

2 ej. 5



UNIVERSIDAD NACIONAL AUTONOMA DE MEXICO

FACULTAD DE INGENIERIA

**"EXPLORACION Y BENEFICIO DE MINE-
RALES ARGENTIFEROS EN REAL DE
GUADALUPE, GRO."**

T E S I S
QUE PARA OBTENER EL TITULO DE:
INGENIERO DE MINAS Y METALURGISTA
P R E S E N T A :
MANUEL MUÑOZ VAZQUEZ

MEXICO, D. F.

1979



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.

I.- INTRODUCCION.

A.- GENERALIDADES

1.- Localización	1
2.- Vías de Comunicación	1
3.- Servicios	2
4.- Población	3
5.- Clima	3
6.- Fisiografía	4

B.- DATOS HISTORICOS 5

II.- INFORMACION GEOLOGICA

A.- CONSIDERACIONES GENERALES	8
B.- ASOCIACIONES PETROGRAFICAS	8
C.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL	10
D.- MINERALIZACION	11
E.- MORFOLOGIA	12
F.- GENESIS	13
G.- PARAGENESIS	14

III.- PROYECTO DE AMPLIACION DE LA CAPACIDAD DE EXPLOTACION.

A.- RESERVAS	15
B.- ELECCION DE OBRAS	15
1.- Tiro	16
a.- Cálculo del Malacate	17
a.1.- Dimensiones del Skip	
a.2.- Diámetro y longitud del cable	19
a.3.- Dimensiones de los tambores y poleas	21

a.4.- Cálculo del motor en HP	22
b.- Cuele del Tiro	30
b.1.- Introducción	30
b.2.- Elección del lugar adecuado para el cuele del Tiro	31
b.3.- Características	32
b.4.- Secuencia de los trabajos preliminares	32
b.5.- Descripción del equipo	33
c.- Ciclo de Trabajo	35
c.1.- Barenación	36
c.2.- Carga	37
c.3.- Ventilación	39
c.4.- Ademe	41
c.5.- Rezagado	40
c.6.- Tiempo de operación	43
c.7.- Resumen	46
2.- Obras de Desarrollo	63
a.- Descripción de las Obras	65
b.- Operación. Obras Horizontales. (Frentes y Cruceros)	67
c.- Operación. Obras Verticales. (Contrapozos)	71
d.- Costos	74
d.1.- Frentes y cruceros	75
d.2.- Contrapozos	84
d.3.- Ampliaciones	86

7.- PROYECTO DE AMPLIACION DE LA CAPACIDAD DE LA PLANTA DE BENEFICIO.

A.- PROCESO ACTUAL	91
B.- PLANTA PROYECTO	
1.- Capacidad	94
2.- Pruebas Metalúrgicas	94
3.- Proceso	102
4.- Elección de Equipo	121

INTRODUCCION

A.- Generalidades.

1.- Localización.

La Mina "Guadalupe", se encuentra ubicada en la parte occidental del Estado de Guerrero, en el Municipio de José Azueta, en el punto cuyas coordenadas geográficas son: 17°59' latitud Norte y 101°18' de longitud, al Oeste del Meridiano de Greenwich. Localmente está situada al NE 85° aproximadamente de la Población de Petatlán, en dicho lugar la Unidad tiene su punto de embarque tanto para proveerse de alimentos y medicinas, productos del comercio local, como para manejar los concentrados que son transportados a las fundiciones.

2.- Vías de Comunicación.

Para llegar a la Unidad, Real de Guadalupe, se cuenta con un camino de terracería cuya longitud es de 75 Kms., el que une a Petatlán, centro comercial de importancia, pues cuenta con una población numerosa y sobre todo con buenas vías de comunicación, está conectada con Acapulco, por la carretera costera transitable todo el año. De Petatlán al Real se pueden usar como medio de transporte, el Jeep o camioneta de ejes elevados, pues el terreno es accidentado, teniendo que subir y bajar por caminos cuyas pendientes son muy pronunciadas. El camino de terracería sólo es transitable en tiempo de secas, que es de Octubre a

Mayo. El recorrido se hace en 5 horas aproximadamente pasando por pequeñas poblaciones como Murga, El Ocote Vallecitos de Zaragoza, El Varillo y Real de Guadalupe.

Quando llueve y el camino se interrumpe, una avioneta que vuela de Toluca vía Vallecitos-Petatlán, hace el servicio de comunicación con cierta frecuencia. Vallecitos es una población que está a 12 Kms. de el "Real" y donde se acondicionó una pequeña pista de aterrizaje.

3.- Servicios.

Estos son casi nulos, pues la situación geográfica del lugar y la falta de medios de transporte hacen que no prosperen los que ya existen. El agua proviene de manantiales la que es entubada y va hasta el tanque de almacenamiento donde la población la consume casi con ninguna seguridad de potabilidad.

En cuanto a la escuela rural, no cubre las necesidades de la pequeña población que crece y sólo se impartan cursos al primer ciclo de educación primaria que comprende los grados primero y segundo.

El servicio médico sólo funciona en ciertas épocas del año, pues los médicos que van lo hacen temporalmente.

Luz y energía eléctrica sólo la tienen los empleados

de confianza de la Unidad y el resto de la población no cuenta con ella.

Los demás servicios como el transporte, se realiza en camionetas sólo cuando es posible en tiempo de secas. Los mercados, cines, canchas deportivas, tampoco han sido creadas y sólo algunas actividades comerciales se realizan en algunas casas los sábados y domingos.

4.- Población.

La población en general es mestiza de unos 2,000 habitantes repartidos en: Real de Guadalupe, El Vari--llo, El Limoncito, Las Cuevas y otras, a éstas últimas les llaman rancherías.

Su ocupación principal es la agricultura, le sigue la minería, en que los mineros, mecánicos, electricistas, almacenistas, operadores de la planta de beneficio y demás actividades, las realizan auténticos elementos del lugar. El comercio es incipiente aunque cubre casi todas las necesidades. La ganadería se compone de crianza de puercos, vacas, chivos, pero fundamentalmente de burros, mulas y caballos, que son los más importantes por el servicio de transporte que presentan.

5.- Clima.

A una elevación media de 800 metros sobre el nivel -

del mar y cerca de la costa, el clima es realmente be
nigno. Crece casi todo lo que se siembra.

La temperatura máxima registrada en épocas de calor -
es de 35° y la mínima es de 5°. Son generales las llu
vias todo el año, aunque de Mayo a Septiembre la pro-
cipitación es continua, alcanzando un punto máximo de
Julio a Agosto.

Es curioso ver los cambios de clima en el trayecto de
la costa al Real pues la vegetación que presenta, va
desde palmeras, líquenes, arbustos propios de clima -
cálido, hasta pino, cedro, oyameles y otras variada--
des propias de clima de montaña.

La fauna también es variada, abundante en piezas de -
caza como venados, tigrillos, gato montes, también ar
madillos, ardillas, etc. Las aves silvestres circun--
dan la zona llenando el ambiente de bellos sonidos -
característicos del paisaje.

6.- Fisiografía.

El estudio de las regiones es interesante debido a -
que presentan un sin número de fenómenos geológicos,
pues la topografía lo demuestra. Grandes plegamientos
el paso de arroyos y ríos, las rocas que afloran, los
fósiles de plantas y animales que aunque son pocos -
dan idea de los sucesos acaecidos y que tal vez el -
paisaje actual haya sido distinto en épocas remotas.

Esta área corresponde a la zona montañosa de Guerrero Oaxaca, en la Sierra Madre Occidental, que se caracteriza por montañas cuyas alturas máximas alcanzan un promedio de 1,800 a 3,000 metros sobre el nivel del mar.

La hidrografía está formada por arroyos que muestran una extensa red y que se unen a otros como especie de afluentes. Entre los más importantes está el Río Caracol al que afluyen muchos pequeños como el Limoncito, arroyo que crece en épocas de lluvias y que proporciona agua casi potable a la población del Real.

La orografía del lugar está compuesta por montañas, - las que fueron formadas por plegamientos principalmente, aunque en algunas porciones pueden observarse emisiones volcánicas. Entre las más altas pueden mencionarse: La Nave, Campo Santo y Las Cuevas al Norte, al Oriente: Miramar, al Sur: el Cerro de la Lagunilla y falda del Cármen, al Poniente: el Cerro de la Pelona.

B.- Datos Históricos.

Esta región ha sido explotada por muchos años, sólo que - los aborígenes que probablemente realizaron las primeras prospecciones, las explotaron superficialmente localizando afloramientos de vetillas con leyes de oro y plata, la segunda en cantidades mayores y tal vez en estado nativo, dando así, principio a la explotación que en años posteriores realizaron ciertas empresas extranjeras ya en el -

presente siglo.

No se realizaron inversiones de importancia, sobre todo en la construcción de un camino que les permitiera introducir maquinaria y equipo, para lograr una explotación adecuada, por lo que los métodos utilizados en la operación del minado fueron rudimentarios. Las obras de referencia como los socavones, eran de dimensiones pequeñas cuya sección medía 1.50 Mts. de alto por 0.60 Mts. de ancho, en el interior, los niveles y subniveles reducían sus dimensiones y se hacía más grande cuando era oportuno formar un rebaje.

Se acostumbraba seguir el hilo de la veta barrenando con - cincel y marro, se usaba pólvora y posteriormente dinamita.

Para transportar el mineral pepenado, o bien el tepetate, se hacía a "Lomo de Cargador", es decir sobre la espalda - del minero, se iluminaban con pequeñas lámparas de aceite llamadas "sapos" y trozos de ocote resinoso.

Para subir o bajar se usaban rampas o escaleras, eran usuales los troncos de unos 20 Cms. de diámetro en los que se hacían muescas o sea especie de escalones y deteniéndose - con una mano y la otra sosteniendo el huncal, chundo o cotal que así llamaban al recipiente. Hubo oportunidad de observar las ruinas de minados viejos. También existen rui- nas de la Hacienda de Beneficio, el horno, la chimenea y - viejas casas, terrenos y materiales de fundición como escorias. Aquí obtuvieron muchos kilogramos de plata que se - transportaban en mulas y burros, y muchas salían por el -

Puerto de Zihuatanejo, sin pagar el impuesto correspon--
diente.

Al principiar la quinta d cada de este siglo se form  la
Minera Guadalupe, S.A., con la uni n de capitales de los
se ores Jon  A. Garc a y Vicente Cisneros Mu oz, los que
hasta la fecha han venido haciendo obras de propecci n,
exploraci n y explotaci n del yacimiento, cuenta la Uni-
dad con una peque a planta de beneficio que tiene una ca-
pacidad de 50 toneladas por d a.

- INFORMACION GEOLOGICA

A.- Consideraciones Generales.

La región en que se encuentra el yacimiento, corresponde a la Provincia metalogenética plomo argentífera del Estado de Guerrero, la cuál incluye los depósitos formados por intrusivos. Está constituida principalmente por clásticos del Jurásico y del Cretácico Inferior, calizas del Cretácico Medio y Clásticos y calizas evaporitas del Cretácico Superior. Es posible que se trate del mismo batolito cuya presencia se observa desde Acapulco, y que a lo largo de 75 kilómetros de recorrido desde Petatlán a Real de Guadalupe, intrusionan grandes porciones de rocas sedimentarias.

En general las formaciones geológicas del Área en estudio, incluyen rocas sedimentarias e intrusivas de origen ígneo, visiblemente expuestas.

Al sur de la mina, cerca de la población de Vallecitos, pueden apreciarse los afloramientos de un tipo de roca plutónica de carácter diorítico, misma que se encuentra en algunas porciones interiores de la mina. Sobre esta roca sobreyacen rocas sedimentarias tales como calizas, conglomerados, areniscas y lutitas en la parte superior.

B.- Asociaciones Petrográficas.

Las asociaciones Petrográficas de las rocas que componen el Área en que se encuentra el yacimiento en estudio, -

está formado por rocas de origen ígneo y sedimentarias, - que litográficamente se clasifican en: lutitas, areniscas, aglomerados, andesitas y pórfidos. Estructuralmente existen diques intrusivos, corrientes y capas.

Podríamos considerar que las formaciones del yacimiento - tienen una serie de diques que forman una red que en ocasiones muestra el viraje de la veta hacia cualquier lado, o bien la interrupción de la mineralización.

De lo anterior, se deduce que una sección fué anterior a la mineralización y otra más fué posterior. Las fisuras y fallas, fueron el paso por el que emergieron los líquidos magmáticos.

Los diques pueden ser descritos como sigue: un primer grupo de los que contienen pórfidos de cuarzo, en el que se observan prominentes fenocristales de feldespato y cantidades abundantes de fenocristales de cuarzo en granos redondos; esta roca se emplazó a lo largo de fracturas con rumbo NE.

Las andesitas, de las que se pueden clasificar en tres tipos, la primera es una roca de textura fina y apariencia diorítica.

La segunda es pórfido andesítico con abundantes fenocristales de plagioclasa, dentro de una masa de roca afanítica de color grisáceo. La tercera es una roca de color ..

verdosa oscura y de textura totalmente densa, en que no es posible distinguir a simple vista el tamaño y forma de sus cristales.

C.- Geología Estructural.

De acuerdo a las observaciones realizadas, la mineralización sugirió una secuencia como la que describiremos a continuación:

Las rocas sedimentarias fueron plegadas y falladas algunas, otras sólo se fracturaron durante el plegamiento. De todos modos se formaron canales por dónde la lava magnética cuyos gases a gran temperatura ocasionaron su salida por las rocas menos resistentes y dieron origen al yacimiento determinando la morfología que presenta.

Al originarse los sistemas de fracturas cuya orientación es NE y NW, fueron instruccionados por el magma que formó los diques en dos épocas diferentes: La primera antes de la mineralización y la segunda posterior.

La mineralización se presenta en forma de vetas de llenamiento en fracturas, que fueron rellenadas en el sistema NE, después de la formación de los diques de pórfido de cuarzo, razón por la cuál este nuevo fracturamiento tuvo lugar, ya sea en medio de los diques o

en algunas de sus tablas.

El sistema de fracturas W-NW, se caracteriza por tener emplazados los diques andesíticos, cortando tanto a los diques de pórfido de cuarzo como a las vetas; en este sistema no se observa mineralización.

El sistema de fracturas que se oriente N-NW, es el más interesante desde el punto de vista Geológico-Económico, ya que presenta cuerpos ricos en plata fundamentalmente y se observan ciertas concentraciones formando lo que localmente se llama "clavos".

D.- Mineralización.

Los procesos que determinaron la formación del yacimiento fueron: Las soluciones que emergieron a través de las fisuras preexistentes y al perder temperatura y fluidez e ir alcanzando las temperaturas críticas apropiadas, se fueron precipitando sus minerales a diversos niveles y con distintas concentraciones.

Las especies mineralógicas más abundantes son las siguientes: de plata, la arsenopirita, freibergita, tetrahedrita argentífera, de plomo galena, de zinc esfalerita y pequeñas cantidades de chalcopirita en una muy escasa matriz de cuarzo.

Se presentan en la forma siguiente:

La plata se presenta con tendencia a aumentar las intersecciones de los diques, el plomo y el zinc con bajas cantidades en la zona de oxidación, pero aumentan en la zona de sulfuros.

Los procesos que originaron la alteración y enriquecimiento secundario de este yacimiento, estuvieron condicionados por la dificultad que para su circulación en la zona mineralizada tuvieron los agentes que determinaron el enriquecimiento secundario ya que la zona no alcanza desarrollo vertical considerable y aparece claramente separada de la zona de los sulfuros primarios.

E.- Morfología.

En cuanto a la forma del yacimiento, está dada en rocas de buena consistencia. Se presenta en vetas y vetillas, de potencias variables que van desde unos cuantos centímetros, como simples hilillos, hasta varios metros. Se presentan las vetas paralelamente tendiendo a unirse en un punto, el cual aumenta su riqueza mineral por lo que se les llaman "clavos". (el clavo de vega, por ejemplo).

El conjunto de vetas que constituye la mina, es el siguiente: La Nave, posiblemente la más antigua, "La Guadalupe", donde está el tiro inclinado, Morro, Merced, -

Santa Ana y últimamente San Pedor, tienen todas una - orientación NS, cuyo echado es de unos 50° a 70° busando al E.

F.- Génesis.

El criadero es de origen epigenético, es decir formado después que rocas sedimentaria preexistieron y fueron instrucionadas por magma. La apófisis o tal vez el batolito en uno de sus brazos fué el que dió origen al - yacimiento.

Las relaciones de origen entre las formaciones petro-- gráficas de donde se derivan las soluciones termomine- rales y el yacimiento mineral, son generalmente raras en la mayor parte de las zonas del yacimiento.

Al ascenso de dichas soluciones se llevaron a cabo una serie de fenómenos físico-químicos, tanto al magma co- mo a la roca que contuvo a las soluciones, dando como resultado, tres tipos de roca actual: Las ígneas, que llevan los elementos que dan importancia económica al criadero, las sedimentarias que fueron las deposita- - rias y las metamórficas que son el resultado del fenó- meno, cuya transformación fué bien definida al contac- to del magma líquido y caliente con la roca encajonan- te.

G.- Paragénesis.

En la formación de los depósitos minerales y afinidad - magmática, los minerales se forman según una secuencia ordenada y ésta disposición se denomina paragénesis.

De acuerdo a la secuencia probable de formación, según A.M. Bateman. Los yacimientos minerales de rendimiento económico son: El primer mineral en formarse fué el -- cuarzo, cuya depositación fué predominante al principio continuando después en menor cantidad durante todo el - proceso de mineralización.

El segundo mineral en precipitarse de las soluciones mi neralizadoras fué la Pirita, según observación en una - superficie pulida de mineral, la cuál tuvo un amplio pe ríodo de formación, puesto que además de ser el primer sulfuro en aparecer, también muestra que es singenético con los otros sulfuros.

