

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA

PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA

GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

**PROYECTO DE EXPLOTACION A TAJO ABIERTO DEL
YACIMIENTO DON PABLO
(MINA ALPAMARCA)**

T E S I S

**PARA OPTAR EL TITULO DE
INGENIERO DE MINAS**

PRESENTADA POR:

EL BACHILLER EN INGENIERIA DE MINAS

CESAR PEREZ CHAMILCO

PROMOCION 1962



LIMA - PERU

1974

A MIS PADRES

A MI ESPOSA

A MIS HIJOS

A MIS HERMANAS

AGRADECIMIENTOS:

Sirvan estas líneas, para expresar mi agradecimiento a las distintas personas que de una ú otra manera han contribuído a la realización del presente trabajo.

Hago hincapié especial, en las siguientes personas :

Ing° Renán Cueva P., Superintendente General del Sindicato Minero Río Pallanga S.A.

Ing° Oscar Medrano R., Geólogo de la Mina Alpamarca.

Sr. Tito Medina H., Dibujante de la Mina Alpamarca.

De igual manera, al Sindicato Minero Río Pallanga S.A., por las facilidades brindadas durante el desarrollo del trabajo en cuestión.

I N D I C E

	Página
1.- Introducción	1
2.- Factores Geográficos	3
2a.- Situación y Accesibilidad	3
2b.- Fisiografía	3
2c.- Clima y Vegetación	4
3.- Geología	5
3a.- Geología Regional	5
3b.- Geología Estructural	6
3c.- Geología Histórica	8
3d.- Geología Económica	9
3e.- Geología del Cuerpo Don Pablo	10
4.- Minería	13
4a.- Introducción	13
Cubicación	13
Método de Explotación Empleado Anteriormente	17
Tonelaje que se Desea Extraer	17
Comparación entre el Laboreo a Cielo Abierto y el Laboreo Subterráneo	18
Elección del Laboreo a Emplearse	19
4b.- Minería Superficial	19
4b-1.- Diseño del Pit.	20
4b-1-a.- Ley de Explotación	20
Límite y Leyes del Mineral	20
Valor Recuperable del Mineral	21
4b-1-b.- Talud	25
Definición	25
Bancos	25
Talud	25
Altura	29

	Página
Ancho	31
Talud Final del Pit	31
4b-1-c.-Relación de Desbroce	33
Definiciones	33
Costos de Operación de 1972	34
Costo de Minado	34
Relación de Desbroce Crítica	36
Utilidad Mínima	36
Costos de Producción	36
Costo de Inversión	37
Costo de Operación	40
Relación de Desbroce Final	41
Relación de Desbroce Optima	41
Relación de Desbroce a Diferentes Profundidades	43
Profundidad Máxima, a la que se Puede Trabajar	
Económicamente	47
4b-2.- Diseño mas Conveniente	47
Ley de Explotación	47
Talud	47
Relación de Desbroce	48
Profundidad	48
Producción Programada	48
Costos	49
Justificación Económica	49
4b-3.- Ciclo de Minado	52
4b-3-a.- Perforación y Voladura	52
4b-3-a-1.- Perforación	53
Máquinas Perforadoras Utilizadas	53
Características	53
Accesorios	55
Provisión de Aire Comprimido	55

	Página
Ciclo de Trabajo	57
Costos	58
4b-3-a-2.-Voladura	61
Diseño de Voladura	61
Explosivos Utilizados	69
Costos	70
4b-3-b.- Carguío	72
Características de la Máquinas	73
Cálculo de las Capacidades	77
Cálculo del Area de Carguío	80
Ciclo de Trabajo	81
Costos	82
4b-3-c.- Transporte	85
4b-3-c-1.-Carreteras	86
Exteriores e Interiores	86
Pendientes Permisibles	88
Curvas Permisibles	89
4b-3-c-2.- Vehículos	89
Características	89
Cálculo de Capacidades	90
Determinación del Número que se Requiere	94
Ciclo de Trabajo	97
Costos	97
4b-4- Otros	99
Acumulación de Desmote	99
Drenajes	100
4b-5.- Planeamiento por Años	100
Mineral y Desmote Extraído por Años.	100
4b-6.- Principales Controles	104
Avances	104
Material Extraído	105

	Página
Voladura	105
4b-7.- Organización del Trabajo	106
Dirección	106
Supervisión	106
Rutina	106
4c.- Minería Subterránea	107
4c-1.- Factores a Considerarse	108
Tonelaje de Mineral a Extraerse	108
Valor Recuperable del Mineral	108
Costo Límite	109
Características Físicas del Mineral y de la Cajas	109
4c-2.- Elección del Método mas conveniente	109
4c-2-a.- Preparación	110
4c-2-b.- Perforación y Voladura	112
4c-2-c.- Carguío	112
4c-2-d.- Transporte	113
4c-3.- Otros	114
4c-4.- Organización del Trabajo	115
Dirección	115
Supervisión	115
Rutina	115
5.- Conclusiones	116
6.- Recomendaciones	119
7.- Bibliografía	121

1.- INTRODUCCION

La Minería como todo negocio gira alrededor de los Costos, los cuales nos permitirán seguir o nó, en nuestro caso, con las operaciones Mineras.

Minas con minerales marginales, tal es el caso de Alpamarca, están continuamente tratando de bajar los Costos de Operación, haciendo hincapié en los Costos de Minado que son los que representan la mayor parte de los gastos, para poder seguir operando.

Los Costos de Operación, como es de conocimiento de todos, estan subiendo desmesuradamente de año en año, a causa principalmente del alza de jornales.

Estas consideraciones hacen que cada vez se tome mayor importancia a la elección del Método de Explotación ha utilizarse.

En consecuencia, en el yacimiento Don Pablo, luego de la Cubicación, donde se determinó la cantidad y valor del mineral, estando este último dentro del rango de minerales que trabajamos por Minería Subterránea actualmente, y de fijar una Utilidad Neta después de los Impuestos, se decidió iniciar su Explotación, que en todo caso sería por Laboreo a "Cielo Abierto", en vista de que el cuerpo cumple con los requisitos para este tipo de trabajo, siempre y cuando la Justificación Económica de la Inversión Inicial realizada así lo indique.

Se decidió además, que la Compañía financiaría la Inversión requerida, aprovechando sus Fuentes Internas.

Luego, se efectuaron los estudios correspondientes para fijar las variables que se consideran en el Diseño de un "Pit", las cuales son:

Leyes del mineral, Talud y Relación de Desbroce Optima. Para esto fué necesario seleccionar el equipo de maquinarias y vehículos ha utilizarse. De esta forma se determinó la Inversión Inicial ha -

Justificación de la Inversión

efectuarse.

De igual manera, se calcularon los Costos del Ciclo de Minado y los Costos correspondientes al Costo de Producción. Además como los Costos varían con la profundidad del "Pit," se hacía imprescindible determinar esa profundidad. ?

Se tuvieron en cuenta además otros puntos que son necesarios para esta clase de trabajos, tales como la Duración de la Explotación Superficial, las Carreteras a utilizarse, el Planeamiento por Años, etc.

