el haber terminado
mis Estudios

Al Pasante señor Germán García Lozano.
P r e s e n t e.

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

"El señor Germán García Lozano, trabaja en la actualidad con la Compañía Minera "La Fortuna S.A. de C.V.", - que desarrolle sus trabajos en el lugar denominado Tezicapan Municipio de Zaculapan del Edo. de México.

Se explota un grupo de pequeñas minas que abastecen de mineral a la Planta de Concentración por Flotación - propiedad de la misma Empresa y cuya capacidad es de 100 toneladas diarias. Por lo tanto, propongo que el referido señor García Lozano, presente como tesis para su Examen Profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista, el desarrollo de los siguientes problemas:-

1o.- ~~Estudio Geológico-Minero de la región Sur - del Distrito de Zaculapan, Méx., y especialmente de los criaderos que explota la Cía. Minera "La Fortuna S.A. de C.V."~~

2o.- Proyecto de obras de exploración para crear reservas minerales que no existen en la actualidad, determinando los costos unitarios de las obras propuestas.

3o.- Sistemas de explotación apropiados para los criaderos estudiados, determinando los costos en cada caso.

4o.- Estudio del tratamiento metalúrgico y en particular de la conveniencia de concentrar separadamente o en mezclas, los minerales de las diferentes minas de la Empresa.

Ruego a usted que tome nota del contenido de la Circular que me permito enviarle adjunta al presente, con el fin de que cumpla con el requisito que ella alude, indispensable para sustentar su Examen Profesional.

Atentamente.

"POR MI RAZA HABLARÁ EL ESPIRITU"

###

ESCUELA NACIONAL DE INGENIEROS
DIRECCION
NUM. 731 - 1225
EXP. NUM. 731/212/21

En presente señor Germán García Lozano.
P r e s e n t e

En atención a la solicitud relativa a la expedición de un título de Ingeniero en Minas que otorgado por esta Dirección, propuso el señor profesor ingeniero David Contreras C., para que se desarrollara como tesis en su examen profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista.

"El señor Germán García Lozano, trabaja en la actualidad con la Compañía Minera "La Fortuna S.A. de C.V.", de las actividades que se encuentran en el lugar denominado Tesicó del Municipio de Escuintla del Estado de México.

Se expone un grupo de pedregales mineros que se encuentran en la zona de concentración por explotación de propiedad de la misma Empresa y cuya capacidad es de 100 toneladas diarias. Por lo tanto, propuso que el trabajo se hiciera por el señor García Lozano, para que en su Examen Profesional de Ingeniero de Minas y Metalurgista, el desarrollo de los estudios se hiciera de la siguiente manera:

1.- Estudio Geológico-Minero de la región Sur del Distrito de Escuintla, México, y especialmente de las zonas que existen en el Municipio "La Fortuna S.A. de C.V."

2.- Proyecto de obras de explotación para crear reservas mineras que no existen en la actualidad, determinando los costos unitarios de las obras propuestas.

3.- Sistema de explotación propuesto para las actividades estudiadas, determinando los costos en cada caso.

4.- Estudio del tratamiento metalúrgico y en particular de la conveniencia de convertir el residuo de las actividades mineras de la zona en un producto comercializable.

Después de haberse leído el contenido de la Circular que me permite emitir el presente, con el fin de que el señor García Lozano que vive en la ciudad de Escuintla, pueda presentar su Examen Profesional.

Atentamente,

"POR MI SEÑOR DIRECTOR EN ESPERITA"

###

México, D.F., a 16 de agosto de 1944.

EL DIRECTOR.

Ing. Pedro Martínez Tornel.

Circular Anexa.

PMT/TB/mr.

México, D.F., 15 de Agosto de 1944.

EL DIRECTOR.

Ingeniero Pedro Martínez Torrealba

CITACION DE TEXOS

PRT/TR/ME.

PRIMER PROBLEMA.

Introducción.

Aunque teniendo una naturaleza muy diferente, debido a que las condiciones geológicas así lo favorecen, el plomo y el zinc se encuentran, por lo general, juntos. Se puede decir que la producción entera del mundo proviene de yacimientos en los que se encuentra la asociación de sulfuros galena y esfalerita, o sus productos de oxidación. Además, es muy común encontrar estos minerales acompañados de sulfuros de plata y cobre. En las minas que explota la Compañía Minera "LA FORTUNA Y ANEXAS", S.A. de C.V., los valores consisten principalmente en plata, plomo y zinc, presentándose éstos como sulfuros.

HISTORIA.- El plomo ya era conocido desde los principios de la Historia. Estamos seguros que los Romanos lo conocían y lo usaban, como lo prueban los tubos de plomo encontrados en las ruinas de Pompeya. Los chinos ya usaban el plomo, como monedas, en el año 2000 A.J. Yacimientos antiguos de plomo, plata y zinc fueron trabajados en los países del Mediterráneo, India, Persia, China y Arabia. Los famosos yacimientos Laurium de Grecia fueron trabajados en 1200 A.J. Los antiguos usaban el plomo para ornato, monedas, soldadura, bronce, vasos y tubos. Posteriormente fué explotado extensivamente en España, Grecia, Los Pirineos y Silesia.

El zinc fué descubierto como metal hasta 1520, pero ya anteriormente se habían encontrado brazaletes con relenos de zinc en las ruinas de Cameros, destruidas en 500 A.J. Los Griegos y los Romanos, sin saberlo, ya lo usaban pa-

PRIMER PROBLEMA

Introducción

...ninguna teniendo una naturaleza muy diferente, debido a que las condiciones geológicas así lo favorecen, el plomo y el zinc se encuentran, por lo general, juntos. Se puede decir que la producción mayor del mundo proviene de yacimientos en los que se encuentran la asociación de sulfuros de plomo y zinc, o sus productos de oxidación. Además, se muy común encontrar estos minerales acompañados de sulfuros de plata y cobre. En las minas que explota la Compañía Minera "LA FORTUNA Y ALTA", S.A., de Q.V., los valores encontrados principalmente en plata, plomo y zinc, presentándose éstos como sulfuros.

Historia. El plomo ya era conocido desde los primeros siglos de la historia. Bastaba seguir por los ríos lo corriente y se usaban, como se preparan los tubos de plomo en los hornos en las ruinas de Pompeya. Los chinos ya usaban el plomo, como moneda, en el año 2000 A.D. Yacimientos antiguos de plomo, plata y zinc fueron descubiertos en los países del Mediterráneo, India, Persia, China y Arabia. Los romanos descubrieron la Grecia fueron descubiertos en 1300 A.D. Los antiguos usaban el plomo para ornatos, monedas, etc. Los procesos, vasos y tubos. Posteriormente fue explotado de extensamente en España, Grecia, las Filipinas y Silesia. El zinc fue descubierto como metal hasta 1520, pero ya anteriormente se había encontrado en las minas con sulfuros de zinc en las ruinas de Gormos, destruidas en 500 A.D. Los griegos y los romanos, sin embargo, ya lo usaban para

ra fabricar latón, pues encontraron que el cobre fundido con esmitsonita resultaba en un metal más amarillo que el bronce. En el siglo XVI el zinc fué introducido en Europa proveniente de la India y de China, y la explotación de los yacimientos Europeos empezó en 1740. En las Américas el plomo fué explotado por los españoles primero en Bolivia y Perú.

Mineral de Zacualpan.- Al transcurrir el año de 1571, unos caminantes al ir de Sultepec a Taxco, hicieron fuego en un lugar llamado Capula y al remover las cenizas descubrieron un yacimiento argentífero; más tarde, se llamó la Antigua Capula, llamándose actualmente La Providencia. Unos años después empezó a trabajar la mina "El Tinguillo". Estos trabajos se hicieron a tajo abierto, pudiéndose ver todavía las excavaciones que indican las obras mineras primitivas en esa región.

Posteriormente se abrieron nuevas minas y se hicieron trabajos de exploración y explotación en: La Canal, Carboncillo, el Socavón, San Diego, San Miguel, Mina Guadalupe, El Alacrán, San Fernando, Montecarlo, Chontalpan, etc.

Minas de la Cía. Minera "La Fortuna y Anexas", S. de C.V.- Actualmente la Cía. La Fortuna está trabajando cuatro minas que son:- San Antonio, El Moro, Sta. Inés y El Moral. La mina San Antonio hace mucho tiempo que es conocida y se ven en la actualidad obras superficiales a tajo abierto, de poca profundidad, y que, a decir de los vecinos, fueron las primeras en trabajarse habiéndose halla

no fabricar latón, pues encarecerían el coste fundido
con bastante resultado en un metal más barato que el
bronce. En el año XVI el zinc fue introducido en Europa
proveniente de la India y de China, y la explotación de
las vetas de Europa empezó en 1740. En las Américas
el plomo fue explotado por los españoles primero en Bolivia
y Perú.

Historia de la explotación de las vetas de zinc
1871, unas compañías en el Sur de Texas, hicieron
fuego en un lugar llamado Capula y al remover las vetas
descubrieron un yacimiento argentífero; más tarde, se les
dio el nombre de Capula, llamándose comúnmente la Providencia.
Una vez descubierta empezó a trabajar la mina "El Tio"
"Guilfo". Estas vetas se hicieron a todo el mundo, produciendo
unos vez cobaltos las excavaciones que hicieron las obras
mineras primitivas en esa región.

Posteriormente se abrieron nuevas minas y se hizo
con trabajos de explotación y explotación en la zona de
Carbonatillo, el Socorro, San Diego, San Miguel, San Juan,
Salpique, El Alcarán, San Fernando, Montebello, Chontalpan,
etc.

Historia de la explotación de las vetas de zinc
de C.V. - Comenzando la explotación de las vetas de zinc
cuatro minas que son: San Antonio, El Moro, San Juan y
El Moro. La mina San Antonio hace mucho tiempo que se explota
y se ven en ella vetas de cobre argentíferas a 20
metros de profundidad, y que, a pesar de los años
que han pasado, fueron las primeras que se explotaron en las
Américas.

do pequeños clavos suríferos bastante ricos. Hace como 90 o 100 años que un señor Cleofas Sotelo empezó a colar el soca¹ vón de San Antonio y trabajó durante algún tiempo la mina.- Posteriormente el dueño fué un señor Bernardino Castañeda - que no trabajó la mina y la tuvo en su poder hasta que se la vendió al Ing. Luis Levis quien la estuvo trabajando hasta la época de la Revolución en que la tuvo que abandonar.- Al terminar la Revolución fué denunciada por el Sr. Leopoldo Bustos quien la conservó y trabajó hasta fines de 1942,- fecha en que la vendió a la Cía. "La Fortuna".

La mina el Moro fué descubierta, como todas las minas de la región, hace muchos años, pero el que empezó a -- trabajarla a mayor escala fué el Sr. Melesio Ocampo por el año de 1780. Del Sr. Ocampo la mina pasó al poder de los -- Sres. Carlos Tregger y Rafael Galán quienes la trabajaron - hasta la Revolución. Después de la Revolución la mina estuvo en poder de los Sres. Gutiérrez y del Sr. Alberto Rellstab quienes la trabajaron hasta hace poco. Por razones que ignoro se quedaron solamente los Sres. Gutiérrez con la mina y a principios del año pasado se la vendieron a la Cía.- "La Fortuna".

La mina de Santa Inés fué trabajada, en forma, primitivamente por el Gral. Carlos Pacheco por el año de 1880. Después estuvo en poder de los Sres. Enrique Estrada y Margarito Rodríguez, y últimamente la tuvo trabajando el Ing.- Esquerro, quien a principios del presente año se la dejó a la Cía. "La Fortuna".

La mina El Moral la tuvo trabajando antes de la Revolución el Ing. Luis Levis, quien la abandonó. Después de-

de muchos otros auríferos paranas ricas. Hace como 90
 100 años que un señor Carlos García empezó a ceder el socio
 con de San Antonio y trabajó durante algún tiempo la mina
 Posteriormente el dueño fue un señor Bernardino Castañeda
 que no trabajó la mina y la tuvo en su poder hasta que se
 la vendió al Ing. Luis Leiva quien la estuvo trabajando hasta
 de la época de la revolución en que la tuvo que abandonar.
 Al terminar la revolución fue denunciada por el Sr. Leopoldo
 de Buenos quien la conservó y trabajó hasta fines de 1942.
 fecha en que la vendió a la Cía. "La Fortuna".

La mina el tipo fue descubierta, como todas las mi-
 nas de la región, hace muchos años, pero el que empezó a
 explotarla a mayor escala fue el Sr. Rafael Campo por el
 año de 1780. Del Sr. Campo la mina pasó al poder de los
 Sres. Carlos Tregor y Rafael Galán quienes la trabajaron
 hasta la revolución. Después de la revolución la mina cam-
 vo al poder de los Sres. Gutiérrez y del Sr. Alberto Rolón
 que durante la explotación trabajó poco. Por razones que
 ignora se quebró solamente los Sres. Gutiérrez con la mi-
 na y a principios del año pasado se la vendieron a la Cía.
 "La Fortuna".

La mina de San Luis fue trabajada, en forma par-
 ticularmente por el Sr. Carlos Pineda por el año de 1880.
 Después estuvo en poder de los Sres. Enrique Barredo y Her-
 nando Rodríguez, y últimamente la tuvo también el Ing.
 Eduardo Galán a principios del presente año se la dejó en
 la Cía. "La Fortuna".
 La mina El Dorado la trabajó antes de la re-
 volución el Ing. Luis Leiva, quien la abandonó. Después de

la Revolución la trabajó el Sr. Zenón Suárez habiéndola dejado caducar hace algunos años. Los Sres. Eliseo y Daniel Pérez la denunciaron para vendérsela a la Cía. "La Fortuna".

Las minas y la planta de beneficio de la Compañía se encuentran localizadas alrededor del pueblo de Tezicapán, - que se encuentra a 3 Kms. al Sur de Zacualpan. Esto hizo -- que las oficinas generales y habitaciones de los empleados - se instalaran en Tezicapán y nó en Zacualpan, aunque éste - es un pueblo mucho más importante que aquel.

Tezicapán cuenta en la actualidad con 1500 habitantes, dedicados principalmente a la minería y unos pocos que viven exclusivamente de la agricultura; pero como casi toda familia posee un pequeño terreno, en la época de siembra, - que se extiende desde principios de junio hasta fines de julio o principios de agosto, una gran parte de los mineros - se van a sembrar sus terrenos y se vuelve difícil conseguir bastante gente que trabaje en las minas.

Vías de comunicación.- El Municipio de Zacualpan se encuentra ligado por los caminos siguientes:-

Camino Toluca-Zacualpan.

Camino Taxco-Zacualpan.

El camino Toluca-Zacualpan tiene una longitud de 115 Kms., siendo de tierra en su totalidad, aunque tiene un tramo de unos 50 Kms. en la parte más próxima a Toluca, que se conserva bastante bien, aún en tiempo de aguas; el resto -- del camino se va descomponiendo más a medida que se acerca a Zacualpan, y el último tramo de 25 o 30 Kms., se vuelve - difícilmente transitable en tiempo de aguas.

La Revolución la trajo el Sr. General Suarez Pineda de
 - de donde se han salido algunas minas. Las minas de
 - "La Fortuna".
 - Las minas y el plantel de beneficios de la Compañía se
 - encuentran localizados alrededor del pueblo de Tezcuapán.
 - a una distancia de 3 Km. al Sur de Tezcuapán. Este plantel
 - que las oficinas generales y administrativas de las empresas
 - se encuentran en Tezcuapán y no en Zacualpan, cuando esto
 - es un pueblo mucho más importante que ahora.

Tezcuapán cuenta con la actividad con 1500 habitantes
 - las, dedicados principalmente a la minería y unas pocas que
 - viven exclusivamente de la agricultura; pero como casi toda
 - familia posee un pedregal terrero en la época de siembra
 - que se extiende desde principios de junio hasta fines de Ju
 - lio o principios de agosto, una gran parte de los mineros
 - se van a sembrar sus terrenos y es difícil conseguir
 - el estado general del trabajo en las minas.

Vías de comunicación. - El municipio de Zacualpan se

encuentra ligado por los caminos siguientes:

Camino Toluca-Zacualpan

Camino Taxco-Zacualpan

El camino Toluca-Zacualpan tiene una longitud de 115
 - Km., siendo de tierra en su totalidad, cuando tiene un ter
 - no de unos 50 Km. en la parte más próxima a Toluca, que se
 - construye bastante bien, aun en tiempo de lluvia; el resto
 - del camino es de terracería, más o menos que se reconstruye
 - a Zacualpan, y al mismo tiempo de 25 a 30 Km., se vuelve a
 - difícilmente transitable en tiempo de lluvias.

El camino llega también directamente a Tezicapán sin necesidad de pasar por Zacualpan. El recorrido puede hacerse, en 4 o 5 horas en tiempo de secas y en 6 a 7 horas en tiempo de lluvias. Esta vía es la que usa exclusivamente la Compañía, tanto para transportar los materiales a Tezicapán, como para sacar los concentrados producidos en la planta de beneficio.

El camino Taxco-Zacualpan es un camino de tierra que a caballo se recorre en 7 horas. En automóvil únicamente es transitable en tiempo de secas, haciéndose el recorrido en 4 horas.

Clima.- El clima es tropical de altura, bastante extremo, habiendo una sola estación de lluvias al año, en que la precipitación es abundante.

Geología.- La región de Zacualpan, donde se encuentran los criaderos que explota la Cía. "La Fortuna", se encuentra cubierta de una gruesa formación de andesita de piroxena que varía en grado de metamorfismo como puede apreciarse fácilmente por su textura esquistosa. En la región sur y suroeste de la zona estudiada, donde se encuentra la mina de San Antonio, no se nota metamorfismo alguno o éste es muy ligero; en cambio, al norte y noroeste, donde se encuentran las minas de Sta. Inés y El Moral, el metamorfismo es muy intenso, por lo que se puede decir que la roca varía localmente de la roca ígnea andesita de piroxena a la roca metamórfica esquisto andesítico, pasando por una andesita metamórfica.

El camino sigue también directamente a Toluca sin pasar
 al lado de San Juan por el camino. El recorrido puede hacerse
 en 6 horas en tiempo de seca y en 8 a 9 horas en tiempo
 de lluvias. Esta vía es la que se usa exclusivamente para
 transportar los minerales de Toluca
 como para sacar los concentrados producidos en la planta
 de beneficiación.

El camino Toluca-San Juan es un camino de tierra que
 se recorre en 7 horas. En algunos puntos el terreno es
 transitable en tiempo de seca, haciéndose el recorrido en
 4 horas.

Clima. El clima es tropical de altura, bastante ex-
 tremo, habiendo una alta estación de lluvias al año, en
 que la precipitación es abundante.

Geología. La región de San Juan, donde se encuentra
 las minas que explora la Cia. "La Fortuna", se en-
 cuentra cubierta de una gruesa formación de andesita de pi-
 rock que varía en grado de metamorfismo como puede apre-
 ciarse fácilmente por su textura esquistosa. En la región
 sur y suroeste de la zona estudiada, donde se encuentran las
 minas de San Antonio, no se nota metamorfismo alguno o éste
 es muy ligero; en cambio, al norte y noroeste, donde se en-
 cuentran las minas de San Andrés y El Dorado, el metamorfismo
 es muy intenso, por lo que se puede decir que la zona
 localizante de la zona ligera andesita de piroxena e la zona
 metamórfica esquistosa andesítica, pasando por una andesita
 metamórfica.

Las andesitas de piroxena que cubren la zona son de color verde, de textura porfirítica, con fenocristales. En una ocasión anterior el Sr. Schmitter Villalda clasificó - varios ejemplares de roca de la región, cuya clasificación de dos de ellas voy a reproducir para ilustrar el tipo de roca de la región, ya que en toda ella se encuentra el mismo tipo de andesita.

Muestra tomada: Andesita.
del camino al - Textura porfídica esquistosa. Matriz Hipo
E. del Cerro -- microcriptocristalina.
del Campanento. Constituyentes.
Primarios.
Predominan las plagioclasas muy alteradas.
Secundarios.
Calcita, cuarzo, clorita, pirita, magnetita,
pirargirita.
Accesorios.
Ferromagnesianos totalmente alterados, horn
blenda, opalilita. En esta roca se nota ch
ramente la influencia del metamorfismo diná
mico; sin embargo, después de la silicifica
ción que fué anterior en cierta porción a -
la carbonatación y a los esfuerzos de com--
presión, el cuarzo cristalino, depositado -
en ciertas cavidades, presenta una textura
en mosaico con evidencia clara de haber si-
do sometido a temperaturas elevadas.

Muestra de la Andesita.
Mina "El Ala- Textura esquistosa.
crán". Matriz microcriptocristalina.
Constituyentes.
Primarios:- Feldespatos, totalmente caolini-
zados.
Secundarios:- Clorita, cu rzo, calcita, este
fanita, pirargirita, argentita,
magnetita.
Accesorios:- Ferromagnesianos totalmente re-
absorbidos. El proceso de sili-
cificación acompañó a los valo-
res aprovechando pequeñas fisu-
ras y fallas que cruzan al ejem-
plar en todas direcciones.

Estas dos muestras clasificadas por el Sr. Schmitter -
Villalda fueron tomadas de la parte noroeste de la región, y -
como ya hice notar anteriormente, es donde se encuentra más -

Las unidades de producción que cubren la zona son de color verde, de textura porfirica, con laminaciones. En una sección anterior al Sr. Schmitter Villalba clasificó varias estancias de roca de la región, que clasificó de dos de ellas voy a reproducir para ilustrar el tipo de roca de la región, ya que en toda ella se encuentran el mismo tipo de unidades.

Unidad tomada del camino al -
 El del Cerro -
 del Campamento.

Unidad
 Textura porfirica caputata. Morfo tipo
 microporfirica
 Constituyente
 Primarios
 Predominan las piroclásticas muy raras
 Secundarias
 Gneis, cuarzo, mica, magnetita
 porfirica
 Accesoria
 Formaciones totalmente alteradas, porfirica, opalita. En esta zona se nota el momento de influencia del metamorfismo diagenético, sin embargo, después de la silicificación que fue anterior en el porfirio a la oxidación y a los cambios de coloración, el cuarzo opalino, depositado en ciertos cavidades, presenta una textura en mosaico con evidencia clara de haber sido sometido a temperaturas elevadas.

Unidad de la
 línea "El Alto"
 Cerro

Unidad
 Textura caputata
 Morfo microporfirica
 Constituyente
 Primarios - Volcánicas, totalmente opalita
 Secundarias - Gneis, en tres, mica, esta
 mica, porfirica, opalita
 magnetita
 Formaciones totalmente re-
 alteradas. El proceso de silicificación acompaña a los cambios de coloración y se aprovechan pedregalitos y fallas que cruzan el eje para en todas direcciones.

Estas son muestras clasificadas por el Sr. Schmitter Villalba fueron tomadas de la zona noroeste de la región y como ya hice notar anteriormente, se han de seleccionar más

metamorfizada la roca, por lo que sus constituyentes se encuentran muy alterados. Sin embargo, en ejemplares de roca tomados de la parte sur y sureste de la zona estudiada, pude determinar con toda claridad feldespatos de plagioclasa y abundantes granos de piroxena algunos de los cuales mostraban ya signos de alteración incipiente.

En lo que se refiere a la fisiografía de la región, puede observarse que la topografía del terreno es de alto relieve, siendo una región montañosa con fuertes pendientes en la que numerosos arroyos que la atraviesan tienen un fuerte poder erosivo en la época de lluvias en la que es verdaderamente considerable la cantidad de material acarreado por el agua. En la época de secas el gasto de los arroyos disminuye mucho y el agua va completamente clara, siendo casi nulo el material acarreado. De acuerdo con lo anterior y con el aspecto de modelado del terreno se puede considerar que la zona está actualmente en período erosivo. Como el subsuelo es permeable, debido al gran estado de fracturamiento en que se encuentra, las aguas se percolan y almacenan, constituyendo un receptáculo regularizador de las aguas meteóricas, razón por la cual los arroyos llevan agua durante todo el año, aunque disminuye durante la época de secas.

Estructura General del Terreno.- Las andesitas de piroxena de la región se encuentran fracturadas según cuatro series o sistemas de fracturas principales, tres de ellas conjugadas y debidas a esfuerzos dinámicos y la cuarta, en forma de red, debida al enfriamiento del magma.

Entonces tenemos:-

1.- Fracturas de N a S aproximadamente, que son las-

de mayor potencia y las de mayor extensión a rumbo, con echados al E y al W.

2.- Fracturas con un rumbo que varía de N 40 W a N 55 W, con echados al NE y al SW.

3.- Fracturas de E a W con echado al S.

4.- Fracturas reticulares de escasa potencia, con mineralizaciones pobres o estériles.

Las tres primeras series de fracturas fueron motivadas probablemente por esfuerzos de tensión, debidos a acciones tectónicas, variando el agrupamiento y la anchura de dichas fracturas según la resistencia que presentó la roca. En estas fracturas se encuentra mucho material brechoso de andesita, desprendido de los respaldos y que ahora se encuentra formando parte del llenamiento de las vetas.

La última serie de fracturas fué motivada por el enfriamiento del magma.

Los esfuerzos tectónicos a que estuvo sometida la región produjeron un gran metamorfismo dinámico que le dió a las andesitas la textura esquistosa. Dichos esfuerzos han de haber sido sumamente complejos, como nos lo muestra la diversidad de fracturas que se encuentran en la zona, siendo sumamente difícil apreciar la edad de dichas fracturas.

De un estudio somero, basándose en informes y apreciaciones de los clavos bonancibles que se han explotado en la región, puedo decir que las grandes bonanzas se han encontrado en el cruzamiento de las vetas que corren de N a S con las vetas cuyo rumbo es de N 45 W y las que corren de E a W; también se han encontrado bonanzas, aunque de menor importancia, en el cruce de las vetas N 45 W, o en las cercanías, de

de mayor potencia y las que por extensión a rumbo, con -
cuchillos N. E. y N. W.

2.- Fracturas con un rumbo que varía de N. 40 W. a N.
60 W. con echas N. E. y N. W.

3.- Fracturas de E. a W. con echas N. E.
4.- Fracturas verticales de echas potenciales, con -

mineralizaciones pobres o estériles.

Las tres primeras series de fracturas fueron motivo
de probablemente por esfuerzos de tensión, debidos a efectos
de las tectónicas, variando el agrupamiento y la extensión de di-
chas fracturas según la resistencia que presenta la roca. En
estas fracturas se encuentran muchos minerales preciosos de este
tipo, desprendido de las rocas y que ahora se encuentran
formando parte del filonamento de las vetas.

La última serie de fracturas fue formada por el
filonamento del magma.

Los esfuerzos tectónicos o que estuvo sometida la
región produjeron un gran metamorfismo dinámico que la hizo
de las rocas en la zona de las vetas. Dichos esfuerzos han
de haber sido sumamente complejos, como nos lo muestra la di-
versidad de fracturas que se encuentran en la zona, siendo
sumamente difícil precisar la edad de dichas fracturas.

De un estudio somero, realizado en informes y repro-
ducciones de los datos suministrados que se han explorado en
la región, puede decir que las grandes bonanzas se han encon-
trado en el emplazamiento de las vetas que corren de N. E. a
las vetas cuyo rumbo es de N. 65 W. y las que corren de E. a W.
también se han encontrado bonanzas, aunque de menor impor-
tancia, en el grupo de las vetas N. 65 W. y en las corrientes de

las vetas que corren de E a W.

Es frecuente encontrar también desprendimientos o ramaleos en una veta y, generalmente, en estos desprendimientos -- también se encuentran localizadas zonas ricas.

Si consideramos a las vetas por sí solas, las más ricas y persistentes son las que corren de N a S; le siguen en importancia las que corren con un rumbo de N 45 W, que también han dado clavos bonancibles, y en último lugar quedan las de E a W que generalmente son pobres.

Todas las anteriores apreciaciones fueron basadas en observaciones e informes de la mineralización en la parte superior al nivel hidrostático. En lo que se refiere a la zona inferior a dicho nivel muy poco se puede decir, pues casi no ha sido explorado.

Mineralogía de los Criaderos. - En todos los yacimientos que explota la Cía. Minera "La Fortuna", y en general en toda la región sur de Zacualpan, se observa una uniformidad suficiente en la mineralización para permitir generalizar cuales son los minerales principales que se encuentran en el relleno de las vetas. Los siguientes son los que se presentan con suficiente abundancia para permitir obtener de ellos, de sus alteraciones y de sus asociaciones, datos acerca de la génesis -- del criadero y de su geología económica:

Cro, Plnata Nativa, Galena, Argentita, Esfalerita, ---
Chalcopyrita, Pirita, Miargirita, Pirargirita, Proustita, Cuarzo, Limonita, Calcita, Sericita, Kaolín, Anglesita, Goslarita, Melanterita.

Todos los anteriores minerales fueron observados y reconocidos por mí mismo con excepción de la Miargirita y la Gosla

Es frecuente encontrar también depósitos de sulfuros de hierro y zinc en las vetas y, generalmente, en zonas de fracturamiento. También se encuentran localizadas zonas ricas en minerales. Si consideramos a las vetas por sí solas, las más ricas y perlatas son las que corren de N a S; la siguen en importancia las que corren con un rumbo de N 45° E, que también han dado algunos bonanzas, y en último lugar quedan las de E a W que generalmente son pobres.

Toda las anteriores apreciaciones fueron basadas en observaciones e informes de la mineralización en la parte superior del nivel hidrográfico. En lo que se refiere a la zona inferior dicho nivel muy poco se puede decir, pues casi no ha sido explorado.

Mineralogía de las Galenas - En todos los yacimientos

que explora la Cia. Minera "La Fortuna", y en general en toda la región sur de Acapulco, se observa una uniformidad bastante en la mineralización para permitir generalizar que las principales minerales que se encuentran en el terreno de las vetas. Los siguientes son los que se presentan con mayor abundancia para permitir el obtener de ellos, de sus ricas y de sus características, datos acerca de la génesis del yacimiento y de su geología económica.

- Galena
- Plata Nativa
- Argentita
- Estibita
- Chalcopita
- Pirita
- Minerita
- Pirargita
- Prusita
- Cuarcita
- Limonita
- Calcita
- Sulfato
- Keolita
- Anglita
- Goalita
- Minerita

Todos los minerales mencionados fueron observados y recogidos por mí mismo con excepción de la Minerita y la Goalita

rita. Estos minerales que yo pude observar, los citan el Ing. Villarello y otro autor que no pude identificar, en informes que escribieron sobre la zona.

Como minerales primarios e hipogénéticos tenemos a la galena, la argentita, la esfalerita, la chalcopirita, la pirita, la miargirita, la pirargirita, la proustita, el cuarzo y la calcita.

Como minerales que se han producido por la oxidación de los minerales primarios tenemos la limonita, la anglesita, la goslarita y la melanterita.

Como sulfuros supergénéticos o secundarios tenemos a la argentita, la pirargirita y la proustita.

Como minerales metamórficos tenemos el kaolín, la sericita y la pirita.

El oro viene asociado con la pirita, habiéndose librado en las porciones superficiales debido a la oxidación de la pirita.

La plata nativa es secundaria presentándose en forma de hilos relleno de cavidades que se encuentran abajo de la zona de oxidación, observándose que disminuye su cantidad a profundidad.

La plata se presenta además unida íntimamente, como inclusiones o como solución sólida, con la galena y la esfalerita.

El kaolín se debe a la alteración de los feldespatos de

Estos minerales que se pueden observar, los tipos de Inga
Villavieja y otros que no puede identificarse, en informes
que se encuentran sobre la zona.

Como minerales primarios e hidrotermales tenemos a la
Galena, la argentita, la calcopirita, la chalcopirita, la pirri-
ta, la magnetita, la pirrotita, la prearbita, el cuarzo y
la calcita.

Como minerales que se forman producidos por la oxidación de
los minerales primarios tenemos la limonita, la anglesita, la
goethita y la malachita.

Como sulfuros secundarios o secundarios tenemos a la
argentita, la pirrotita y la prearbita.

Como minerales metamórficos tenemos el koolin, la arsi-
cita y la pirita.

El oro viene asociado con la pirita, habitando libre-
mente en las porciones auríferas debido a la oxidación de la
pirita.

La pirita se encuentra en abundancia en forma de
masas rellenando cavidades que se encuentran en la zona
de oxidación, observándose que disminuye su cantidad a profun-
didad.

La pirita se presenta además unida íntimamente, como in-
clusiones o como solución sólida, con la galena y la calcopiri-
ta.

El koolin se forma a la vez con la oxidación de los silicatos de

la andesita, causada por las soluciones que estuvieron en contacto con ella.

La Sericita y la Pirita metamórfica se deben a la alteración de la piroxena de la andesita.

En lo que se refiere a su mineralización, podemos dividir las vetas que se encuentran en los fundos pertenecientes a la Cía. Minera "La Fortuna", en dos clases una de ellas consiste en las vetas "plomosas" y la otra en las vetas "piritosas".

He podido observar los mismos minerales en ambos tipos de vetas; pero en las "plomosas" predominan la galena y la esfalerita, y en las "piritosas" se encuentran dominando las pirritas. El oro se encuentra, en su mayor parte, en las vetas piritosas y la plata, por otro lado, se encuentra principalmente en las plomosas.

Dos de las minas de la Cía. Minera "La Fortuna". San Antonio y Santa Inés, tienen de los dos tipos de vetas, El Moro y El Moral, sólo tienen vetas del tipo de las plomosas.

Estructura Particular de los Yacimientos Explotados por la Compañía Minera "La Fortuna".

Mina San Antonio.- En la mina San Antonio se han encontrado tres vetas principales que son.- veta San Antonio, veta Piritosa y veta de Mina Grande.

La veta de San Antonio o veta plomosa, como se indica en el croquis adjunto, tiene un rumbo general de N 40°W y un echado al NE de 60°. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunos clavos. Es la veta más trabajada.

El acceso a la veta se hace por medio del socavón San-

La estructura principal de las Yacimientos explotados por la Compañía Línea "La Fortuna".

En la zona de San Antonio, se encuentran las vetas principales que son: San Antonio, veta de San Antonio y veta de San Antonio.

La veta de San Antonio o veta principal, como se indica en el producto adjunto, tiene un rumbo general de N 40° y un

pendiente al NE de 60°. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunas claves. La veta más traspasada.

El espesor de la veta es de 1.50 metros por medio del sobado de San Antonio.

En la zona de San Antonio, se encuentran las vetas principales que son: San Antonio, veta de San Antonio y veta de San Antonio.

La veta de San Antonio o veta principal, como se indica en el producto adjunto, tiene un rumbo general de N 40° y un

pendiente al NE de 60°. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunas claves. La veta más traspasada.

El espesor de la veta es de 1.50 metros por medio del sobado de San Antonio.

En la zona de San Antonio, se encuentran las vetas principales que son: San Antonio, veta de San Antonio y veta de San Antonio.

La veta de San Antonio o veta principal, como se indica en el producto adjunto, tiene un rumbo general de N 40° y un

pendiente al NE de 60°. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunas claves. La veta más traspasada.

El espesor de la veta es de 1.50 metros por medio del sobado de San Antonio.

Antonio que se coló sobre la veta en toda su longitud, teniendo ésta 126 metros, corriendo de NW a SE. La veta de San Antonio tiene bastante comidos arriba del socavón de San Antonio, habiéndose colado el nivel "A" a 20 metros sobre el socavón de San Antonio a fin de explorar y disfrutar esa parte de la veta. El nivel "A" tiene 50 metros de largo y desde él se exploraron los comidos de la zona de oxidación que llegan hasta la superficie del terreno. Al sur del tope sur de la frente del nivel "A", no se ha trabajado ni explorado la veta. Del tope sur del socavón de San Antonio, al sur, la veta está completamente inexplorada, faltando aproximadamente 60 metros para cortar la veta de Mina Grande.

Abajo del Socavón San Antonio tenemos el 1er. nivel a los 25 metros. El 1er. nivel está comunicado con el socavón de San Antonio por medio del Tiro General, del Pozo 1 y del Pozo 3. Del Tiro General al norte, el 1er. nivel tiene 57 metros y hacia el sur tiene 28 metros. Ya más al norte o al sur no ha sido explorada la veta. Abajo del 1er. Nivel, el Tiro General solo tiene 4 metros. A los 18 metros al sur del Tiro General se está colando un contratiro que ya tiene 10 metros de profundidad y que va sobre metal, pero se observa que va disminuyendo progresivamente la cinta mineralizada, al mismo tiempo que aumenta la compactidad del relleno de cuarzo de la veta. A los 10 metros la cinta tiene solo 0.20 m. de ancho.

A más profundidad no se ha explorado la veta.

La veta Piritosa, llamada así por llevar una gran cantidad de pirita, tiene un rumbo general de N 45°W y un echado al NE de 75°. Su potencia media es de un metro, siendo más constante que la de San Antonio, pues varía de 0.75 metros hasta 1.50 metros. La intersección de las dos vetas, la de San Anto-

La estructura principal de los yacimientos explotados por la Compañía Minera "La Fortuna".

En la zona de las minas de la Cía. Minera "La Fortuna", San Agustín y Santa Inés, existen de los dos tipos de vetas. El tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

La veta de San Agustín o veta principal, como se indica en el croquis adjunto, tiene un rumbo general de N 40° E y un ancho de 1.50 metros. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunas labores de la veta más trabajada.

El caso de la veta de San Agustín es el mismo que el de la veta de Santa Inés, en el sentido de que ambas son del tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

En la zona de las minas de la Cía. Minera "La Fortuna", San Agustín y Santa Inés, existen de los dos tipos de vetas. El tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

La veta de San Agustín o veta principal, como se indica en el croquis adjunto, tiene un rumbo general de N 40° E y un ancho de 1.50 metros. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunas labores de la veta más trabajada.

El caso de la veta de San Agustín es el mismo que el de la veta de Santa Inés, en el sentido de que ambas son del tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

En la zona de las minas de la Cía. Minera "La Fortuna", San Agustín y Santa Inés, existen de los dos tipos de vetas. El tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

La veta de San Agustín o veta principal, como se indica en el croquis adjunto, tiene un rumbo general de N 40° E y un ancho de 1.50 metros. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunas labores de la veta más trabajada.