Después de la Pirita comenzaron a precipitarse la calco pi rita en pequeñas cantidades y casi simultáneamente es falerita, cuando menos en la fase inicial del período - de formación, del sulfuro de zinc. Se observa que como en el caso de la chalcopirita y la esfalerita, entre és ta última y la galena siguiente mineral en formarse, - existe una formación singenética análoga.

PROYECTO DE AMPLIACION DE LA CAPACIDAD DE LA EXPLOTACION.

A.- RESERVAS.

Las reservas positivas están bloqueadas y localizadas mediante Obra directa, en la veta Morro-Merced y San Pedro las cuáles arrojan la cantidad de 168,000 toneladas en una sección de 300 mts. de longitud.

Las reservas probables son del órden de 594,000 toneladas localizadas através de exploraciones con 15 barrenos de diamante, a lo largo de la veta Esperanza, que corre de sur a norte, desde la bocamina del Socavón del Burro, através de una longitud de 1,500 metros y una profundidad promedio de barrenos de 220 mts., obteniéndose un cuerpo de veta con una potencia media de 1 Mt. y una densidad de 2.9. Estas reservas son la base para proponer que el yacimiento puede ser explotado a razón de 200 toneladas por día, ya que este ritmo de producción daría oportunidad de amortizar la inversión conservadoramente en 10 años, pues existe una gran porción inexplorada del yacimiento, pero de acuerdo a la forma geométrica que presentan las vetas, muestran grán posibilidad de continuidad, aún cuándo existen zonas estériles dentro del bloque explorado.

B.- ELECCION DE OBRAS.

La necesidad del presente estudio se basa en las exploraciones con barrenos de diamante, ya que para poder extraerse el mineral localizado hacia abajo del socavón del -

"Burro" que es el más bajo y en vista de que se puede - cortar en el centro geométrico de las exploraciones rea- lizadas en la veta que corre abajo de este nivel y con- siderando además la buena consistencia de la roca se - puede pensar en el cuele de un Tiro interior, el cuál - estaría a 300 mts. de la bocamina norte, y a 250 mts. - en dirección SW de la planta de beneficio relativamente corto.

El cuele del tiro será de 200 mts. de profundidad, se- - gún lo indican las exploraciones con barrenos de diamante en relación a las reservas calculadas. (Ver Plano).

Una vez realizada esta Obra con longitudes de 200 mts., hacia el norte y 200 mts. hacia el sur, con el fin ha- - cer los trabajos de desarrollo y preparación necesarios.

1.- Tiro.

El tiro se colará en un crucero a la altura del ni- - vel del Burro que será el nivel cero, sobre la es- - tructura de un dique riolítico, lo cuál permitirá - que el ademe del tiro sea menos costoso y a la vez los trabajos más eficientes y seguros. (Plano No.2).

Características: Es un tiro interior, por lo que se - rá necesario colar un contratiro para colocar las - poleas, lo mismo que un contrapezo para dar pazo a los cables del tambor del malacate, el cuál será -

de una longitud de 30 mts. Se colará también una -
bolsa ó tolva general de manto a un lado del con-
tratiro.

Forma: Rectangular de 2 X 5 Mts. de sección.

Claros: 3 claros, dos para el Skip y uno para el -
camión de escaleras.

Posición: Cercana a una de las bocaminas y a la --
planta de beneficio; atravesará un dique riolítico
muy consistente.

a).- Cálculo del Malacate.

Datos para el Proyecto.

Capacidad de producción diaria:

200,000 Kg. = 440,924
libras.

Profundidad total del tiro:	230 M = 754.59 ft.
Peso del Skip. :	880 Kg = 1764 libras
Peso del Mineral:	1,000 Kg = 2205 libras
Peso del Mineral y Skip	1,800 Kg = 3969 libras
Tiempo de aceleración	65 Seg.
Tiempo de frenaje	6 seg.
Tiempo de reposo	10 seg.
Tiempo neto de manto	5 Hrs.
Velocidad media del Skip	2 $\frac{M}{seg.}$

a1).- Dimensiones del Skip.

Para el cálculo de las dimensiones del Skip se utilizará la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{M}{T} \left(\frac{H}{V} + t \right)$$

donde:

Q= Capacidad por viaje en Kg.

M= Capacidad total de manto en Kg.

H= Altura total de manto en m.

V= Velocidad media en m/seg.

t= Tiempo de maniobras en seg.

T= Tiempo efectivo de manto en seg.

Sustituyendo:

$$Q = \frac{200,000}{5 \times 60 \times 60} \left(\frac{230}{2} + 10 \right) = 1,389 \text{ Kg.}$$
$$= 3,062 \text{ libras.}$$

Dimensiones del Skip.

Volúmen necesario.

$$V = \frac{1389}{1.2} = 1158 \text{ dm}^3 = 1.158 \text{ m}^3$$

Se tiene un claro libre en el tiro para el bote de $0.90 \times 1.20 = 1.08 \text{ m}^2$ por lo que se tendrá una longitud de:

$$1.081 = 1.158 \text{ m}^3 ; l = 1.15 \text{ m.}$$

all).- Diámetro y longitud del cable.

Datos:

Factor de seguridad recomendado :	7
Velocidad :	$2 \frac{m}{seg} = 6.56 \frac{ft}{seg.}$
Profundidad del Tiro:	754 ft
Peso del bote :	1764 libras
Peso de la carga:	3062 libras
Peso (bote + carga):	3969 libras
Aceleración:	$0.33 \frac{m}{seg^2} = 1.093 \frac{ft}{seg^2}$

Por lo que se puede calcular el jalón debido a la carga, al paso del bote y al efecto de la aceleración de la gravedad, al levantar el bote, el valor de la fuerza será:

$$F = \frac{W}{g} a = \frac{1764 + 3205}{32.2} \times 0.33 = 40.67 \text{ libras.}$$

$$3969 + 40.67 = 4009.67 \text{ libras.}$$

$$4010 \times 7 = 28070$$

$$= 14 \text{ S.T. (Toneladas cortas).}$$

Con éste dato el manual indica elegir un cable de las siguientes características:

Diámetro :	3/4 "
Peso en libras por ft :	0.90
Esfuerzo a la ruptura :	18.7 S.T.

Debido a que todavía no se ha considerado el peso del cable, se elegirá el grueso inmediato superior.

Diámetro: = 7/8"
Peso en libras por ft = 1.23
Esfuerzo a la ruptura = 25.4 S.T.

Por lo tanto:

Peso del cable = 754 X 1.23 = 927 #

$F = \frac{927}{32.2} \times 3.28 = 94.43 \text{ #}$

Por lo que: 927 + 94.43 = 1021.43 #, que es el jalón del cable.

4009 X 7 = 28063 libras = 14.03 S.T. (Toneladas cortas).

Con este dato, el manual indica elegir un cable de las siguientes características:

Diámetro : 3/4"
Peso en libras por ft: 0.90
Esfuerzo a la ruptura: 18.7 S.T.

Debido a que todavía no se ha considerado el peso del cable, se elegirá el grueso inmediato superior:

Diámetro: 7/8"
Peso en lb. por ft: 1.23
Esfuerzo a la ruptura: 25 S.T.

Por tanto:

$$\text{Peso del cable} = 754 \times 1.23 = 927 \#$$

$$F = \frac{927}{32.2} \times 0.1093 = 31.47 \#$$

$$927 + 31.47 = 958. \# \text{ jalón debido al cable.}$$

$$4010 + 958 = 4968 \# \text{ Fuerza total por subir}$$

$$4968 \times 7 = 34776 \# = 17.78 \text{ S.T.}$$

17 es menor que 25 y un factor de seguridad

$$\text{de: } \frac{34776}{4913} = 7$$

a111).- Dimensiones de los Tambores y Poleas.

El diámetro de las poleas y tambores pueden ser según el Artículo 115 del Reglamento de Seguridad en los Trabajos de las Minas en vigor de 50 a 100 veces como mínimo el diámetro del cable, por lo que considerando un valor intermedio, se tiene:

$$7/8" \times 80 = 70" \approx 6'$$

Peso de la polea: 4270 #

Diámetro de la polea: 6'

Tambores:

Diámetro: 4'

Peso: 38000 # = 19.00 Ton. Cortas.

Longitud del cable por vuelta: $3.1416 \times 4 =$

12.57ft.

$$\text{Número de vueltas: } \frac{754}{12.57} = 60$$

$$60 + 3 \text{ (Por fricción)} = 63 \text{ vueltas}$$

En el tambor deben haber 64 separadores de 1/4" de distancia entre ellos, por lo que se tiene:

$$63 \times \frac{3}{8} + 64 \times 0.25 = 40" = 3.33'$$

Lo que indica que el tambor puede ser de -
4' x 3 1/2' ó 4' x 3 1/3'

alV).- Cálculo del motor en H.P.

Viajes por minuto.

$$\text{Tiempo por viaje} = T/60 \text{ Hw}$$

$$T = \text{Capacidad mina/día} = 440,925 \#$$

$$H = \text{Tiempo neto de manto} = 5 \text{ Hs.}$$

$$W = \text{Capacidad por viaje} 2205 \#$$

Por tanto:

$$\text{Viaje por minuto} = 440,925/5 \times 2205 \times 60 = 0.666$$

Tiempo por viaje:

$$T = \frac{60}{0.666} = 90 \text{ seg.}$$

$$tr = 6 \text{ seg.}$$

$$tv = 90 - (8 + 6 + 6) = 70 \text{ seg.}$$

$$ta = 6 \text{ seg.}$$

Suponiendo que el Skip se mueve con velocidad uniforme, se tiene:

$$t_a = \frac{6}{2} = 3 \text{ seg.}$$

$$t_r = \frac{6}{2} = 3 \text{ seg.}$$

$$70 + 3 + 3 = 76 \text{ seg.}$$

La velocidad angular estará dada por :

$$W = \frac{\text{Número de vueltas}}{\text{Tiempo de traslado}}$$

$$W = \frac{60}{76} = 0.79 \text{ R.P.S.} = 47 \text{ R.P.M.}$$

O sea la velocidad máxima que alcanza el tambor.

$$\text{Número de vueltas en aceleración: } W \frac{t}{2} = 0.79$$

$$\times \frac{6}{2} = 2.37$$

Número de vueltas en velocidad constante :

$$Wt = 0.79 \times 76 = 60$$

$$\text{Número de vueltas en frenaje : } W \frac{t}{2} = 0.79 \times$$

$$\frac{6}{2} = 2.37$$

$$\text{T o t a l} \qquad \qquad \qquad = \qquad \qquad \qquad 64.74$$

Lo que indica que el número de vueltas calculado con la longitud del cable y el diámetro del tambor, es correcto.

Longitud del cable en la aceleración :

$$4 \overline{91} \times 2.37 = 29.8$$

Longitud del cable en velocidad constante:

$$4 \overline{91} \times 60 = 754 \text{ ft.}$$

Longitud del cable en el frenaje:

$$4 \overline{91} \times 2.37 = 29.8$$

$$\text{Total} = 814 \text{ ft.}$$

Cálculo de los momentos.

Como al estar subiendo un punto se produce un momento resistente, y al bajar la otra se produce un momento motriz, el momento real será la suma algebraica de estos dos.

Carga hacia arriba.

$$\text{En } 0 \text{ vueltas } (1764 + 2205) \times 2 = 7938 \text{ lb-ft.}$$

$$\text{En } 2.37 \text{ vueltas } 3969 \times 2 = 7938 \text{ lb-ft.}$$

$$\text{En } 42.37 \text{ vueltas } 3969 \times 2 = 7938 \text{ lb-ft.}$$

$$\text{En } 64.74 \text{ vueltas } 3969 \times 2 = 7938 \text{ lb-ft.}$$

Cable hacia arriba.

$$\text{En } 0 \text{ vueltas } 814 \times 1.23 \times 2 = 2002 \text{ lb-ft.}$$

$$\text{En } 2.37 \text{ vueltas } 784 \times 1.23 \times 2 = 1929 \text{ lb-ft.}$$

$$\text{En } 62.37 \text{ vueltas } 30 \times 1.23 \times 2 = 74 \text{ lb-ft.}$$

$$\text{En } 64.74 \text{ vueltas } 0 \times 1.23 \times 2 = 0 \text{ lb-ft.}$$

Carga hacia abajo.

En 0 vueltas $1764 \times 2 = 3528$ lb-ft.
 En 2.37 vueltas $1764 \times 2 = 3528$ lb-ft.
 En 62.37 vueltas $1764 \times 2 = 3528$ lb-ft.
 En 64.74 vueltas $1764 \times 2 = 3528$ lb-ft.

Cable hacia abajo.

En 0 vueltas ($0 \times 1.60 \times 2$) = 0 lb-ft.
 En 2.37 vueltas ($30 \times 1.60 \times 2$) = 96 lb-ft.
 En 62.37 vueltas ($784 \times 1.6 \times 2$) = 2509 lb-ft.
 En 64.74 vueltas ($814 \times 1.6 \times 2$) = 2605 lb-ft.

MOMENTOS NETOS.

Vueltas	0	2.37	62.37	64.74
Carga hacia arriba	+ 7938	+ 7938	+ 7938	+ 7938
Cable hacia arriba	+ 2002	+ 1929	+ 74	0
Carga hacia abajo	- 3528	- 3528	- 3528	- 3528
Cable hacia abajo	- 0	- 96	- 2509	- 2605
Momento Neto	+ 6412	+ 6243	+ 1975	+ 1805

Momento de aceleración.

$$V = 2 \pi \omega r = 2 \times 3.1416 \times 0.79 \times 2 = 9.93 \frac{ft}{seg}$$

$$a = \frac{V}{t} = \frac{9.93}{6} = 1.655 \frac{ft}{seg}$$

Cálculo del momento de las partes en movimiento:

2 Skips	3528 #
1 Carga (subiendo)	7938 #
2 Cables	1854 #
2 Tambores (con el peso de sus engranes)	38,000 #
2 Poleas	8540 #
Suma :	<u>59,860 #</u>

Momento de aceleración :

$$F = \frac{W}{g} a = \frac{59860}{32.2} \times 1.655 = 3077 \#$$

$$M_a = 3077 \times 2 = 6154 \text{ lb-ft.}$$

Momento de frenaje :

$$-a = \frac{9.43}{6} = 1.655 \frac{\text{ft}}{\text{seg}^2}$$

$$F = \frac{59860}{32.2} \times 1.655 = 3077 \#$$

$$M_r = 3077 \times 2 = 6154 \text{ lb-ft.}$$

Momento de fricción.

Este no se puede calcular, con exactitud, debido a que depende del coeficiente de fricción del motor, poleas, cables etc., los cuáles pueden estar lubricados en condiciones distintas. En consecuencia se hace la siguiente consideración:

$$\frac{6412 + 1805}{2} = 4108.5 \text{ lb-ft.}$$

(que es el momento medio del par motor)

$$\frac{4108.5}{20} = 5136 \text{ lb-ft}$$

Por lo que el Momento de Fricción

$$M_{fr} = 5136 - 4108.5 = \underline{\underline{1027.5 \text{ lb-ft}}}$$

SUMA DE MOMENTOS

		A	B	C	D	
Vueltas	0	2.37	2.37	62.37	62.37	64.74
Momento neto	+6412	+6243	+6243	+1975	+1975	+1805
Momento aceleración	6154	6154				
Momento fricción	1027.5	1027.5	1027.5	1027.5	1027.5	1027.5
Momento frenaje						-6154 -6164
Momento total	13593.5	13424.5	7270.5	3002.5	3151.5	3321.5
Tiempo en Seg	0	6	6	76	76	82
Caballaje (HP)	122.68	121.16	65.62	27.10	-28.44	29.91

se obtiene de la fórmula :

$$HP = \frac{2\pi T}{550} \times N = \frac{2\pi \times 1416 \times 0.79}{550} \text{ M}$$

Por lo que se tendrá:

$$HP_A = 0.0090249389 \times 13593.5 = 122.68$$

$$HP_B = 0.0090249389 \times 13424.5 = 121.16$$

$$HP_C = 0.0090249389 \times 7270.5 = 65.62$$

$$HP_D = 0.0090249389 \times 3002.5 = 27.10$$

$$HP_E = 0.0090249389 \times -3151.5 = -28.44$$

$$HP_F = 0.0090249389 \times -3321.5 = -29.98$$

El trabajo real que efectúa el motor es para levantar la carga, ya que el resto está compensado y debe chequear apropiadamente expresado en HP-seg, o en lo que los HP-seg Totales del ciclo de trabajo.

$$\text{HP-seg} = \frac{2205 \times 754}{550} = 3023$$

La cantidad de energía necesaria en cada punto del ciclo de trabajo está representada por las áreas del diagrama.

$$a = \frac{121.16 \times 6}{2} = 363.48$$

$$b = \frac{27.10 + 65.62}{2} \times 70 = \frac{92.72}{2} \times 70 = 3245.20$$

$$c = \frac{-28.44 \times 6}{2} = 85.32$$

$$\text{Sumando: } 363.48 + 3245.20 + 85.32 = 3694.00$$

$$\text{Total} = 3694 \text{ HP-seg}$$

Como se habrá aceptado un 80% se tendrá :

$$3694 \times 0.8 = 2955 \text{ HP-seg.}$$

Lo que indica que el cálculo está correcto.

