

UNICO

0128

"RESOLUCIONES DE PROBLEMAS MINERO - METALURGICOS EN
LA MINA "TIRO GENERAL" Y EN LA PLANTA DE BENEFICIO
EN CHARCAS, S.L.P."

T E S I S

Que para obtener el título de:

Ingeniero de Minas y Metalurgista

p r e s e n t a:

JUAN DELGADO PAREDES





Universidad Nacional
Autónoma de México



UNAM – Dirección General de Bibliotecas
Tesis Digitales
Restricciones de uso

DERECHOS RESERVADOS ©
PROHIBIDA SU REPRODUCCIÓN TOTAL O PARCIAL

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

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



U. N. A. M.

"RESOLUCIONES DE PROBLEMAS MINERO-METALURGICOS EN
LA MINA "TIRO GENERAL" Y EN LA PLANTA DE
BENEFICIO EN CHARCAS, S. L. P."

TESIS PROFESIONAL

JUAN DELGADO PAREDES

México, D. F.

1971

A mis padres con todo
cariño y respeto por
haber realizado uno de
sus más caros deseos.

A mi esposa con amor
por su grande y valiosa ayuda.

A mis hermanos:
Manuel y Josefina

A la memoria del
distinguido maestro
Ing. David Contreras C.

A mi gran amigo y maestro
Ing. Arnulfo Bernal B.

Con afecto a los maestros
Ing. Carlos Himmelstine
e Ing. Alfredo Baltierra.



Universidad Nacional
Autónoma de
México

FACULTAD DE INGENIERIA
Exámenes Profesionales
Núm. 40-158
Exp. Núm. 40/214.2/

Al Pasante señor Juan DELGADO PAREDES,
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 Profesor Ing. -- Arnulfo Bernal Beltran., para que lo desarrolle como tesis en su Examen Profesional de Ingeniero de MINAS Y METALURGISTA.

"RESOLUCIONES DE PROBLEMAS MINERO-METALURGICOS EN LA MINA "TIRO GENERAL" Y EN LA PLANTE DE BENEFICIO EN-CHARCAS, S.L.P".

- I. Estudio geológico de la región de Charcas, S.L.P., y principalmente de la mina "Tiro General".
- II. Descripción de los métodos de Explotación que se utilizan en esta mina y probables modificaciones a seguir.
- III. Localización de una metalera general con el objeto de reducir los costos de acarreo en la mina "Tiro-General". Costo de primera inversión del sistema-proyectado; estudio de la reducción en el acarreo, comparado con el sistema actual; revisión del equi po necesario en el proyecto.
- IV. Estudio metalúrgico-económico para comprobar si es conveniente separar de los concentrados mixtos de Plomo-Cobre, concentrados de plomo y concentrados de cobre.

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

A t e n t a m e n t e
"POR MI RAZA HABLARA EL ESPIRITU"
México, D.F. a 4 de Marzo de 1971

EL DIRECTOR

Dr. Juan Casillas G. de L.

JCGGL'GPL'mrg.

I N D I C E .

Página

I.- Estudio Geológico de la Región de Charcas, S.L.P., y principalmente de la Mina "Tiro General".	
A.- GENERALIDADES.	1
Localización.	1
Datos Históricos.	1
Acceso.	2
Topografía.	3
Clima.	3
B.- GEOLOGIA.	4
Rocas Sedimentarias.	4
Rocas Igneas.	4
Metamorfismo.	5
Geología Estructural.	7
Fisiografía y Mineralización del Distrito de Charcas.	8
II.- Descripción de los Métodos de Explotación que se utilizan en esta mina y probables modificaciones a seguir.	
Introducción.	10
Tumbe Sobre Carga.	11
Tumbe Sobre Carga Estático.	12
Corte y Relleno.	12
III.- Localización de una metalera general con el objeto de reducir los costos de acarreo en la mina "Tiro General". Costo de primera inversión del sistema proyectado; estudio de la reducción en el acarreo, comparado --	

con el sistema actual; revisión del equipo necesario en el proyecto.

A.- RESERVAS DE MINERAL LOCALIZADAS EN LA PARTE SW DE LA MINA ENTRE LOS NIVELES 900 Y - 1100 EN DONDE SE PRETENDE RESOLVER EL PROBLEMA DE ACARREO.	14
B.- ELEMENTOS Y ORGANIZACION DEL ACARREO ACTUAL.	16
1.- Costo por tonelada acarreada.	21
2.- Estimación y cálculo de las toneladas metro del acarreo de las reservas de mineral manteandolas por el tiro de San Bartolo.	23
3.- Tiempo y acarreo utilizado en los niveles tomando como base la producción actual.	26
4.- Conclusiones.	28
C.- LOCALIZACION MAS CONVENIENTE DE LA METALERA GENERAL.	31
D.- OBRAS NECESARIAS PARA LA INSTALACION DE LA METALERA GENERAL CONSTRUYENDOLA SIN LA INTERRUPCION DE LAS OBRAS ACTUALES Y ESTIMACION DE SUS COSTOS.	32
E.- ESTUDIO Y MODIFICACION DEL ACARREO PARA TRATAR DE REDUCIR LOS COSTOS.	46
1.- Estimación del ahorro en toneladas metro utilizando la metalera general, donde se analizará el acarreo total de las reservas de mineral siguiendo éste proyecto.	47

2.- Cálculo del Tiempo de acarreo de las reservas de mineral utilizando la metalera general	52
3.- Cálculo de un motor para el nivel --- 1200 porque será necesario utilizar - uno de mayor capacidad.	55
4.- Cálculo de costos unitarios de transporte en el nivel 1200	58
F.- OBSERVACIONES.	63
IV.- Estudio metalúrgico-económico para comprobar si es conveniente separar de los concentrados mixtos de Plomo-Cobre, <u>concentrados</u> de plomo y concentrados de cobre.	
A.- BENEFICIO ACTUAL DE LOS MINERALES.	64
B.- SEPARACION DE CONCENTRADOS DE PLOMO Y CONCENTRADOS DE COBRE A PARTIR DE LOS CONCENTRADOS MIXTOS DE Pb-Cu.	68
1.- Pruebas de separación Plomo-Cobre.	69
2.- Pruebas Metalúrgicas.	70
3.- Estudio en la recopilación de pruebas	76
4.- Conclusiones.	77
C.- PRUEBAS DE CRIBADO AL CONCENTRADO MIXTO DE Pb.-Cu.	77
D.- MAQUINARIA Y EQUIPO ADICIONAL NECESARIO PARA EFECTUAR LA SEPARACION DE CONCENTRADOS.	78
1.- Quemador de Azufre.	78
2.- Tanque espesador.	78
3.- Tanque acondicionador.	79

	Página
4.- Banco de Celdas.	79
5.- Filtro.	80
6.- Costo y equipo.	80
E.- COMPARACION ECONOMICA Y EN SU CASO LA ME- JORIA QUE SE OBTIENE CON LA SEPARACION.	82
F.- CONCLUSIONES.	86

I.- ESTUDIO GEOLOGICO DE LA REGION DE CHAR
CAS, S. L. P. Y PRINCIPALMENTE DE LA -
MINA "TIRO GENERAL".

A.- GENERALIDADES.

La Mina Piro General está localizada en el pueblo de Charcas en el Estado de San Luis Potosí, es una Unidad de la Asarco Mexicana y cuenta con una Planta de Beneficio de - flotación selectiva para 1,000 toneladas de capacidad.

1.- Localización

El mineral de Charcas se encuentra a 110 Km., al - norte de San Luis Potosí, en el antiplano de la Mesa Central.

Localmente se encuentra al W de la ciudad de Charcas, población que es cabecera del Municipio y que cuenta con 21,000 habitantes actualmente.

Las coordenadas Geográficas de Charcas son las siguientes:

Latitud Norte $23^{\circ} 10'$

Longitud Oeste $101^{\circ} 10'$

Su elevación media sobre el nivel del mar es de --
2 057 mts.

2.- Datos Históricos.

Se tiene noticias de la fundación del Real de Natividad en 1574 por un bisnieto del emperador Moctezuma, acto - llevado a cabo en 16 Kilómetros, al oriente del actual Municipio, en el lugar que se conoce como Charcas viejas, el cual - fué abandonado por motivo de un fuerte incendio que dió ori-- gen en 1583 a la formación del actual Charcas.

En el compendio de Santiago Ramírez "Riqueza Mine-
ra de México" editado en 1834 anota que en esa época ya ----

se había abandonado el Distrito y existían incontables minas abiertas y trabajadas a una profundidad corta de 124 mts., profundidad en que se alcanzó la línea de separación entre los "negros" y los colorados ó sea que a esta profundidad se encontró la zona primaria que según el mismo autor consistían los negros en: "La composición consiste en blenda galena y pirita con poco cuarzo; se encuentra también la manganesa sulfurada, cobre amarillo, plata gris antimonial".

El motivo por el cual se abandonó el mineral de Charcas, nos lo dice la misma Reseña Histórica en su página 569, "porque el beneficio de los minerales eran rebeldes debido al exceso de blenda y a la dificultad de eliminarla", no obstante que el mineral que explotaban de la zona de oxidación obtenía la "Negociación de Minas Grandes" anualmente cerca de 40,000 cargas con una ley media de 2 1/2 a 3 marcos aproximadamente.

Charcas volvió a florecer cuando se encontró la Tecnología apropiada del Beneficio de Minerales sulfurosos de plomo y zinc y desde esa época ha permanecido explotándose por más de 50 años.

3.- Acceso.

Las principales vías de comunicación las forman el Ferrocarril México-Laredo que pasa por la estación llamada de las Charcas situada a 8 kms., al E de Charcas, además se cuenta con una carretera de construcción que une la ----

ciudad de San Luis Potosí con Charcas y que tiene en la --- actualidad aproximadamente 100 kms., de pavimento y 30 kms. de terracería.

4.- Topografía.

Los rasgos topográficos de la región están representados por sierras alargadas de contornos suaves, separados por valles aluviales algunas de las cuales alcanzan alturas hasta de 2,600 mts., sobre el nivel del mar tales como la Sierra de El Salteador hacia el W y la Sierra de Coronado hacia el E.

5.- Clima.

El Clima es templado y árido.

en épocas de lluvias, algunas nubes bajas cubren las partes más altas de las montañas durante las mañanas y de vez en cuando llueve.

La lluvia que se deja sentir, es de nubes que se forman en el Golfo de México.

El promedio anual de lluvia es de 25 cm., al año.

La vegetación es característica de áreas áridas y consiste en pasto, mezquite, maguey, nopal, biznaga y palmitas.

Aparte de la Minería, solo hay otra fuente de ingresos que es la ganadería en sus especies lanar y vacuno.

De acuerdo con las cifras estadísticas del año de 1960 a 1969 Charcas produjo los contenidos metálicos siguientes:

AÑOS.	Au. Kg.	Ag. Kg.	Pb. Tons.	Cu. Tons.	Zn. Tons.
1960	10	4,520	220	225	20,610
1961	10	4,338	292	218	20,067
1962	11	4,069	258	208	20,449
1963	10	3,844	239	180	19,519
1964	9	4,432	249	189	18,136
1965	7	4,392	237	159	16,711
1966	5	4,247	231	164	15,840
1967	5	4,597	306	207	15,464
1968	4	4,137	273	214	13,263
1969	4	4,090	227	286	12,645

B.- GEOLOGIA GENERAL

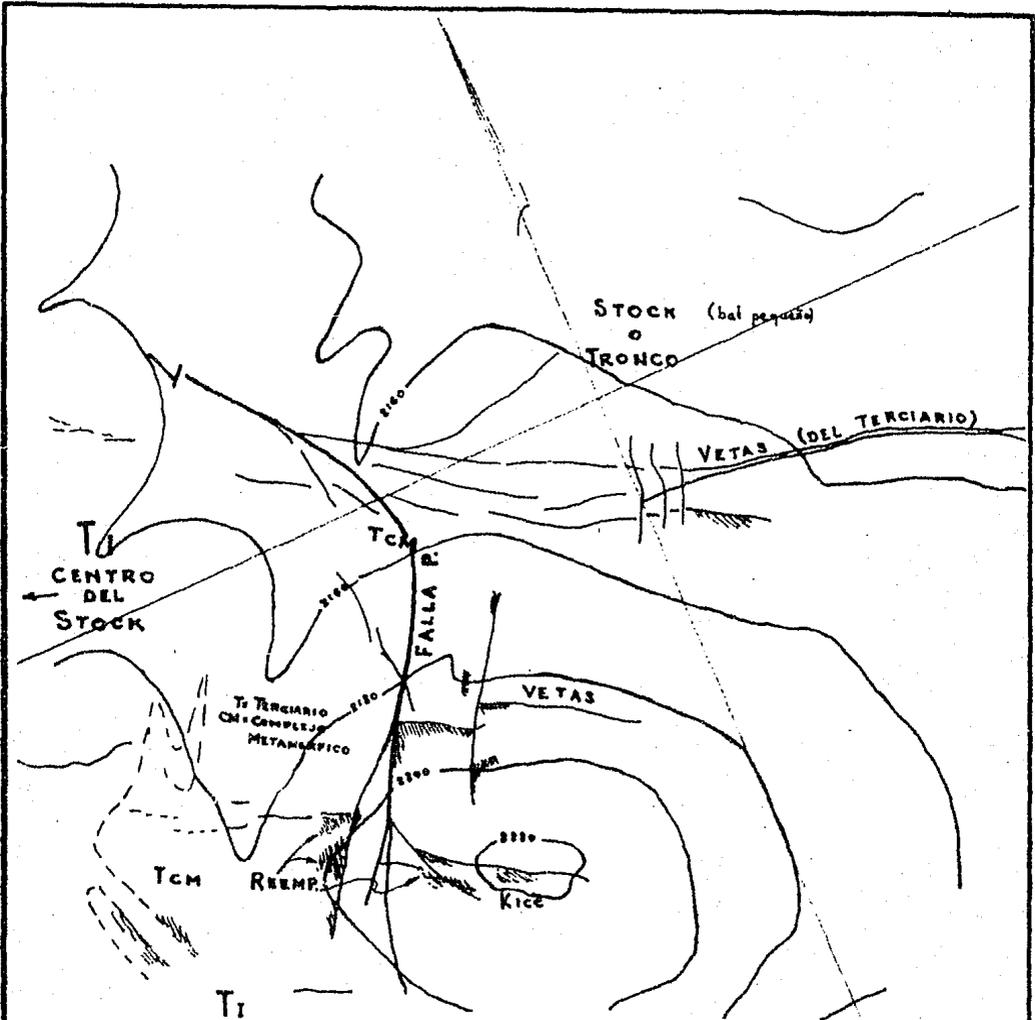
1.- Rocas Sedimentarias.

Las Rocas Sedimentarias de ésta área, son fangos y lodos marinos calcáreos y fueron depositados de fines del Jurásico a mediados del Cretácico. Charcas está cerca del eje del Geosinclinal Cretácico de México y las unidades Calizas fueron depositadas en una amplia variación de profundidad, son en parte fosilíferas conteniendo muchas capas y nódulos de pedernal calcáreo. Ninguno de los sedimentos es dolomítico.

Una mínima cantidad de material carbonoso está -- presente en los carbonatos y pedernal de todas las formaciones.

2.- Rocas Igneas.

Un stock de granodiorita aflora en el centro del distrito en el cerro del Temeroso (Ver plano Geológico No. 1).



TI
 T= TERCIARIO
 I= INTRUSIVO

Kicc (MESOZOICO)

K= CRETACICO
I= INFERIOR
**CC= FORMACION-
 CUESTA DEL CURA**

FOSILES INDICES: GASTEROPODOS (CARACOLAS)
AMONITAS (CEFALOPODOS)

- Kicc** CALIZA (FORM. CUESTA DEL CURA)
- CC** MINERALIZACION VETAS Y REEMPLAZAMIENTOS
- TcM** METAMORFICO (CALIZA-
 SECRETALIZADA, SILICIFICADA,
 SKARN DE DIOPSIDA)
- TI** INTRUSIVO (GRANODIORITA,
 PORFIDO GRANITICO)

PLANO GEOLOGICO COMBINADO :
SUPERFICIE, NIVEL 4-00, NIVEL 10-00

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 1	PLANO GEOLOGICO No. 1
ESCALA No.	
1970	JUAN DELGADO P.

Los depósitos de mineral aparecen cercanos al "stock" como vetas y cuerpos de reemplazamiento irregulares en las calizas metamórficas encajonantes.

Los diques de Riolita afloran en un modelo generalmente rectilíneo extendiéndose varios kilómetros del "stock". Los diques se intemperizan más rápidamente que las calizas adyacentes y forman arroyos ó fracturas menores en las pendientes.

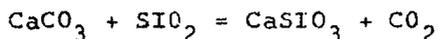
3.- Metamorfismo.

El Metamorfismo de contacto que aparece en Charcas es encontrado en todas partes del mundo porque los dos componentes, caliza silisificada y la intrusión granítica, son comunes en muchas áreas. La presencia de los depósitos minerales en la zona metamórfica entre el intrusivo y la roca sedimentaria estéril es una condición amplia y claramente entendida.

El contacto entre la caliza fresca y el límite del metamorfismo, está marcado por cambios abruptos en las características de intemperización de la caliza metamórfica. Este cambio resulta de la silisificación de los lentes de pedernal calcáreo y a la adición ó redistribución de sílice a lo largo de los planos de estratificación y de pequeñas fracturas. La recristalización de la porción calcárea de las rocas está indicada por las superficies intemperizadas de apariencia opaca y terrosa. Aunque éste contacto metamórfico está bien definido en las relaciones de campo, una ligera recristalización ha sido observada en las secciones delgadas de caliza fresca cerca del contacto

metamórfico. El grado de silisificación es suficiente para destruir completamente las características petrológicas que definen las varias formaciones sedimentarias. Los planos de estratificación de las rocas sedimentarias originales, son preservados ó aún revelados mas claramente por la silisificación.

Una amplia zona de mineralización de Wollastonita se extiende desde el área de contacto hacia el intrusivo. Esta zona es colocada en la parte superior de las facies "hornblenda-hornfels" ó la parte inferior de las facies feldspato potasio-hornfels. En cualquier caso, la formación de wollastonita resulta de la reacción:



la cual es iniciada por una alza de temperaturas y es influenciada por la presión de CO_2 en el sistema. En Charcas el desarrollo tan amplio de wollastonita indica que el intrusivo aumentó grandemente la temperatura de los sedimentos de los alrededores ó que el CO_2 producido por la reacción fué rapidamente removido del sistema ó ambos.

El Granate grossularita/andradita usualmente se forma en facies de temperatura más baja que la Wollastonita, pero en Charcas el desarrollo de granate está confinado a áreas cercanas al intrusivo y puede ser un efecto metasomático.

Entre la zona de Wollastonita y el intrusivo, hay ocasionales áreas de mármol blanquecino medio cristalino. El color blanquecino es probablemente causado por el desprendimiento de material carbonoso de la caliza como CO_2 .

Las áreas blanquecinas siguen generalmente la -
estratificación original y alternada con áreas oscuras pa-
ra dar a la roca una apariencia bandeada. Aunque irregu--
lar y algunas veces ausente, éstas áreas blanquecinas están
siempre cerca del contacto del intrusivo y parece represen-
tar el efecto máximo del metamorfismo de contacto.

El efecto de temperaturas grandemente aumentadas
ha formado faces, wollastonita y granate lejos del stock. -
Cercano al Stock, en la Bufa y a lo largo de las fallas, -
el proceso metasomático ha producido un "skarn" de alto --
grado por la adición de Fe, Mg, Al, Si, B y F. Los elemen-
tos metálicos introducidos durante el periodo de minerali--
zación incluyen Cu, Ag, Zn, Pb, Fe, Mo y Sb. La mineralo--
gía del "Skarn" no ha sido estudiada.

4.- Geología Estructural.

El Bistrito de Charcas descansa en el flanco orien-
tal de un gran anticlinal con tendencia hacia el norte. El
área está caracterizada por plegamientos recumbentes corta--
dos por fallas normales posteriores. La intrusión del stock
de granodiorita origina fallas periféricas (Falla principal)
y fallas radiales (Veta Nueva). Ambas, el stock y el área de
metamorfismo adyacente, parecen estar limitadas por grandes
fallas oriente-poniente en el sur de los arroyos del Cerro -
de Santa Inés y norte de la Bufa. Dos barrenos atravesaron
la falla del sur del Centro de Santa Inés, penetrando a una
sección vertical de milonita de 50 metros de ancho. (Vease
Plano No. 1).

C.- FISIOGRAFIA MINERALIZACION DEL DISTRITO DE CHARCAS.

El Distrito Minero de Charcas se encuentra situado en la parte central de la provincia fisiográfica -- denominada Mesa Central, caracterizada por extensas llanuras aluviales con serranias aisladas y con un relieve inferior a los 500 metros. Su localización es aproximadamente de 110 Kms., en la línea recta al norte de la Ciudad de San Luis Potosí, en el Estado del mismo nombre.

Geológicamente el Mineral de Charcas se encuentra cercano al eje del Geosinclinal Mexicano constituido principalmente por calizas, calizas arcillosas, calizas con pederal y lutitas, con una edad que abarca de principios del Jurásico al Cretácico superior.

Localmente el distrito descansa en el flanco oriental de un anticlinal con tendencia hacia el norte.

La mineralización está alojada en calizas con pederal del Cretácico Inferior (Formación Cuesta del Cura) y fué originada por la intrusión de un "stock" ó tronco clasificado como granodiorita con variación a pórfido granítico al exceder el feldespató potásico a la plagioclasa sódica (debido a la diferencia magmática, los magmas primarios pueden cristalizar sin fraccionarse ó pueden dividirse en magmas primarios que por su composición se diferencian --- entre sí y del magma madre).

La intrusión del stock originó depósitos de minerales en forma de cuerpos de reemplazamientos y vetas, - relacionados con fallas periféricas, tales como el sistema

de la falla principal y fallas radiales como Veta Nueva y Santa Rosa. Estas diferencias en la estructura de los depósitos, así como en su composición mineralógica, nos indican que durante la intrusión y enfriamiento del magma existieron diferentes períodos de mineralización, los cuales por su importancia pueden clasificarse de la siguiente forma:

1.- Mineralización en Vetas (Relleno de fisuras).

Este período puede subdividirse en dos.

a).- Tipo leones: Comprende Veta Leones y sus desprendimientos como Santa Rosa, Veta Nueva y Tigres y se caracteriza por estar compuesta por blenda, galena y pirita (Vease Plano No. 2).

b).- Tipo Santa Isabel: Comprende la Veta Santa Isabel formada principalmente por calcopirita y cuarzo y la Veta Combinación que es donde se une la Veta Santa Isabel con la Veta Leones (Vease Plano No. 2).