El caso de la veta de San Agustín es el mismo que el de la veta de Santa Inés, en el sentido de que ambas son del tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

En la zona de las minas de la Cía. Minera "La Fortuna", San Agustín y Santa Inés, existen de los dos tipos de vetas. El tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

La veta de San Agustín o veta principal, como se indica en el croquis adjunto, tiene un rumbo general de N 40° E y un ancho de 1.50 metros. Su potencia media es de 1.50 metros, variando desde 0.30 metros hasta 2.50 metros como se ha encontrado en algunas labores de la veta más trabajada.

El caso de la veta de San Agustín es el mismo que el de la veta de Santa Inés, en el sentido de que ambas son del tipo principal y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales y la parte, en su mayor parte, en las vetas principales.

Antonio que se coló sobre la veta en toda su longitud, teniendo ésta 126 metros, corriendo de NW a SE. La veta de San Antonio tiene bastante comidos arriba del socavón de San Antonio, habiéndose colado el nivel "A" a 20 metros sobre el socavón de San Antonio a fin de explorar y disfrutar esa parte de la veta. El nivel "A" tiene 50 metros de largo y desde él se exploraron los comidos de la zona de oxidación que llegan hasta la superficie del terreno. Al sur del tope sur de la frente del nivel "A", no se ha trabajado ni explorado la veta. Del tope sur del socavón de San Antonio, al sur, la veta está completamente inexplorada, faltando aproximadamente 60 metros para cortar la veta de Mina Grande.

Abajo del Socavón San Antonio tenemos el 1er. nivel a los 25 metros. El 1er. nivel está comunicado con el socavón de San Antonio por medio del Tiro General, del Pozo 1 y del Pozo 3. Del Tiro General al norte, el 1er. nivel tiene 57 metros y hacia el sur tiene 23 metros. Ya más al norte o al sur no ha sido explorada la veta. Abajo del 1er. Nivel, el Tiro General solo tiene 4 metros. A los 18 metros al sur del Tiro General se está colando un contratiro que ya tiene 10 metros de profundidad y que va sobre metal, pero se observa que va disminuyendo progresivamente la cinta mineralizada, al mismo tiempo que aumenta la compacticidad del relleno de cuarzo de la veta. A los 10 metros la cinta tiene solo 0.20 m. de ancho.

A más profundidad no se ha explorado la veta.

La veta Piritosa, llamada así por llevar una gran cantidad de pirita, tiene un rumbo general de N 45°W y un echado al NE de 75°. Su potencia media es de un metro, siendo más constante que la de San Antonio, pues varía de 0.75 metros hasta 1.50 metros. La intersección de las dos vetas, la de San Anto-

nio y la Piritosa, tiene lugar al nivel del socavón de San Antonio, a la altura del Tiro General, observándose que se ha encontrado una zona de "botones" o de clavos bonancibles, que se continúa a profundidad, en la intersección de las dos vetas o en sus cercanías. La veta Piritosa no se ha explorado a profundidad, pues del primer nivel para abajo no se ha hecho ninguna obra. En cambio, en la zona oxidada, cerca de la superficie, se encuentran bastantes comidos, aunque de dimensiones reducidas, explotados por su contenido de oro.

La veta de Mina Grande tiene un rumbo general de $N 60^{\circ} W$ y un echado al NE de 70° . La potencia del crestón es de 1.50 metros. Todavía no se ha llegado en las obras interiores, a la intersección de esta veta con la de San Antonio, faltando, como ya lo mencioné anteriormente, unos 60 metros para que el socavón de San Antonio corte a la veta de Mina Grande. Esta es una de las obras de exploración que tiene posibilidades de dar resultados económicos favorables.

La veta de Mina Grande ha sido explorada por un socavón colado sobre la veta y de 85 metros de largo, corriendo de SE a NW. Se suspendieron los trabajos por no tener valores la veta.

Las tres vetas principales que se encuentran en la Mina San Antonio, están perfectamente definidas, pero son en su mayor parte estériles, únicamente habiéndose encontrado en las cercanías de la intersección de las vetas de San Antonio y Piritosa una zona enriquecida en la cual se encuentran clavos o "botones" erráticamente distribuidos, con valores costeadables. Estos valores consisten en Ag, Pb y Zn en la veta de San Antonio o Plomosa y de Cu y Ag en la veta Piritosa.

nie y la Piritosa, tiene lugar al nivel del ascenso de San
 Antonio, a la altura del tipo de las lavas, observándose que se
 encuentran una zona de "botones" o de claves secundarias,
 que se continúa a profundidades, en la intersección de las lavas
 veteadas en sus concavidades. La veta Piritosa no se ha explorado
 de profundidad, pues del primer nivel para abajo no se ha
 hecho ninguna obra. En cambio, en la zona oxidada, cerca de
 la superficie, se encuentran bastantes cometas, algunas de las
 cuales son reducidas, explotadas por un conjunto de tres.

La veta de la línea grande tiene un rumbo general de N 60°
 W y un codo de N 20° E. La potencia del estrato es de 1.50
 metros. Todavía no se ha llegado en las obras hechas
 a la intersección de esta veta con la de San Antonio,
 tal como se lo mencionamos anteriormente, unos 60 metros
 para que el ascenso de San Antonio corte a la veta de la línea
 grande. Esta es una de las obras de exploración que tiene por
 objetivo de dar resultados económicos favorables.

La veta de la línea grande ha sido explorada por un ascenso
 que colaba sobre la veta y de 85 metros de largo, cortándose
 de 25 a 30 metros en los trabajos por no tener valor
 en la veta.

Las tres vetas principales que se encuentran en la línea
 de San Antonio, están perfectamente definidas, pero son en
 su mayor parte estériles, únicamente habiéndose encontrado
 en las concavidades de la intersección de las vetas de San Antonio
 y Piritosa una zona empinada en la cual se encuentran
 claves o "botones" exitosamente distribuidos, con valores
 considerables. Estos valores consisten en .25, .30 y .35 en la veta
 de San Antonio o Piritosa y de .20 y .25 en la veta Piritosa.

Hasta ahora no se han encontrado valores costables en la veta de Mina Grande, pero se puede clasificar como veta plomosa por tener hilos angostos de galena y esfalerita y poca pirita.

En la veta de San Antonio los valores de plomo se mantienen bastante uniformes durante toda la profundidad de la zona explorada, y estando ya las labores inferiores abajo del nivel hidrostático, es de esperarse que sigan con la misma uniformidad a más profundidad. Por muestreos efectuados en las distintas labores, se observa que las leyes de plomo en los botones varían de 3 % a 8 %, teniendo un valor medio de 4 %. Los valores de zinc son casi nulos en las regiones cerca de la superficie, siendo en general bajos en la zona de oxidación, o sea la que está arriba del socavón de San Antonio, pues se obtiene como ley media, 3.5 % variando de indicios hasta 9 %; abajo del socavón de San Antonio se nota un aumento progresivo en los valores de zinc, teniéndose leyes medias de 4.7 % en el primer nivel y de 5.3 % en el segundo nivel, por lo que es probable que siga el aumento de las leyes de zinc por alguna distancia a profundidad. Los valores de plata son de 250 Gms. por Ton. como ley media en la zona de oxidación, variando desde 55 Gms./Ton. hasta 430 Gms./Ton.; al aumentar la profundidad se nota un ligero aumento, pues en los niveles primero y segundo se obtiene en promedio una ley de 320 Gms./Ton. con un valor mínimo de 110 Gms./Ton. y un máximo de 625 Gms./Ton. El oro de la veta Plomosa varía de 1 Gm. Ton. como máximo, hasta cero, por lo que no lo puse entre los valores de esta veta. Desde luego se entiende que estas leyes se refieren a los muestreos efectuados en los "botones" pues-

Hasta ahora no se han observado valores estadísticos en la parte
 de la muestra, pero se puede clasificar como una muestra
 por tener altas energías de gases y carbohidratos y poca proteína.
 En la parte de San Antonio los valores de plasma se han
 observado bastante uniformes durante toda la profundidad de la
 zona explorada, y estando ya las labores inferiores abajo del
 nivel hidrográfico, se ha observado que están con la misma
 uniformidad a más profundidad. Por muestra de efectos en
 las distintas labores, se observa que las lavas de plasma en
 las labores varían de 3 a 8 %, teniendo un valor medio de
 4.5 %. Los valores de zinc son casi nulos en las regiones cercanas
 a la superficie, siendo en general bajas en la zona de oxidación,
 pero a sea la que está arriba del nivel de San Antonio, --
 pues se obtiene como ley media, 3.5 % variando de 1.5 a 5.5 %
 hasta 9 % abajo del nivel de San Antonio se nota un aumento
 de 10 % en los valores de zinc, teniendo ley media de 4.5 %
 en el primer nivel y de 5.5 % en el segundo nivel. --
 por lo que es probable que siga el aumento de las lavas de
 zinc por alguna distancia a profundidad. Los valores de plata
 son de 250 Gms. por Tonz como ley media en la zona de oxidación,
 variando desde 85 Gms. Tonz. hasta 430 Gms. Tonz. en la
 parte de profundidad, se nota un ligero aumento, pues en los
 niveles primero y segundo se obtiene un promedio de ley de
 320 Gms. Tonz. con un valor mínimo de 110 Gms. Tonz. y un máxi-
 mo de 685 Gms. Tonz. El oro de la zona plomosa varía de 1 Gms.
 Tonz. como máximo, hasta cero, por lo que no se puede tener los
 valores de esta parte. La ley de esta zona que está en
 se refiere a las muestras efectuadas en las "zonas" pues

el resto de la veta siempre dió valores muy bajos.

No habiéndose trabajado para nada la veta Piritosa durante mi estancia en Tezicapán, no pude muestrear más que porciones estériles y algunos pilares que según los mineros, representaban el valor de los clavos. De estos muestreos y de muestreos efectuados anteriormente, pude obtener como leyes probables de oro en los clavos, de 15 a 20 Gms./Ton. como ley media en la zona superior, ley que fué bajando notablemente a profundidad, pues en el primer nivel adonde llegaron los trabajos más profundos, llegó a un valor medio de 2 a 4 Gms./Ton. Es muy probable que todavía baje más la ley de oro a profundidad, o que por lo mucho se mantenga con los bajos valores antes mencionados. La ley de plata es baja en toda la extensión de la veta, pues varía de 85 Gms./Ton. a 310 Gms./Ton. con un promedio de 175 Gms./Ton. Las leyes de plata están herráticamente distribuidas, no pudiendo decir si habrá posibilidades de que aumenten a profundidad. Las leyes de plomo y zinc también son muy bajas en esta veta, pues sus leyes medias son de 1.8 % a 2.7 % respectivamente.

Los clavos que se han encontrado en la zona enriquecida que se ha explotado hasta ahora en la mina San Antonio, varían mucho de tamaño, teniendo como máximo 30 M. a rumbo y 30 M. sobre el echado; pero se observa claramente que los clavos más grandes son los que se encuentran cerca de la superficie y que las dimensiones y número de dichos clavos o "botones" disminuyen a profundidad al mismo tiempo que se estrechan las vetas, se angostan las cintas mineralizadas y disminuye el relleno brechoso de andesita, tan abundante en las porciones superiores, predominando el cuarzo macizo como relleno de las vetas.

Los clavos que se han encontrado en la zona estudiada
 pertenecen a la explotación de esta zona en la zona anterior, varían
 mucho de tamaño, teniendo como máximo 30 cm de largo y 30 mm de
 grosor, pero se observan claramente que los clavos más
 gruesos son los que se encuentran cerca de la superficie y que
 las dimensiones y número de filos de los clavos "diamante"
 varían proporcionalmente al mismo tiempo que se estrechan las vetas.
 Se encuentran las cintas mineralizadas y diamante de refino
 procesos de endulzamiento, tal como se ve en las secciones superio-
 res, predominando el cuarzo macizo como refino de las vetas.
 Los clavos de 2.5 y 3.5 respectivamente.
 de las vetas, pues varía de 85 Gms/Ton a 310 Gms/Ton, con un
 promedio de 175 Gms/Ton. Las leyes de plata están variables
 entre 0.001 y 0.002, no pudiendo decir si habrá posibilidades
 de aumentar la profundidad. Las leyes de plomo y zinc tam-
 bién son muy bajas en esta veta, pues sus leyes medias son de
 0.001 y 0.002. Las leyes de plata en toda la extensión
 de la veta, pues por lo mucho se mantiene con los bajos valores me-
 dia de la ley de oro todavía baja más la ley de oro a profundi-
 dad, pues en el primer nivel donde se hizo el estudio se
 encontró una ley de oro de 1.5 a 4 Gms/Ton.
 En la zona superior, la ley de oro es notablemente
 alta en las vetas, de 15 a 20 Gms/Ton, como lo
 muestran algunos de los estudios, pero también como lo
 muestran el valor de las leyes. De estas muestras y de
 algunas estadísticas y algunas leyes que según los mismos re-
 sultados en la zona anterior, la ley de oro es notablemente
 alta en la zona superior, pues en el primer nivel donde se hizo el estudio se
 encontró una ley de oro de 1.5 a 4 Gms/Ton.
 No habiéndose trabajado para nada la veta anterior de-
 biendo ser de un valor de 1.5 a 2.5 Gms/Ton.

Mina el Moro. - En la mina El Moro, han encontrado hasta hoy tres vetas, todas del tipo plomoso, que son las que está -- trabajando la Cía. Minera "La Fortuna". Estas tres vetas -- son: la veta El Moro, la veta del Bajo y la veta de la Marsellesa. La veta El Moro fué la primera que se cortó por medio de un socavón y posteriormente se encontró otra veta al abrir un crucero al bajo, por lo que se llamó y sigue llamándose veta del Bajo. La veta de la Marsellesa es un ramaleo o desprendimiento de la veta El Moro y corre al alto de ésta.

La veta de la Marsellesa se encuentra en el extremo sur del fundo y seguramente tiene poca longitud, pues no fué cortada por el socavón La Purísima.

La veta El Moro tiene un rumbo general de N 50°W y un echado al NE de 60°. Su potencia media es de 1.20 metros, -- variando desde 0.80 metros hasta .70 metros.

La veta del Bajo tiene los mismos caracteres que la veta El Moro, es decir, un rumbo de N 50°W y un echado al -- NE de 60°. Su potencia media es de 1.00 metro.

La veta de la Marsellesa tiene un rumbo de N 30° W y un echado al NE de 85°. Su potencia media es de 1.15 Mts.

La veta más trabajada ha sido la del Moro, pues sobre ella se han colado las frentes y rebajes más importantes. -- La veta del Bajo se explora por medio de cruceros al bajo, desde la veta El Moro, habiéndose observado que las zonas -- enriquecidas corresponden a ambas vetas. La Separación entre las dos vetas varía desde 1.00 Mt. hasta 5.00 Mts.

La veta El Moro fué cortada por medio del socavón El Moro de 100 Mts. de largo. Sobre la veta y al mismo nivel -- que el socavón, se coló una frente norte de 250 Mts. de lar-

go y otra sur de 60 Mts. de largo. El socavón El Moro continúa al bajo cortando la veta del Bajo, sobre la cual no se coló ninguna frente y sigue al oeste por 65 Mts. cortando algunas otras vetillas sin importancia. Este nivel se llama nivel El Moro y de él hasta la superficie se encuentran sumamente comidas las vetas en las zonas enriquecidas, habiendodejado los anteriores propietarios las partes estériles y algunos pilares que sostienen el alto.

Posteriormente fué cortada la veta El Moro por medio del socavón La Purísima a 80 metros abajo del nivel El Moro y a 140 Mts. al sur. El socavón La Purísima tiene 145 Mts. de la boca mina al corte de la veta El Moro y continúa al oeste por 122 Mts. más, cortando la veta del Bajo y otras vetillas estériles. A partir del socavón La Purísima se coló una frente al norte sobre la veta El Moro de 260 Mts. de largo y otra al sur sobre la veta del Bajo de 125 Mts. de largo. Este nivel se llama el Nivel de Algara.

Sobre el nivel Algara existen dos comidos antiguos que llegan hasta el nivel El Moro. Estos dos comidos nos muestran la posición de dos zonas enriquecidas que ya fueron explotadas. El primero de los comidos se encuentra sobre la frente norte a pocos metros del socavón La Purísima; el segundo se encuentra sobre la misma frente norte a 100 Mts. de distancia desde el socavón. Ultimamente ha sido encontrada otra zona enriquecida también sobre la frente norte y a una distancia de 180 Mts. desde el socavón. Esta zona enriquecida es la que está explotando actualmente la Cía. Minera "La-Fortuna". El límite sur de la zona enriquecida está a los 180 Mts. al norte del socavón, pero el límite norte no ha si

go y otros sur de 80 liras de largo. El ascenso El Moro conti-
 - nió al bajo cortando la veta del Bajo, sobre la cual no se
 - coló ninguna traza y sigue al casto por 85 liras cortando el
 - guano entre vetillas sin importancia. Este nivel se llama
 - nivel El Moro y de él hasta la superficie se encuentran abundan-
 - mente conchas las vetas en las zonas empinadas, habiendo
 - dejado los anteriores propietarios las partes estériles y en
 - guano otras que sostienen el nivel.

Posteriormente fue cortada la veta El Moro por medio
 del ascenso La Purísima a 80 metros bajo del nivel El Moro
 y a 140 liras al sur. El ascenso La Purísima tiene 145 liras
 de la boca hasta el corte de la veta El Moro y continúa el
 - casto por 122 liras más, cortando la veta del Bajo y otros ve-
 - tillas estériles. A partir del ascenso La Purísima se coló
 - una traza el norte sobre la veta El Moro de 260 liras de lar-
 - go y otros al sur sobre la veta del Bajo de 125 liras de largo.
 - Este nivel se llama el nivel de Ligero.

Sobre el nivel ligero existen dos conchas antiguas -
 - que llegan hasta el nivel El Moro. Estas dos conchas nos
 - muestran la posición de las zonas empinadas que ya fueron
 - explotadas. El primero de las conchas se encuentra sobre la
 - traza norte a poca altura del ascenso La Purísima; el se-
 - gundo se encuentra sobre la misma traza norte a 100 liras de
 - distancia desde el ascenso. Últimamente ha sido encontrada
 - una zona empinada también sobre la traza norte y a una
 - distancia de 150 liras desde el ascenso. Esta zona empinada
 - de es la que está explotada actualmente la Cía. Minera "La
 - Purísima". El límite sur de la zona empinada está a los
 - 150 liras al norte del ascenso, pero el límite norte no ha

de alcanzado aún, teniendo ya 60 Mts. de largo. Por medio de un chiflón ya comunicaron las obras que se llevan sobre esta zona enriquecida, que los mineros llaman rebaje 69, con el nivel El Moro. Arriba del nivel El Moro está completamente comida la zona enriquecida. Aunque las dimensiones de esta zona enriquecida son relativamente grandes (80 Mts. sobre el echado y, hasta ahora, 60 Mts. a rumbo) los clavos costeados que en ella se encuentran son de reducidas dimensiones, pues el mayor de ellos tiene 20 Mts. sobre el echado y 25 Mts. a rumbo.

Más hacia el norte ya no ha sido explorada la veta. En la frente norte y a 190 metros del socavón, existe un con-tratiro antiguo que se encuentra inundado, que ninguno de los mineros conoce, y que, por referencias, dicen tener 60 Mts. de profundidad; ninguno me pudo decir si se encontró metal allá abajo. Esta es la única obra que existe abajo del nivel Algara, por lo que el criadero a profundidad es desconocido.

La veta de la Marsellesa, como ya dije antes, es un ramaleo de la veta El Moro y se encuentra al alto de ésta. Este ramal tiene su desprendimiento en el lindero sur del fondo y corre al norte. El acceso a la veta de la Marsellesa, se obtiene por medio del socavón de la Marsellesa que se coló en sus primeros 25 metros sobre la veta El Moro a partir de su crestón en la falda SE del cerro. A los 25 Mts. fué encontrado el desprendimiento del ramaleo, y como se encontró que la veta de la Marsellesa tenía más valores que la del moro, el socavón se siguió sobre aquélla, teniendo actualmente 100 Mts. desde el desprendimiento.

Hasta la temporada de lluvias de este año, se estaba trabajando un rebaje de piso en la veta de la Marsellesa -- que tiene 10 Mts. de largo y 6 Mts. de profundidad, pero al llegar las aguas se inundó el rebaje teniendo que abandonar lo. Actualmente se está colando un socavón a 10 Mts. abajo del socavón de la Marsellesa con el objeto de desaguar el rebaje y explorar y explotar la veta a más profundidad.

Las leyes del mineral que se encuentra en los clavos o "botones" de la zona enriquecida que se está explotando -- actualmente en el Rebaje 69, son muy uniformes, teniendo -- los siguientes valores medios:-- Au 0.8 Gms./Ton. Ag. 210 -- Gms./Ton. Pb 4.6 % y Zn 9.7 %.

En el rebaje de piso de la Marsellesa, las leyes son de:-- Au 0.7 Gms./Ton. Ag. 320 Gms./Ton. Pb 6.4 %, Zn 13.2%.

Según los mineros más antiguos, las leyes de plata de los comidos que se encuentran al nivel El Moro, eran muy superiores a las que se obtienen actualmente en el rebaje 69; -- pero yo no lo pude comprobar, pues no muestrecé ninguno de -- los pilares abandonados debido al mal estado en que se encuentran las obras. En todo el rebaje 69, las leyes son muy uniformes, no notándose ningún cambio progresivo a profundidad ni a rumbo. En la Marsellesa que está al mismo nivel que Algora, se observa que aumentan un poco las leyes.

Es muy difícil predecir con seguridad que variación -- hay que esperar de las leyes en las zonas enriquecidas que -- se encuentran, ya sea a rumbo o a profundidad, pero es lógico suponer que a rumbo se encuentren valores muy parecidos a los actuales en la Marsellesa y en el rebaje 69 y que a profundidad, como sucede en toda la región, vaya disminuyendo --

Hasta la fecha de la presente, se sabe que el nivel de las lavas de este tipo, se establece --
 trabajando un rebaje de piso en la zona de las lavas --
 que tiene 10 mts. de largo y 6 mts. de profundidad, pero el --
 nivel de las lavas se hundió al rebaje teniendo que abandonar --
 los trabajos en este punto un espacio de 10 mts. rebajo --
 del nivel de las lavas con el objeto de disminuir el --
 rebaje y explorar y explicar la zona a más profundidad.

Las lavas del mineral de los alrededores de las lavas --
 o "botones" de las lavas que se están explotando --
 obteniendo en el rebaje 69, son muy uniformes, teniendo --
 los siguientes valores químicos: Cu 0.8 Gms./Ton. Ag 210 --
 Gms./Ton. Pb 4.6 y Zn 8.7 %.

En el rebaje de piso de las lavas, las lavas son --
 de Cu 0.7 Gms./Ton. Ag 320 Gms./Ton. Pb 2.4 y Zn 12.2 %.

Según los datos más antiguos, las lavas de piso de --
 las lavas que se encuentran al nivel El Moro, eran muy su- --
 periores a las que se obtienen actualmente en el rebaje 69, --
 pero ya no se puede comprobar, pues no muestra ningún --
 las lavas abandonadas debido al mal estado en que se encuen- --
 tran las lavas. En todo el rebaje 69, las lavas son muy uni- --
 formes, no notándose ningún cambio progresivo a profundidades --
 ni a tiempos. En las lavas que está al mismo nivel que las --
 lavas, se observa que aumentan un poco las lavas.

Es muy difícil producir con seguridad la variación --
 muy que esperar de las lavas en las zonas antiguas que --
 se encuentran, ya sea a tiempo o a profundidad, pero se --
 se supone que a tiempo se encuentran lavas muy pobres --
 las lavas en las lavas y en el rebaje 69 y que a pro- --
 fundidad, como sucede en toda la región, van disminuyendo --

progresivamente las leyes de plata.

La potencia de las vetas disminuye a profundidad, haciéndose cada vez más compactas. El relleno brechoso de andesita también va disminuyendo a profundidad y va dejando lugar a un relleno constituido principalmente por cuarzo.

Mina Santa Inés.- En la Mina Santa Inés se conocen dos vetas.- una del tipo plomoso, llamada veta Santa Inés o veta Plomosa, y otra del tipo piritoso, llamada veta Piritosa. La veta Santa Inés tiene un rumbo general de N 54°W y un echado al NE de 85°. La potencia media de esta veta es de 1.30 Mts. variando desde 0.30 Mts. hasta 2.80 Mts.

La veta Piritosa tiene un rumbo general de N 50°W y un echado al NE de 85°. Su potencia es de 1.00 Mt. variando -- desde 0.20 Mts. hasta 1.80 Mts.

Las vetas tienen su intersección a los 95 Mts. al sur desde la entrada del socavón de Stan Inés o Socavón No. 1. - como se indique en el croquis adjunto.

Las vetas de la mina Sta. Inés se caracterizan por tener mayor cantidad de piritas que las demás vetas que trabaja la Compañía Minera "La Fortuna", sobre todo la veta piritosa. También se observa que ambas vetas se encuentran sumamente oxidadas hasta el nivel inferior o nivel C, habiendo - dado por resultado una concentración residual del oro contenido en las piritas, siendo así que esta mina es la que tiene mayores valores suríferos en relación con las demás minas de la Compañía.

El acceso a la mina se efectúa por medio de cinco socavones colocados sobre la veta Sta. Inés y corriendo de NW- a SE. El socavón principal, o sea el usado actualmente para-

progresivamente las leyes de piritas.

La potencia de las vetas disminuye a profundidad, habiendo en cada vez más compuestas. El relieve próximo de esta también va disminuyendo a profundidad y va dejando lugar a un relieve constituido principalmente por cerros.

Las vetas de Inés. En la línea sur de Inés se conocen dos vetas: una del tipo piritoso, llamada veta Santa Inés o veta Piritosa, y otra del tipo piritoso, llamada veta Fiziosa. La veta Santa Inés tiene un rumbo general de N 34° W y un echado al NE de 85°. La potencia máxima de esta veta es de 1.30 Mts. variando desde 0.30 Mts. hasta 2.80 Mts.

La veta Fiziosa tiene un rumbo general de N 30° W y un echado al NE de 85°. Su potencia es de 1.00 Mts. variando desde 0.20 Mts. hasta 1.30 Mts.

Las vetas tienen su intersección a los 95 Mts. al sur desde la entrada del socavón de San Inés o Socavón No. 1. Como se indica en el croquis adjunto.

Las vetas de la mina de Inés se caracterizan por tener mayor cantidad de piritas que las demás vetas que existen en la Compañía Minera "La Fortuna", sobre todo la veta piritosa. También se observa que estas vetas se encuentran sumamente oxidadas hasta el nivel inferior o nivel C, habiendo sido por resultado una concentración residual del oro contenido en las piritas, siendo así que esta mina es la que tiene mayores valores auríferos en relación con las demás minas de la Compañía.

El acceso a la mina se efectúa por medio de cinco bocanones colocados sobre la veta de Inés y conocidos de NW a SE. El socavón principal, o sea el usado actualmente para

todo el movimiento de la mina es el socavón No. 1, que queda al nivel del patio de la mina.

El Socavón 1, tiene 342 metros de longitud hasta el tope sur. A los 230 Mts. a partir de la boca mina, se encuentra el tiro Porfirio Díaz que sube hasta el 5o. nivel. El tiro Porfirio Díaz no baja hasta el nivel C, sino que parte -- del uno hacia arriba. El nivel C está comunicado con el uno, por medio de un pozo que se encuentra cinco metros al norte del tiro Porfirio Díaz.

El nivel 2 está a 25 Mts. arriba del uno y ha sido colado en 200 Mts. al norte hasta llegar a la superficie y en 90 Mts. al sur. Actualmente sólo se puede llegar hasta los 35 Mts. al sur del tiro por haber caído en ese lugar.

El nivel 3 está a 20 Mts. sobre el 2o., habiendo sido colado hacia el norte hasta llegar a la superficie o sea por 170 Mts. contados al norte a partir del tiro Porfirio Díaz. Hacia el sur tiene 83 Mts. de longitud.

El 5o. nivel (no existe el 4) se encuentra a 10 Mts. sobre el 3 y llega hasta la superficie por el norte teniendo 115 Mts. de largo; la frente sur ha sido colada hasta los 135 Mts. En este nivel se coló un socavón que con un rumbo de $N 55^{\circ} E$ y una longitud de 80 Mts. cortó a la veta de Sta. Inés a 33 Mts. al sur del tiro Porfirio Díaz. El socavón fué continuado por otros 30 Mts., habiendo cortado a la veta Pirtosa a los 21 Mts.

El nivel cero está a 17 Mts. abajo del uno, llegando también a la superficie por el norte con una longitud de 250 Mts. a partir del pozo que lo comunica con el 1er. nivel. Hacia el sur tiene la frente colados 95 Mts., pero actualmen

cada el movimiento de la mina en el socavón No. 1, que queda
al nivel del patio de la mina.

El socavón 1, tiene 342 metros de longitud hasta el
pase sur. A los 230 Mts. a partir de la boca mina, se encuen-
tra el tiro Portirio Díaz que anda hasta el 50. nivel. El ti-
ro Portirio Díaz no anda hasta el nivel 0, sino que parte
del uno hacia arriba. El nivel 0 está comunicado con el uno
por medio de un pozo que se encuentra cinco metros al norte-
del tiro Portirio Díaz.

El nivel 2 está a 25 Mts. arriba del uno y ha sido co-
lado en 200 Mts. al norte para llegar a la superficie y en-
60 Mts. al sur. Actualmente sólo se puede llegar hasta los
35 Mts. al sur del tiro por haber caído en ese lugar.

El nivel 3 está a 20 Mts. sobre el 20, habiendo sido
colado hasta el norte hasta llegar a la superficie ó sea por
170 Mts. contados al norte a partir del tiro Portirio Díaz.
Hacia el sur tiene 83 Mts. de longitud.

El 50. nivel (no existe el 4) se encuentra a 10 Mts.
sobre el 3 y lega hasta la superficie por el norte teniendo
115 Mts. de largo; la frente sur ha sido colada hasta los
135 Mts. En este nivel se coló un socavón que con un rumbo
de N 50° E y una longitud de 80 Mts. cortó a la vez de 300
Mts a 33 Mts. al sur del tiro Portirio Díaz. El socavón fué
continuado por otros 30 Mts. habiendo cortado a la vez
los a los 21 Mts.

El nivel como está a 17 Mts. abajo del uno, llegando
también a la superficie por el norte con una longitud de
250 Mts. a partir del pozo que lo comunica con el 1er. nivel.
Hacia el sur tiene la frente colada 85 Mts., pero continúa

te hay un caído a los 40 lts. que impide el paso.

La veta Plomosa es la que ~~tina~~ tiene los mayores valores y por lo mismo, es la que ha sido más trabajada, siendo así que del nivel 3 hasta el 5 ya sólo quedan las partes estériles y algunos pilares. Del nivel 5 hacia arriba no ha sido comida la veta por ser ésta completamente estéril. Los trabajos de explotación actuales se están llevando entre los niveles dos y tres donde todavía queda una parte de la zona enriquecida sin explotar, sin embargo, los clavos o botones de esta zona son muy reducidos de tamaño. La zona enriquecida continúa hasta el nivel cero, aunque por lo general con pocos valores. A profundidad no ha sido explorada la veta.

La veta Piritosa también tiene algunos comidos anteriores, que denotan que en ellos hubo valores costeables, pero el muestreo actual indicó solamente puntos aislados, que no hacen costeable, aunque haya dado leyes regulares, su explotación.

Las leyes medias de los clavos que se están trabajando actualmente entre los niveles 2 y 3, son de 3.2 Gms. de Au/Ton, 210 Gms. de Ag. por Ton., 2.3 % de Pb y 2.7 % de Zn.

En los dos lugares que tienen leyes costeables en el nivel cero, aquellas son, en promedio, de 3.7 Gms. de Au. por Ton., 185 Gms. de Ag por Ton. 1.9 % de Pb y 2.9 % de Zn.

Se observa que las leyes son bastante constantes al bajar desde el nivel tres hasta el cero, por lo que es probable que continúen con esa uniformidad por cierta distancia a profundidad.

Se hay un cambio a los 40 lras. que impide el paso.

La voz piznos es la que tiene las mayores alturas y por lo mismo, es la que se oye más tarde, cuando sale del nivel 3 hasta el 5 y se oye cuando las partes altas y algunas bajas. Del nivel 5 hasta arriba no se oye. Se oye la voz por ser ésta completamente vertical. Las partes de explotación actuales se están llevando entre las niveles dos y tres donde todavía queda una parte de la zona empinada sin explorar, sin embargo, las claves o botones de esta zona son muy reducidos de tamaño. La zona empinada continúa hasta el nivel cero, cuando por lo general con pocas alturas. A profundidades no se oye explotación de la veta.

La voz piznos también tiene algunas claves entre alturas, que demuestran que en ellas hubo vetas costeadas, pero el número actual indica solamente puntos aislados, que no hacen costado, cuando se dan leyes regulares en explotación.

Las leyes medias de las claves que se están trabajando actualmente entre las niveles 2 y 3, son de 3.2 Gms. de Au/Ton, 210 Gms. de Ag por Ton., 8.3 % de Pb y 2.7 % de Zn.

En las dos leyes que tienen leyes costeadas en el nivel cero, aquellas son, en promedio, de 3.7 Gms. de Au. por Ton., 188 Gms. de Ag por Ton., 1.3 % de Pb y 2.9 % de Zn.

Se observa que las leyes son bastante constantes al bajar desde el nivel tres hasta el cero, por lo que se puede concluir que la ley es bastante uniforme por el área de explotación a profundidades.

La potencia de la veta se mantiene también muy uniforme a rumbo y a profundidad con un valor de 1.30 Mts.

Hasta ahora sólo se ha encontrado una zona enriquecida en la veta, que es donde están los trabajos de explotación y que se encuentra localizada en las cercanías de la intersección de la veta Plomosa con la Piritosa y según parece, esta zona continúa a profundidad.

Mina El Moral.- En la mina El Moral se han encontrado, hasta ahora, 5 vetas, todas ellas del tipo plomoso que son: la veta de San Miguel, la Veta Nueva, la veta del Jazmín, la veta de Sto. Tomás y la veta del Bajo.

La veta principal y sobre la cual está colocado el socavón de acceso o socavón de San Miguel, es la veta del mismo nombre. Esta veta tiene un rumbo de $N 53^{\circ} W$ y un echado al NE de 60° . Su potencia media es de 1.50 Mts. variando de 0.50 - Mts. hasta 3.20 Mts.

La veta Nueva tiene un rumbo general de $N 48^{\circ}$ y un echado medio de 43° al NE. Su potencia varía de 0.50 Mts. hasta 3.20 teniendo un valor medio de 1.20 Mts.

La veta del Jazmín tiene un rumbo de $N 24^{\circ} W$ y un echado al NE de 75° . Su potencia media es de 1.00 Mt.

La veta de Sto. Tomás, tiene un rumbo general de $N 50^{\circ} W$ y un echado de 80° al NE. Su potencia media es de 0.85 Mts.

La veta del Bajo tiene un rumbo de $N 47^{\circ} W$ y un echado al NE de 65° . Su potencia media es de 1.15 Mts.

Las vetas de San Miguel y del Jazmín tiene su intersección sobre el socavón de San Miguel a los 85 Mts. a partir de la bocamina. Las vetas de San Miguel y Nueva se intersectan -

La potencia de la veta es bastante débil y muy anterior
 no a rumbo y a profundidad con un valor de 1.00 lras.
 Hasta ahora sólo se ha encontrado una muestra de
 en la veta, que se donde están los trabajos de explotación y
 que al momento localizados en las cercanías de la intersección
 con la veta Plomosa con la Pirita y según parece, esta
 zona contiene a profundidades.

Linea El Lince - En la mina El Lince se han encontrado
 hasta ahora 6 vetas, todas ellas del tipo plomosa que son:
 la veta de San Miguel, la Veta Nueva, la veta del Termino, la
 veta de Sto. Tomás y la veta del Bajo.
 La veta principal y sobre la cual está colocado el es-
 tacion de acceso a sección de San Miguel, es la veta del mismo
 nombre. Esta veta tiene un rumbo de N 53° W y un echado al NE
 de 60°. Su potencia media es de 1.50 lras. variando de 0.50 -
 lras. hasta 3.20 lras.

La veta Nueva tiene un rumbo general de N 48° W y un
 echado medio de 43° al NE. Su potencia varía de 0.30 lras. has-
 ta 3.20 teniendo un valor medio de 1.20 lras.
 La veta del Termino tiene un rumbo de N 24° W y un e-
 chado al NE de 75°. Su potencia media es de 1.00 lras.

La veta de Sto. Tomás, tiene un rumbo general de N -
 50° W y un echado de 30° al NE. Su potencia media es de 0.85
 lras.

La veta del Bajo tiene un rumbo de N 47° W y un echa-
 do al NE de 65°. Su potencia media es de 1.15 lras.
 Las vetas de San Miguel y del Termino tienen un interés
 sólo sobre el acceso al estacion de San Miguel y los 35 lras. e partir de
 la posición. Las vetas de San Miguel y Nueva se intersectan

según una línea que se encuentra arriba del nivel del socavón de San Miguel, o nivel cero, a una altura que varía de 50 Mts. en el Tiro General a 30 Mts. en el lugar llamado la Corona.

La veta más trabajada ha sido la de San Miguel, principalmente arriba del nivel cero, en la zona enriquecida -- que se encuentra en la intersección de la veta de San Miguel con la veta Nueva. Algunos comidos llegan hasta la superficie. Abajo del nivel cero también existen comidos anteriores.

El socavón de San Miguel colado sobre la veta del mismo nombre, tiene 450 Mts. de longitud corriendo de NW a SE. A los 105 Mts. de la bocamina se encuentra situado el Tiro General, que partiendo del nivel cero, llega hasta el nivel 50. De los 12 Mts. a los 30 Mts. al sur del Tiro General, está el rebajo No. 1, que se está trabajando actualmente. A los 70 Mts. al Sur del Tiro General se encuentra el primer crucero al oriente que cortó a la veta de Sto. Tomás a los 25 Mts., y a la veta Nueva a los 37 Mts. A partir de este crucero y sobre la veta Nueva, se coló una frente al Norte de 50 Mts. de largo. Sobre la veta de Sto. Tomás únicamente se hicieron unos piquetes al norte y al sur. A los 243 Mts. al sur del Tiro General, se encuentra el segundo crucero al oriente que cortó la veta de Sto. Tomás a los 16 Mts. y a la veta Nueva a los 28 Mts. Sobre la veta de Sto. Tomás únicamente existen dos piquetes sin importancia. Sobre la veta Nueva existe el comido antiguo de veta Nueva de 50 Mts. de largo siguiendo aproximadamente el echado de la veta y de un espesor medio de 20 Mts. Subiendo por este comido se llega a un lugar llamado la Corona, que está en la intersección de la veta Nue

según un línea que a continuación arriba del nivel del soco-
vón de San Miguel, o nivel cero, en la zona empinada de
50 Metros en el Tipo General I a 30 Metros en el lugar llamado la
Corona.