La parte del mineral que no es posible extraerlo por Explotación a Cielo Abierto, se determinó extraerlo por Métodos Subterráneos, para lo cual se efectuaron sucintamente los estudios correspondientes.

Se ha tratado en cada caso, analizarlo detalladamente para no dejar ningún punto confuso.

Queda ahora esperar, que el trabajo cumpla su cometido tal es la de contribuir al progreso de la Pequeña o Mediana Minería, que son las que predominan en el Perú, empleando Métodos de Explotación usados principalmente por la Gran Minería.

2.- FACTORES GEOGRAFICOS

2a.- SITUACION Y ACCESIBILIDAD

La mina Alpamarca que es propiedad del Sindicato Minero Rio Pa_lllanga S.A., se encuentra ubicada en la Sierra Central, en el Depar_tamento de Lima, Provincia de Canta, Distrito de Atavillos Alto, -- ver Fig. N° 1.

Sus coordenadas geográficas son las siguientes:

Longitud 72°20'00" Oeste

Latitud 11°18'40" Sur

De Lima a la mina existen 3 ^{de} accesos principales los cuales son:
Carretera Lima-Canta, Cerro de Pasco desvío a Alpamarca, 180 Kms.
Carretera Central, desvío de Casapalca-Marcopomacocha, Corpacancha, Conocancha, Carhuacayán, Alpamarca, 250 kms.
Carretera Panamericana Norte, desvío de Huaral, Santa Cruz, Baños, Alpamarca, 190 Kms.

2b.- FISIOGRAFIA

El relieve geomorfológico de la región está caracterizado por una cadena de montañas, las cuales constituyen la divisoria continental del Pacífico.

La mina se ubica en la falda oriental de dicha cordillera, cuyos picos más característicos de Sur-Este a Norte-Oeste son:

La viuda sobre los 5,000 metros sobre el nivel del mar.

El Yanqui también sobre los 5,000 metros de altura.

La cordillera Pujanca sobre los 5,000 metros de altura.

En las vecindades de Alpamarca se encuentran una serie de lagunas siendo las principales:

Tuctococha al Sur y a una elevación de 4,500 metros sobre el nivel del mar, cuyas aguas drenan por el valle de Alpamarca hasta desembocar en el río Carhuacayán, afluente del río Mantaro.

Torococha, Verdecocha y Pujanca, al Norte, con una elevación

de 4,600 metros y en circo glaciar, cuyas aguas corren por el valle de Río Pallanga hasta desembocar en el río Carhuacayán.

Aguascocha, al Oeste, cuyas aguas corren por el valle de Alpacamarca hasta desembocar en el río Carhuacayán.

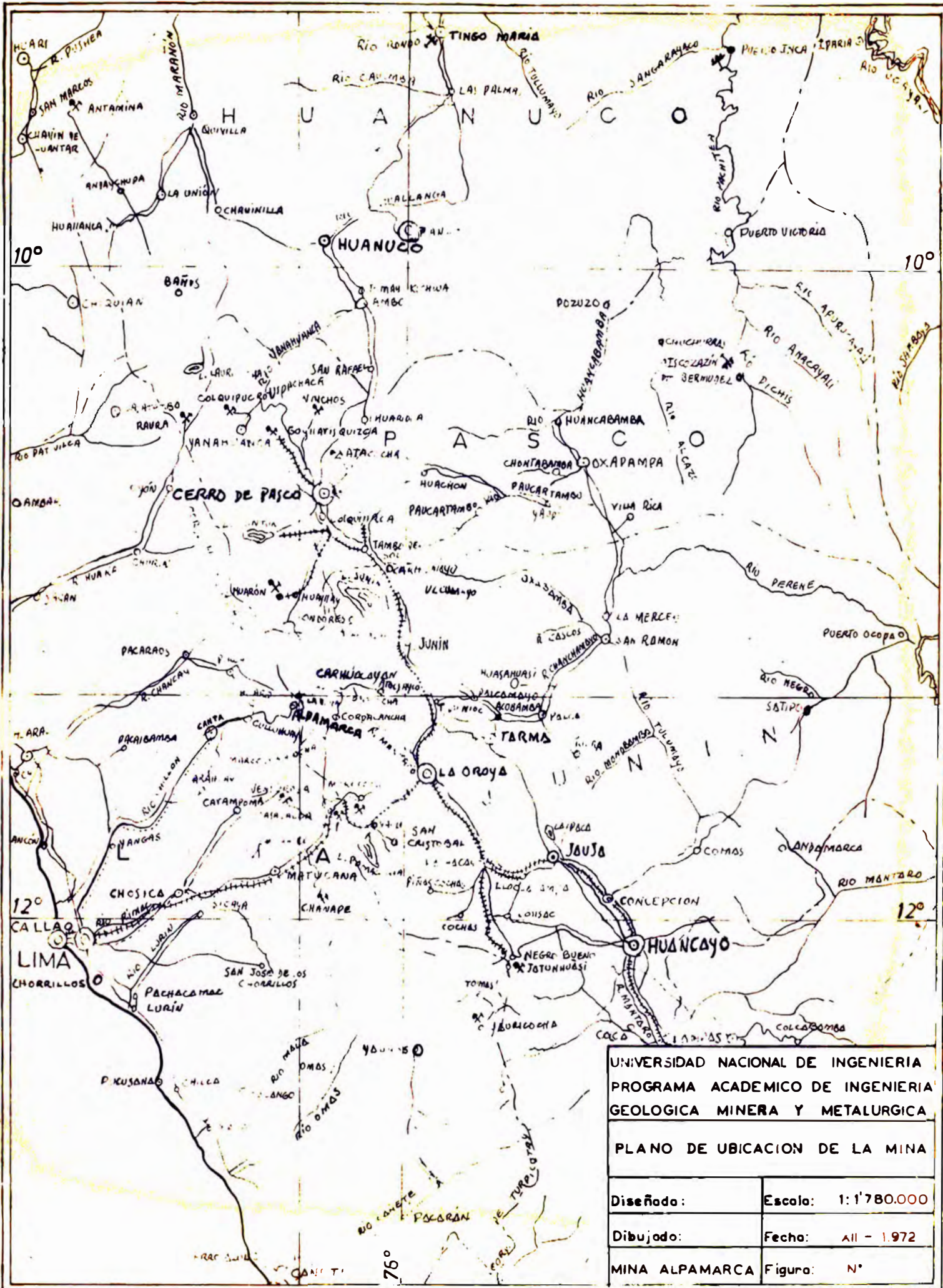
2c.- CLIMA Y VEGETACION

El clima de la mina es frígido, de tipo glaciar.

La precipitación es abundante, cayendo principalmente en forma de nieve y granizo.

El invierno, estación de las lluvias, normalmente ocurre de Diciembre a Marzo.

El verano, se caracteriza por la ausencia de lluvias, por la presencia de vientos y por las temperaturas bajo 0°C. Su periodo abarca desde Abril hasta Noviembre.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

PLANO DE UBICACION DE LA MINA

Diseñado:	Escala: 1:1'780.000
Dibujado:	Fecha: AII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N°

3.- GEOLOGIA

3a.- GEOLOGIA REGIONAL

La estratigrafía del área de Alpamarca, está constituida por rocas sedimentarias, las cuales se agrupan en la formación Machay del Cretácico Superior (J. V. Harrison); por las capas rojas del Terciario y por la serie abigarrada perteneciente al Terciario-Cuaternario.