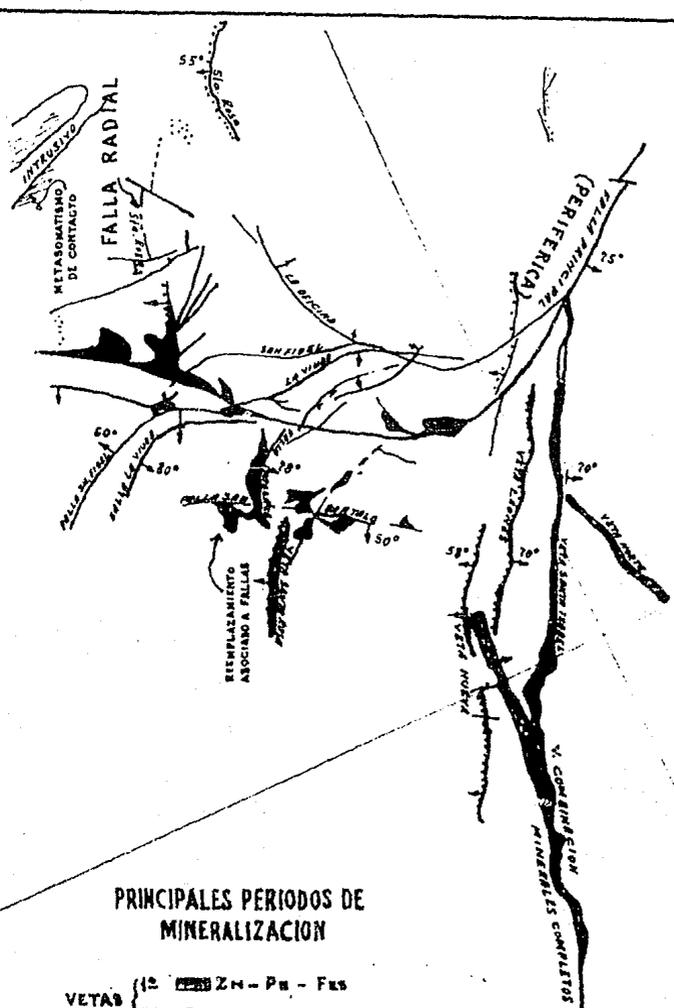
2.- Cuerpos de Reemplazamiento. Se pueden dividir en:

a).- Cuerpos de Reemplazamiento asociados a fallas radiales tanto al E como al W de la falla principal predominando al Se de la Mina y de la Falla Principal.

b).- Cuerpos de Metazomatismo de contacto relacionados a los diques como el de Santa Rosa, que pueden verse en extremo inferior izquierdo del plano No. 2.

La diferencia entre estos dos tipos es bastante notable ya que en los cuerpos del primer tipo predomina el mineral de Zinc encajando en la caliza ligeramente metamorfozada y en los del segundo tipo Metazomatismo de contacto, se encuentra el Zinc con un mayor contenido de marmatita además sulfuro de cobre y zinc. Es muy común encontrar wollastonita y granates en la zona de contacto. Debido a que no se ha hecho hasta la fecha un estudio más detallado de los cuerpos de mineral del Distrito de Charcas, no se puede precisar el número de períodos de mineralización que hayan ocurrido ni la secuencia de los mismos, sin embargo; por algunas

observaciones hechas al microscopio se han podido determinar varios períodos de mineralización dentro de un --- mismo cuerpo.



PRINCIPALES PERIODOS DE MINERALIZACION

- VETAS
- 1) ZN - Pb - Fes
 - 2) CUARZO - Cu Fes S
 - 3) FALLAS
- a) - REEMPLAZAM - Z.N.
- b) - METASOMATISMO →
- α) - ASOCIADOS A FALLAS
- β) - EN CONTACTO CON EL INTRUSIVO

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 2	PLANO GEOLOGICO No. 2
ESCALA No.	
1970	JUAN DELGADO P.

II.- DESCRIPCION DE LOS METODOS DE EXPLORACION QUE SE UTILIZAN EN ESTA MINA Y --
PROBABLES MODIFICACIONES A SEGUIR.

II.- DESCRIPCION DE LA EXPLOTACION EN LA MINA TIRO GENERAL

1.- INTRODUCCION.

La Mina Tiro General tiene actualmente una producción de 960 toneladas diarias las cuales son obtenidas de sus minas San Sebastian y San Bartolo, de las cuales 144 toneladas corresponden a la mina San Sebastian, cuyo arrastre se hace por la Mina Tiro General, nivel 400, el resto del mineral ó sean 816 toneladas provienen de la producción de 14 Niveles de trabajo que son los siguientes: 100, 300, 400, 600, 800, 900, 1000, 1100, 1200, 1400, en San Bartolo y 000, 100, 300 y 400 San Sebastian .

La importancia de los Niveles, atendiendo a su producción es variable ya que en los 14 niveles se obtiene mineral del Desarrollo, Preparación, Producción y recuperación de pilares al abandonar el lugar.

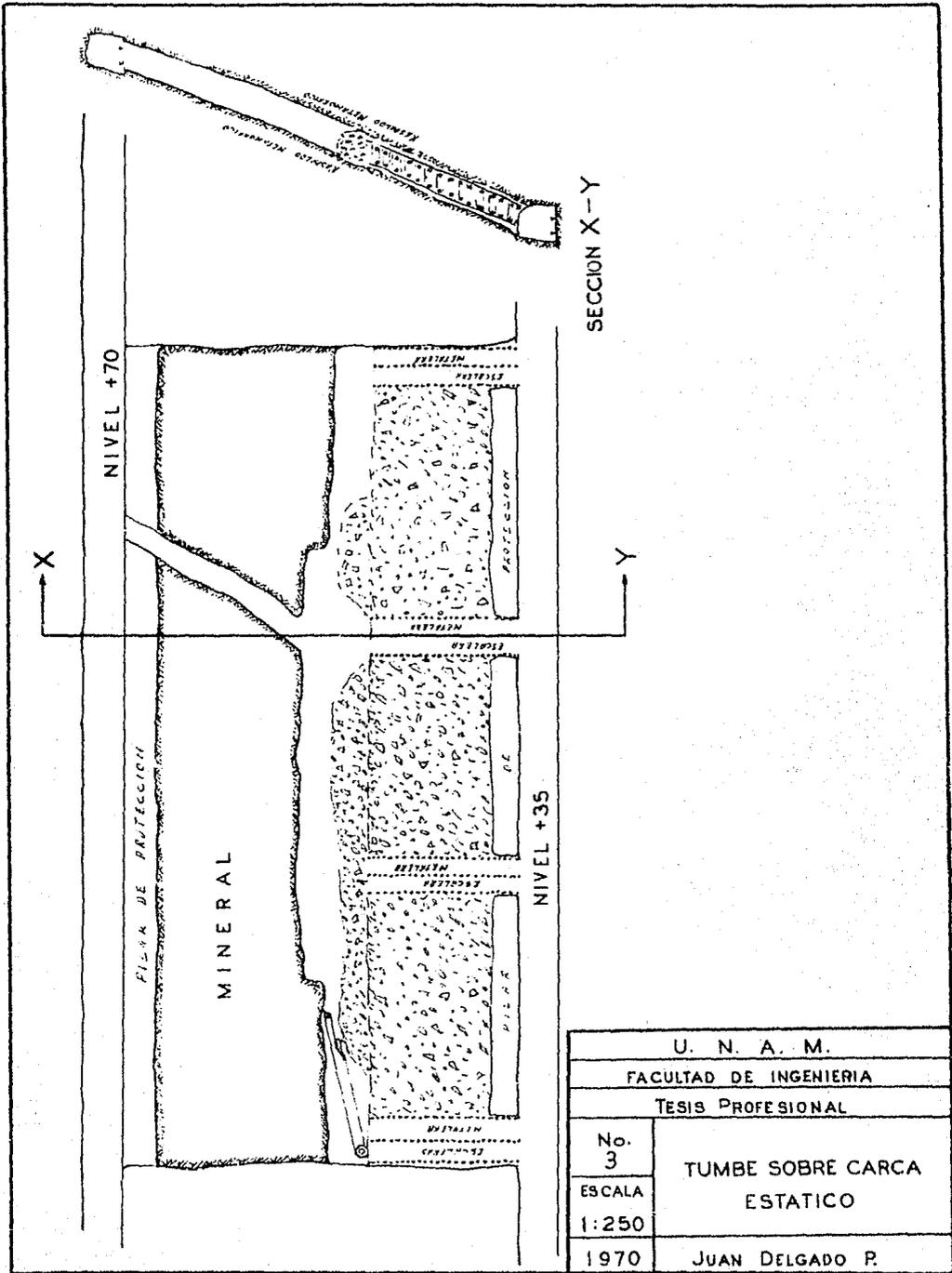
Todo el acarreo converge al Tiro San Bartolo Único dedicado al manto, para lo cual se utilizan skips de 3 toneladas de capacidad. Existe además otro tiro, el de San Fernando, que se utiliza únicamente para bajada de personal dedicado a cuidar la estación de bombas y de vez en cuando mantear el mineral procedente de los rebajes situados cerca de dicho tiro.

En el Acarreo interior de las 960 toneladas se utilizan 12 trenes, 10 de ellos son locomotoras MANCHA de 1.5 Tons., de peso y jalan 5 carros de una tonelada de mineral cada uno, los otros 2 -- trenes restantes son locomotoras TITANIC con un peso de 3 toneladas arrastrando 10 carros con 2 toneladas de mineral cada carro.

La mina utiliza 750 hombres, de los cuales hay una asistencia de 650 de ellos. El resto generalmente está de vacaciones, permisos, accidentes, enfermos y en comisiones Sindicales.

La producción se obtiene de 32 rebajes, en los cuales trabajan un promedio de 240 hombres, hay 8 cuadrillas de 3 hombres cada una, en desarrollo y el resto al servicio de la producción.

Los yacimientos son en forma de vetas y cuerpos de metazomatismo de contacto, las vetas tienen una potencia de 1.5 a 2.0 mts. sus respaldos son de caliza ó pórfido granítico de mediana consistencia



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 3	TUMBE SOBRE CARCA ESTATICO
ESCALA 1:250	
1970	JUAN DELGADO P.

y por esta razón permite efectuar excavaciones y dejarlas abiertas, pero en otros lugares tanto los respaldos como el cuerpo mineral no son consistentes y es necesario utilizar ademe por el avance de las obras mineras ó en los trabajos de explotación, -- por esta razón es necesario utilizar cuando menos dos métodos de explotación.

METODOS DE EXPLOTACION UTILIZADOS EN LA MINA TIRO GENERAL.

Algunos lugares debido a la consistencia de los respaldos de mineral es posible trabajar los yacimientos con el método de explotación de Tumba Sobre Carga Estático y hay lugares no consistentes que el método de explotación más conveniente es Corte y Relleno, como ejemplo de tumba sobre carga tenemos los rebajes 1-90W, 3-96W y 8-109W en los niveles 100, 300 y 800. Con el método sobre carga estático tenemos + 35-60, 1-99W y 4-60W en los niveles + 35, 100 y 400, el resto de los rebajes es de Corte y Relleno. (Vease Plano No.3).

1.- TUMBE SOBRE CARGA.

Para ejemplo de este tipo de explotación describiré el rebaje 8-109W que está localizado en Veta Nueva cuyo bloque tiene 60 metros de largo por una altura de 65 metros y un ancho promedio de 2.20 mts., con inclinación de 70° y con leyes de 194 Ag, 0.1% Pb, 1.2% Cu y 61% Zn.

La preparación de éste bloque se inició haciendo una serie de contrapozos ó metaleras de 6.0 mts., centro a centro. Uno de los contrapozos centrales se llevó sobre la veta con una inclinación de 50° a favor de su rumbo hasta el nivel superior que es el 600 con el objeto de ventilar el rebaje.

Por medio de un frente de preparación "colada" 4 metros arriba del nivel, se conectan las metaleras y también es donde se principian los cortes, éstos se llevan escalonados con el objeto de contar con varios lugares para barrenar, además que de esta manera vamos arqueando la cabeza del rebaje con lo cual obtenemos mejor soporte del techo. Los caminos de acceso al rebaje van en los contrapozos de los extremos, el contrapozo central que comunica con el nivel 600 lleva únicamente cadena de 1/4" de diámetro sirve como pasamano cuando se necesite subir ó bajar -- por el mismo.

El 33% del mineral como es costumbre en este método se extrae de las tolvas.

Se cuenta con muy buena ventilación y durante las disparadas el humo sale con facilidad por el contrapozo inclinado.

2.- TUMBE SOBRE CARGA ESTÁTICO.

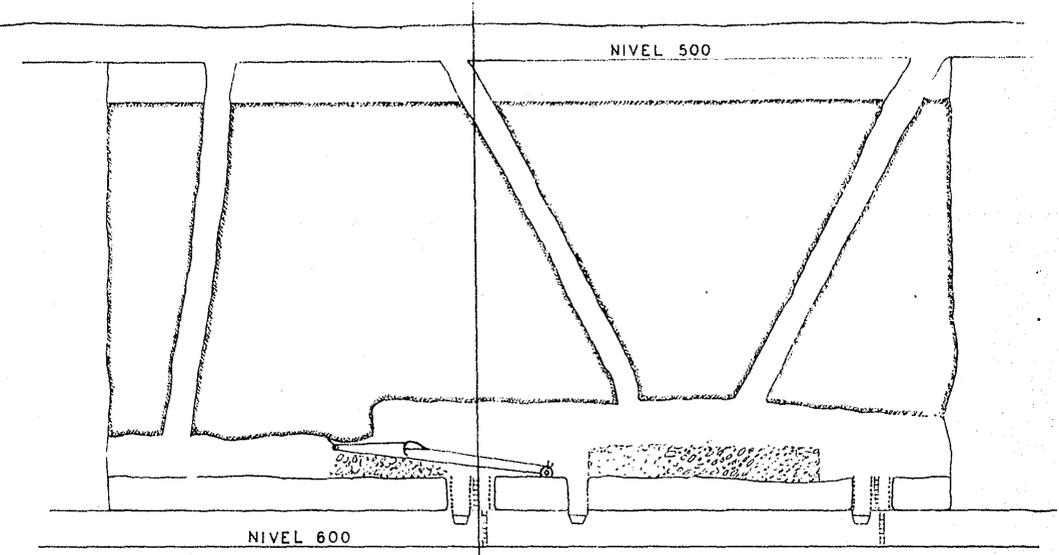
Esta variante del método de explotación de Tumble Sobre Carga se lleva en esta mina y pondré como ejemplo el rebaje --- + 53-35W situado en la Mina de San Sebastian, que se localiza entre los niveles + 35 y + 70, sobre la Veta San Sebastian de respaldos consistentes y cuyo bloque es de 60 mts., de longitud y 30 mts., de alto, con un ancho promedio de 2.0 mts y una ley de 129 Ag, 1.6% Pb, 0.7% Cu y 2.4% Zn.

Cuenta con tres metaleras separadas 20 metros cada una de ellas, y la metalera del centro es contrapozo que va hasta el nivel superior, conforme se va ascendiendo los cortes se sube el anillado de las metaleras y por ellas también se extrae el mineral que "sobreabunda" rezagándose por medio de un Winche de aire. Una vez que se termina de "minar" el bloque, el mineral se extraerá con un Winche y escrepa, de tal manera que es necesario ir quitando el anillado de las metaleras al irse bajando la rezaga; para evitar que el rebaje se deforme se recibe con varilla anclada espaciadas cada 5' en los respaldos y sirve también como protección para la gente y equipo y evitar que los respaldos se caigan y se nos diluya el mineral tumbado. Cuando se desciende con el rezagado se va quitando el anillado de madera y buena parte de ella se vuelve a usar en otros lugares.

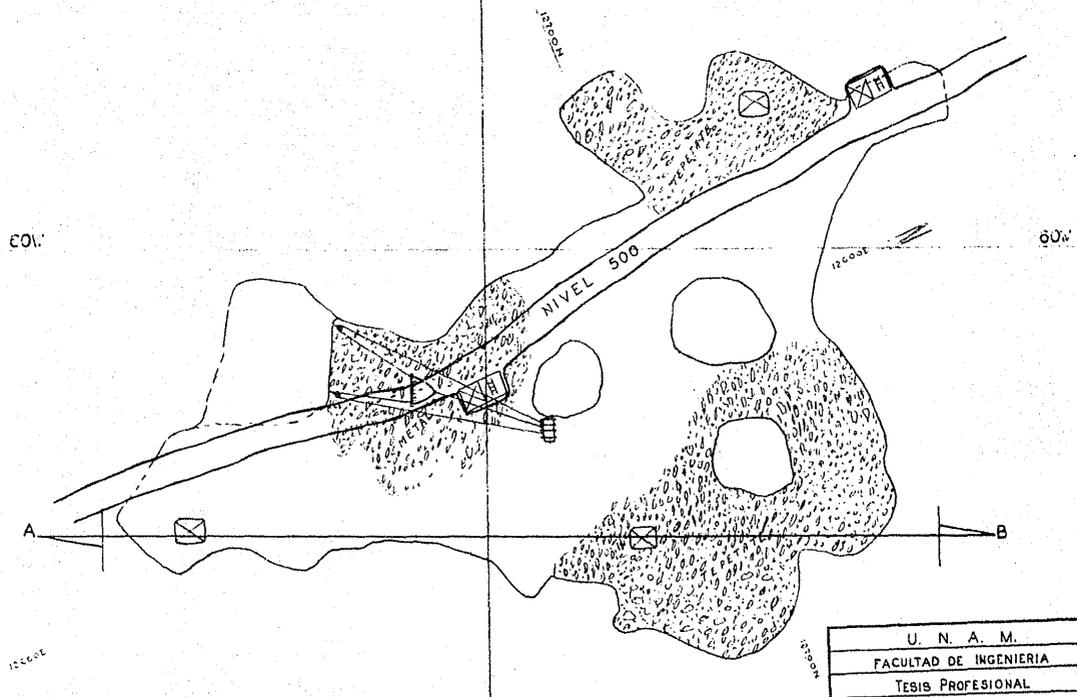
3.- METODO DE EXPLOTACION DE CORTE Y RELLENO.

Se aplica tanto en vetas como en cuerpos de reemplazamientos. Se usa este sistema en vetas y en donde no se puede aplicar el sistema Sobre Carga por falta de consistencia del mineral de los respaldos ó cuando la exploración del diamante indica que las vetas están asociadas con desprendimientos ó con reemplazamientos, cosa que si se llevara al sistema de explotación Sobre Carga no se lograría extraer en su totalidad el mineral del bloque sino, por experiencia, obtendremos el 40% aproximadamente del volumen del mineral ubicado.

Los cuerpos de Reemplazamiento de Metazomatismo de contacto y metazomaticos por proceso hidrotermal como su configuración es variable y cada corte presenta diferente área del minado, también para este yacimiento se utiliza el Corte Relleno.



100S



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No.	4
ESCALA	1:250
1970	JUAN DELGADO P.
CORTE Y RELLENO EN REEMPLAZAMIENTO	

El relleno utilizado es tepetate ó jales. La forma de preparar los bloques para este sistema es colocar las metaleras entre 25 a 30 metros de separación para la extracción del mineral. Se cuenta también con contrapozos inclinados a 50° comunicados al nivel superior para ser utilizados: para el tepetate, ventilación, acceso de la gente y en su caso, bajar la tubería para el Relleno Hidráulico (Jales).

Sus cortes son ascendentes de 2.4 metros de alto. Se soportan por medio de pilares y perno ancla de 5/8" de largo del tipo Standard ó de sincho (ball). Estos se distribuyen en forma cuadrículada separados 4' de longitud (la longitud del lado es la separación para cada perno ancla). Algunas veces se utiliza malla de alambre sostenida con los mismos perno ancla para el mejor sostenimiento del techo y evitar que fragmentos pequeños se caigan mientras se está relleno.

Cuando el terreno es muy flojo y no es posible usar las conchas del tipo Standard ó de Sincho (Ball) se utiliza en su lugar tipo Tandem ó sea: 2 conchas unidas por un sincho y si esto no dá resultado se recurre a fijar los pernos con Resinas Expósicas del Tipo Rock-Lock.

La extracción del mineral hacia las metaleras se hace por medio de escrepas movida por Winche de aire de 10 H.P., con 2 -- tambores; ó eléctricos de 15 H.P., con 2 y 3 tambores ó por medio de autocargadores Atlas Copco Cavo 310.

Las metaleras son de lámina de 3/8" y 1/4" de grueso por 42" de diámetro por 30" de alto, divididas en cuatro secciones, y cada sección pesa, la de 1/4", 32.0 kgs., y la de 3/8" 50.0 kgs., este tipo de fortificación ha dado muy buenos resultados y es barato porque es difícil contar con madera en la región.

Por lo peculiar de los yacimientos de Charcas, ha servido como una escuela práctica a diferentes Generaciones de Ingenieros que han pasado por este mineral, los problemas mineros algunas -- veces son difíciles de resolver porque los respaldos sin previo aviso se tornan no consistentes provocando derrumbes, pero afortunadamente la tenacidad de todos estos profesionistas han dejado una secuencia de trabajo que permite trabajar con seguridad -- los diferentes rebajes y vale la pena decir que no propongo ninguna modificación para aumentar su eficiencia.

están muy alejados de nuestro Tiro General

A continuación se presenta un cuadro por nivel con la -
cotización de estos bloques con sus tonelajes utilizando la nomen-
clatura de la unidad.

Núm. de Bloque de reserva	Tonelaje	Núm. de Bloque en reserva.	Tonelaje
Zona 1 Nivel 900		Zona 2 Nivel 900	
Bloque W	3,200	Bloque 9-33	8,000
" Y	1,300	" R-9-32	<u>1,000</u>
" Z	1,400		9,000
" 9-16	800		
" A	3,600		
" B	<u>2,000</u>		
	12,300		
Nivel 1000		Nivel 1000	
Bloque R-10-7	1,500	Bloque R-10-14	34,800
" R-10-8	4,600	" R-10-17	5,000
" R-10-10	<u>6,500</u>	"	<u>7,750</u>
	12,600		47,550
Nivel 1100		Nivel 1100	
Bloque R-11-40	2,600	Bloque R-11-33	500
" R-11-7	2,950	" R-11-14	6,500
" R-11-21	1,480	" R-11-10	3,800
" R-11-19	3,600	" R-11-12	2,100
" R-11-17	5,200	" R-11-27	4,100
" R-11-35	1,600	" R-11-30	<u>14,600</u>
" R-11-22	3,100		31,600
" R-11-15	2,250		
" R-11-16	4,350		
" R-11-25	2,250		
" R-11-36	500		
" R-11-20	1,300		
" R-11-23	<u>5,200</u>		
	43,030		

Actualmente hay zonas nuevas de la mina que se están ensayando variantes a estos métodos, para después de resolver los problemas llevar la técnica apropiada a mayor escala en los cuales aporté mi trabajo y mi experiencia.

III.- LOCALIZACION MAS APROPIADA DE UNA METALERA GENERAL CON EL OBJETO DE REDUCIR COSTOS Y AUMENTAR LA EFICIENCIA EN LA SECCION DE ACARREO.

Para efectuar este análisis económico-minero es conveniente considerar lo siguiente:

- 1.- Tomar en cuenta las reservas de mineral localizadas en la parte SW de la mina entre los niveles 900 y 1100 - donde se pretende resolver el problema del acarreo.
 - 2.- Forma y organización del actual acarreo de mineral -- hacia el tiro San Bartolo en la mina "Tiro General".- Estimación del transporte interior de las reservas de mineral al Tiro San Bartolo; tiempo necesario de arrastre en cada uno de los niveles, tomando como base la producción actual y cálculo del tamaño del motor.
 - 3.- Localización más conveniente de la metalera.
 - 4.- Obras necesarias para la construcción de la Metalera General, sin interrupción de las operaciones actuales y estimación de sus costos unitarios.
 - 5.- Acarreo proyectado utilizando la Metalera General, - cálculo y comparación de las toneladas-metro requeridas en el acarreo de las reservas de mineral como las de la producción actual tomando como base el anterior sistema, estimación de tiempos de arrastre en los niveles. Finalmente cálculo del motor necesario para el Nivel 1200, costos de primera inversión para el acondicionamiento de este nivel.
- A.- RESERVAS DE MINERAL LOCALIZADAS EN LA PARTE SW DE LA MINA ENTRE LOS NIVELES 900 y 1100 EN DONDE SE PRETEN DE RESOLVER EL PROBLEMA DEL ACARREO.

Para poder apreciar objetivamente donde se encuentran localizados los bloques de mineral, donde se ubicaron rebajes así - como el tonelaje con que cuenta cada uno de ellos. A principio de 1970 se preparó un plano combinado mostrando los diferentes niveles, donde están localizadas estas reservas y de esta manera conoceremos el volumen de mineral que movilizaremos al interior y que

Núm. de Bloque en reserva. Tonelaje.