La veta más trapezoidal se ubica al lado de San Miguel, prin-
cipalmente arriba del nivel cero, en la zona empinada de
que se encuentra en la intersección de la veta de San Miguel
con la veta Nueva. Algunos combos siguen hasta la superficie
este Abajo del nivel como también existen combos anteriores.

El soco de San Miguel cubre la veta del mis-
mo nombre, tiene 450 Metros de longitud corriendo de NW a SE.
A los 105 Metros de la boca se encuentra situado el Tipo
General, que partiendo del nivel cero, llega hasta el nivel
50. De los 12 Metros a los 30 Metros al sur del Tipo General, se
está el rebajo No. 1, que se está trapezoidalmente. A
los 70 Metros al sur del Tipo General se encuentra el primer
crucero al oriente que corta a la veta de San Tomás a los
25 Metros. Y a la veta Nueva a los 37 Metros. A partir de este
crucero y sobre la vestimenta, se coló una traza al Norte de
50 Metros de largo. Sobre la veta de San Tomás únicamente se
distinguen unos piques al Norte y al Sur a los 25 Metros. El
sur del Tipo General, se encuentra el segundo crucero al oriente
que corta la veta de San Tomás a los 15 Metros y a la veta
Nueva a los 28 Metros. Sobre la veta de San Tomás únicamente
existen dos piques sin importancia. Sobre la veta Nueva
existe el combo antiguo de veta Nueva de 50 Metros de largo
siguiendo proximalmente al codo de la veta y de un espesor
medio de 20 Metros. Siguiendo por esta veta se llega a un lugar
llamado la Corona, que está en la intersección de la veta Mis-

va con la veta de San Miguel. En este lugar se encuentra otro comido de consideración que llega hasta la superficie. Aquí en la Corona se ha encontrado últimamente la veta llamada del Bajo por encontrarse al bajo de la veta de San Miguel. Esta veta del Bajo la están trabajando actualmente.

Abajo del nivel cero hay tres niveles, a 20, 30 y 50 metros respectivamente. En todos estos niveles se coló un crucero desde el tiro para cortar la veta de San Miguel, colándose frentes al norte y al sur sobre la misma veta. En el nivel 20 la frente norte tiene 12 Mts. de largo hasta llegar a un caído; la frente sur tiene 15 Mts. de largo llegando a otro caído. En este nivel no existen actualmente trabajos de explotación. En el nivel 30 la frente norte tiene 33 Mts. de largo hasta el tope; la frente sur tiene 12 Mts. de largo hasta llegar a un caído. En este nivel se está explotando un rebaje en la frente norte a 22 Mts. del crucero. En el nivel 50 la frente norte tiene 8 Mts. y la frente sur tiene 95 Mts. de largo. En este nivel se están explotando dos rebajes en la frente sur a los 30 y 45 Mts. desde el crucero.

Los valores en esta mina consisten en plata, plomo y zinc, pues hay muy poco oro. En el rebaje No. 1, sobre la veta de San Miguel, las leyes son de 0.3 Gms. de Au por Ton., 640 Gms. de Ag por Ton., 2.7% de Pb y 5.2% de Zn. En el rebaje de la veta del Bajo, las leyes son de 0.4 Gms. de Au por Ton., 515 Gms. de Ag por Ton. 3.2% de Pb y 7.1% de Zn. En el rebaje del nivel 30, las leyes son de indicios de Au, 375 Gms. de Ag por Ton. 4.6% de Pb y 7.2% de Zn. En los rebajes del nivel 50 las leyes son de indicios de Au, 485 Gms. de Ag 5.1% de Pb y 9.4% de Zn.

Los muestreos efectuados nos muestran bastante unifor

un con la veta de San Miguel. En esta lugar se encuentran
 el o cambio de consideración que llega hasta la superficie.
 Aquí en la Corona se ha encontrado distintamente la veta
 de del Bajo por encontrarse al bajo de la veta de San Mi-
 guel. Esta veta del Bajo se está trayendo sucesivamente.
 Abajo del nivel como hoy esas niveles a 20, 30 y 50
 metros respectivamente. En todos estos niveles se coló un
 cruceo desde el tipo para contar la veta de San Miguel, co-
 ndiéndose frente al norte y al sur sobre la misma veta. En
 el nivel 20 la frente norte tiene 12 lts. de largo hasta la
 boca a un lado; la frente sur tiene 12 lts. de largo hasta
 de otro lado. En este nivel no existen sucesivamente, tras-
 los de explotación. En el nivel 30 la frente norte tiene 33-
 lts. de largo hasta el tope; la frente sur tiene 12 lts. de
 largo hasta llegar a un lado. En este nivel se está explo-
 rando un rebaje en la frente norte a 22 lts. del cruceo. En
 el nivel 50 la frente norte tiene 8 lts. y la frente sur tie-
 ne 22 lts. de largo. En este nivel se están explotando dos
 rebajes en la frente sur a los 30 y 45 lts. desde el cruceo.
 Los valores en esta mina constatan en plata, plomo y
 zinc, pues hay muy poco oro. En el rebaje No. 1, sobre la ve-
 ta de San Miguel, las leyes son de 0.3 Gms. de Au por Ton.
 0.40 Gms. de Ag por Ton., 2.75 de Pb y 2.25 de Zn. En el rebaje
 No. 2 de la veta del Bajo, las leyes son de 0.4 Gms. de Au por
 Ton., 0.15 Gms. de Ag por Ton., 3.25 de Pb y 7.15 de Zn. En el
 rebaje del nivel 30, las leyes son de indicio de Au, 375 -
 Gms. de Ag por Ton., 6.57 de Pb y 7.25 de Zn. En los rebajes
 del nivel 50 las leyes son de indicio de Au, 455 Gms. de Ag
 5.15 de Pb y 9.45 de Zn.

Los metales extraídos nos muestran bastante unido

midad en las leyes de plata a rumbo y a profundidad y un ligero aumento en el plomo y zinc a profundidad. Es probable que los valores de plata se sigan manteniendo constantes a más profundidad y que los valores de plomo y zinc vayan aumentando, o que por lo menos también se mantengan constantes.

Se puede observar que la potencia de las vetas va disminuyendo progresivamente a profundidad, notándose que aumenta su compacticidad, notándose también una disminución del relleno brechoso de andesita; sin embargo en el nivel 50, el valor medio de la potencia de la veta de San Miguel es de 0.90 Mts. y se observa que en los clavos está muy mineralizada.

General.- Puede observarse que todas las vetas están perfectamente bien definidas, pero son en su mayor parte estériles, estando los enriquecimientos concentrados en zonas de tamaños y formas variables. Todavía dentro de las zonas enriquecidas, el relleno de las vetas se divide en clavos o botones costeables y porciones pobres. Al aumentar la profundidad disminuyen las dimensiones y el número de los clavos dentro de la zona enriquecida.

La textura de las vetas es bandeada, notándose claramente la sucesión de minerales a partir de los respaldos. El relleno de brecha andesítica que predomina en la parte superior de las vetas, disminuye notablemente a profundidad dejando su lugar al cuerzo y a la calcita. También se observa que todas las vetas se vuelven más compactas a profundidad, angostándose las cintas mineralizadas.

Los valores de oro disminuyen rápidamente a profundidad; los valores de plata disminuyen lentamente a profundidad;

mides en las leyes de placa a rumbo y a profundidad y un li-
 - como aumento en el plomo y zinc a profundidad. Es probable
 - que los valores de placa se aigan manteniendo constantes e
 - más profundidad y que los valores de plomo y zinc varían en-
 - cuando, o que por lo menos también se mantengan constantes.
 - se puede observar que la potencia de las vetas se dis-
 - minuye progresivamente a profundidad, notándose que en me-
 - - a su profundidad, notándose también una disminución del
 - rrollo preciso de ensayos; sin embargo en el nivel 30, el
 - - valor medio de la potencia de la veta de San Miguel es de
 - 0.90 lras. y se observa que en los clavos está muy mineraliza-
 - da.

General. - Puede observarse que todas las vetas están
 - perfectamente bien definidas, pero son en su mayor parte es-
 - - táticas, estando los empalmamientos concentrados en zonas
 - - de tamaño y forma variables. Toda el centro de las zonas
 - - empalmadas, el rrollo de las vetas se divide en clavos o
 - - potones costales y potones pobres. Al aumentar la profun-
 - - didad disminuyen las dimensiones y el número de los clavos
 - - dentro de la zona empalmada.

La textura de las vetas es bastante, notándose clava-
 - mente la sucesión de minerales a partir de los resacaños. El
 - rrollo de brecha ardiente que predomina en la parte supe-
 - - rior de las vetas, disminuye notablemente a profundidad dejen-
 - - do su lugar al cuarzo y a la calcita. También se observa que
 - - todas las vetas se vuelven más compactas a profundidad, aneg-
 - - tándose las cintas mineralizadas.
 - Los valores de oro disminuyen rápidamente a profundi-
 - - dad; los valores de plata disminuyen lentamente a profundidad;

Los valores de plomo y zinc se mantienen prácticamente constantes a profundidad.

Hasta ahora las minas han sido trabajadas exclusivamente por el sistema de buscones, siguiendo los clavos por donde vayan sin llevar un orden definido.

Génesis de los Yacimientos.

Formación de los minerales primarios.- Los minerales primarios fueron acarreados en solución o en suspensión coloidal por soluciones hidrotermales provenientes de un magma intrusivo. Por cristalización y diferenciación progresiva del magma resultó una solución residual que se vuelve más y más rica en materia volátil y otros constituyentes, incluyendo los metales, que en un principio se encontraban diseminados en el magma.

Acercas del carácter de las soluciones mineralizantes, es probable que al momento de su desprendimiento del magma, fueron ácidas y lo siguieron siendo por parte de su trayecto ascendente. Su carácter ácido permitió un ataque vigoroso a la roca atravesada, alterándola y a su vez transformándose las mismas soluciones de ácidas en alcalinas. Todo el resto de su trayecto ascendente lo hicieron como soluciones alcalinas.

Varios geólogos, entre ellos Lindgren, han avanzado la idea de que es probable que la mayor parte de los minerales han sido transportados en estado coloidal. El agua descompone los sulfuros dobles alcalinos produciendo la suspensión coloidal de ellos en las soluciones. También se sabe que el H_2S puede dispersar los sulfuros. El ataque de las soluciones ácidas sobre los silicatos daría una gran cantidad de sílica li-

Los valores de ρ como y como se mencionan precedentemente como
 tanto a profundidad.
 Hasta ahora las minas han sido explotadas exclusivamente
 tanto por el sistema de buzonas, utilizando las claves por
 donde vienen sin llevar un orden definido.
 Génesis de los Yacimientos.

Formación de las minerales primarias - Las minerales
 primarias fueron se resacas en solución o en suspensión coloidal
 del por soluciones hidrotermales provenientes de un magma in-
 trusivo. Por cristalización y diferenciación progresiva del
 magma resultó una solución residual que se vuelve más y más
 rica en materia volátil y otros constituyentes, incluyendo
 las metales, que en un principio se encuentran disueltos
 en el magma.

Acercos del e tener de las soluciones mineralizantes.
 es probable que el momento de su desprendimiento del magma
 fueron hechas y lo siguiente siendo por parte de un proceso
 ascendentemente. Su carácter ácido permitió un grado vigoroso de
 la red avanzadas, ricas en sílice y a su vez transformándose
 las mismas soluciones de ácidos en alcalinas. Todo el resto
 de su proceso ascendentemente lo hicieron como soluciones alcali-

Veritas geológicas, entre ellos litología, han cambiado la
 ías de que es probable que la mayor parte de los minerales
 han sido transportados en estado coloidal. El gas descompono
 los sulfuros de las soluciones produciendo la suspensión coloidal
 del de ellos en las soluciones. También se sabe que el H₂S
 puede escapar los sulfuros. El grado de las soluciones coloi-
 des sobre las ácidos las cuales una gran cantidad de ácidos in-

bre en forma coloidal y sería transportada en esta forma. La silica coloidal ayuda a mantener a los minerales en estado disperso.

La precipitación de los minerales al formar los criaderos, principalmente debida a una disminución en la temperatura y la presión, fué por etapas sucesivas dando lugar a la formación de bandas o acreciones graduales sobre los respaldos, desarrollando cristales bien definidos que se proyectan hacia adentro de la cavidad, dando lugar a estructuras en forma de peine. Las cavidades no siempre se cierran completamente dando lugar a cavidades centrales en las que mejor se nota el crecimiento libre de los cristales. Costras o bandas sucesivas de minerales distintos depositados sobre los respaldos en los lugares abiertos, dan lugar a costrificación, y cuando tales bandas rodean fragmentos desprendidos de la roca encajonante, se forman bandas concéntricas alrededor del fragmento.

La costrificación antes mencionada se observa perfectamente bien desarrollada en todos los criaderos de la región, siendo característica de los yacimientos formados por el llenamiento de cavidades; además nos permite observar macroscópicamente la edad relativa de formación o paragénesis, de los distintos minerales.

El orden de formación de los minerales comenzando por el más antiguo, fué el siguiente:-

Cuarzo y Calcita.

-Pirita.

Esfalerita.

Galena.

para un tipo de coloidal y para un tipo de forma. En
algunos casos, los minerales en estado
de coloidal.

La precipitación de los minerales de la zona de
los, principalmente, se debe a una disminución en la temperatura
y la presión, así por etapas sucesivas dando lugar a la
formación de bandas o concreciones granudas sobre los resque-
dos, así formando cristales bien definidos que se proyectan
hacia el centro de la cavidad, dando lugar a estructuras en
forma de peine. Los cristales no siempre se forman completa-
mente dando lugar a concreciones centrales en las que mejor se
nota el crecimiento libre de los cristales. Estas o bandas
sucesivas de minerales distintos depositados sobre los resque-
dos en los lugares adyacentes, dan lugar a concreciones
y cuando estas bandas rodean fragmentos dispersados de la
roca anfitriona, se forman bandas concéntricas alrededor
del fragmento.

La estructura de las concreciones se observa por
tanto bien desarrollada en todos los cristales de la zona
alrededor característica de los fragmentos formados por el
crecimiento de cavidades, además nos permite observar macroscópicamente
el estado relativo de formación o concreción, de los
distintos minerales.

El orden de formación de los minerales comienza por
el más antiguo, que es el siguiente:

Quartzo y Calcita.

Clorita.

Basaltita.

Calcita.

Chalcopirita.

Sulfuros de Plata.

Pirita.

Cuarzo y Calcita.

A veces se observan bandas intermedias de cuarzo o de calcita, pero siempre algunos de ellos empieza y termina la formación. También se observa en algunas vetas la repetición, hasta tres veces, de la sucesión de los minerales antes mencionados, indicando épocas sucesivas de depósito con repetida reapertura de la fractura.

La primera pirita o sea la más antigua, se encuentra en abundancia reemplazando los respaldos de andesita y sobre todo los fragmentos de brecha de la misma andesita que forman parte del relleno de las vetas.

La galena es siempre argentífera, pudiendo estar la plata en solución sólida o como pequeñas inclusiones de sulfuro de plata.

La esfalerita también es argentífera; pero lo más probable es que ésto se deba principalmente, al reemplazamiento de dicha esfalerita por sulfuros de plata secundarios y en menor grado por asociaciones primarias. La galena y la esfalerita también se encuentran, en algunas ocasiones, reemplazando a los respaldos de la roca encajonantes.

El oro viene asociado con las piritas.

Formación de los minerales debidos a la oxidación de los primarios.

La zona de oxidación en los criaderos estudiados, se extiende desde la superficie del terreno hasta el nivel hidrostático. El hecho de que encontremos sulfuros supergénicos -

Christofritas
Sulfuros de Plata
Platina
Cinabros y Galena

A veces se observan ciertas inclusiones de cuarzo o de
calcita pero siempre algunas de ellas empiezan y terminan la
formación. También se observan en algunas veces la repetición
de estas tres veces, de la sucesión de los minerales en las men-
suras, indicando épocas sucesivas de depósito con repetidas
modificaciones de la estructura.

La primera parte o sea la más antigua, se encuentra en
completa conformidad con los trabajos de Silliman y sobre to-
do los fragmentos de brecha de la misma antigüedad que forman
parte del relieve de las vetas.

La galena es siempre argentífera, pudiendo estar la
plata en solución sólida o como pequeñas inclusiones de sulfu-
ro de plata.

La estafierita también es argentífera, pero lo más pro-
bable es que esto se deba principalmente, al reemplazamiento
de dicha estafierita por sulfuros de plata secundarios y en
menor grado por asociaciones primarias. La plata y la esta-
fierita también se encuentran, en algunas ocasiones, respaldan-
do a los trabajos de la roca encerradas.

El oro viene asociado con las platinas.
Formación de los minerales debidos a la oxidación
de los primeros

Las zonas de oxidación en los estratos secundarios, se
extienden desde la superficie del terreno hasta el nivel hidro-
gráfico. El hecho de que encontramos sulfuros supergénicos

en la zona de oxidación y de que esta zona se extienda hasta el nivel hidrostático, nos indica un hundimiento gradual del nivel hidrostático debido a la erosión del terreno y también que la oxidación se lleva a cabo a la misma velocidad a la que se hunde el nivel hidrostático.

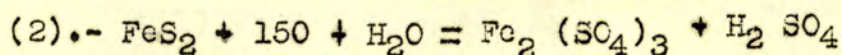
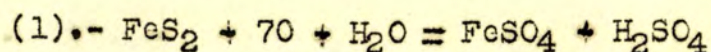
El que la velocidad de oxidación se la misma que la del hundimiento del nivel hidrostático, se debe principalmente al gran fracturamiento del terreno y a que nunca se secan las -- fracturas, ni aún en tiempo de secas. Estos factores ayudan -- notablemente a la oxidación general del terreno, siendo así -- que sólo se puede observar la andesita fresca en las barrancas cortadas por los arroyos, estando cubierto todo el resto del terreno por una gruesa capa de regolita bastante arcillosa y -- de color café debido a la limonita.

Así como el resto del terreno, los criaderos minerales encuentran también muy alterados en la zona de oxidación,

La pirita juega un papel muy importante en la oxidación de los yacimientos, pues proporciona los elementos necesarios para descomponer los sulfuros primarios en sulfatos de los -- metales básicos y permitir su solución y acarreo.

La pirita al ser oxidada da fácilmente su átomo extra- de azufre para formar sulfato de fierro y ácido sulfúrico.

Las reacciones siguientes muestran sin pasos intermedios la acción principal: -



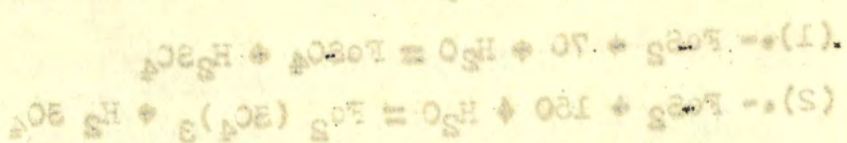
La reacción (2) pasa por etapas intermedias en que se forman S, SO₂ y Fe SO₄. El azufre se puede oxidar a H₂ SO₄.

en la zona de oxidación y de que esta zona se extiende hasta el nivel hidroestático, nos indica un hundimiento del nivel hidroestático debido a la erosión del terreno y también que la oxidación se lleva a cabo a la misma velocidad a la que se hunde el nivel hidroestático.

El que la velocidad de oxidación es la misma que la del hundimiento del nivel hidroestático, se debe principalmente al gran fraccionamiento del terreno y a que nunca se secan las frentes, ni aun en tiempo de sequía. Estos frentes quedan notablemente a la oxidación general del terreno, así que al que sólo se puede observar la oxidación frías en las perforaciones cortadas por los arroyos, estando cubierto todo el resto del terreno por una gruesa capa de regolita bastante arenosa y de color café debido a la limonita.

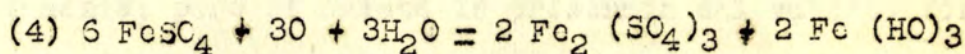
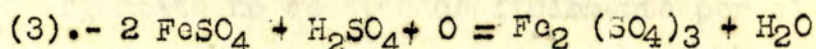
Así como el resto del terreno, los cráteros minerales encuentran también muy afectados en la zona de oxidación. La pirita juega un papel muy importante en la oxidación de los yacimientos, pues proporciona los elementos necesarios para descomponer los sulfuros primarios en sulfatos de los metales básicos y permitir su solución y extracción.

La pirita al ser oxidada se transforma en ácido sulfúrico de donde se forma sulfato de hierro y óxido sulfúrico. Las reacciones siguientes muestran cómo se forman los ácidos principales:

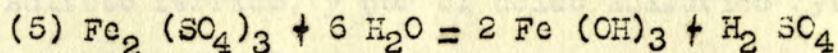


La reacción (2) pasa por etapas intermedias en que se forman Fe_2O_3 y Fe_3O_4 . El sulfuro se puede oxidar a H_2SO_4 .

El sulfato ferroso se oxida fácilmente a sulfato férrico e hidróxido férrico.

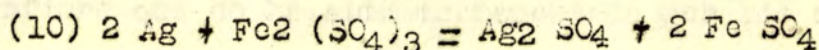
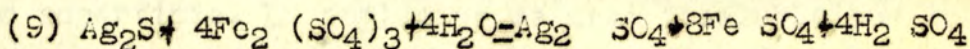
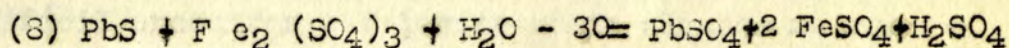
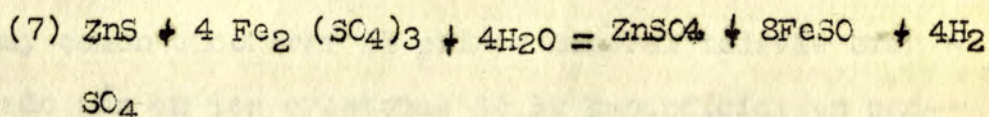
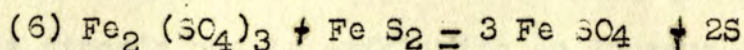


El sulfato férrico se hidroliza a hidróxido férrico y ácido sulfúrico.

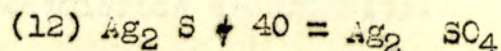
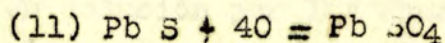


De aquí fácilmente se obtiene el óxido de fierro hidratado que es la limonita tan común en la zona oxidada de los criaderos.

El sulfato férrico es un fuerte agente oxidante y ataca a la pirita y a los demás sulfuros para dar sulfato ferroso y sulfatos de los demás metales, como se vé en las siguientes reacciones. Aunque se obtienen los productos finales no se puede decir que las reacciones anotadas sean las que verdaderamente se producen.

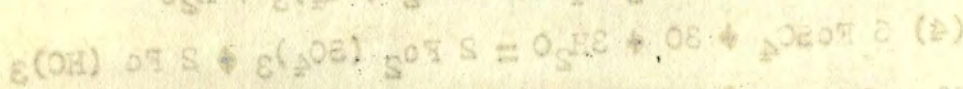


Además tenemos las siguientes reacciones más sencillas.

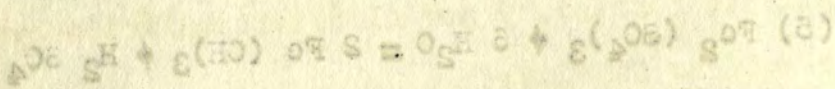


De cualquier modo parece que es necesaria la presen

El sulfato ferroso se oxida fácilmente a sulfato fé-



El sulfato férrico se hidroliza a hidróxido férrico y



De aquí se deduce que se obtiene el óxido de hierro hi-

dratado que es la limonita tan común en las zonas oxidadas de

las certeras.

El sulfato férrico es un agente oxidante y se

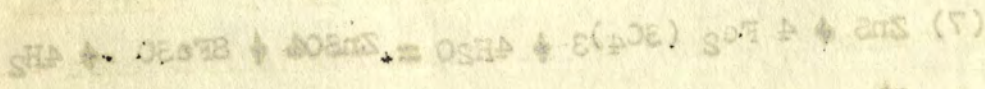
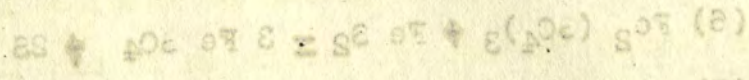
oxida a óxido férrico y a los demás sulfatos por el sulfato férrico

de los sulfatos de los demás metales, como se ve en las siguientes

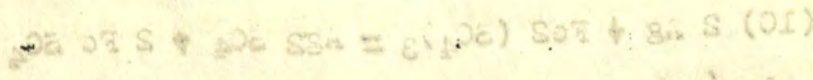
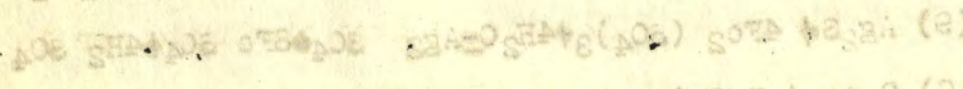
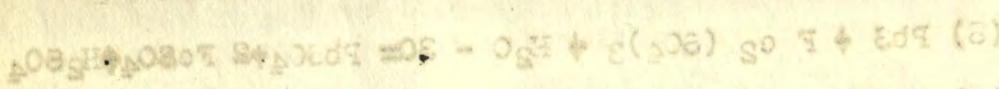
reacciones. Aunque se obtienen los productos finales no

se puede decir que las reacciones encajadas sean las que verdaderamente

se producen.



SO₂



Además tenemos las siguientes reacciones más sencillas



De aquí se deduce que se necesita la presencia

cia del sulfato férrico para el ataque efectivo de los sulfuros metálicos.

La argentita no es atacada fácilmente por el ácido sulfúrico solamente; pero si existe la presencia del sulfato férrico, es más rápidamente descompuesta.

La pirargirita y la proustita son también descompuestas por el sulfato férrico, y por el ácido sulfúrico ayudado por el mismo sulfato férrico.

La presencia de la goalarita formando eflorescencias - en la zona oxidada nos indica que efectivamente se formó el el sulfato de zinc, siendo seguro que fué transportado en solución como tal, puesto que el sulfato de zinc es muy soluble. Las estalactitas de melanterita nos indican asimismo la presencia del sulfato de fierro.

La presencia de la anglesita nos indica que la galena fué atacada también por el ácido sulfúrico y el sulfato férrico para formar el sulfato de plomo. Se nota que la galena ha sido menos atacada que la esfalerita en la zona de oxidación, pues es muy común encontrar al primer mineral todavía bien - cristalizado aún en los crestones de la superficie; en cambio, es difícil encontrar esfalerita hasta algunos metros abajo de la superficie. La anglesita es casi insoluble por lo que se infiere que no ha sido transportada por las soluciones descendentes.

El sulfato de plata siendo bastante soluble, fué transportado en solución por las aguas descendentes, dando lugar a enriquecimientos secundarios.

Formación de los sulfuros supergenéticos. Los metales que han entrado en solución a la zona de oxidación son aca---

de los sulfatos férricos por el método efectivo de los sulfatos
de sodio.

La experiencia no es favorable al método de los sulfatos
de sodio; pero si existe la posibilidad de los sulfatos férricos
de sodio, es más rápidamente descomponerse.

La pirritita y la proustrita son también descomponerse
por el sulfato férrico, y por el ácido sulfúrico cuando por
el mismo sulfato férrico.

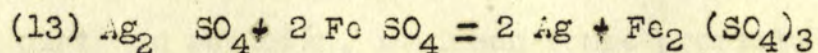
La proustrita de la galena forma una eflorescencia
en la zona oxidada; los indios que efectivamente se forman el
ácido sulfúrico de zinc, siendo seguro que fue transportado en so-
lución como tal, puesto que el ácido de zinc es muy solu-
ble. Las características de la proustrita nos indican también la
presencia del sulfato de hierro.

La proustrita de la galena nos indica que la galena
fue atacada también por el ácido sulfúrico y el sulfato férrico
co para formar el sulfato de plomo. Se nota que la galena ha
sido menos atacada que la pirritita en la zona de oxidación,
que es muy común encontrar el primer mineral todavía bien
existente aún en las crestas de la superficie, en com-
paración con el difícil encontrar sulfatos de zinc y plomo en
algunos puntos de la superficie. La galena es casi insoluble por lo
tanto se infiere que no ha sido transportada por las soluciones
de las proustritas.

El sulfato de plomo cuando presente soluble, fue trans-
portado en solución por las aguas de las proustritas, dando lugar
a una precipitación secundaria.
Formación de los sulfatos secundarios. Los metales
que han entrado en solución en la zona de oxidación son cop-

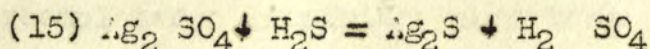
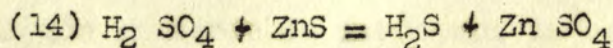
recados hacia abajo, donde al encontrar condiciones apropiadas, se depositan como sulfuros secundarios.

Las soluciones en la zona de oxidación son de carácter ácido, por la presencia del ácido sulfúrico; en ellas predomina el sulfato férrico sobre el ferroso debido a la gran cantidad de oxígeno que llevan. Al pasar estas soluciones a un nivel inferior al nivel hidrostático, se forman alcalinas, pierden su oxígeno y entonces predomina el sulfato ferroso, que es reductor, sobre el férrico. Este cambio de condiciones permite la precipitación de los minerales secundarios como se vé en las siguientes reacciones:-

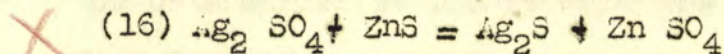


dando lugar a la plata nativa secundaria. (1)

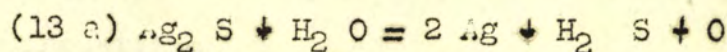
Ahíra bien, el ácido sulfúrico ataca a los sulfuros más solubles como la esfalerita produciendo H₂S que precipita a los metales como sulfuros.



Otra manera de precipitación es al encontrar sulfuros más solubles que el sulfuro de plata, se precipita éste y el primero entra en solución.

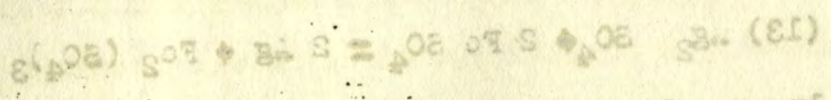


(1).- Vogt supone que la plata nativa se ha derivado de la argentita por la acción del agua.

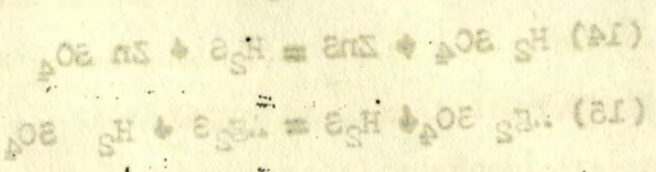


De esta manera se forman por precipitación directa, los sulfuros de plata secundarios como la argentita, la pirar

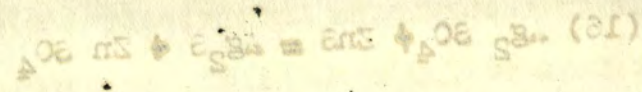
trabaja en el campo de la química orgánica, y
 sus investigaciones se refieren a la síntesis de
 compuestos orgánicos. En el curso de sus
 trabajos, ha obtenido importantes resultados
 en el estudio de la acción de los ácidos
 sobre los compuestos orgánicos. Sus trabajos
 han sido publicados en las revistas más
 importantes de la química orgánica.



Este tipo de reacción se denomina reacción
 de oxidación-reducción. En ella, el hierro
 se oxida y el azufre se reduce. Este tipo
 de reacciones son muy importantes en la
 química orgánica.



Estas reacciones se denominan reacciones
 de desplazamiento. En ellas, el zinc
 desplaza al hidrógeno del ácido sulfúrico.
 Este tipo de reacciones son muy importantes
 en la química orgánica.



(1) -- Voyt supone que la plata metálica se
 forma por la acción del agua.



De esta manera se forma por precipitación directa
 los sulfuros de plata secundarios como la plata.

giritita y la proustita, tan comunes en esta región.

Es digno de notarse que no se observa ningún indicio de la formación de sulfuro de zinc supergénico, quizá debido a la solubilidad de las sales de zinc tanto en soluciones ácidas como alcalinas.

Otro importante proceso de formación de los sulfuros de plata supergénicos, y según algunos geólogos el más importante, es el reemplazamiento de sulfuros preexistentes por los sulfuros de plata. Según la serie de Schufmann, la plara puede reemplazar como sulfuro a la falena, la esfalerita y la pirita, por lo que las soluciones descendentes -- con la plata en solución, tuvieron campo propicio para que ésta reemplazara a los sulfuros ya existentes.

Estos cambios no pueden escribirse con fórmulas químicas pues el proceso de reemplazamiento sigue la ley de volúmenes iguales.

Según la serie de Schürman, la esfalerita únicamente puede reemplazar a la pirita, pero hasta ahora no se ha observado que ésta haya sido reemplazada por aquélla, ignorándose las razones por las cuales no se efectúa dicho reemplazamiento lógico.

De esta manera se han formado los enriquecimientos secundarios de sulfuros de plata, que han sido de gran importancia en la región. Aún ahora es fácil observar que los valores altos de plata en los criaderos, son debidos a los sulfuros supergénicos, ya sean de argentita, de pirargiritita o de proustita.

Control de la Mineralización.

El Control de la Mineralización en los criaderos de la

El primer y el segundo, que se refieren a las regiones
de las que se obtiene el material para la fabricación de
los productos de la industria de la lana, y a las que se
obtiene el material para la fabricación de los productos
de la industria de la seda.

Otro importante proceso de formación de los productos
de la industria de la lana, y según algunas regiones, el más
importante, es el procesamiento de las fibras de lana
para la fabricación de los productos de la industria de
la lana. Según la serie de Schürmann, la
lana puede clasificarse como lana de la serie de Schürmann,
y la lana de la serie de Schürmann, por lo que las soluciones
descendentes de la lana en solución, tuvieron tiempo
propio para que se clasificaran en las series de Schürmann.

Estos cambios no pueden escribirse con fórmulas
durante el proceso de procesamiento de la lana, ya que
los cambios de procesamiento durante la ley de volúmenes
de las fibras, según la serie de Schürmann, la clasificación
única de la lana, puede clasificarse en la serie de Schürmann,
pero hasta ahora no se ha observado que haya sido
reemplazado por alguna, ignorando que las fibras
no se efectúan de modo que las fibras de la serie de Schürmann
sean idénticas.

De esta manera se han formado los productos de la
industria de la lana, que han sido de gran importancia
en la industria de la lana. En el momento de la
fabricación de los productos de la lana, se han observado
los cambios de la lana en los productos, según la serie de
Schürmann, y según de experiencia, de la industria de la
lana.

El Control de la Industria de la Lana
El Control de la Industria de la Lana en los Países de la

región Sur de Zacualpan, se debe, creo yo, esencialmente a características estructurales.

Estas características estructurales, las podemos dividir en regionales y particulares. Las regionales controlaron la mineralización de toda la zona y consisten en las fracturas debidas a los esfuerzos tectónicos a que estuvo sometida la región, por las cuales ascendieron las soluciones hidrotermales depositando su carga. Las características estructurales regionales convirtieron toda la región de Zacualpan en una región minera. Estas características tienen solamente una importancia general pues únicamente nos indican una zona más o menos grande, dentro de la cual podemos encontrar concentraciones costeables de minerales.

De más interés para el minero, son las características estructurales particulares, pues éstas controlaron la formación de los clavos costeables dentro de las vetas. Estas características particulares son las cavidades en las cuales precipitaron los minerales acarreados por las soluciones termales ascendentes.

Al aplicarse los esfuerzos tectónicos, la cohesión de la roca no pudo haber sido uniforme, habiendo zonas de menor cohesión que dieron lugar a las cavidades más grandes. Otro factor de importancia fué la profundidad de la roca, pues es natural que la roca cerca de la superficie tuvo que haber presentado menos resistencia que la roca más profunda. Este hecho fué observado en todas las vetas estudiadas notándose que las cavidades son mayores en la parte superior, debido a que la presión de la roca supradyacente fué suficientemente baja para permitir la formación, más o menos fácil, de las cavidades;

región sur de Escocia, en donde, como ya se ha mencionado, las características estructurales de las rocas cambrianas, las podemos dividir en regionales y particulares. Las regionales controlaron la mineralización de todo el país y consisten en la formación de las cadenas tectónicas a que antes se ha referido.

En la región, por las cuales se han mencionado las soluciones hidrotermales depositando en ellas. Las características estructurales de las regionales consisten en toda la región de Escocia en una región mineral. Estas características tienen solamente un importante general, pues únicamente nos refieren una zona más o menos grande, dentro de la cual podemos encontrar conexiones tectónicas características de minerales.

De más interés para el mineral, son las características estructurales particulares, pues éstas controlaron la formación de los tipos característicos dentro de las vetas. Estas características particulares son las evidentes en las cuencas de precipitación los minerales encontrados por las soluciones hidrotermales ascendentes.

Al explicar las estructuras tectónicas, la conexión de la roca no pudo haber sido uniforme, debido a una zona de menor extensión que están ligadas las evidencias más grandes. Otro factor de importancia es la profundidad de la roca, pues es normal que la roca cerca de la superficie sufre que haber sido mucho menos resistente que la roca más profunda. Este hecho fue observado en todas las veces en las evidencias que las evidencias son mayores en la parte superior, debido a que la presión de la roca superficialmente fue evidentemente más alta que permitiendo la formación, más o menos, de las evidencias.

en cambio, al aumentar la profundidad se observa una disminución gradual en el tamaño de las cavidades mineralizadas y también que las vetas se vuelven más compactas, disminuyendo el relleno brechoso de andesita tan abundante en las porciones superiores.

Otra característica de importancia son las intersecciones de las vetas o sus cercanías y los lugares donde se desprende un ramaleo de alguna veta, pues generalmente aumentan los valores en esas zonas, llegando en muchos casos a ser zonas enriquecidas costeables.