Formación Machay.

Al Nor-Oeste de Alpamarca, aflora una potente secuencia de calizas grises verdosas, que se extienden hacia el Norte de Río Paullanga.

Esta formación está constituida en su base, por calizas masivas arenosas de grano medio a grueso, intercaladas con paquetes de calizas negras silicificadas.

En su parte media, por un paquete de calizas grises laminares cizalladas.

Los 90 metros superiores, están constituidos por calizas grises de grano fino, con algunos estratos de estructura arenosa con pirita diseminada. Estas calizas contienen restos de equinodermos y turritelas.

Dentro de esta formación se encuentran capas de andesita, de brecha volcánica, y de conglomerado, estando este último constituido por fragmentos de cuarcitas a lo largo de las calizas laminares.

Esta formación que es de edad Cretácico Medio no ha sido medida pero se le asigna una potencia de 250 mts. aproximadamente, y se le correlaciona con la formación Machay que aflora en el Perú Central.

Capas Rojas.

En el fondo del valle de Alpamarca aflora una formación de capas rojas, compuestas por areniscas y lutitas calcáreas de grano me

dio a fino, intercalándose con paquetes de calizas grises laminares. En general la formación se presenta de color rojo oscuro, pero hay aureólas formadas por la alteración verdosa de los sedimentos rojizos y que están cruzadas por vetillas de calcita, de cuarzo y de -- piritita.

La potencia de esta formación ha sido medida parcialmente por C. Ponzoni, dando 633 mts. con una edad Terciaria.

Rocas Igneas.

Al Sur-Este de Alpamarca aflora una brecha intrusiva que rodea el borde occidental de un stock dacítico. La roca está compuesta -- por fragmentos angulares de calizas, de areniscas y de andesita, ce mentadas por una matriz tufácea de composición dacítica.

En superficie presenta un color amarillento verdoso y lleva caol ín, albita, cuarzo, hematita, y a veces gran cantidad de glauconi ta y clorita.

Al Este de la brecha intrusiva y en contacto con ésta, aflora un stock dacítico que se presenta como una roca porfirítica de co-- lor amarillenta bastante fracturada.

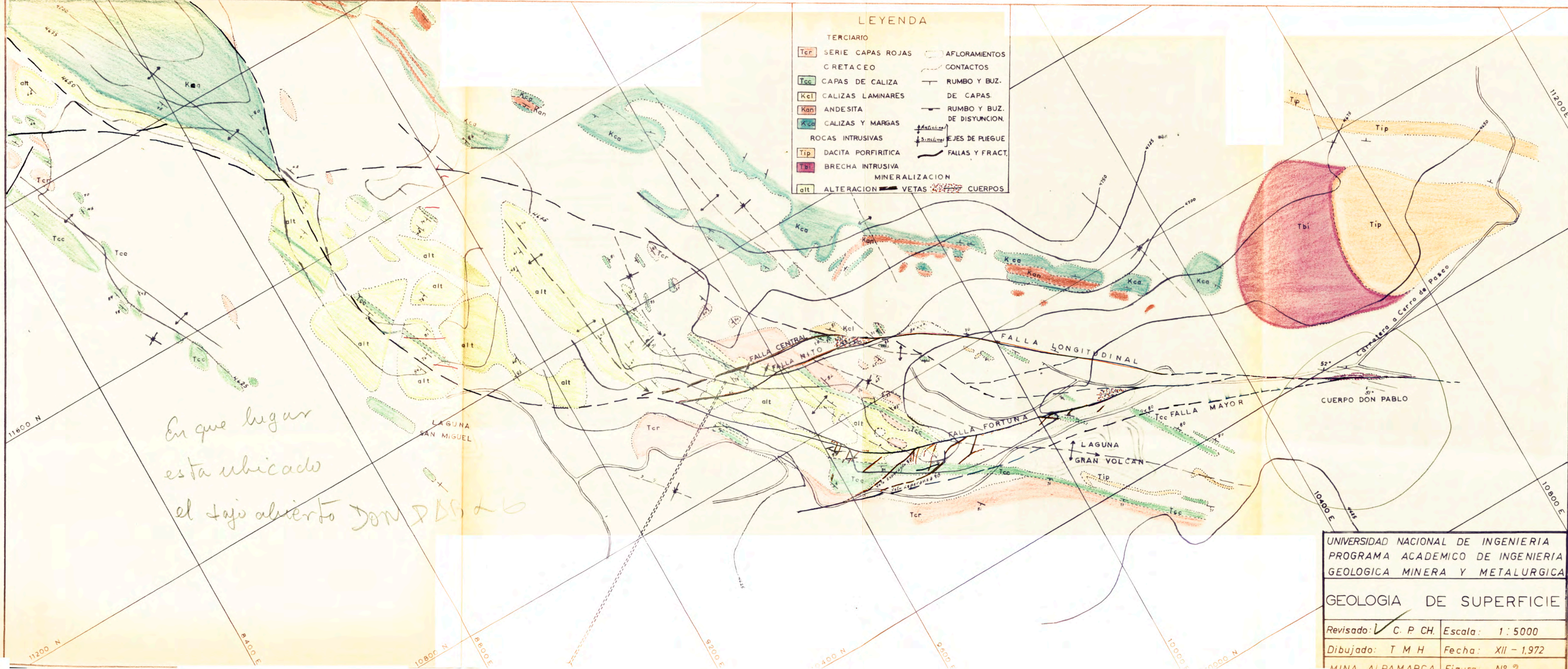
El color de la roca se debe a la gran cantidad de limonita y - hematita que se encuentran diseminadas en las fracturas de aquellas. También se puede apreciar fenocristales de cuarzo en una matriz fel despática, que han sido caolinizadas, y los ferromagnesianos clori-- tizados.

La brecha intrusiva y el stock dacítico porfirítico, representan dos etapas de intrusión íntimamente ligados al periodo de mine-- ralización.

Estas rocas se encuentran intruyendo a las calizas Cretácicas y por lo tanto se le asigna una edad post Cretácica.

3b.- GEOLOGIA ESTRUCTURAL

Las principales unidades estructurales de la región de Alpamar ca están ilustradas en la Fig. N° 2.



LEYENDA

TERCIARIO		
Tcr SERIE CAPAS ROJAS		AFLORAMIENTOS
CRETACEO		CONTACTOS
Tcc CAPAS DE CALIZA		RUMBO Y BUZ. DE CAPAS
Kcl CALIZAS LAMINARES		RUMBO Y BUZ. DE DISYUNCION
Kan ANDESITA		EJES DE PLEGUE
Kca CALIZAS Y MARGAS		FALLAS Y FRACT.
ROCAS INTRUSIVAS		MINERALIZACION
Tip DACITA PORFIRITICA		VETAS
Tbi BRECHA INTRUSIVA		CUERPOS
alt ALTERACION		

*En que lugar
esta ubicado
el tajío abierto Don Pablo 26*

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
GEOLOGIA DE SUPERFICIE	
Revisado: ✓ C. P. CH.	Escala: 1 : 5000
Dibujado: T M H	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA Figura N° 2	

La región de Alpamarca, consiste de sedimentos mesozóicos y terciarios, los cuales han sido plegados en anticlinales y sinclinales mas o menos paralelos al rumbo general de la Cordillera Occidental y fracturados por una serie de fallas transversales y longitudinales de escurrimiento.