La inercia del motor (rotor) la estimaremos obteniendo un promedio entre los HP de O a C.

$$\frac{122.68 + 27.10}{2} = \frac{149.78}{2} = 74.89 \text{ ó } 75 \text{ HP}$$

Y suponiendo un 160% de la capacidad normal para acelerar el rotor del motor de inducción en 1 seg.

$$75 \times 1.6 = 120 \text{ HP}$$

$$\text{Y como el tiempo de aceleración es de 6 seg. } \frac{120}{6} = 20 \text{ HP}$$

De la misma manera para el frenaje

$$\frac{120}{6} = 20 \text{ H.P.}$$

Entonces en A serán necesarios para acelerar:

$$121.16 \cdot 120 = 241.16 \text{ HP}$$

Y en B, para frenar

$$-28.44 \cdot 20 = - 48.44 \text{ HP}$$

En estas condiciones se puede aplicar la fórmula de la Raíz Media Cuadrática.

$$HP = \sqrt{\frac{A^2 ts + C \frac{B^2 \cdot C^2 - BC}{2} \times ts + D^2 tr}{Kta + tr + Ktr + lt}}$$

$$A = 241.16$$

$$D = 48.44$$

$$ts = 6$$

$$tr = 6$$

$$B = 65.62$$

$$K = 0.5$$

$$C = 27.10$$

$$l = 0.5$$

$$ts = 70$$

$$t = 8$$

$$HP = \sqrt{\frac{(241.16)^2 (6) + \frac{(65.62)^2 + (27.10)^2}{2} (65.62 \times 27.10) \times 70 + (48.44)^2 \times 6}{0.5 \times 6 + 70 + 0.5 \times 6 + 0.5 \times 8}}$$

$$HP = \underline{\underline{81}}$$

El par motor máximo calculado es de :

122.68 \cdot 20 = 142.68 HP y como protección por 10% de caída de voltaje, se tomará un 10%.

$$142.68 + 142.68 \times 0.30 = 185.48 \text{ HP}$$

Lo que indica que para que un par motor resista un 10% en la caída de voltaje debe tener un par de arranque - de 185.40 HP, por lo que el motor con un par de arranque de 200% debe ser de :

$$81 \times 200\% = 162 \text{ HP.} \quad 3 \text{ Fases } 60 \text{ Hertz}$$

La gran diferencia entre los 81 HP necesarios para el manto y 185 HP para soportar una caída de voltaje de un 10%, obedece a que la velocidad media del tambor es muy baja, pues los tiempos de aceleración, principalmente son muy bajos y originan un par de arranque muy grande (122.68 HP) lo mismo sucede con el tiempo de velocidad constante (70seg).

RESUMEN DEL EQUIPO ELEGIDO	Pzas.
Mantate con dos tambores de 4'	1
Motor de 175 HP	1
Skip con capacidad para una tonelada	2
Poleas de 6' de diámetro	2
Cable de 7/8	1508ft

b) CUELE DEL TIPO.

b-1 Introducción.

Las exploraciones realizadas con barrenos de dinamite han aportado datos para pensar en explorar y desarrollar la Mina a profundidad en forma directa,

mediante las siguientes obras:

Cuele de 200 metros de profundidad en un tiro interior.

Cuele de niveles a cada 50 metros.

Cuele de contrapozos.

El presente proyecto, comprende la profundización del tiro y la apertura del primer nivel.

b-2 Elección del lugar adecuado para el cuelo del tiro.

El punto elegido para el cuelo del tiro está en función de varios aspectos:

Deberá ser el punto extremo de la zona explorada mas cercano al exterior.

Deberá contar con Obras de acceso dadas en roca muy consistente, para garantizar en parte que el tiro necesitará un mínimo de ademe y por consecuencia seguridad y eficiencia para los mineros.

La elección de un tiro exterior quedaría muy alejado de la zona explorada y posiblemente de la planta.

Se ha considerado un punto que se encuentra en un crucero que dista de la bocamina 360 m. a la altura del Nivel del Burro que es el punto que se tomará como nivel cero; sobre la estructura de un dique riolítico, lo cual permitirá que el ademe del tiro sea menos costoso y por tal motivo los trabajos sean mas eficientes.

b-3 Características.

Debe ser interior, por lo que será necesario colar un contratiro para colocar las poleas y otro para los cables.

Sus dimensiones son de dos por cinco metros de sección en forma rectangular, con tres claros, dos para el Skip y uno para el camino de escaleras.

Posición: atravesará un dique con características de roca, muy consistente, que permitirá construir el tiro en seguridad para los mineros y disminuir el ademe, con el consiguiente ahorro económico y aumento de eficiencia.

Deberá contar con una bolsa ó tolva general de manto a un lado del contratiro con una capacidad de 600 toneladas que equivalena a 3 días de producción de la mina, con el objeto de garantizar el suministro de mineral a la planta durante las reparaciones del malacate y tiro.

b-4 Secuencia de los Trabajos Preliminares.

1.4.1 Conexiones para el suministro de aire desde la tubería general que está en el Socavón del Burro, hasta la ventanilla con tubos de cuatro pulgadas y una pulgada respectivamente.

- b.4.2 Cuele del contratiro hasta un altura de 30 m.
- b.4.3 Cuele de la bolsa general de manteo.
- b.4.4. Cuele del contrapozo para los cables de las -
poleas al malacate.
- b.4.5 Tendido de una vía de acceso hasta el lugar -
de trabajo, con el fin de transportar por ca-
rros plataforma, los materiales y maquinaria
necesarios.
- b.4.6 Se harán los trabajos necesarios para el dre-
naje del lugar.
- b.4.7 Instalación del equipo de manteo.
(Ver plano del Tiro).

b-5 Descripción del equipo que se usará en el Cuele de
las Obras del Tiro.

En los trabajos de barrenación se usarán primeramen-
te, dos perforadoras Atlas tipo Falcon, con avance
promedio de un pie por minuto en roca de dureza me-
dia con un consumo de aire de 116 pies cúbicos por
minuto y 85 libras sobre pulgada cuadrada para ba-
rrenar el contratiro, las que, posteriormente, ser-
virán en el cuele de las otras Obras de desarrollo.

Para el cuele del tiro es conveniente aplicar el -
uso de dos máquinas perforadoras por turno, marca -
Atlas Copco PH 638-4-L de iguales características -

2) 2 Máquinas perforadoras tipo pistola.

Marca Atlas Co. R H 658-4

Iguals características que las anteriores, en promedio, en cuanto a precisión y aire con sumido.

2) Barrenas. (Juego de 2)

Barrena	Diámetro de la caña	Diámetro de la broca	Longitud
Primera	7/8"	1 3/4"	2'
Segunda	7/8"	1 1/2"	6'

4) Bomba para agua.

Marca: Ingersoll Rand 251

Capacidad: 150 gals/min.

Carga de altura: 100 pies

5) Mangueras de 20 metros

Una de diámetro = 1"

Una de diámetro = 1/2"

6) Dos lubricadores

c.- CICLO DE TRABAJO.

Barrenar, cargar, disparar, rezagar y ademar, con una que otra variación, ya que según se presenten las necesidades, se les irá dando atención, por ejemplo en el caso del ademe y amacice las tablas.

c.1. Barrenación.

En la barrenación del contratiro la rezagada se hará con una de las palas mecánicas de las que usaremos en las frentes, la extracción del material estéril se realizará por medio de carros mineros movidos con locomotora.

Como se dijo en renglones anteriores, será necesario, el uso de dos máquinas perforadoras con el fin de dar rapidez al barrenado y con ello realizar el ciclo.

Después de esta operación se soplarán los barrenos para limpiarlos lo que se hace con un tubo de media pulgada de diámetro y 8 pies de largo, conectado a la manguera del aire por medio de una reducción.

Dicho tubo se introduce en cada agujero hasta el fondo y se insufla aire abriendo la válvula, se saca lentamente para permitir que salgan las pequeñas piedras o lodo que haya caído y así llenar completamente el barreno con explosivos.

Al terminar el soplado existen acumulaciones de agua, tanto las causadas por el escurrimiento como las desalojadas por las máquinas para lo cual bombearemos el agua. (Ver Plano No. 4)

c.2. Carga.

La carga de explosivos para cada barrenos, se rá con dinamita Gelamex No. 2 empacada en bombillos de 7/8" de diámetro y una longitud de 8" cuyo peso promedio es de 100 gramos.

Siendo disparados con estopines eléctricos, ya que se requiere de ellos por tener un índice de eficiencia mayor que el de la cañuela.

Los estopines tendrán un orden de encendido, el cuál está numerado, serán detonados mediante una caja de baterías tipo CD-48 Dupont la cual es conectada a los estopines con un alambre del número 12 que a su vez están interconectados por alambres de menor diámetro (No. 20), corrados con hule plástico de distintos colores para facilitar su conexión. La escala de numeración es de 0 hasta 9 que es la misma con que se realiza el encendido.

El cargado de los estopines en los bombillos es ejecutado por un hombre, mientras otro efectúa el soplado.

Este trabajo se hace con un punzón de cobre, madera o aluminio para evitar que se produzcan accidentes. En la perforación de cada uno de los bombillos se insertará un estopin eléctrico el cual se enredará un poco con el alambre para sujetar el estopin al bombillo, el alambre sobrante puede nuevamente enredarse al bombillo teniendo cuidado de no perder la etiqueta pues tiene el número de encendido. Estando listas las cargas, se bajarán al fondo del tiro junto con la demás dinamita, para ser cargada a los barrenos.

El rompimiento del tiro será comenzado con una cuña para abrir caras libres en la mitad de la sección de éste.

La carga se realizará, introduciendo primeramente un bombillo, que sirve de base, luego se coloca el bombillo que lleva el estopin (ceho) y después se colocan los demás bombillos teniendo cuidado de rajar cada uno y compactarlo con atacador.

Es importante que las etiquetas se conserven, pues como se dijo anteriormente, el orden de encendido va enumerado en éstas, en caso contrario podría dar origen a que la barrenación se quedara.

En la disparada las conexiones de estopines, es posible hacerlas en tres tipos de circuitos diferentes; en serie, en paralelo y en serie-paralelo.

Debido a nuestras necesidades, usaremos la conexión en serie, la que consiste en conectar el alambre del primer estopín a uno del segundo, el otro del segundo a un tercero y así sucesivamente, hasta conectar todos los estopines del circuito.

El disparo, que es el paso de corriente que le precede al anterior trabajo, para tal efecto, se habrán sacado máquinas y herramientas del tiro.

c.3. Ventilación.

Poco después del disparo y también verificado, el que todos los barrenos hayan explotado, se bajarán las mangueras que conducen el aire comprimido, se abrirán las válvulas y de éste --

mado ventilará desalojando el humo producido en la disparada.

Este efecto puede lograrse hasta en 30 minutos. Posteriormente procederá a amacizar, para asegurar la buena estabilización de las tablas y proteger la vida y eficiencia del personal.

c.5. Rezagado.

Posteriormente comienza el trabajo de sacar la rezaga, la cuál se hace mediante un bote de sección cuadrada cuya capacidad es de una tonelada, dicho bote irá colgado a un cable estará enrollado al tambor del malacate; sobre el bote, en el cable colgaremos una cruceta la que no permitirá que el bote choque contra las paredes del tiro, éste dispositivo podrá ser construido con fierro o madera, si usamos fierro sus dimensiones podrán ser de: 6" x 6" y 3" x 6", armada con dos ángulos de 2" 1/2". Sobre las piezas horizontales va una lámina de 3/6" que es la que corre sobre las guías.

La descarga se harán en la bolsa que está en

la parte superior de la ventanilla, la cuál está en su parto inferior comunicada a una tolva por la que se puede sacar la rezaga - hacia el exterior por medio de la locomotora, en los carros mineros.

Dicha bolsa servirá también como depósito - para extraer el mineral. El vaciado del bote, va precedido del cierre de una compuerta de madera que impide que alguna piedra - caiga sobre los que están abajo.

c.4. Ademe.

Debido al tipo de roca que existe el ademe se llevará a través de los primeros 30 mts. del brocal hacia arriba por lo que éste se hará con madera de pino de primera, la que será preparada con los cortes y medidas adecuadas, para luego ser colocadas en el tiro.

Se utilizará madera de sección-cuadrada de - 8" x 8" necesitándose para cada cuadro, dos largueros, dos cabezales, dos divisores, 8 postes y 12 ganchos de varilla de fierro de una pulgada de diámetro con los cuales se - sostendrá cada cuadro del inmediato superior.

Para la colocación de un cuadro, es necesario acondicionar primeramente, un tarango con tablones de 2" x 10" x 2 M. que penderán del cuadro superior por medio de unos cuadros de acero de 3/8", provisto de ganchos para su enclaje.

Una vez colocado el tarango, procederemos a bajar la madera en la forma en que se vaya necesitando, es decir, primero se bajarán los largueros y se colocarán en sus lugares correspondientes por medio de sus tirantes respectivos, que penden del cuadro superior, en seguida se colocarán los divisores colocados en las cajas de los largueros. Teniendo el cuadro en estas condiciones se hará una primera nivelación, para luego poner los postes respectivos, en seguida dará una última nivelación y plomearlo, colocando los castillos correspondientes para de esta forma dejar el marco fijo. (Ver plano de Ademe en el Tiro, inciso No.).

El ademe se llevará a una distancia de 8 a 10 metros del fondo del tiro para evitar que los cuadros sean destruidos por las disparadas, -

colocando un guarda pies o entarimado y una escalera cada dos marcos así como un tubo para conducir aire y otro para agua.

c.6. Tiempo de Operación.

Para este caso, consideramos cada uno de los movimientos que realmente se llevan a cabo desde la hora de entrada hasta la salida por lo que se empezará por detallar cada paso:

Tiempo para llegar al lugar del laboreo :
30 minutos.

Se ha observado, en la experiencia, que en esta zona puede dejarse un espacio entre barrenos de 1.64 ft, por lo que para cada barrenamiento el siguiente número: siendo el Área = $5 \times 2 = 10 \text{ m}^2 = 107.63, \text{ ft}^2$ por banco $107.63/2 = 53.82 \text{ ft}^2$.

Área por barrenamiento	$1.64 \times 164 = 2.7 \text{ ft}^2$
Número de barrenos	$53.81/2.7 = 20$ barrenos
Velocidad de avance	1 ft/min.
Longitud de barrenación	6 ft.
Tiempo para cada barrenamiento	$6/1 = 6$ min.
Tiempo para cambiar barrenos	1.5 min. por cada uno = 3 min.
Tiempo total por barrenos	$20 \times 9 = 180$ min.

Como la barrenación se dará con dos máquinas el tiempo se reduce a la mitad: 90 minutos. $180/2 = 90 \text{ min.} = 1 \text{ hr. } 30 \text{ min.}$, dando un margen un poco mayor por algún contratiempo.

Tiempo para barrenar 2 Hrs.

Tiempo de soplado 1 x 20 = 20 min.

Tiempo de carga y disparo: en el cargado de 2/3 de cada barrano, que es lo recomendable, caben 6 hombillos, es factible dar un minuto por barrano, el tiempo total para los 20 barrenos será :

Tiempo de carga: 20 minutos

Tiempo de conectar: 17 minutos

Tiempo para salir: 15 minutos

Total 52 Minutos

Tiempo de ventilación 30 minutos

T o t a l : 82 Minutos = 1 hr 22 min.

En esta espera, se pueden aprovechar para comer o bien hacer otras actividades. Algunas veces el ciclo de trabajo puede cambiar y terminarse el turno con la barrenación disparada para rezagar. Para este cálculo de tiempo es necesario tener en cuenta el tonelaje de roca que moveremos, por lo que considerando un avance de 5 ft. tendremos : Volumen Total:

$16.4 \times 6.56 \times 4 = 430 \text{ ft}^3 = 16.3 \text{ m}^3$ siendo la densidad de la roca de 2.8 Ton/m^3 tendremos - que : $16.3 \times 2.8 = 45.64 \text{ Ton.}$ es el tonelaje para toda la sección, por banco será $45.64/2 = 22.82 \text{ Ton.}$

El tepetate será vaciado en la bolsa que previamente se ha construido, según se explico, por lo que del brocal a la boca de la bolsa - hay una distancia total de 16 m. por lo que - consideramos esta distancia inicial a fin de comenzar a medir el tiempo de operación desde el inicio de la perforación del tiro.

Distancia vertical	16 m.
Velocidad promedio del hote.	2 m/seg.
Capacidad del hote	500 Kg.

Se ha observado que un hombre patea un promedio de 6 Kgs. por palada, en un minuto serán 24 Kgs. por hombre.

Cuatro hombres palearán	96 Kgs/min.
Tiempo de llenado	$500/96 = 5 \text{ min.}$
Subida del hote	$16/2 = 8 \text{ seg.}$

Como la descarga a la bolsa es rápida, ya que

consiste en subir el bote hasta una determinada altura y voltear, éstas maniobras tienen una duración promedio 8 segundos, por lo que en resumen tendríamos.

Subir el bote	8 seg.
Bajar el bote	8 seg.
Tiempo de llenado	5 min.
Tiempo de descarga	8 seg.
Tiempo total por viaje	5'24" = 5.4'
Número de viajes 22820/500	= 45.64 viajes.
Tiempo total de resagado	$24.2 \times 5.7 = 137.94$ min
	2 Hs. 17 min.
	$45.64 \times 5.4 = 246.46$ min
	= 4 horas.

c.6. Resumen:

Tiempo de entrada	30 min.
Tiempo de barrenación	120 min.
Tiempo de soplado	20 min.
Tiempo de carga y disparada	52 min.
Tiempo de ventilación	30 min.
Tiempo de rezagar	246 min.
Tiempo total del ciclo	498' = 8 hs 18 min.

Para proyecto tomaremos un turno completo, para barrenar disparar y ventilar, ya que el -

tiempo puede alargarse un poco con la profundización y otro turno para rezagar.

El ciclo de trabajo que acabamos de calcular se hará en el día de trabajo, por lo que para ademar, poner escaleras, guardapiés, tuberías, etc. consideramos dos días de la semana para esta operación, por lo que el avance real en 6 días de labor trabajando dos turnos, será de 3 m. por semana.

Consideraciones generales.

En resumen, las obras que es necesario realizar son las siguientes:

1.- Cuele del tiro interior.