Nivel 1200

Bloque R-12-7	1,200
" R-12-17	2,100
" R-12-8	6,700
" R-12-11	1,900
" R-12-18	1,200
" R-12-A	1,500
" R-12-19	1,400
" R-12-12	4,400
" R-12-17	28,600
	<u>49,000</u>

Total Zonas 1 y 2 = 205 080 Tons.

B.- ELEMENTOS Y ORGANIZACION DEL ACARREO ACTUAL.

Los elementos que forman la sección de acarreo y su funcionamiento, pueden destacarse en los siguientes puntos.

A.- EQUIPO

- a) Conchas.
- b) Motores.
- c) Servicio de Mantenimiento.

B.- MANO DE OBRA

- a) Supervisión.
- b) Motoristas.
- c) Personal Complementario.

C.- ORGANIZACION DE LA SECCION Y SISTEMA DE PAGOS.

- a) Recolección de la carga
- b) Distribución del Trabajo
- c) Reportes.
- d) Bonificaciones.

DESCRIPCION DETALLADA DEL:

A.- EQUIPO

- a) CONCHAS. De volteo lateral a mano, con capacidad de 2 toneladas con un volúmen de 40 pies³ y las de 1 tonela

da con un volúmen de 20 pies³.

Las conchas de 40 pies³ con 2 toneladas se utilizan unicamente en los niveles 400 y 1000 y 1400 donde hay motores de 3 toneladas, se pueden considerar como niveles de acarreo.

Las conchas de 1 tonelada se utilizan en todos los demás niveles de trabajo.

- b). MOTORES.-- Se tienen 2 tipos: Mancha Little Trammer de 1 1/2 Tons., Titan de 3 Tons.

CARACTERISTICAS DE LOS MOTORES:

MANCHA:	Bateria	Acida
	Número de Celdas	24
	Voltaje por Celda	2.5 Volts.
	Corrida	5 a 6 conchas de 1 Ton.

TITAN:	Bateria	Acida
	Número de Celdas	36
	Voltaje por Celdas	2.0 Volts.
	Corrida	8 a 10 conchas de 2 Tons.

- c).- MANTENIMIENTO.-- Es uno de los trabajos de mucha importancia que abarca los motores y el servicio de estaciones de baterias.

1.- MOTORES.-- Tiene un mantenimiento preventivo diario a la hora de la comida, y se reparan en el momento de reportar que se descompuso. La Reparación es a cargo del Departamento Eléctrico de la Mina bajo cuyo control se encuentra también la Estación de Baterias.

2.- ESTACION DE BATERIAS.-- Se tiene 8 de ellas las cuales se encuentran junto al Tiro San Bartolo en los niveles 300, 400, 600, 900, 1000, 1100, 1200, y 1400. Cada una de ellas esta al cuidado de un solo operador el cual depende del Departamento Eléctrico, éste recorre todos los niveles utilizando -

la calesa revisando las baterías, y se utilizan - en la forma siguiente: Batería que se usó un turno se conecta el turno siguiente al cargador para utilizarse el turno siguiente.

B.- MANO DE OBRA.

- a). SUPERVISION.- En el turno primero, la supervisión - está a cargo del mayordomo General y además por --- los Jefes de Sección.

En el turno segundo, solamente hay un Jefe para toda la Mina, la supervisión es difícil y por lo tanto deficiente.

En el turno tercero, la supervisión está a cargo -- de dos Jefes los cuales se reparten la Mina para su pervisarla.

- b). MOTORISTAS.- En los tres turnos trabajan:

1.- 30 Motoristas.

2.- 60 Ayudantes.

- c). PERSONAL COMPLEMENTARIO.

1.- 30 Parrilleros.

2.- 6 Hombres entre camineros y ayudantes.

El 20% del personal son chorreadores prestados por - las secciones de producción.

C.- ORGANIZACION DE LA SECCION Y SISTEMA DE PAGOS.

- a). RECOLECCION DE LA CARGA.- Esta se efectúa únicamente en el tercer turno y se conoce que cantidad hay - que acarrear porque el encargado de Rebaje, al salir en el segundo turno, pasa a indicarle al Jefe, el -- nombre del chute y más ó menos la cantidad de carros necesarios por extraerse.

- b).- DISTRIBUCION DEL TRABAJO.- El programa de acarreo lo elaboraron los jefes del tercer turno asegurando los motores, tripulación etc., cumplir en todas sus - partes con lo proyectado y debe considerar los tiempos de:

1.- Eajada del personal por el Tiro San Bartolo.

2.- Movimiento de motores por el mismo Tiro San Bartolo.

3.- Y dejar motores y corridas al Tiro San Bartolo y en sus estaciones de batería.

c). REPORTES.- Estos están a cargo de los motoristas - los cuales anotan la procedencia, número ó nombre - de los chutes y cantidad de conchas acarreadas. Es sumamente difícil comprobar la veracidad de dichos reportes.

d).- BONIFICACION.- Basándose en el reporte de acarreo a las parrillas, se calcula la bonificación tanto de motoristas y ayudantes como de parrilleros de la siguiente manera:

1.- La cuota establecida es de 50 carros por turno.

2.- Después de esta cuota, el número de carros que exceda de esta cantidad se pagan a razón de --- \$0.20 cada uno al motorista y ayudantes, correspondiéndole al parrillero el 10% del total del - bono de los tres.

Como los reportes pueden estar alterados se efectúa una comprobación del acarreo por medio de los Skips manteados, corrigiéndose el volúmen acarreado valiendose de la siguiente información:

a) Reparto Teórico de producción por rebajes y sec-- ciones.

b) Tolvas del tiro donde vacían cada una de las sec-- ciones.

c) Y corrección de la cifra de producción de cada -- sección, en función de los carros hacia las tol-- vas. (Factorización).

d) Para otorgar la cuota de producción diaria de la - mina se ha dividido en seis secciones las cuales - tienen que proporcionarla de los rebajes y se vigila por el número de Skips que producen por día.

TABLA DE REPARTO DE PRODUCCION

SECCION	REBAJES	CUOTA POR DIA DE SKIPS.
1	1-31S	
	1-90W	
	3-96W	31
	3-129W	
2	4-53E	
	4-76E	
	4-122W	31
	4-138W	
	35-60W	
3	1-73W	
	1-99W	
	1-132W	48
	3-65W	
	3-80W	
	4-60W	
	5-139S	
5-146S		
4	6-32W	
	6-60W	
	6-109W	
	8-99W	29
	9-98W	
10-90S		
5	10-96S	
	11-50S	
	11-10S	49
	11-20W	
	11-70S	
6	11-96S	
	12-53W	132
	12-125W	

Sumando los Skips nos da: 320 Skips.

Luego:

$320 \times 3 = 960$ Tons. (Que es la producción diaria de la Mina).

- b) Los carros de cada sección los depositan en las siguientes tolvas:

TOLVA DEL NIVEL:	VACIAN SU MINERAL LAS SECCIONES:
400	1, 2 y 3
800	4
1000	
1100	5
1200	
1200	
1400	6

- c) FACTORIZACION .- Para comprobar la producción de cada una de las secciones que vacian el mineral en una tolva común, se utilizan los reportes de los motoristas pero como tienen la costumbre de sobre-reportar, por tal causa se efectúa esta comprobación con los Skips manteados y carros reportados y calcular un factor que sirve para distribuir el número de Skips producidos de cada sección.

El Factor se obtiene de la siguiente manera:

- 1.- Se suma la cantidad de Skips manteados de la tolva común.
- 2.- Se suma la cantidad de carros de mineral reportados por los motoristas tanto de una sección como de otra.
- 3.- Llamando Sc a la suma de carros y Ss a la suma de Skips hacemos la relación entre ellos y el resultado será el Factor:

$$\text{Factor} = \frac{Ss}{Sc}$$

Obteniendo el factor, lo multiplicamos por número de carros por sección y el resultado, es la cantidad de Skips producidos en ese día y de esta manera se exige a cada sección el cumplimiento de su cuota.

El costo y acarreo obtenido durante seis meses (Ene-ro- Junio) según información recabada de la oficina de Minas_ y que personalmente comprabe en algunos aspectos.

(Tons Acarreadas 175 159)

A.- Mano de operación

1.- Mano de Obra (salarios)	$\frac{755,472}{175,159} =$	\$ 4.320
2.- Tiempo extra	$\frac{2,112}{175,159} =$	\$ 0.012
3.- Bonos	$\frac{94,165}{175,159} =$	<u>\$ 0.540</u>

Total mano de obra operación.- \$ 4.872 55.2 %

B.- Materiales

1.- Explosivos	$\frac{3,020}{175,159} =$	\$ 0.0173
2.- Madera	$\frac{1,147}{175,159} =$	\$ 0.0071
3.- Herramientas y accesorios	$\frac{1,816}{175,159} =$	\$ 0.0103
4.- Materiales Operación.	$\frac{294,834}{175,159} =$	<u>\$ 3,5200</u>

Total Materiales.- \$ 3,5547 40.6 %

C.- Mano de Obra Mantenimiento

Mano de obra taller mecánico	$\frac{40,643}{175,159} =$	\$ 0.2320
2.- Mano de obra taller eléctrico	$\frac{27,523}{175,159} =$	\$ 0.1580
3.- Mano de obra Carpintería	$\frac{152}{175,159} =$	<u>\$ 0.0008</u>

Total Mano de obra Mant.- \$ 0.3908 4.4 %

TOTAL COSTO POR TONELADA ACARREADA ACTUALMENTE.

A.- Mano de obra Operación	\$ 4.8720	
B.- Materiales	\$ 3.5547	
C.- Mano de obra mantenimiento.	<u>\$ 0.3908</u>	
Total de totales.-	\$ 8.8175	100 %

2.- ESTIMACION Y CALCULO DE LAS TONELADAS METRO DEL ACARREO DE LAS RESERVAS DE MINERAL MANTEANDOLAS POR EL TIRO DE_

SAN BARTOLO

Analizaremos cuantas toneladas metro serán necesarias para movilizar todo el mineral en diferentes niveles, siguiendo el sistema actual de acarreo, aclaro que el tonelaje de los bloques en reserva son los que se obtuvieron de las reservas generales de ésta Unidad Minera.

En los bloques que suceden se puede anotar lo siguiente:

En el nivel 900 se cuenta con 21,300 toneladas en reserva a una distancia promedio al Tiro de San Bartolo de 386 metros, será necesario movilizar 8,226 400 toneladas-metro y tómesese en cuenta que el acarreo más distante en éste nivel son los bloques 933 y 932 que son los principales bloques donde se debe resolver el acarreo.

En el nivel 1000 se cuenta, como lo muestra la tabla de descripción que existen 60,150 toneladas y será necesario para acarrearlas obtener 32.333 900 millones de toneladas-metro. Los bloques mas alejados corresponden a R-10-14, R-10-17, R-10-22 que contabilizan 30.0 millones de toneladas-metro que es el 93 % del total.

En el nivel 1100 se cuentan con 74,630 toneladas en las reservas y para acarrearlas al Tiro de San Bartolo será necesario consumir 24 858 400 toneladas metro. En este nivel los bloques que tienen mayor cantidad de toneladas-metro son los bloques R-11-30, R-11-14, R-11-23, R-11-10, R-11-27, R-11-16, y R-11-12 que están muy alejados del Tiro de San Bartolo.

En el nivel 1200, según la misma tabla para el análisis (1) se cuenta con 49,000 toneladas y en este nivel se van a consumir 20 424 600 toneladas-metro, solamente los bloques ---

R-12-17 y el R-12-20 tienen el 88% de este total de toneladas.

Por lo anterior podemos resumir que siguiendo el actual sistema de acarreo será necesario movilizar 205,080 toneladas y 85.8 millones de toneladas-metro.

Sin llegar a calcular el valor y unicamente tomando el concepto de distancia al Tiro de San Bartolo, se ve que es necesario efectuar un estudio minucioso para reducir el acarreo y por consiguiente el costo del mismo por lo que después expresaré de acuerdo con la sugestión de localizar y construir una Metalera General que nos reduzca éste acarreo.

LA DESCRIPCION DEL ACARREO DETALLADO ES EL SIGUIENTE.

Bloque Reserva	Distancia acarreo Metalera S.B.	Tons/bloque	Tons x Metro
----------------	------------------------------------	-------------	--------------

NIVEL 900

Bloque W	30	3,200	96,000
Bloque Y	174	1,300	226,000
Bloque Z	100	1,400	140,000
Bloque 9-16	230	800	184,000
Bloque A	64	3,600	230,400
Bloque B	100	2,000	200,000
Bloque 9-33	800	8,000	6,400,000
Bloque 9-32	750	1,000	750,000
	<u>386</u>	<u>21,300</u>	<u>8,226,400</u>

NIVEL 1000

Bloque R-10-7	140	1,500	210,000
Bloque R-10-8	64	4,600	294,400
Bloque R-10-10	280	6,500	1,820,000
Bloque R-10-14	590	34,800	20,532,000
Bloque R-10-17	640	5,000	3,200,000
Bloque R-10-22	810	7,750	6,277,500
	<u>538</u>	<u>60,150</u>	<u>32,333,900</u>

Bloque Reserva	Distancia acarreo Metalera S.B.	Tons/bloque	Tons x Metro
----------------	------------------------------------	-------------	--------------

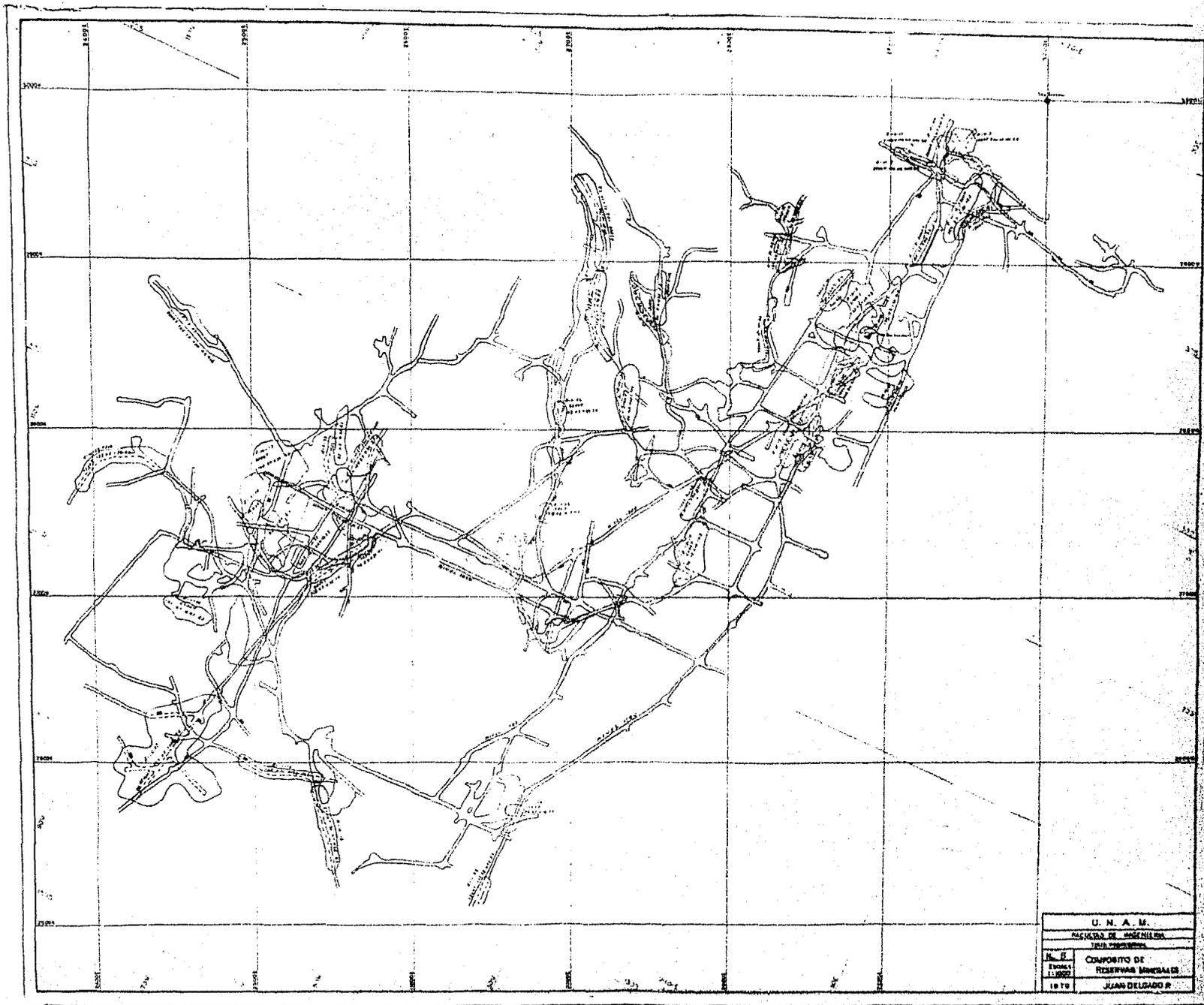
NIVEL 1100

Bloque R-11-14	130	2,600	338,000
Bloque R-11-7	130	2,950	383,000
Bloque R-11-21	90	1,480	133,200
Bloque R-11-19	18	3,600	64,800
Bloque R-11-17	55	5,200	286,000
Bloque R-11-35	100	1,600	160,000
Bloque R-11-34	149	4,800	715,200
Bloque R-11-37	169	1,600	270,000
Bloque R-11-22	230	3,100	713,000
Bloque R-11-15	290	2,250	652,500
Bloque R-11-16	380	4,350	1,653,000
Bloque R-11-25	270	2,500	675,000
Bloque R-11-36	283	500	141,500
Bloque R-11-20	366	1,300	474,800
Bloque R-11-23	420	5,200	2,184,000
Bloque R-11-33	140	500	70,000
Bloque R-11-14	560	6,500	3,640,000
Bloque R-11-10	670	3,800	2,166,000
Bloque R-11-12	720	2,100	1,512,000
Bloque R-11-27	430	4,100	1,763,000
Bloque R-11-30	470	14,600	6,862,000
	333	74,630	24,858,400

NIVEL 1200

Bloque R-12-7	140	1,200	168,000
Bloque 12-7	120	2,100	252,000
Bloque R-12-8	30	6,700	201,000
Bloque R-12-11	100	1,900	190,000
Bloque R-12-18	239	1,200	286,800
Bloque R-12-A	408	1,500	612,000
Bloque R-12-19	416	1,400	582,400
Bloque R-12-20	416	4,400	1,830,400
Bloque R-12-17	570	28,600	16,302,000
	416	49,000	20,424,600

TOTAL DE TONS X METRO.- 85,843,300



U. N. A. M.	
ESCUELA DE INGENIERIA	
TEMA PROYECTO	
N.º	COMPOSITO DE
FECHA	RESERVAS MINERALES
1970	JUAN DELGADO R.

3.- TIEMPO DE ACARREO UTILIZADO EN LOS NIVELES, TOMANDO COMO BASE LA PRODUCCION ACTUAL.

a.- NIVEL 900

Actualmente se acarrean en éste nivel 42 toneladas, veremos cuanto tiempo nos tardariamos si las sacamos recorriendo la distancia promedio de 386 metros para vaciar hasta el tiro S.B. (386 mts., fué sacado de la tabla DESCRIPCION DEL SISTEMA).

Velocidad de la locomotora pequeña 2.9 millas/hora - 77.5 mts/min.

Número de carros: 6 con capacidad de 1 Tons. c/u.

Tiempo de ida al Rebaje	5.0 Mins.
" cargando los 6 carros	12.0 "
" de regreso a la metalera	5.0 "
" vaciando	6.0 "

Total por viaje 28.0 Mins.

Número de viajes = $\frac{42 \text{ Tons.}}{6 \text{ Tons.}}$ = 7 viajes

Tiempo total de acarreo en el turno - 28.0 x 7 - 196.0 - 3h - 16 mins.

Conociendo que el tiempo efectivo de trabajo es de 5 h - 00 mins.

Nos queda únicamente 1 h. - 44 mins. para cualquier contingencia pero tenemos la certeza de acarrear todo el tonelaje producido de éste nivel.

b.- NIVEL 1000

El tonelaje por acarrear en este nivel actualmente son 54 toneladas y el tiempo necesario para efectuarse será, con distancia promedio, 538 metros (De la tabla).

Cantidad de carros: 6 carros con capacidad de 1 Ton. c/u.

Tiempo de ida al Rebaje	7.0 Mins.
" cargando los 6 carros	12.0 "
" de regreso a la metalera	7.0 "
" vaciando el Min. en met.	6.0 "

Total por viaje 32.0 Mins.

Número de viajes = $\frac{54 \text{ Tons.}}{6 \text{ Tons.}}$ = 9 viajes.

Tiempo total de acarreo en el turno = 32 mins x 9 = 288 mins.
4 h - 48 mins.

Tiempo muy ajustado para el acarreo del mineral producido en éste nivel ya que nos quedan 12 mins. como margen.

e.- NIVEL 1100

El tonelaje por acarrear actualmente en éste nivel son 202 toneladas con una distancia promedio de 333 metros, con el cálculo veremos que tiempo se necesita.

Cantidad de carros: 6 con capacidad de una tonelada cada uno.

Velocidad de la locomotora: 77.5 mts/min.

Tiempo de ida al rebaje	4.0 Mins.
" cargando los 6 carros	12.0 "
" de regreso a la metalera	4.0 "
" vaciando	6.0 "
<hr/>	<hr/>
Total por viaje	26.0 Mins.

Número de viajes = $\frac{202}{6}$ = 34 viajes

Tiempo total de acarreo en el turno = 26 mins x 34 = 884 mins.
14 h. - 44 mins

Tendrá que efectuarse el acarreo en tres turnos.

Para el primer turno tendremos por acarrear: 68 Tons.

" " segundo turno tendremos por acarrear: 68 Tons.

" " Tercer turno tendremos por acarrear: 66 Tons.

d.- NIVEL 1200

Se acarrearán en este nivel 212 toneladas a una distancia de 416 metros con 6 carros de 1 Ton./c/u de capacidad.

La velocidad de la locomotora será la misma de las anteriores.

Tiempo de ida al rebaje	5.4 Mins.
" cargando los 6 carros	12.0 "
" de regreso a la Metalera.	5.4 "
" vaciando	6.0 "
<hr/>	<hr/>
Total por viaje	28.8 Mins.

Número de viajes = $\frac{212}{6}$ = 35 viajes.

Tiempo total de acarreo en el turno = 35 x 28.8 = 1,000 Mins.
16 H - 40 mins

Aquí tendremos que forzar al motorista del primer turno a trabajar 6 h. - 30 Mins. efectivas sometiendolo a una estricta vigilancia para que no pierda tiempo en cosas que no requieren, sólomente de esta manera podremos tener el anterior tiempo efectivo de trabajo y por lo tanto, el acarreo del tonelaje que le corresponde a dicho turno. Lo mismo haremos en los demás turnos. El tonelaje correspondiente para cada turno es:

84 Toneladas en 6 h - 30 Mins. Para el turno Primero.
 72 " " 6 h - 00 Mins. Para el turno Segundo.
 56 " " 4 h - 00 Mins. Para el turno Tercero.

4.- CONCLUSIONES

Para comprobar si los motores actuales son útiles lo calcularé para las condiciones más difíciles que presenta el nivel 1200, ya que si éste motor nos sirve nos servira para, los otros niveles.

a.- Datos.

Peso de un carro vacío: 0.66 Tons.

Peso del mineral que carga un carro: 1.0 Tons

Peso de la corrida vacía: $\frac{0.660 \times 6 \times 2.2}{2.000} = 4.36$ Tons-Cortas.

Peso de la corrida con carga: $\frac{1.660 \times 6 \times 2.2}{2.000} = 10.9$ Tons-Cortas

Significado de las literales en la fórmula que se utilizará en el cálculo del peso de la Locomotora.

L = Peso de la locomotora.

W = Peso de la corrida con carga.

F = Resistencia a la fricción de la carga en función de W (30)

a = Aceleración en Millas/ hora / seg. (0.1 M/H/S)

G = Resistencia de la carga debido a la pendiente en función de W (1 %).