Las calizas cretácicas, en la zona de Don Pablo, han sido plegadas formando un anticlinal cuyo eje tiene un rumbo de N 65° W y un buzamiento casi vertical.

Este anticlinal, ha sido fracturado por un sistema de fallas transversales a su plano axial y por una falla longitudinal a lo largo de su parte central.

La falla longitudinal, ha servido de canal para la circulación de las soluciones mineralizantes y las fallas transversales, han producido la trituración de las rocas.

En la zona central de Alpamarca, las calizas cretácicas han sido plegadas formando anticlinales con sus correspondientes sinclinales.

La estructura más importante la constituye el anticlinal Esperanza, cuyo plano axial tiene un rumbo de N 70° W y que ha sido fracturado por un sistema de fallas transversales, las cuales han sido posteriormente mineralizadas.

El contacto de las calizas Cretácicas con las capas rojas, lo constituye una falla de escurrimiento, la cual ha levantado las calizas y ha situado las capas rojas en la cubeta de un sinclinal, el cual forma el fondo del valle de Alpamarca.

Las fallas de acuerdo a su rumbo se clasifican en Longitudinales y Transversales.

Las Longitudinales que son también de escurrimiento, son aquellas que siguen el rumbo de la estratificación de los estratos. Pertenecen a esta clase, la falla Longitudinal y la falla Oeste.

La primera que tiene un rumbo general de N 50° W y un buzamiento promedio de 70° NE, ha sido posteriormente mineralizada formando la veta Lenticular.

Las transversales están relacionadas a los esfuerzos que originan las fallas longitudinales y tienen rumbo aproximado de N 80° W y buzamientos verticales.

Al Norte de la falla Mayor, las fallas transversales menores se curvan formando lazos cimoides antes de unirse a la falla Longitudinal.

Al Sur de la falla Mayor, se conocen algunas fallas las cuales no han sido estudiadas por encontrarse lejos de la zona mineralizada.

3c.- GEOLOGIA HISTORICA

Esta comenzó en el Cretácico Medio, con la deposición de los sedimentos calcáreos que dieron origen a la formación calcárea, la cual puede correlacionarse con la formación Machay del Centro del Perú por sus caracteres litológicos.

Durante el Terciario tuvo lugar la deposición de las capas rojas, las cuales se encuentran escurridas debajo de las calizas Cretácicas.

El plegamiento probablemente comenzó a fines del Cretácico, -- después de la deposición de las calizas superiores y continuó con mayor intensidad durante el Terciario, acompañado de las intrusiones ígneas.

El fallamiento principal seguramente tuvo lugar a principios del Terciario, después del plegamiento y emplazamiento de los cuerpos intrusivos, razón por la que éstos se encuentran fallados y mineralizados.

Durante el Cuaternario, la región alcanzó su elevación actual y se produjo la época de glaciación y subsiguientes procesos de erosión.

3d.- GEOLOGIA ECONOMICA

Alteración.-

El proceso mineralizante del yacimiento de Alpamarca probablemente se ha producido en 2 etapas genéticamente relacionadas, pero en épocas diferentes.

El primer proceso, se refiere a la alteración de la roca madre, como resultado de un metamorfismo de contacto de baja intensidad, - que alteró la composición mineralógica de las rocas con una adición mínima de nuevos minerales.

Este metamorfismo de contacto, está relacionado a la situación del stock dacítico que aflora en la zona de Don Pablo, el cual instruyó a las calizas Cretácicas que fueron fracturadas por el sistema de fallas Alpamarca.

Posteriormente este metamorfismo de contacto, controlado por - el sistema de fracturación, condicionado por la primera alteración de la roca madre, produjo el proceso de mineralización económica.

Este proceso de metalización es el responsable de la alteración crema de las calizas que anteriormente fueron verdes.

La alteración verde que está caracterizada por la presencia - de epidota, piritita y titanita, es la más extendida, constituyendo un halo que envuelve a la alteración crema y se extiende por el -- Norte hasta la zona de San Miguel, por el Sur hasta Don Pablo y -- por el Oeste hasta las capas rojas.

La alteración crema es propia de las rocas encajonantes de -- los cuerpos y vetas mineralizados, y está caracterizado por la presencia de arcillas (gismondita y esolecita), apatita y pequeñas - cantidades de turmalina.

El cambio, de la alteración verde a crema, es gradual pudiendo observarse zonas de transición donde existen los 2 tipos de alteración.

La zona laminar está constituida por calizas grises laminares

marmolizadas y caolinizadas, debido a la acción de la presión del fallamiento y de las soluciones hidrotermales mineralizantes.

Dentro de las zonas verdes de alteración, se encuentran algunos paquetes de calizas negras que forman parte de las calizas cretácicas, indicando ésto por lo tanto, que han sido resistentes a las alteraciones verde y crema y además han sido reacias a la mineralización.

Yacimiento.

Existen 2 tipos de depósitos minerales:

Vetas y Cuerpos.

Las vetas las constituyen las fallas mineralizadas y éstas son: Lenticular, Esperanza 80, Esperanza 90, Hada.

Los cuerpos que están ubicados en las intersecciones de fallas tales como; Nito, Fortuna y Mayor y la falla Longitudinal; son: Nito, Fortuna y Don Pablo.

3e.- GEOLOGIA DEL CUERPO DON PABLO

Estratigrafía.-

Las rocas sedimentarias que forman las cajas del cuerpo mineralizado Don Pablo, incluyen calizas laminares grises y calizas masivas ~~bien~~ estratificadas de color crema verdoso, las cuales forman un anticlinal de piernas cerradas.?

Las calizas laminares que forman la pierna Norte y que tienen un rumbo de N 55° W y un buzamiento de 80° NE, han sido ligeramente marmolizadas, intensamente fracturadas y caolinizadas y lixiviadas debido a la acción de las soluciones hidrotermales mineralizantes.

También las cajas encajonantes debido a esta acción mineralizante, se han alterado hasta 16 mts. adentro del paquete de calizas.

La pierna Sur que está constituida por calizas masivas bien estratificadas de color crema verdoso y que tienen un rumbo de S 15° W y un buzamiento de 30° a 70° SW, han sido intensamente cao-

linizadas y lixiviadas pero presentan menos fracturamiento que las calizas laminares.

Rocas Igneas.-

Un stock porfirítico dacítico ha intruído a las calizas Cretácicas a lo largo del plano axial del anticlinal Don Pablo.

Este intrusivo tiene forma elíptica de 120 mts de longitud y 20 mts. de ancho.