- a) Perforación del contratiro hasta una altura de 30 metros, por este se realizará el manteo para el ahonde del tiro y se instalarán las poleas.
- b) Se colará la tolva o bolsa de manteo comunicándola con el contratiro.
- c) Se colará un contrapozo con sección cuadrada de 0.9 x 0.9 m. para cables.

d.- COSTOS.

Costo por metro de avance. (Para el presente cálculo se tomaron en cuenta los precios de 1970).

d.1. Mano de Obra.

Se dará a contrato y de acuerdo con el contratista se fijarán los precios finales, pero tentativamente pudieran quedar como sigue:
Los primeros 10 metros se pagarán a razón de: \$-450.00 por metro lineal, aumentándose - - \$-80.00 por cada 10 metros de profundidad. Da da la longitud del avance total se pagará un promedio de \$-610.00 por metro lineal de avan ce por concepto de mano de Obra.

d.2. Depreciación de equipo de Barrenación.

Se consideran 300 días hábiles por año. Perfo radora tipo pistola.

Marca : Atlas Copco

Tipo : R.H. 658-4L

Valor : \$-10,275.00

Depreciación: 3 años + el 70% de su valor --
(\$-7,192.50), en refacciones y mantenimiento -
\$-17,467.50

Días hábiles considerados = 300 por año

Depreciación de una máquina / día.

$$17,467.50/900 = 19.40$$

Mangueras (Para aire y agua)

	Diámetro	Longitud	Número de Mangueras	Costo	Depreciación
AIRE	1"	15 m	2	\$1,500.00	1500/150=\$-10.00/día
AGUA	3/8"	15 m	2	\$1,200.00	1200/150=\$- 8.00/día
					Total = \$-18.00/día

Acero. Se usa una escala de 3 barrenas costo - \$-1,800.00. Son afiladas unas 8 veces durante su vida activa, por lo que consideramos el costo por mano de obra:

Afilador : \$-40.00 + 1/6 (40.00) = \$-46.66

Ayudante : 35.00 + 1/6 (35.00) = \$-40.83

Suma : \$-87.49

Durante el turno se afila un promedio de 50 barrenas : $87.49/50 = \$-1.74$

Por concepto de depreciación de equipo, de agua y consumo de energía, consideraremos un 33% de lo que vale la mano de obra.

Depreciación y energía : $1.74 \times 0.33 = \$-0.57$

Mano de obra y depreciación: $1.74 + 0.57 = \$2.31$

Costo total por afilada : $2.31 \times 3 \times 8 = \55.44

Costo de escala y afilada: $1800.00 + 55.44 =$

\$-1,855.44

De acuerdo a estadísticas tomadas para la duración de las barrenas, se ha obtenido un promedio de barrenación de 350 m por barrena, - por lo que la escala será de $3 \times 350 = 1050$ m.

De lo anterior se origina lo siguiente:

Costo por metro barrenado: $1855.44/1050 = \$-1.76$

Longitud barrenada $25 \times 1.50 = 37.50$ m.

Costo de barrenación por banco $37.50 \times 1.76 =$

$\$- 66.00$

Costo de barrenación por dos bancos = $\$-132.00$

d.3. Lubricantes.

Una máquina consume 0.5 litros, cuyo costo es - de $\$-5.00$ el litro.

Consumo/día $2 \times 2 \times 0.5 = 2$ litros.

Costo/día $5 \times 2 = \$-10.00$

d.4. Aire Comprimido.

La unidad cuenta con el siguiente equipo:

Un compresor marca Ingersol Rand.

Capacidad: $2400 \text{ ft}^2/\text{min.}$

Motor : G.E. 350 H.P. 250 R.P.M.

Presión Otorgada : 100 libras/in^2

Costo : $\$-426,700.00$

Tiempo de depreciación: 10 años (de 300 días hábiles por año).

Consumo de refacciones y mantenimiento el -
50% de su valor = \$-213,350.00

Total: 426,700.00 + 213,350.00 = \$-640,050.00

Energía.- El compresor produce 2400 ft³/min, consumo 350 H.P. y trabaja 15.5 horas durante el día.

El costo de la energía por día será :

Un H.P. = 746 Watts.

KW consumidos = 350 x 746/1000 = 261.10 KW

Costo promedio de KWH = \$-0.20

Costo de energía: 261.10 x 15.5 x 0.20=\$-809.41

Mano de obra : Dos turnos.

1er. Turno compresorista : 36.70 + 1/6
(3670) = \$- 42.81

2º. Turno compresorista : 42.81 + 1/6
(42.81) = \$- 49.94

Mano de obra por día: = \$- 92.75

Resúmen: Costo de aire comprimido:

Depreciación por día:	\$- 213.35
Costo de energía por día:	809.41
Mano de Obra por día :	<u>92.75</u>
Costo total por día :	<u>\$-1,115.51</u>

El compresor produce durante los dos turnos
 $2400 \times 15.5 \times 60 = 2232 \text{ ft}^3/\text{día.}$

Costo por 1000 ft^3 de aire comprimido:

$$1115.51/2232 = 0.49$$

Costo de aire comprimido para 2 máquinas:

En la barrenación de un banco se emplearán -
dos máquinas perforadoras, que tienen un con-
sumo de $116 \text{ ft}^3/\text{min}$ de aire comprimido cada
una. El tiempo efectivo de barrenación de un
barreno es de 5 minutos, por lo tanto el con-
sumo de aire será:

$$116 \times 5 \times 20 \times 2 = 23200 \text{ ft}^3$$

Más un 15% por soplado y fugas.

$$23200 + 23200 \times 0.15 = 26680 \text{ ft}^3$$

Costo por consumo de aire comprimido por día:

$$26680 \times 49 \text{ C} = \underline{\underline{13.07}}$$

d.5. Tubería.

Para la introducción de aire comprimido y --
agua al interior de la mina se usa tubería de
8" y 4" de diámetro respectivamente y 6 metros
de longitud. La mano de obra necesaria para -
su instalación, consiste de un tubero y 3 ayu-
dantes los cuáles pueden colocar 3 tubos de -

8" ó 4 tubos de 4" durante el turno, por lo -
que el costo por este concepto es el siguiente:

Tubero $35.90 + 1/6 35.90 = \$= 41.88$
3 ayudantes $3(33.85+1/6 33.85) = 118.47$
Total = $\$=160.35$

Mano de obra por m de tubo 8" :

$160.35/18 = \$= 8.90$

Mano de obra por m de tubo de 4":

$160.35/24 = \$= 6.68$

La tubería se une con coples colocando bridas de empaque a cada 6 tramos para facilitar el cambio de cualquier tubo.

Precios:

Tubo de 8" (Tramo 6 m)	\$= 450.00
Tubo de 4" (Tramo 6 m)	390.00
Cople de 8"	40.00
Cople de 4"	35.00
Brida de 8"	160.00
Brida de 4"	85.00

Costo por metros:

Concepto	Por tubo de 8"	Por tubo de 4"
Mano de Obra	\$ 8.90	\$= 6.68
1/6 Tubería	75.00	65.00
1/6 Cople	6.67	5.83

1/36 Brida	4.45	2.36
Sub-Total	\$-95.02	\$-79.87

Total Costo por metro de tubería: \$-174.88

d.6. Explosivos.

Como se citó en renglones anteriores el avance del tiro se llevará en bancos con 20 barrenos cada uno, los que se cargará con 6 bombillos por barreno las que suman 120 bombillos con un peso promedio de 100 gr. cada uno precio por caja de Gelamex No. 2 con 25 kg. conteniendo un promedio de 250 bombillos: \$175.00.

Costo por Kg.		\$	7.00
Cantidad consumida: 120 x 100	=		12 Kg.
Costo por banco: 12 x 7.00	=		84.00
Costo por dos bancos: 84.00 x 2	=		\$-168.00

En la disparada se necesitan 20 estopines, de acuerdo con el tiempo y secuela siguientes:

Secuencia	Cantidad	Precio Unitario	Costo Total
1	3	2.50	\$ 7.50
2	5	2.70	13.50
3	5	2.85	14.25
4	5	3.00	15.00
5	2	3.15	6.30
Suma	20		\$- 56.55

Costo por dos bancos \$-113.10

Costo de explosivos por día: 168.00 + 113.10

= \$-281.10

d.7. Aire en ventilación.

Dos mangueras de 1" de diámetro dejarán escapar aire durante 30 minutos, un volúmen igual al de dos máquinas perforadoras.

Consumo de aire por turno: $116 \times 30 \times 2 = 6,960 \text{ ft}^3$

Consumo por día $6960 \times 2 = 13,920 \text{ ft}^3$

Costo de ventilación/día : $13920 \times 0.49 = \underline{\underline{\$6.82}}$

d.8. Manteo.

Un malacate nuevo y equipado con un motor de -
175 HP tiene un costo aproximado de - - - - -
\$=1'350,000.00, cuyo mantenimiento es un 50% -
del costo del equipo y para fines de proyecto.
Su depreciación es a 10 años tomando 300 días
hábiles por año, de lo anterior resulta el co
sto siguiente:

Costo del equipo \$=1'350,000.00

Mantenimiento y Refaca. 675,000.00

Suma : \$=2'025,000.00

Costo por día \$=2'025,000/3000 = \$=675.00

Dado que el malacate calculado es para mantener
la producción diaria de la mina cuando ésta -

esté en explotación el manto se realizará en un solo turno.

Costo de Energía:

$$170 \text{ HP} \times \frac{746}{1000} = 126.82 \text{ KW consumidos.}$$

$$126.82 \times 8 \times 0.20 = \$=203.00 \text{ costo de energía.}$$

$$\text{Total: } 675.00 + 203.00 = \$=878.00$$

$$\text{Costo por tonelada/día} = \$=4.39$$

Salario del malacatero:

$$1^{\text{er}} \text{ turno } 37.60 + 1/6 (37.60) = \$=43.86$$

$$2^{\text{do}} \text{ turno } 43.86 + 1/8 (37.60) = \underline{48.56}$$

$$\underline{\underline{\$=92.42}}$$

Volúmen de roca por rezagar:

$$5 \times 2 \times 1.4 = 14 \text{ m}^3$$

$$\text{Tonelaje: } 14 \times 2 = 28 \text{ Ton.}$$

$$\text{Costo de mano de obra por ton.} = 92.42/28 =$$

$$\$=3.30$$

$$\text{Costo por tonelada mantecada: } 4.39 + 3.30 =$$

$$\$=7.69$$

$$\text{Costo por manto diario: } 28 \times 7.69 = \$=215.00$$

d.8. Ademe.

Serán ademados solamente aquellos tramos que

lo requieran, pero por razones de eficiencia y seguridad serán los primeros 30 metros del brocal hacia abajo y 30 m. hacia arriba (con tratiro).

C U A D R O 1

No. de Piezas	Nombre de la Pieza	Dimensiones	Volúmen por unidad (in ³)	Volúmen Total (in ³)	Volúmen en pies Tablas	Costo por pie tabla	Costo Total (\$)
4	Cabezales	6.56'x8"x8"	5,038.38	20,152.32	139.95	6.037	844.88
2	Largueros	16.40'x8"x8"	12,595.20	25,190.40	175.62	6.037	1,060.22
8	Postes	6.56'x8"x8"	5,038.38	40,307.04	279.91	6.037	1,689.82
12	Ganchos	2.11 mts con varilla de 1"				6.80	<u>81.60</u>

Costo por tramo (2mts) de madera = (3naves) \$=3,676.52

Costo de madera por metro de ademe \$=1,838.26

Nota: 1 pie-tabla = 144 in³.

Mano de Obra: El personal encargado de colocar la madera es un ademador y dos ayudantes, estos pueden colocar en un turno, un marco completo.

Sueldo del ademador $36.10 + 1/6 36.10 = \$42.11$
 Sueldo dos ayudantes $2 \times 34.20 + 1/6 34.20 = 79.80$
 Total = \$121.91

Costo por marco: $3676 + 121.91 = \$3,797.91$

Costo por metro: $3797.91/2 = \$1,898.96$

Cada dos marcos se colocará un guarda pies y una escalera.

MADERA PARA GUARDAPIES

Pzas.	Dimensiones	Volúmen por unidad (in ³)	Volúmen Total (in ³)	Volúmen pie Tabla	Costo Total
1	3'8"x10"x3"	1319.76	1319.76	9.17	\$ 55.23
3	3'8"x10"x2"	879.84	2539.52	18.33	\$ 110.66
					\$ 165.99

MADERA PARA ESCALERAS.

2	16"x4"x2'	1536	3072	21.34	128.83
15	1'2"x3"x2"	84	1260	8.75	52.82
					\$ 181.65
Sub-Total					\$ 347.64

2 1/2 kg de clavos de 4" a \$ 3.00 = \$7.50

1/2 kg de clavos de 6" a \$ 2.80 = $\frac{1.40}{18.90}$

Total \$ 356.54

Costo de Mano de Obra: Consideraremos la mitad del sueldo del ademador y del ayudante ya que esta operación la realizan en medio turno.

Sueldo ademador	\$ 42.11
Sueldo ayudante	39.90
Total	\$ 82.01
50%	41.00

Costo TOTAL: $356.54 + 41.00 = \$-397.54$

Cada marco tiene un avance de 2 metros por lo que para dos marcos se tendrá una longitud de 4.00 metros.

Costo por metro: $397.54/2 = \$-198.77$

Madera para guías: Estas son de 16', por lo que se colocaran 4 cada 3 marcos en las dos naves.

Pzs.	Dimensiones	Volúmen en (in ³)	Volúmen Total	Volúmen pie Tabla	Costo por pie tabla
4	16'x6"x4"	4,608	18,432	128	\$8.00
					\$1,024.00

20 tornillos de 3/4" x 1 1/2" con rondana y tuerca

\$-2.60 cada uno \$- 52.00

Costo del material \$-1,076.00

Mano de Obra: De la misma forma que se hizo pa
ra el camino, se considera el 50% del sueldo =

$$82.01 \times 0.5 = \$=41.00$$

$$\text{Costo total : } 1076 + 41.00 = \$=1,117.00$$

$$\text{Costo por metro: } \$=1117.00/4.90\text{mts.} = \$=227.97$$

Resúmen de costos totales	\$-1,898.96
a) Costo por metro de marco	\$-1,898.96
b) Costo por metro de camino	198.77
c) Costo por metro de guías	227.97
Total costo por metro ademe	<u>\$=2,325.70</u>

d.10. Resúmen de Costos Diarios.

Depreciación de equipo	\$= 38.80
Costo por mangueras	18.00
Costo por consumo de acero	132.00
Costo por lubricantes	10.00
Costo por aire comprimido	13.07
Costo por explosivos	281.10
Costo por ventilación	6.82
Costo por manteo	215.32
S u m a	<u>\$-715.74</u>

Costo por metro de avance :

$$715.74/1.4 = \$=511.24/m$$

Resumen de costos por metro.

Costo por mano de Obra	\$= 610.00
Costo por metro de tubería	174.89
Costo por metro de ademe	2,325.70
Costo de material por metro	511.24
Costo sub-total por metro de	_____
avance	\$=3,621.83

Costos miscelaneos: Se refieren a los distintos complementos de trabajo (hacas, picos, palas y demás herramientas), dado que sería muy extenso y complicado cuantificar estos gastos se toma un 10% del subtotal por metro de avances:

Costos miscelaneos : \$-353.64

d.11. Costos Indirectos.

Se incluyen: Gastos generales, supervisión, - impuesto superficial y prestaciones. Representan un 25% de los costos anteriores.

3536.40 X 025 = \$-884.10

En resumen:

Costo sub-total	\$-3,536.40
Misceláneos	353.64
Indirectos	884.10

Costo total por metro de avance \$-4,774.14

d.12. Costo de Profundización Total del Tiro Interior.

Longitud a profundizar	236 m.
Costo por metro lineal	\$= 4,774.14
Costo total de la Obra	<u><u>\$=1'126,697.00</u></u>

2.- Obras de Desarrollo.

Los trabajos tiene por finalidad explorar con Obra directa, la parte norte de la mina, abajo del nivel del "burro" dónde, según resultados de la barrenación a diamante, - existen buena probabilidades de que la veta continúe a - profundidad.

En relación al problema, se tiene el cuerpo mineralizado ya limitado tanto a rumbo como a profundidad, por lo que se ha de seguir un plan determinado para obtener las mayores utilidades en el menor tiempo posible y al mas bajo costo. El proyecto de desarrollo y exploración consiste en un avance total de 450 metros de los cuales, 300 - metros serán de frentes y 150 metros de contrapozos.

Los propósitos fundamentales quedan resumidos como sigue:

- 1.- Explorar la veta "La Nave" abajo del nivel del burro en rumbo norte (a futuro a el sur).
- 2.- Bloquear el cuerpo mineralizado para conocer el valor comercial del criadero.
- 3.- Proyectar obras de servicio y ventilación.

Nomenclatura Topográfica. Esta se basa en un sistema de coordenadas, el cuál divide la mina en bloques, - teniendo como origen una obra principal.

En vista de que las vetas tienen un rumbo general -- NW-SE, la división se hará hacia el norte, teniendo - como punto de origen el tiro interior. Como los bloques tendrán una longitud de 100 metros cada uno se - nombrarán block norte o block sur, dependiendo del lugar que ocupan respecto al paralelo de origen. Así - como también se antepondrá una numeración progresiva que indica la distancia que hay entre el block y el - paralelo cero o de origen.

Ejemplo:

Bloques al norte: 1N, 2 N, 6N, etc.

Bloques al sur 1S, 2 S, 6S, etc.

Las frentes se denominan frente norte ó frente sur, - dependiendo del rumbo de avance, sin tomar en cuenta el rumbo exacto de la veta.