Fricción entre las ruedas del carro y riel: 30 Lbs/Ton

" " " " de la locomotora y riel: 20 Lbs/Ton

" debida a la Pendiente: 20 Lbs/Ton.

b.- PESO DE LA LOCOMOTORA (L)

$$L = \frac{W (F + 20 G + 100 a)}{480 - 20 G - 100 a}$$

$$L = \frac{10.9 (30 + 20 \times 1 + 100 \times 0.1)}{480 - 20 \times 1 - 100 \times 0.1} = \frac{10.9 \times 60}{450}$$

$$L = \underline{1.45 \text{ Tons-Cortas}}$$

:) CALCULO DEL CABALLAJE (H.P.)

D = Adhesión entre ruedas y riel.

$$D = W (F + 20 G)$$

$$D = 10.9 (30 + 20 \times 1) = 10.9 \times 50 = 545 \text{ Lbs.}$$

Fórmula:

$$\text{H.P.} = \frac{T \times S \times 100}{375 \times E}$$

Significado de la Literales:

T = Fuerza de tracción.

S = Velocidad

E = Eficiencia de Engranaje

$$T = d + (20 L r)$$

d = Fuerza adhesiva Ruedas-Riel para la vía nivelada, en Libras.

r = Constante de 1 % por resistencia a la rodada de la locomotora.

$$d = D + (20 L G)$$

$$d = 545 + (20 \times 1.45 \times 1) = 545 + 29 = 574 \text{ Lbs.}$$

$$T = 574 + (20 \times 1.45 \times 1) = 574 + 29 = 603 \text{ Lbs.}$$

$$\text{H.P.} = \frac{603 \times 2.9 \times 100}{375 \times 95} = 4.94$$

$$\underline{\text{H.P.} = 4.94}$$

d) POTENCIA DE ENTRADA AL MOTOR (K W)

e.- Eficiencia motores de locomotora (80)

$$\text{K W} = \frac{\text{H.P.} \times 746 \times 100}{e \times 1000}$$

$$\text{K W} = \frac{4.94 \times 746 \times 100}{80 \times 1000} = 4.6$$

$$\underline{\text{K W} = 4.6}$$

e) CAPACIDAD DE LA BATERIA.

i.- Primera condición:

Con fines de seguridad supondremos que el motor cargado corre contra la pendiente constante de 1 %.

$$\text{KW - Hora} = \frac{T \times D (30 + 20 G)}{1,760,000}$$

$$T = W + L = 10.9 + 1.45 = 12.35 \text{ Tons.}$$

$$D = \text{Distancia en piés} = 1,400 \text{ piés.}$$

$$\text{KW - Hora} = \frac{12.35 \times 1400 (30 + 20 \times 1)}{1,760,000} = \frac{12.35 \times 1400 \times 50}{1,760,000}$$

$$\text{KW - Hora} = 0.49$$

II.- Condición:

El motor corre contra la pendiente, sin carga.

$$T = 4.36 + 1.45 = 5.81 \text{ Lbs.}$$

$$\text{KW - Hora} = \frac{5.81 \times 1400 \times 50}{1,760,000} = 0.23$$

$$\text{KW - Hora} = 0.23$$

Consumo Total:

$$0.49 + 0.23 = 0.72 \text{ KW - Hora / viaje}$$

Como el número de viajes de la locomotora serán, en el primer turno, 14 entonces tendremos:

$$\text{Capacidad de la batería : } 14 \times 0.72 = 10 \text{ KW - Hora}$$

Tomando el 25 % como factor de seguridad:

$$10 \times 1.25 = 12.5$$

$$\text{KW - Hora} = 12.5$$

CAPACIDAD EN AMPERES POR HORA.

Como la Batería tiene 20 celdas, el voltaje es el siguiente:

$$2.63 \times 20 = 52.6 \text{ Volts.}$$

$$\text{Capacidad} = \frac{12,500}{52.6} = 237 \text{ Ampers - Hora}$$

Datos de la locomotoras que prestan servicio actualmente en la mina.

a.- Peso de la locomotora: 1.5 Tons.

b.- Caballaje: 5.0 H.P.

Datos de las Baterías:

- a.- Formadas por 20 Celdas y 15 Placas.
 b.- 325 Ampers - Hora para régimen de 6 horas y 350 para régimen de 8 horas.

Comparando: Vemos que las características de los valores calculados con las conclusiones del motor no coinciden, pero los valores calculados nos bastan y sobran para el trabajo que queremos efectuar.

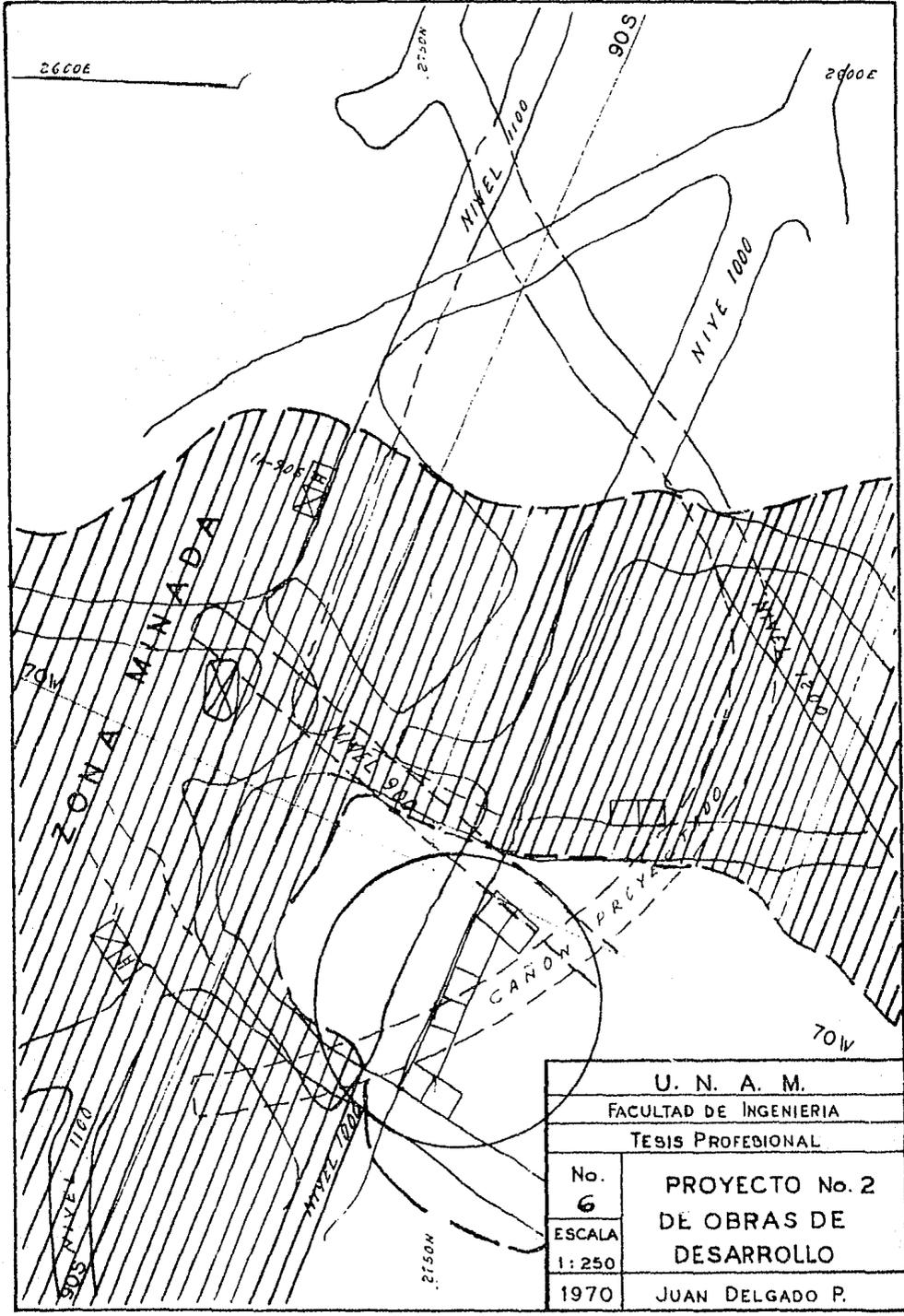
CALCULADO	ACTUALES
Peso Locomotora: 1.45 Tons.	1.5
H.P. 4.94	5.0
Batería: 20 Celdas y 15 Placas.	Igual
Capacidad: 237 Ampers - Hora	325 Ampers - Hora.

Es necesario contar con un motor para cada uno de los cuatro niveles y actualmente es lo que se está haciendo, como resumen se anota que será necesario en los niveles 1100 y 1200 tener tres turnos de acarreo y en los niveles 900 y 1000 sólo un turno.

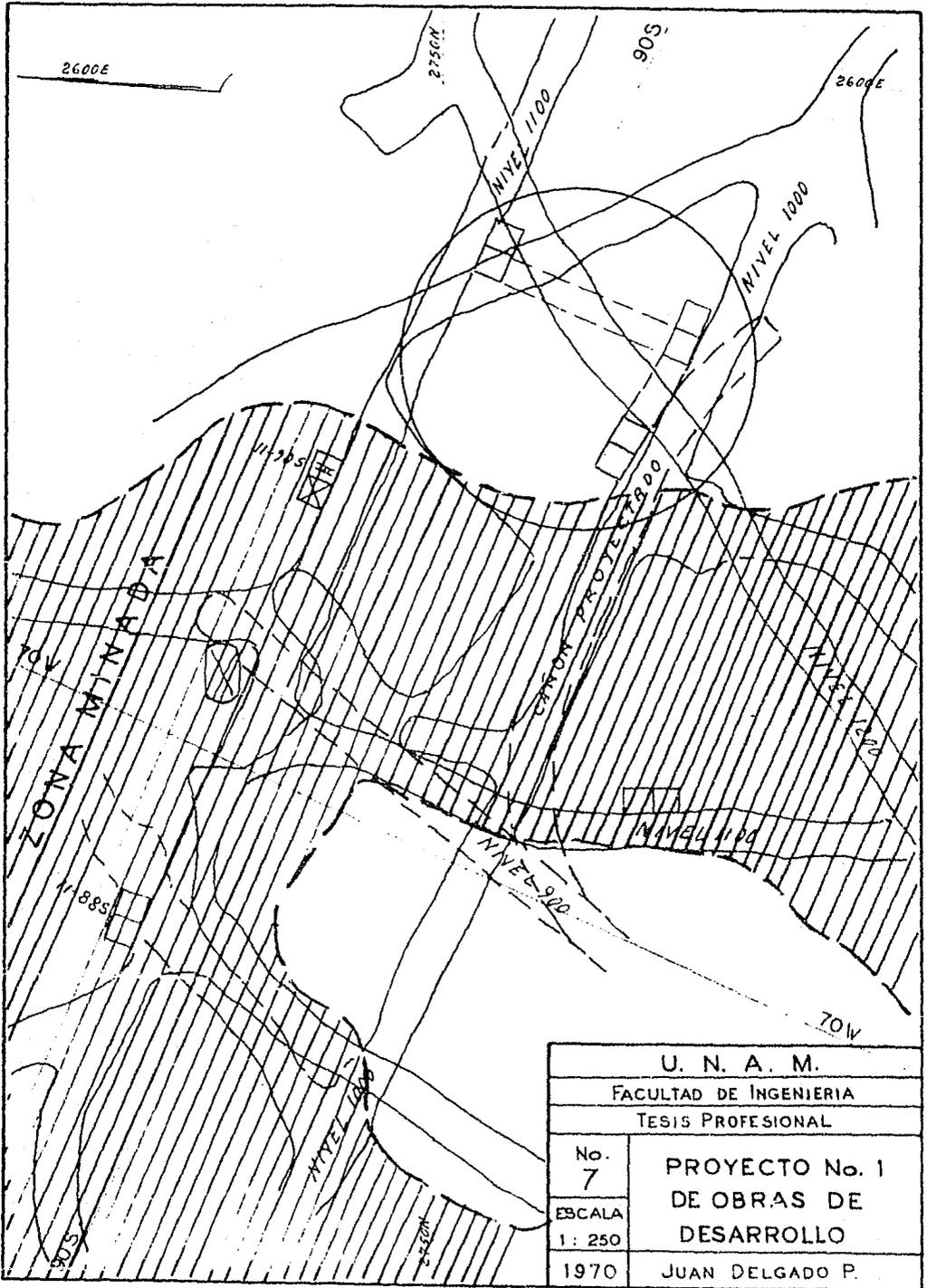
C.- LOCALIZACION MAS CONVENIENTE DE LA METALERA GENERAL

Para la localización de los puntos más estratégicos en donde se puede construir una Metalera General deben ser aquellos -- cercanos a los bloques de reserva del mineral que están más alejados del Tiro San Bartolo y con mayor volumen de mineral, con el objeto de no tener motores en todos los niveles en estudio -- que tengan que efectuar un transporte demasiado largo, con la -- consecuencia de un desgaste excesivo de baterías, ó proporcionar un número adicional de éstas, para tenerlas de reemplazo y así -- poder cumplir con el turno, lo cual nos proporciona un costo mayor, por tal motivo será preferible centralizar éste acarreo en el Nivel 1200 que es muy posible que debido a su posición sea en un futuro cercano el que se elija como nivel principal para los niveles en estudio.

El lugar por escoger debe ser el que concurren en posición horizontal los niveles del 900 al 1200 para evitar construir cruces largos que aumentarían nuestros costos. Otro factor será -



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 6	PROYECTO No. 2 DE OBRAS DE DESARROLLO
ESCALA 1: 250	
1970	JUAN DELGADO P.



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 7	PROYECTO No. 1 DE OBRAS DE DESARROLLO
ESCALA 1 : 250	
1970	JUAN DELGADO P.

encontrar un lugar en que podamos colar la metalera y no conectar con obras antiguas y además buscar que el cañón comunicado con el tiro se lo más recto posible y como se verá en el plano de "Composito de reservas", el que cumple con estas características es el Nivel 1200 en punto de coordenadas.

Hay otro lugar cercano que se denomina proyecto Nº 2 -- también analizamos con los metros totales. Se rechazo porque su desarrollo tiene 7.0 mts., más de cuele.

D.- OBRAS NECESARIAS PARA LA INSTALACION DE LA METALERA GENERAL CONSTRUYENDOLA SIN INTERRUPCION DE LAS OPERACIONES -- ACTUALES Y ESTIMACION DE SUS COSTOS.

En los proyectos números 1 y 2 de obras de desarrollo - se requiere los siguientes metros de cuele:

Proyecto Núm. 1			Proyecto Núm 2	
9-93	S xc E	31.0 mts.	10-92 C.P.	29.0 Mts.
10-92	C.P.	29.0 "	11-92 C.P.	29.0 "
11-89	C.P.	30.0 "	12-92 C.P.	28.0 "
12-89	C.P.	<u>28.0 "</u>	12-93 S cx W	<u>39.0 "</u>
		118.0 mts.		125.0 Mts.

Diferencia de cuele entre Proyectos: + 7.0 mts.

Se calculará el proyecto número 1, debido a que nos ahorramos 7.0 metros de cuele tanto en crucero como en contrapozos.

Cálculo de costos unitarios para frentes y cruceros y -- Contrapozos proyecto Nº 1.

COSTOS DIRECTOS.

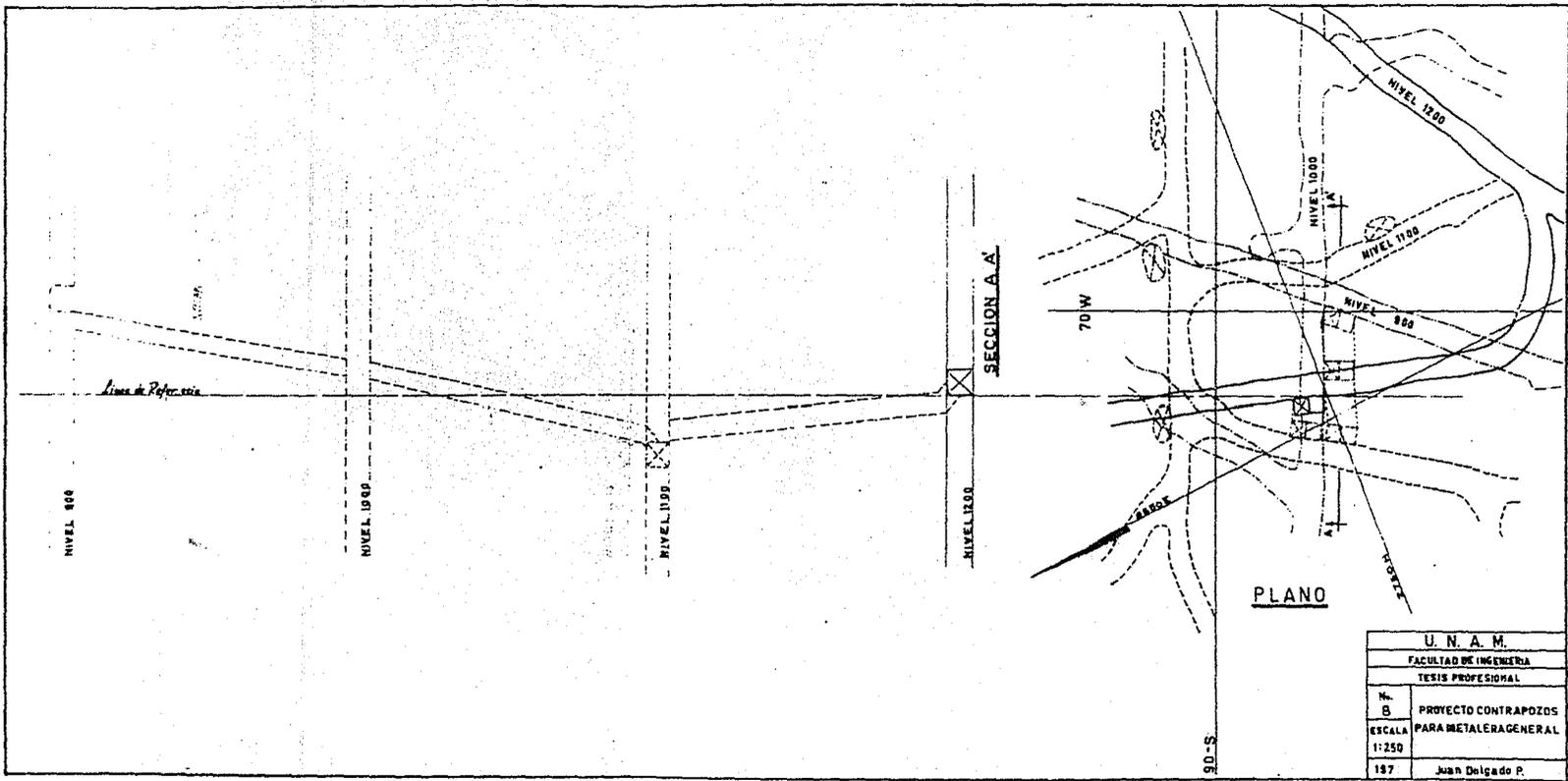
A.- Variable

a.- Mano de obra

El avance diario es de 2.0 mts., en frentes ó cruceros - utilizando el siguiente personal:

NOTA: El salario diario ya incluye la proporción del septimo -- día.

Un contratista gana	\$ 52.27
Un Encargado "	\$ 52.27



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
Nº	PROYECTO CONTRAPOZOS
ESCALA	PARA METALERAGENERAL
187	Juan Delgado P.

El Operador Pala Mecánica	\$ 46.87
Caminero	\$ 45.90
Ayudante caminero	\$ 43.91
Tubero	\$ 49.47
Ayudante de Tubero	\$ 43.91

El Tubero y Caminero, tanto como sus ayudantes son necesarios - todo y un solo turno.

De aquí, los que trabajan los dos turnos son:

Perforista	\$ 45.90 x 2 =	\$ 91.80	
Op. Pala Mecánica	\$ 46.87 x 2 =	\$ 93.74	
Contratista y Encargado	52.27 x 2 =	<u>\$104.54</u>	
			\$ 290.02
Caminero un solo turno	\$	45.90	
Ayte. Caminero	\$	<u>43.91</u>	
Tubero	\$	49.47	\$ 89.81
Tubero	\$	49.47	
Ayte. de Tubero	\$	<u>43.91</u>	
			\$ 93.38

Como el avance es de 2.0 metros diarios, dividiré el salario de constratistas, perforistas y operadores pala mecánica entre 2.0 mts.

$$\frac{290.08}{2.0} = \$ 145.04 / \text{mt.}$$

El sueldo de los camineros y tuberos lo dividiré entre 12.0 mts. puesto que cuando se necesita vía y tubos se ponen 2 tramos de --- 6.0 mts. cada uno generalmente.

Caminero y ayudante =	\$ $\frac{89.81}{12}$	= \$ 7.48 / mt.
Tubero y ayudante	\$ $\frac{93.38}{12}$	= \$ 7.80 / mt

Suma:	\$ 145.04
	\$ 7.48
	\$ <u>7.80</u>

TOTAL. \$ 160.32 / mt por mano de obra.

CALCULO PARA CONTRAPOZOS SENCILLO

Un contratista	\$ 52.27
Dos perforistas	<u>\$ 91.80</u>
Total por turno.	\$ 144.07 / Turno.

Por lo general, los contrapoceros avansan 2.0 mts. en tres - turnos debido a que hay que rezagar, afilar barrenas, componer_ mangueras (en un turno), poner tubería tanto para barrenar como para ventilar (en ótro) y el siguiente para barrenar y pegar, - entonces :

$$\$ 144.07 \times 3 = \$ 432.21 / \text{por } 2.0 \text{ mts.}$$

Un tubero	\$ 49.47
Ayudante de Tubero	<u>\$ 43.91</u>
	\$ 93.38 / turno.

Los contrapozos actuales obedecen, actualmente , a una moda- lidad nueva porque no se ademan, solamente se usa cadena para - subir y bajar la gente y una escalera para apoyar la máquina, - Lo ventajoso en éste sistema es que se ahorra madera, mano de - obra y facilita el rezagado.

El salario de perforistas y contratista lo dividiré entre -- 2.0 mts. por ser el avance en 3 turnos, el los tuberos entre -- 6.0 mts. por ser ésta la longitud de un tubo que instalan para_ el avance.

$$\frac{431.21}{2} + \frac{93.38}{6} = \$ 231.15 / \text{mts por mano de obra}$$

NOTA: Se emplean dos perforistas porque el contratista unicamen- te dirige la obra y trae la pólvora y los dos perforistas se -- turnan y se acompañan., ya que por contrato no pueden quedarse_ solo una persona en la obra.

b.- Fuerza.

Por lo que respecta al costo del aire comprimido, se re- currió al Departamento Administrativo de la planta de fuerza pa- ra que informara el costo por millar de pie³

Costo de aire comprimido por un millar de pies cubicos - es de : \$ 0.60

Consumo de aire comprimido en la barrenación.

Las frentes son de 7.0 x 8.0 pies de sección por 7 pies de longitud de la barrenación.

Número de barrenos por tronada: 32 barrenos
 Número de piés barrenados $32 \times 7 = 224$ piés
 Velocidad de barrenación 1 pié / min
 Tiempo de barrenación para los 32 barrenos: $\frac{224}{1} = 224$ mins.

Consideraremos el 10% de pérdidas de tiempo de barrenación por concepto de cambio de barrenas, atorado de las mismas, etc.

$224 \times 0.1 = 22.4$ mins.

Tiempo total = $224 + 22.4 = 246.4$ mins.

Una perforadora consume aproximadamente: 125 pies / min.

Consumo: $125 \text{ pies}^3 / \text{min} \times 246.4 \text{ mins} = \underline{30800 \text{ pies}^3}$

Carga de los barrenos.