En la periferia se encuentra descompuesta, debido a la acción de las soluciones hidrotermales mineralizantes, en feldspatos caolinizados y pirita diseminada en forma abundante.

El afloramiento es de color naranja amarillento a consecuencia de la gran cantidad de hematita y limonita, que se encuentran en forma de vetillas entrecruzadas.

Estructura.-

Plano

El cuerpo Don Pablo, que se emplazó a lo largo del plano axial de un anticlinal cerrado con rumbo de N 60° W y buzamiento de 80° NE, fué intrusionado por un stock dacítico y luego fracturado por la falla Longitudinal.

Por el Sur la falla Mayor con rumbo N 80° E y un buzamiento de 73° NW, también fracturó al anticlinal, formando en la intersección con la falla Longitudinal, un área fracturada, el cual fué mineralizado, formando el cuerpo.

El rumbo y buzamiento de las fallas determinan el ancho de la mineralización y originan que el cuerpo presente una inclinación hacia el Nor-Oeste.

Otro factor guía está constituido por la intersección que se observa cerca de la superficie, de las fallas relacionada a la cúpula del anticlinal, la cual está constituida por calizas competentes para la mineralización, en contraste con el núcleo formado por intrusivo.

Mineralización del Cuerpo Don Pablo.

Se ha distribuido y concentrado de acuerdo a la roca rellena y reemplazada, así como también al grado de fracturamiento de las mismas.

En la zona de mineral masivo, la mineralización está constituida por esfalerita, galena, pirita y tetrahedrita y forma la parte principal del cuerpo.

La esfalerita, galena y pirita han reemplazado a una brecha -- calcárea y a estratos y calizas, algunos de los cuales se puede observar en la pierna sur del anticlinal.

Hacia los extremos de esta zona de mineral masivo se encuentran áreas de mineral diseminado.

En el NW, tenemos el intrusivo fracturado, el cual constituye el cuerpo diseminado de esfalerita, galena y pirita que rellenan - delgadas fracturas irregulares, produciendo también algún reemplazamiento.

Por último en el SE, la mineralización está, constituida por ojos de esfalerita y tetrahedrita en calizas ligeramente fracturadas.

Presentar Plano geológico
de la zona DON PABLO, lugar
del fajo abierto y a una
escala adecuada.

4.- MINERIA

4a.- INTRODUCCION

Cubicación.-

El cuerpo Don Pablo se reconoció longitudinalmente y transversalmente en superficie por su afloramiento, el cual estaba cubierto por una delgada ^{Potencia} capa de suelo con vegetación de puna, en subterráneo por las labores efectuadas en el nivel 400.

De la superficie se efectuaron, por intermedio de Perforación Diamantina Rotativa, huecos inclinados hacia el nivel 300 que está situado aproximadamente 30 mts. debajo de la superficie, para comprobar la persistencia del mineral en la vertical, siendo los resultados satisfactorios. *→ Como así? en Campana?*

Los huecos se proyectaron a lo largo de 170 mts. de afloramiento para reconocer 200 mts longitudinales.

La ubicación, dirección, inclinación y longitud de éstos corrió a cargo del Departamento de Geología. *(y por que hace el tanto Geología?)*

En total se efectuaron 9 huecos que sumaron 994 pies perforados.

¿Plano de Zonaje y Log?
De acuerdo a estos resultados, se consideró como mineral positivo con una profundidad aproximada de 45 mts. desde la superficie, que corresponden a 15 mts. debajo del nivel 300, a los siguientes bloques: 300-1 y 300-2.

Fig No 3 (llamadas)
Al bloque ^{spe} 400-2 se le consideró como probable por falta de conocimientos en la vertical. *y por que no mejor*

Cuando los trabajos superficiales lleguen al nivel 300, la clasificación de este bloque pasará a positivo ya que se tendrá mayor información de la variación de la mineralización hasta el nivel 400.

block
El bloque 400-4, considerado como mineral positivo es rezago de la Explotación Subterránea *efectuado anteriormente?*

*como lo va
me extrañis
solo es
probable*

La Fig. N° 3, muestra la ubicación de los bloques respectivos.

Vamos a continuación, a efectuar los cálculos respectivos para encontrar las leyes y pesos del mineral de los bloques 300-2 y 400-2, ya que éstos se extraerán, por las razones que se exponen en el Título, Límites y Leyes del Mineral, por Explotación Superficial hasta la Profundidad que sea económica.

Los cálculos se han dividido en :

1.- Leyes Promedio de los Bloques.

Para esto, se ha considerado lo siguiente :

a.- Muestreo de la parte Superficial del Cuerpo, ver

Fig. N° 4

que cuerpo?

Las muestras se han tomado por canales de 3" de profundidad-- y 6" de ancho, transversales al eje del yacimiento.

Cada muestra corresponde a 2 mts de longitud de canal, por -- lo tanto, el número de muestras será igual a la longitud del canal dividido entre 2 mts. Las leyes promedio del canal, son el promedio aritmético de las leyes de las longitudes de 2 mts de dicho -- canal. Las leyes promedio de la Superficie, son el promedio pesado de la longitud de influencia y de las leyes de los canales.

Sus valores son :

Long. de Influencia	%Zn	%Pb	%Cu	oz Ag/TC
125 mts.	4.90	3.00	0.18	3.84

b.- Muestreo de la Perforación Diamantina, ver Fig. N° 4

Las leyes muestreadas corresponden al núcleo y *testigo* *que lama?* respectiva, correspondiente a 5 pies de perforación de un determinado hueco.

Por consiguiente cada hueco, tiene tantas muestras como 5 pies existen en su longitud total.

Las leyes promedio de cada hueco, se han obtenido por el promedio pesado de los pesos del núcleo y lama de cada 5 pies de perforación.

testigo, los dos

Las leyes promedio de los huecos, son el promedio pesado de la profundidad, longitud de Influencia y leyes de cada hueco.

En consecuencia:

No	Profundidad	Long. de Influencia	%Zn	%Pb	%Cu	oz Ag/T.C.
52	30.78 mts.	27.50 mts.	5.80	3.00	0.23	4.00
52A	29.87 mts.	27.50 mts.	4.70	3.50	0.20	3.60
53A	40.84 mts.	27.50 mts.	2.80	2.40	0.10	3.30
54	29.87 mts.	25.00 mts.	3.80	3.20	0.20	3.30
54A	39.93 mts.	25.00 mts.	8.90	3.70	0.27	3.80
55	30.78 mts.	24.00 mts.	4.00	2.50	0.10	4.20
56	32.92 mts.	24.00 mts.	3.90	2.30	0.20	3.80
	234.99 mts.	180.50 mts.	4.89	2.94	0.18	3.70

c.- Muestreo ^{→ Sistemático} del Nivel 400, ver Fig. N° 5

Las leyes de las galerías, son el promedio pesado de la potencia y leyes de cada canal.

Las leyes de los cruceros, son el promedio aritmético de los canales, ya que éstos han sido tomados cada 2 mts en forma equidistante.

Las leyes del nivel son el promedio pesado de las leyes de los canales de las galerías y de los cruceros.