El control de la mineralización supergénica de los sulfuros de plata está ligado también a las mismas características estructurales antes mencionadas, pues la solución de los sulfuros se tuvo que haber efectuado en donde los hubo o sea en las cavidades donde se depositaron los minerales primarios, y la formación de los sulfuros secundarios a partir de dichas soluciones se tuvo que haber efectuado también precipitándose en cavidades preexistentes o reemplazando a sulfuros anteriores, cuya formación también estuvo controlada por la existencia de cavidades.

Según lo anterior, las cavidades de importancia, y por lo tanto claves costeables, se deben buscar preferentemente a rumbo, pues a profundidad disminuyen en las intersecciones de las vetas y en los desprendimientos de los ramales.

La concentración de oro se efectuó, por procesos residuales, a partir de las piritas suríferas, habiendo quedado el oro en la parte superior del criadero. Es por esto que no debe buscarse oro a profundidad, sino tratar de encontrarlo cerca de la superficie, y principalmente en las vetas piritosas.

C o n c l u s i o n e s .

1.- Los yacimientos que explota la Cía. Minera "La -
Fortuna", son vetas de fractura en roca andesita, consistien-
do los valores en oro, plata, plomo y zinc.

2.- Los valores de oro y plata disminuyen progresiva-
mente a profundidad y son debidas a concentraciones secunda-
rias. Los valores de plomo y zinc, aunque bastante uniformes
en todos los clavos o "botones" encontrados, no son costea-
bles por sí solos.

3.- Aunque las vetas están perfectamente definidas, -
son absolutamente estériles en su mayor parte, teniendo zo-
nas enriquecidas que disminuyen en dimensión y en número a -
profundidad, y que se encuentran principalmente en los luga-
res donde existe alguna intersección o ramaleo. Dentro de --
las zonas enriquecidas, los valores costeables se encuentran
en clavos o botones erráticamente distribuidos y de reduci-
das dimensiones.

4.- Del estudio geológico anterior se deduce que las -
vetas dejan de ser costeables a profundidad, por lo que las
exploraciones deben hacerse principalmente en sentido hori-
zontal a fin de tratar de encontrar otras zonas enriquecidas
que prolonguen por algún tiempo más la vida de esta región -
minera.

CONCLUSIONES

1.- Los procedimientos que exploró el Sr. Linares "La
 "Linares", son valores de fractura en rocas anisótropas, consistentes
 de los valores en oro, plata, plomo y zinc.
 2.- Los valores de oro y plata disminuyen progresiva-
 mente a profundidad y son desiguales a elementos análogos de
 otros yacimientos de plomo y zinc, cuando presentan uniformes
 en todos los casos o "botones" anómalos, no son costea-
 dos por el zinc.

3.- Aunque los valores están perfectamente definidos,
 son absolutamente catárticos en su mayor parte, tendiendo a
 las anisotropías que disminuyen en dimensión y en número a
 profundidad, y que se encuentran principalmente en los yaci-
 mientos de oro y plata. Dentro de
 los yacimientos de oro y plata, los valores costeados se encuentran
 en el caso de botones anómalos de plomo y de zinc.

4.- Del estudio geológico anterior se deduce que las
 relaciones de ser costeados a profundidad, por lo que las
 explotaciones deben hacerse principalmente en sentido hori-
 zontal e fin de evitar de encontrar otros yacimientos
 que profunden por algún tiempo más la vida de este yacimiento.

SEGUNDO PROBLEMA.

Actualmente no existen ningunas reservas de mineral en las minas de la Cía. Minera "La Fortuna" y tampoco se están llevando a cabo obras de exploración. Yo estimo de urgente necesidad el hacer obras de exploración y desarrollo que nos indiquen, en el menor tiempo posible, con cuanto mineral y de qué leyes puede contar la Compañía, a fin de decidir si sigue trabajando o si suspende sus trabajos.

Estando ya comidos los clavos cercanos a la superficie, las obras de exploración deberán ser subterráneas y consistirán en perforaciones de diamante y cuele de obras como frentes pozos, cielos, cruceros, etc.

Las perforaciones con diamante son adaptables para tratar de encontrar desde alguna labor abierta en una veta otras vetas.

Las perforaciones de diamante no se prestan para explorar a rumbo ni profundidad una veta ya conocida, siendo la mayor parte de los clavos de reducidas dimensiones, habría que perforar un gran número de barrenos para cubrir un área determinada a fin de buscar los pequeños clavos lo cual daría un costo exagerado.

El cuele de obras como frentes, pozos, cielos, etc., se presta especialmente para explorar una veta a rumbo y a profundidad a partir de algún lugar sobre la misma veta. También se deben explorar vetas desconocidas por medio de cruceros, después de haber sido localizadas con perforadoras de diamante.

Vamos ahora a proyectar, basándonos en el estudio geológico, las obras de exploración que deben hacerse en cada e

ESTUDIO PRELIMINAR

Por lo tanto no existen ningunas reservas de mineral en

las minas de la "C. Minera La Florida" y tampoco se sabe

si existe alguna otra reserva de explotación. Y como de urgente no

se puede hacer otra de explotación y desarrollo que nos ayude

en el mayor tiempo posible, con el mayor mineral y de

que se pueda contar la Compañía, a fin de beneficiar el agua

del terreno o el estudio sus trabajos.

Estando ya recibidos los datos referentes a la explotación

de la obra de explotación deberá ser exhaustiva y completa

de las perforaciones de diamante y otras como fracturas

porosa, cistitas, etc.

Las perforaciones con diamante son las mejores para

trabajar y encontrar desde alguna labor anterior un buen

resultado.

Las perforaciones de diamante no se prestan para

trabajar ni profundizar una vez ya concluido, siendo la

mejor parte de las claves de rocas dimensionales, debido que

requieren un gran número de perforaciones para cubrir un área

grande a fin de obtener las mejores claves de cada una de

estas explotaciones.

El costo de obra como fracturas, porosa, cistitas, etc.

se presta especialmente para explorar una vez ya concluido y

profundizar a partir de algún lugar sobre la misma zona.

Se debe explorar varias secciones por medio de

trabajar, cuando se hayan sido localizadas con perforaciones de

trabajar.

Vamos ahora a proyectar, basándonos en el estudio

hecho, las obras de explotación que deberán hacerse en cada

una de las minas de la Cía. "La Fortuna". El plan general que debe seguir se consiste en efectuar una exploración intensiva a rumbo, evitando las obras a profundidad a menos que se siga sobre valores en un clavo ya conocido, -- pues como ya vimos en el estudio geológico, las leyes de oro y plata disminuyen progresivamente a profundidad, y los valores de plomo y zinc no son costeados por sí solos.

Mina "El Moral".-- Arriba del socavón de San Miguel -- o sea el nivel cero, no debe hacerse ninguna obra de exploración, pues además de estar muy comidas las vetas, se ha seguido el sistema de buscones, sin ningún orden, para su explotación, por lo que ya no sería posible explotar ordenadamente esa porción de la mina.

En el nivel cero hay que efectuar algunos barrenos con perforadora de diamante a fin de localizar otras vetas aparte de las ya conocidas. La veta del Bajo, que como ya sabemos queda al bajo de la veta de San Miguel, no ha sido explorada para nada desde el nivel cero hacia abajo y siendo que en el rebaje de la corona ha sido localizada una zona enriquecida en esa veta, es indispensable saber si dicha zona continúa a profundidad, colando un crucero al bajo desde el socavón de San Miguel, además es conveniente explorar la misma veta del Bajo a rumbo, desde el corte del crucero con la veta para ver si contiene otras zonas enriquecidas. La Veta Nueva ha sido explorada, en el nivel cero, a partir de los cruceros 1 y 2 al oriente en una pequeña longitud, estando sin conocer una gran parte de esta veta entre los dos cruceros antes mencionados, por lo que es conveniente explorar este tramo con un frente que comuniqué ambos cruceros y colada sobre la veta nueva.

una de las minas de la Cila "El Torcazo". El plan general
 que debe seguir se constata en el croquis que acompaña a esta
 memoria. Evitando las obras a profundidades a mo-
 nos que se abra sobre vallas en un caso ya conocido.
 pues como ya vimos en el estudio geológico, las leyes de
 oro y plata disminuyen progresivamente a profundidades y
 las vallas de plomo y zinc no son costables por sí solas.

Plan "El Torcazo" - Artículo del convenio de San Miguel
 o sea el nivel cero, no debe hacerse ninguna obra de explo-
 ración, pues además de estar muy comidas las vetas, se ha
 seguido el sistema de pasiones, sin ningún orden, para su
 explotación, por lo que ya no sería posible explorar ordena-
 damente esa porción de la mina.

En el nivel cero hay que efectuar algunas perfora-
 ciones para determinar el límite y fin de localizar otras vetas.
 aparte de las ya conocidas. La veta del Bajo, que como ya
 sabemos queda al bajo de la veta de San Miguel, no ha sido
 explotada para nada desde el nivel cero hacia el bajo y aho-
 ra que en el nivel de la corona se está localizando una so-
 la explotación en esa veta, es indispensable saber si dicho
 zona continúa a profundidades, cuando un cruceo al bajo de
 la explotación de San Miguel, además de conveniente explorar
 la veta del Bajo a tiempo, desde el cruceo del cruceo
 con la veta para ver si contiene otras zonas explotadas.
 La veta Nueva ha sido explorada, en el nivel cero, a partir
 de los cruceos 1 y 2 al oriente de una pequeña explotación, en
 tanto sin conocer una gran parte de esta veta entre los dos
 cruceos antes mencionados, por lo que es conveniente explo-
 rar esta veta con un cruceo que comunique ambos cruceos y
 seguir sobre la veta Nueva.

La veta del Jazmín que queda abajo de la veta San Miguel en su parte principal no debe buscarse desde el socavón de San Miguel, pues al decir de los antiguos mineros, se encuentra comida hasta más abajo del nivel cero, cosa que no pude comprobar y por existir caídos que impiden su acceso, por lo que es más conveniente explorarla desde el nivel 50. Al encontrar una zona enriquecida en cualquiera de las vetas, debe colarse un crucero desde el socavón de San Miguel a fin de cortar la veta en la zona enriquecida y seguirla explorando por medio de frentes, pozos y cielos y determinar el tonelaje y las leyes de la zona.

En los niveles 20 y 30 no conviene hacer ninguna obra de exploración, pues tienen muy poca extensión siendo que hacia el SE ambas se encuentran comidas existiendo caídos que impiden su acceso, y hacia el NW se exploraría la veta en un tramo que en el nivel cero, se vió estaba absolutamente falto de mineralización.

En el nivel 50 hay que hacer dos barrenos con perforadora de diamante a fin de localizar la veta del Jazmín y la veta del Bajo a partir de la frente SE y la Veta Nueva a partir del crucero al alto. Además, es necesario colar un pozo y un cielo sobre la misma veta, a partir del clavo de en medio de la zona enriquecida atravesada por la frente SE a fin de conocer la extensión a echado de dicha zona. Si la zona enriquecida continuara a profundidad, se deben colar frentes, pozos y cielos, regularmente, para explorarla completamente. Además hay que continuar la frente SE sobre la veta San Miguel, pues no ha sido explorada a rumbo en esa dirección abajo del nivel cero.

Entonces las obras de exploración que deben efectuarse en la mina El Moral, son las siguientes en orden de importancia:-

1.- Colar un crucero al bajo a partir del socavón de San Miguel y abajo precisamente de La Corona para determinar a profundidad la continuidad de la zona enriquecida que se ha encontrado en la veta del Bajo.

2.- Colar un pozo y un cielo a partir del punto más rico de la zona enriquecida atravesada por la frente SE -- del nivel 50 a fin de conocer la extensión, sobre el echa-do, de dicha zona.

Estas dos obras de exploración son las más importantes de momento y las que deben ejecutarse lo antes posible, pues así quedarán delimitadas las dos zonas enriquecidas ya conocidas actualmente.

Al dar estas dos obras resultados positivos, deben acabarse de explorar las zonas enriquecidas por medio de frentes, pozos y ciclos, tal como se explicará más adelante atendiendo a las características de dichas zonas.

3.- Colar frentes sobre las vetas del Bajo y Veta Nueva en el nivel cero a fin de explorar estas vetas a rumbo.

4.- Continuar la frente SE sobre la veta San Miguel en el nivel 50 a fin de explorar esa veta en este nivel.

5.- Efectuar perforaciones de diamante a partir de la frente SE del nivel 50 a fin de localizar la veta del Jazmín. En este mismo nivel y a partir del crucero al alto, se debe hacer también una perforación de diamante a fin de localizar la Veta Nueva en este otro lugar.

Entonces las obras de exploración que deben efectuarse en la mina El Hornal, son las siguientes en orden de importancia:

1.- Colar un eje de 150 metros de largo a partir del ascensor de San Miguel y objeto precisamente de la Corona para determinar a profundidad la continuidad de la zona empujada, el que se ha encontrado en la zona del Eje.

2.- Colar un pozo y un eje de 150 metros de largo en el punto más rico de la zona empujada, atravesada por la fractura SE del nivel 50 con el fin de conocer la extensión, sobre el eje de la zona.

Las obras de exploración son las más importantes de este momento y las que deben efectuarse lo antes posible, pues así quedará delimitada la zona empujada y se conocerá su extensión.

Al dar estas obras resultan positivas, deben continuarse de explorar las zonas empujadas por medio de pozos y ejes, tal como se exploró en las zonas empujadas de las explotaciones de dichas zonas.

3.- Colar frentes sobre las vetas del Eje y Veta Nueva en el nivel 50 con el fin de explorar estas vetas y determinar su extensión.

4.- Continuar la zona SE sobre la Veta San Miguel en el nivel 50 con el fin de explorar esta veta en este nivel.

5.- Efectuar trabajos de exploración de diamante a partir del punto SE del nivel 50 con el fin de localizar la veta del diamante. En este mismo nivel y a partir del ascensor 1 Eje, se debe hacer también una exploración de diamante a fin de localizar la Veta Nueva en esta zona.

6.- Deben darse al alto y al bajo, desde la veta San Miguel algunos barrenos con perforadora de diamante a fin de tratar de encontrar otras vetas nuevas no conocidas.

Mina "Sta. Inés".- Arriba del primer nivel no tiene caso hacer ninguna obra de exploración, pues ya la mina está muy comida, sobre todo en la veta Piritosa y únicamente quedan algunos pequeños clavos y pilares antiguos en la veta -- Plomosa o de Sta. Inés, que están explotando actualmente por el procedimiento de buscones, como se vé en el plano adjunto, las vetas han sido exploradas en bastante extensión a rumbo, habiéndose encontrado únicamente una sola zona enriquecida -- sobre la cual se han llevado todos los trabajos de explotación. Las vetas hacia el S se vuelven absolutamente estériles y ramaleadas por lo que no deben hacerse exploraciones continuando en esa dirección.

Las obras de exploración que deben emprenderse en esta mina, deberán limitarse a cruces que, a partir de la veta de Sta. Inés, nos permitan explorar la veta Piritosa en el tramo comprendido entre el cielo 1 norte y el cielo 3 norte en el nivel cero. Además debe colarse un pozo a partir -- del nivel cero y en la continuación del cielo 2 norte a fin de explorar a profundidad la zona enriquecida. Sería también conveniente efectuar algunos barrenos con perforación de diamante a fin de ver si existen algunas otras vetas no descubiertas aún.

Entonces las obras de exploración que deben efectuarse en la mina "Sta. Inés", son las siguientes:-

1.- Colar un pozo a partir del nivel cero y en la continuación del cielo 2 norte. Este pozo debe continuarse mien

... Doble de las... desde la... San Miguel
algunas... con... de...
... encontrar... no...
... "Sta. Inés"...

... del primer nivel...
... de la...
... sobre todo en la... y...
... algunas... y...
... de Sta. Inés, que...
... de... como se ve en el...
... han sido...
... únicamente...
... se han llevado...
... las veces...
... por lo que no...
... en esta dirección.

... de exploración...
... deber...
... Sta. Inés, nos...
... el... y el...
... en el nivel...
... y en la...
... a profundidades...
... con...
... al... no...

... las...
... "Sta. Inés",...
... en la...
... en la...
... Este...
... nivel...
... Este...
... Este...

tras la mineralización de la veta lo garantice; pero debe suspenderse al volverse estéril. En el caso de que la zona enriquecida continúe a profundidad, debe explorarse regularmente a rumbo y a echado por medio de frentes, pozos y cielos tal como se explicará más adelante.

2.- Colar tres cruceros, espaciados regularmente, en el tramo comprendido entre el cielo 1 Norte y el cielo 3 -- norte en el nivel cero a fin de explorar en este nivel la veta piritosa. Siendo que las dos vetas están muy cercanas la una de la otra, los cruceros serán muy cortos y no valdría la pena de hacer exploraciones con perforadora de diamante.

3.- Efectuar algunas perforaciones con diamante a fin de tratar de localizar otras vetas.

Mina "El Moro".-- Como ya dijimos anteriormente, la mina "El Moro" se encuentra completamente comida arriba del nivel El Moro, por lo que las exploraciones deben hacerse abajo de este nivel. En el nivel Algara debe de continuarse la frente NW, pues en el nivel El Moro y más al NW del tope de dicha frente hay comidos de consideración que indican que hubo zonas mineralizadas, siendo probable que estas zonas continúen hasta el nivel Algara. En la Marsellesa también debe seguirse colando la frente NW hasta el punto en que la veta se pierda o se vuelva estéril. En la misma veta Marsellesa debe explorarse la zona que están explotando actualmente, hacia arriba y hacia abajo, por medio de un cielo y un pozo a fin de conocer la extensión de esta zona.

El Rebaje 69 lo han estado explotando por el sistema de buscones, por lo que no conviene ya desarrollar esta zona

...mineralización...
...dependencia...
...profundidad...
...por medio de...
...como se explica...

2.- Colar tres cruces, espaciadas convenientemente, en el terreno comprendido entre el colar I Norte y el colar 3 -- Norte en el nivel cerca del fin de explorar en este nivel la zona pitotea, siendo que las de estas están muy cercanas a las de la otra, las cruces serán muy cercanas y no será necesario de hacer exploraciones con perforadores de diámetro...

3.- Ejecutar algunas perforaciones con diámetro de 10 cm de diámetro para localizar otras vetas.

Línea "El Horno".- Como ya dijimos anteriormente, la línea "El Horno" se encuentra completamente cubierta desde el nivel "El Horno" por lo que las exploraciones deben hacerse sobre todo de este nivel. En el nivel ligero debe de continuarse la zona M, pues en el nivel El Horno y más al NW del topo de dicha zona hay cambios de consideración que indican que hubo zonas mineralizadas, siendo probable que estas zonas continúen hasta el nivel ligero. En la zona también debe seguirse cuando la zona M hasta el punto en que la veta se pierde o se vuelve estéril. En la misma zona ligera debe explorarse la zona que están explotando actualmente, hacia arriba y hacia abajo, por medio de un colar y un pozo a fin de conocer la extensión de esta zona.

El objeto de la presente exploración por el sistema de puzones, por lo que no se debe ya desarrollar este sistema...

regularmente, sino dejar que los mineros terminen con élla con el mismo sistema.

Entonces las obras de exploración que hay que efectuar en la mina "El Moro", son:-

1.- Continuar la frente NW del nivel Algara hasta quedar abajo de los comidos que se encuentran sobre el nivel el Moro y colar cielos que comuniquen el nivel Algara con el nivel El Moro, en esos lugares.

2.- Si encontramos valores en la veta El Moro, hay que crucerear desde élla a la veta del Bajo para ver si en ésta última también hay valores.

3.- Colar un cielo y un pozo en la zona que están explotando actualmente en la veta de la Marsellesa, para ver si continúan los valores sobre el echado.

4.- Continuar la frente NW de la Marsellesa hasta que se acaben los valores.

5.- Barrenar algunas perforaciones con diamante para tratar de encontrar nuevas vetas, tanto al alto como al bajo.

Mina "San antonio".- La mina San Antonio es la que menos probabilidades tiene de dar mineral de buena ley, pues en la única zona mineralizada que han encontrado se ha observado materialmente como iban disminuyendo los valores a profundidad y como se iba haciendo más compacta la veta, dando lugar a que disminuyeran los clavos en número y dimensiones. La única obra que tiene probabilidades de dar resultados, es la continuación del socavón de San Antonio hasta cortar la veta de Mina Grande para ver si en el cruzamiento de las dos vetas existe otra zona enriquecida. También deben darse unos barrenos con perforadora de diamante para ver si se encuentran otras vetas.

negati fronte, sino bajo los mismos principios con que
con el mismo sistema.

Entonces la obra de exploración que hay que efectuar
en la mina "El Moro", son:

1.- Continuar la traza NW del nivel "Ligero" hasta que
se alcance de los cambios que se encuentran sobre el nivel de
Ligero y cortar elos que comunican el nivel "Ligero" con el
nivel "El Moro", en sus lugares.

2.- Si encontramos valores en la veta "El Moro", hay
que continuar desde ella a la veta del Bajo y no ver si en
este distrito también hay valores.

3.- Cortar un ojo y un pozo en la zona que están ex-
plotando actualmente en la veta de la "Inesolida", para ver
si continúan los valores sobre el ocado.

4.- Continuar la traza NW de la "Inesolida" hasta que
se encuentren los valores.

5.- Barrenar algunas perforaciones convenientemente para
probar de encontrar nuevas vetas, tanto el este como el bajo.

Nota "San Antonio" - La mina San Antonio es la que me
ha proporcionado datos de la mineralización, pues en
la zona donde se encuentran se ha observado
particularmente como bien distinguido los valores a profundida-
des y como se ha hecho una completa la veta, dando lugar
a la continuación de las labores y dimensiones. La
única obra que tiene probabilidades de dar resultados, es la
continuación del socavón de San Antonio hasta cortar la veta
de la zona para ver si en el empalmado de la veta
se sigue con los valores. También debe darse un
pozo con perforación de alfiler para ver si se encuentran
más valores.

General.- Teniendo ya localizada una zona enriquecida, conviene seguir explorándola a rumbo y sobre su echado para -- llegar a conocer su tonelaje y sus leyes. Para ésto hay que combinar la exploración con el desarrollo, para que las mismas obras que nos exploren la zona, nos la desarrollen también, de acuerdo con las características físicas de la veta y de la roca encajonante en esa zona, y del sistema de explotación que se vaya a llevar a cabo.

Como vamos a ver en el Tercer Problema, los sistemas de explotación que se deben aplicar para el disfrute de las minas de la Cía. "La Fortuna", son: Sistema de Buscones, Sistema de Explotación por Rebajes Abiertos Fortificando con Pilares o/y Trancas, y Sistema de Explotación -- por Corte y Relleno.

En los lugares donde se sigue el sistema de buscones, como ya hemos visto, no se van a hacer obras de exploración y desarrollo.

En las zonas vírgenes es donde debemos aplicar los -- sistemas organizados de explotación por rebajes abiertos o por corte y relleno. Existe la circunstancia de que ambos métodos de explotación requieren el mismo sistema de desarrollo, por lo que al terminar éste se puede decidir por uno o por otro método de explotación de acuerdo con las características observadas.

Lo primero que hay que hacer es colar frentes de extremo a extremo de la zona y situadas cada 30 M. de distancia vertical. Después se comunicarán las frentes entre sí -- por medio de chiflones, situados cada 20 M. en distancia horizontal; éstos chiflones tendrán dos compartimientos, uno-

...También se han observado en los últimos años...
 ...y sobre su estado...
 ...y sus leyes...
 ...de la explotación...
 ...en las explotaciones...
 ...de la explotación...
 ...y del estado de...

Como vemos a partir de los datos...
 ...de explotación...
 ...de las minas de la Cia. "La Tormenta"...
 ...de explotación...
 ...y sistema de explotación...
 ...por Cortés y Salinas.

En las labores...
 ...de explotación...
 ...y explotación.

En las zonas...
 ...de explotación...
 ...por Cortés y Salinas...
 ...de explotación...
 ...por lo que el término...
 ...de explotación...
 ...de explotación...

La primera...
 ...de explotación...
 ...de explotación...
 ...de explotación...
 ...de explotación...

para alcancía y otro para camino. Estas obras nos dejarían completamente desarrollada la zona; pero como sabemos que existen muchos pequeños clavos de tamaños inferiores a 20- y 15 Mts., debemos colar frentes intermedias de exploración para terminar de explorar la zona y cuando se crea necesario también se colarán cielos intermedios de exploración. Todo esto nos dejaría al final perfectamente explorada y desarrollada la zona. Desde luego que casi nunca se explora y desarrolla una zona totalmente, antes de comenzar su explotación, sino que al estar listo un nivel se empieza su explotación, procurando siempre tener un segundo nivel ya preparado y otro tercero en estado de desarrollo, mientras se explota el primero.

Costos Unitarios.

Vamos ahora a calcular los costos unitarios de cada una de las obras de exploración, empezando por los costos que se obtienen actualmente y después por los costos probables que se obtendrían con perforación mecánica.

En la actualidad no se están ejecutando perforaciones con diamante, por lo que solo calcularemos los costos de cuele de obras subterráneas que son: frentes y cruceros, pozos y cielos. Toda la perforación se hace a mano en unidades de dos hombres cada una, llamadas "paradas". Se usa acero hexagonal de 3/4" y 7/8" marros de 8 y 10 Lbs. Dinamita de 40%.

Frentes y cruceros.- La sección de las frentes y cruceros está controlada por el tamaño de los carros y si se va a tender vía sencilla o doble. En todas las minas de la Compañía se usan carros de una tonelada que tienen 3' (90 Cm) de ancho y con vía sencilla. La sección de las frentes se ha-

ca de 1.50 x 2.00 M.

Dos paradas de barreteros, en una jornada o turno de 8 Hs. perforan ocho barrenos de 0.80 Mts. (4 barrenos por parada) 4 de cuña y 4 cortadores. Por barrenos de cuña se utilizan 280 Gr. de dinamita (2 cartuchos de 7/8" x 3"); por barreno cortador se utilizan 140 Gr. de dinamita (1 cartucho); en total se consume 1680 Gr. de dinamita por tronada; además se consumen 8 cápsulas y 7.20 Mts. de cañuela (0.90 Mts. por barreno en promedio). De acero se consume un promedio de 0.3 Kgs. por turno por parada o sea un total de 0.6 Kgs. por tronada. No se consume madera, pues el terreno es macizo.

Por cada tronada se avanza un promedio de 0.60 Mts. en el primer turno (7 A.M. a 3 P.M.); un promedio de 0.50 Mts. en el segundo turno (3 P.M. a 11 P.M.); y un promedio de 0.40 Mts. en el tercer turno (11 P.M. a 7 A.M.). Si se trabajan los tresturnos se obtiene un avance diario de 1.50 Mts.

La limpia la efectúan dos peones en cada turno.

En cada turno trabajan un total de 6 hombres que consumen 100 Gr. de carburo c/u, o sea un total de 600 Gr.

A los barreteros se les paga \$ 2.50 por turno y a los peones de mina \$ 1.75.

Los precios de los materiales son los siguientes:-

Dinamita	\$ 1.90 el Kg.
Cápsula.	" 0.07 Pieza.
Mecha o cañuela.	" 0.11 el Mto.
Carburo.	" 0.70 el Kg.
Acero.	" 1.00 el Kg.

Los precios de los materiales son los siguientes:

Acero " 1.50 el Kg.

Cemento " 0.70 el Kg.

Hormón o chusca " 0.11 el lito.

Cépuila " 0.07 piezas.

Diamante " 1.30 el Kg.

Los precios de los materiales son los siguientes:

En este turno se pagan un total de 6 hombres que con
 un total de 100 Gr. de espuma c/a, se sea un total de 600 Gr.

La siguiente cantidad de paños en cada turno.

En los días martes se obtiene un avance diario de 1.50
 de 0.40 lita. en el tercer turno (11 P.M. a 7 A.M.) Si se
 lita. en el segundo turno (3 P.M. a 11 P.M.) y un promedio
 en el primer turno (7 A.M. a 3 P.M.); un promedio de 0.50
 Por este trabajo se avanza un promedio de 0.60 lita.

comuna mejor, pues el terreno es mejor.

Para este caso un promedio de 0.3 Kgs. por turno por
 lita. la espuma (0.30 lita. por turno en promedio). De
 nita por turno. Para el consumo 8 cépuilas y 7.20
 nita (1 consumo), en total se consume 1230 Gr. de diam-
 x 2", por turno costar se utilizarán 140 Gr. de diam-
 de 200 Gr. de diamante (2 consumo de 7/8")
 por turno) a lo cual y a costosas. Por un turno se cu-
 de 8 Ha. por turno ocho a través de 0.80 lita. (4 porciones
 Dos porciones de 4 porciones, en un turno o turno

El agucé de herramientas resulta en \$ 0.09 por pieza, en promedio, suponiendo que un herrero y su ayudante aguzan 60 piezas en un turno. Una parada utiliza generalmente de 8 a 10 barrenas.

Entonces el costo por metro de avance de frentes y cruceros es el siguiente:-

	\$	\$			
Mano de obra, perforación:	4 x 2.50=	10.00;	<u>10.00</u>	x 100=	\$ 20.00
			0.50		
Mano de obra, limpia:	2 x 1.75=	3.50;	3.50	x 2=	7.00
Dinamita:	1.680 x 1.90=	3.20;	3.20	x 2=	6.40
Cápsulas:	8 x 0.07=	0.56;	0.56	x 2=	1.12
Mecha:	7.20 x 0.11=	0.79;	0.79	x 2 =	1.58
Carburo:-	0.600 x 0.70=	0.42;	0.42	x 2=	0.84
Acero:-	0.600 x 1.00=	0.60;	0.60	x 2=	1.20
Aguce herramienta:-	16 x 0.09=	1.44;	1.44	x 2=	2.88

Total por metro: \$ 41.02.

De hecho la perforación de frentes y cruceros se hace por contrato a razón de \$ 40.00 el avance por metro en roca suave, a \$ 45.00 el metro en roca de dureza media, que es la que predomina en la región; y a \$ 50.00 el metro en roca dura, que se encuentra rara vez.

El contratista se encarga de la limpia y tiene que pagar la dinamita, las cápsulas y la mecha. La Compañía transporta el material, aguza la herramienta y proporciona el acero.

Pozos.- Los pozos de exploración se hacen de 1.50 x -- 2.00 Mts. Un compartimiento de 1.00 x 1.50 Mts. para manteo - y otro de 1.00 x 1.50 Mts. para camino.

Dos paradas de berreteros perforan en cada turno. Dos turnos se dedican para perforar y el tercero para limpiar.

Los barrenos se perforan de un metro, como longitud media dando un avance diario de 0.70 Mts.

Se emplean tres peones para la limpia.

Para el manto se utiliza un winche, de un solo tambor con motor de 7.5 H.P. y una cuba de 0.5 tons. Un malacatero maneja el winche. Un peón de mina descarga la cuba en la tolva.

Cada barreno de cuña lleva 2.1/2 a 3 cartuchos de dinamita y los de empareje 1 cartucho o 1.1/2. En total se consumen 2.940 Kgs. de dinamita, 10 cápsulas y 10 metros de mecha, 13 hombres consumen 1.3 Kgs. de carburo; de acero se gastan 1.20 Kgs. Cada parada utiliza 8 barrenas.

El malacatero gana \$ 2.50 por turno.

Entonces el costo por metro de avance en los pozos es el siguiente:-

Mano de obra, perforación:	3 x 2.50=	20.00;	$\frac{20.00}{70} \times 100=$	\$ 28.60
Mano de obra, limpia:	3 x 1.75=	5.25;	$\frac{5.25}{70} \times 100=$	7.50
Mano de obra, manto:	2.50 x 1.75=	4.25;	$\frac{4.25}{70} \times 100=$	6.08
Dinamita:-	2.940 x 1.90=	5.58;	$\frac{5.58}{70} \times 100=$	8.00
Cápsulas:	10 x 0.07=	0.70;	$\frac{0.70}{70} \times 100=$	1.00
Mecha:-	10 x 0.11=	1.10;	$\frac{1.10}{70} \times 100=$	1.57
Carburo:-	1.3 x 0.70=	0.91;	$\frac{0.91}{70} \times 100=$	1.30
Aceros:-	1.2 x 1.00=	1.20;	$\frac{1.20}{70} \times 100=$	1.72
Aguce de herramientas:		2.88;	$\frac{2.88}{70} \times 100=$	4.12
				\$ 59.89

Nos falta la madera, que vamos a calcular ahora:-

Cada cinco metros se pone un tapextle para apoyar un tramo de escalera. Cada tramos de escalera es de 7 Mts. Además, cada metro se pone una tranca al bajo donde se apoyan las guías de madera redonde donde resbala la cuba.

Los barrenos se perforan de un metro, como longitud media dando un avance diario de 0.70 Kts. Se emplean tres peones para la limpieza.

Para el manejo se utiliza un winche, de un solo tambor con motor de 7.5 H.P. y una cuba de 0.5 toneladas. Un malacate maneja el winche. Un peon de mina descarga la cuba en la tolva.

Cada barreno de cuba lleva 2.1/2 a 3 cartuchos de dinamita y los de empuje 1 cartucho o 1.1/2. En total se consumen 2.940 Kgs. de dinamita, 10 cápsulas y 10 metros de mecha, 13 hombres consumen 1.3 Kgs. de carburo de calcio y se gastan 1.20 Kgs. Cada jornada utiliza 2 barrenos.

El malacate gasta 2.50 por turno.

Entonces el costo por metro de avance en los pozos-

es el siguiente:-

Mano de obra, perforación:	3 x 2.50 = 7.50	20.00	20.00 x 100 = 20.00	28.60
Mano de obra, limpieza:	3 x 1.75 = 5.25	5.25	5.25 x 100 = 5.25	7.50
Mano de obra, manejo:	2.50 x 1.75 = 4.38	4.38	4.38 x 100 = 4.38	8.08
Dinamita:-	2.940 x 1.30 = 3.82	3.82	3.82 x 100 = 3.82	8.00
Cápsulas:-	10 x 0.07 = 0.70	0.70	0.70 x 100 = 0.70	1.00
Mecha:-	10 x 0.17 = 1.70	1.70	1.70 x 100 = 1.70	1.87
Carburo:-	1.3 x 0.70 = 0.91	0.91	0.91 x 100 = 0.91	1.30
Acero:-	1.2 x 1.00 = 1.20	1.20	1.20 x 100 = 1.20	1.72
Agua de hidratos:	2.88	2.88	2.88 x 100 = 2.88	4.12
Total				28.89

Nos falta la medida que vamos a calcular ahora:-

Cada cinco metros se pone un taberón para apoyar un tramo de escalera. Cada tramo de escalera es de 7 Hts. Además, cada metro se pone un tramo el bajo donde se apoyan las guías de madera y donde se respalda la cuba.

Cada escaleea cuesta \$ 6.00 incluyendo madera, mano de obra y colocación. Cada tapextle cuesta \$ 10.00 ya colocado. En total el camino de escaleras cuesta \$ 16.00 por cinco metros o sean \$ 3.20 por metro. Cada metro se coloca una tranca de 6" x 2 Mts. que vale a \$ 1.00 el metro o sean \$ 2.00 por metro de avance. Las guías donde va a resbalar la cuba, van a ser de madera redonda de 6" que vale a \$ 1.00 el metro y como son dos, serán \$ 2.00 por metro de avance. Entonces nos resulta un total de \$ 7.20 por metro de avance, en lo que respecta a la madera y su colocación.

En total el metro de avance en los pozos,

-sale por \$ 67.09

Estas obras se dan siempre a contrato, a \$ 65.00 el metro de avance, siendo por cuenta de la Compañía, el carbono, el acero, la madera y el aguce de herramienta. El contratista tiene que pagar el consumo de explosivos y corre por su cuenta la limpia y el manto del material (la Compañía proporciona el malacate, la cuba y el cable en buen estado).

Cielos.- Los cielos que hay necesidad de colar se llevan de 1.50 x 2.00 Mts. como los pozos, divididos en dos compartimientos de 1.50 x 1.00 Mts., uno para camino y otro para chorroadero. Los dos compartimientos están separados por una hilera de trancas de 6" colocadas cada 0.50 Mts. y encostillado con reja rolliza de 3". El camino es igual que para los pozos, es decir, con escaleras de madera y en tramos de 5 en 5 metros; las escaleras se apoyan en tapextles de madera.

Dos paradas de barreteros perforan 8 barrenos, logrando un avance en cada turno de 0.60 Mts. El consumo de dinamita

Cada escalera cuesta \$ 8.00 incluyendo maderas, mano
 de obra y colocación. Cada zapatera cuesta \$ 10.00 por
 cada. En total el camino de escaleras cuesta \$ 18.00 por
 cinco metros o sean \$ 3.60 por metro. Cada metro se coloca
 una tranca de 8" x 2 1/2" que vale a \$ 1.00 el metro o sean
 \$ 2.00 por metro de avance. Las guías donde se respaldan
 la cuba, van a ser de madera, redonda de 3" que vale a \$ 1.00
 el metro y como son dos, cuestan \$ 2.00 por metro de avance.
 Entonces nos resulta un total de \$ 7.20 por metro de avance
 en lo que respecta a la madera y su colocación.

En total el metro de avance en los pozos,
 sale por \$ 67.00

Estas obras se dan siempre a concreto, a \$ 65.00 el
 metro de avance, según por cuenta de la Compañía, el carpintero
 el acero, la madera y el agua de herramientas. El contratista
 se tiene que pagar el consumo de explosivos y cobre por su
 cuenta la limpieza y el manejo del material (la Compañía pro-
 porciona el malacate, la cuba y el cable en buen estado).

Cielos. Los cielos que hay necesidad de colar se han
 van de 1.50 x 2.00 mts., como los pozos, divididos en dos com-
 partimientos de 1.50 x 1.00 mts., uno para camino y otro pa-
 ra el chorroadero. Los los compartimientos se van separados por
 una hilera de trancas de 8" colocadas cada 0.50 mts. y encor-
 tado con esta rejilla de 3". El camino es igual que para
 los pozos, se hace, con escaleras de madera y en tramos de
 5 en 5 metros; las escaleras se apoyan en taboquitas de mado

Los pozos de 1.50 x 2.00 mts. se hacen con 3 partes, logran
 de un avance en cada tramo de 0.50 mts. El consumo de diámetro

ta es de 1.680 Kgs.