Soplado: Consideraríamos el 20% del consumo del aire por concepto de soplado:

$$30800 \times 0.2 = 6160 \text{ pies}^3$$

Tiempo cargando barrenos: $30 \times 0.75 = 22.5$ mins

Consumo del cargador: $400 \text{ pies}^3 / \text{min}$.

Consumo total: $400 \times 22.5 = 9000 + 6160 = \underline{15,160 \text{ pies}^3}$

Rezaga

Volúmen por rezagar: $2.1 \times 2.4 \times 2.0 = 10.1 \text{ m}^3 / \text{tronada}$

Número de carros por rezagar: 32 x tronada (aproximadamente)

Consumo de la pala: $250 \text{ pies}^3 / \text{min}$

Tiempo de la pala para cargar un carro: 4 mins.

Tiempo para cargar los 32 carros: $32 \times 4 = 128$ mins.

Considerando el 10% por perdidas: 128 mins.

Tiempo total: 141 mins.

Consumo = $141 \text{ mins} \times 250 \text{ pies}^3 / \text{min} = 35,250 \text{ pies}^3$

Consumo total por barrenación cargada y el rezagado del mineral de la tronada:

$$30,800 + 15,160 + 32,250 = 81,210 \text{ pies}^3$$

Costo total: $81,210 \times 0.6 = \$ 48.73$

COSTO POR METRO: $\frac{48.73}{2} = \$ 24.36 / \text{mt.}$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTE: \$ 24.36

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS:

$$23,200 + 11,240 = 34,400$$

Costo de fuerza:

$$34,400 \times 0.6 = \$ 20.64$$

COSTO POR METRO: $20.64 = \$ 10.32$

c.- Materiales.

Acero.- Se usan barrenos hexagonales de 7/8" x 7' 10" x 32 mm que es el ajustador, 7/8" x 3' 11" x 34 mm. el rompedor, siendo el costo del ajustador: \$ 212.00 y el rompedor \$ 186.00. Cada barrena nos dá 760 piés ó sean 232 mts. - de barrenación, dependiendo ésta duración del tipo de roca - que se está trabajando. (232 mts. aprox.)

Costo por metro de barreno: $\frac{398}{232} = \$ 1.72$

Como se dan 32 barrenos de 2.1 mts. cada uno, el costo será:

$$32 \times 2.1 \times 1.72 = \$ 116.00$$

COSTO POR METRO EN FRENTE: $\frac{116.00}{2} = \$ 58.00$

Para contrapozos se tiene que utilizar:

Una barrena de 7/8" x 7' 10" x 32 mm.	\$ 212.00
" " " 7/8" x 5' 11" x 33 mm.	\$ 200.00
" " " 7/8" x 3' 11" x 34 mm.	\$ 186.00
" " " 7/8" x 2' 00" x 35 mm.	<u>\$ 169.00</u>
	\$ 767.00

Costo por metro de barreno: $\frac{767.00}{232} = \$ 3.30$

Costo por barrenación: $3.30 \times 32 \times 2.1 = \$ 221.00$

COSTO POR METRO EN CONTRAPOZOS: $\frac{166.00}{2} = \$ 83.00 / \text{acero}$

Mangueras.- Estas se usan en frentes y contrapozos además - se proporcionan por tramos de 15 mts. Los diámetros y precios son los siguientes:

Manguera de 1" de diámetro para aire cuesta: \$ 756.00
 " " 1/2" de diámetro para agua " : \$ 404.00
 \$ 1 160.00

Estas mangueras tienen una duración aproximada de, según estudios, 150 días aproximadamente, luego el costo diario de manguera será:

$$\frac{1,160.00}{150} = \$ 7.72$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTES: $\frac{7.72}{2} = \$ 3.86$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS: $\frac{7.72}{2} = \$ 3.86$

Aceite para perforadoras.- Se consumen por barrenación 1.0 Lts. el precio por litro es de \$ 2.50

COSTO POR METRO DE AVANCE: $\frac{2.50}{2} = 1.25 / \text{mt.}$

Explosivos.- Los bombillos se compran en cajas de 25.0 Kgs. y cuesta \$ 180.00 la caja, el bombillo mide 7/8" x 8" y pesa -- 0.100 Kgs.

Precio por bombillo: $\frac{180.00}{250} = \$ 0.72$

Número de barrenos que se cargan: 30

En condiciones normales, y en roca no muy dura es necesario un solo bombillo por barreno pero en esta mina casi no se presentan estas condiciones por esta causa no puede usarse un solo bombillo por barreno para asegurar la tronada:

Barrenos de pata, que son tres, llevan 6 bombillos/barreno

Los ayudantes de la cuña, 6 barrenos, llevan de 4 a 5 bombillos/barreno.

MINA DE CARBÓN

M. H. A. N.

A los demás barrenos restantes se les pone 2 bombillos como detonador cada uno, aproximadamente. Total bombillos que se gastan: 100 bombillos.

Costo: $100 \times 0.72 = \$ 72.00$ / Bombillos.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS:

Los barrenos que se pegan en esta obra son 24 y se gastan 50 bombillos. Costo: $50 \times 0.72 = \$ 36.00$ / Bombillos.

$\frac{36.00}{2} = \$ 18.00$ / Mt.

Mexamón.- Se utilizan 1.5 libras por cada barreno.

Gasto de mexamón en frentes: $1.5 \times 30 = 45$ Lbs. = 20.4 Kgs.

El Kg. de mexamón cuesta: 2.12 pesos.

Luego $20.4 \times 2.12 = \$ 43.50$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTERES:

$\frac{43.50}{2} = \$ 21.50$ / Mexamón.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZO:

Los contrapocistas gastan 2.0 Lbs. de mexamón por barreno

$24 \times 2.0 = 48$ Lbs. ($48 \times 2.2 = 21.8$ Kgs.)

$21.8 \times 2.12 = \$ 46.00$

$\frac{46.00}{2} = \$ 23.00$ / Mt.

Artificios.- El fulminante que se usa, es el de fuerza # 6 y cuesta \$ 0.30 cada uno.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTERES:

$30 \times 0.30 = \$ 9.00$ $\frac{9.0}{2} = \$ 4.50$ / Fulminantes.

En contrapozos:

$24 \times 0.30 = \$ 6.20$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS:

$$\frac{6.20}{2} = \$ 3.10 / \text{Fulminante}$$

Cañuela.- La cañuela que se usa para las dos obras es de 9' de largo (2.70 mts) y una de 4' (1.22 mts.) como cañuela - machote. El metro de cañuela cuesta \$ 0.49.

Gasto para frentes.-

$$30 \times 2.70 = 81.00 \text{ mts.} + 1.22 = 82.22 \text{ mts.}$$

$$82.22 \times 0.49 = \$ 40.20 / \text{cañuela}$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTES:

$$\frac{40.20}{2} = \$ 20.10$$

En contrapozos:

$$24 \times 2.7 = 64.90 \text{ mts.} + 1.22 \text{ mts} = 66.12 \text{ mts.}$$

$$66.12 \times 0.49 = \$ 32.40$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS:

$$\frac{32.40}{2} = \$ 16.20 / \text{cañuela.}$$

Ignita Cord.- Se utiliza aproximadamente 0.5 mts. por barrero y tiene un precio de \$ 0.92 por metro.

Gasto de Ignita Cord para frentes:

$$30 \times 0.50 = 15 \text{ mts.}$$

$$15 \times 0.92 = \$ 13.80$$

Costo por metro de avance en Frentes:

$$\frac{13.80}{2} = \$ 6.90 / \text{metro}$$

Gasto de Ignita cord para Contrapozos:

$$24 \times 0.50 = 12 \text{ mts.}$$

$$12 \times 0.92 = \$ 11.00$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS:

$$\frac{11.00}{2} = \$ 5.50 / \text{metro.}$$

Conectores.- Se utiliza solamente uno por barreno.

El precio por cada conector es de \$ 0.35

$$30 \times 0.35 = \$ 10.50 / \text{Conectores.}$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTE:

$$\frac{10.50}{2} = \$ 5.25 / \text{metro.}$$

Gasto de conectores en contrapozos: 24

$$24 \times 0.35 = \$ 8.40$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS:

$$\frac{8.40}{2} = \$ 4.20 / \text{metro.}$$

COSTO POR CONCEPTO DE ARTIFICIOS.

	Frente	Contrapozo
Bombillos	36.00	18.00
Mexamón	21.50	23.00
Fulminantes	4.50	3.10
Cañuela	20.10	16.20
Ignita Cord	6.90	5.50
Conectores	5.25	4.20
Encendedores	<u>0.50</u>	<u>0.50</u>
	\$ 94.75	\$ 70.50

Materiales de valor recuperable.

Riel.- El riel es de 35 lbs/yarda y se pone un tramo de 6.0 metros por cada 3 tronadas y cuesta \$ 1.72 el kilogramo.

Metros de riel: $6 \times 2 = 12$ mts

$$\frac{12}{0.91} = 13.2 \text{ Yardas}$$

$$13.2 \times 35 = 462 \text{ Libras } \frac{462}{2.2} = 210 \text{ Kgs.}$$

$$210 \times \$ 1.72 = \$ 350.00 / \text{ tramo de riel}$$

Juego de planchuelas y tornillos cuesta \$ 6.50 c/u

$$4 \times \$ 6.50 = \$ 26.00 \text{ en planchuelas.}$$

Se usan aproximadamente 40 clavos de vía, cada clavo pesa 0.09 Kgs.

El kilogramo cuesta \$ 4.10 luego:

$$40 \times 0.09 = 3.60 \text{ kgs.}$$

$$3.6 \times \$ 4.10 = \$ 14.80 \text{ en clavos.}$$

Durmientes.- Se pone un durmiente cada 0,5 metros

Número de durmientes:

$$\frac{6}{0.5} = 12 \text{ Durmientes.}$$

Precio por durmiente: \$ 5.85

Precio por los durmientes:

$$12 \times \$ 5.85 = \$ 70.20$$

Resumen por tramo de 6.0 metros de vía:

Dos tramos de riel	\$ 350.00
Cuatro planchuelas con tornillos.	\$ 26.00
Cuarenta clavos de vía	\$ 14.80
Durmientes	<u>\$ 70.20</u>
	\$ 461.00

COSTO POR METRO DE MATERIAL DE VALOR RECUPERABLE.

$$\frac{461.00}{6} = \$ 76.83 / \text{ metro de avance}$$

Tubería.- En las frentes se lleva tubería de 4" de diámetro para viento y de 2" para el agua.

En los contrapozos se lleva de 2" para viento y de 1" de diámetro para agua.

Un tramo de tubo con 4" de diámetro cuesta	\$ 371.40
Un cople Victaulic de 4" cuesta	\$ 100.00
Un tramo de tubo de 2" de diámetro cuesta	\$ 145.50
Un cople de 2" de diámetro cuesta	<u>\$ 8.80</u>
	\$ 625.70

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTE:

$$\frac{625.70}{6} = \$ 104.28 / \text{por mt. de tubería.}$$

En contrapozos.-

Un tramo de tubería de 2" de diámetro cuesta	\$ 145.50
Un cople de 2" cuesta	\$ 8.80
Un tramo de tubo de 1" de diámetro cuesta	\$ 65.60
Un cople de 1" cuesta	<u>\$ 2.30</u>
	\$ 222.20

COSTO POR METRO EN CONTRAPOZO:

$$\frac{222.20}{6} = \$ 37.03 / \text{mt por concepto de tubos.}$$

RESUMEN DE COSTOS POR MATERIALES

	Frentes	Contrapozos
Acero	\$ 58.00	\$ 110.50
Mangueras	\$ 3.86	\$ 3.86
Bombillos	\$ 36.00	\$ 18.00
Mexamón	\$ 21.50	\$ 23.00
Fulminantes	\$ 4.50	\$ 3.10
Cañuela	\$ 20.10	\$ 16.20
Ignita Cord	\$ 6.90	\$ 5.50
Conectores	\$ 5.25	\$ 4.20
Aceite	<u>\$ 1.25</u>	<u>\$ 1.25</u>
	\$ 157.36	\$ 185.61

Costo por materiales de valor recuperable.

	Frentes	Contrapozos
Riel	\$ 76.83	\$ 00.00
Tubería	<u>\$ 104.28</u>	<u>\$ 37.03</u>
	\$ 181.11	\$ 37.03

2.- MANTENIMIENTO.-

No existiendo elementos exactos para calcular el costo por este concepto, se tomara el 30% de los costos de operación.

a.- Mano de Obra.

\$ 160.32 x 0.30 = \$ 48.09 para frentes.

\$ 231.16 x 0.30 = \$ 69.34 para contrapozos.

Más el salario de un reparador de máquinas perforadoras_ y su ayudante.

Un reparador 1 x (45.10 + 7.52) = \$ 52.62

Un ayudante 1 x (40.22 + 6.70) = \$ 46.92

\$ 99.54

El resultado de la mano de obra lo dividiré entre 2.0 mts. debido a que es el avance en cada tronada y como en cada barrenación se gastan las barrenas, se llevan a afilar entonces el - cargo por éste concepto nos queda:

$\frac{99.54}{2,0} = \$ 49.77$ para frente.

\$ 49.77 para contrapozo.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTE:

48.09 + 49.77 = \$ 97.56/ mt./ mano de obra.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZO:

69.34 + 49.77 = \$ 118.8 / mt/ mano de obra.

b.- Fuerza.- Este renglón se refiere a la fuerza ó energía - que nos mueve los motores para el afilado de las barrenas.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTE:

24.36 x 0.30 = \$ 7.308 / mt. / fuerza.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZO.

13.80 x 0.30 = \$ 4.14 / mt. / fuerza

c.- Materiales.- Se tomará el 30% de los materiales de valor recuperable más un cargo de 5 % del costo del afilado de las barrenas.

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTES:

$$181.11 \times 0.30 + 567.00 \times 0.05 = \$ 82.68 / \text{ mt. de materiales.}$$

$$37.03 \times 0.30 + 567.00 \times 0.05 = \$ 39.45/ \text{ mt. de materiales - en contrapozos.}$$

3.- Costo Constante.

1.- Supervisión.-

Un Ingeniero	\$ 6,000.00
Un Jefe de Sección	\$ 3,500.00
Dos Mineros	\$ 4,000.00
Un Ingeniero Responsable cargaremos el 50%	<u>\$ 3,000.00</u>
	\$ 16,500.00/ Mes

$$\frac{16,500.00}{30} = \$ 550.00 / \text{ Día.}$$

Como éste punto incluye: Preparación, Tumba, Transporte, Manteo etc. se tomará el 50% de este resultado para utilizarlo en preparación en donde se dejará un 35% destinado a frentes y un 15% para contrapozos.

$$\$ 275.00 \times 0.35 = \$ 96.20$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN FRENTES:

$$\frac{96.20}{2.0} = \$ 48.10 / \text{ metro / Supervisión.}$$

COSTO POR METRO DE AVANCE EN CONTRAPOZOS.

$$\$ 275.00 \times 0.15 = \$ 41.30$$

$$\frac{41.30}{2} = \$ 20.65/ \text{ mt. / Supervisión.}$$

II.- COSTO INDIRECTO.

A.- Gastos Generales.-

Estos gastos incluyen: Gárencia, Superintendencia, Administración, Legal, etc.

Se tomará un 25 % de los costos directos.

B.- Depreciación y Amortización.-

Dos máquinas perforadoras tipo Pata Pneumática que cuestan \$ 15,000.00 pesos cada una y que se deprecian en 2 años.

Una pala Pneumática EIMCO tipo 12 B que cuesta \$ 40,000.00 y se deprecia en 5 años.

$$\frac{30,000.00}{3 \times 300} = \$ 33.00 / \text{Día.}$$

$$\frac{33.00}{2} = \$ 17.00 / \text{Metro}$$

$$\frac{40,000.00}{5 \times 300} = \$ 26.70 / \text{Día}$$

$$\frac{26.70}{2} = \$ 13.35 / \text{Metro}$$

COSTO POR METRO EN FRENTE:

17.00 + 13.35 = \$ 30.35 / mt / Depreciación y Amortización

Dos máquinas Perforadoras Tipo Espiga a \$ 18,000.00 cada una y por las dos serán: \$ 36,000.00 pesos.

La depreciación estas máquinas es por 3 años.

$$\frac{36,000.00}{3 \times 300} = \$ 40.00 / \text{día}$$

$$\frac{40.00}{2} = \$ 20.00 / \text{Mt. en Contrapozos, por Depr. y Amort.}$$

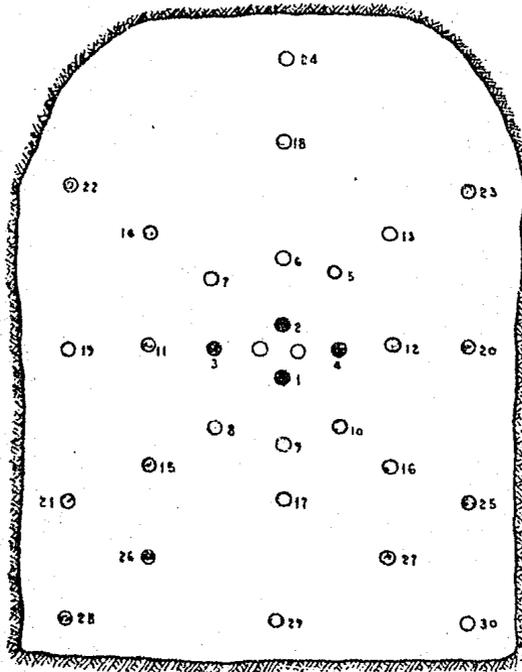
RESUMEN DE COSTOS.

I.- Costos Directos.

A.- Variables.

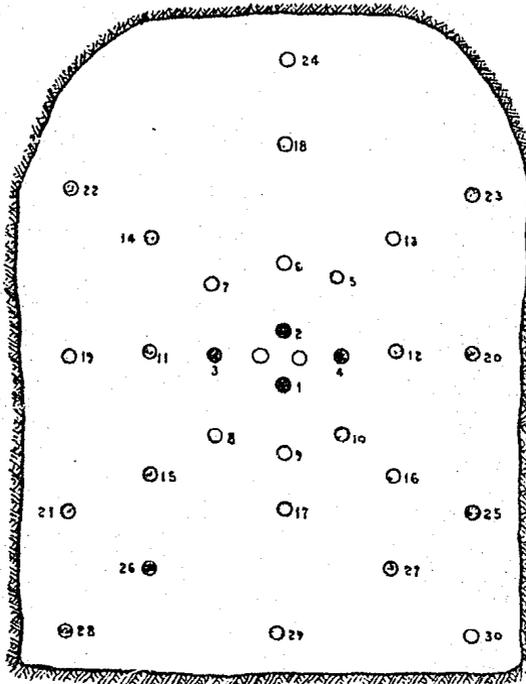
1.- Operación

	Frente	Contrapozo
a.- Mano de Obra	\$ 160.32	\$ 231.16
b.- Fuerza	\$ 24.36	\$ 10.32
c.- Materiales	\$ 338.47	\$ 222.64
d.- Bono	\$ 94.83	\$ 135.00



2.5X1.9

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 9	BARRENACION EN FRENTER
ESCALA 1: 20	
1970	JUAN DELGADO P.



2.5X1.9

U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 9	BARRENACION EN FRENTER
ESCALA 1: 20	
1970	JUAN DELGADO P.

2.- Mantenimiento.-

	Frente	Contrapozo
a.- Mano de Obra	\$ 97.56	\$ 118.81
b.- Fuerza	\$ 7.30	\$ 4.14
c.- Materiales	\$ 82.68	\$ 39.45

B.- Costos Constantes.

1.- Supervisión	\$ 48.10	\$ 20.65
-----------------	----------	----------

II.- Costos Indirectos.-

A.- Gastos generales	\$ 194.60	\$ 212.00
B.- Depreciación y Amortización.	\$ 30.35	\$ 20.00
	\$ 1 074.47	\$ 1 010.47

Costo total por metro en frentes: \$ 1 078.57

Costo total por metro de avance en Contrapozos: \$ 1 014.17

COSTO DEL PROYECTO # 1 EN OBRAS DE PREPARACION.

1.- Frentes y Cruceros.

$$1,078.57 \times 31 \text{ mts.} = \$ 33,435.67$$

2.- Contrapozos.

$$1,014.17 \times 87 \text{ mts.} = \$ 88,232.79$$

COSTO TOTAL POR OBRAS DE PREPARACION PARA EL PROYECTO ESCOGIDO

\$ 121,668.46

La distancia que hay del tiro de S.B. a la Metalera General es de 44.0 mts. en el nivel 1200.

C.- ESTUDIO Y MODIFICACION DEL ACARREO PARA TRATAR DE REDUCIR LOS COSTOS.

Los incisos en que dividiremos este capítulo son:

1.- Estimación del ahorro en toneladas-metro utilizando la Metalera General, donde se analizara el acarreo total de las reservas de mineral siguiendo este proyecto.

2.- Tiempos de acarreo en los niveles:

- a.- Nivel 900
- b.- Nivel 1000
- c.- Nivel 1100
- d.- Nivel 1200
- e.- Estimación de reducción del tiempo del acarreo.

3.- Cálculo del motor para el nivel 1200 donde será necesario utilizar uno de mayor capacidad.

- a.- Datos.
- b.- Peso de la locomotora.
- c.- Potencia.
- d.- Potencia de entrada.
- e.- Capacidad de la batería.

I.- Primera condición.

II.- Segunda condición.

4.- Cálculo de costos unitarios de transporte en el nivel 1200

I.- Costos de primera inversión.

- 1.- Rieles.
- 2.- Durmientes.
- 3.- Clavos.
- 4.- Planchaduras.
- 5.- Mano de obra instalación.

1.- Localizado ya el lugar de la Metalera General que estará a 440 metros del Tiro San Bartolo hacia el Sur tomando ésta información como base se puede calcular el ahorro tanto en fuerza expresada en tons-met., como la disminución en tiempo de transporte.

Para poder analizar con más detalles el movimiento de mineral hemos denominado como zona 1 todos aquellos bloques de reserva y rebajes cercanos al Tiro San Bartolo que a simple vista es más conveniente extraerlos por esta obra y como zona 2 todos aquellos rebajes ó bloques de mineral que están mediatos a la metalera General y es más conveniente depositarlos allí y posteriormente todo el mineral llevarlo al Tiro San Bartolo con motores y conchas de mayor capacidad para reducir costos.

Con el objeto de no anotar operaciones aritméticas se ha elaborado la tabla # 2 (anexa) que contiene, el mineral en reserva y distancias promedio ya sea al Tiro de San Sebastian (Zona 1) ó a la Metalera General.

Esta información se aprovechará para efectuar la comparación entre los dos sistemas y además calcular el ahorro en transporte tomando como base las 358 toneladas que se están produciendo actualmente.