Las leyes obtenidas son:

Long. de Influencia	%Zn	%Pb	%Cu	oz Ag/ TC
125 mts.	4.64	2.89	0.21	3.67

d.- Las leyes promedio de los bloques son:

Long. de Influencia	%Zn	%Pb	%Cu	oz Ag/ TC
125 mts.	4.64	2.89	0.21	3.67
180 mts.	4.89	2.94	0.18	3.70
125 mts.	4.90	3.00	0.18	3.84
430 mts.	4.83	2.95	0.18	3.73

Considerando, 35% de castigo, por errores en el Muestreo:

<u>3.14</u>	<u>1.92</u>	<u>0.11</u>	<u>2.42</u>
-------------	-------------	-------------	-------------

→ como lo obtuve

2.- Pesos de los Bloques.

Estos, se han obtenido en la forma que se indica en el Título Relaciones de Desbroce a Diferentes Profundidades.

Las áreas de las 5 secciones; 52,53,54,55 y 56; en que se ha dividido el yacimiento, se han obtenido mediante el empleo del planímetro, el cual dió los resultados en m².

Se ha considerado como longitud de influencia de cada área, 25 mts, es decir la distancia entre áreas.

Con estos datos, se han obtenido el volumen de cada sección y la suma de éstos nos dió el volumen total del yacimiento.

Considerando una densidad del mineral de 2.8 TMS/ m³, obtenemos el peso total en TMS.

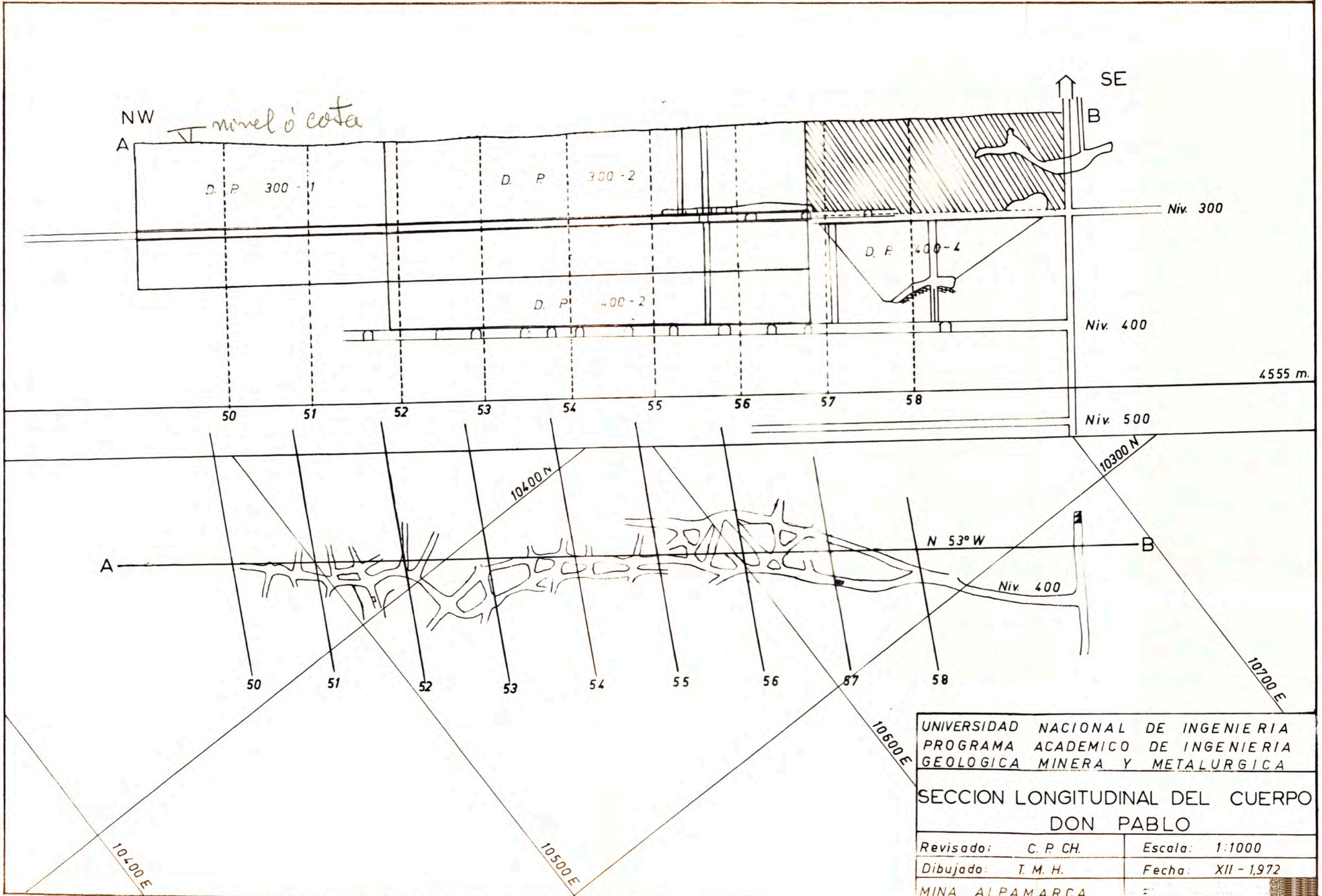
En conclusión, las Reservas de Mineral para el año 1972 son:

BLOQUE	MINERAL		LEYES			
	POSITIVO	PROBABLE	% Zn	% Pb	% Cu	oz Ag/TC
300-1	18,400 TMS	-.-	3.00	1.50	0.10	3.80
300-2	221,550 TMS	-.-	3.14	1.92	0.11	2.42
400-2	-.-	42,200 TMS	3.14	1.92	0.11	2.42
400-4	5,170 TMS	-.-	4.00	2.40	0.06	2.60
TOTAL	287,320 TMS		3.14	1.90	0.11	2.51