El material tumbado se va almacenando en el chorreadero y únicamente se extrae la cantidad suficiente para dejar el espacio necesario a fin de que puedan perforar los barrereros.

La carga de reja rolliza cuesta \$ 0.75. Cada carga - consiste de 4 rajadas de 2 Mts. de largo por 3", Se requieren 5 cargas para encostillar un tramo de 2 Mts. o sean 2.5 cargas por metro.

Entonces el costo por metro de avance en los cielos, cuesta:-

	Mano de obra, perforación:	4 x 2.50=	10.00;	$\frac{10.00 \times 1.00}{0.60}$	= \$ 16.70
Dinamita:	1.680	x 1.90=	3.20;	$\frac{3.20 \times 1.00}{0.60}$	5.33
Cápsulas:	8	x 0.07=	0.56;	$\frac{0.56 \times 1.00}{0.60}$	0.93
Mecha:-	7.20	x 0.11=	0.79;	$\frac{0.79 \times 1.00}{0.60}$	1.32
Carburo:-	0.400	x 0.70=	0.28;	$\frac{0.28 \times 1.00}{0.60}$	0.47
Acero:-	0.600	x 1.00=	0.60;	$\frac{0.60 \times 1.00}{0.60}$	1.00
Aguce de herramientas	16	x 0.09=	1.44;	$\frac{1.44 \times 1.00}{0.60}$	2.40
					<u>28.15</u>
				Total:-----	\$ 28.15

De madera y en lo concerniente a escaleras, el costo por metro resulta de \$ 3.20 por metro. El chorreadero o sean las trancas y el costillar, salen a razón de \$ 7.28 ya colocado.

Tumbe;	\$ 28.15
Madera:	10.48

Total: \$ 38.63 por metro de avance en

cielos. El cuele de cielos se dá por contrato a razón de -- \$ 30.00 o \$ 35.00, siendo por cuenta del Contratista los ex

... 1.250 Kgs.

El material usado se ve disminuido en el consumo y únicamente se extrae la cantidad suficiente para dar lugar al espacio necesario e fin de que puedan pasar los pa...

La carga de esta tolva consta de 2.75. Cada carga consiste de 4 cajas de 8 lbs. de largo por 3 1/2 de profundidad y cargas para encastillar un tramo de 2 mts. o sean 2.5 metros por metro.

Entonces el costo por metro de avance en los estajos...

Descripción	Cantidad	Costo Unitario	Costo Total
Tramo de obra perforación	4 x 2.50 = 10.00	10.00	10.00
Dinamita	1.880 x 1.25 = 2.35	1.25	2.35
Cables	8 x 0.75 = 6.00	0.75	6.00
Tramo	7.20 x 0.75 = 5.40	0.75	5.40
Tramo	0.400 x 0.70 = 0.28	0.70	0.28
Tramo	0.600 x 1.00 = 0.60	1.00	0.60
Tramo de herramientas	18 x 0.08 = 1.44	0.08	1.44
Total			26.07

De mediana y en lo conveniente a ese fin, el costo por metro resulta de 2.60 por metro. El chorro de agua y las trancas y el costillar, salen a razón de 7.38 y cada...

Tramo	23.15
Mediana	10.48
Total	33.63

El costo de estajos de 2.60 por contrato a razón de \$ 30.00 o \$ 35.00, siendo por contrato del Gobierno los ex...

plosivos. La Compañía se encarga de la colocación de la madera, de dar el acero y de aguzar las herramientas.

No hemos incluido en los costos unitarios anteriores el costo del transporte del material, pues éste varía mucho según sea la longitud de acarreo. Por esta razón es más conveniente calcular el costo del transporte por tonelada y -- por 100 Mts. de acarreo. El transporte se hace en carros de una tonelada y son empujados por dos peones para cada carro. Como promedio, dos carreros hacen 16 viajes por turno en una distancia de 100 metros incluyendo el tiempo de carga y descarga. Cada carrero gana \$ 1.75 y los dos, \$ 3.50 por turno. Entonces el transporte de una tonelada sobre 100 metros., -- cuesta $\$ \frac{3.50}{16} = \$ 0.25$. En este costo no se incluyen el mantenimiento y reparaciones de los carros, ni la depreciación de los carros y la vía por no afectar casi nada los costos -- en el avance de las obras de exploración.

Perforación Mecánica.

Ahora vamos a calcular los costos que se obtendrían -- si la perforación se hace con máquinas perforadoras. Primero calcularemos el costo unitario de las perforaciones con perforadoras de diamante y después el costo por metro de avance en frentes y cruceros, pozos y cielos, empleando máquinas para la perforación.

Perforaciones de Diamante.-- Como hasta ahora no se han efectuado perforaciones de diamante en las minas de la Compañía, no se pueden calcular los costos unitarios con exactitud; pero basándonos en datos obtenidos de perforaciones efectuadas en otras minas en la República Mexicana, en las cuales se -- encontraban condiciones semejantes, he podido obtener el cos

to probable que se obtendría por metro de avance, en las exploraciones que hay que hacer en las minas de la Compañía "La Fortuna".

El costo por metro de avance, será aproximadamente el siguiente:-

Mano de obra.....	\$ 1.40
Carbones.....	\$ 2.50
Carburo.....	\$ 0.05
Varillas.....	\$ 0.75
Agrego coronas.....	\$ 0.50
Lubricantes.....	\$ 0.05
Energía Eléctrica.....	\$ 0.15
Reparaciones.....	\$ 0.75
Herramienta y cajas para los núcleos.....	\$ 0.15
Traslado de la perforadora.....	\$ 0.10
Corte de estaciones.....	\$ 0.25
Nuevas bombas.....	\$ 0.10
Supervisión.....	\$ 0.15
Depreciación e interés.....	<u>\$ 0.72</u>
Costo por metro.....	\$ 7.62

La rapidez de perforación en la andesita que forma la roca encajonante, vendría a ser de 7 a 10 Mts. por turno en los primeros 50 Mts. De los 50 a los 100 Mts. bajaría de 5 a 7 Mts. por turno. De los 100 a los 150 Mts. sería de 3.5 a 5 Mts. por turno.

Frentes y cruceros.- La sección de las obras subterráneas es la misma que con perforación a mano.

La perforación se hace por medio de una "drifter" mediana, como la Sullivan %-350, manejada por un perforista y

El costo por metro de avance, será aproximadamente
de "La Fortuna".

El costo por metro de avance, será aproximadamente
de los siguientes:

.....	\$ 1.40
.....	\$ 2.80
.....	\$ 0.05
.....	\$ 0.75
.....	\$ 0.50
.....	\$ 0.05
.....	\$ 0.15
.....	\$ 0.75
.....	\$ 0.15
.....	\$ 0.10
.....	\$ 0.25
.....	\$ 0.10
.....	\$ 0.15
.....	\$ 0.75

Costo por metro..... \$ 7.82
La repida de perforación en la empresa que forma la

Los primeros 50 Metros. De los 50 a los 100 Metros. De los 100 a los 150 Metros. De los 150 a los 200 Metros. De los 200 a los 250 Metros. De los 250 a los 300 Metros. De los 300 a los 350 Metros. De los 350 a los 400 Metros. De los 400 a los 450 Metros. De los 450 a los 500 Metros. De los 500 a los 550 Metros. De los 550 a los 600 Metros. De los 600 a los 650 Metros. De los 650 a los 700 Metros. De los 700 a los 750 Metros. De los 750 a los 800 Metros. De los 800 a los 850 Metros. De los 850 a los 900 Metros. De los 900 a los 950 Metros. De los 950 a los 1000 Metros.

La perforación se hace por medio de una "drifter" me-
diante, como la Suliv n 2-350, manejada por un perforista y

su ayudante.

En un turno se perforan 16 o 17 barrenas, dando un avance por turno de 1.50 Mts. lo que hace un avance diario de 4.50 Mts. si se trabajan los tres turnos. Cada tróncada consume 7 Kgs. de dinamita.

La limpia se hace a pala: tres hombres por cada turno. El perforista gana \$ 6.00 por turno y su ayudante \$ 4.00. Entonces el costo por metro de avance es el siguiente:-

Mano de obra, perforación:	\$ 10.00; 10.00 x 100 =	\$ 6.68
Mano de obra, limpia:	3 x 1.75 = 5.25; 5.25 x 0.668 =	3.50
Dinamita:-	x x 1.90 = 13.30; 13.30 x 0.668 =	8.87
Cápsulas:-	17 x 0.07 = 1.19; 1.19 x 0.668 =	0.80
Mecha:-	17 x 0.11 = 1.88; 1.88 x 0.668 =	1.25
Carburo:-	0.500 x 0.70 = 0.35; 0.35 x 0.668 =	0.24
Acero:- (Coronas)	4 x 1.00 = 4.00; 4.00 x 0.668 =	2.66
Aguce herramientas:		4.00
Tubería, reparaciones a perforadoras y lubricantes:		6.00
Aire comprimido, mano de obra, energía y materiales:		5.50
Interés y depreciación en Compresora y Perforadoras:		3.50
		<hr/>
	Costo total por metro:	\$ 43.00

Los costos de aguce de herramientas, tubería y reparaciones, aire comprimido e interés y depreciación, son únicamente aproximados, pues fueron tomados por comparación con otras minas.

Como se vé, el costo por metro de avance es casi el mismo haciendo la perforación a mano que haciéndola con máquina. La ventaja que se obtiene con la perforación mecánica, es en la rapidez de avance, pues mientras a mano se ob-

en unidades

En un turno se perforan 18 o 17 barrenos, dando un
avance por turno de 1.50 mts. lo que hace un avance diario
de 4.50 mts. al ser trabajados los tres turnos. Cada trébede
consume 7 Kg. de dinamita.

La limpieza se hace a pala, tres hombres por cada turno.
El perforador gana \$ 6.00 por turno y un ayudante \$ 4.00.
Entonces el costo por metro de avance es el siguiente:

Trabajo de obreros perforadores	18.00 x 100 = 1800	\$ 6.88
Trabajo de obreros limpias	3 x 1.75 = 5.25; 5.25 x 0.668 =	3.50
Dinamita	7 x 1.30 = 9.10; 9.10 x 0.668 =	6.07
Ceballos	17 x 0.07 = 1.19; 1.19 x 0.668 =	0.80
Almuerzo	17 x 0.12 = 2.04; 2.04 x 0.668 =	1.35
Carburo	0.500 x 0.70 = 0.35; 0.35 x 0.668 =	0.24
Acero (Coronas)	4 x 1.00 = 4.00; 4.00 x 0.668 =	2.68
Almuerzo		4.00
Trabajo de perforadores e ayudantes		6.00
Almuerzo comprímido, mano de obra, energía y herramientas		2.50
Interés y depreciación en Compressor y Perforador		3.50

Costo total por metro: \$ 43.30

Los costos de agua de herramientas, tubería y repa-
ciones, aire comprimido e interés y depreciación son única-
mente aproximados, pues fueron tomados por comparación con
costos similares.

Como se ve, el costo por metro de avance es casi el
mismo tanto de la perforación manual que la eléctrica con má-
quina. La ventaja que se obtiene con la perforación mecáni-
ca, es en la rapidez de avance, pues al trabajar a mano se ob-

tiene un avance de 1.50 Mts. por día, con máquina se obtiene un avance de 4.50 Mts.

Pozos y cielos. - Podríamos seguir calculando los costos que se obtendrían usando perforación mecánica en esta clase de obras, pero llegaríamos a costos unitarios semejantes a los que obtuvimos al tratar la perforación a mano, siendo la única ventaja que se colarín con una rapidez tres veces mayor, aproximadamente, que barrenando a mano; pero teniendo la -- gran desventaja de que habría que hacer un desembolso de -- consideración, a fin de adquirir todo el equipo necesario para la perforación mecánica, desembolso que no es de aconsejarse dadas las condiciones actuales en que se encuentra la Compañía.

General. - Ya vimos que se puede considerar que se obtengan costos unitarios semejantes en el cuele de frentes y cruceros, pozos y cielos, haciendo la perforación a mano o a máquina, siendo la rapidez en el avance el único factor a favor de la segunda. Ahora bien, la perforación a mano requiere un capital inicial que se necesita para instalar la perforación mecánica. Desde luego que no se instalaría la perforación mecánica únicamente para las obras de exploración, sino que se instalaría principalmente para las de explotación y a la vez se aprovecharía para explorar la mina; pero aún así, ninguna de las minas de la Compañía tiene reservas como para garantizar la amortización del capital inicial, que por su elevado monto, debe efectuarse en un tiempo no menor de cinco años; siendo que generalmente se calcula que la amortización se hará en diez años o más.

tiene un valor de 1.50 libras por día, con máquina de cilindros
 un valor de 4.50 libras.
Pesos y clases. Podríamos seguir calculando los costos que
 se obtendrán en tanto porción mecánica en esta clase de
 obra, pero llegaríamos a costos unitarios semejantes a los
 que obtenimos en el caso de la porción mecánica, siendo la única
 diferencia que se observa con una repetida vez de las
 aproximadamente, que dependen de la mano, pero también la
 gran desventaja de que habría que hacer un desembolso de
 considerable, a fin de adquirir todo el equipo necesario para
 la porción mecánica, desembolsos que no se de hecho.
 Esto debe ser considerado como un punto de referencia.

Compañía

Y vivimos que se puede considerar a que se obtengan
 estos unitarios semejantes en el caso de la mano y en
 pesos y clases, haciendo la porción a mano o a máquina.
 siendo la repetida en el avance de la obra, tener a favor de la
 segunda, ahora bien, la porción a mano requiere un equi-
 pamiento que se necesita para instalar la porción me-
 cánica. Desde luego que no se instalará la porción me-
 cánica únicamente para las obras de explotación, sino que se
 instalará principalmente para las de explotación y a la vez
 se aprovechará para explorar la mina para otros, ninguna
 de las minas de la Compañía tiene reservas como para garan-
 tizar la explotación del capital inicial, que por su eleva-
 do costo debe efectuarse en un tiempo no menor de cinco
 años, siendo que generalmente se efectúa por la explotación
 de un año en diez o más.

Por todo lo anterior yo considero que las obras de exploración indicadas antes, deben hacerse con perforación a mano (salvo las perforaciones de diamante en las que el contratista pone el equipo) y lo antes posible a fin de obtener reservas que aseguren la vida de la Compañía por suficiente tiempo para poder amortizar el capital inicial.

En caso de que alguna mina expusiera suficiente mineral para garantizar la amortización del equipo de perforación mecánica, debe pensarse en instalar éste y nunca antes de contar con las reservas suficientes, para no tener que aumentar las pérdidas en caso de que las exploraciones dieran resultados negativos.

Por todo lo anterior se considera que las obras de
 exploración iniciadas antes de las fechas con posterioridad
 a mayo (salvo las pertenecientes al sistema en las que el
 contratista pone el equipo) y lo antes posible a fin de op-
 tener reservas que aseguren la vida de la Compañía por su-
 siguiente tiempo para poder amortizar el capital inicial.
 En caso de que alguna mina existente sufriendo mi-
 noral para garantizar la explotación del equipo de perfora-
 ción mecánica, debe pensarse en transferir ésta y nunca en
 tes de contar con las reservas suficientes, para no tener
 que sufragar las pérdidas en caso de que las explotaciones
 dióren resultados negativos.

TERCER PROBLEMA.

Ahora vamos a ver cuales son los métodos de explotación que se pueden aplicar con mayor ventaja a los yacimientos que explota la Cía. Minera "La Fortuna". También vamos a calcular los costos que deben esperarse de la aplicación de tales métodos.

Actualmente el único método empleado es el de buscones, pues sólo este método conocen los mineros y no hubo, hasta ahora, quien les ordenara que cambiaran a otro método bien organizado que les permitiera aumentar la seguridad dentro de la mina, aumentar la producción por hombre y disminuir los costos unitarios.

Los pagos de los mineros los hace la Compañía por -- jornada de ocho horas, no habiendo trabajos hechos a contrato (en la explotación propiamente dicha), por lo que cada trabajador tiende a hacer lo menos posible, ya que por otra parte los salarios son bajos. La supervisión del trabajo la hace el Minero Mayor que es escogido entre los mineros y -- que por lo tanto no tiene capacidad para dirigir los trabajos técnicamente.

El método de buscones empleado actualmente se lleva a cabo en forma irregular y dejando los rebajes abiertos, pues la roca encajonante es maciza, habiendo rebajes antiguos que tienen 25 Mts. de largo y 25 Mts. de profundidad; en algunos puntos se emplean trancas para sostener el alto y en otros dejan los mineros pilares de mineral pobre o tepetate para fortificación. La perforación se hace a mano, por paradas y usando dinamita de 40 %.

La extracción del mineral la efectúan por los mismos caminos por donde han llevado la explotación, usándose gene

... ahora vamos a ver cuáles son los métodos de explotación que se pueden aplicar con mayor ventaja a las yacimientos que explotó la Cia. Minera "La Fortuna". También vamos a calcular los costos que deben esperarse de la aplicación de tales métodos.

Actualmente el único método empleado es el de bucos, pues sólo este método conocen los mineros y no hubo hasta ahora, quien las ordenara que cambiaran a otro método bien organizado que les permitiera aumentar la seguridad dentro de la mina, aumentar la producción por hombre y disminuir los costos unitarios.

Los pagos de los mineros los hace la Compañía por jornadas de ocho horas, no habiendo trabajos hechos a contra (en la explotación propiamente dicha), por lo que cada trabajador tiende a hacer lo menos posible, ya que por otra parte los salarios son bajos. La supervisión del trabajo hace el mismo mayor que es accedido entre los mineros y por lo tanto no tiene capacidad para dirigir los trabajos técnicamente.

El método de bucos empleado actualmente se lleva a cabo en forma irregular y dejando los trabajos chicos, pues la roca en conjunto es mediana, habiendo pocas minas que tienen 25 pies de largo y 25 pies de profundidad; en algunos puntos se emplean tramos para sostener el techo y en otros dejan los mineros pilares de mineral pobre o de mala calidad para fortificación. La perforación se hace a mano por golpes y usando diámetro de 40 mm.

La extracción del mineral se efectúa por los mismos caminos por donde se hizo la explotación, usándose para

ralmente el acarreo a mano con chiquihuites hasta echar el mineral en las tolvas que descargan en el nivel de extracción de donde es acarreado por medio de carros al patio de la mina o a la tolva de extracción del malacate.

El costo medio de explotación por el método descrito anteriormente es de \$ 17.00 por tonelada de mineral puesto en el patio de la mina, sin incluir los costos indirectos.

La producción es de 800 a 900 Kgs. por parada de barrereros y por jornada de 8 horas, y si tomamos en consideración todos los hombres que trabajan en la mina (sin incluir los pepenadores que desempeñan un trabajo aparte) la producción resulta alrededor de 250 Kgs. a 300 Kgs. por hombre y por jornada. La producción total media de todas las minas es alrededor de 50 toneladas diarias, trabajando dos turnos.

Este sistema de buscones, administrado por la Compañía resulta en un costo elevado por tonelada, una baja producción por hombre, una baja recuperación del mineral disponible debido a lo irregular de la explotación y en no poder controlar la seguridad en los lugares de trabajo.

Veamos ahora cuáles son los métodos de explotación -- que serían apropiados para el tipo de yacimientos que se encuentran en las minas de la Compañía teniendo como objetivo la máxima seguridad combinada con el mínimo costo unitario. -- Además debemos de tener en cuenta que los métodos escogidos se presten para una explotación selectiva, debido a que los clavos se encuentran situados irregularmente dentro de las zonas enriquecidas y se encuentran mezclados con caballos de tepetate.

relacione el costo a mano con el tipo de mineral que se extrae en la mina y el tipo de explotación que se realiza en ella. El costo medio de explotación por tonelada de mineral que se extrae en la mina es de \$ 17.00 por tonelada de mineral que se extrae en la mina, sin incluir los costos indirectos.

El costo medio de explotación por tonelada de mineral que se extrae en la mina es de \$ 17.00 por tonelada de mineral que se extrae en la mina, sin incluir los costos indirectos.

La producción es de 200 a 300 Kgs. por jornada de trabajo y por jornada de 8 horas, y el consumo en consideración todos los hombres que trabajan en la mina (sin incluir los peones que desempeñan un trabajo aparte) la producción es de 250 Kgs. a 300 Kgs. por hombre y por jornada. La producción total media de toda la mina es de 50 toneladas diarias, trabajando dos turnos.

Este sistema de búsqueda, administrado por la Compañía, resulta en un costo elevado por tonelada, una baja producción por hombre, una baja recuperación del mineral disponible debido a la irregularidad de la explotación y en no poder controlar la seguridad en los lugares de trabajo.

Veamos ahora cuáles son los métodos de explotación que están propiamente por el tipo de yacimientos que se encuentran en las minas de la Compañía, teniendo como objetivo la máxima seguridad combinada con el mínimo costo unitario. Además debemos de tener en cuenta que los métodos de explotación que se practican por un explotación selectiva, debido a que los yacimientos presentan algunas irregularidades dentro de las zonas explotadas y se encuentran mezclados con cerillas de

Los métodos que yo creo deben aplicarse son los siguientes:-

- 1.- Sistema de buscones a contrato con los mineros.
- 2.- Método de explotación con rebajes abiertos sin fortificación.
- 3.- Método de explotación de cabeza o cielo con rebajes abiertos, fortificando con trancas y/o pilares de mineral pobre o tepetate.
- 4.- Método de explotación de corte y relleno.

El sistema de buscones que yo propongo debe darse por contrato a un grupo de mineros que estén dispuestos a trabajar en los lugares en los cuales ya no puede aplicarse alguno de los otros tres métodos. Yo creo que la mayor parte de los rebajes trabajados hasta ahora con el sistema antiguo de buscones debe seguirse trabajando con el mismo sistema, pero ahora dárselos a contrato a los mineros pues ya no es posible aplicar algún método organizado, de manera económica.

Los mineros que quieran trabajar en esta forma pueden seguir la explotación como ellos lo crean más conveniente, - interviniendo únicamente la Compañía en los problemas de seguridad. Los mineros deberán extraer el mineral de la mina y pepearlo por su cuenta formando lotes de mineral, en el patio de la mina, ya listos para ser transportados a la planta metalúrgica.

La Compañía les comprará a los mineros su producción pagándoles un precio convencional por tonelada, que calcularemos más adelante, basado en el ensaye de dichos lotes. -- Además la compañía se compromete a proporcionarles todo el-

Los métodos que yo creo deben aplicarse son los si-

guientes:-

- 1.- Sistema de buscones e contrato con los mineros.
- 2.- Método de explotación con rebajas estrictas de explotación.
- 3.- Método de explotación de carbón a cielo con rebajas estrictas, fortificación con tramas y/o pilares de mineral sobre o tapetate.
- 4.- Método de explotación de corte y trillado.

El sistema de buscones que yo propongo debe darse por contrato a un grupo de mineros que según las circunstancias trabajar en las labores en las que las ya no pueda aplicar alguna de los otros tres métodos. Yo creo que la mejor parte de los trabajos hechos hasta ahora con el sistema antiguo de buscones debe seguirse trabajando con el mismo sistema, pero ahora dándose e contrato a los mineros pues ya no es posible aplicar algún método organizado de manera económica.

Los mineros que desearan trabajar en esta forma pueden seguir la explotación como ellos lo creen conveniente, interviniendo únicamente la Compañía en los problemas de seguridad. Los mineros deberán extraer el mineral de la mina y dependerlo por su cuenta formando lotes de mineral, en el momento de la mina, ya listos para ser transportados a la planta beneficiadora.

La Compañía les comprará a los mineros su producción pagándoles un precio convencional por toneladas, que deberá tomarse más adelante, basado en el análisis de dichos lotes. Además la Compañía se compromete a proporcionarles todo el

material que necesiten al costo.

El método de explotación con rebajes abiertos sin fortificación, se presta para disfrutar clavos pequeños con respaldos macizos, siendo también necesario que el relleno de la veta se sostenga por sí sólo. Siendo que la mayoría de los -- clavos encontrados en los yacimientos que explota la Compañía "La Fortuna" son de reducidas dimensiones y tanto la roca encajonante como el relleno de las vetas son, por lo general, - macizos, se podrá emplear este método en la mayoría de los ca sos.

La explotación se lleva a cabo de cabeza, extrayéndose el mineral por medio de alcancías que unen el rebaje con la frente inmediata inferior. El espaciamiento de las alcancías debe ser tal que la extracción se haga del modo más económico, estando en la práctica este espaciamiento entre 5 y 10 Mts.- Cada alcancía tendrá su tolva para cargar rápidamente los ca rros. Este método es el q ue dá el más bajo costo de explota ción.

El método de explotación con rebajes abiertos y for- tificando con trancas y/o pilares se empleará en los casos- en que ya fuere por ser los clavos bastante grandes o por - ofrecer la roca encajonante menor resistencia, se requiera- una cierta fortificación que puede lograrse colocando tran- cas a intervalos regulares y dejando pilares de tepetate o mineral pobre para sostener el alto. El sistema a seguirse- en la explotación es el mismo que para el método de rebajes abiertos sin fortificación. Este método es un poco más caro que el anterior, pero más barato que el método de corte y - relleno.

materiales que necesitan el costo

El método de explotación con rebajas abiertas sin for-
 tificación, se presta para distintos tipos de depósitos con res-
 paldos macizos, siendo también necesario que el relleno de la
 veta se sostenga por sí solo. Cuando sup la mayoría de los
 claves encontradas en los yacimientos que explota la Compañía
 "La Fortuna" son de reducidas dimensiones y dentro de poca en-
 cajonante como el relleno de las vetas son, por lo general,
 macizos, se podrá emplear este método en la mayoría de los ca-
 sos.

La explotación se lleva a cabo de cabecera, extrayéndose
 el mineral por medio de alfileras que unen el rebaje con la
 frente inmediata interior. El espaldamiento de las alfileras
 debe ser tal que la extracción se haga del modo más económico,
 estando en la práctica este espaldamiento entre 5 y 10 mts.
 Cada alfileras tendrá su propia cámara, separada de las ca-
 maras. Este método es el más barato de explota-
 ción.

El método de explotación con rebajas abiertos y for-
 tificación con trancas y/o pilares se empleará en los casos
 en que ya fuere por ser los claves bastante grandes o por
 ofrecer la roca entonamente menor resistencia, se requiere
 una cierta fortificación que puede lograrse colocando tran-
 cas a intervalos regulares y dejando pilares de cabecera o
 mineral sobre cada una de ellas. El sistema a seguirse
 en la explotación es el mismo que para el método de rebajas
 abiertas sin fortificación. Este método es un poco más caro
 que el anterior, pero más barato que el método de corte y
 relleno.

El método de explotación de corte y relleno debe emplearse para el disfrute de los clavos de mayor tamaño en los cuales el respaldo ya no se puede sostener ni aún con trancas y pilares ocasionales; también debe emplearse en los clavos de menor tamaño cuando se encuentre terreno pesado.

En este método la explotación se lleva de cabeza, pudiendo hacerse en cortes inclinados u horizontales, siendo los primeros los que dan el menor costo, pero impidiendo la separación del tepetate en el interior del rebaje, pues el material resbala por sí sólo a las alcancías, en el caso de cortes horizontales se obtiene un costo un poco más alto, pues hay que palear el mineral hasta las alcancías, pero se puede lograr una separación del tepetate que se deja en el mismo rebaje como relleno. Como en la mayor parte de los clavos se encuentra una cierta cantidad de mineral estéril, yo creo que debe emplearse preferentemente el sistema de cortes horizontales.

Las alcancías se construyen con chorreaderos de madera desde el nivel inferior y deben estar espaciadas de manera que el costo de los anillados en combinación con el costo del transporte del mineral dentro del rebaje a los chorreaderos nos resulta en el más bajo costo de extracción por tonelada. Prácticamente estas alcancías de anillados de madera se construyen espaciadas de 5 a 10 Mts. entre sí.

El relleno se hace empleando el tepetate encontrado dentro del mismo clavo y el material estéril que resulta de las obras de exploración y desarrollo que se están llevando a cabo simultáneamente en la mina. En el caso de que no sea

El método de explotación de corte y relamo debe em-
 plearse para el distrito de los alambres de mayor tamaño en
 los cuales el resqueado ya no se pueda sostener ni aún con
 trancas y pilares ocasionales; también debe emplearse en
 los alambres de menor tamaño no cuando se encuentre terreno pa-
 sado.

En este método de explotación se lleva de espaldas, por
 donde heces en cortes inclinados u horizontales, siendo
 los primeros los que dan el menor costo, pero impidiendo la
 separación del tapete en el interior del resqueado, pues el
 material resqueado por el lado a las alas, en el caso de
 cortes horizontales se obtiene un costo un poco más alto,
 pues hay un mayor el mineral hasta las alas, pero se
 puede lograr una separación del tapete que se deje en el
 mismo resqueado como relamo. Como en la mayor parte de los
 casos se encuentran un cierto cantidad de mineral en el
 yo esto que debe emplearse preferentemente el sistema de
 cortes horizontales.

Las alas se construyen con chorroadores de made-
 ra desde el nivel inferior y deben estar espaciadas de mane-
 ra que el costo de los empujados en comparación con el cos-
 to del transporte del mineral dentro del resqueado a los chorro-
 adores no resulte en el más bajo costo de explotación por to-
 naje. Preferentemente estas alas se empujan de manera
 se construyen espaciadas de 5 a 10 pies, entre sí.

El relamo se hace cortando el resqueado encontrado
 dentro del mismo clave y el material caído que resulta de
 las obras de explotación y des-trucción se sacan llevándolo
 a cabo simultáneamente en la mina. En el caso de que no sea

suficiente el material obtenido en esa forma, hay que tumbarlo de "tepetateras" abiertas especialmente para ese objeto en el nivel inmediato superior al rebaje que se está explotando. El tepetate se chorrea por los chiflones abiertos de nivel a nivel en las obras de desarrollo y se reparte en el interior del rebaje.

m Al aplicar estos métodos de explotación tenemos la ventaja de una gran flexibilidad pues podemos cambiar de un método a otro en el momento que así lo exija un cambio en las condiciones del rebaje.

También puede emplearse, en lugar del método de corte y relleno, el método de rebaje con almacenamiento; pero aplicando éste último método, aunque se obtiene un costo menor, se tienen las desventajas de no poder separar el material estéril del mineral costeable, y de tener almacenada obligatoriamente, una gran cantidad de mineral, siendo que en las condiciones actuales la Compañía tiene que extraer de sus minas la mayor cantidad posible de mineral para poder abastecer su planta metalúrgica, además el mineral almacenado en los rebajes significa un cierto capital que no está reeditando ninguna utilidad.

El desarrollo que requieren los tres métodos aconsejados es el mismo y lo vamos a describir enseguida.

El localizar una zona mineralizada se desarrolla ésta sin saber de antemano las dimensiones de los clavos que en ella vamos a encontrar, por lo que las obras de preparación son también de exploración. Al abrir las obras de desarrollo vamos obteniendo datos acerca de las dimensiones, leyes y características físicas de los clavos económicamente -

participante el material obtenido en los trabajos de campo, los que son
 de "reparación" o "reparación" o "reparación" o "reparación" o "reparación"
 esto en el nivel inmediato superior al trabajo que se está
 ejecutando. El trabajo se ejecuta en el nivel de los trabajos de
 los de nivel e nivel en las obras de desarrollo y se repite
 en el nivel de los trabajos.

Al aplicar estos métodos de explotación tenemos in-
 terés de que gran flexibilidad para poder cambiar de
 un método a otro en el momento que así lo exige un trabajo
 en las condiciones del trabajo.

También puede emplearse, en lugar del método de con-
 trol y registro, el método de trabajo con instrumentos; pero
 aplicando este último método, cuando se obtiene un caso
 menor, se tienen las desventajas de no poder separar el ma-
 terial estándar del material controlado, y de tener un control
 de obligatoriamente, una gran cantidad de material, estándar
 que en las condiciones actuales la Compañía tiene que ex-
 traer de sus minas a mayor cantidad posible de mineral de
 su poder obtener en el nivel de explotación, cuando el minero
 que trabaja en las labores significa un costo capital
 que no está justificado ninguna actividad.

El desarrollo que requieren los métodos de con-
 trol es el mismo y lo vamos a describir a continuación.
 El trabajar una zona mineralizada se describe de
 la siguiente manera: se conocen las dimensiones de los bloques que
 se van a controlar, por lo que las obras de preparación
 están con relación de explotación. Al tener las obras de prepa-
 ración vamos operando a los centros de explotación, lo
 que y el desarrollo de las labores de explotación.

explotables que son los que nos harán decidir por la adopción de algunos de los métodos de explotación.

La preparación de las zonas mineralizadas consistirá en abrir frentes espaciadas verticalmente cada 30 Mts. y chiflones, uniendo las frentes, espaciados horizontalmente cada 20 Mts. Habiendo desarrollado toda la zona enriquecida en la forma antes mencionada, ya tendremos conocimientos acerca de las dimensiones, leyes y características físicas de los clavos encontrados y podremos decidir cuales métodos adoptamos para la explotación de cada uno de ellos. En el caso de que algunas secciones se hayan mostrado estériles por los cuatro lados, convendrá abrir frentes de exploración de chiflón a chiflón y a 15 Mts. entre los niveles para investigar la existencia de pequeños clavos que pudieran haber quedado dentro de las secciones. Desde luego que no se hará el desarrollo de toda la zona enriquecida antes de comenzar la explotación, sino que se comenzará el disfrute de los clavos ya preparados mientras sigue adelante el desarrollo de las demás partes de la zona, organizando el trabajo de manera de tratar que siempre haya uno o más clavos preparados mientras se termina la explotación de otros.

Costos de Explotación.

Antes de calcular los costos que se obtendrían de la aplicación de los métodos de explotación arriba mencionados, vamos a calcular cual debe ser el precio por tonelada que debe pagar la Compañía a los buscones por el mineral que éstos entreguen. Como ya dijimos antes el precio debe estar basado en las leyes de los lotes entregados por los buscones.

exploración que son los que nos han permitido por la adop-
ción de algunos de los métodos de explotación.

La preparación de las zonas mineralizadas consistió
en abrir frentes sacados verticalmente cada 30 mts.
y chiflones, unidos los frentes, sacados horizontales
de cada 30 mts. Habido destruido toda la zona en que
está en la forma antes mencionada, ya entonces conocien-
do los caracteres de las dimensiones, leyes y características
de las zonas encontradas y podíamos decidir cuáles
métodos adoptamos para la explotación de cada una de ellas.
En el caso de que algunas secciones se hayan trabajado está-
riles por los cuatro lados, conviene abrir frentes de ex-
plotación de chiflón a chiflón y a 15 mts. entre los nive-
les para investigar la existencia de pedregos chicos que
pudieran haber quedado dentro de las secciones. Dado que
yo que no se hará el desarrollo de toda la zona, empiezo
de antes de comenzar la explotación, sino que se comienza
el desarrollo de los niveles ya preparados mientras sigue
lante el desarrollo de las demás partes de la zona, organi-
zando el trabajo de manera de tratar que siempre haya uno
o más niveles preparados mientras se termina la explotación
de otros.

Costos de Explotación.

Antes de calcular los costos que se obtendrán de la
aplicación de los métodos de explotación arriba mencionados,
vamos a calcular cuál debe ser el precio por tonelada que
debe pagar la Compañía a las personas por el mineral que
les entreguen. Como ya dijimos antes el precio debe estar
basado en las leyes de los frentes trabajados por las personas.

Primero vamos a calcular el valor de 1 Gr. de Au, 100 Gr. de Ag, y 10 Kgs. de Pb (o sea 1% en una Ton.), - descontando pérdidas en el tratamiento metalúrgico, descuentos en la fundición e impuestos. No incluimos en los cálculos el zinc, pues aparte de que no se les paga a -- los mineros, deja una ganancia tan reducida que más bien conviene dejarla aparte para cubrir pequeños gastos imprevistos.

Oro:-

1 Gr. de Au, valor bruto... (101 ₅).....	\$ 4.85
Recuperación en la planta:- 60 %	2.91
Menos Impuestos, (Nos. redondos) 20%.	2.33
<u>Valor neto de 1 Gr. de Au: \$ 2.33</u>	

Plata:-

100 Gr. de Ag, Valor bruto.....	\$ 6.85
Recuperación en la planta: 60 %	4.12
Pago en la fundición: 95 %	3.91
Menos impuestos de producción	
y compra-venta:.....	2.63
<u>Valor neto de 100 Gr. de Ag: \$ 2.63</u>	

Plomo:-

10 Kgs. de plomo (1%), valor bruto....	\$ 4.85
Recuperación en la planta: 90%.....	4.36
Pago en la fundición: 90%.....	3.92
Menos impuestos: \$ 0.90	3.02
<u>Valor neto de 1% de Ob: \$ 3.02</u>	

Ahora vamos a calcular los gastos que tiene que cubrir la Compañía por tonelada de mineral, hasta la entrega de los concentrados a la fundición de la ASARCO en San Luis Potosí:

Primeramente vamos a calcular el valor de 1 Gr. de Au.
 100 Gr. de Au. de 10 Kgs. de Pb (o sea 12 onzas Tom.) de
 las cuentas de la fundición e impuestos. No incluimos en los
 cálculos al zinc, pues aparte de que no se las paga a
 los mineros, da una ganancia con reducida que más bien
 conviene a la parte para cubrir pedueros gastos in-
 previstos.

oro-

1 Gr. de Au. de Au. valor brutos. (101)..... 2.85
 Recuperación en la planta. 60 % 2.91
 Impuestos (100% de 2.85) 2.85
Valor neto de 1 Gr. de Au. 2.85

Plata-

100 Gr. de Ag. Valor brutos..... 2.85
 Recuperación en la planta. 60 % 2.91
 Pago en la fundición. 95 % 2.91
 Impuestos de producción
 y compra-venta..... 2.85
Valor neto de 100 Gr. de Ag. 2.85

Plomo-

10 Kgs. de plomo (15), valor brutos..... 4.85
 Recuperación en la planta. 90%..... 4.35
 Pago en la fundición. 90%..... 3.95
 Impuestos: \$ 0.90 3.05
Valor neto de 10 Kgs. 3.05

Ahora vamos a calcular los gastos que tiene que cubrir
 la Compañía por tonelada de mineral, hasta el entrega de los
 concentrados a la fundición de la marca en San Luis Potosí.