DESCRIPCION DEL NUEVO SISTEMA DE TRANSPORTE DE LAS RESERVAS DE MINERAL (Tabla # 2)

NIVEL 900

Bloque Reserva	Dist. Ac. Met. Gral.	Dist. Ac. Met. S.B.	Tons/Bloque	Tons x Metro
Bloque W	-----	30	3,200	96,000
Bloque Y	-----	174	1,300	226,200
Bloque Z	-----	100	1,400	140,000
Bloque 9-16	-----	230	800	184,000
Bloque A	-----	64	3,600	230,400
Bloque B	-----	100	2,000	200,000
Total Zona 1.-		88	12,300	1 076,600
Bloque 9-33	240	---	8,000	1 920,000
Bloque R-9-32	185	---	1,000	185,000
Total Zona 2.-		234	9,000	2,105,000

NIVEL 1000

Bloque R-10-7	----	140	1,500	210,000
Bloque R-10-8	----	64	4,600	294,400
Bloque R-10-10	----	280	6,500	1 820,000
Total Zona 1.-		484	12,600	2 324,400
Bloque R-10-14	30	---	34,800	1 044,000
Bloque R-10-17	46	---	5,000	230,000
Bloque R-10-22	218	---	7,750	1 689,500
Total Zona 2.-		304	47,550	1,963,500

NIVEL 1100

Bloque Reserva	Dist. Ac. Mat. Gral.	Dist. Ac. Met. S. B.	Tons/Bloque	Tons x Metro
Bloque R-11-40	----	130,	2,600	338,000
Bloque R-11-7	----	130	2,950	383,500
Bloque R-11-21	----	90	1,480	133,200
Bloque R-11-19	----	18	3,600	64,800
Bloque R-11-17	----	55	5,200	286,000
Bloque R-11-35	----	100	1,600	160,000
Bloque R-11-34	----	149	4,800	715,200
Bloque R-11-37	----	169	1,600	270,400
Bloque R-11-22	-----	230	3,100	713,000
Bloque R-11-15	----	290	2,250	652,500
Bloque R-11-16	----	380	4,350	1 653,000
Bloque R-11-25	----	270	2,500	675,000
Bloque R-11-36	----	283	500	141,500
Bloque R-11-20	----	366	1,300	475,800
<u>Bloque R-11-23</u>	----	<u>290</u>	<u>2,250</u>	<u>652,500</u>
Total Zona # 1	----	206	43,030	8 845,900
Bloque R-11-33	37	---	500	18,500
Bloque R-11-14	110	---	6,500	715,000
Bloque 11-10	220	---	3,800	836,000
Bloque 11-12	270	---	2,100	567,000
Bloque R-11-27	30	---	4,100	123,000
<u>Bloque R-11-30</u>	<u>30</u>	<u>---</u>	<u>14,600</u>	<u>438,000</u>
Total Zona # 2.-	85	---	31,600	2 697,500

NIVEL 1200

Bloque R-12-7	---	140	1,200	168,000
Bloque 12-17	---	120	2,100	252,000
Bloque R-12-8	----	30	6,700	201,000
Bloque R-12-11	----	100	1,900	190,000
Bloque R-12-18	----	239	1,200	286,800
Bloque R-12-A	----	408	1,500	612,000
Bloque R-12-19	----	416	1,400	582,400
Bloque R-12-20	----	416	4,400	1 830,400
<u>Bloque R-12-17</u>	<u>----</u>	<u>570</u>	<u>28,600</u>	<u>16,302,000</u>
		416	49,000	20,424,600

Total de Tons. x Metro = 40,437,500

Para poder comparar el acarreo del sistema actual con el propuesto debe considerarse 38 786 000 toneladas-metro que corresponden al transporte de 88 150 toneladas de mineral en el nivel 1200 de la Metalera General al Tiro San Bartolo cuya distancia entre ambas es de 440 mts.

La comparación se puede efectuar con el siguiente cálculo:

	Tons-Metro.
Total Acarreo Niveles 900 al 1100	40 437 500
Nivel 1200 Met. Gral.	<u>38 786 000</u>
Total sistema proyectado	79 223 500
Total del sistema actual	<u>85 843 300</u>
Reducción de 19.6% al total	16 619 800

Debido a esta estimación es muy conveniente modificar el sistema de acarreo

La estimación de como manejar las 358 toneladas que actualmente se están produciendo, con la metalera general y el Tiro de San Bartolo, se pueden distribuir de la siguiente forma tomando porcentajes de mineral calculados en la mina:

NIVEL 900

Zonas	Tonelaje	% vaciado en Met. S.B.	% vaciado en Met. General
1	12,300	58% x 42	-----
2	9,000	-----	42% x 42
Total	21,300	24 Tons.	18 Tons.

NIVEL 1000

Zonas	Tonelaje	% vaciado en Met. S.B.	% vaciado en Met. General
1	12,600	21% x 54	-----
2	47,550	-----	79% x 54
Total	60,150	11 Tons.	43 Tons.

NIVEL 1100

Zonas	Tonelaje	% vaciado en Met. S.B.	% vaciado en Met. General
1	43,030	58% x 202	-----
2	31,600	-----	42% c 202
Total	74,630	117 Tons.	85 Tons.

NIVEL 1200

Zonas	Tonelaje	% vaciado en Met. S.B.	% vaciado en Met. General
-------	----------	---------------------------	------------------------------

Se estarán acarreado 212 Tons. de los rebajes

Más 146 Tons. procedentes de la Met. General

Total para el nivel 1200 : 358 Tons.

A continuación veremos si es conveniente la aplicación del sistema que se propone ó el actual, comparando el gasto en Tons-Metro de cada uno de los mismos utilizando la Metalera San Bartolo.

La comparación no solamente se hará para el nivel 900 sino también para todos los demás niveles.

TONS - METRO EN EL SISTEMA PROPUESTO.

Nivel 900	24 Tons x 88 Mts. =	2,112 Tons- Metro
	18 " x 440 " =	<u>7,920 " "</u>
		10,032 Tons - Metro

Nivel 1000	11 Tons x 166 Mts. =	1,826 Tons - Metro
	43 " x 440 X =	<u>18,920 " "</u>
		19,746 Tons - Metro

Nivel 1100	117 Tons x 206 Mts =	24,102 Tons - Metro
	85 " x 440 " =	<u>37,400 " "</u>
		61,502 Tons - Metro

<u>Nivel 1200</u>	<u>212 Tons x 416 Mts =</u>	<u>88,192 Tons - Metro</u>
TOTAL DE TONALES		179,472 Tons - Metro

TONS = METRO EN EL SISTEMA ACTUAL

Nivel 900	42 Tons x 386 Mts. =	16,212 Tons - Metro
Nivel 1000	54 Tons x 538 Mts. =	29,052 Tons - Metro
Nivel 1100	202 Tons x 333 Mts. =	67,266 Tons - Metro
<u>Nivel 1200</u>	<u>212 Tons x 416 Mts. =</u>	<u>88,192 Tons - Metro</u>
TOTAL DE TOTALES		200,722 Tons - Metro

Haciendo la diferencia entre el sistema actual, menos el propuesto nos dará: 200,722 - 179,472 = 21,250 Tons - Metro

Expresando el ahorro en % tendremos:

$$\frac{21,250}{200,722} = 10.6 \%$$

Es muy significativo reducir el acarreo en un 10.6% porque tomando como base la tabla # 1 que contiene todo el transporte - del mineral en reservas utilizando el Tiro S. Bartolo este movimiento equivale a 86.8 millones de toneladas metro, con la reducción calculada obtendremos un ahorro en energía mantenimiento de equipo etc. de:

$$86,843,300 \times 10.6 \% = 9,205,389 \text{ Tons-Metro}$$

2.- Cálculo del tiempo de acarreo de las reservas de mineral utilizando la Metalera General.

a.- Nivel 900

Distancia	Toneladas	Tons x Metro
88	12,300	1,076 600
234	9,000	2,105 000
141	21,300	3,181 600

Distancia promedio: 141 metros.

Motor con 6 carros, con capacidad de 1 Ton. cada uno

Tiempo de ida al rebaje	1.32 Mins.
" cargando los 6 carros	12.00 Mins
" de regreso a la metalera	1.82 Mins.
" vaciando	6.00 Mins
<hr/>	
Total por viaje	21.64 Mins.

$$\text{Número de viajes} = \frac{42}{6} = 7 \text{ viajes}$$

$$\text{Tiempo total} = 7 \times 21.64 = 151.5 \text{ Mins} = \underline{2 \text{ H} - 32 \text{ Mins.}}$$

Contra el actual tiempo de acarreo que es: 3 H - 30 Mins.

b.- Nivel 1000

Distancia	Toneladas	Tons. x Metro
166	12,600	2,324 400
62	47,550	2,963 500
<hr/>		
88	60,150	5,287 900

Distancia promedio: 88 Metros.

Motor con 6 carros y capacidad de 1 Tons cada uno

Tiempo de ida al rebaje	1.1 Mins
" cargando los 6 carros	12.0 "
" de regreso a la metalera	1.1 "
" vaciando	6.0 "
<hr/>	
Tiempo total por viaje	20.2 Mins.

$$\text{Número de viajes} = \frac{54}{6} = 9 \text{ viajes}$$

$$\text{Tiempo total} = 20.2 \times 9 = 181.8 \text{ Mins} = 3 \text{ H} - 0.2 \text{ Mins}$$

Contra el actual tiempo de acarreo de 4 H - 46 Mins y como en el nivel 900 emplearemos el motor 2 H - 32 Mins, lo mandamos inmediatamente al nivel 1000 para emplearlo 3 H - 02 Mins ó sea un tiempo total: 5 H - 34 Mins que con un buen servicio en la calesa para que nos haga el cambio de nivel del motor, podemos efectuar en un solo turno.

c.- Nivel 1100

Distancia	Toneladas	Tons x Metro
206	43,030	8,845 900
85	31,600	2,697 500
154	74,630	11,543 400

Distancia promedio: 154 Mts.

Tiempo de ida al rebaje	2.0 Mins.
" cargando los 6 carros	12.0 "
" de regreso a la metalera	2.0 "
" vaciando	6.0 "
Tiempo total por viaje	22.0 Mins.

Número de viajes = $\frac{202}{6} = 34$ viajes

Tiempo total = $22 \times 34 = 748$ Mins. 12 H - 28 Mins.

Contra el obtenido en el acarreo actual de 15 H - 00 Mins. por lo cual se ve que tenemos la ventaja en éste proyecto.

d.- Nivel 1200

El mineral acarreado en este nivel seguirá transportándose en igual forma como se está haciendo actualmente quiere decir que no habrá cambio en el tiempo de acarreo.

En resumen se puede considerar lo siguiente:

Nivel	Tiempo de acarreo. actual	Tiempo de acarreo propuesto
900	3 H - 30 Mins	2 H - 32 Mins
1000	4 H - 46 Mins	3 H - 02 Mins
1100	15 H - 00 Mins	12 H - 28 Mins
1200	<u>16 H - 40 Mins</u>	<u>16 H - 40 Mins</u>
	39 H - 56 Mins	34 H - 42 Mins

Nos ahorramos 5 H - 06 Mins.

Hemos considerado que en nivel 1200 siempre estará forzado el acarreo y la única manera de resolverlo para no gastar mucho

en supervisión es conveniente utilizar ótro motor de mayor capacidad para obtener la certeza de transportar nuestro mineral y tener mejor eficiencia en el acarreo.

Debemos considerar 2 condiciones más:

- 1.- Que el mineral que se deposite en la Metalera General tendremos que acarrearlo al Tiro San Bartolo.
- 2.- El nivel 1200 tiene grandes perspectivas en la parte S W y será siempre el nivel principal de las zonas -- por explotar hacia el nivel 900.

3.- CALCULO DE UN MOTOR PARA EL NIVEL 1200 PORQUE SERA NECESARIO UTILIZAR UNO DE MAYOR CAPACIDAD.

A este motor le asignaremos como vía de prueba 8 carros con un peso de 900 Kgs. cada uno y con capacidad para 2 Toneladas de mineral cada uno.

a.- Datos.

Peso de la corrida vacía: $\frac{900 \times 8 \times 2.2}{2,000} = 7.9$ Tons-Cortas.

L = Peso de la Locomotora en Tons- Cortas.

W = Peso de la corrida con carga= $\frac{2,900 \times 8 \times 2.2}{2,000} = 26$ Tons-Cortas.

F= Resistencia a la Fricción de la carga en función de W

a = Aceleración en Millas/hora/seg. (0.1 M/h/s)

G = Resistencia de la carga debido a la pendiente en función de W (1 %).

Fricción entre la vía y:

I.- Locomotora 20 Lbs. / Tons.

II.- Carros 30 Lbs./Tons.

Fricción debida a la pendiente: 20 Lbs./Tons.

b.- Peso de la Locomotora.

$$L = \frac{W (F + 20 G + 100 a)}{480 - 20 G - 100 a}$$

L = 3.46 Tons - Cortas.

Cálculo del tiempo del Motor en un viaje; corriendo a una -
velocidad de 2.9 millas/hora, una distancia de 425 metros.

Tiempo de ida al rebaje	5.5 Mins
" cargando los 8 carros	16.0 "
" de regreso a la metalera	5.5 "
" vaciando	<u>8.0 "</u>
	35.0 Mins.

El tiempo de trabajo se considera de 5 H - 00 Mins para el turno 1º
 4 H - 30 " " " " 2º
 4 H - 00 " " " " 3º

Número de viajes para el turno 1º: $\frac{300}{35} = 9$ viajes

Número de viajes para el turno 2º: $\frac{270}{35} = 8$ viajes

Número de viajes para el turno 3º: $\frac{240}{35} = 7$ viajes

Toneladas acarreadas en el 1º turno: $9 \times 16 = 144$ Tons.

Toneladas acarreadas en el 2º turno: $8 \times 16 = 128$ Tons.

Toneladas acarreadas en el 3º turno: $7 \times 16 = \underline{112}$ Tons.
 384 Tons.

Tenemos margen para contratiempos que se pueden presentar en cada uno de los tres turnos ya que el tonelaje total es de 358 Tons.

Se deduce del cálculo anterior que únicamente se necesita rá una locomotora con su corrida exclusivamente.

c.- Cálculo del Caballaje.-

Significado de las literales que se usarán en la Fórmula.

D = Adhesión entre ruedas y riel.

D = $W (F + 20 G)$

D = $26.0 (30 + 20 \times 1) = 26 \times 50 = 1,300$ Lbs.

H = $\frac{T \times S \times 100}{375 \times E}$

T = Fuerza de tracción en Lbs.

S = Velocidad en millas/hora

E = Eficiencia de engranaje.

$T = d + (20 L r)$

d = Fuerza adhesiva ruedas-riel, para vía nivelada, en Lbs.

r = Constante de 1% para resistencia a la rodada de la Locomotora.

$d = D + (20 L x G)$

$d = 1,300 + (20 x 3.46 x 1) = 1,300 + 68.4 = 1,368.4 \text{ Lbs.}$

$d = \underline{1,368.4 \text{ Lbs.}}$

$T = 1,368.4 + (20 x 3.46 x 1) = 1,368 + 68.4 = 1,436.8 \text{ Lbs}$

$T = \underline{1,436.8 \text{ Lbs.}}$

$H.P. = \frac{1,436.8 x 2.9 x 100}{375 x 95} = 11.7$

$H.P. = \underline{11.7}$

d.- Potencia de entrada al-Motor

e = Eficiencia de Motores Locomotora

$K W = \frac{H.P. x 746 x 100}{e x 100} = \frac{11.7 x 746 x 100}{80 x 1,000} = 10.9$

e.- Capacidad de la Batería.

1.- Primera condición:

Con fines de seguridad supondremos que el motor cargado corre contra la pendiente constante de 1 %.

$K W - Hr = \frac{T x D (30 + 20 G)}{1,760 000}$

$T = W + L = 26.0 + 3.46 = 29.46 \text{ Tons.}$

D = Distancia en piés = 1,400

$K W-Hr = \frac{29.46 x 1,400 (30 + 20 x 1)}{1,760 000} = \frac{29.46 x 1,400}{1,760 000} = 1.17$

$\underline{K W-Hr = 1.17}$

2.- Segunda condición.

La locomotora con la corrida vacía $T = 7.9 + 3.46 =$

11.36 T-C.

T = 11.36 Tons - Cortas.

$$K W-Hr = \frac{11.36 \times 1,400 \times 50}{1,760,000} = 0.452$$

$$\underline{K W -Hr = 0.452}$$

Consumo total de Energía por viaje:

$$1.17 + 0.452 = 1.622 \text{ K W-Hr}$$

Como el número de viajes de la locomotora serán: 9 viajes

$$\text{Capacidad de la Bateria} = 1.622 \times 9 = \underline{14.598 \text{ K W-Hr}}$$

Tomando en cuenta un 25% como factor de seguridad:

$$14.598 \times 1.25 = 18.200 \text{ K W-Hr}$$

$$\underline{\text{Capacidad Definitiva} = 18.200 \text{ K W-Hr}}$$

Capacidad en amperes por hora:

$$\text{Voltage} = 2.63 \text{ Volts / Celda} \times 36 \text{ Celdas} = 94.68 \text{ Volts.}$$

$$\text{Capacidad en Ampers / Hora} = \frac{18.200}{94.68} = 0.193 \text{ Amp - Hora}$$

$$\underline{\text{Capacidad en Ampers / Hora} = 0.193}$$

4.- CALCULO DE LOS COSTOS UNITARIOS EN EL NIVEL 1200

Como será necesario la utilización de un motor de mayor capacidad en éste nivel, será necesario rehabilitarlo con todo lo necesario para un transporte eficaz ya que actualmente está equipado para el acarreo con un motor chico, por lo tanto será necesario considerar en los costos unitarios ésta inversión. - Para su exposición lo vamos a efectuar de la siguiente manera:

COSTOS DE PRIMERA INVERSION.

I.- Costos Directos.

1.- Valor de los Materiales:

a.- Vía:

1.- Rieles.

Distancia Media = 416 Mts.

En este nivel se utilizará riel de 35 Lbs/Yarda

Metros de riel necesarios = $416 \times 2 = 832 \text{ Mts.}$

Yardas de riel necesarias = $\frac{832}{9} = 917 \text{ Yardas.}$

0.91

Peso del riel = $917 \times 35 = 32,200$ Libras.

Peso del riel en Kilógramos = $\frac{32,200}{2.2} = 14,600$ Kgs.

Peso del riel = 14.600 Tons.

El precio de la tonelada de riel, actualmente es de: \$ 1,720.00

Costo total por rieles = $14.6 \times 1,720.00 = \$ 25,200.00$

2.- Durmientes:

Los durmientes serán de 8" x 4" x 4' espaciados cada 0.5 M

Número de durmientes = $\frac{416}{0.5} = 832$ Durmientes.

Costo por cada durmiente: \$ 5.85

Costo debido a durmientes: $832 \times 5.85 = \$ 4,870.00$

3.- Planchuelas:

Número de juegos de planchuelas: $\frac{832}{6} = 140$ tramos de vía.

Como cada tramo de vía le ponemos un juego de planchuelas, tendremos: 140 Juegos de Planchuelas.

Costo de un juego de planchuela con tornillo: \$ 6.50 / Juego.

Costo Total por planchuelas: $140 \times 6.50 = \$ 910.00$

4.- Clavos:

Número de clavos: $832 \times 4 = 3,328$ Clavos.

Peso por cada clavo: 0.09 Kgs.

Peso total de clavos: $3,328 \times 0.9 = 300$ Kgs.

Costo por Kg. de clavos: \$ 4.10

Costo total por clavos: $300 \times 4.10 = \$ 1,230.00$

5.- Mano de Obra en instalación de la vía:

Según se ha observado, los camineros no ponen más que 2 tramos de vía por turno.

Número de tramos = 140 Tramos.

Número de turnos = $\frac{140}{2} = 70$ Turnos.

Un caminero gana: \$ 45.90
 Un ayudante de caminero. \$ 43.91
 \$ 89.81

Costo por mano de Obra: \$ 89.81 x 70 = \$ 6,287.00

b.- Carros.

Se utilizarán 8 carros de 2 Tons. cada uno de capacidad

Precio por carro: \$ 8,214.00

Costo por 8 carros: \$ 8,214.00 x 8 = \$ 65,712.00

c.- Locomotora.

La locomotora que compraremos será de 3.5 Tons-Cortas.

Costo por unidad: \$ 100,000.00

1.- Depreciación de la locomotora.

A la locomotora se le estima una vida útil de 10 años, por lo que se le calculará su depreciación por éste -- tiempo:

Depreciación por día: $\frac{100,000.00}{300 \times 10} = \$ 33.3$

Cargo por Tonelada: $\frac{33.3}{358} = \$ 0.93 / \text{Ton.}$

Costo de Primera inversión sin locomotora:

Costo total de riel	\$ 25,200.00
Costo total de durmientes	\$ 4,870.00
Costo total de planchuelas	\$ 910.00
Costo total de clavos	\$ 1,230.00
Costo total de mano de obra	\$ 6,287.00
Costo total de carros	<u>\$ 65,712.00</u>
	\$ 104,209.00

Para éste equipo vamos a considerar 5 años de amortización.

Depreciación:

Depreciación/día = $\frac{104,209.00}{300 \times 5} = \frac{104,209.00}{1,500} = \$ 69.80 / \text{día}$

$$\text{Cargo / Tonelada} = \frac{69.80}{358} = \underline{\$ 0.194. \text{ Ton}}$$

Costo Total por depreciación por Tonelada:

$$0.194 + 0.093 = \underline{\$ 0.287 / \text{Ton.}}$$

2.- Costo de Mano de Obra

Sueldos conteniendo el Séptimo día.

Un Motorista gana	\$ 46.87
Un ayudante de Motorista gana	\$ 45.90
Otro ayudante de Motorista	\$ 45.90
<u>Un Parrillero gana</u>	<u>\$ 45.17</u>
Total por sueldos	\$ 183.84 / Turno

Como serán tres turnos: $183.84 \times 3 = \underline{\$ 551.52}$

$$\text{Cargo por Toneladas} \frac{551.00}{358} = \underline{\$ 1.54 / \text{Ton.}}$$

3.- Energía.

El consumo total por viaje, tal como ya lo calculamos, es: 1652 Watts por hora. En el cargado de los acumuladores, la eficiencia es muy alta, del orden de 97 y 98% y la eficiencia de los motores es de 90% entonces:

Eficiencia combinada será: $0.98 \times 0.90 = 88 \%$

$$\text{Watt- Hora} = \frac{1652}{0.88} = 1,880 \text{ Watts-Hora / viaje}$$

Para 24 viajes: $1,880 \times 24 = 75,120 \text{ Watts-Hora}$

En Kilowatts-Hora = 75.120 Kw-Hr.

Como el Kw-Hr nos cuesta \$ 0.25

$$75.120 \times 0.25 = \underline{\$ 18.80 / \text{día}}$$

$$\text{Costo por Ton.} = \frac{18.80}{358} = \underline{0.0522 / \text{Ton}}$$

B.- MANTENIMIENTO

Para este costo tomaremos el 10% del costo de la mano de obra, fuerza y materiales:

1.- Para mano de obra.	\$ 0.154
2.- Para Fuerza	\$ 0.005
3.- <u>Para Materiales</u>	<u>\$ 0.028</u>
Costo total por Ton.	\$ 0.187

II.- CONSTANTES.

a.- Supervisión.

1.- Jefe de sección	\$ 130.00
2.- Minero Especial	\$ 76.00
3.- Ing. Responsable	<u>\$ 200.00</u>
	\$ 406.00

$$\text{Costo por Tonelada} = \frac{406.00}{358} = \$ 1.13 / \text{Ton}$$

COSTOS INDIRECTOS.

I.- Gastos Generales.

Estos incluyen: Gerencia, Superintendencia, administración etc.

Se tomará un 25 % de los costos DIRECTOS.

RESUMENCOSTOS DIRECTOS.

I.- VARIABLES.

A.- Operación.

1.- Materiales	\$ 0.2870
2.- Mano de Obra	\$ 1,5400
3.- Energía	\$ 0.0522

B.- Mantenimiento

1.- Materiales	\$ 0.0280
2.- Mano de Obra	\$ 0.1540
3.- Fuerza	\$ 0.0050

II.- CONSTANTES

a.- Supervisión \$ 1.1300

COSTOS INDIRECTOS

I.- Gastos Generales \$ 2,7990

T O T A L . = \$ 3.9952 /Ton.

F.- OBSERVACIONES.-

Será necesario invertir \$ 204,209.00 en vía, carros y Motor para cambiar el sistema que equivale a un valor por Tonelada de \$ 0.2870 .