En este caso es usual aplicar la fórmula Prismoidal

$$V = \frac{L}{6} [A_1 + 4A + A_2] \quad m^3 \text{ o } ft^3$$

Por
su
T.C.
todas las



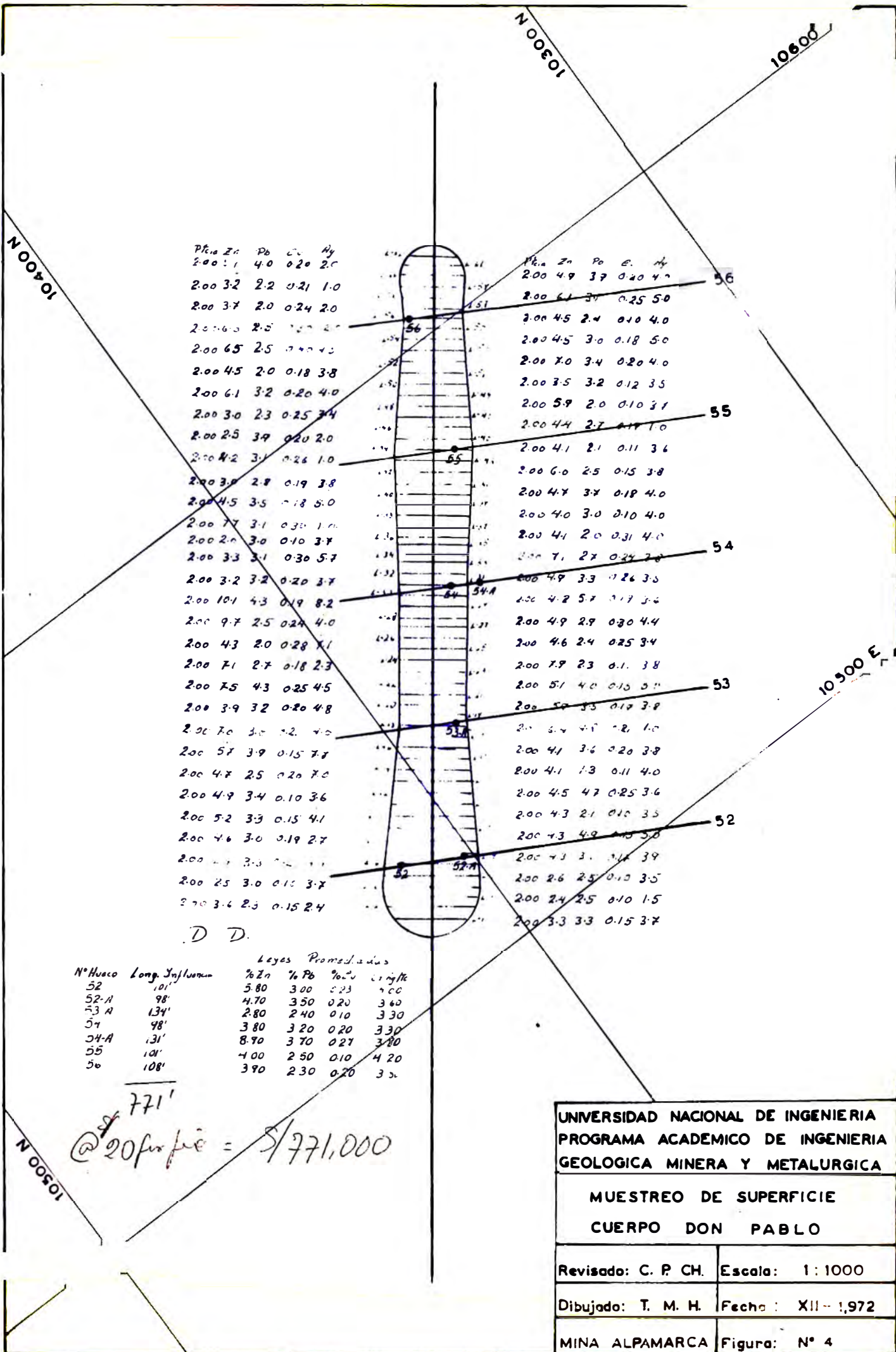
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

SECCION LONGITUDINAL DEL CUERPO
 DON PABLO

Revisado: C. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA



Pb	Zn	Pb	Cu	Ag
2.00	3.1	4.0	0.20	2.0
2.00	3.2	2.2	0.21	1.0
2.00	3.7	2.0	0.24	2.0
2.00	6.0	2.5	0.27	2.0
2.00	6.5	2.5	0.27	2.0
2.00	4.5	2.0	0.18	3.8
2.00	6.1	3.2	0.20	4.0
2.00	3.0	2.3	0.25	3.4
2.00	2.5	3.9	0.20	2.0
2.00	4.2	3.1	0.26	1.0
2.00	3.0	2.8	0.19	3.8
2.00	4.5	3.5	0.18	5.0
2.00	7.7	3.1	0.30	1.0
2.00	2.0	3.0	0.10	3.7
2.00	3.3	3.1	0.30	5.7
2.00	3.2	3.2	0.20	3.7
2.00	10.1	4.3	0.19	8.2
2.00	9.7	2.5	0.24	4.0
2.00	4.3	2.0	0.28	7.1
2.00	7.1	2.7	0.18	2.3
2.00	7.5	4.3	0.25	4.5
2.00	3.9	3.2	0.20	4.8
2.00	7.0	3.0	0.2	4.0
2.00	5.7	3.9	0.15	7.7
2.00	4.7	2.5	0.20	7.0
2.00	4.9	3.4	0.10	3.6
2.00	5.2	3.3	0.15	4.1
2.00	4.6	3.0	0.19	2.7
2.00	2.7	3.3	0.2	3.1
2.00	2.5	3.0	0.15	3.7
2.00	3.4	2.3	0.15	2.4