Trassporte de la mina a la planta metalúrgica:	\$ 2.50 Ton.
Tratamiento metalúrgico:.....	8.50
Transporte a México (Rel.de Con. 17 x 1).....	3.50
Transporte a San Luis Potosí.....	0.90
Maquila en fundición.....	1.70
Administración y renta.....	<u>1.00</u>
	\$ 18.10 Ton.

Los gastos que tiene que cubrir la Compañía por tonelada de mineral entregada por los buscones hasta la realización -- del concentrado producido, montan a \$ 18.10.

Los mineros deben recibir aproximadamente \$ 12.00 por - tonelada para cubrir sus gastos y ganar más o menos lo mismo que ganan los demás mineros.

Entonces para cubrir los gastos de la Compañía y lograr que los mineros ganen su jornal, la tonelada de mineral debe tener un valor de \$ 30.00.

Es conveniente adoptar una unidad común, con el mismo - valor, para el oro, la plata y el plomo, porque de esta mane - ra los mineros comprenden claramente que se les está pagando y pueden calcular fácilmente cuanto van a percibir por sus - lotes de mineral. En nuestro caso nos podemos aprovechar del hecho que hay poca diferencia entre los valores netos de 1 - Gr. de Au, 100 Grs. de Ag y 1% de PB y por lo tanto tomare-- mos como unidad, con el mismo valor, para el pago de los mi - neros 1 Gr. de Au, 100 Grs. de Ag. y 1% de PB.

Promediando los valores netos obtenemos que el valor me - diano de la unidad es de \$ 2.66. Si dividimos los \$ 30.00 - del valor mínimo por tonelada entre el valor de la unidad o - sean \$ 2.66 obtenemos el número mínimo de unidades que debe - tener una tonelada de mineral; este número resulta de 11.27-

Transporte de la mina a la planta de beneficiamiento	\$ 2.50 Ton.
Treatmento metalurgico	8.30
Transporte a Mexico (Rel. de Com. IV x 1)	3.50
Transporte a San Luis Potosi	0.90
Materia en fundición	1.70
Administración y honorarios	1.00
Total	\$ 18.10 Ton.

Los gastos que tiene que cubrir la Compañía por toneladas de mineral en regalía por los pasapases para la realización del concentrado producido, montan a \$ 18.10.

Los mineros deben recibir aproximadamente \$ 12.00 por tonelada para cubrir sus gastos y su familia e incluso lo mismo que ganan las demás minas.

Antes de cubrir los gastos de la Compañía y pagar los los mineros ganan su jornal, y toneladas de mineral debe tener un valor de \$ 30.00.

Es conveniente adoptar una unidad común, con el mismo valor, para el oro, la plata y el plomo, porque de esta manera los mineros comprenden el tratamiento que se les está pagando y pueden calcular fácilmente cuanto van a percibir por sus lotes de mineral. En nuestro caso nos podemos aprovechar del hecho que hay poca diferencia entre los valores reales de 1 Gr. de Au, 100 Grs. de Ag y 12 de Pb y por lo tanto tomaremos como unidad, con el mismo valor, para el pago de los mineros 1 Gr. de Au, 100 Grs. de Ag, y 12 de Pb.

Proponiendo los valores reales obtenidos que el valor real de la unidad es de \$ 2.66. Si dividimos los \$ 30.00 por el valor mínimo por tonelada de mineral que debe ser \$ 2.66 obtenemos el número mínimo de toneladas que debe tener una tonelada de mineral; esto es, 11.27.

que nosotros tomaremos de 12 para estar dentro de la seguridad. Por ejemplo, un mineral que tenga 3 Grs. de Au/Ton, 400 Grs. de Ag/Ton y 5% de Pb ya es costeable, tanto para la Compañía como para los buscones.

Vemos además que una tonelada que tenga las 12 unidades mínimas, les debe reportar un pago mínimo de \$ 12.00 a los mineros. Entonces la Compañía les puede pagar a \$ 1.00 la unidad por tonelada a los mineros en las primeras 2 o 3 unidades sobre las 12 mínimas, digamos de 12 a 15 unidades, la Compañía les paga a los buscones a \$ 1.00 la unidad por tonelada; subirles ligeramente, digamos a \$ 1.10 la unidad por tonelada de 16 a 20 unidades y todavía la Compañía les puede pagar a \$ 1.25 la unidad cuando se pasen de 20.

Con esta tarifa de pago los buscones se preocuparán por entregar mineral de la más alta ley posible, con la consiguiente ganancia para la Compañía, y además los buscones entenderán esta forma de pago perfectamente y podrán calcular ellos mismos, a partir del ensayo de sus minerales, cuanto es lo que van a sacar por sus lotes.

Vamos a hacer un cálculo con cada una de las tres -- cuotas para ver cuánto es lo que gana la Compañía en cada caso.

1.- Mineral de las siguientes leyes: Au: 2 Gr/Ton; Ag: 400 Gr/Ton. Pb: 5%.

Total: 12 unidades. Pago a \$ 1.00 por unidad.

Los buscones reciben $12 \times 1.00 = \$ 12.00$ por tonelada.

La Compañía se queda con:

$$\text{Au: } 2.33 - 1.00 = 1.33 \times 3 = \$ 3.99$$

$$\text{Ag: } 2.63 - 1.00 = 1.63 \times 4 = \$ 6.52$$

$$\text{Pb: } 3.02 - 1.00 = 2.02 \times 5 = \underline{\underline{\$ 10.10}}$$

que nosotros tenemos de la parte de la seguridad.
Por ejemplo, un mineral que tenga 3 Grs. de Ag. 400 Grs.
de Ag. y 50 de Pb y es estable, tanto para la Compañía
como para los buscadores.

Vamos a hacer un ejemplo que tenga las 12 unidades
de las minas, las debe reportar un pago mínimo de \$ 12.00 a
los mineros. Entonces la Compañía las puede pagar a \$ 1.00
la unidad por tonelada a los mineros en las primeras 2 o 3
unidades sobre las 12 minas, algunas de las 12 unidades.
La Compañía las paga a los buscadores a \$ 1.00 la unidad por
tonelada; así mismo ligeramente, algunas a \$ 1.10 la unidad
por tonelada de las 20 unidades y todavía la Compañía las
puede pagar a \$ 1.25 la unidad cuando se pagan de 20.

Con esta tarifa de pago los buscadores se preocuparán
por entregar mineral de la más alta ley posible, con la con-
dición de que la Compañía y algunos los buscadores
entenderán esta forma de pago perfectamente y por lo tanto
las minas, a partir del ensayo de las minas, cuando
se va a hacer un contrato por las minas.

Vamos a hacer un ejemplo con 12 unidades de las minas
que se van a pagar con el que la Compañía en este
caso.

1.- Mineral de las siguientes leyes que 3 Gr. Ag. 400
Gr. Pb. 50.

Totales 12 unidades. Pago a \$ 1.00 por unidad.

Los buscadores recibirán 12 x 100 = \$ 12.00 por tonelada.

La Compañía los paga con:

- Ag. 2.33 - 1.00 = 1.33 x 3 = \$ 3.99
- Ag. 2.63 - 1.00 = 1.63 x 4 = \$ 6.52
- Pb. 3.02 - 1.00 = 2.02 x 5 = \$ 10.10

Gastos..... \$ 18.10

Ganancia para la Compañía.... \$ 2.51 por tonelada.

2.- Mineral de las siguientes leyes: Au: 4 Gr/Ton; Ag: 700 -- Gr/Ton; Pb: 5%.

Total 16 unidades.- Pago a \$ 1.10 por unidad.

Los buscones reciben 16 x 1.10 = \$ 17.60 por tonelada.

La Compañía se queda con:

Au: 2.33 - 1.10 = 1.23 x 4 = \$ 4.92

Ag: 2.63 - 1.10 = 1.53 x 7 = \$ 10.71

Pb: 3.02 - 1.10 = 1.92 x 5 = \$ 9.10

Total..... \$ 24.73

Gastos \$ 18.10

Ganancia para la Compañía... \$ 6.63 por tonelada.

3.- Mineral de las siguientes leyes: Au: 5 Gr/Ton; Ag: 900 - Gr/Ton. Pb: 7%.

Total: 21 unidades.- Pago a \$ 1.25 por unidad.

Los buscones reciben 21 x 1.25 = \$ 26.25 por tonelada.

La Compañía se queda con:

Au: 2.33 - 1.25 = 1.08 x 5 = \$ 5.40

Ag: 2.63 - 1.25 = 1.38 x 9 = \$ 12.42

Pb: 3.02 - 1.25 = 1.77 x 7 = \$ 12.39

Total..... \$ 30.21

Gastos \$ 18.10

Ganancia para la Compañía... \$ 12.11 por tonelada.

Entonces debe emplearse la siguientes tarifa para pagarles a los buscones:

1 unidad = 1 Gr. Au/Ton = 100 Gr. Ag/Ton = 1 % Pb.

Mineral con menos de 12 unidades no se recibe por incoesteable.

Mineral de 12 a 15 unidades, a \$ 1.00 la unidad.

Mineral de 16 a 20 unidades, a \$ 1.10 la unidad.

Mineral de 21 o más unidades, a \$ 1.25 la unidad.

..... \$ 18.10

..... \$ 2.52 per ton
S. - Mineral de las alturas bajas que a Gr/Ton: \$ 700 --
Gr/Ton: Ppt. 82.

Total de unidades. -- Paga a \$ 1.10 por unidad.
Las unidades recibidas de x 1.10 = \$ 17.60 por toneladas.

La cantidad de unidades de la
Unid. 2.38 - 1.10 = 1.28 x 4 = \$ 5.12
Unid. 2.63 - 1.10 = 1.53 x 7 = \$ 10.71
Ppt. 3.02 - 1.10 = 1.92 x 5 = \$ 9.60

Total..... \$ 24.73
Gastos \$ 18.10

Ganancia para la Compañía... \$ 6.63 por toneladas
S. - Mineral de las alturas bajas que a Gr/Ton: \$ 200 --
Gr/Ton: Ppt. 72.

Total: 21 unidades. -- Paga a \$ 1.25 por unidad.
Las unidades recibidas de x 1.25 = \$ 26.25 por toneladas.

La Compañía se beneficiará:
Unid. 2.38 - 1.25 = 1.13 x 5 = \$ 5.65
Unid. 2.63 - 1.25 = 1.38 x 9 = \$ 12.42
Ppt. 3.02 - 1.25 = 1.77 x 7 = \$ 12.39

Total..... \$ 30.46
Gastos \$ 18.10

Ganancia para la Compañía... \$ 12.36 por toneladas
Mineral de las alturas bajas que a Gr/Ton: \$ 100 --
Gr/Ton: Ppt. 60.

Total: 11 unidades. -- Paga a \$ 1.00 por unidad.
Las unidades recibidas de x 1.00 = \$ 11.00 por toneladas.

Unid. 2.38 - 1.00 = 1.38 x 10 = \$ 13.80
Unid. 2.63 - 1.00 = 1.63 x 10 = \$ 16.30
Ppt. 3.02 - 1.00 = 2.02 x 10 = \$ 20.20

Perforación a mano.

Haciendo la perforación a mano, la Compañía no necesita hacer ningún gasto adicional, pues ya cuenta con el equipo para ello. Vamos ahora a calcular el costo de explotación por tonelada de mineral que se obtendría en la aplicación de cada uno de los tres métodos mencionados anteriormente.

Como el gasto erogado en la preparación de alguna zona enriquecida lo tenemos que aplicar como costo directo sobre el mineral desarrollado, vamos a suponer, sin que nos salgamos de la realidad, que un 50% del material desarrollado es mineral costeable y el otro 50% es tepetate. Entonces podemos calcular, aunque sea en forma aproximada, el costo por tonelada de mineral en lo que respecta al desarrollo.

En el caso general tendríamos que cargar 20 Mts. de frente y 30 Mts. de cielo, para una sección de 20 a 30 Mts. Siendo que el promedio de la potencia media de las vetas es de 1.20 Mts., la sección arriba mencionada tendría $20 \times 30 \times 1.20 = 720 \text{ M}^3 \times 4$ que podemos tomar como peso específico medio, nos darían 2880 toneladas. Suponiendo 50% de mineral costeable, nos quedarían 1440 toneladas.

20 Mts. de frente a \$ 45.00 el metro, son \$ 900.00. 30 Mts. de cielo a \$ 40.00 el metro, son \$ 1200.00. En total resultan \$ 2100.00. Ahora, \$ 2100.00 divididos entre 1440 toneladas, nos resultaría un costo unitario a cuenta de desarrollo de \$ 1.46 por tonelada.

Los demás gastos directos que hay que cargar sobre el mineral extraído, como son de exploración, transporte interior, extracción, desagüe y costos generales en el interior de la mina, no pueden calcularse de antemano ni aún con cier

Perforación a mano

Hacienda de Perforación a mano, la Compañía no necesita hacer ningún gasto adicional, pues ya cuenta con el equipo para ellos. Varios metros a calcular el costo de explotación por tonelada de mineral que se obtiene en la explotación de esta zona de la zona de perforación a mano.

Como el gasto en la perforación de algunas zonas puede ser considerable lo tomamos como costo indirecto sobre el mineral beneficiado, y como a expensas, sin que sea necesario el mineral beneficiado, que un 50% del mineral beneficiado es mineral costoso y el otro 50% es barato. Entonces podemos calcular, cuando sea en forma aproximada, el costo por tonelada de mineral en lo que respecta al beneficiado.

En el caso general tomamos que el costo de 30 Mts. de frente y 30 Mts. de alto, por una sección de 30 x 30 Mts. de superficie, que el promedio de la potencia media de la zona es de 1.20 Mts. de sección por tonelada beneficiada 30 x 30 x 1.20 = 432 Mts. x 4 que da como costo por tonelada beneficiada, nos quedarían 1440 toneladas.

30 Mts. de frente a \$ 42.00 el metro, son \$ 1260.00.
30 Mts. de alto a \$ 40.00 el metro, son \$ 1200.00. En total resultan \$ 2460.00. Ahora, \$ 2100.00 divididos entre 1440 toneladas, nos resultaría un costo unitario a cuenta de beneficio de \$ 1.46 por tonelada.

Los costos de explotación de esta zona que hay que cargar sobre el mineral extraído, como son los gastos de explotación, transporte interior, extracción, carga y otros gastos en el interior de la mina, no pueden calcularse de antemano ni con esta

ta aproximación, pues dan resultados muy diferentes para rebajes distintos aún dentro de una misma mina, y sólo podrán calcularse, para cada caso, cuando ya vaya a llevarse a cabo la explotación. De cualquier modo lo que más interesa en el actual problema, es comparar entre sí los costos de explotación propiamente dichos, de los tres métodos mencionados antes y el del sistema de buscones utilizado actualmente.

Rebajes abiertos sin fortificación. - El costo de explotación en este método, consistió en el tunbe propiamente dicho y en el arrastre del mineral hasta la o las alcancías por donde se extraerá el mineral. El tunbe se puede calcular con bastante aproximación y es más o menos constante para todos los casos. En cambio, el arrastre del mineral es más difícil de calcular, pues su costo dependerá de las dimensiones y forma del clave por explotar y de su posición con respecto al nivel inferior y a los chiflones laterales, este costo es menor para claves relativamente grandes que para claves chicos, para claves cuyo eje mayor sea vertical que para los que lo tienen horizontal y para los claves que estén cerca del nivel inferior y de algún chiflón que para los que se encuentren en la parte media o superior de la sección y alejados de los chiflones.

Vamos a suponer el caso de un clave de 10 Mts. x 10 Mts. cuya extremidad se encuentre a 5 Mts. sobre uno de los niveles, y una de cuyas extremidades laterales se encuentre sobre uno de los chiflones. En este caso debe abrirse un chorrero de 1 m. x 1 m. desde el nivel inferior hasta el rebaje a fin de extraer el mineral, tanto por el chiflón como por este chorrero a fin de evitar el transporte a mano dentro del rebaje.

de aproximación, pues las reacciones muy lentas para re-
 ducir las distancias con respecto a una misma línea, y sólo por re-
 calculos, y no en el caso, cuando ya se ha invertido el or-
 den de explotación. De cualquier modo lo que nos interesa es el
 actual problema, es determinar entre sí los costos de explota-
 ción, precisamente dichos, de las tres líneas mencionadas en
 los y el del sistema de buses más utilizado actualmente.

Factores críticos en explotación - El costo de explotación
 en este método, consistió en el tiempo propiamente dicho y en
 el transporte del mineral hasta las líneas de explotación por donde
 se extrae el mineral. El tiempo se puede calcular con base a
 tanto aproximación y a una o menos constantes para todos los
 casos. En cambio, el transporte del mineral a las líneas de ex-
 plotación, pues en este dependerá de las distancias y forma
 del elevador por utilizar y de su posición con respecto al ni-
 vel inferior y a las distancias laterales, éste caso se puede
 para elevadores relativamente grandes que por elevadores de
 elevadores cuyo eje de giro sea vertical, para los que lo sig-
 nifican horizontal y para los elevadores que según el nivel de
 inferior y de elevación crítica que para los que se encuentran en
 la parte superior o superior de la sección y elevación de los ele-
 vadores.

Para el caso de un elevador de 10 mts. x 10 mts.
 que, en explotación, se encuentran a 5 mts. sobre uno de los
 niveles, y uno de cuyos extremos de las distancias se encuentran
 sobre uno de los niveles. En este caso, todo depende un ele-
 vador de 10 mts. x 10 mts. de la posición del nivel inferior hasta el re-
 pósito, sin la extra del mineral, como por el sistema como
 por este elevador, sin la extra del elevador de transporte é in-
 terior del repósito.

El costo del tunbe propiamente dicho lo vamos a calcular enseguida.

Llevando la explotación de cabeza, en bancos, de manera que la carga de dinamita actúe sobre los caras libres, una parada de barreteros con 3 barrenos de 1.00 Mt., puede tumbar 0.5 M³, con P.E. de 4 son 2 toneladas. Suponiendo -- que llevan 500 Kgs. de tepetate, una parada en una jornada tumba 1.5 toneladas de mineral, o sea un poco menos del doble de lo que se obtiene con el actual método de buscones.-- Colocando 1.1/2 cartuchos de dinamita por barreno, se gastan 630 Grs. de dinamita por parada o 420 Grs. por tonelada. Se gastan 3 cápsulas por parada, 3 Mtros. de mecha, 300 Grs. de carburo y 300 Grs. de acero.

Entonces el costo del tunbe por tonelada es de:

Mano de obra, perforación.....	\$ 3.33
Dinamita: 0.420 Grs. x 1.90.....	0.80
Cápsulas: 3 x 0.07/1.5.....	0.14
Mecha: 3 x 0.11/1.5.....	0.22
Carburo: 0.300 x 0.70/1.5.....	0.14
Acero: 0.300 x 1.00/1.5.....	0.20
Aguce de herramienta : 8 x 0.09/1.5.....	0.48
Supervisión:.....	<u>0.20</u>

Costo del tunbe:..... \$ 5.51 por tonelada.

Ahora debemos calcular el costo debible al cuello del chorreadero y de la tolva que es necesario colocar en su extremidad. El cuello del chorreadero de 1 m. x 1 m. cuesta aproximadamente \$ 20.00 por metro; como son 5 Mts., el costo total será de \$ 100.00.

Una tolva sencilla cuesta lo siguiente:

11.00 Mts. de trancas de 6" a \$1.00 el Mt.	\$ 11.00
12.00 Mts. de tablón de 2" x 12" a \$ 2.00	24.00
2 Kgs. de clavo de a \$ 2.60 el Kg.	5.20
Mano de obra del ademador y su ayudante,	<u>9.50</u>
Total.....	\$ 49.70

Digamos \$ 50.00 cada tolva.

Entonces \$ 100.00 más \$ 50.00 resultan \$ 150.00.

El tonelaje que se va a extraer del clavo es de:-
 $10 \times 10 \times 1.20 \times 4 = 480$ Tons. Suponiendo 25 % de tepetate, nos quedan 360 toneladas de mineral costeable. Entonces el costo por tonelada debido al chorreadero y la tolva, resulta de \$ 0.42.

Entonces el costo total por tonelada de mineral en este caso será de:-

Tumbe propiamente dicho.....	\$ 5.51
Obras para la extracción.....	0.42
Desarrollo.....	<u>1.46</u>

Total..... \$ 7.39 por tonelada.

Vemos que para este caso especial, aplicando el método de Rebaje Abierto sin Fortificación, el costo resulta alrededor de \$ 7.40 por tonelada. En el caso de que el clavo sea de dimensiones un poco más reducidas o se encuentre en una posición más desfavorable, este costo será un poco más elevado; pero de cualquier modo, creo yo que siempre resultará más bajo que el costo obtenido actualmente con el sistema de buscones que es alrededor de \$ 11.00 a \$ 12.00 por tonelada.

Una toiva sencilla cuesta lo siguientes
 11.00 Mts. de tramos de 2" a \$1.00 el M. \$ 11.00
 12.00 Mts. de tramos de 2" x 12" a \$ 2.00 24.00
 2 Kgs. de clavo de a \$ 2.50 el Kg. 5.00
 Mano de obra del albañil y su ayudante 2.50
 Total..... \$ 22.70

Dijimos \$ 20.00 cada toiva
 Entonces \$ 100.00 más \$ 20.00 resultan \$ 120.00
 El trabajo que se va a extraer del clavo es de:
 10 x 10 x 1.20 x 4 = 480 tomas. Suponiendo 25 de desperdicio
 nos quedan 360 toneladas de mineral costado. Entonces el
 costo por tonelada debido al chorro y la toiva resulta
 de \$ 0.42.

Entonces el costo total por tonelada de mineral
 en este caso sería de:

También propinamos dicho..... \$ 2.51
 Ombra para la explotación..... 0.42
 Desperdicio..... 1.46
 Total..... \$ 7.39 por to-

Vemos que para este caso se podría aplicar el mé-
 todo de Rabejo Añero sin fortificar el clavo resultando
 alrededor de \$ 7.40 por tonelada. En el caso de que el clavo
 sea de dimensiones un poco más reducidas o se encuentre en
 una posición más desfavorable, este costo será un poco más
 elevado, pero de cualquier modo, creo yo que siempre resulte
 más barato que el costo obtenido actualmente con el sistema
 de búsqueda que se alrededor de \$ 11.00 a \$ 12.00 por tonelada

Rebajos Abiertos Fortificando con Trancas y Pilares. - Para calcular el costo unitario empleando este método, vamos a suponer el caso de que se intente explotar toda una sección comprendida entre dos niveles y dos chiflonos. Un 25% del material de la veta se dejará como pilares y otro 25% irá como tepetate mezclado con el mineral; entonces consideraremos que nos queda el 50% del material de la veta como mineral costeable. Supondremos además que cada metro cuadrado de veta requiera una tranca de 6" de 1.40 de largo.

La superficie total de la sección sería de 20 x 30 - Mts. = 600 Mts.². Restándole un 25% que queda como pilares, nos quedan 450 Mts.². Entonces se necesitarían 450 trancas de 1.40, o sean 630 Mts. de trancas de 6". Como el metro de estas trancas cuesta \$ 1.00, nos resultaría un costo total en lo que se refiere a madera para fortificación de \$ 630.00. No hay costo de mano de obra en la colocación de las trancas, pues los mismos barreteros las ponen. Como tendríamos disponibles 1440 toneladas de mineral costeable, el costo unitario debido a la madera de fortificación sería de \$ 0.44 por tonelada.

A fin de evitar el paleo del mineral, habría que construir 3 tolvas comunicando con el nivel inferior y separadas cada 5 Mts. Las tres tolvas costarían \$ 150.00, dando un costo unitario de \$ 0.11 por tonelada.

El costo del tumbe propiamente dicho, sería el mismo que para el método anterior o sea de \$ 5.51 por tonelada.

Entonces el costo total por tonelada de mineral sería de:-

Tumbe propiamente dicho.....	\$ 5.51
Fortificación trancas.....	0.44

Rebajas Abiertas Fortificando con Troncos y Pilas. - Para

calcular el costo unitario empleando este método, vamos a suponer el caso de que no intentamos explotar toda una sección comprendida entre dos niveles y dos pilas. Un S&S del material de la veta se deberá como pilas y como S&S (tr) como topete mezclada con el mineral; entonces, considerando que nos queda el 50% del material de la veta como mineral costoso. Supondremos ahora que cada metro cuadrado de veta produce un franco de 6" de 1.40 de largo.

La superficie total de la sección sería de 20 x 30 = 600 Mts.². Restándole un S&S que queda como pilas, nos quedan 450 Mts.². Entonces se necesitarían 450 troncos de 6" x 40" a ser 630 Mts. de troncos de 6". Como el metro de esta traza cuesta \$ 1.00, nos resultaría un costo total de lo que se refiere a los troncos para fortificación de \$ 630.00. El costo de mano de obra en la explotación de las troncos, que las mismas pertenecen las pajas. Como tendríamos disponibles 1440 toneladas de mineral costoso, el costo unitario debido a la mano de obra sería de \$ 0.44 por tonelada.

A fin de evitar el pago del mineral, habría que considerar 3 niveles comprendidos con el nivel inferior y superiores con 5 Mts. Los tres niveles costarían \$ 150.00, dando un costo unitario de \$ 0.11 por tonelada.

El costo del tiempo propiamente dicho, sería el mismo que para el método anterior y sería de \$ 0.51 por tonelada. Entonces el costo total por tonelada de mineral sería

Costo propiamente dicho.....	\$ 0.51
Fortificación troncos.....	0.44

del-

Tolvas para la extracción.....	\$ 0.11
Desarrollo.....	<u>1.46</u>
Total.....	\$ 7.52 Ton.

En este caso vemos que el costo resulta de \$ 7.52 por tonelada, aproximadamente. Este costo subirá cuando el clavo sea de menores dimensiones, aun ue también hay que considerar que al disminuir las dimensiones del clavo, también disminuye, generalmente, la cantidad de fortificación.

Método de Corte y Relleno.- Para calcular el costo siguiendo este método, vamos a suponer que se va a explotar una sección de 20 x 30 Mts.- 50 % es tepetate, que se pepona y deja en el mismo rebaje; el otro 50% es mineral costeable. El relleno se hace, en su mayor parte, con el tepetate abandonado en el rebaje; pero como para rellenar una cavidad se requiere aproximadamente el 65% del material macizo que la ocupaba antes, necesitaremos además del tepetate, un 15% más de material estéril para completar nuestro relleno. Este material adicional se pueda obtener de obras en tepetate que se están llevando a cabo en otras partes de la mina, preferiblemente en el nivel superior. En caso de que no haya disponible material estéril para completar el relleno, habrá que abrir "tepetateras" que son cruceros o cielos inclinados en los respaldos de la veta, dentro del mismo rebaje, para poder completar el relleno.

Vamos a calcular el costo suponiendo que haya suficiente material disponible en el nivel superior para completar el relleno y también lo calcularemos para el caso en el que haya que obtenerse de tepetateras.

Los elementos que entran en el cálculo del costo son los siguientes: tumba propiamente dicho, erección de chorrea-

Totales para la explotación..... 0.11

Desarrollos..... 1.48

Totales..... 7.55 Tomo

En este caso vemos que el costo resulta de 7.55 por tonelada, aproximadamente. Este costo puede ser considerado en términos de dimensiones, aunque también hay que considerar que el diámetro de la dimensión del tubo, también disminuye. Generalmente, la cantidad de forjados es el estado de corte y forjado. Para calcular el costo de este método, vamos a suponer que se va a explorar una sección de 20 x 30 Mts. - 50 % de forjado, que se pagan y debe en el mismo trabajo, el otro 50% es mineral costoso. El resultado es que en un mayor parte, con el forjado, se obtiene un mayor precio, pero como el forjado es un material que requiere un tratamiento de 50% del costo del mineral, que se obtiene antes de las operaciones de forjado, un 50% más de mineral, cada uno para completar un nivel. Este nivel se obtiene a la vez que se opera en forjado, que se están llevando a cabo en una parte de la mina, pero también en el nivel superior. En caso de que no hay disponibilidad mineral, cada uno para completar el nivel, pero que "operación" que son cruciales e incluso más importantes en los niveles de la zona de trabajo de la mina, que pueden completar el nivel. Vamos a calcular el costo suponiendo que hay suficiente mineral disponible en el nivel superior para completar el nivel y también el nivel inferior, pero el caso en el que hay que obtener el forjado.

Los datos que entran en el cálculo del costo son los siguientes: tipo de mineral, operación de forjado

deros y tolvas, traspaleo del mineral a los chorrreaderos, - traspaleo del tepetate para el relleno y en el caso de que haya que abrir tepetateras, hay que aumentar su costo por - tonelada de mineral costeable.

El tumba propiamente dicho es el mismo que para los métodos anteriores o sea de \$ 5.51 por tonelada. -

Como la distancia entre chiflón y chiflón es de 20 - metros, colocaremos un chorrreadero con su tolva cada 5 Mts. o sea que se necesitarán 3 chorrreaderos y 3 tolvas. Las tolvas ya sabemos que cuestan \$ 50.00 c/u. Vamos ahora a calcular el costo de los chorrreaderos, siendo éstos de 1 m. x 1 m. y construyéndose con marcos de madera redonda de 6" recubiertos con raja rolliza de 3". Los Marcos irán espaciados cada - 0.50 Mts.

Cada metro lleva 8 trancas de 6" de 1 m. Cada 2 metros llevan 10 cargas de raja rolliza. Se necesitan 2 kilos de clavo por metro.

Entonces:

8 trancas de 6" x 1 m. a \$ 1.00 el m....	\$ 8.00
5 cargas de raja rolliza de 3" x 2 m. a - \$ 0.75 la carga,.....	3.75
2 Kgs. de cl <u>a</u> vo a \$ 2.60 el Kg.....	5.20
Mano de obra.....	2.40
Total.....	\$ 19.35

A \$ 19.35 el Mt. de chorrreadero, los 3 chorrreaderos de 30 Mts. nos resultarían de \$ 19.35 x 90 = \$ 1741.50. Más el costo de las tres tolvas que es de \$ 150.00, nos resulta el costo total de tolvas y chorrreaderos de \$ 1891.50. Como se obtienen 1440 toneladas de mineral costeable, el costo unitario por concepto de chorrreaderos y tolvas sería de \$ 1.32 -

- En el caso de que se desee utilizar el material de los chorreadores, se debe considerar el costo de los chorreadores y el costo de los chorreadores. Hay que considerar el costo por tonelada de mineral costado.

El tiempo propiamente dicho es el mismo que para los métodos anteriores o sea de \$ 2.51 por tonelada.

Como la distancia entre cañón y cañón es de 20 metros, colocamos un chorreador con su tolva cada 6 metros o sea que se necesitan 3 chorreadores y 3 tolvas. Las tolvas y sacos que cuestan \$ 60.00 c/u. Vamos ahora a calcular el costo de los chorreadores, siendo éstos de 1 m. x 1 m. y construyéndolos con madera de madera buena de 2" receptor los con una tolva de 3". Los sacos tendrán capacidades cada 0.50 lbs.

Cada metro lineal 3 tolvas de 3" de 1 m. C. de 2 metros lineal lo que da un total de 3 tolvas. Se necesitan 3 kilos de alambre por metro.

Entonces:

3 tolvas de 3" x 1 m. a \$ 1.00 el metro	\$ 3.00
3 kilos de alambre de 3" x 3 m. a \$ 0.75 el metro	2.25
3 Kgs. de alambre a \$ 2.60 el Kg.	7.80
Mano de obra	2.40
Total	15.45

A \$ 15.45 el mt. de chorreador, los 3 chorreadores de 30 lbs. nos resultan de \$ 15.45 x 30 = \$ 463.50. El costo de los tres tolvas que se necesitan, nos resultan \$ 1881.60. Como el costo total de tolvas y chorreadores es \$ 1881.60. Como se obtienen 1440 toneladas de mineral costado, el costo unitario por concepto de chorreadores y tolvas sería de \$ 1.31.

por tonelada.

Un peón puede traspalear 15 toneladas en un turno o sean: \$ 1.75/15 = \$ 0.12 por tonelada.

Por cada tonelada de mineral hay que traspalear 1150 Kgs. de tepetate, o sea que por cuenta de traspaleo de tepetate nos resulta un costo de \$ 0.14 por tonelada de mineral costable.

En el caso de que tuviéramos que tumbar tepetate de tepetateras, el costo se nos aumentaría en una cantidad que vamos a calcular enseguida. Por cada tonelada de mineral necesitaríamos alrededor de 150 Kgs. de tepetate. La tonelada de tepetate nos costaría alrededor de \$ 8.00, y los 150 Kgs. \$ 1.20. Entonces el costo se incrementaría por concepto de tepetate adicional para relleno tumbado de tepetateras en \$ 1.20 por tonelada.

El costo unitario total sería de:-

A).- Teniendo suficiente tepetate para el relleno:-

Tumbe propiamente dicho.....	\$ 5.51
Chorraderos y tolvas.....	1.32
Traspaleo y mineral.....	0.12
Traspaleo tepetate.....	0.14
Desarrollo.....	1.46

Total..... \$ 8.55 Ton.

B).- Teniendo que tumbar 15% del tepetate para relleno, de tepetateras.

Tumbe propiamente dicho.....	\$ 5.51
Chorraderos y tolvas.....	1.32
Traspaleo del mineral.....	0.12
Traspaleo del tepetate.....	0.14

Un poco puede trasportar la cantidad en un turno o
 para el transporte de mineral por el transporte 1150
 Kgs. de repaste, o sea que por concepto de transporte de repaste
 se debe considerar un costo de 0.14 por toneladas de mineral
 transportadas.

En el caso de que se desee tener una cantidad que
 transportarse, el costo se debe considerar en una cantidad que
 viene a calcularse así: Por cada tonelada de mineral se
 costó 1150 Kgs. de repaste de 150 Kgs. de repaste por la tonelada
 de repaste sea costó el repaste de 8.00, y los 150 Kgs.
 de repaste al costo se incrementaría por concepto de
 repaste adicional por relación cuando de repaste sea de
 1.50 por tonelada.

En el caso de un costo total por tonelada

Costo de transporte de repaste	0.14
Costo de repaste	8.00
Costo de mineral	1.38
Costo de combustible	5.81
Total	15.33

Totalmente 15.33

Costo de transporte de repaste por relación, de 1.50

Costo de transporte de repaste	0.14
Costo de repaste	8.00
Costo de mineral	1.38
Costo de combustible	5.81
Total	15.33

Desarrollo.....	\$ 1.46
Tumbe de tepetate.....	1.20
Total.....	<u>\$ 9.75</u> por Ton.

Hasta aquí he calculado los costos que se obtendrían aplicando cada uno de los métodos aconsejados y para casos especiales, haciendo la perforación a mano. Estos costos deben tomarse solamente como aproximados, pues varían al cambiar las características de los clavos que yo supuse para cada caso. De cualquier manera, puede verse claramente que cualquiera de los métodos anteriores resulta más barato que el método de buscones, principalmente por los hechos logrados con los métodos anteriores que son: primero, el llevar el tumbé en bancos regulares lo que permite sistematizar la explotación y lograr que la carga de dinamita actúe sobre dos caras libres, mientras que con el sistema de buscones, el tumbé se lleva en forma completamente irregular y la carga de dinamita, en todos los casos, solo obra sobre una cara libre; y segundo, evitar a un mínimo y en algunos casos hasta cero, el traspaleado del mineral para conducirlo a las tolvas que alimentan los carros de transporte interior, siendo que con el sistema de buscones llevado actualmente, el mineral es no solo demasiado traspaleado, sino que en la mayoría de los casos se acarrea con chiquihuites lo que aumenta mucho los costos de explotación.

También puede observarse en los costos calculados anteriormente, que el costo mayor y el que predomina en todos los casos es el costo debido al tumbé propiamente dicho y siendo este costo constante para todos los casos en que se lleve una explotación de cabeza, en bancos y con perforación a mano, --

Desarrollos.....	2 1.48
Tarifa de repatriación.....	1.20
Total.....	3 68

Hay que tener presente que los costos no se obtienen
 directamente de una de las métricas, sino que se obtienen de
 ambas, haciendo la diferencia y sumando los costos de
 desarrollo solamente como aproximados, pues varían al con-
 sistir las características de los casos que se estudian por el
 de caso. De cualquier manera, puede verse el detalle que
 cualquiera de los métodos anteriores resulta más barato que
 el método de balances, principalmente por las hechas hechas
 con los métodos anteriores que son primero, el libro de
 de en pocas palabras lo que permite establecer la expli-
 cación y lograr que el costo de desarrollo esté sobre los
 a la libros, mientras que con el sistema de balances, el costo
 se eleva en forma considerablemente mayor y el costo de des-
 arrollo, en todos los casos, así que sobre un costo libro y
 segundo, evitar a un mínimo y en algunos casos hasta cero, la
 necesidad de un mínimo y en algunos casos hasta cero, la
 mantener los costos de desarrollo dentro de los límites que el
 sistema de balances lleva a cabo actualmente, el mínimo es no so-
 lo demasiado elevado, sino que en la mayoría de los casos
 se eleva con chiquititas lo que aumenta mucho los costos
 de explotación.

También puede observarse en los costos calculados ante-
 riormente, que el costo mayor y el que predomina en todos los
 casos es el costo debido al tiempo propiamente dicho y siendo
 este costo constante para todos los casos en que se vive una
 explotación de casos, en casos y con poca variación a mano

siempre se tendrán costos superiores al costo del tumble propiamente dicho indicado anteriormente.

De esto deducimos que para poder reducir aún más los costos de explotación, tendríamos que introducir la perforación mecánica. Caso que vamos a ver en el siguiente capítulo.

Perforación Mecánica.

Antes que nada vamos a calcular el capital inicial que se necesita invertir para la compra, transporte e instalación del equipo de perforación mecánica. Siendo la mina "El Moral" la que más probabilidades tiene de seguir trabajando, vamos a calcular el requerido para instalar en esta mina un equipo de perforación mecánica adecuado a su capacidad productiva.

El tonelaje que esta mina puede llegar a dar, basándonos en la producción anterior y el estudio de las características de los clavos dentro de las zonas enriquecidas, es de 50 toneladas diarias. Este tonelaje se va a extraer en un solo turno, pues siendo de poca monta, nos permite una mejor vigilancia y nos reduce el costo por concepto de supervisión; además, es bien sabido que todo hombre trabaja más contento y da mayor rendimiento, cuando trabaja en el turno de día. El turno será de ocho horas.