El gasto por concepto de motor es: 0.0930/Ton pero como el 10.6 por ciento del valor del costo actual tendremos:

$$0.0930 \times 10.6\% = 0.0098$$

$$0.0930 - 0.0098 = \$ 0.08$$

Como acarreamos 137,100 Toneladas en total en el nivel - 1200:

$$137,100 \text{ Tons} \times \$ 0.08/\text{Ton} = \$ 11,000 \text{ (como ahorro al acarrear dicho tonelaje por concepto de Motor)}$$

Por concepto vía y carros: \$ 0.1850/Ton

$$0.1940 \times 10.6\% = 0.0205$$

$$0.1940 - 0.0205 = \$ 0.1735$$

$$137,100 \text{ Tons.} \times \$ 0.1735/\text{Ton} = \$ 23,700.00$$

Gran Total:

Por concepto Motor \$ 11,000.00

Por concepto Vía y Carros \$ 23,700.00

\$ 34,700.00

Posteriormente recuperaremos la inversión ya que el nivel - 1200 seguirá siendo Nivel General de acarreo para posteriores bloques de Mineral que se tienen como reserva en los mismos niveles: 900, 1000, 1100 y 1200 inclusive.

IV.- ESTUDIO METALURGICO-ECONOMICO PARA COMPROBAR SI ES CONVENIENTE SEPARAR DE LOS CONCENTRADOS MIXTOS DE PLOMO-COBRE, CONCENTRADOS DE PLOMO Y CONCENTRADOS DE COBRE.

A.- BENEFICIO ACTUAL DE LOS MINERALES.

Trituración.- El mineral es extraído de la mina por medio de Skips con capacidad de tres toneladas y se vacía en la tolva de gruesos que se encuentra en la parte Norte del Tiro San Bartolo y está encajonada en la roca construida de concreto reforzado con rieles y barrenas viejas, sus dimensiones generales son de 3.70 m x 5.00 m x 12.00 m. de altura, y una capacidad útil aproximada de 423 tons. Cuenta además con tres cortinas de rieles para amortiguar la caída de mineral, suspendidas en vigas empotradas en concreto.

De la tolva de mina y por medio de una compuerta de globo, el mineral pasa a una quebradora MacCully # 5, primaria de 10" x 38", accionada por un motor de 30 H.P. La capacidad de ésta quebradora es de 60 tons/hora, reduciendo la carga de 12" a 3". Esta quebradora trabaja en condiciones críticas debido a la falta de parrilla que evite el paso de los finos.

El producto triturado es enviado a las tolvas de medios en bandas transportadoras de 18" de ancho, estas tolvas son 4 con una capacidad de 150 toneladas cada una.

De estas tolvas de medios se alimenta una criba vibratoria Niagara de un piso de 4' x 6' inclinada 20° y con aberturas rectangulares de 7/16" x 3", anterior a la criba y sobre la banda alimentadora hay un electro imán para quitar todo el material de fierro que pueda dañar la maquinaria.

El producto mayor a las aberturas de la criba se alimenta a la quebradora secundaria Symons de cono con cabeza corta de 4' accionada con un motor Westinghouse de 150 H.P. trabajando a una capacidad de 80 tons./hora reduciendo la carga de 3 a 5/8". En este cuarto de trituración esta acondicionado un extractor de polvo, el que acentado neumáticamente es enviado por medio de un tornillo de espiral hasta las bandas que van a vaciar a las tolvas de finos. En la banda que lleva los finos a las tolvas hay una báscula automática suspendida y al final se encuentra un muestreador tipo Guanajuato; las tolvas de finos son 3 con una capacidad de 650 tons.

Sección de Molienda.- Se encuentra en la planta de beneficio con 3 molinos cilíndricos Hardinge de 8' x 36", accionado cada uno de ellos por un motor sincrónico de 150 H.P. y acoplados con bandas planas de 24" moviéndose a una velocidad de 22.5 r.p.m.; éstos molinos tienen una capacidad de 320 Tons./24 horas y se trabajan con una dilución de 1.6 : 1, se cuenta también con un cuarto molino, Mercy de remolienda, este molino es cilíndrico de 4' x 8' y es impulsado por un motor sincrónico de 75 H.P., acoplado por medio de bandas y trabajando a una velocidad de --- 33 r.p.m.; su capacidad es de 10 Tons./horas, trabaja en circuito cerrado con un ciclón marca Krebs de 15" la pulpa le llega -- por medio de una bomba Wilfley de 3" x 3" con un motor de 5 H.P. también en circuito cerrado con los molinos numero 23 y 24 se -- encuentran los ciclones Núms. 29 y 30 de las mismas caracterís-- ticas que el ciclón No. 26, las bombas que los alimentan son de igual medida a la bomba que alimenta el ciclón No. 26.

El molino No. 25 de remolienda trabaja en circuito cerrado con el ciclón No. 27 marca Krebs de 10". Este ciclón es alimentado por una bomba de las mismas características que alimentan a las Núms. 26, 29 y 30, cuenta este molino con otro ciclón, el -- No. 28 del mismo tipo que el anterior y que recibe su alimenta-- ción de las celdas primarias y limpiadoras de Zn.

Los productos finos de los tres primeros ciclones se unen -- a un cajón colector de cabezas que alimenta a las primeras cel-- das de flotación.

Sección de Flotación.- Antes de llegar la pulpa a las pri-- meras celdas, esta es muestreada por un cortador automático que toma una muestra cada 10 minutos.

Sección Pb-Cu.- Del cajón colector de cabezas pasa la pul-- pa al primer banco de 4 celdas que son Fagergren de 66".

Las colas del primer banco pasan al segundo donde las 4 del -- das son iguales a las del primero; de éste segundo banco las dos primeras celdas dan su concentrado para que junto con las del -- primer banco pasarlo por medio de una bomba Wilfley de 3" al ban-- co limpiador de Pb.

En el banco limpiador de Pb hay 6 celdas Faherwald de 21".- Las colas de este banco se juntan con los "medios" de las dos úl-- timas celdas del segundo banco hasta el ciclón clasificador del Pb, pasando lo grueso al molino de remolienda y lo fino al cajón colector de cabezas.

El concentrado de las tres primeras celdas del banco limpiador del Pb es pasado a las Núms. 4 y 5 de éstas a la Nº 6, - todo el concentrado Pb-Cu es enviado por medio de una bomba Wilfley de 3" hasta el tanque espesador de Pb.

Las colas del segundo banco del Pb pasan al tanque acondicionador Denver de 10' x 10' donde se agrega CuSO_4 a razón de 0.372 Lbs/ ton.

Sección Zn.- Del tanque acondicionador por medio de una bomba Wilfley de 4" la pulpa es enviada a los dos bancos de 8 - celdas Fawerwald de 24".

El concentrado de las 5 primeras celdas es bombeado al - banco limpiador del Zn, las colas de estas se pasan a las 3 restantes donde se les agrega sus reactivos respectivos y las colas de las 3 últimas celdas son las colas rinales que se envían a - los tanques espesadores para la recuperación del agua.

El banco limpiador de Zn consta de 8 celdas Fawerwald de 24" en el que a las 4 primeras se les agrega NaCN en 0.019 Lbs/ton. El concentrado de las dos primeras celdas es enviado al tanque espesador de Zn y las colas son recirculadas en las celdas restantes. Las colas de este banco limpiador junto con los concentrados de las 3 últimas de los primeros bancos de Zn, son enviados hasta el ciclón clasificador del Zn, pasando lo fino al tanque acondicionador y lo grueso al molino de remolienda.

Espesador y filtros.- Los tanques espesadores tanto para concentrados de Pb como el del Zn son de 10' x 36' de donde se envía el espesado a los filtros.

Para Pb hay un filtro de vacío Elmco de tambor cilíndrico de 8' x 12' que reduce la humedad un 27.5%, y para el Zn hay un filtro de vacío Oliver de discos de 6' de diámetro reduciendo la humedad en un 21.5 %.

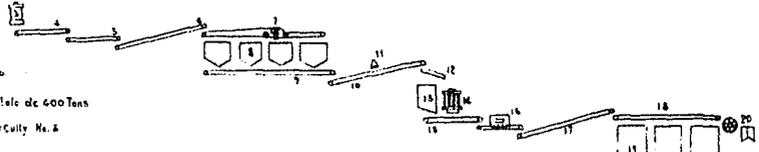
Los concentrados finales son enviados al patio de concentrados para su almacenamiento hasta el día de embarque.

Depósito de Jales.- De los canalones de madera en que son depositadas las colas, éstas pasan a los cajones de 3 bombas para arenas SRL de 4" x 4" a los lugares en que es conveniente descargarlas. Esta tubería recorre el perímetro de los jales contando con tramos de tuvos de 4" soldados perpendicularmente cada dos metros y que son tapados ó destapados a conveniencia.

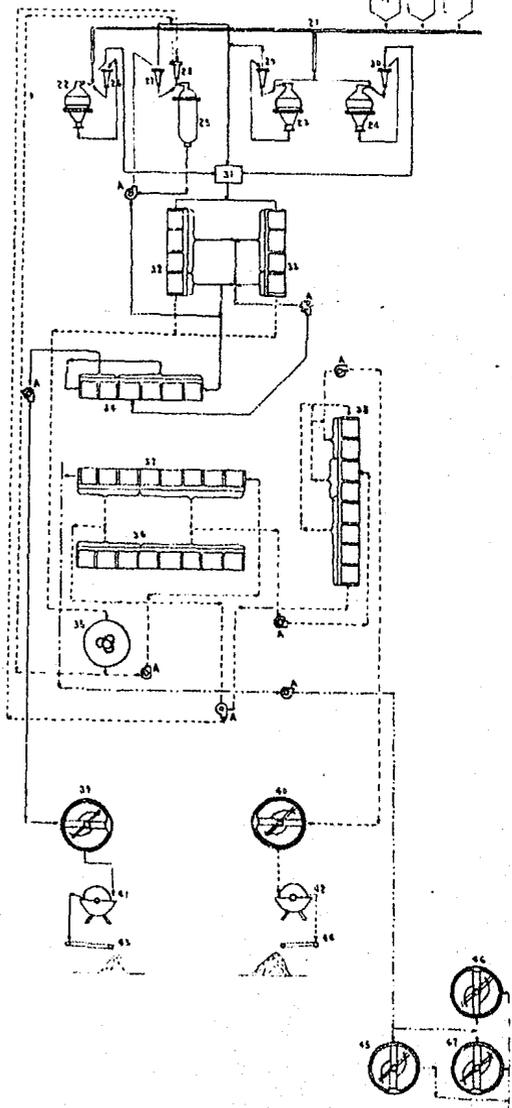
Control Metalúrgico.- Este se lleva a cabo con las muestras ya mencionadas que se toman en los lugares, además las que se toman en las descarga de los molinos a mano (muestras de turno).

Reactivos usados, consumos y lugar donde se adicionan.

Reactivos	Lugar donde se adicionan	Consumo
<u>Molinos Primarios</u>		
ZnSO ₄		0.206 Lbs/Ton
NaCN		0.032 " "
Aeroflot P # 37		0.004 " "
Trona		0.378 " "
<u>Sección de Pb - Cu</u>		
Anyl Xantato		0.033 " "
Reactivo # 246		0.002 " "
Aeroflot promotor # 208		0.003 " "
Aeroflot promotor # 238		0.001 " "
<u>Banco Limpiador de Pb.</u>		
ZnSO ₄		0.308 " "
NaCN		0.017 " "
<u>Sección Zn</u>		
Isopropil Xantate Z-11		0.113 " "
Reactivo # 242		0.002 " "
<u>Colas del Banco Limpiador de Zn.</u>		
CuSO ₄		0.041 " "
Reactivo # 242		0.002 " "



- 1-Tiro San Bartolo
- 2-Tolva San Bartolo de 400 Tons
- 3-Auebradora McCully No. 2
- 4 5/6-Bandas Transportadoras de 18"
- 7-Correo Reposición en banda de 12"
- 8-Tolvas de Medias de 160 Tons
- 9 y 10-Bandas Transportadoras de 18"
- 11-Electromán
- 12-Criba vibratoria Niagara de un piso
- 13-Tejara para cribado
- 14-Auebradora Gyrone
- 15 17 y 18-Bandas Transportadoras de 18"
- 16-Banda de 18" y Bascula automatica
- 19-Tolvas de Finas de 650 Tons
- 20-Muestreador tipo Guayaquil
- 21-Bandas Alimbradoras de 18"
- 22 23 y 24-Molinos Hardinge de bolas
- 25-Molmo Marcy de Remolcindo
- 26-20 ciclones Clasificadores
- 31-Cajón Colector de Cabezos
- 32 y 33-Celdas del plomo
- 34-Celdas Limpiadoras del plomo
- 35-Tanque Acondicionador
- 36 y 37-Celdas del Zinc
- 38-Celdas Limpiadoras del Zinc
- 39-Tanque Espesador del plomo
- 40-Tanque Espesador del Zinc
- 41-Filtro Erroc de lambar del Pb
- 42-Filtro Olmev de discos del Zinc
- 43 y 44-Bandas Transportadoras de Conc.
- 45 al 47-Tanques Espesadores de Celos
- 48-A la Presa de Jales
- A- Bombas Wilfley



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 10	PLANTA DE BENEFICIO
ESCALA No	
1970	
JUAN DELGADO P.	

B.- SEPARACION DE CONCENTRADOS DE PLOMO Y CONCENTRADOS DE COBRE A PARTIR DE LOS CONCENTRADOS MIXTOS DE Pb - Cu.

Por muchas décadas se ha recuperado el contenido de cobre de los minerales en el concentrado de plomo debido a la facilidad de la flotación de los minerales de cobre en este producto y por muchos años también la fundición plomosa recibió estos -- concentrados y para recuperar el cobre produce matas (Secundarios) que llevan como impurezas, plata que se remiten a las fundiciones cobrizas, la recuperación metalúrgica es baja por los tratamientos sucesivos y su rendimiento económico reducido por los múltiples acarrees y tratamientos.

Desde el año de 1940 se comenzaron hacer pruebas metalúrgicas en San Francisco del Oro. Chih., para obtener un concentrado de cobre a partir del concentrado mixto, se obtuvieron buenos resultados metalúrgicos y además obtuvieron mejores contratos de compra en las fundiciones porque se redujo en ellas el -- volúmen de productos secundarios.

Existen tres métodos conocidos a saber en la separación de concentrados: el del Cianuro, el del Bioxido de Azufre y el método de Cromato ó Dicromato.

En Charcas se efectuaron pruebas y se llegó a obtener mejores resultados con el de Bioxido de Azufre y fué el procedimiento que se siguió para obtener concentrados de Cobre.

El proceso consiste en acidificar el concentrado Pb-Cu adicionándole ácido Sulfuroso generado por el contacto del gas SO_2 con la pulpa el acondicionamiento es a través de agitadores y -- solución de almidón, es adicionado en caliente para deprimir la galena, obteniéndose un concentrado sucio y así con las respectivas limpias se obtiene un concentrado de cobre limpio. En este proceso tiene mucha importancia tres factores que son determinantes y que son necesarios vigilarse.

- a).-- Ph bajo.
- b).-- Tiempo de Acondicionamiento adecuado.
- c).-- Uso de reactivos selectivos en cantidades mínimas porque se tornan depresores.

TEORIA DE LA FUNCION DEL BIOXIDO DE AZUFRE.

Algunos técnicos consideran que el efecto más importante es la activación de la Chalcopirita con el ácido sulfuroso, posiblemente por la limpia de la superficie de las partículas del sulfuro

de cobre, así como la acidificación de la pulpa para llevar a cabo la inhibición del almidón; como efecto secundario la depresión de la galena, esfalerita y pirita.

Otros metalurgistas dicen que el efecto predominante es -- únicamente la depresión de la galena, consideran que la función -- es remover el revestimiento ó capas de la superficie de los minerales para así entonces permitir la activación y los depresores -- actuan efectivamente.

Ya sea en una forma ó en ótra, el ácido sulfuroso en combi nación con el almidón es un depresor de la galena y flota normalmente la chalcopirita. Un alto grado de selectividad debe ser ganado en la flotación del concentrado sucio del cobre, por lo tanto, la flotación selectiva requiere un exacto control de reacti--vos.

1.- PRUEBAS DE SEPARACION DE PLOMO-COBRE

Como primera parte para hacer un estudio detallado del --- circuito de separación Pb-Cu, se hizo un programa de pruebas meta lurgicas en el laboratorio para conocer su comportamiento, prime ramente se investigó el efecto en la flotación del concentrado de Cu, acidificando antes de la flotación.

Resultados obtenidos en las pruebas, indicaron que mejoró_ la recuperación de Cu y que el almidón, cuando se usa este circui to, es un depresor efectivo para la galena.

a).- Obtención de las Muestras.

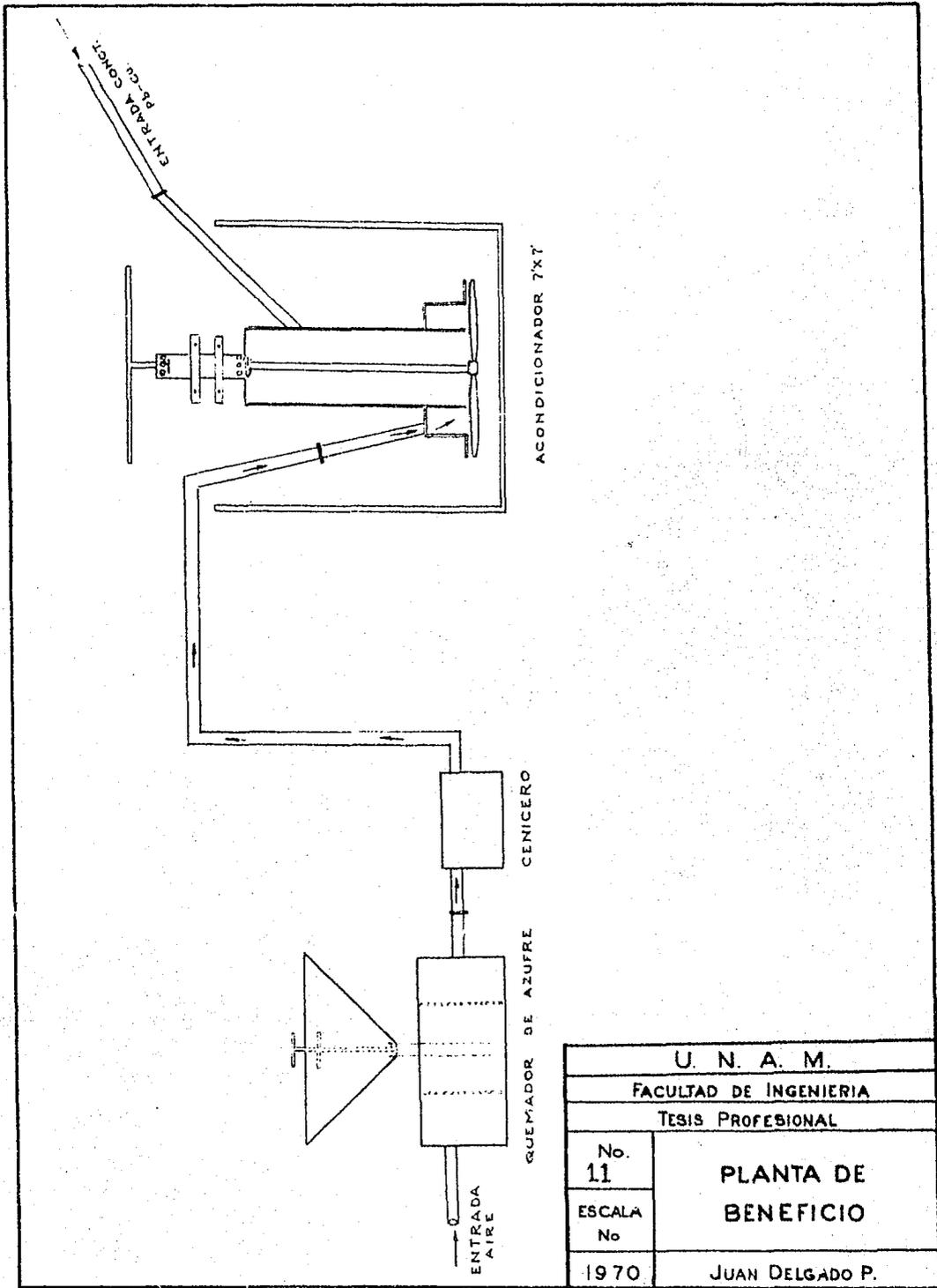
Se tomaron muestras de la descarga del espesador de Pb-Cu las cuales fueron usadas para las pruebas por varias semanas.

b).- Descripción de las pruebas.

A las muestras se le quitó agua (Lavado) y se mezclaron_ perfectamente a mano, tomándose aproximadamente 1,000 gramos de -- las muestras mezcladas.

Las pruebas se corrieron con los pasos que se enumeran -- a continuación.

1.- Se inyecta SO_2 durante cuatro minutos hasta obtener_



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 11	PLANTA DE BENEFICIO
ESCALA No	
1970	JUAN DELGADO P.

un Ph de 6.0 aproximadamente con una gravedad específica de la pulpa de 1,700 a 1,980 gramos por litro (50 a 60 % de sólidos).

2.- La pulpa es acondicionada durante 10 minutos con un pequeño agitador, hasta obtener un Ph. de 5.8 a 6.0

3.- Después de acondicionada la pulpa se diluye la muestra a 10 % de sólidos (1,090 gramos) y se lavó dos veces.

4.- El almidón se adicionó cuando la pulpa tenía una densidad de 1,700 gramos aproximadamente (50% de sólidos), acondicionándose durante 5 minutos.

La flotación se llevó a cabo con un Ph de 8.0 durante 5 minutos aproximadamente con una densidad de la pulpa de 1,300 gramos (30% de sólidos)

OBSERVACIONES.

Para la limpia de concentrados no se adicionan reactivos ya que las pruebas del molino cuentan con suficiente cantidad de espumante y colector. Para llegar al Ph de 5.0 se adicionó H_2SO_4 .

2.- PRUEBAS METALURGICAS.

Se llevaron a cabo una gran cantidad de pruebas, recopilándose en 3 grupos para obtener concentrado de Pb y Cu finales que dan una idea de éste procedimiento. Se tomaron únicamente las pruebas mejores que se dan a conocer como sigue:

RECOPIACION Nº 2.

PRUEBA Nº 1.

SIN LAVAR

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.00	50.0	13.10	100.0	100.0
Conc. Cu	27.170	37.7	23.98	20.5	49.9
Conc. Pb	72.830	36.0	8.99	79.5	50.1

Relación
Pb/Cu
Cabezas

3.0

PRUEBA Nº 2.

LAVADA

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	48.5	13.60	100.0	100.0
Conc. Cu	49.213	38.0	19.17	38.6	69.6
Conc. Pb.	50.787	38.6	8.12	61.4	30.4

3.6

PRUEBA Nº 7

SIN LAVAR

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	48.4	13.40	100.0	100.0
Conc. Cu	23.904	27.5	23.82	13.6	42.4
Conc. Pb.	76.096	55.0	10.17	86.4	57.6

3.6

PRUEBA Nº 8

LAVADA

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	48.2	13.60	100.0	100.0
Conc. Cu	32.197	28.0	23.11	18.7	54.6
Conc. Pb	67.803	57.8	9.11	81.3	45.4

3.5

PRUEBA Nº 24

SIN LAVAR

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	55.8	11.85	100.0	100.0
Conc. Cu	29.118	38.4	18.54	20.0	45.6
Conc. Pb	70.882	63.0	7.69	80.0	54.4

Rel.
Pb/Cu

4.7

PRUEBA Nº 25

LAVADA

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	53.9	10.57	100.0	100.0
Conc. Cu	40.669	38.3	17.14	29.3	65.9
Conc. Pb	59.331	64.6	6.07	70.7	34.1

5.1

PRUEBA Nº 31

SIN LAVAR

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	41.7	14.58	100.0	100.0
Conc. Cu	32.372	17.4	28.35	13.5	53.3
Conc. Pb	36.645	54.7	8.79	48.0	22.1
Meds. Pb	30.983	51.8	11.73	38.5	24.9

2.9

PRUEBA Nº 32

LAVADA

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	44.3	14.10	100.0	100.0
Conc. Cu	53.307	22.6	23.46	27.2	88.7
Conc. Pb	13.425	66.6	3.20	20.2	3.0
Meds. Pb	33.268	70.0	3.51	52.6	8.3
Conc.Tot.Pb	46.693	69.0	3.42	77.8	11.3

3.1

RECOPILACION Nº 2PRUEBAS CON DIFERENTES ADICIONES DE ALMIDON

PRUEBA Nº 31.