Para localizar una Obra minera (cruce, contrapozo, frente, rebaje), la nomenclatura utilizada es una terna de número y una letra, distribuidos de la siguiente manera:

El primer número indica el nivel, el segundo el block el tercero la posición respecto al paralelo y por último la letra que nos indica la sección Norte o Sur.

En el caso de los cruceros su denominación se refiere al punto en que fueron encapillados y la letra nos indica el rumbo de dicho crucero, es decir, oriente ó poniente.

Ejemplo: Crucero : 7 - 11 - 20 - W

7: Nivel

11: Block

20: Distancia en m. del paralelo.

Rebaje : 7 20 - S

7: Nivel

20: Block

S: Sección Sur

Contrapozo : 6 - 13 - 25 - N

6: Nivel

13: Block

25: Distancia en m. del paralelo de
terminado.

N: Sección Norte.

a.- Descripción de las Obras.

Frentes.

Frente norte: - 1 - 1 - 100 N : Esta frente tendrá un desarrollo de 300 m. se llevará sobre la veta partiendo de la ventanilla del tiro hasta llegar al block 3-N que es hasta dónde se han localizado valores minerales.

La sección es de 1.8 m x 2.1 así como una pendiente de 0.5% a favor del acarreo, teniendo como objetivo principal el conocer detalladamente las leyes y potencia del cuerpo mineralizado.

Contrapozos.

De acuerdo a las condiciones actuales de la mina, cuya buena ventilación, uniformidad de sus leyes, potencia de la veta y las características físicas de la roca, los contrapozos deben colarse cada 100 metros uno del otro, siendo en total 3 contrapozos. Estas obras tienen como finalidad la de ventilar el nivel - 50, explorar y bloquear el criadero, por lo que serán contrapozos sencillos y su desarrollo se llevará sobre veta con una sección de 1.5 m x 1.5 m y una inclinación de 50° la cuál permitirá el cuele sin madera, y solo será usada cuando las características físicas de la roca así lo requieran.

Avance del frente y los contrapozos.

Al comenzar el desarrollo del nivel - 50 hasta una distancia de 100 metros, se iniciará el encapilla del primer contrapozo para formar el primer block. Con el propósito de eliminar contratiempos al iniciar el cuele de los contrapozos una vez estando en estas condiciones se proseguirá al avance

de las frentes, teniendo en esta forma 2 lugares de trabajo en el desarrollo del nivel - 50.

Esta secuela se repetirá nuevamente al llegar al punto dónde se encapillará el siguiente contrazo proyectado.

b.- Operación.- Obras horizontales (frentes y cruceros).

Ciclo de trabajo.

El desarrollo eficiente de una obra horizontal, - se logra combinando todas las operaciones que intervienen en el avance, de tal manera que el desarrollo tenga una secuencia continua en el ciclo - de trabajo, como es: barrenar, disparar, rezagar, poner vía, tubería, hacer acoquia y ademar cuando sea necesario.

Barrenación.

De las experiencias adquiridas en los niveles superiores, la barrenación que ha dado mejores resultados es la de 7 ft, usando cuño rectangular - de 6 barrenos, 4 ayudantes y 15 barrenos de empareje, siendo en total 25 barrenos, de los cuales se cargan 21 y 4 quedan vacíos.

Equipo.

Se recomienda el tipo de máquinas Atlas de pierna neumática: tipo Puma BBC-16.

Peso : 59 libras
Broquero : 7/8" x 4 1/4"
Consumo de aire: 131 ft³
Presión : 85 libras/in²

Acero: Las barrenas utilizadas son de acero hueco hexagonal. Marca recomendable: Fagerata.

	Tamaño de broca	Largo de la barra
Rompedor	1 3/4"	4'
Ajustador	1 5/8"	7' 11"
	Diámetro	Longitud
Para aire comprimido	1"	50 ft
Para agua	3/8"	50 ft

Ambas con sus conexiones.

Disparada.

Después de terminada la barrenación se procede a -
soplarse los barrenos y a cargar, para ello se utilizo en cada barreno un bombillo con Gelamex No. 2, el cual llevará el detonador (capsul), procediendo se después a llenar el barreno con super maxamon, debido a que este último producto es eficiente y -

económico. La mecha es cañuela de 8 ft de longitud cuya velocidad de 140 segundos por metro la hacen bastante segura. En el encendido se usan conectoras que son encadenadas con alambre ignitacord con velocidad de encendido de 58 seg/m. Se debe comenzar por los barrenos de cuña para terminar con los de empareje.

Rezaga.

Después de disparado y ventilado el lugar de laboreo, se procederá a rezagar la carga obtenida en la disparada.

Para esta operación se utilizará una pala mecánica de las siguientes características:

Marca : Atlas Copco
Tipo : LM.- 56
Capacidad: 0.30 m³/min.
Consumo de aire: 250 ft³/min.
Presión : 80 Libras/in²
Con carros de 20 ft³ para el transporte de la rezaga.

La colocación de vía, tubería y acequias se combinarán de tal forma que en cada turno se efectúe una de estas operaciones para completar el ciclo de trabajo.

Para las vías se usan rieles de 45 libras por yarda en tramos de 6 m. los cuáles irán apoyados sobre durmientes de madera, sujetos con clavos de vía.

Para el aire comprimido y agua, se utilizan tuberías de 4" y 2" de diámetro respectivamente, con una longitud de 6 m. y se unen con coples, colocando "Tees" a cada 6 tramos, con el fin de provocar la ventilación forzada por medio de cornetas, y a la vez para utilizarlas posteriormente en la preparación de los rebajes, también se colocan - bridas de empaque a cada 8 tramos con el propósito de facilitar el cambio o reposición de algún tubo.

Ademe.

Aquí no se hace necesario la fortificación en toda su longitud, ya que los respaldos se consideran buenos. Solo se considerarán zonas imprevistas, - que para efectos de proyecto se tomará en un 10%.

La fortificación se hará con marcos de madera rolliza de 8", costerones para formar huacales y armadores, colocando cada marco a una distancia de 1.5 m. de centro a centro.

c.- Operación. Otras Verticales (Contrapozos).

De acuerdo a las consideraciones anteriores, se colarán con una inclinación de 50° sobre veta y una sección de 1.5 x 1.5 metros. El encapillado se hará con una sección mayor para que pase la tolva y la caja de esta, dónde será alojado el producto de cada una de las disparadas. La caja se limitará con un partido de 8', que se colocará en la parte de enfrente.

El acceso al contrapozo se hará por medio de dos - escaleras, hasta llegar al partido; de allí en adelante se colocará una cadena en uno de los ángulos superiores, suspendida por medio de ganchos.

Dada la particularidad de este tipo se obra, se - llevarán 3 líneas de tubería, dos de ellas se utilizarán para la conducción de aire comprimido, de las cuáles una será para la operación y la otra para el agua, estas serán con tubos de 1" de diáme--tro en tramos de 6 metros, las que irán suspendidas con ganchos en el ángulo superior opuesto al de la cadena.

La primera barrenación se iniciará desde el cañon con una inclinación de 45° y dirección oriente po--niente, cayendo la rezaga a éste de dónde se levantará parte de ella por medio de una pala mecánica,

esto se hace a fin de permitir la siguiente barrenación sin necesidad de poner tarango. Después de las dos primeras disparadas se barrenará nuevamente la sección del contrapozo así como las ampliaciones para la tolva, disparándose únicamente la cuña y los barrenos de ampliación, para luego proceder a levantar la totalidad de la rezaga y para la tolva. Estando en estas condiciones se continuará el cuele del contrapozo con las características anotadas anteriormente, iniciándose desde este punto un ciclo constante de trabajo.

Barrenación.

El tipo de barrenación será el mismo que se utilizará en las frentes dado que el tipo de roca seguirá siendo el mismo, cabe hacer la aclaración que de acuerdo con la sección del contrapozo, el número de barrenos será menor o sea que serán solo 6 barrenos de cuña, 4 ayudantes y 10 barrenos de empareje, siendo un total de 20 barrenos, de los cuales se cargarán 16 quedando 4 barrenos de cuña sin cargar.

Disparada.

Teniendo la barrenación terminada se procederá a cargar cada uno de los barrenos, para lo que se

usarán explosivos de iguales características y en la misma forma que se utilizó en el avance de los frentes, estando en estas condiciones y antes de provocar el encendido se jalará la rezaga contenida en la tolva, para dejar el espacio suficiente para el cupo de la rezaga producto de la disparada.

Del mismo modo que en las frentes, la colocación de la tubería y cadena se irá combinando en cada turno para completar el ciclo de trabajo. Como -- quedó acentado anteriormente, las tres líneas se-- rán con tubería de 1" de diámetro en tramos de 6 m. unidos por coples, colocando una tuerca unión cada 6 tramos para facilitar el cambio de algún - tubo averiado por la disparada.

Muestreo.

La finalidad del muestreo es conocer con detalle las leyes del block mineralizado; por lo que el - muestreo es una fase importante en la determina-- ción de reservas. Será llevado durante el avance de cada una de las Obras a desarrollar, tomando - tres muestras en una línea cada 2 metros cortadas normalmente al plano de depositación del mineral, correspondiendo una muestra al bajo de la veta, - otra a la veta propiamente dicha y una tercera al

alto.

Para tener control de la ley promedio se llevarán plano exclusivamente de muestreo en todo el desarrollo.

Ciclo de Trabajo.

Lo mismo que en el avance de las frentes, en el -
cuello de un contrapozo se deben combinar las ope-
raciones que intervienen en el, para tener su ma-
yor eficiencia, dichas operaciones son: barrenar,
disparar, subir tubería y cadena.

Resúmen total de tiempos:

Tiempo de entrada	0 h 30 min.
Tiempo de barrenación	3 h 51 min.
Tiempo de soplado	0 h 25 min.
Tiempo de carga y disparada	0 h 55 min.
Tiempo de ventilación	0 h 30 min.
Tiempo total del ciclo	6 h 3 min.

La rezaga será extraída en 3 h 30 min. del siguien
te turno.

d.- Costos.

Una vez hecha la descripción de las diferentes ope-
raciones que se efectuarán en el desarrollo del -

nivel - 50, se calculará el costo unitario por concepto de las diferentes partidas de las obras horizontales y verticales.

d.1 Frentes y Cruceros.

Mano de Obra.

De acuerdo con el contrato colectivo de trabajo y tomando en cuenta que los precios varían según la sección de la obra y dureza de la roca se ha considerado un precio promedio de:

\$=125.85 por metro lineal.

Ya que muchos de los materiales utilizados en la profundización del tiro son los mismos que serán usados en el avance de las frentes, al hacer mención de ellos en los presentes costos, solo se considerarían los valores unitarios calculados ántes.

Consumo de Acero.

Longitud barrenada : $25 \times 2.1 = 52.5$ m.

Costo por metro barrenado: \$ 1.76

Costo por barrenación 92.40

Avance efectivo en la barrenación 2 m

Costo de acero por metro de avance \$46.70

Costo de Mangueras.

	Diámetro	Longitud	Costo	Depreciación
Aire	1"	15 m	\$750	(en 150 días) 750/= \$5.00/día.
Agua	3/8"	15 m	\$600	600/150 = \$4.00/día.
		Suma :		\$=9.00/día.
		Costo por turno	\$=4.50	
		Costo por metro	\$=2.25	

Lubricantes.

Consumo de una máquina por turno:	0.5 litros
Costo por litro	\$ 5.00
Costo por turno 0.5×5.00	2.50
Costo por metro de avance :	1.25

Explosivos y Artificios:

La eficiencia en la barrenación depende en mucho del trazo de la cuña por lo que esta se carga con mayor cantidad de explosivo, sin embargo para el cálculo de los costos por barrenos se considera un consumo promedio para todos los barrenos.

Cada barreno lleva la carga siguiente:

Un bombillo de Gelamex No. 2

Un Kg de supermexamon

Un capsul No. 6

Un Conector

25 ft de ignita cord

Costo por bombillo \$ 0.70

Un saco de supermexamón de 20 Kg.

Cuesta \$-50.00

Costo por Kg.	2.50
Costo por un ft de cañuela	0.45
Costo de 8 ft de cañuela	3.60
Costo por un capsul	0.35
Costo por un conector	0.35
Costo por un ft de ignita cord	0.25
Costo por 20 ft de ignita cord	<u>5.00</u>
Costo por barreno	12.50
Costo por barrenación 21x12.50	262.50
Costo por metro de avance	
262.50/2 =	\$ 131.25

Tubería.

En las obras horizontales, un tubero y tres ayudantes pueden colocar 6 tramos de tubería de 4" ó 12 tramos de tubos de 2".

Costo de la mano de Obra según cálculos anteriores:

160.35 por lo que para tubos de 4" y 2" se tiene:

Tubos de 4" : 160.35/36 = \$-4.45

Tubos de 2" : 160.35/72 = \$-2.22

Precios:

Tubos de 4" (tramo 6 m)	\$-390.00
Tubos de 2" (tramo 6 m)	135.00
Cople de 4"	35.00
Cople de 2"	6.00
Brida de 4"	85.00
Tuerca unión de 2"	50.00
"T" para tubo de 4"	83.00
"T" para tubo de 2"	20.00

Costo por metros:

Concepto	Tubo de 4"	Tubo de 2"
Mano de Obra	\$ 4.45	\$ 2.22
1/6 Tubo	65.00	22.50
1/6 Cople	5.85	1.00
1/48 Brida	1.77	1.04
1/36 de Tes	2.30	0.55
Suma:	\$ 79.37	\$ 27.31
Costo por metro de tubería :		\$106.68

Vía.

Se usan rieles de 45 libras/yarda, con durmientes espaciados 1 m centro a centro cuyas

medidas son : 4" x 6" x 3'4". Cada tramo requiere de 6 durmientes.

El material usado en cada tramo de vía es el siguiente:

- 2 Rieles de 45 libras/yarda
- 6 Durmientes de 4" x 6" x 3'4"
- 24 Clavos de Vía de 1/2" x 4"
- 4 Planchuelas
- 8 Tornillos de 5/8 x 3 1/2"

Costo por tramo

Concepto	Valor unitario	Total
Rieles	\$ 320.00	\$ 640.00
Durmientes	6.50	39.00
Clavos	0.45	10.80
Planchuelas	3.70	14.80
Tornillos	0.80	6.40
Costo del material :		<u>\$ 711.00</u>

Mano de Obra:

Según estadísticas tomadas en la mina, un rielero y un ayudante pueden colocar dos tramos de vía durante un turno, por lo que el cálculo será en relación a este informe.

Rielero	$35.90 + 1/6 (35.90) =$	\$ 41.88
Ayudante	$32.80 + 1/6 (32.80) =$	<u>38.26</u>
Total :		\$ 80.14

Mano de Obra por tramo: $80.14/2 = \$ 40.07$

Costo total: $40.07 + 711.00 = 751.07$

Costo por metro de vía $\$751.07/6 = \$ 125.18$

Aire Comprimido.

Características de las máquinas perforadoras:

Tipo: Espiga, con pierna neumática, BBC-16

Velocidad de perforación en este tipo de roca:

7 ft/min.

Consumo = 131 ft³/min.

Por lo que el consumo de aire en 25 barrenos

es : $131 \times 7 \times 25 = 22\ 925\ \text{ft}^3$

Más un 15% por fugas, ventilaciones, soplado, etc.

$22925 + 22925 \times 0.15 = 26364\ \text{ft}^3$

Costo por millar (del cálculo para el tiro)

\$- 0.49

Costo por barrenación : $26.364 \times 0.49 = 12.92$

Costo por metro : $12.92/2 = 6.46$

Consumo en el rezagado:

Volúmen por rezagar: $1.8 \times 2.1 \times 2 = 7.56$

Más un 30% por huecos $7.56 \times 0.30 = \underline{2.27}$

Volúmen total 9.83

Capacidad de la pala = $0.30\ \text{m}^3/\text{min.}$

Tiempo de rezagado $9.83/0.30 = 32.76\ \text{min.}$

Consumo de aire de la pala: $250\ \text{ft}^3/\text{min.}$

Consumo aire: $32.76 \times 250 = 8190 \text{ ft}^3$

Costo aire comprimido en el rezagado por metro

$8.190 \times 0.49/2 = \$ 2.00$

Costo total del aire comprado por metro:

$6.46 + 2.00 = \$ 8.46$

Depreciación de equipo.

Máquina perforadora: BBC-16, tipo espiga tiene un valor de \$=13,250.00 depreciandose en 3 -- años, durante los cuáles consume el 70% de su valor en refacciones y mantenimiento, por lo - que su valor total será de: \$=23,525.00, consi- derando 300 días por año, se tiene:

Deprbciación por día: $23,525/900 = \$ 26.13$

Depreciación por turno : = 13.07

Depreciación por metro : = 6.53

Pala Mecánica.

Marca : Atlas Copco IM.56

Costo : \$ 90,000.00

Tiempo de depreciación 10 años (de 3000 días)

Refacciones y mantenimiento : 50% de su valor

Valor total : \$=135,000.00

Depreciación por día: $135,000/3000 = \$ 45.00$

Depreciación por turnos: 22.50

Depreciación por metros: 11.25

Depreciación de equipo: $6.53 + 11.25 = \$-17.78$

Madera.

Considerando que puede ser necesario el uso de madera en alguna zona del nivel se calcularán 3 marcos para tener un informe de su costo, Cada marco quedará separado unos 5 ft.

Material.

Nombre	Dimensiones	Cantidad	Costo Unitario	Total
Postes	8" x 8"	6	\$ 16.00	\$ 96.00
Cabezales	8" x 8"	3	16.00	96.00
Armadores	8" x 5'	4	11.00	44.00
Costeras	4" x 10'	9	11.50	<u>103.50</u>
		Costo Material :		\$ 339.50

Mano de Obra.

Un ademador y un ayudante pueden colocar y enhuacalar un marco completo, por lo que para -
ademar una longitud de 3 metros se necesitan 3
turnos.