Como cualquiera que sea el método de explotación el tumble se hace de cabeza, se van a emplear perforadoras de las llamadas "stopers" o "chicharras". Las "stopers" Sullivan S-91, con barrenos de 2.1/2", perforan con una velocidad media, en el tipo de material que se encuentra en las vetas de la mina "El Moral", de 15 cm. x min (6" x min), o sean 9 metros por hora. Suponiendo un tiempo efectivo de barrenación -

de 4 horas en el turno, se podrán hacer $9 \times 4 = 36$ metros de perforación por turno. Haciendo los barrenos de 1.5 Mts. de largo, un perforista hará, en un turno, 24 barrenos de 1.5 Mts.

Las barrenaciones para el tumba del mineral se hacen en hileras, a lo ancho de la veta, de 4 barrenos cada hilera, pudiendo hacer un perforista 6 hileras de barrenos espaciadas entre sí 0.70 Mts.

Siendo la potencia media de las vetas de 1.20, cada hilera de barrenos tumba 1.175 M^3 de material; suponiendo un peso específico de 4, obtendríamos 4.7 Tons. por hilera; barrenando 6 hileras por máquina y por turno suponiendo 0.25% de tapetate nos quedarían 21 toneladas de mineral por máquina y por turno. Suponiendo, en el peor de los casos 50% de tapetate, nos resultarían 14 toneladas de mineral costeable por máquina.

Ahora bien, 50 toneladas que se deben producir por día entre 14 toneladas por máquina, nos da un total de $3.51 = 4$ máquinas perforadoras del tipo "stopers". Tomando el dato de 21 toneladas por máquina, nos resultan 3 máquinas perforadoras. Teniendo 4 máquinas perforadoras, es suficiente para garantizar la producción de 50 toneladas diarias. Además deben comprarse, una máquina perforadora del tipo "drifter" para frentes como la Sullivan T-350 y dos máquinas perforadoras del tipo "jack-hammers" para pozos como la Sullivan L-57. Debe hacerse notar que las máquinas para pozos llamados "jack-hammers" o pistolas, pueden improvisarse para perforar frentes y aún cielos.

Vamos ahora a calcular la capacidad del compresor ne-

de 4 horas en el turno. No podrán hacer 8 x 4 ni 36 horas de
partida por turno. Habiendo los turnos de 1.5 hrs. de
trigo, un partista hará, en un turno, 24 horas de 1.5 -
hrs.

Las determinaciones para el turno del mineral se hacen
en hilera, a lo ancho de la veta, de 4 partenos cada hilera,
pudiendo hacer un partista 6 hilera de partenos espejadas
entre el 0.70 hrs.

Siendo la potencia total de las vetas de 1.20, cada un
hilera de partenos tendrá 1.125 lbs de material; suponiendo un
peso específico de 4, obtendríamos 4.7 Tons. por hilera; pre-
tendiendo 6 hilera por máquina y por turno suponiendo 0.258
de capacidad nos quedarán 21 toneladas de mineral por máquina
y por turno suponiendo, en el caso de los casos 300 de capa-
tad, nos quedarían 14 toneladas de mineral constante por
máquina.

Además dicen, 30 toneladas que se deben producir por día
entre la cantidad por máquina, nos da un total de 3.81 = 4 -
máquinas portadoras del tipo "stepper". Tomando el dato de
21 toneladas por máquina, nos resultan 3 máquinas portadoras
para transportar 4 máquinas portadoras, se anticipa para 22
partidos la producción de 30 toneladas diarias. Además deben
comprarse, una máquina portadora del tipo "stepper" para
trabaja como la Sullivan T-350 y las máquinas portadoras
del tipo "stepper" que pesa como la Sullivan E-57. De
de hecho notar que la máquina y los pesos llamados "step-
per" o "plata", pueden proporcionar y no portar tron-
cos y rón chicos.

Vamos ahora a calcular la capacidad del compresor ne-

cesario para proporcionar el aire comprimido que necesitan las máquinas anteriores. Para ésto multiplicamos el número de máquinas de cada tipo por su consumo de pies cúbicos de aire libre por minuto y por un factor que depende del número de máquinas y de la altura del compresor sobre el nivel del mar. Este factor lo obtenemos directamente de la tabla que trae el libro "Mine Plant Design" de Staley, siendo la altura sobre el nivel del mar de 6,000 pies.- (2,000 Metros).

Stoppers:	4 x 104 x 4.08	-----	425 p.c.m.
Drifter:	1 x 120 x 1.20	-----	144 p.c.m.
Jack-Hammer:	1 x 90 x 1.20	-----	108 p.c.m.

Total: ----- 677 p.c.m.

Vemos que se necesitan 677 p.c.m. Dándole al compresor un exceso de 20%, necesitamos un compresor que tenga una capacidad de 810 p.c.m. comprimiendo el aire de la presión atmosférica a la presión de 80 libras por pulgada cuadrada, más las pérdidas por fricción ocasionadas en la tubería. Un compresor Sullivan WG-9, con motor de 75 H.P., tiene una capacidad de 825 a 850 P.c.m. comprimiendo el aire hasta 120 libras por pulgada cuadrada. Entonces necesitamos comprar un compresor de este tipo.

El diámetro de la tubería para el aire comprimido lo obtenemos directamente de las tablas que para el efecto trae el libro "Handbook for Mining Engineers" de Peol, suponiendo una longitud máxima de tubería de 250 Mts. y una pérdida por fricción de 5 libras por pulgada cuadrada cuando más. Según las tablas necesitamos tubería de 3" de diámetro para el aire comprimido.

- necesario para proporcionar el tipo comprimido que necesitan
 - las máquinas anteriores. Para este propósito el número de
 - de máquinas de cada tipo por su consumo de potencia debe
 - estar libremente y por un factor de potencia de 0.85
 - de las máquinas y de las mismas. Este factor debe aplicarse
 - para este factor de potencia obtenido directamente de la tabla que
 - tiene el libro "Mining Plant" de 1914, estado anterior
 - sobre el nivel del mar 1000 pies (3,000 metros).

Stokers:	1 x 120 x 4.08	145
Grinders:	1 x 120 x 1.86	144
Jack-Runners:	1 x 80 x 1.20	108

Tercera Tabla - 677

Vaseo que se necesitan 677 pies de diámetro de compresor
 un exceso de 1000 pies de diámetro de compresor que tenga un
 presión de 810 pies de altura. Este tipo de la presión de
 necesaria a la presión de 80 pies por pulgada cuadrada, más
 las pérdidas por fricción ocasionadas en las tuberías. Un con-
 pactor Sullivan M-3, con motor de 200 H.P., tiene una capaci-
 dad de 850 P.M. de compresión. Si se necesita 120 pies
 por pulgada cuadrada. Entonces necesitará comprarse un compresor
 con la potencia

El diámetro de la tubería para el tipo comprimido de
 obtenidos directamente de las tablas de peso de estos tipos
 el libro "Handbook for Mining Engineers" de Peck, suplemento
 una longitud máxima de tubería de 2500 pies y una pérdida por
 fricción de 8 pies por pulgada cuadrada cuando más. Según
 las tablas necesarias tubería de 3" de diámetro para el tipo
 comprimido.

Para el agua usaremos tubería de 2" que nos dá un -
gasto más que suficiente para abastecer nuestras máquinas.

Además, entre el equipo adicional que se debe comprar
están un tanque regulador del compresor, un aguzador de esme
ril para coronas y una tarraja ára la rosca de las barrenas.

El costo del equipo anterior es el siguiente:-

1 Drifter Sullivan T-350.....	\$ 2,040.00
4 Stopers Sullivan S-91.....	\$ 7,100.00
2 Jack Hammers Sullivan L-57.....	\$ 2,080.00
1 Compresor Sullivan WG-9 con motor. Eléctrico de 75 H.P.....	\$13,750.00
1 Tanque regulador del compresor....	\$ 5,000.00
250.Mts. de tubería de 3" a \$ 19.00 M.	475.00
200 Mts. de tubería de 2" a \$ 12.00 "	240.00
1 Aguzador de esmeril.....	3,000.00
1 Tarraja para roscas de las barrenas	500.00
	<hr/>
Suma.....	\$ 34,185.00
Más 10% de imprevistos.....	\$ 3,419.00
	<hr/>
Total.....	\$ 37,604.00

El costo de compra del equipo necesario para instalar
perforación mecánica en la mina "El Moral", resulta de ----
\$ 37,604.00.

Siendo que la mayor parte del equipo hay que importar-
la de los Estados Unidos, necesitamos agregarle al costo an-
terior los impuestos de importación que son aproximadamente
de 30% del costo de compra.

Los fletes del equipo desde Laredo, Texas, hasta la -
mina en Zacualpan, los podemos considerar como el 15% del --

Para el agua necesaria para la tubería de 3" que sea de un
 costo más que suficiente para abastecer nuestras máquinas.
 Además, entre el equipo adicional que se debe comprar
 están un tiempo regulador del compresor, un regulador de agua
 y un tubo de escape y una tarjeta para la tubería de las bombas.

El costo del equipo adicional es el siguiente:

1 Driftor Sullivan T-250.....	\$ 2,040.00
4 Stopers Sullivan S-21.....	\$ 7,100.00
2 Jack Hammer Sullivan J-27.....	\$ 2,080.00
1 Compresor Sullivan K-9 con motor Electrico de 75 H.P.....	\$13,750.00
1 Tiempo regulador del compresor....	\$ 2,000.00
250 Mts. de tubería de 3" a \$ 19.00 M.	475.00
200 Mts. de tubería de 2" a \$ 12.00 "	240.00
1 Regulador de velocidad.....	3,000.00
1 Tarjeta para tubería de las bombas	500.00

Suma..... \$ 34,185.00

Más los de inspección..... \$ 3,419.00

Total..... \$ 37,604.00

El costo de compra del equipo necesario para instalar
 perforación mecánica en la mina "El Huevo", resulta de
 \$ 37,604.00.

Almó que la mayor parte del equipo hay que importarlo
 de los Estados Unidos, necesitándose para el costo de
 fletes los siguientes de importación que son aproximadamente
 el 30% del costo de compra.

Los fletes del equipo de la tubería, hasta la
 mina en Seward, se pagan a un precio de \$ 158.501 =

costo de compra.

La instalación del equipo para dejarlo listo para funcionar, en los momentos actuales, resulta alrededor de 25% del costo de compra.

Entonces el costo total del equipo ya instalado resulta de:

Costo de compra.....	\$ 37,604.00
Impuestos de importación.....	11,281.00
Transporte hasta la mina.....	5,641.00
Instalación.....	9,401.00
	<hr/>
Costo total.....	\$ 63,927.00

Este costo total es de \$ 63,927.00, o sea en números redondos \$ 64,000.00 es sólo aproximado; pero nos da una idea bastante cercana a la verdad de lo que costaría la instalación del equipo de perforación mecánica, siendo éste completamente nuevo. Yo creo que se podría adquirir el mismo equipo, de segunda mano, con una reducción en el costo total del 50%; pero de cualquier manera voy a seguir calculando los costos suponiendo que se instalara equipo nuevo.

Actualmente ninguna de las minas de la Compañía puede garantizar la instalación de equipo de perforación, siendo - que la mina "El Moral", que, como ya dije antes, es la que - se encuentra mejor de todas, solo tiene asegurada su vida por cuatro o seis meses. Como se vé, es sumamente arriesgado invertir \$ 64,000.00 en una mina que puede suspender sus trabajos a los cuatro o seis meses. Pero éste es que yo aconseje - que se lleven a cabo las obras de exploración lo más rápidamente posible y haciendo la perforación a mano. Si al ejecutar las obras de exploración se vé que la mina tiene mineral

Costo de equipo

El costo de equipo para el estudio de campo para el
año, en los meses de mayo, junio, julio, agosto, septiembre, octubre, noviembre y diciembre, es de \$25,000.00.

Entonces el costo total del equipo es de \$25,000.00.

El costo

Costo de equipo	\$ 25,000.00
Impuestos de importación	11,521.00
Transporte hasta el sitio	5,641.00
Instalación	9,401.00
Costo total	\$ 51,563.00

Este costo total de \$ 51,563.00, es un monto bastante considerable para el estudio de campo. Sin embargo, el equipo que se requiere para el estudio de campo es de tipo nuevo. Ya que el equipo que se requiere para el estudio de campo es de tipo nuevo, con una duración de al menos 5 años, por lo tanto, el costo de equipo es de \$ 51,563.00. El costo de equipo es de \$ 51,563.00.

Actualmente, ninguno de los miembros de la Comisión de Estudios de Campo, tiene el equipo de campo que se requiere para el estudio de campo. El equipo que se requiere para el estudio de campo es de tipo nuevo, con una duración de al menos 5 años, por lo tanto, el costo de equipo es de \$ 51,563.00. El costo de equipo es de \$ 51,563.00.

suficiente para garantizar su operación por cinco o más años, entonces si debe instalarse la perforación mecánica, pues estoy seguro que bajarían los costos de producción por tonelada, con la consiguiente ganancia para la Compañía.

Aunque, como se vé, aconsejo que no se instale perforación mecánica en ninguna de las minas de la Compañía, sí voy a calcular los costos probables que se obtendrían haciendo la perforación con máquinas.

Primero vamos a calcular el costo por tonelada debido a la amortización e interés del capital invertido. Para esto dividimos la cantidad que hay que pagar anualmente por concepto de amortización e interés, entre la producción anual en toneladas de mineral.

La amortización del capital se va a hacer en 5 años. El capital reditúa un interés del 8% anual. Los pagos se hacen por anualidades. Entonces la cantidad que debemos pagar anualmente la calculamos con la fórmula:

$$a = \frac{c}{n} + X\% \frac{c}{2}$$

en la que:

a= pago anual e anualidad.

c= Capital por amortizar.

n= Número de años.

X%= Interés Anual.

Para nuestro caso:

$$a = \frac{64,000.00}{5} + 0.08 \frac{64,000.00}{2}$$

$$b = D + 15872.00$$

Siendo la producción diaria de 50 toneladas y suponiendo que se trabajan 300 días al año, obtenemos una producción anual de 15,000 toneladas.

antecedente para garantizar su patrimonio personal e sus bienes.
En consecuencia se debe declarar la nulidad de los actos que se
realizaron con posterioridad a la fecha de la presente resolución.

Además, como se ve, corresponde a la entidad que
emitió la resolución en materia de la materia de la presente, el
velar por el cumplimiento de las disposiciones que se establecieron
en la presente resolución.

Por lo tanto, se declara la nulidad de los actos que se
realizaron con posterioridad a la fecha de la presente resolución.
En consecuencia, se declara la nulidad de los actos que se
realizaron con posterioridad a la fecha de la presente resolución.

En consecuencia, se declara la nulidad de los actos que se
realizaron con posterioridad a la fecha de la presente resolución.
En consecuencia, se declara la nulidad de los actos que se
realizaron con posterioridad a la fecha de la presente resolución.

$$X = \frac{Y}{Z} + \frac{W}{V}$$

en la que:

X = pago anual de amortización

Y = Capital por amortizar

Z = Número de años

W = Interés anual

Por lo tanto, se tiene:

$$X = \frac{64.000,00 + 0,08}{8} + \frac{34.000,00}{8} = 12.000,00$$

$$P = D + \frac{W}{Z}$$

Siendo P el monto a pagar, D el monto de la deuda y W el
interés anual, se tiene que el monto a pagar es de 12.000,00
anuales por un periodo de 8 años.

Dividiendo el pago anual de \$ 15,872.00 entre las --- 15,000 toneladas anuales, obtenemos un costo de \$ 1.06 por tonelada de mineral, por concepto de amortización e interés del capital invertido.

Vamos ahora a calcular el costo del tunbe propiamente dicho, haciendo perforación con máquinas.

Como ya vimos un poco antes, un perforista tunba, en el peor de los casos, 14 toneladas de mineral costable, entonces el costo por mano de obra en la perforación, pagándole al perforista \$ 5,00 por jornada, resulta de \$ 0.36 por tonelada de mineral.

De dinamita se usan los cartuchos de 160 Grs. c/u por barrenos y costando \$ 1.90 el kilo, resulta un costo de --- \$ 1.06 por tonelada.

De cápsulas se gastan \$ 0.13 por tonelada y de mecha \$ 0.19.

Suponiendo que una corona nos sirva 10 o 12 veces antes de desecharla y costando \$ 1.50 cada una, nos resulta un consumo de acero de \$ 0.65 por tonelada.

Para el aguce de la corona suponemos que un aguzador aguza 100 piezas por turno, y ganando \$ 3.50 diarios nos resulta por mano de obra \$ 0.035 por corona; si suponemos --- \$ 0.015 más por reparaciones y mantenimiento de la máquina, el aguce de una corona nos resulta en \$ 0.05. Necesitándose 3 coronas para cada barreno, pues los cambios de acero se hacen cada 50 Cms. nos resulta un costo de \$ 0.26 por tonelada de mineral.

La supervisión la suponemos de \$ 0.20 por tonelada.

Suponiendo que se gasten \$ 20.00 diarios por concepto

Dividendo de pago anual de \$ 18,873.00 entre los 15,000 toneladas anuales, obtenemos un costo de \$ 1.26 por tonelada de mineral, por concepto de amortización e interés del capital invertido.

Viene ahora a colmar el espacio del tiempo propiamente dicho, para determinar el costo de explotación con máquinas.

Como ya vimos en poco antes, un parista, también en el país de las cosas, las toneladas de mineral costado, en fuerza de este par, maneja obra en la perforación, pagando de el parista \$ 2.00 por jornada, resultando \$ 0.36 por tonelada de mineral.

De ahí mismo se usan las estufas de 160 Grs. en par y parista \$ 1.50 el kilogramo resulta un costo de \$ 1.26 por tonelada.

De ahí mismo se gastan \$ 0.13 por kilogramo y de noche \$ 0.13.

Suponiendo que una coronación está 10 o 12 veces en los días de explotación y calculando \$ 1.50 cada una, nos resulta un consumo de carbón de \$ 0.25 por tonelada.

Por el agua de la corona suponiendo que un kilogramo 100 piezas por turno y garras \$ 3.50 resulta nos resulta por hora \$ 0.035 por corona, al suponerse \$ 0.015 por pieza y mantenimiento de la máquina.

Al hacer los cálculos corona nos resulta en \$ 0.05. Necesitamos 3 coronas por cada parista, pues las estufas lo corren se ha con cada 50 Grs. nos resulta un costo de \$ 0.25 por tonelada de mineral.

La supervisión la suponemos de \$ 0.20 por tonelada. Suponiendo que se gasten \$ 30.00 diarios por concepto

de mano de obra y materiales en el mantenimiento y reparaciones para tener el equipo en operación, nos resulta un costo de \$ 0.40 por tonelada.

Entonces el costo total por tonelada de mineral en lo que se refiere al tunbe propiamente dicho, resulta del:

Mano de obra, perforación.....	\$ 0.36 por Ton.
Dinamita.....	1.06
Cápsulas.....	0.13
Mecha.....	0.19
Acero.....	0.65
Aguce de coronas.....	0.26
Supervisión.....	0.20
Amortización e interés.....	1.06
Mantenimiento y reparaciones.....	0.40

Total.....\$ 4.31 por Ton.

Vemos que nos resulta, por el tunbe propiamente dicho, un costo de \$ 4.31 por tonelada de mineral, o sea menor en más de un peso por tonelada comprándolo con el costo del tunbe con perforación a mano.

Siendo los demás conceptos de los costos de explotación los mismos que en la perforación a mano, los podemos tomar del capítulo anterior para llegar a los costos de explotación con perforación mecánica.

Robajes Abiertos sin Fortificación.

Tunbe propiamente dicho.....	\$ 4.31 por Ton.
Obras para la extracción.....	0.42
Desarrollo.....	<u>1.46</u>
Total.....	\$ 7.52 por Ton.

de mano de obra y materiales en el mantenimiento y reparacio-
nes para tener el equipo en operacion, nos resulta un costo
de \$ 0.40 por toneladas.

Entonces el costo total por toneladas de mineral en la

que se refiere al tundo propiamente dicho, resulta de:

.....	Mano de obra, perforacion.....	\$ 0.36 por Ton.
.....	Dinamita.....	1.08
.....	Cables.....	0.13
.....	Mechas.....	0.18
.....	Agencia.....	0.68
.....	Agua de coronas.....	0.26
.....	Supervision.....	0.20
.....	Mortificacion e interes.....	1.08
.....	Mantenimiento y reparaciones.....	0.40

.....
Total..... \$ 4.31 por Ton.

Vemos que nos resulta, por el tundo propiamente dicho,
un costo de \$ 4.31 por toneladas de mineral, o sea menor en
mas de un peso por toneladas comparandolo con el costo del
tundo con perforacion a mano.

Stando las cosas con respecto de las cosas de explotacion
las cosas que en la perforacion a mano, las podemas tener
del capital anterior para llegar a las cosas de explotacion
con perforacion mecanica.

Tablas de costos sin perforacion

.....	Tundo propiamente dicho.....	\$ 4.31 por Ton.
.....	Obra para la explotacion.....	0.42
.....	Costo fijo.....	1.00
.....	Total.....	\$ 5.73 por Ton.

Rebajes Abiertos Fortificando con Trancas y Pilares.

Tumbe propiamente dicho.....	\$ 4.31 per Ton.
Fortificación.....	0.44
Telvas para la extracción.....	0.11
Desarrollo.....	1.46

Total..... \$ 6.32 per Ton.

Método de Corte y Relleno.

a) Teniendo suficiente tepetate para el relleno.

Tumbe propiamente dicho.....	\$ 4.31 per Ton.
Chorroaderos y telvas.....	1.32
Traspaleo mineral.....	0.12
Traspaleo Tepetate.....	0.14
Desarrollo.....	1.46

Total..... \$ 7.35 per Ton.

b).- Teniendo que tumbar 15% del tepetate para relleno de tepetateras.

Tumbe propiamente dicho.....	\$ 4.31 per Ton.
Chorroaderos y telvas.....	1.32
Traspaleo del mineral.....	0.12
Traspaleo del tepetate.....	0.14
Desarrollo.....	1.46
Tumbe de Tepetate.....	1.20

Total..... \$ 8.55 per Ton.

Reparto Abiertas Fortificación con Troncos y Pilares

Tiempo propiamente dicho.....	\$ 4.31 por Ton.
Fortificación.....	0.44
Talvas para la extracción.....	0.11
Desarrollo.....	1.48
<hr/>	
Total.....	\$ 6.38 por Ton.

Método de Corte y Volante

a) Teniendo en cuenta el reparto para el volante.

Tiempo propiamente dicho.....	\$ 4.31 por Ton.
Chorroceras y talvas.....	1.38
Trabajo mineral.....	0.12
Trabajo de topografía.....	0.14
Desarrollo.....	1.48
<hr/>	
Total.....	\$ 7.35 por Ton.

b) - Teniendo que tomar 15% del reparto para volantes

no de sepieteras.

Tiempo propiamente dicho.....	\$ 4.31 por Ton.
Chorroceras y talvas.....	1.38
Trabajo del mineral.....	0.12
Trabajo del topógrafo.....	0.14
Desarrollo.....	1.48
Tiempo de topografía.....	1.20
<hr/>	
Total.....	\$ 8.55 por Ton.

CUARTO PROBLEMA.

Para hacer el estudio del tratamiento metalúrgico que se da actualmente a los minerales producidos en las diferentes minas que explota la Compañía "La Fortuna", empezaremos por describir el esquema de tratamiento, para inmediatamente después hacer la crítica del mismo esquema de tratamiento indicando las reformas que deban hacérsele. Después veremos cuales son los reactivos usados en la actualidad y los resultados metalúrgicos que se obtienen, para compararlos con los obtenidos en las experimentaciones metalúrgicas que se han corrido sobre muestras de mineral de cada una de las minas, para llegar a la conclusión de si los minerales de cada mina deben tratarse separadamente por necesitar un tratamiento diferente o si pueden tratarse mezclados por necesitar el mismo tratamiento.

Esquema de Tratamiento.

La planta de beneficio "San Antonio"; propiedad de la misma Compañía, es una planta de flotación selectiva de plomo y zinc con capacidad para cien toneladas diarias. Adjunto se acompaña un plano de la planta de beneficio "San Antonio".

En la hoja siguiente se encuentra un dibujo indicando el esquema de tratamiento y a continuación viene, en forma de lista numerada, la explicación de cada una de las partes de dicho esquema.

Trituración.

- 1.- Tokva de recibo de madera de 10 x 5 M. y 4 M. de profundidad. Capacidad: 75 Tons. El mineral se recibe a un tamaño máximo de 8".
- 2.- Vía Decauville de 50 Cm. de ancho, de 12 Lbs. por yarda.

Para hacer el estudio del tratamiento metalúrgico que se da actualmente a los minerales producidos en las diferentes minas que explota la Compañía "La Fortuna", empezaremos por describir el esquema de tratamiento que inmediatamente después de hacer la crítica del mismo esquema de tratamiento que damos las reformas que deben hacerse. Después veremos cuáles son los reactivos usados en la actualidad y los resultados metalúrgicos que se obtienen, para compararlos con los obtenidos en las experimentaciones metalúrgicas que se han corrido sobre muestras de mineral de cada una de las minas para llegar a la conclusión de si los minerales de cada mina deben tratarse separadamente por necesidad de tratamiento diferente o si pueden tratarse mezclados por necesidad del mismo tratamiento.

Esquema de Tratamiento

La planta de beneficio "San Antonio", propiedad de la misma Compañía, es una planta de flotación selectiva de tipo mo y rino con capacidad para estar trabajadas durante el día. Se acompaña un plano de la planta de beneficio "San Antonio". En la hoja siguiente se enuncian un dibujo indicando el esquema de tratamiento y a continuación se enuncia el tipo de lixiviación que se emplea en cada una de las partes de dicho esquema.

Tratamiento

- 1.- Torva de tipo de molienda de 10 x 20 m. y 4 m. de profun-
- 2.- Capacidad de 75 toneladas. El mineral se recibe en un tamaño
- 3.- de 8"
- 4.- Vía Decauville de 50 cm. de ancho, 22 lbs. por yarda.

Un solo carro de una tonelada acarrea el mineral de la tolda de recibo a las quebradoras primarias pasando por una báscula.

- 3.- Báscula de vía con capacidad para 2 toneladas.
- 4.- 2 Parrillas de rieles de 1.00 M. x 0.75 M. con aberturas de 1".
- 5.- 1 Quebradora Blake de 7" x 10" con descarga de 2". Motor de 7.5 H.P. Capacidad:- 8 Tons./Hora. Según catálogos, - el motor debía ser de 7.5 H.P.
- 6.- 1 Quebradora Blake de 9 x 14" con descarga de 2". Motor de 15 H.P. Capacidad:- 12 Tons./Hora. Según catálogo el motor debía ser de 12.5 H.P.
- 7.- Tolva regularizadora de la alimentación de la trituradora secundaria.
- 8.- 1 Trommel de 1.10 de diámetro y 2.40 de largo de lámina de acero con aberturas de 3/8". El Trommel se mueve a 15 r.p.m. y usa el mismo motor de la trituradora secundaria. Necesita 1.5 H.P. para funcionar. Capacidad:- 16 Ton/Hora.
- 9.- 1 Quebradora de Discos Symons de tipo horizontal de 18". un motor de 18 H.P. mueve la quebradora y el trommel. La quebradora necesita según catálogos 16 H.P. Capacidad:- de 2" a 1" 16 Tons/Hora, de 2" a 1/2", 12 Tons./Hora, de 2" a 3/8" 10 Tons/ Hora.

Molienda.

- 10.- Tolva de molino de 16 Mts. de largo por 4 M. de ancho - por 4 Mts. de profundidad. Capacidad.- 400 Toneladas.
- 11.- Alimentador del molino No. 1, consistente en una placa - reciprocante de 12" de ancho. Es actuado por el mismo - motor del molino No. 1.

Un solo carro de una tonelada contra el mineral de la
total de residuo a las quebradoras primarias cuando por

- 1.- 2 Puntas de rielas de 1.00 M. x 0.75 M. con aberturas de 1".
- 2.- 1 Guapadora Blake de 7" x 10" con descarga de 2" Motor de 7.5 H.P. Capacidad = 8 Tons./Hora. según catálogo - el motor debe ser de 7.5 H.P.
- 3.- 1 Guapadora Blake de 9" x 14" con descarga de 2" Motor de 12 H.P. Capacidad = 12 Tons./Hora. según catálogo el motor debe ser de 12.5 H.P.
- 4.- 1 Guapadora de 12" x 18" con descarga de 2" Motor de 15 H.P. Capacidad = 15 Tons./Hora. según catálogo el motor debe ser de 15.5 H.P.
- 5.- 1 Tramo de 1.10 de diámetro y 2.40 de largo de línea de ferro con aberturas de 3/8". El tramo al nuevo a la p.p.a. y con el mismo motor de la trituradora secundaria. Necesita 15 H.P. por tramo. Capacidad = 15 Tons./Hora.
- 6.- 1 Guapadora de Discos Symons de tipo horizontal de 18" un motor de 18 H.P. nuevo in dependiente y el tramo de guapadora necesita según catálogo 18 H.P. Capacidad = 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora.
- 7.- 1 Guapadora de Discos Symons de tipo horizontal de 18" un motor de 18 H.P. nuevo in dependiente y el tramo de guapadora necesita según catálogo 18 H.P. Capacidad = 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora.
- 8.- 1 Guapadora de Discos Symons de tipo horizontal de 18" un motor de 18 H.P. nuevo in dependiente y el tramo de guapadora necesita según catálogo 18 H.P. Capacidad = 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora.
- 9.- 1 Guapadora de Discos Symons de tipo horizontal de 18" un motor de 18 H.P. nuevo in dependiente y el tramo de guapadora necesita según catálogo 18 H.P. Capacidad = 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora.
- 10.- 1 Guapadora de Discos Symons de tipo horizontal de 18" un motor de 18 H.P. nuevo in dependiente y el tramo de guapadora necesita según catálogo 18 H.P. Capacidad = 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora.
- 11.- 1 Guapadora de Discos Symons de tipo horizontal de 18" un motor de 18 H.P. nuevo in dependiente y el tramo de guapadora necesita según catálogo 18 H.P. Capacidad = 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora.
- 12.- 1 Guapadora de Discos Symons de tipo horizontal de 18" un motor de 18 H.P. nuevo in dependiente y el tramo de guapadora necesita según catálogo 18 H.P. Capacidad = 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora. de 2" x 12" 18 Tons./Hora.

- 12.- 2 Alimentadores de banda de 12", uno para cada uno de los molinos No. 2 y 3. Son movidos por el mismo motor del clasificador No. 2.
- 13.- 1 Molino de Bolas, No. 1, Allis-Chalmers de 1' x 6.1/2'. Motor de 20 H.P. Motor recomendado en los catálogos: 20 H.P. Capacidad: de 1" a 65 mallas 30 Tons./24 horas, de 1/2" a 65 mallas 36 a 40 Tons./24 horas. Densidad de la pulpa: 60% de sólidos.
- 14.- 1 Molino de Bolas, No. 2, Many No. 43. Motor de 26 H.P. Motor recomendado en los catálogos 20 H.P.- Capacidad: de 1" a 65 mallas. 20 toneladas/24 horas, de 1/2" a 65 mallas 25 a 28 Tons./24 horas. Densidad de la pulpa: 70% de sólidos.
- 15.- 1 Molino Aranzábal, No. 3, de 4' x 5'. Motor de 25 H.P. Motor recomendado en los catálogos: 30 H.P. Capacidad: de 1" a 65 mallas 40 Tons./24 horas, de 1/2" a 65 mallas 50 Tons./24 horas. Densidad de la pulpa: 65% de sólidos.
- 16.- 1 Clasificador Dorr Duplex de 4.1/2' de ancho por 12' de largo. Dividido a lo largo por una partición de madera de 1.1/2" a fin de clasificar separadamente los productos de los molinos 1 y 2. Motor de 3 H.P. Motor recomendado: 2 H.P. Capacidad de cada compartimento: 80 Tons. - 24 horas. Separación a 65 mallas. Dilución de la pulpa de descarga. 25% de sólidos. Golpes/Min.: - 20.
- 17.- 1 Clasificador Dorr Simplex de 2.1/4" x 12'. Clasifica los productos del molino No. 3. Motor de 3 H.P. Motor recomendado: 1 H.P., pero como mueve también los alimentadores de los molinos 2 y 3 se necesitaría un motor de 1.1/2 a 2 H.P. Capacidad: - 90 Tons./24 horas. Separación a 65 mallas. Dilución de la pulpa de descarga. 25% de sólidos.

libros

Planta del Plano

- 18.- I. Tandas acondicionador No. 1, de motor de 5' x 6', de 3 H.P. el motor, C. 22.22 M.³.
- 19.- I. Banco de Flocación de 6 celdas Denver Sub-A, No. 18, de 24" x 24" de sección, con 12 ft³ de volumen de celdas. Cada una de ellas operan con un motor de 3 H.P. y un motor de 2 H.P. en todo el banco. C. p. cada según el número de 50 a 80 Tons. 24 horas.
- 20.- I. Banco de Flocación de 6 celdas Denver Sub-A, No. 18, de 24" x 24" de sección, con 12 ft³ de volumen. Un solo motor de 10 H.P. mueve esta banca de celdas, el banco se cubre con H.P. C. p. cada según el número de 50 a 80 Tons. 24 horas.
- 21.- 2 Alimentadores Denver de disco y fuso, con motor de 1/2 H.P. cada.
- 22.- Un fuso acondicionador No. 2, de motor de 5' x 6', de 3 H.P. p. tr. operan se mueve con el mismo motor de 18 H.P. que mueve además un banco de 6 celdas de tipo alimentador de tipo de cobre y el alimentador de tipo de 22.22 M.³.
- 23.- Alimentador de disco y fuso de motor de 1/2 H.P. de cobre. Regulador 1/2 H.P. cada.
- 24.- Alimentador de rodillo de motor de 1/2 H.P. de cobre. Regulador 1/2 H.P. cada.
- 25.- I. Banco de Flocación de 6 celdas Denver Sub-A, tipo Denver, de 24" x 24" de sección con 12 ft³ de volumen. Cada celda tiene un motor de 4 H.P. y un motor de 2 H.P. en todo el banco. C. p. cada según el número de 50 a 80 Tons. 24 horas.

26.- 1 Banco de flotación de 6 celdas Aranzabal, tipo Fahrenwald de 24" x 24" de Sección con 12 ft³ de volumen cada celda. Este banco requiere 9 H.P. para operar y está movido el mismo motor de 18 H.P. que mueve también el acondicionador No. 2. Capacidad según catálogo: de 50 a 80 Tons./24 horas.

Secado.

27.- 7 Tanques de ntadores para el concentrado de plomo, de tabique revestido de cemento, dispuestas en dos hileras, y escalonados, estando el superior hacia el departamento de flotación y el interior hacia los secadores, tal como se indica en el plano adjunto. Cada hilera de tanques -- tiene una capacidad de 8.8 M³.

28.- 3 Tanques decantadores para el concentrado de zinc, de tabique revestido de cemento, con una capacidad total de 39.80 M³.

29.- 2 Secadores, de 2.50 x 4.00 M. c/u, de tabique y planchas de fierro, uno para el concentrado de plomo y otro para el concentrado de zinc.

30.- Una báscula para pesar los costales de concentrado, de 200 Kgs. de capacidad.

31.- Almacén donde se guarda el concentrado hasta su envío a la fundición.

Almacenamiento de agua.

32.- 2 Tanques de mampostería, uno de 6 x 7 x 2 M. y otro de 4 x 6 x 1.50 M. con una capacidad total de 120 M³.

Accesorios.

Una sub-estación con los transformadores, uno de 50 -- KVA y otro de 75 KVA, que bajan el voltaje de 6000 a 220 volts.

26.- I Banco de filtración de 6 cellos Armstrong, tipo fabrica
 wala de 24" x 24" de sección con 12 ft² de volumen cada
 cellos. Este banco regular a H.P. para operar y está en
 vido el mismo motor de 12 H.P. que mueve también el
 acondicionador No. 2. Capacidad según cálculos de 80 a
 80 Tons. 24 horas.

Secados

27.- 7 Tanques de madera para el concentrado de plomo de
 rápida revestido de cemento, dispuestas en dos hilares,
 y escalonados, cada el superior hacia el abastecimiento
 de filtración y el inferior hacia los secadores, tal como
 se indica en el plano adjunto. Cada hilare de tanques
 tiene una capacidad de 8.8 M³.

28.- 3 Tanques de madera para el concentrado de zinc de
 rápida revestido de cemento, con una capacidad total de
 39.30 M³.

29.- 2 Secadores, de 2.50 x 4.00 M. en el de rápida y plom-
 ches de filtro, una parte el concentrado de plomo y otro
 parte el concentrado de zinc.

30.- Una máquina para pasar los corales de concentrado de
 200 Kgs. de capacidad.

31.- Almacén donde se guarda el concentrado hasta su envío a
 la fundición.

Almacenamiento de agua

32.- 2 Tanques de mampostería, uno de 6 x 7 x 2 M. y otro de
 4 x 6 x 1.50 M. con una capacidad total de 120 M³.

Accesorios

Una sub-estación con los transformadores, uno de 20
 KVA y otro de 75 KVA, que sirven el voltaje de 8000 a 220 voltios.

Un taller mecánico.

Un taller de carpintería.

Un departamento de ensayo y análisis químicos.

En general puede decirse que la planta está bastante bien diseñada y montada, no habiendo grandes errores. Los pequeños detalles que yo creo incorrectos los voy a decir enseguida, advirtiendo de antemano que todos ellos pueden corregirse sin tener que introducir reformas básicas a la planta.

Hasta ahora se ha estado moliendo mineral revuelto de todas las minas sin llevar ningún orden en la mezcla de dichos minerales, sino que los camiones que acarrear el mineral de las diferentes minas, lo echan en la única tolva de recibo que tiene la planta. Yo creo necesaria la construcción de otras tres tolvas para que cada mina tenga su propia tolva lo que permitirá el tratar separadamente los minerales de cada mina, si así se necesita o en caso de poder tratar mezclados los minerales, el controlar las porciones en que entran los diferentes minerales.