Con 0.0 Lbs/ Ton de Almidón.

LAVADAS

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	41.7	14.58	100.0	100.0
Conc. Cu.	32.372	17.4	23.85	13.5	53.0
Meds. Pb	30.983	51.8	11.73	38.5	24.9
Conc. Pb.	36.645	54.7	8.79	48.0	22.1

Relación

Pb/Cu

2.9

0.7

PRUEBA Nº 34.

Con 0.1 Lbs/Ton de Almidón.

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb.	Cu .
Cabezas.	100.000	45.6	14.28	100.0	100.0
Conc. Cu.	25.694	17.5	25.88	9.9	46.6
Meds. Pb.	33.135	46.4	13.80	33.7	32.6
Conc. Pb.	41.171	62.6	7.42	56.4	21.4

3.2

0.7

PRUEBA Nº 32.

Con 0.2 Lbs/ Ton. de Almidón.

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb.	Cu
Cabezas	100.000	42.1	15.58	100.0	100.0
Conc. Cu	33.617	17.5	25.61	14.0	55.3
Conc. Pb.	33.362	60.2	6.92	47.6	14.8
Meds. Pb.	33.021	49.0	14.11	38.4	29.9

2.7

0.7

PRUEBA Nº 30

con 0.4 Lbs/Tons de Almidón.

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	49.1	12.88	100.0	100.0
Conc. Cu.	21.185	18.0	25.61	7.8	42.1
Meds. Pb.	42.609	57.0	10.40	49.4	34.4
Conc. Pb.	36.195	58.1	8.36	42.8	25.5

3.8

0.7

PRUEBA Nº 33

Con 0.6 Lbs/Tons de Almidón.

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	36.3	6.97	100.0	100.0
Conc. Cu	26.759	18.0	23.32	10.7	48.0
Meds. Pb.	31.120	45.2	14.07	31.3	31.0
Conc. Pb.	42.121	62.0	7.03	58.0	21.0

Rel.

Pb/Cu

5.2

0.7

PRUEBA Nº 36

CON NADA DE ALMIDON

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	37.4	14.04	100.0	100.0
Conc. Cu	39.917	19.8	24.88	18.0	60.2
Conc. Pb.	66.029	46.5	8.46	82.0	39.8

2.7

0.8

PRUEBA Nº 37

Con 1.0 Lbs/Ton de ALMIDON

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	38.2	14.02	100.0	100.0
Conc. Cu	26.119	12.0	28.54	8.2	53.2
Conc. Pb	73.881	47.4	8.89	91.8	46.8

2.7

0.4

PRUEBA N º 38

Con 2.0 Lbs/Tons. de ALMIDON

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	37.5	14.10	100.0	100.0
Conc. Cu	28.220	13.5	28.23	10.1	56.5
Conc. Pb.	71.780	47.0	8.54	89.9	43.5

2.7

0.5

PRUEBA N º 39

Con 4.0 Lbs/Tons de ALMIDON

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb	Cu
Cabezas	100.000	37.5	14.08	100.0	100.0
Conc. Cu	20.920	10.0	30.42	5.6	45.2
Conc. Pb	79.080	44.8	9.75	94.4	54.8

Rel .

Pb/Cu

2.7

0.3

RECOPIACION N º 3

Efecto del almidón en la flotación del conc. sucio de Cu lavan
do la Pulpa.

PRUEBA N º 26

Con 0.2 Lbs/Tons de ALMIDON

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb.	Cu.
Cabezas	100.000	55.5	10.30	100.0	100.0
Conc. Cu	42.608	34.7	18.54	76.6	76.7
Conc. Pb.	57.392	71.0	4.18	73.4	23.3

5.4

1.9

PRUEBA N º 27

Con 0.4 Lbs/Tons de ALMIDON

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION	
		Pb.	Cu	Pb.	Cu
Cabezas	100.000	56.3	10.73	100.0	100.0
Conc. Cu	39.828	32.4	20.74	22.9	77.3
Conc. Pb.	60.172	72.0	4.10	77.1	23.0

5.3

1.6

PRUEBA Nº 29

Con 1.6 Lbs/Tons de ALMIDON

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S		RECUPERACION		
		Pb.	Cu.	Pb.	Cu	
Cabezas	100.000	56.1	10.93	100.0	100.0	5.3
Conc. Cu.	24.893	17.5	26.42	7.5	60.2	0.7
Conc. Pb.	75.107	71.6	5.80	92.5	39.8	

3.-ESTUDIO EN LA RECOPIACION :

a).- Número 1

En la recopilación número 1 de pruebas se estudió el efecto de flotación del concentrado de cobre lavando y no lavando la pulpa.

Se corrieron dos pruebas con las mismas cabezas, una sin lavar y la otra lavada, en la lavada aumenta la recuperación en el concentrado sucio de cobre de 20% para una muestra de relación Pb-Cu alta a 35% , para una muestra con baja relación de Pb-Cu, de la misma manera la recuperación de Pb. en el concentrado aumenta más ó menos en la misma relación como el Cu.

b).- Número 2

Aquí se estudió el efecto del almidón en la flotación del concentrado sucio, siguiendo la práctica standard (sin lavar) del molino.

La acción depresora del almidón en cantidad de 4.0 Lbs/Tons no afecta al concentrado combinado. La depresión del almidón es universal pero en éstas pruebas se comprobó que tiene una acción poco poderosa en la Galena como se puede ver en la relación Pb/Cu en el concentrado de Cu.

c).- Número 3.

El efecto del almidón en la flotación del concentrado sucio de Cu lavando la pulpa.

El almidón es un efectivo depresor de la Galena, usando -- desde 0.2 a 1.6 Lbs/Tons. de concentrado combinado Pb-Cu. Cada aumento en la cantidad de almidón usada produce un decrecimiento en la flotación de la Galena pero no hay selectividad.

De ótra manera, el aumento de la recuperación de Cu posiblemente se debe a que el almidón tiene un pequeño efecto en la Chalcopirita y como la relación Pb-Cu decrece, la Chalcopirita flota más libremente.

El almidón deprime algo a la chalcopirita como se ve en la prueba número 29, pero la relación Pb-Cu del concentrado fué a un mínimo para la serie de pruebas y la recuperación del Cu fué hasta el 15 % más alto que por el proceso seguido en el molino.

4.- C O N C L U S I O N E S

Cuando el concentrado total de Pb-Cu es lavado con agua -- fresca después de la acidificación, subsecuentemente se obtiene una flotación de Cu mucho mejor, aumentando su recuperación en el concentrado sucio de Cu sin aumentar la relación Pb/Cu.

El almidón es un efectivo y selectivo depresor en el campo de 0.4 a 1.0 Lbs/Tons de concentrado combinado Pb/Cu cuando usa mos una pulpa lavada, con circuito de flotación de Ph. - 6.0

C.- PRUEBAS DE CRIBADO AL CONCENTRADO MIXTO DE Pb - Cu

La finalidad de este análisis, es conocer la distribución de los valores de Cu, y si es necesario efectuar una remolienda antes de la flotación.

Se toma una muestra del concentrado de un kilogramo tomado de la descarga de las celdas limpiadoras del concentrado de Pb, el análisis de cabezas resultó ser el siguiente:

$\frac{Ag}{1712}$	$\frac{Pb}{50.8 \%}$	$\frac{Cu}{10.5 \%}$	$\frac{Zn}{6.7 \%}$	$\frac{Fe}{9.1 \%}$	$\frac{Ins.}{1.2 \%}$
-------------------	----------------------	----------------------	---------------------	---------------------	-----------------------

El análisis de cabezas del concentrado de Pb y su distribución fué la siguiente:

PRODUCTO	PESO %	L E Y E S					D I S T R I B U C I O N				
		Ag.	Pb.	Cu.	Zn	Fe	Ag.	Pb.	Cu.	Zn.	Fe.
Cabezas	100.000	1712	50.8	10.50	6.7	9.1	100	100	100	100	100
150	3.333	459	9.8	26.39	4.0	23.3	0.9	0.6	8.4	2.0	8.5
200	4.367	988	31.2	19.62	5.2	16.0	2.5	2.7	8.2	3.4	7.6
325	12.533	1307	43.0	13.26	6.9	11.8	10.3	11.5	17.1	14.0	17.5
325	78.767	1875	54.9	8.85	6.8	7.7	86.3	85.2	66.3	80.6	66.4

Como resultado de los análisis se notó que los gruesos de + 200 mallas tienen un porcentaje bajo de Pb y alto de Cu pudiéndose pensar que en forma mecánica hay una diferencia del Cu y Pb, vale la pena seguir estudiando más muestras sistemáticamente para obtener resultados más apegados a la realidad y conocer con certeza si es conveniente utilizar un ciclón para separar este producto.

Si llegara a obtener buenos resultados disminuiríamos el costo de tratamiento en la separación del concentrado de Pb.

D.-MAQUINARIA Y EQUIPO ADICIONAL NECESARIO PARA EFECTUAR LA SEPARACION DE CONCENTRADOS.

Basándose en las pruebas de la experimentación Metalúrgica y la forma de distribución, el equipo necesario en la planta de beneficio de Charcas se llegó a la conclusión que es necesario adicionar el siguiente equipo:

1.- QUEMADOR DE AZUFRE

Se construirá uno de 20 Kgs/horas.

2.- TANQUE ESPESADOR PARA EL CONCENTRADO DE PLOMO.

Será necesario seleccionarlo para una capacidad de 30 Tons/hora con una alimentación de 4 : 1 y dilución en la descarga 1 : 1 encontré en la tabla para capacidades de tanques espesadores DENVER que -

es necesario un tanque de 18' x 14' y además tomando en cuenta - la velocidad de acentamiento del concentrado.

3.- TANQUE ACONDICIONADOR.

Datos:

Tonelaje	30 Tons/hora
Peso Esp. Min.	2.8
Tiempo acond.	14 mins.
Dilución Pulpa:	3.33 : 1 = 30%

$$\text{Vol. Min.} = \frac{30}{2.8} = 10.7 \text{ m}^3$$

$$\text{Volúmen de agua} = 10.7 \times 3.33 = 14.03 \text{ m}^3$$

$$\text{Volúmen total} = 14.03 + 10.7 = 24.73 \text{ m}^3 / 24 \text{ horas}$$

$$\text{m}^3/\text{minuto} = \frac{24.73}{1,440} = 0.0172 \text{ m}^3/\text{minuto}$$

$$0.0172 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} \times \frac{35.3}{\text{m}^3} = 0.605 \frac{\text{pies}^3}{\text{min.}}$$

$$0.605 \frac{\text{pies}^3}{\text{min}} \times 14 \text{ minutos} = 8.5 \text{ pies}^3$$

Del manual nos salen las dimensiones siguientes:

$$4' \times 4'$$

4.- BANCO DE CELDAS.

Datos:

Tonelaje	24 Tons/día
Peso Esp.	2.8
Dilución	4:1
Tiempo de flotación	8.0 mins.

$$\text{Volúmen de sólidos} = \frac{24}{2.8} = 8.6$$

$$\text{Volúmen agua } 24 \times 4 = 96 \text{ m}^3$$

$$\text{Volúmen total} = 96 + 8.6 = 104.6 \text{ m}^3$$

$$\frac{104.6}{1,440} = 0.07256 \frac{\text{m}^3}{\text{min}} = 2.55 \frac{\text{pies}^3}{\text{min}}$$

Le daremos como factor de seguridad: 30%

$$2.55 \times 8 + (2.55 \times 8) 0.3 = 20.40 + 6.10 = 26.5 \text{ pies}^3$$

Del catálogo:

8 celdas de 16" x 16"

5.- FILTRO

Se dividirá el filtro actual de discos del Pb y se acondicionará para filtrar el concentrado de Cu.

6.- COSTO DEL EQUIPO.

1.- Un quemador	\$ 10,000.00
2.- Dos tanques acentadores de 18' x 14'	\$ 100,000.00
3.- Ocho celdas de 16' x 16'	\$ 25,500.00
4.- Dos alimentadores de reactivos	\$ 16,250.00
5.- Dos bombas SRL de 3"	\$ 30,000.00
6.- Un tanque acondicionador de 13' x 13'	\$ 49,250.00
7.- Acondicionamiento del filtro	\$ 15,250.00
	<u>\$ 246,250.00</u>

I N S T A L A C I O N

1.- Bombas de tubería	\$ 14,000.00
2.- Electricidad y alumbrado	\$ 12,500.00
3.- Sistema de drenaje	\$ 5,000.00
4.- Acondicionador	\$ 6,250.00
5.- Acentadores	\$ 12,000.00
6.- Celdas de flotación	\$ 8,000.00
	<u>\$ 57,750.00</u>

TOTAL EQUIPO E INSTALACION.

\$ 304,000.00

INGENIERIA Y SUPERVISION'

\$ 30,000.00

IMPREVISTOS

\$ 20,000.00

\$ 354,000.00

DEPRECIACION DE EQUIPO (10 años)

$$\frac{246,250}{10 \times 300 \times 840} = \$ 0.0975 / \text{tons de mineral}$$

AMORTIZACION DE LA INSTALACION (10 años)

$$\frac{57,750}{10 \times 300 \times 840} = \$ 0.0228 / \text{ton.}$$

AMORTIZACION Y DEPRECIACION TOTAL POR TONELADA

$$\frac{354,000.00}{2,520,000.00} = \$ 0.140 \text{ sería el cargo adicional a la tonelada de mineral.}$$

MANO DE OBRA.-

Este renglón no tiene cargo debido a que no aumentamos el personal que actualmente atiende el molino, teniendo como base que en el mes de este cálculo se beneficiaron 21,000 toneladas de mineral.

FUERZA.

Dato sacado de la oficina general de un reporte mensual.

$$\frac{2,800.72}{21,000} = \$ 0.134 / \text{ton de mineral.}$$

R E A C T I V O S

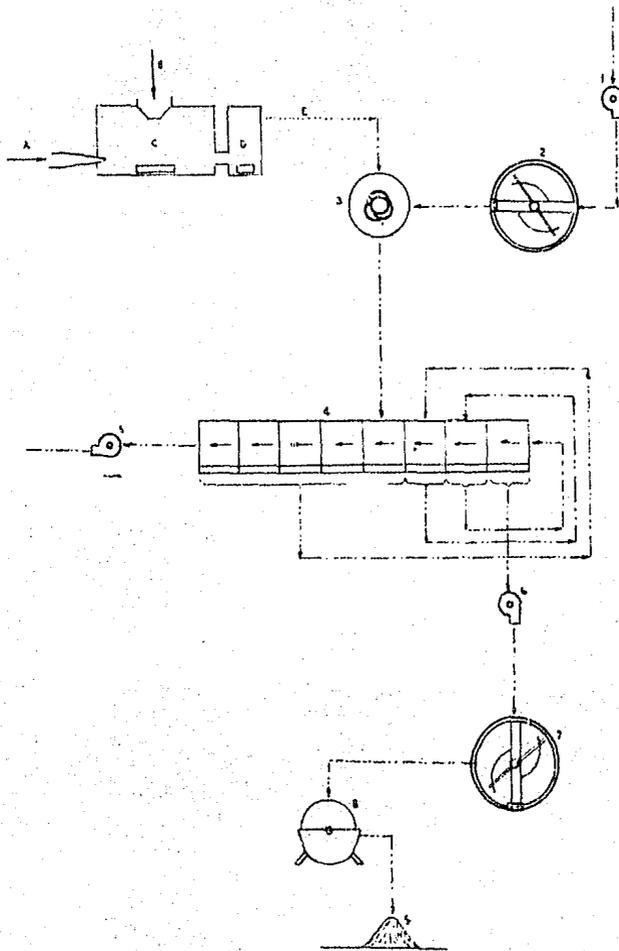
De un reporte mensual de la oficina de molino.

$$\frac{1,050}{21,000} = \$ 0.50 / \text{ton.}$$

M A T E R I A L E S.

Es el 15% de los costos directos.

$$0.184 \times 15 = \$ 0.027 / \text{ton.}$$



U. N. A. M.	
FACULTAD DE INGENIERIA	
TESIS PROFESIONAL	
No. 12	GIRCUITO PROYECTO FLOTACION DEL CU.
ESCALA No	
1970	JUAN DELGADO P.

RESUMEN

AMORTIZACION Y DEPRECIACION	\$ 0.140
FUERZA	" 0.134
REACTIVOS	" 0.050
MATERIALES	" 0.027
	<hr/> 0.351
ADMINISTRACION.	
10% del costo total	" 0.035
	<hr/> \$ 0.386 por ton.

E.- COMPARACION ECONOMICO Y EN SU CASO LA MEJORIA QUE SE OBTIENE
CON LA SEPARACION.

Pb - Cu

a).- LIQUIDACION DEL CONCENTRADO Pb-Cu (Nov-1970)

ENSAYE : Ag: 4.012 grm/ton, Pb: 37.99% Cu: 11.80%

Pagos:	Ton. Seca (MN)
Plata: $(4.012 - 0.046) \times 39.370 \times 12.50$	\$ 1 946.88
Plomo: $(37.99 - 1\%) \times 90\% \times 0.22223 \times 12.50$	924.75
Cobre: $11.80 \times 90\% \times 0.47895 \times 12.50$	<hr/> 635.75
TOTAL:	\$ 3 507.38

DEDUCCIONES.

Máximo Azufre: 1.5×12.50	\$ 18.75
Arsénico: $0.13 \times 0.5 \times 12.50$	0.88
Transporte: 0.16×12.5	2.00
Tratamiento: 11.97×12.5	<hr/> 149.63
Total.-	\$ 171.26

IMPUESTO DE PRODUCCION

Plata: 3.956 x 54.0550 Kg	\$ 213.84
Plomo: 369.9 x 0.1518 Kg	" 56.15
Cobre: 106.2 x 0.3750 Kg	<u>" 39.83</u>
T o t a l.-	\$ 309.82

IMPUESTO DE EXPORTACION.

Plata: 3.956 x 517.7649 x 25.5%	\$ 522.31
Plomo: 369.9 x 0.85365 x 28.05%	" 284.19
Cobre: 106.2 x 7.3473 x 28.05%	<u>" 218.87</u>
T o t a l.-	\$ 1 025.37

TOTAL DEDUCCIONES.===== \$ 1,506.45

Valor neto de la tonelada de concentrado

Antes de deducir fletes	\$ 2,000.93
Fletes a la Fundición.	\$ 98.37
Arrastre en patio	<u>\$ 0.13</u>
	\$ 98.50

Valor neto por tonelada de Concentrado Pb - Cu \$ 1,902.43
=====b) LIQUIDACION DEL CONCENTRADO DE Pb.

ENSAYE: Ag: 4,472 gr/ton Pb: 47.73% Cu: 5.88%

<u>PAGOS:</u>	Ton. Seca (MN)
Plata (4.472 - 0.046) x 39.370 x 12.50	\$ 2,196.38
Plomo (47.73 - 1%) x 90% x 0.20481 x 12.50	" 1,076.75
Cobre 5.88 x 90% x 0.47421 x 12.50	<u>" 313.75</u>
T o t a l.-	\$ 3,586.88 =====

DEDUCCIONES.

Máximo azufre 1.5 x 12.50	\$ 18.75
Arsénico 0.13 x 0.5 x 12.50	0.88
Transporte 0.16 x 12.50	2.00
Tratamiento 11.97 x 12.50	<u>149.63</u>
T o t a l .-	\$ 171.26

IMPUESTO DE PRODUCCION

Plata 4.426 x 54.0550	\$ 239.25
Plomo 467.3 x 0.1518	70.94
Cobre 53.8 x 0.3668	<u>19.73</u>
T o t a l .-	\$ 329.92

IMPUESTO DE EXPORTACION

Plata: 4.426 x 57.7649 x 25.5 %	\$ 584.36
Plomo: 420.57 x 2.8492 x 28.05%	336.12
Cobre: 52.92 x 7.2585 x 28.05%	<u>107.75</u>
T o t a l .-	\$ 1 028.23

TOTAL DEDUCCIONES. - - - - - \$ 1,529.41

Valor neto de la tonelada de concentrado

antes de deducir fletes \$ 2,057.47

Fletes a la Fundición \$ 98.37

Arrastre en patio 0.13

Total Fletes.- \$ 98.50

VALOR NETO POR TONELADA DE CONCENTRADO DE Pb. \$ 1,958.97

=====

c).- Liquidación del Concentrado de Cu.

ENSAYE: Ag: 2,384 grs/ton Pb: 2.4% Cu: 33.4%

PAGOS:

Plata 2.334 x 39.370 x 12.50	\$ 1,148.63
Plomo: 2.4 x 50% x 0.13228 x 12.50	19.75
Cobre: (33.4 - 1.3%) x 0.5700 x 12.50	<u>2,287.13</u>
T o t a l.-	\$ 3,455.51

DEDUCCIONES.

Tratamiento 16.5 x 12.5	\$ 206.25
-------------------------	-----------

IMPUESTO DE PRODUCCION

Plata: 2.334 x 54.9050	\$ 128.15
Plomo: 12.0 x 0.1518	1.82
Cobre: 321 x 0.3516	<u>112.86</u>
T o t a l.-	\$ 242.83

IMPUESTO DE EXPORTACION

Plata: 2.334 x 511.7647 x 25.5%	\$ 304.59
Plomo: 12.0 x 2.7990 x 28.05%	9.42
Cobre: 321. x 7.1053 x 28.05 %	<u>639.76</u>
T o t a l.-	\$ 953.77

TOTAL DE DEDUCCIONES-----\$ 1,402.85

Valor neto de la tonelada de concentrado

antes de deducir fletes \$ 2,052.66

Fletes 20.95 8.64% \$ 23.00

Arrastre en patio 1.38

Total Flet.\$ 24.38

Valor Neto por Tonelada de Concentrado de Cu. \$ 2,028.28

RESUMEN DE VALORES NETOS POR TONELADA SECA DE CONCENTRADO

a).- Concentrado de Pb-Cu	\$ 1,902.43
b).- Concentrado de Pb	1,958.97
c).- Concentrado de Cu	2,028.28

BALANCE ECONOMICO GENERAL

Concentrado total Pb-Cu antes de la separación = 588 Ton.

Después de la separación:

Conc. Pb =	441 Tons	%	75.3
Conc. Cu =	<u>147</u> Tons		<u>24.7</u>
Total -	588 Tons		100.0

Luego:

Conc. Pb-Cu-----	588 x 1902.43	=	1 118 628.84
Conc. Pb.-----	441 x 1958.97	=	863 905.77
Conc. Cu.-----	147 x 2028.28	=	<u>298 157.16</u>
			1 162 062.93

Diferencia: 1 162 062.77

- 1 118 628.84
 0 043 434.09

GANANCIA OBTENIDA POR LA SEPARACION DE LOS CONCENTRADOS POR MES:

\$ 43 434.09

F .- CONCLUSIONES

Después de haber hecho la comparación económica, se dedujo que la separación del Cu y Pb del concentrado Pb-Cu resulta costosa, por lo que se recomienda:

1.- Instalar la maquinaria y equipo anexo a la sección actual de flotación.

2.- En la práctica, al iniciar la flotación del Cu, procurar que sin bajar el grado del concentrado, mejore el porcentaje de recuperación.

BIBLIOGRAFIA.

- 1 Yacimientos Minerales de Rendimiento Económico.
ALAN N BATEMAN.
- 2 Geología de la Región de Charcas, S. L. P.
J. N. BUTLER.
- 3 Apuntes de Proyectos de las clases del
ING. DAVID CONTRERAS C.
- 4 Mine Plant Design
W. W. STALEY.
- 5 HAND BOOK DENVER
EQUIPMENT COMPANY.
- 6 Tesis Profesional del
ING. MANUEL CONTRERAS.