Salarios:

Ademador	\$ 42.50
Ayudante	40.00
Total	<u>\$ 82.50</u>

Mano de Obra total : 82.50 x 3 \$ 247.50

Costo total : 339.50 + 247.50 587.00

Costo por metro : \$587.00/3 \$-195.67

Como solo representa un 10% la longitud total por ademar, el costo real por metro es :

$$19.67 \times 0.10 = \$-19.56$$

Resumiendo costos:

Mano de Obra :	\$= 125.85
Acero	46.70
Mangueras	2.25
Lubricantes	1.25
Explosivos	131.25
Tubería	106.68
Vía	125.18
Aire comprimido	8.46
Depreciación de equipo	17.78
Ademe	19.56
Sub-total.	<u>\$ 584.96</u>
Costos mezclaneos (un 10% del sub-total) :	58.49
Costo indirecto (25%) :	
$643.45 \times 0.25 =$	160.86
Costo total por m.	<u>\$ 804.31</u>
Frentes y cruceros	800 metros
Costo por metro lineal	\$-804.31
Costo total por la Obra:	\$-643,448.00

d.2 Contrapozos.

Mano de Obra.

De acuerdo al contrato colectivo de trabajo,
se paga a \$-119.50 por metro lineal.

Acero.

Longitud barrenada : 20 x 2.1 = 42.0 m
Costo 42. x 1.76 = 73.92
Costo por metro de avance 73.92/2 36.96

Mangueras.

Costo por metro: 2.25
Lubricantes 1.25
Explosivos y artificios:
Costo por barreno 12.50
Costo por barrenación 12.50 x 16 \$200.00
Costo por metro 200.00/2 = 100.00

Tubería.

Aunque el diámetro de la tubería para los con-
trapozos es de 1", se considerará el precio de
la tubería de 2" debido a las incomodidades -
que representa su instalación.

Mano de Obra: \$ 2.22
Costo de tubo 1" 60.00
Cople 1" 5.00

Tuerca unión 1"	18.00
Resúmen:	
Mano de Obra	\$ 2.22
Costo 1/6 tubo	10.00
Costo 1/6 cople	0.83
Costo 1/36 tuerca unión	<u>0.50</u>
Costo por metro	\$ 13.55

Como se utilizan 3 líneas de tubería, se tiene : $13.55 \times 3 = \underline{\$40.64}$ que es el costo total por metro.

Aire comprimido.

Consumo de las máquinas: $131 \times 7 \times 20 = 18340 \text{ ft}^3$	
Fugas y soplado : 18340×0.15	2751 ft^3
Total	21091 ft^3

Costo por barrenación y soplado

$$21.091 \times 0.49 = 10.33$$

Costo por metro : 5.16

Depreciación de Equipo:

Máquinas perforadoras, depreciación por metro

$$\$ = 6.53.$$

Resumen de Costos.

Mano de Obra	\$ 119.50
Acero	36.96
Mangueras	2.25
Lubricantes	1.25
Explosivos	100.00
Tubería	40.65
Aire comprimido	5.16
Depreciación de equipo	<u>6.53</u>
Costo por metro de avance:	\$ 312.30

d.3 Ampliaciones.

Es necesario considerar los barrenos de ampliación para las tolvas como un concepto adicional. En dichas ampliaciones se dan un promedio de 10 barrenos las que tumban un volúne de rocas de - 6 m³.

Mano de obra.

De acuerdo al contrato se pagan \$ 11.00 por metro cúbico de ampliación, por lo que sería:

$$6 \times 11 = \underline{\$66.00}$$

Acero.

Longitud barrenada 2.1 x 10 = 21 metros

$$\text{Costo por barrenación } 21 \times 0.49 = \underline{\$10.29}$$

Manguera por turno : 4.50

Lubricantes 1.25

Explosivos y artificios.

Costo por barreno 12.50

Costo por barrenación $12.50 \times 10 =$ 125.00

Aire comprimido.

$131 \times 7 \times 10 = 9170 \text{ ft}^3$

Más 15% por fugas:

$9170 \times 0.15 = 1376 \text{ ft}^3$

Total : 10546 ft^3

Costo del aire comprimido por barrenación

$10.546 \times 0.49 =$ \$ 5.17

Depreciación por turno de máquina \$ 11.07

Rezagado

Se consideran tanto la rezaga de las ampliaciones como la de las dos primeras disparadas del contrapozo.

Volúmen 6 m^3

Contrapozo $1.5 \times 1.5 \times 4 = 9 \text{ m}^3$

Más 30% por huecos 4.5 m^3

Volúmen total 19.50 m^3

Cap. de la pala $0.30 \text{ m}^3/\text{min.}$

Tiempo de rezagado $19.50/0.30 = 65 \text{ min.}$

Consumo de aire de la pala 250 ft³/min.
 Consumo aire 65 x 250 = 16 250 ft³
 Costo aire comprimido : 16.250 x 0.49 = \$ 7.86
 Depreciación de equipos 11.25
 Costo de rezagado \$ 19.11

Resúmen:

Mano de Obra	\$ 66.00
Acero	10.29
Manguera	4.50
Lubricante	1.25
Explosivos y artificios	125.00
Aire comprimido	5.17
Depreciación de máquina	13.07
Rezagado	<u>19.11</u>
Costo por ampliación	\$ 244.39

Tolva.

Mano de Obra 2 turnos de ademador y ayudante	\$ 165.00
Materiales (Madera, clavos, puerta)	<u>826.00</u>
Costo total Tolva	\$ 991.00

Costo por tramo de partido.

Material

Nombre	Cantidad	Dimensiones	Costo Unitario	Costo total
Trancaa	2	8" x 8'	\$ 16.00	\$ 32.00
Tablones	6	3" x 1' x 8'	34.00	204.00
Clavos	2 Kg	6"	6.00	<u>12.00</u>
				\$ 248.00

Mano de Obra.

El ademador y su ayudante colocan un tramo de partido en un turno.

Costo mano de obra:	\$ 82.50
Madera	248.22
Costo por tramo de partida:	330.50

Resumen

Ampliación	\$ 244.39
Tolva	991.00
Tramo de partido	330.50
Costo por ampliación, tolva y partida	\$1,565.89

De acuerdo a la distancia vertical del block y la inclinación del contrapozo, se tiene un desarrollo promedio para cada uno de 60 metros, por lo que a cada metro lineal de cuele, se le afectará con un cargo proporcional por concepto de ampliación, tolva y partido.

Costo por ampliación, tolva y partido:

$$1,565.89/60 = \$= 26.00$$

Resumen total

Costo por metro de avance	\$ 312.30
Costo por ampliación, tolva y partido	<u>26.00</u>
Sub-Total	\$ 338.30
Costos misceláneos (10% del subtotal)	33.83
Costo indirecto 372.13×0.25	<u>93.00</u>
Costo total por metro lineal de c/pozo	\$ 465.13

Costo del cuele total de contrapozos:

Longitud total	800 metros
Costo por metro lineal	465.13
Costo Total	\$=372,104.00

Costo del proyecto de ampliación de la Mina
Guadalupe:

Obras de desarrollo.

Desarrollo del nivel - 50 (costo en un solo nivel	\$=241,293.00
Desarrollo de 3 contrapozos	<u>83,723.40</u>
Total :	<u>\$=325,016.40</u>

Como son 4 niveles el costo por las obras de -
desarrollo serán como sigue:

Cuele del Tiro Interior	<u>\$=1'126,697.00</u>
Desarrollo en 4 niveles (-50 - 100 - 150 -200 800m a \$804.31	643,448.00
800 m. de Desarrollo de contra- pozos	<u>372,104.00</u>

Total \$=2'142,249.00

Toneladas Cubicadas 762,000 Tons.

Costo del tiro y desarrollos
por Tonelada \$=2.81 por Ton.

PROYECTO DE AMPLIACION DE LA CAPACIDAD DE LA PLANTA DE BENE-
FICIO.

A.- Proceso Actual.

El mineral proveniente de la Mina es depositado en una - Tolva de mampostería de forma piramidal, con capacidad - de 50 toneladas, se descarga en la parte inferior por - una boquilla, la carga pasa sobre una parrilla de 1 1/2" de abertura, los gruesos son alimentados a una quebrado- ra de Quijada 12" x 20" Denver con una capacidad de 20 - ton/hr. Esta quebradora descarga en una banda transporta- dora de 20" la cuál descarga a una criba vibratoria de - 4' x 8' con una tela de 1" de abertura; los gruesos se - encuentran en circuito cerrado con la quebradora segunda- ria y los finos (1") son transportados por una banda de 20" de ancho a una tolva de finos con capacidad de 70 - toneladas, la quebradora secundaria es marca Telamith de 18".

En la parte inferior de la tolva de finos hay una banda transportadora de 18" que va hacia el molino. Esta tiene acoplada una fotocelda que acciona una báscula automáti- ca marca Autoweight, la cuál indica la carga alimentada, durante el molino de 5' x 6' el cuál está accionado por un motor de 100 HP, la capacidad máxima del molino es de 50 toneladas cada 24 Ha.

El molino descarga la pulpa con una densidad de 1.780 Kg/ft³ a un clasificador Dorr de 6' x 10' y la dilución con que se descarga este clasificador es de 1.100 gr/lit es decir 18% de sólidos que corresponden a un 65%, a 200 mallas en promedio.

Los reactivos son adicionados en la forma siguiente:

Al Molino:

Sulfato de Zinc	(600 gr/ton)
Cianuro de Sodio	(100 gr/ton)
Promotor 404	(15 gr/ton)
Xantato Amílico de Potasa 350	(10 gr/ton)

Derrame del Clasificador:

Xantato Amílico de Potasa	(10 gr/ton)
Espumante Cyanaform	(35 gr/ton)

Flotación.

Circuito de Plomo: Se tienen instalados dos bancos de celdas Denver No. 12 el primero de 4 celdas de donde se obtiene un concentrado sucio de Pb. La espuma obtenida en el primer banco pasa a dos celdas limpiadoras de las cuales se obtiene un concentrado limpio de plomo, lo que no se flotó (medios) en el banco de las limpiadoras se junta con las cabezas de las primeras 4 celdas, para retener a la primera celda del sistema. El concentrado limpio de plomo es enviado a un tanque espesador de 15' x 7' del

cuál sale un concentrado de plomo y es enviado a un filtro de dos discos de 3' x 3' por medio de una bomba de diafragma Dever de 4"; del filtro sale el concentrado - con una humedad de 10%. Una vez formado un lote, se envía a la fundición de Peñoles Torreón, para su venta.

Circuito de Zinc: Las colas del segundo banco del circuito de plomo son enviadas a un tanque acondicionador - de 8" x 8" con motor de 20 H.P y 190 R.P.M. En dónde se adiciona CuSO_4 , CaO , NaCN , Xantato-343 (Isopropílico de Sodio) una vez acondicionada la pulpa se envía por medio de una bomba SRL 3" x 3" al circuito de Zinc. Este circuito está formado por dos bancos de 4 celdas Denver 12, en el primer banco se obtiene un concentrado sucio de Zn el cuál se envía a un banco de dos celdas Galliger de 100 ft³ en los cuáles se les dan dos limpias, la primera con 0.010 Kg de NaCN y la segunda sin reactivos, de las cuáles se obtiene un concentrado limpio de Zinc, se envía a un espesador de 15' x 7' y de ahí se envía a una serie de piletas decantadoras con lo que se obtiene un concentrado con 15% de humedad el cuál es enviado a venta.

Los medios de las limpiadoras del segundo banco de Zn - se retornan al acondicionador de Zn y entran a las cabezas, lo no flotado constituye las colas de flotación.

Las colas del segundo banco de Zinc son depositadas en un tanque espesador de 30' x 10' el cuál tiene como finalidad recuperar el agua limpia para regresarla al proceso de flotación, mientras las arenas pasan a los jales, por medio de una bomba Denver Duplex de 4".

B.- Planta Proyecto.

1.- Capacidad.

Dada la capacidad de producción de la mina, según los resultados obtenidos en las exploraciones realizadas y las buenas perspectivas de los criaderos, hace necesario un estudio detallado para aumentar la capacidad de tratamiento de la planta de beneficio, para lo cuál se ha considerado el volúmen cuantificado de 700,000 toneladas métricas que permite planear un horizonte de operación de 10 años a un ritmo de 200 toneladas por día.

2.- Pruebas Metalúrgicas.

Se han elegido muestras de mineral que son representativas, tanto químicamente como mineralógicamente, arrojando los siguientes resultados:

- a) Compuesto mineralógicos: Son sulfuros de Pb, Zn, Fe, Ag y se ha encontrado Au nativo, con las siguientes leyes en cabezas:

Plomo	4.10 %
Zinc	7.20 %
Plata	180 gr/ton
Oro	0.5 gr/ton

b) Condiciones físicas:

Densidad	2.5 ton/m ³
Tenacidad	Frágil
Dureza	Media.

Minerales de ganga SiO₂, Ca, CO₃, etc.

c) Con estos datos es posible procesarlos en el laboratorio con el objeto de determinar las constantes de tratamiento y posteriormente diseñar el equipo industrial.

PRUEBAS DE LABORATORIO:

- 1.- Determinación granulométrica.
- 2.- Determinación del tiempo de :
 - 2.1 Molienda
 - 2.2 Flotación primaria.
 - 2.3 Acondicionamiento
 - 2.4 Flotación de limpia.
- 3.- Determinación de las relaciones de dilución - (relación agua sólidos)
- 4.- Dosificación de reactivos.
- 5.- Determinación del PH de la pulpa
- 6.- Balance metalúrgico.

c.1. La determinación granulométrica de un mineral muestra el tamaño a que se liberan las especies mineralógicas por lo que fué necesario molerlo, obteniéndose los resultados siguientes:

- 1.- A menos 200 mallas se obtuvieron altas leyes debido a la acumulación de valores por causa de su densidad.
- 2.- A menos 65 mallas se obtuvo el menor peso retenido en la malla y una ley alta, por lo que para la elección del tamaño de molienda se escogerá el de - 65 mallas.

c.2. Determinación de los tiempos de:

Molienda. Para realizar esta prueba fué necesario el equipo que a continuación se describe:

- a) Un molino de laboratorio de 7.5"x7".
- b) Muestra : 1 Kg.
- c) Tamaño de los fragmentos que constituyen la muestra : 10 mallas.
- d) Relación de dilución 1 : 1

Los resultados arrojaron un tiempo de 20 minutos para alcanzar las - 65 mallas en un 80% del total.

Con estos resultados se procedió a flotar la pulpa obteniéndose los siguientes resultados:

(Ver Cuadro No. 2) .

C U A D R O 2

Reactivos	Cantidad gr/ton	Lugar	Tiempo de Acondicio namiento. (minutos)	Tiempo de Flota- ción.	P H	Producto
$\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4\text{ZnSO}_4$	50	Molino	15			
Aerofroth 70	20	Celdas Primarias		3.5		
Acido Cresilico	27	Celdas Primarias		3.5		
Xantato 343	33	Celdas Primarias		3.5		Conc. sucio Plomo.
ZnSO_4	30	Celdas de Limpia		3		Conc. Pb
CuSO_4	345	Acondic. Zn	10		10.4	
Aerofroth 70	20	Acondic. Zn	10			
Acido Cresilico	27	Acondic. Zn	10			
Xantato 343	33	Acondic. Zn	10			
CaO	2000	Acondic. Zn	10			
		Celdas de Zinc		3.5		Conc. sucio Zn.
CaO	500	Limpia Zn		3		Conc. Zn.

98

c.3. Reactivos.

Se dividen en 3 grandes grupos:

Colectores o Promotores: Son aquellos, que imparten a los minerales que se desean flootar, una superficie repelente al agua (no mojabilidad) que se adhiere a las burbujas de aire. Para la minería metálica se dividen en Xantatos y Aerofloats. Se usarán Xantato 343 en el circuito del Plomo, adicionándose en las celdas primarias y en el Circuito del Zinc será agregado en el acondicionador.

Espumantes: Son aquellos que actúan sobre el agua, bajando la tensión superficial. Pueden ser selectivos (espuma frágil) ó no selectivos. En la flotación primaria deben buscarse espumantes selectivos para obtener concentrados limpios. En el presente caso se usarán aerofroth 70 y Acido Cresílico adicionados en las celdas primarias del circuito del Plomo y en el acondicionador del Circuito del Zinc.

Modificantes: Se subdividen de la manera siguiente:

- a) Activantes: Obran sobre la partícula para recibir el colector haciéndola no mojabla. En el circuito del Zinc se usará el CuSO_4 agregándolo en el acondicionador.
- b) Depresores: Ayudan a la separación de dos minerales entre sí, cuando la flotabilidad es muy semejante, actúan sobre el mineral haciéndolo mojabla y provocando su asentamiento. En el circuito del plomo se usará $\text{Na}_2\text{Zn}(\text{CN})_4 \cdot \text{ZnSO}_4$ agregado en el molino para deprimir la Blenda y la Pirita; en las celdas de limpia se agregará ZnSO_4 .
- c) Modificadores del pH: Se usará CaO agregado en el circuito de Zinc, en el acondicionador y en las celdas de limpia.

BALANCE METALURGICO

PRODUC TO.	PESO gr	PESO %	REL. CONC	ENSAYES				PRODUCTOS				DISTRIBUCION %			
				gr/ton		%		Au	Ag	Pb	Zn	Au	Ag	Pb	Zn
Conc. de Pb	141	4.7	21.1	3.8	2780	59.2	5.7	17.9	13149	280	17.5	44.5	65.7	81.4	2.4
Conc. de Zn	319	10.7	9.3	0.5	246	1.6	53.4	5.4	2632	17.1	571.4	13.4	13.1	4.9	78.9
Colas	2522	84.5		0.2	50	0.5	1.6	16.9	4229	46.5	135.3	42.0	21.1	13.5	18.6
Total	2982	100.0						40.2	20010	343.6	724.2	100.0	100.0	100.0	100.0

3.- Proceso.