Se han estado usando hasta ahora las dos quebradoras 5 y 6 simultáneamente, siendo necesaria la atención de un hombre para cada quebradora. Ahora bien, el carro del punto 2 emplea 6 minutos trabajando en las mejores condiciones, llegando fácilmente a hacer 7 a 8 minutos por viaje redondo incluyendo carga, descarga y pesado. Entonces la capacidad máxima de acarreo y por lo tanto de alimentación a las quebradoras es de $60/6 = 10$ toneladas por hora. Siendo que la capacidad de la quebradora 6 es de 12 toneladas/hora élla sola se basta para triturar la carga acarreada, debiendo parar la quebradora 5 y solo usarla en casos de emergencia.

Un taller mecánico.
 Un taller de carpintería.
 Un taller de pintura y albañilería.
 En general, para el taller que se va a montar, se debe tener en cuenta la necesidad de disponer de un espacio amplio y bien ventilado, que permita el libre tránsito de las personas y el transporte de los materiales. Además, es necesario contar con un suministro de agua y electricidad adecuados, así como con un sistema de calefacción y ventilación que permita mantener una temperatura adecuada durante todo el año.

Hasta ahora se ha estado hablando de los talleres de carpintería, pero también es necesario tener en cuenta la necesidad de disponer de un espacio adecuado para el almacenamiento de los materiales y herramientas. Esto puede lograrse mediante la construcción de un almacén o simplemente mediante la organización adecuada del espacio disponible.

Una vez que se ha determinado el espacio necesario para el taller, es necesario tener en cuenta la necesidad de disponer de un sistema de calefacción y ventilación que permita mantener una temperatura adecuada durante todo el año. Esto puede lograrse mediante la construcción de un sistema de calefacción y ventilación que permita mantener una temperatura adecuada durante todo el año.

En conclusión, la construcción de un taller mecánico requiere de un espacio amplio y bien ventilado, que permita el libre tránsito de las personas y el transporte de los materiales. Además, es necesario contar con un suministro de agua y electricidad adecuados, así como con un sistema de calefacción y ventilación que permita mantener una temperatura adecuada durante todo el año.

Yo considero necesaria la instalación de una pequeña banda con su polea magnética, colocada entre la tolva 7 y el trommel 8, pues constantemente se están teniendo dificultades con trozos de acero que se introducen en la Quebradora de Discos 9.

En cuanto sea posible deben cambiarse los alimentadores actuales de los molinos por alimentadores de peso constante, debiendo tener cada uno su motor separadamente, pues con el sistema actual la alimentación es sumamente irregular.

Los molinos en sí mismos tienen la suficiente capacidad para moler las cien toneladas diarias, pero sus motores deben ser cambiados por los recomendados, pues se nota frecuentemente que los motores, sobre todo los de los molinos No. 2 y No. 3, se calientan demasiado. Además los motores de los molinos deben mover únicamente a los molinos y no como en el caso del molino No. 1, cuyo motor mueve además el alimentador.

En general puede decirse que cada máquina debe tener su motor separadamente y para ella sola.

Los clasificadores están muy sobrados para la carga que están clasificando, por lo que no se tendrán dificultades con ellos.

En los tanques acondicionadores se le dá a la pulpa un tiempo de acondicionamiento de 14 min., el cual está muy sobrado para el circuito de plomo, pero está bien para el circuito de zinc.

En la flotación del plomo se tiene un tiempo de flotación de 8.1/2 minutos en cada banco. Este tiempo de flotación está muy sobrado, pues generalmente se necesitan de 2 a 4 mi-

Yo considero que la instalación de una pila de
baterías con un peso máximo de 100 libras y
el tamaño de 8 pulgadas es bastante cómodo
para ser usado en el laboratorio de la
D. I. C. S.

En cuanto a la posibilidad de utilizar las pilas
de baterías de las máquinas por el mismo tipo de
cargas, debería tener en cuenta el motor
con el sistema de alimentación de la batería.
Las máquinas en sí mismas tienen un suficiente
espacio para colocar las baterías, pero sus
motores deben ser cuidados por las recomendaciones
que se dan en los manuales, sobre todo en las
máquinas de las baterías. Después de los
manuales de las máquinas de las baterías y no
de las máquinas de las baterías. En el caso
de las máquinas de las baterías, el motor
debe ser cuidadosamente examinado.

En general, puede decirse que la máquina
debe tener un motor especialmente y para
las baterías. Las baterías de las
máquinas de las baterías, por lo que no
deben ser cuidadosamente examinadas.

En las máquinas de las baterías, el tiempo
de funcionamiento de las baterías es de
un tiempo de funcionamiento de 14 días, el
cual es de 14 días, el cual es de 14 días.
El tiempo de funcionamiento de las baterías
debe ser cuidadosamente examinado.

En la fabricación de las baterías, el tiempo
de funcionamiento de las baterías es de
un tiempo de funcionamiento de 14 días, el
cual es de 14 días, el cual es de 14 días.
El tiempo de funcionamiento de las baterías
debe ser cuidadosamente examinado.

nutos, por lo que yo creo que para tratar las cien toneladas diarias, que es la capacidad de la planta, sería suficiente con un sólo banco de seis celdas de la misma medida; sin embargo ya que se tiene el otro banco debe de usarse, pues así se podrá aumentar la recuperación y obtener un concentrado más limpio con un consumo de energía eléctrica ligeramente mayor. Actualmente la pulpa está directamente a la primera celda del primer banco y el concentrado limpio de plomo es el producido en las dos primeras celdas; yo creo que podría obtenerse un concentrado sin disminuir la recuperación, más limpio, si la pulpa entra al banco en la tercera celda, dejando las dos primeras como limpiadoras del concentrado producidas en las últimas cuatro celdas del primer banco. En el segundo banco se produce un concentrado sucio, tratando de recuperar la mayor parte del plomo. Este concentrado sucio también debería ir a la tercera celda del primer banco. En general el plomo es muy dócil para flotar y no se tienen dificultades para obtener un concentrado bastante limpio con buenas recuperaciones.

En la flotación del zinc también se tiene un tiempo de flotación de 3./2 minutos en cada banco; pero en este caso si considero yo necesarios los dos bancos debido a los rebeldes que es el zinc para flotar y a que las exigencias de los compradores de concentrado de zinc obligan a producir un concentrado lo más limpio posible, lo que resultaría en una baja recuperación si solo se tuviera un banco. En el primer banco se trata de recuperar la mayor cantidad del zinc produciendo un concentrado sucio que se limpia en el segundo banco tratando de obtener un concentrado con la mayor ley posible.

nubes, por lo que yo creo que para tener los otros resultados
 de ellas, que es la experiencia de la planta, sería suficiente
 con un solo banco de seis colas de la misma medida, sin em-
 bargo yo que se tiene el otro banco de seis colas, pues así
 se podrá mantener la reproducción y obtener un concentrado
 más limpio con un consumo de energía eléctrica ligeramente me-
 nor. Actualmente la planta está directamente a la primera col-
 a del primer banco y el concentrado limpio de plasma es el
 producido en los dos primeros colas, yo creo que podría ob-
 tenerse un concentrado aún más limpio si se recuperara, más
 limpio, si la planta fuera el banco en la tercera cola, de-
 bería ser las otras como las primeras del concentrado pro-
 ducido en las mismas en las colas del primer banco. En el
 segundo banco se produce un concentrado sucio, cuando se
 recuperan la mayor parte del plasma. Este concentrado sucio
 también debería ir a la tercera cola del primer banco. En
 tercer y el plasma es muy difícil para lavar y no se tienen di-
 ferencias para obtener un concentrado bastante limpio con
 algunas recuperaciones.
 En la fabricación del zinc también se tiene un tiempo
 de fabricación de 8 1/2 minutos en cada banco; pero en este caso
 se debe considerar y considerar los dos bancos debido a los re-
 sultados que se obtienen para lavar y a que las exigencias de
 los concentradores de concentración de zinc obligan a producir un
 concentrado lo más limpio posible, lo que resultaría en un
 mayor consumo de energía eléctrica si se lavara un banco. En el primer
 banco se trata de recuperar la mayor cantidad del zinc produ-
 cido un concentrado sucio que se lava en el segundo banco
 tratando de obtener un concentrado con la mayor ley posible.

Las colas del segundo banco regresan al primero y las colas del primer banco son las colas finales y van al río.

Los concentrados de plomo y zinc pasan a los tanques decantadores 27 y 28 de donde salen con una humedad de 50 a 60% aproximadamente. Yo creo que podrían instalarse en estos mismos tanques filtros Zaculapn, consistentes en bastidores verticales de madera con perforaciones y forrados con manta de tejido abierto o costales de yute. El empleo de estos filtros permitiría el disponer de los concentrados, con menos humedad y en un tiempo mucho menor, pues no se tendría que esperar a que los tanques se fueran llenando de concentrado poco a poco.

El muestreo que se hace para el control de la planta es defectuoso, pues todo se hace a mano. Las muestras de las cabezas se toman del derrame del clasificador. Las muestras de las colas de plomo se toman a la salida del segundo banco de flotación del circuito de plomo. Las muestras de las colas finales se toman de la tubería que descarga en el río. Las muestras de los concentrados se toman de las tuberías que descargan en los tanques asentadores. Todas las muestras se toman cada hora por medio de botes que recogen el total de la corriente durante un instante y se guardan en botes más grandes que se mandan diariamente al ensaye.

Yo creo que deben instalarse muestreadores automáticos como los del tipo de chorreadero de volteo, accionados por agua, que salen muy baratos y dan buenos resultados, para tomar una muestra de mineral en la alimentación de cada uno de los molinos; y muestreadores automáticos como los del tipo Geary-Jennings para muestrear la corriente de pulpa en los

Las cosas del segundo banco se pasan al primero y las cosas del primer banco son las cosas de las cosas. Los concentrados de plomo y zinc están en las fundiciones 27 y 28 de donde salen con una pureza de 50 a 60% aproximadamente. Yo creo que podrían instalarse en estas mismas fundiciones filtros de plomo, constatación en pastillas vertiendo las de plomo con perforaciones y filtros con manganeso de filtro abierto o cerrados de zinc. El análisis de estos tres tipos de concentrados de plomo y zinc, con manganeso, con nitrógeno y en un tiempo mucho menor, pues no se tenía que esperar a que los fundidos se fueran llenando de concentrados de plomo y zinc.

El material que se hace parte al control de la planta de zinc, pues todo se hace a mano. Las muestras de las cosas se toman del horno del clasificador. Las muestras de las cosas de plomo se toman a la salida del segundo banco de filtración del circuito de plomo. Las muestras de las cosas se toman de la tubaría que descarga en el río. Las muestras de los concentrados se toman de las tubarías que descargan en los tanques de concentración. Todas las muestras se toman cada hora por medio de bombas que recorren el total de la corriente durante un instante y se guardan en botellas grandes que se mandan directamente al ensayo.

Yo creo que deben instalarse muestras automáticas como los del tipo de electrolisis de voltaje, como los de tipo de zinc muy baratos y de muy buenas resoluciones, para tener una muestra de mineral en la alimentación de cada una de las máquinas y muestras automáticas como los del tipo de zinc-mercurio para mantener la corriente de plomo en los

distintos puntos antes mencionados. De esta manera se tendría un mejor control de la planta, pues se evitarían los errores naturales que comete un ser humano y la mala fé de cualquiera de los trabajadores.

Tratamiento y Resultados Metalúrgicos Actuales.

Como ya sabemos la planta de flotación "San Antonio" tiene capacidad para beneficiar 100 toneladas diarias; pero actualmente sólo se está beneficiando un promedio de 50 toneladas diarias. Vamos a ver ahora como se lleva el control metalúrgico en la planta y cuales son los resultados que se obtienen con el tratamiento actual.

El control de la planta se lleva por medio de hojas -- tabuladas con las siguientes columnas.

- I.- Ton. Molido:
 - 1.- Mes y día.
 - 2.- Tonelaje húmedo molido.
 - 3.- % de humedad.
 - 4.- Tonelaje seco molido.
- II.- Leyes de las cabezas:
 - 5.- Ley de Au.
 - 6.- Ley de Ag.
 - 7.- Ley de Pb.
 - 8.- Ley de Zn.
- III.- Contenidos en las cabezas:-
 - 9.- Grs. de Au.
 - 10.- Grs. de Ag.
 - 11.- Kgs. de Pb.
 - 12.- Kgs. de Zn.
- IV.-
 - 13.- Kgs. de Concentrado de plomo producido.
- V.- Leyes del Concentrado de Plomo.

Las plantas que se han mencionado en este informe son de las que se cultivan en el campo y se les da el nombre de plantas de campo. De estas plantas se han obtenido un mayor control de la plaga, pues se evita que los errores de las plantas que se cultivan en el campo y se evita de cualquier modo los errores de las plantas de campo.

Tratamiento y desarrollo de las plantas de campo

Como ya sabemos la planta de campo se desarrolla en el campo y se le da el nombre de planta de campo. De estas plantas se han obtenido un mayor control de la plaga, pues se evita que los errores de las plantas que se cultivan en el campo y se evita de cualquier modo los errores de las plantas de campo.

El control de la planta de campo se hace por medio de hojas --

Las plantas de campo se cultivan en el campo y se les da el nombre de plantas de campo.

- 1.- Tomate machado
- 2.- Tomate machado machado
- 3.- 2 de machado
- 4.- Tomate seco machado

II.- Hojas de las copas.

- 5.- Hoja de ...
- 6.- Hoja de ...
- 7.- Hoja de ...
- 8.- Hoja de ...

III.- Gomas en las copas.

- 9.- Goma de ...
- 10.- Goma de ...
- 11.- Goma de ...
- 12.- Goma de ...

IV.- Gomas de Goma machado de plomo machado

V.- Hojas de Goma machado de Plomo

14.- Ley de Au.

15.- Ley de Ag.

16.- Ley de Pb.

17.- Ley de Zn.

VII.- Contenidos en el concentrado de plomo.

18.- Grs. de Au.

19.- Grs. de Ag.

20.- Kgs. de Pb.

21.- Kgs. de Zn.

VII.- 22.- Toneladas de colas de plomo.

VIII.- Leyes de las Colas de plomo.

23.- Ley de Au.

24.- Ley de Ag.

25.- Ley de Pb.

26.- Ley de Zn.

IX.- Contenidos en las colas de plomo.

27.- Grs. de Au.

28.- Grs. de Ag.

29.- Kgs. de Pb.

30.- Kgs. de Zn.

X.- 31.- Klos. de concentrado de zinc producidos.

XI.- Leyes del concentrado de zinc.

32.- Ley de Au.

33.- Ley de Ag.

34.- Ley de Pb.

35.- Ley de Zn.

XII.- Contenidos en el concentrado de zinc.

36.- Grs. de Au.

- 14.- Ley de...
- 15.- Ley de...
- 16.- Ley de...
- 17.- Ley de...

VI.- Contornos en el continente de...

- 18.- Gra. de...
- 19.- Gra. de...
- 20.- Kgs. de...
- 21.- Kgs. de...

VII.- Toneladas de...

VIII.- Leyes de las...

- 22.- Ley de...
- 23.- Ley de...
- 24.- Ley de...
- 25.- Ley de...

IX.- Contornos en las...

- 26.- Gra. de...
- 27.- Gra. de...
- 28.- Kgs. de...
- 29.- Kgs. de...

X.- Kios. de...

XI.- Leyes del...

- 30.- Ley de...
- 31.- Ley de...
- 32.- Ley de...
- 33.- Ley de...

XII.- Contornos en el...

- 34.- Gra. de...

37.- Grs. de Ag.

38.- Kgs. de Pb.

39.- Kgs. de Zn.

XIII.- 40.- Toneladas de colas de zinc.

XIV.- Leyes de las colas de zinc.

41.- Ley de Au.

42.- Ley de Ag.

43.- Ley de Pb.

44.- Ley de Zn.

XV.- Contenidos en las colas de zinc.

45.- Grs. de Au.

46.- Grs. de Ag.

47.- Kgs. de Pb.

48.- Kgs. de Zn.

XVI.- Recuperaciones o repartición de los metales.

A.- En el concentrado de plomo.

49.- % de Au.

50.- % de Ag.

51.- % de Pb.

52.- % de Zn.

B.- En las colas de plomo.

53.- % de Au.

54.- % de Ag.

55.- % de Pb.

56.- % de Zn.

C.- En el concentrado de zinc.

57.- % de Au.

58.- % de Ag.

59.- % de Zn.

- 37.- Gros de ...
- 38.- Kras de Pp.
- 39.- Kras de Sn.

XIII.- Tomadas de colas de aines

XIV.- Leyes de las colas de aines

- 41.- Ley de Lu.
- 42.- Ley de ..
- 43.- Ley de Pp.
- 44.- Ley de Sn.

XV.- Condenas en las colas de aines

- 45.- Gros de ..
- 46.- Gros de ..
- 47.- Kras de Pp.
- 48.- Kras de Sn.

XVI.- Requiriciones e repartición de las masas

... En el convento de pino

- 49.- S de Lu.
- 50.- S de ..
- 51.- S de Pp.
- 52.- S de Sn.

B.- En las colas de pino

- 53.- S de Lu.
- 54.- S de ..
- 55.- S de Pp.
- 56.- S de Sn.

C.- En el convento de aines

- 57.- S de Lu.
- 58.- S de ..
- 59.- S de Sn.

60.- % de Zn.

D.- En las colas de zinc.

61.- % de Au.

62.- % de Ag.

63.- % de Pb.

64.- % de Zn.

XVII.- Relación de concentración.

65.- Del Concentrado de Pb.

66.- Del Concentrado de Zn.

Los datos o columnas de las hojas de control se llenan a partir ó basándose en el informe diario de molino que presenta diariamente el Jefe de la Planta. En este informe diario de molino vienen anotados los tonelajes húmedo y seco, los kilogramos de concentrado de plomo y zinc producidos y las leyes de las cabezas, concentrado de plomo, colas de plomo, concentrado de zinc y colas de zinc. Además se anota en el mismo informe los reactivos usados, tanto por tonelada de mineral como totales, indicando su punto de aplicación.

Cada semana y cada mes se saca un promedio de todas las columnas. Siendo que las leyes y las recuperaciones se mantienen bastante uniformes, creo yo que es suficiente presentar los datos correspondientes al promedio del mes de agosto para ilustrar la operación de la planta.

MES.	Tonelaje molido.			Leyes de las Cab.				Contenidos de las Cab.			
	Húmedo	Hum.	Seco.	Au.	Ag.	Pb.	Zn.	Au.	Ag.	Pb.	Zn.
AGOSTO.	52.500	7	48.825	3.2	360	4.1	6.6	156.0	17550	2000	3220.
Concentrado de Plomo producido.											
Leyes.					Contenidos.						
Kgs.	Au. Gr./Ton	Ag. Gr/Ton	Pb. %	Zn. %	Au. Gr.	Ag. Gr.	Pb. Kgs.	Zn. Kgs.			
3170	31.1	3370	58	6.3	99	10700	1840	199			

60.- 5 de Ma.

61.- En las colas de Ma.

62.- 5 de Ma.

63.- 5 de Ma.

64.- 5 de Ma.

XVII.- Relación de concentraciones.

65.- Del Concentrado de Pb.

66.- Del Concentrado de Zn.

Los datos o columnas de las hojas de control se fijan a partir de adelante en el informe diario de molino que se envía directamente al jefe de la Planta. En este informe diario de molino vienen anotados los tonajes húmedo y seco, y los kilogramos de concentrado de plomo y zinc producidos y la ley de las cobajas, concentrado de plomo, colas de plomo, concentrado de zinc y colas de zinc. Además se anota en el mismo informe los respectivos muestreos, tanto por tonelaje de mineral como totales, indicando su punto de aplicación.

Cada semana y cada mes se hace un promedio de todas las columnas siendo que las leyes y las recuperaciones se mantienen bastante uniformes, pero ya que es suficiente por sentir los datos correspondientes al promedio del mes de agosto para ilustrar la operación de la planta.

Kilogramos	Tonelaje mojado		Leyes de las Cob.		Concentrados de las Cob.	
	Húmedo	Hum. Seco	Al.	Zn.	Al.	Zn.
32.500	48.325	3.230	4.16%	156%	17.830	3220
3170	31.1	3370	38	3	10700	1840

Colas de Plomo.

Leyes.					Contenidos.			
Tons.	Au. Gr/Ton	Ag. Gr/T.	Pb. %	Zn. %	Au. Gr.	Ag. Gr.	Pb. Kg.	Zn. G.
45.655	1.2	152	0.3	6.8	54.9	6950	137	3110.

Concentrado de Zinc Producido.

Leyes.					Contenidos.			
Kgs.	Au. Gr/Ton	Ag. Gr/T.	Pb. %	Zn. %	Au. Gr.	Ag. Gr.	Pb. Kg.	Zn. Kg.
3360	2.5	1100	2.8	55.3	9.7	4250	108	2140

Colas finales ó de Zinc.

Tons.	Au.	Leyes.	Contenidos.					
Tons.	Au. Gr/Ton	Ag. Gr/Ton	Pb. %	Zn. %	Au. Gr.	Ag. Gr.	Pb. Kg.	Zn. Kg.
41.795	1.1	67	Ind.	2.4	45.9	2800	—	1003

Recuperaciones o Distribución de los Metales en Forciento.

Producto	Au.	Ag.	Pb.	Zn.
Cabezas	100.0	100.0	100.0	100.0
Conc. de Pb.	63.5	61.0	92.0	6.2
Colas de Pb.	35.1	39.6	6.9	96.7
Conc. de Zn.	5.2	24.3	5.4	66.4
Colas de Zn.	29.4	16.0		31.2
	99.1	101.3	97.4	103.8

R.C. del Con. de Pb: 16.57 a 1.

R.C. del Con. de Zn: 13.60 a 1.

Los reactivos usados fueron los siguientes:-

Para el concreto de plomo:

Sulfato de Zn.	-----350	Gr./Ton.)	} En el Molino.
Cianuro de Sodio.	-----170	" ")	
Cal.	-----4000	" ")	

Colas de Plomo

Comentarios

Tons	Gr\Ton	Gr\T	Pbs	Zn	Gr	Gr	Pbs	Zn
45.555	1.5	152	0.3	6.8	24.9	2200	137	210

Comentarios de Sino Productos

Comentarios

Tons	Gr\Ton	Gr\T	Pbs	Zn	Gr	Gr	Pbs	Zn
3380	2.5	1100	2.8	32.3	9.7	4250	108	2140
1.755	1.1	67	Inf.	2.4	45.9	2800	—	1003

Reservaciones o Distribución de las Listas en porcentajes

Producto	Tons	Gr\Ton	Gr\T	Pbs	Zn
Colas de Plomo	45.555	1.5	152	0.3	6.8
Colas de Plomo	3380	2.5	1100	2.8	32.3
Colas de Plomo	1.755	1.1	67	Inf.	2.4

... del Com. de Pbs 15.57 a 15

... del Com. de Zn 13.50 a 13

Los relativos usados fueron los siguientes:

Para el control de plomo

Colas de Plomo	4000	"
Plomo de Sino	170	Gr\Tons
Plomo de Sino	380	Gr\Tons

Xantato Pentasol.-----35 Gr/Ton) Primera celda del -
Acido Cresílico.....60 " ") circuito de plomo.

Para el concentrado de Zinc:

Sulfato de cobre.-----500 Gr/Ton) Acondicionador de
Zinc.

Xantato dentasol.----- 25 Gr/Ton) Primera celda del
Merofloat 25.----- 40 " ") circuito de Zinc.

PH en el circuito de plomo: .8

PH en el circuito de Zinc: 7.

Como se vé por los datos anteriores la recuperación del oro y la plata es baja. Esto se debe a que el oro viene, en su mayor parte incluido en las piritas en tamaños menores que 270 mallas por lo que no podrá esperarse su liberación dentro de una molienda económica. Se intentó en varias ocasiones flotar la pirita con el concentrado de plomo; pero se obtuvo también gran cantidad de zinc y además bajó notablemente la ley de plomo. Estas dos circunstancias hacen prohibitivo el tratar de flotar las piritas con el concentrado de plomo. También se experimentó flotar las piritas a partir de las colas finales, pero se obtuvo un concentrado con una ley de oro demasiado baja para que resultara costable.

Es más difícil explicar la baja recuperación de plata; pero yo creo que se debe a que parte de ella se presenta como plata nativa, y otra parte viene acompañada íntimamente a la esfalerita. Desde luego que la parte de plata que viene con la esfalerita puede considerarse como pérdida pues no se podría liberar económicamente, pero la parte que viene como plata nativa sí podría recuperarse en una mesa Wilfley que se debe poner a la salida de las colas de plomo y antes de entrar al acondicionador de zinc. Siempre es conveniente en una planta de flotación el instalar mesas Wilfley que, además de recuperar parte-

de los valores que han escapado en la flotación, nos sirve para comprobar que el circuito de flotación está trabajando eficientemente y no se están yendo los valores a las colas.

La recuperación del plomo es muy buena, obteniéndose además leyes bastante altas en el concentrado de plomo, por lo que en lo que respecta al plomo no hay problema.

La recuperación del zinc siempre ha sido baja, debiéndose esto a que una buena parte de la esfalerita se encuentra oxidada, por lo que es sumamente rebelde para flotar. Además la necesidad de obtener un concentrado con leyes altas obliga a disminuir un poco la recuperación.

En vista de los problemas anteriores y atendiendo a diferencias en la mineralización, estado de oxidación, y asociaciones entre los minerales, de las vetas en las diferentes minas, se pensó que sería más conveniente tratar los minerales de las distintas minas por separado a causa de requerir distintos tratamientos. Para esto se hicieron pruebas preliminares en la misma planta "San Antonio", para después mandar muestras de las diferentes minas a la Planta Piloto que la Comisión de Fomento Minero tiene instalada en Tecamahalco para que se corran experimentaciones metalúrgicas sobre ellas a fin de decidir finalmente cual debe ser el tratamiento adecuado a cada mineral.

Las pruebas finales corridas en la misma planta "San Antonio", se hicieron siguiendo el mismo esquema de tratamiento actual de la planta y sólo se variaron ligeramente los reactivos en cada caso. Se obtuvieron los siguientes resultados:-

Primera prueba.- Corrida sobre mineral de la mina "San Antonio" -- con pulga de 25 % de sólidos - Molienda a - 65 mallas.

Datos de la prueba:-

de las plantas que han sido de la floración, nos sirve para
 poder que el estudio de la floración sea más exacto y
 y no se caiga yendo los valores a la deriva.
 La recuperación del elemento es muy buena, especialmente cuando se lo
 ves bastante alta en el momento de plomo, por lo que en la que
 respecto al plomo no hay problema.

La recuperación del zinc siempre ha sido de 70, debiéndose a esto
 a que una buena parte de la cantidad de zinc se encuentra oxidada, por lo
 que es sumamente probable que la floración de zinc sea más alta de lo que
 un concentrado con leyes altas obliga a disminuir un poco la recuperación.

En vista de los problemas anteriores y señalando a diferencias
 en la mineralización, estado de oxidación, y características entre las
 minerales, de las veces en las diferentes minas, se pone que sería
 más conveniente tratar los minerales de las distintas minas por separado
 todo a efectos de poder hacer estadísticas más exactas. Por estas razones
 con pruebas preliminares en la misma planta "San Antonio" se ha
 que en las plantas de las diferentes minas. En estas plantas que
 la Comisión de Fomento Minero tiene instalada en Toluca para
 que se comience experimentalmente a hacer estadísticas sobre ellas a fin de
 decidir finalmente cual debe ser el tratamiento adecuado a cada una
 de ellas.

Las pruebas finales corrientes en la misma planta "San Antonio",
 se hicieron siguiendo el mismo esquema de tratamiento actual de la
 planta y sólo se variaron ligeramente las recetas en cada caso.
 Se obtuvieron los siguientes resultados:
Prueba de cobre - Cobre sobre mineral de la mina "San Antonio" -
 con pulga de 25% de sulfuro - obteniendo 65% de cobre.
 Datos de la prueba -

Producto.	Peso %	Leyes.				Recuperaciones.				
		R.C.	.u	.g.	Pb	Zn	.u	.g	Pb	Zn.
Cabezas.	100.00		2	100	3.8	7.2				
Conc. Pb.	6.28	15.75	18.5	1370	537	9.6	58	86	96.8	8.4
Conc. Zn.	8.31	12.02	2.65	72.1	17	53.0	11	6	2.7	61.2
Colas.	85.41		0.73	9.4	Ind.	2.56	31	8	0.5	30.4
	100.00						100	100	100	100.0

Reactivos usados:-

Para el conc. de plomo: ----- 360 Gr./Ton.) En
 Cianuro de Sodio ----- 120 " ") el
 Cal-----4000 " ") Molino.

Xantato Pentasol ----- 25 Gr./Ton.) En el
 Acido Cresílico -----100 " ") acondi-
 cionador.

Para el concentrado de zinc:-

Sulfato de cobre----- 600 Gr/Ton.)
 Aerofloat----- 60 " ") en la celda,

Segunda prueba:- Corrida sobre mineral de la mina "El Moro", con pulpa de 25% de sólidos. Molienda a - 65 mallas.

Datos de la prueba:-

Producto.	Peso %	R.C.	.u.	.g.	Pb.	.n.
Cabezas.	100.00		1.5	185	2.5	6.0
Conc. Pb.	4.68	21.4	19.65	2743	50.7	7.8
Conc. Zn.	6.19	16.2	3.59	611	3.8	54.5
Colas.	89.13		0.4	21	Ind.	2.51
	100.00					

Recuperaciones:-

	.u	.g	Pb	Zn
Conc. Pb.	61.4	69.2	94.8	6.3
Conc. Zn.	14.8	20.0	0.9	56.3
Colas.	23.8	10.8	4.3	37.4

Reactivos usados:-

Para el concentrado de plomo:-

Sulfato de zinc----- 360 Gr./Ton.) En
 Cianuro de Sodio----- 120 " ") el
 Cal-----4000 " ") Molino.

Xantato Pentasol----- 25 Gr./Ton.) En el acon-
 Acido Cresílico----- 100 " ") dicionador.

P.H.:- 7.5

Para el concentrado de zinc:-

Sulfato de Cobre----- 600 Gr./Ton.) En el acon-
 Aerofloat 25----- 60 " ") dicionador.

P.H.:- 7.

Tercera prueba:- Corrida sobre mineral de la mina "El Moral", con pulpa de 25% de sólidos. Molienda a - 65v mallas.

Datos de la prueba:-

Producto.	Peso %.	R.C.	Au.	Ag.	Pb.	Zn.
Cabezas.	100.00		Ind.	592	2.7	5.59
Conc. Pb.	5.25	19.15	5	5870	50.0	11.2
Conc. Zn.	5.94	16.83	1	1730	Ind.	51.5
Colas.	88.81			204		2.2

Recuperaciones.

	Au	Ag	Pb	Zn
Conc. Pb.		52.0	97.0	10.5
Conc. Zn.		17.4	3.0	54.5
Colas.		30.6		35.0

Reactivos usados:-

Para el concentrado de plomo:-

Sulfato de zinc.----- 300 Gr./Ton.)
 Cianuro de Sodio.----- 100 " ") En el
 Cal.----- 3000 " ") Molino.

Xantato penstasol:----- 20 Gr./Ton.)
 Aerofloat. 25.----- 65 " ") En el acondicionador.

P.H.:- 8.

Para el concentrado de zinc.

Sulfato de cobre.----- 400 Gr./Ton.)
 Aerofloat 25.----- 65 " ") En el Acondicionador.

P.H. 7.5.

Cuarta prueba:- Corrida sobre mineral de la mina "Sta. Inés", con pulpa de 25% de sólidos - Molienda a 65 mallas.

Datos de la prueba:-

Productos	Peso %.	R.C.	Au	Ag	Pb	Zn.
Cabezas.	100.00		2.0	128	2.4	2.4
Conc. Pb.	5.38	18.62	60.9	1240	40.9	9.5
Conc. Zn.	2.70	37.00	27.3	5.21	7.1	42.5
Colas.	91.92		2.2	51	Ind.	0.8

Recuperaciones.

Conc. Pb.	Au	Ag.	Pb	Zn.
Conc. Pb.	54.60	52.3	92.0	21.4
Conc. Zn.	12.35	11.1	7.5	48.0
Colas.	33.05	36.6	0.5	30.6

Prueba: Cortada sobre mineral de la mina "El Moral", con pulpa de 25% de salidas - Molinada a 65 mallas.

Datos de la prueba:

Producto	Peso %	A. C.	AN	AA	Pb	Zn
Capasas	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Conc. Pb.	5.38	18.62	0.00	0.00	0.00	0.00
Conc. Zn.	2.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Conc. Ag.	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Conc. Pb.	AA	AN	Pb
10.5	82.0	87.0	10.5
Conc. Zn.	14.4	3.0	0.0
Conc. Ag.	0.0	0.0	0.0

Reactivos usados:
Para el concentrado de plomo:

Sulfato de zinc	300 Gr. (Ton.)	En el Molino
Cianuro de Sodio	100 " "	" "
Cal	3000 " "	" "
Xantato potásico	20 Gr. (Ton.)	En el molino
Aerofloat 20	100 " "	En el molino

Para el concentrado de zinc:

Sulfato de cobre	400 Gr. (Ton.)	En el molino
Aerofloat 20	100 " "	En el molino
Cal	3000 " "	" "

Prueba: Cortada sobre mineral de la mina "Sta. Inés", con pulpa de 25% de salidas - Molinada a 65 mallas.

Datos de la prueba:

Producto	Peso %	A. C.	AN	AA	Pb	Zn
Capasas	100.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Conc. Pb.	5.38	18.62	0.00	0.00	0.00	0.00
Conc. Zn.	2.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00
Conc. Ag.	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00	0.00

Conc. Pb.	AA	AN	Pb
82.80	82.0	87.0	10.5
Conc. Zn.	14.4	3.0	0.0
Conc. Ag.	0.0	0.0	0.0

Au Ag Pb Zn
100.00 100.0 100.0 100.0

Reactivos usados:-

Para el concentrado de plomo:

Ceniza de sosa.-----	1100	Gr./Ton.	Tolva.
Sulfato de Zinc.-----	300	"	")
Cianuro de Sodio.-----	100	"	")En el Mo
Xantato Pentasol.-----	20	"	") lino.
Acido Cresílico.-----	100	"	")En el a- condicio nador.

PH: 7.5

Para el concentrado de zinc:-

Sulfato de cobre:-----	800	Gr./Ton.)	En el
Cal.-----	2000	"	")Acon-
Aerofloat 25.-----	60	"	")dicio nador.

PH: 9.

Como se vé en las dos primeras pruebas los minerales de las minas "San Antonio" y "Sta. Inés" no presentan problema pues se obtuvieron resultados muy favorables. Se siguió el mismo tratamiento para ambos, por lo que se concluye que pueden beneficiarse al mismo tiempo.

En cambio en la tercera y cuarta prueba se vé que las recuperaciones del oro y la plata son bajas, y sobre todo el mineral de Sta. Inés. es difícil de beneficiar pues se encuentra bastante oxidado. En vista de esto se vió la necesidad de mandar a la Planta Piloto de Tecamachalco una muestra de la mina de El Moral y otra muestra de la mina de Sta. Inés para ver si era posible que mejoraran las pruebas.

Los minerales de las minas "San Antonio" y "El Moro" se encuentran poco oxidadas, por lo que tienen facilidad para poderlos flootar satisfactoriamente. Además es seguro que la mayor parte de la plata viene como sulfuros de plata y unida a la galena, siendo un pequeño porcentaje el que viene unido con la esfalerita y como plata nativa. De hecho en "San Antonio" nunca pude observar que la plata se pre

sentara como plata nativa. Esto hace que sea fácil obtener un concentrado de plomo bastante limpio y con unas recuperaciones en la plata y el plomo. Las recuperaciones del zinc son bajas pero va a ser difícil aumentarlas por ser más rebelde para flotar.

Los minerales de la mina "El Moral" se encuentran ya un poco oxidados, y una buena parte de la plata se presenta como plata nativa y como reemplazamientos secundarios en la pirita y la esfalerita. Esto hace que sea baja la recuperación de la plata.

Los minerales de la mina "Sta. Inés" se encuentran bastante oxidados, sobre todo la pirita y la esfalerita, siendo por esto que baja la recuperación del zinc. El oro viene incluido en las piritas en tamaños menores, en su mayor parte, que 325 mallas, por lo que siempre su recuperación va a ser baja. También en estos minerales se obtiene una baja recuperación de la plata, pero en esta mina los valores de plata siempre son bajos.

Las experimentaciones que se van a hacer en Tecama chalco nos dirán cual debe ser el tratamiento más apropiado para cada una de las dos minas antes mencionadas; pero de antemano puede asegurarse que es más conveniente tratar los minerales de las minas San Antonio y El Moro, los de Sta. Inés y los de El Moral por separado, a fin de poder controlar mejor el tratamiento y obtener mejores resultados, pues de esta manera aislamos los problemas que presentan los distintos minerales y los vamos tratando de resolver uno a la vez y no que si mezclamos los minerales también mezclamos las dificultades siendo más difícil su resolución.

entonces como plata pura. Esto hace que sea fácil obtener un contenido
trabaja de plomo bastante limpio y con unas recuperaciones en la plata
y el plomo. Las recuperaciones del zinc son bajas pero va a ser difícil
concentrarlas por ser más volátiles para flotar.

Los minerales de la mina "El Moral" se encuentran en un poco oxidados,
y una buena parte de la plata se presenta como plata pasiva y
como reemplazamientos secundarios en la pirita y la calcopirita. Esto
hace que sea baja la recuperación de la plata.

Los minerales de la mina "Sta. Inés" se encuentran bastante oxidados,
sobre todo la pirita y la calcopirita, siendo por esto que las
recuperaciones del zinc. El oro viene incluido en las piritas en forma
de inclusiones, en su mayor parte, que son malias, por lo que siempre se
recuperación va a ser baja. También en estos minerales se obtiene una
baja recuperación de la plata por ser en esta mina los valores de plata
siempre son bajos.

Las experimentaciones que se van a hacer en la zona de las di-
tales debe ser el tratamiento más apropiado para cada uno de las
las minas antes mencionadas, pero de antemano puede asegurarse que es
más conveniente tratar los minerales de las minas San Antonio y El
ro, los de Sta. Inés y los de El Moral por separado a fin de poder
controlar mejor el tratamiento y obtener mejores resultados, pues
de esta manera evitamos los problemas que presentan los distintos mi-
nerales y los vamos tratando de manera individual y no que al mez-
clarlos los minerales también suframos las dificultades siempre más di-
fícil en la recuperación.

FECHA DE DEVOLUCION

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

I/75



G
19
I-