Tolva: La capacidad de la tolva de gruesos será la de 2 días de operación en la planta, ya que durante la semana se acarreará el mineral a moler el día domingo, día en que no trabaja la Mina.

Acarreo diario $200 + 1/6 (200) = 233.3$ ton/día.

Min. necesario para sábado y domingo 400 ton. de min.

Volúmen de 400 ton = $\frac{400}{2.5} = 160 \text{ m}^3$

Huecos 30% = 48

Volúmen de la tolva = 208 m^3

Trituración: En este proceso el mineral es reducido de tamaño, liberando parcialmente los valores. El mineral se recibe de la mina a un tamaño máximo de 10" y en esta sección del proceso se le reduce hasta obtener un producto de $\frac{3}{8}$ ". La relación de trituración considerada de esta manera es demasiado grande para obtenerla en un solo paso, por lo que se hará en dos ó sea, con trituración primaria y secundaria.

El primer paso lograría tamaños de $\frac{1}{2}$ " ó sea una relación de 4:1 que se encuentra dentro de los límites de trabajo de una quebradora primaria.

El segundo paso tendrá un tamaño final de $\frac{3}{8}$ ", con una relación de trituración de 6.6:1 y dentro de los

límites para trituración secundaria que debe ser 8:1

Quebradora Primaria: A la salida de la tolva de mina se instalará una parrilla de rieles con el hongo hacia abajo, con una abertura de 10" a fin de garantizar que este será el tamaño mayor con que se alimentará la quebradora primaria. Una nueva parrilla a la salida de la tolva permitirá la clasificación, separando el mineral de (-2 1/2") el cuál se unirá a la descarga de la quebradora primaria para pasar a una criba vibratoria que separará el tamaño de -3/8" y lo unirá a la descarga de la quebradora secundaria para pasar la tolva de molino.

Se estima que por la parrilla pasará un 20% de mineral de - 2 1/2", por la quebradora primaria se calculará para un 80% del mineral que deberá ser triturado diariamente.

Se procesará en un solo turno de 6 horas efectivas, dejando márgen para limpieza y mantenimiento del equipo.

Mineral por quebrar en 6 hs/día.

200 + 200/6 =	234 Toneladas
234 x 0.8 =	187.2 Tons. (-10"+2 1/2")
187.2 x 1.1 =	206 Tons. Cortas (Shortton)

Capacidad de la quebradora $\frac{206}{6} = 34.33$ ST/hora

Del catalogo: Quebradora Denver.

Admisión :	10" x 16"
Descarga :	2 1/2"
Capacidad:	36 ST/hora
H P :	40
Peso :	8200 #
R.P.M. :	275

Criba Vibratoria: Como ya se consideró anteriormente quedará instalada antes de la alimentación de la quebradora secundaria, con el objeto de separar tamaños de $3/8"$. Para determinar las dimensiones de la criba, nos basaremos en las especificaciones siguientes: Capacidad: 8 a 15 S.T./ft²/24 ha/mm que es la capacidad de tonelaje diario, la variación de 8 a 15 está en función de la naturaleza del mineral, 8 para arcillas y 15 para calizas; para el presente caso se tomará el valor intermedio de 12 mm : Son los mm de abertura de la criba ($3/8" = 9.5$ mm).

$$\text{Area necesario} = \frac{234 \times 1.1 \times 24 \times 1}{12 \times 6 \times 9.5} = 9. \text{ ft}^2$$

Este valor obtenido se afectará por un factor de seguridad que variará desde 200% hasta 1000% (20% para cuarzo, calizas, y 1000% para arcillas). Por lo que un factor de 300% es suficiente para el presente proyecto.

$$\text{Area} = 9 + 9 \times 3 = 36 \text{ ft}^2$$

Del catálogo : Criba Denver

Dimensiones : 5' x 8'

Quebradora Secundaria: Esta máquina recibirá mineral a un tamaño de $- 2 \frac{1}{2}'' + \frac{3}{8}''$ y lo reducirá a $- \frac{3}{8}''$ por lo que tendrá una relación de trituración de -- 6.66 : 1

El cálculo para elegir la maquinaria adecuada se hará sobre $2\frac{3}{4}$ Tons/24 horas ó sea : $2\frac{3}{4} \times 1.1 =$ -- 257.4 ST/hora.

Y como se ha considerado 6 horas de trabajo efectivo en la sección de trituración :

$$\frac{257.4}{6} = 42.9 \text{ ST/hora.}$$

Consultando el catálogo

La trituradora Girasphere (Telesmit) No. 365, modelo 36 FC, para trituración fina, es recomendable en función de la capacidad, tamaños de alimentación y descarga.

Tipo Symons cabeza standard de 4'

Descarga : $- \frac{3}{8}''$

Capacidad : 50 tons. coetas/hora

H P = 30

Transporte de Mineral: Se hará por medio de bandas transportadoras y por gravedad. Aún cuando las longitudes e inclinaciones de las bandas se considerarán en el proyecto definitivo, por la necesidad de tomar en cuenta la topografía del terreno, haremos a continuación un cálculo a fin de determinar con aproximación suficiente el tipo de bandas que serán necesarias. Para lograr esto consideraremos las condiciones de trabajo más críticas, ó sea cuando el mineral sale de la quebradora secundaria.

Usaremos la siguiente fórmula:

$$C = K V W^2$$

Dónde : C = Capacidad en m³/hora.

$$K = \text{Constante: Para bandas cortas} = \frac{1}{2500}$$

$$\text{Para bandas largas} = 1/2000$$

V = Velocidad en m/minuto

W = Ancho de la banda en cm.

Para nuestro caso:

$$\frac{234}{6} = 39 \text{ tons/hora.}$$

$$V = \frac{M}{d} = 40\% \text{ huecos} = 22 \text{ m}^3$$

$$C = 22 \text{ m}^3$$

$$K = (\text{PROMEDIO}) = 1/2250$$

$$V = 20 \text{ m/min.}$$

Resolviendo la ecuación se tiene :

$$W = 40.62 \text{ cm.}$$

Se puede adoptar una banda de 18" con rodillas triples y motor de 3 HP.

Molienda: Esta sección de la Planta de Beneficio se inicia desde la tolva de finos, que recibe la descarga de la quebradora secundaria, después de esta tolva se colocará un integrador y un muestreador.

Tolva de Molinos: Consideraciones previas:

- a) El molino requerirá alimentación durante las 24 horas.
- b) La alimentación a la tolva será de 6 horas diarias durante 6 días de la semana.
- c) El molino suspenderá operaciones muy esporádicamente. (9 días al año en promedio).

En virtud de que se trabajará en trituración solo un turno por día será necesaria la capacidad suficiente para 3 días de operación de la sección de molienda garantizando con esto el tiempo suficiente para reparaciones, cambio de muelas y conos en la trituración.

3 días de operación molinos = 600 ton.

$$\text{Volúmen : } \frac{600}{2.5} = 240 \text{ m}^3$$

$$\text{Huecos : } 40\% \quad 96 \text{ m}^3$$

$$\text{Vol. Total tolva } 336 \text{ m}^3$$

Molino: De la ley Rittinger, se pueden obtener las dimensiones del molino adecuado:

$$\frac{T}{t} = \frac{D^{2.6} L}{d^{2.6} l}$$

Donde : T = Capacidad planta = 18 ST/24 hs.

t = Capacidad Mol. de

Lab.

= 1 kg/20 mins.

= 0.072 Ton/24 horas

= 0.079 ST/24 horas

D = Diámetro del molino planta (pies)

d = Diámetro molino laboratorio = 7.5" = 0.625'

L = Longitud molino planta.

l = Longitud molino laboratorio - 7" = 0.583'

Sustituyendo en la fórmula:

$$\frac{181}{0.072} = \frac{D^{2.6} L}{(0.625)^{2.6} (0.583)} ; D^{2.6} L = 407.08$$

Es conveniente calcular el molino de area mínima, ya que el costo de acero también resulta mínimo.

$$At = II DL + \frac{II D^2}{2} ; At = II (D L + \frac{D^2}{2})$$

$$\text{Por lo que : } At = II (\frac{407.08 D}{D^{2.6}} + \frac{D^2}{2})$$

$$L = \frac{407.08}{D^{2.6}} \quad At = II (407.08 D^{-1.6} + \frac{D^2}{2})$$

$$\frac{dAt}{dD} = II (-1.6 (407.08) D^{-2.6} + D)$$

Como $\frac{dAt}{dD} = 0$; $D = 1.6 (407.08) D^{-2.6}$

$$D = (651.33)^{1/3.6} = \underline{6.04 \text{ ft}} ; L = \underline{3.74 \text{ ft}}$$

Dimensiones comerciales:

Diámetro = 6'

Largo = 6'

Considerando que es recomendable un molino corto (L/D) las dimensiones calculadas no violan esta restricción.

La velocidad de trabajo recomendable es:

$$Vt = \frac{66.62}{6} (0.75) = 20.39 \text{ R.P.M.}$$

Carga de bolas que el molino debe contener:

$$W = 80D^2L$$

Donde : W = Peso en libras.

D = Diámetro del molino.

L = Largo del molino.

$$W = 80 (6)^2 (4) = W = 11520 \text{ Libras.}$$

La potencia del motor será de :

$$HP = 0.5418 W$$

Donde: HP = En caballos

V = Volúmen del molino en ft^3

$V = 6^2 \times 4 = 144 \text{ ft}^3$

HP = 78

Clasificación: El molino contará con un clasificador considerando que los valores se liberan a -65 mallas por lo tanto se usará un clasificador Dorr de rastrillos; sus ajustes serán:

- a) Dilución.
- b) Inclinación.
- c) Velocidad.

Siendo la dilución inversamente proporcional al tamaño de separación de las partículas (a mayor dilución, menor tamaño de separación).

Usaremos una dilución de 3 : 1 (un peso)

La pendiente varía de $1 \frac{1}{2}''$ a $2 \frac{1}{2}''$ por pie de clasificador.

La capacidad por clasificador estará en función de - 171x1.1 a 188 toneladas cortas por 24 horas. La carga circulante estará también en función de la naturaleza del mineral, según los siguientes valores:

Mineral Blando : 0%

Mineral Duro : Hasta 800%

Mineral Semi-Duro: 250% - 600%

Del catálogo : Clasificador Dorr Duplex Modelo "D"

Ancho - 5'

Capacidad promedio : 8.7 ton. cortas/hora

Retorno : 27.5 tons. cortas/hora

Potencia requerida : 5 HP

Derrame : 65 mallas

Dilución : 3: 1.

Por lo que tenemos:

Capacidad : $24 \times 8.7 = 209$ ton cortas/24horas

Retorno : $24 \times 27.5 = 660$ ton cortas/24horas

O sea : $\frac{660}{180} \times 100 = 366.66 \%$

Carga circulante = 36.7%

Flotación : La pulpa que contiene el mineral liberado y la ganga, pasan a esta sección dónde se realizará la separación por medio del proceso de flotación. En el presente caso se obtendrán dos concentrados: de Plomo y de Zinc, que llevarán los valores de Oro, Plata, y otros no considerados.

Celdas de flotación para el Plomo: Según las pruebas efectuadas en el laboratorio, se ha determinado que los reactivos se adicionaran en el molino y en las celdas de flotación, se tiene:

Flotación de Plomo : 3.5 minutos

Limpia de Plomo : 3.0 minutos.

Estos resultados han de ser afectados por un factor de seguridad que está entre el 25% y 100% del tiempo obtenido en el laboratorio.

25 % para minerales de flotación rápida.

100% para minerales de flotación lenta.

Estos factores de seguridad en general dependen de :

- a) Tiempo de flotación.
- b) Valor unitario de los concentrados.
- c) Pureza de los concentrados.
- d) Cantidad de los concentrados.

Tomaremos como factor de un 50% del tiempo obtenido, - quedando entonces:

Flotación = $3.5 + 0.5 \times 3.5 = 5.3$ minutos.

Limpia = $3 + 0.5 \times 3 = 4.5$ minutos.

De los clasificadores donde obtenemos una dilución 3:1 llegan 200 toneladas de mineral en 24 horas o sea:

Volúmen del Mineral : $\frac{200}{2.8} = 71.4285 \text{ m}^3$

Volúmen del Agua : $200 \times 3 = 600 \text{ m}^3$

Volúmen de la Pulpa : 671.4285 m^3

$$\text{Gasto Pulpa} = \frac{671.4285}{24 \times 60} = 0.4663 \frac{\text{m}^3}{\text{min.}}$$

$$\text{Volúmen de celdas} = 0.4663 \times 5.3 = 2.47 \text{ m}^3$$

Este volúmen aumentará con el retorno de los medios.

De acuerdo a las pruebas realizadas tenemos que los me
dios expresados en peso %, tanto para el plomo como pa
ra el Zinc son:

$$\text{Plomo} = 1.36\% = 200 \times 0.0136 = 2.72 \text{ Ton/24 Hs}$$

$$\text{Zinc} = 3.23\% = 200 \times 0.323 = 6.46 \text{ Ton/24 Hs}$$

Para estos medios consideraremos en ámbos casos una di
lución de 4:1.

El volúmen necesario para las celdas aumentará enton--
ces en :

$$\text{Volúmen Mineral} = \frac{2.72}{2.8} = 0.9714 \text{ m}^3$$

$$\text{Volúmen Agua} = 2.72 \times 4 = 9.18 \text{ m}^3$$

$$\text{Volúmen Total} = 10.1514 \text{ m}^3$$

$$\text{Gasto medios} = \frac{10.1514}{1440} = 0.007050 \frac{\text{m}^3}{\text{min}}$$

$$\text{Volúmen de Medios} = 0.007050 \times 5.3 = 0.03737 \text{ m}^3$$

El volúmen que deberán tener las celdas primarias será:

$$2.4714 + 0.03737 = 2.50877 \text{ m}^3$$

$$2.50877 \times 35.31445 = 88.5958 \text{ ft}^3$$

Del Catálogo Denver.

Características : Volúmen 11 ft³

HP/celda = 2.0

No. Celdas : $\frac{88.5958}{11} = 8$ Celdas.

Se eligen 8 celdas Denver Sub A No. 18 de 17.5 ft³ de capacidad, con un consumo de energía de 2.0 H.P.

Celdas de limpia para el Plomo: A estas celdas pasará el concentrado sucio de las celdas primarias, 6 sea - el primer concentrado (concentrado limpio), mas los - medios del primer concentrado.

Primer concentrado = 4.73%

Medios del 1er. concentrado = 1.36 %

Total = 6.09 %

200 x 0.0609 = 12.18 Tons. mineral

Volúmen Mineral = $\frac{12.18}{2.8} = 4.35$ m³

Volúmen Agua = 12.18 x 4 = 48.72 m³

Volúmen Total = 48.72 + 4.35 = 53.07 m³

Gasto = $\frac{53.07}{1740} = 0.03685$ $\frac{\text{m}^3}{\text{min.}}$

Volúmen necesario para celdas:

0.03685 x 4.5 = 0.1658 m³

0.1658 x 35.31445 = 5.8551 ft³

Se usará una celda Denver No. 18 de 11 ft³ de capacidad para que el equipo quede uniforme.

Acondicionador para el Zinc: Las colas del circuito - del Plomo son las cabezas del circuito del Zinc, por lo tanto al acondicionador entrará la capacidad diaria de la Planta, disminuida en el concentrado de Pb.

La pulpa estará formada por :

a) Mineral = 200 - 12.18 = 187.82 Tons.

$$\text{Volúmen} : \frac{187.82}{2.8} = 67.08 \text{ m}^3$$

b) Agua: Vol. = 187.82 x 3 = 563.46 m³

$$\text{Volúmen Pulpa} = 751.28 \text{ m}^3$$

$$\text{Gasto Pulpa} = \frac{751.28}{1440} = 0.5217 \text{ m}^3/\text{min.}$$

Tiempo de acondicionamiento : 10 minutos.

Volúmen necesario de acondicionamiento :

$$= 0.5217 \times 10 = 5.217 \text{ m}^3$$

$$5.217 \times 35.31445 = 184.2355 \text{ ft}^3$$

$$\text{Volúmen del Acond.} = 185 \text{ ft}^3$$

Se elige un acondicionador Denver de madera de 10 x 10" con capacidad para 185 ft³ y un motor de 5 HP.

Celdas de Flotación para el Zinc: El gasto de las celdas será igual al del acondicionador, aumentado en el gasto de los medios.

a) Gasto del acondicionador = 0.5217 m³/min.

b) Medios : Vol. Mineral $\frac{6.46}{2.8} = 2.30 \text{ m}^3$

Volúmen Agua = $6.46 \times 4 = 25.84 \text{ m}^3$

Volúmen Total = 28.14 m^3

Gasto Medios = $\frac{28.14}{1440} = 0.01954 \text{ m}^3/\text{min.}$

Los tiempos necesarios para la flotación y limpia del Zinc, son los mismos que para el Plomo con igual factor de seguridad.

El volúmen necesario para las celdas será :

$$0.5217 + 0.01954 = 0.54124 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$0.5412 \times 5.3 = 2.8686 \text{ m}^3$$

$$2.8686 \times 35.31445 = 101.3020 \text{ ft}^3$$

Para estandarizar el equipo se usarán el mismo tipo de celdas que las elegidas en el circuito de Plomo.

$$\frac{101.3020}{11} = 9 \text{ Celdas.}$$

Se usarán 9 celdas Denver No. 18 de 11 ft³ de capacidad, con un consumo de 2 HP por celda.

Celdas de Limpia para el Zinc La pulpa que estas celdas reciban estará compuesta por: Concentrados de Zinc = 10.70%

$$\text{Medios Conc. Zinc.} = \frac{3.25}{13.93} \%$$

$$\begin{aligned} 200 \times 0.1393 &= 27.86 \text{ Tons. Mineral} \\ \text{Vol. Mineral} &= \frac{27.86}{2.8} = 9.95 \text{ m}^3 \\ \text{Vol. Agua} &= 27.86 \times 4 = 111.44 \text{ m}^3 \\ \text{Vol. Pulpa} &= 121.39 \text{ m}^3 \\ \text{Gasto} &= \frac{121.39}{1440} = 0.084299 \text{ m}^3/\text{min.} \end{aligned}$$

Volúmen necesario para las celdas:

$$\begin{aligned} 0.084299 \times 4.5 &= 0.3793 \text{ m}^3 \\ 0.3793 \times 35.31445 &= 13.3948 \text{ ft}^3 \end{aligned}$$

Se usará una celda Denver No. 18 de 11 ft³ de capacidad con motor de 2 HP.

Filtrado : Habiendo obtenido ya los productos finales, o sea los concentrados de Plomo y de Zinc, estos pasan a la sección de filtrado, donde se les quitará el agua que contienen en dos pasos.

- 1.- Por medio de espesadores.
- 2.- Por medio de filtros.

Espesadores: El área de asentamiento, de acuerdo a los datos disponibles se determinó por medio de la siguiente fórmula:

$$A = \frac{1.33 (F-D)}{R}$$

b) Medios : Vol. Mineral $\frac{6.46}{2.8} = 2.30 \text{ m}^3$

Volúmen Agua = $6.46 \times 4 = 25.84 \text{ m}^3$

Volúmen Total = 28.14 m^3

Gasto Medios = $\frac{28.14}{1440} = 0.01954 \text{ m}^3/\text{min.}$

Los tiempos necesarios para la flotación y limpia del Zinc, son los mismos que para el Plomo con igual factor de seguridad.

El volúmen necesario para las celdas será :

$$0.5217 + 0.01954 = 0.54124 \text{ m}^3/\text{min.}$$

$$0.5412 \times 5.3 = 2.8686 \text{ m}^3$$

$$2.8686 \times 35.31445 = 101.3020 \text{ ft}^3$$

Para estandarizar el equipo se usarán el mismo tipo de celdas que las elegidas en el circuito de Plomo.

$$\frac{101.3020}{11} = 9 \text{ Celdas.}$$

Se usarán 9 celdas Denver No. 18 de 11 ft^3 de capacidad, con un consumo de 2 HP por celda.

Celdas de Limpia para el Zinc: La pulpa que estas celdas reciban estará compuesta por: Concentrados de Zinc = 10.70%

$$\text{Medios Conc. Zinc.} = \frac{2.23}{13.93} \%$$

$$\begin{aligned} 200 \times 0.1393 &= 27.86 \text{ Tons. Mineral} \\ \text{Vol. Mineral} &= \frac{27.86}{2.8} = 9.95 \text{ m}^3 \\ \text{Vol. Agua} &= 27.86 \times 4 = 111.44 \text{ m}^3 \\ \text{Vol. Pulpa} &= 121.39 \text{ m}^3 \\ \text{Gasto} &= \frac{121.39}{1440} = 0.084299 \text{ m}^3/\text{min.} \end{aligned}$$

Volúmen necesario para las celdas:

$$\begin{aligned} 0.084299 \times 4.5 &= 0.3793 \text{ m}^3 \\ 0.3793 \times 35.31445 &= 13.3948 \text{ ft}^3 \end{aligned}$$

Se usará una celda Denver No. 18 de 11 ft³ de capacidad con motor de 2 HP.

Filtrado : Habiendo obtenido ya los productos finales, o sea los concentrados de Plomo y de Zinc, estos pasan a la sección de filtrado, donde se les quitará el agua que contienen en dos pasos.

- 1.- Por medio de espesadores.
- 2.- Por medio de filtros.

Espesadores: El área de asentamiento, de acuerdo a los datos disponibles se determinó por medio de la siguiente fórmula:

$$A = \frac{1.33 (F-D)}{R}$$

Donde : A = Area de Asentamiento en $\text{ft}^2/\text{ton corta}/24\text{hs}$

F = Dilución de alimentación.

D = Dilución de descarga.

R = Velocidad de asentamiento.

Se probaron diferentes diluciones, obteniéndose el siguiente resultado promedio :

$$A = 11 \text{ ft}^2/\text{Ton.corta}/24 \text{ hs.}$$

El tiempo de asentamiento fué de 16 horas por lo que se buscará un espesador de catálogo, ya que cuando dicho tiempo sobre pasa las 19 horas debe calcularse en forma especial.

Espesador para el Plomo:

Tonelaje : 4.73%

$$200 \times 0.0473 = 9.46 \text{ Tons}/24 \text{ hrs.}$$

$$A = \frac{11 \times 24 \times 9.46 \times 1.1}{24} = 114.47$$

$$\text{Area} = 115 \text{ ft}^2$$

$$\text{Diámetro} = 12'$$

Se elige un espesador de 12' de diámetro.

Espesador para el Zinc.

Tonelaje : 10.70%

$$200 \times 0.1070 = 21.4 \text{ tons}/24 \text{ hs.}$$

21.4 x 1.1 = 23.54 tons.cortas/24 hs

23.54 x 11 = 258.94 ft²

Area = 259 ft²

Diámetro : 18'

Se elige un espesador de 15' de diámetro considerando que el área de asentamiento se le aplicó un factor de seguridad cercano al 100%, durante las pruebas de laboratorio.

Filtros: La descarga inferior de los espesadores serán los concentrados, los cuáles pasarán a los filtros donde se les quitará la humedad hasta dejarlos en un 8 a 12%

Se pueden elegir dos tipos de filtros:

- 1.- De discos (American)
- 2.- De tambor (Oliver)

Se elegirán el tipo de discos por las siguientes razones:

- a) Son más elásticos (para varios tipos de concentrados)
- b) En caso de reparación, tiene unidades intercambiables.
- c) En proporción, su area filtrante es mayor.
- d) Ocupa menor espacio.

La determinación del area filtrante, experimentalmente puede hacerse en el laboratorio por medio de una bomba de vacío, refiriendo los datos obtenidos a Kg/l/dm²/24 hs. que será la capacidad filtrante.

El tamaño del filtro depende de la capacidad de filtración y de la naturaleza del mineral, ya que minerales arenosos pueden formar una "torta" de 1/8" que se hace impermeable.

El area filtrante para los discos se considera de 200 000 a 400 Kg/ft²/24 hs para el presente caso se tomará el valor de 400.

Filtros para concentrado de Plomo :

Mineral = 9.46 Ton/24 hs.

Area filtrante necesaria = $9.46 \cdot 0.4 = 23.65 \text{ ft}^2$

Si se consideran filtros de 4' de diámetro y 22 ft² de area filtrante cda uno, se tendrá : $\frac{23.65}{22} = 1.075 =$

1 Disco.

Filtros para concentrados de Zinc

Mineral = 21.4 Tons/24 horas

Area filtrante necesaria = $\frac{21.4}{0.4} = 53.5 \text{ ft}^2$

$\frac{53.5}{22} = 2.43 = 3 \text{ Discos.}$

Colas = Se enviaran a la presa de jales.

4.- Elección de Equipo

Especificaciones Generales.

a) Tovas de Mina:

Capacidad - 208 m³

b) Quebradora de Quijada de 10" x 16"

Entrada - Menos 10" a 12"

Salida - Menos 2 1/2"

Marca - Denver

Capacidad 26 Tons/hora

Motor - 40 H.P.

c) Quebradora Giratorio (secundaria)

Tipo Telshmith de 18"

Entrada 2 1/2"

Salida Menos 3/8"

Motor 30 HP

d) Criba Vibratoria

Ara util : 36 ft²

Dimensiones : 5' x 8'

e) Molino

Dimensiones : 6' x 6'

Motor HP : 78

Velocidad de

Trabajo : 202 PM.

Carga de Bolas : 11 520 libras

f) Bandas Transportadoras y Motores

Ancho : 18"

Capacidad : 39 ton/hora

Motores : 3 HP

g) Alimentadores (Salida de Tolvas)

Tipo : De cadena o disco

Capacidad: 10 a 30 ton/hora

h) Muestreadores.

En tolvas de molino, concentrados de flotación y colas.

i) Clasificador Dorr Duplex

Modelo "D"

Marca Denver

Ancho 5'

Capacidad : 8.7 Ton cortas/hora

Retorno : 27.5 Ton cortas/hora

Potencia requerida: 5 HP

Derrame 65 Mallas

Dilución: 3:1

j) 19 Celdas de flotación y motores

Marca : Wemco No. 36

Volumen 11 ft³

H P : 2 HP.

k) Acondicionadores y motores

Diametros = Altura = 10 ft

HP = 2

**l) 2 Esesadores para concentrados de flotación y
motores.**

Diámetro = 12 ft y 18'

Pared = Acero 1/4"

H.P. = 20,22

m) 2 Filtros para concentrados

Tipo American.

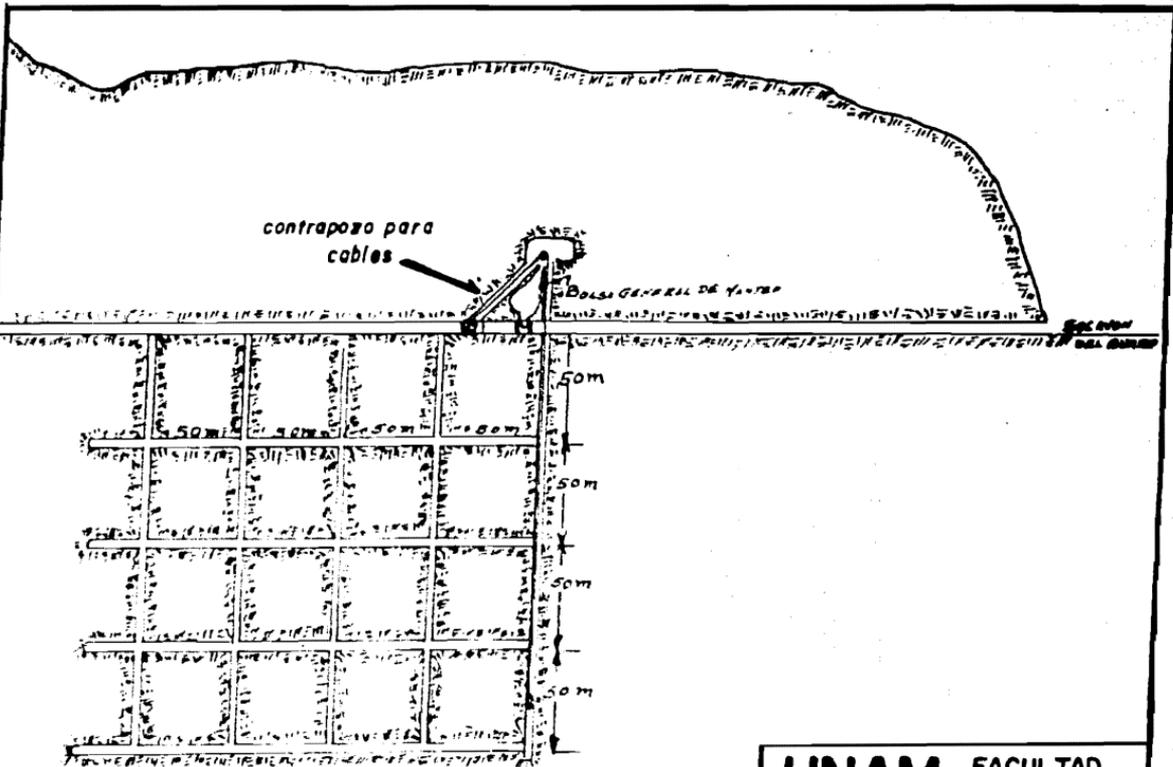
TIRGEN PROYECTO

SACAMON
del Burro



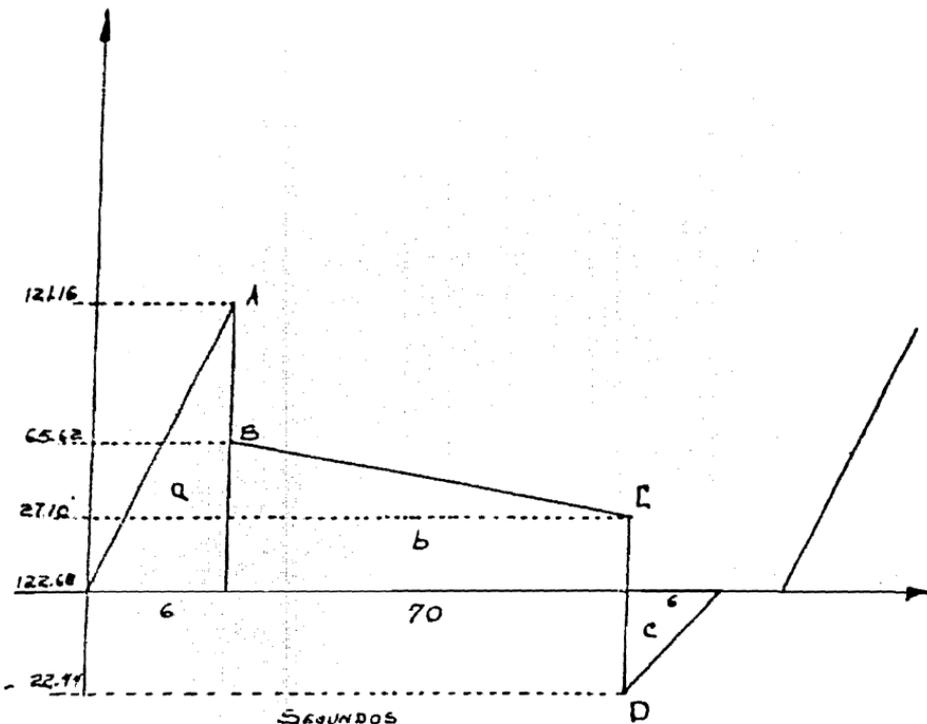
PLANO N° 1 =

FACULTAD DE INGENIERIA
UNAM TESIS PROFESIONAL
MINA GUADALUPE | M. MUNOZ V.



UNAM	FACULTAD DE INGENIERIA
PROYECTO DEL TIRO INTERIOR.	
PLANO N°2	TESIS PROFESIONAL M. MUÑOZ VÁZQUEZ

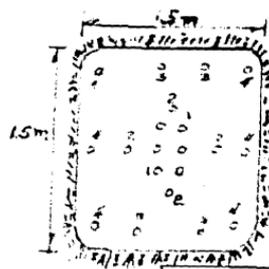
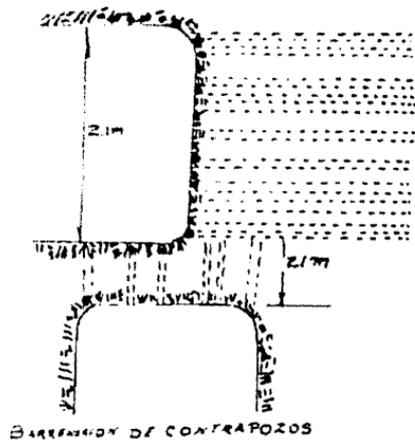
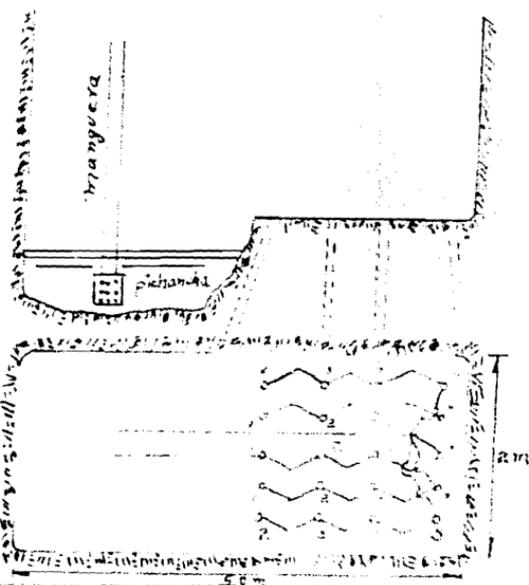
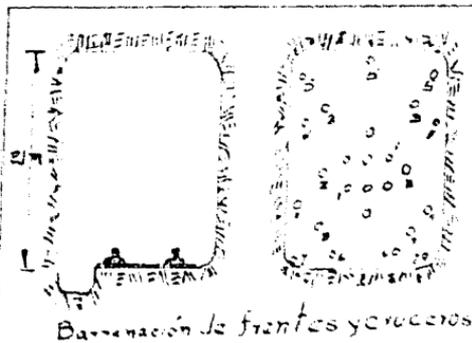
Caballos de Potencia.



UNAM

FACULTAD DE
INGENIERIA.

DIAGRAMA DEL CICLO TESIS PROFESIONAL
DE TRABAJO DEL MOTOR PISTON N° 3 M. MUÑOZ V.



U.N.A.M.

FACULTAD DE INGENIERIA.
BARRENACION.

TESIS PROFESIONAL

M. Muñoz Vázquez.

PLANONº 4

BIBLIOGRAFIA SUMARIA

- | | |
|---|-----------------------------|
| Geología de Minas | Hugh Exton Mc Kinstry |
| Elements of Mining | Robert S. Lewis, E.M. |
| Textbook of ore dressing | Robert H. Richards |
| Yacimientos Minerales de
Sedimiento Económico | Alan M. Bateman |
| Mine Plant Design | W.W. Stanley, E.M. |
| Handbook of Mineral Dressing | Arthur F. Taggart |
| Apuntes de las clases de
Metalurgia No Ferrosa | Ing. David Contreras Castro |
| Tesis Profesional | Ing. Manuel Contreras C. |