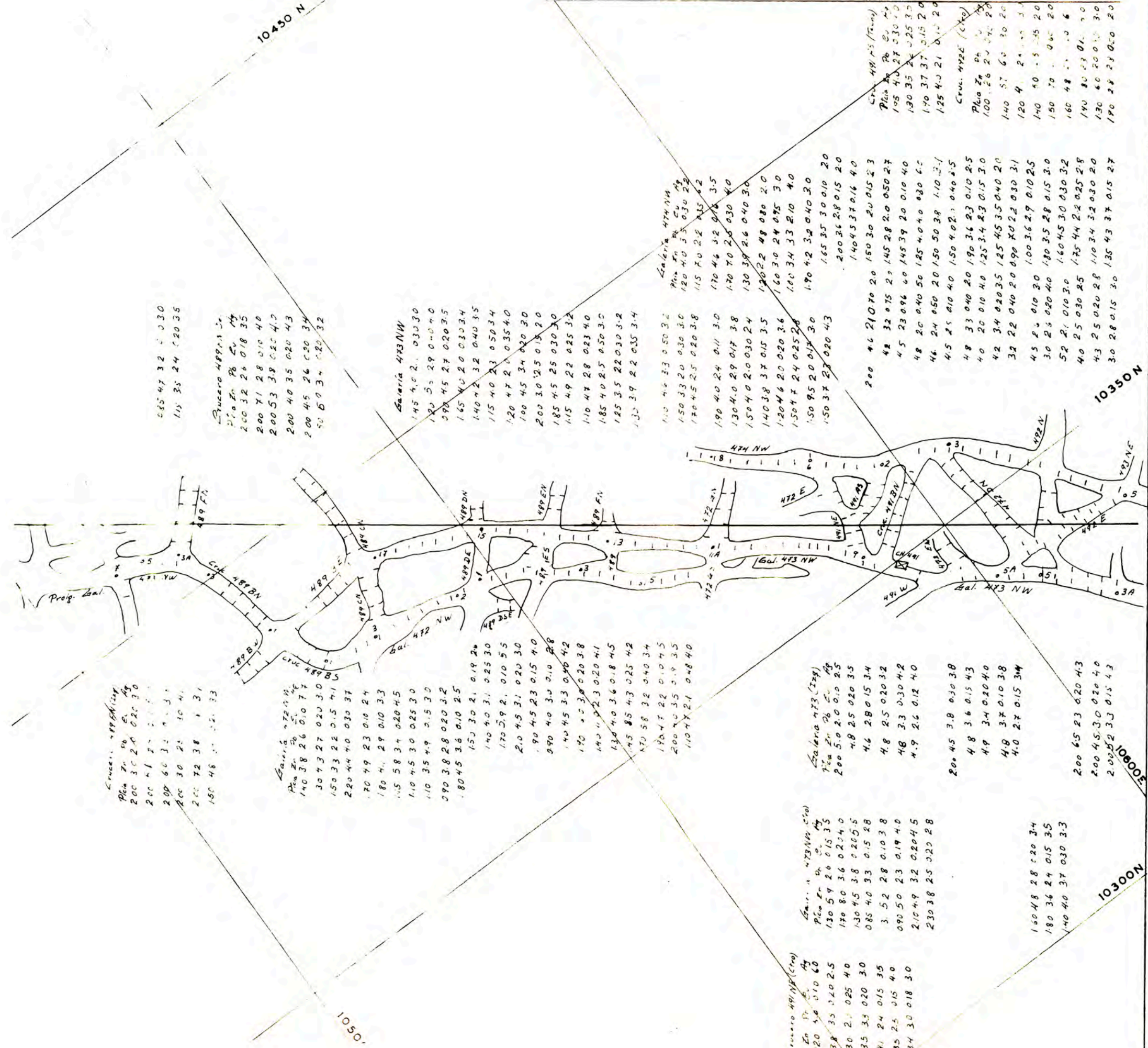
Pb	Zn	Pb	Cu	Ag
2.00	4.9	3.9	0.20	4.0
2.00	6.1	3.0	0.25	5.0
2.00	4.5	2.4	0.10	4.0
2.00	4.5	3.0	0.18	5.0
2.00	7.0	3.4	0.20	4.0
2.00	3.5	3.2	0.12	3.5
2.00	5.9	2.0	0.10	3.1
2.00	4.4	2.7	0.17	1.0
2.00	4.1	2.1	0.11	3.6
2.00	6.0	2.5	0.15	3.8
2.00	4.7	3.7	0.18	4.0
2.00	4.0	3.0	0.10	4.0
2.00	4.1	2.0	0.31	4.0
2.00	7.1	2.7	0.24	7.0
2.00	4.9	3.3	0.26	3.0
2.00	4.2	5.7	0.17	3.0
2.00	4.9	2.9	0.30	4.4
2.00	4.6	2.4	0.25	3.4
2.00	7.9	2.3	0.1	3.8
2.00	5.1	4.0	0.15	5.0
2.00	5.9	3.3	0.17	3.8
2.00	6.4	4.0	0.2	1.0
2.00	4.1	3.6	0.20	3.8
2.00	4.1	1.3	0.11	4.0
2.00	4.5	4.7	0.25	3.6
2.00	4.3	2.1	0.10	3.5
2.00	4.3	4.9	0.15	5.0
2.00	4.3	3.1	0.16	3.9
2.00	2.6	2.5	0.10	3.5
2.00	2.4	2.5	0.10	1.5
2.00	3.3	3.3	0.15	3.7

D D.

Nº Huaco	Long. Influencia	Leyes Promedios			
		% Zn	% Pb	% Cu	Ag (g/tc)
52	101'	5.80	3.00	0.23	4.00
52-A	98'	4.70	3.50	0.20	3.60
53-A	134'	2.80	2.40	0.10	3.30
54	98'	3.80	3.20	0.20	3.30
54-A	131'	8.90	3.70	0.27	3.80
55	101'	4.00	2.50	0.10	4.20
56	108'	3.90	2.30	0.20	3.00

\$ 771'
 @ 20 por pie = \$/771,000

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
MUESTREO DE SUPERFICIE CUERPO DON PABLO	
Revisado: C. P. CH.	Escala: 1 : 1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: Nº 4



Cruce	Zn	Pb	Cu	Ag
200 47 28 021 35	200 47 29 021 35	200 47 30 021 35	200 47 31 021 35	200 47 32 021 35
200 48 31 015 37	200 48 32 015 37	200 48 33 015 37	200 48 34 015 37	200 48 35 015 37
200 49 20 010 38	200 49 21 010 38	200 49 22 010 38	200 49 23 010 38	200 49 24 010 38
200 50 26 010 38	200 50 27 010 38	200 50 28 010 38	200 50 29 010 38	200 50 30 010 38
200 51 26 010 38	200 51 27 010 38	200 51 28 010 38	200 51 29 010 38	200 51 30 010 38
200 52 26 010 38	200 52 27 010 38	200 52 28 010 38	200 52 29 010 38	200 52 30 010 38
200 53 26 010 38	200 53 27 010 38	200 53 28 010 38	200 53 29 010 38	200 53 30 010 38
200 54 26 010 38	200 54 27 010 38	200 54 28 010 38	200 54 29 010 38	200 54 30 010 38
200 55 26 010 38	200 55 27 010 38	200 55 28 010 38	200 55 29 010 38	200 55 30 010 38
200 56 26 010 38	200 56 27 010 38	200 56 28 010 38	200 56 29 010 38	200 56 30 010 38
200 57 26 010 38	200 57 27 010 38	200 57 28 010 38	200 57 29 010 38	200 57 30 010 38
200 58 26 010 38	200 58 27 010 38	200 58 28 010 38	200 58 29 010 38	200 58 30 010 38
200 59 26 010 38	200 59 27 010 38	200 59 28 010 38	200 59 29 010 38	200 59 30 010 38
200 60 26 010 38	200 60 27 010 38	200 60 28 010 38	200 60 29 010 38	200 60 30 010 38
200 61 26 010 38	200 61 27 010 38	200 61 28 010 38	200 61 29 010 38	200 61 30 010 38
200 62 26 010 38	200 62 27 010 38	200 62 28 010 38	200 62 29 010 38	200 62 30 010 38
200 63 26 010 38	200 63 27 010 38	200 63 28 010 38	200 63 29 010 38	200 63 30 010 38
200 64 26 010 38	200 64 27 010 38	200 64 28 010 38	200 64 29 010 38	200 64 30 010 38
200 65 26 010 38	200 65 27 010 38	200 65 28 010 38	200 65 29 010 38	200 65 30 010 38
200 66 26 010 38	200 66 27 010 38	200 66 28 010 38	200 66 29 010 38	200 66 30 010 38
200 67 26 010 38	200 67 27 010 38	200 67 28 010 38	200 67 29 010 38	200 67 30 010 38
200 68 26 010 38	200 68 27 010 38	200 68 28 010 38	200 68 29 010 38	200 68 30 010 38
200 69 26 010 38	200 69 27 010 38	200 69 28 010 38	200 69 29 010 38	200 69 30 010 38
200 70 26 010 38	200 70 27 010 38	200 70 28 010 38	200 70 29 010 38	200 70 30 010 38
200 71 26 010 38	200 71 27 010 38	200 71 28 010 38	200 71 29 010 38	200 71 30 010 38
200 72 26 010 38	200 72 27 010 38	200 72 28 010 38	200 72 29 010 38	200 72 30 010 38
200 73 26 010 38	200 73 27 010 38	200 73 28 010 38	200 73 29 010 38	200 73 30 010 38
200 74 26 010 38	200 74 27 010 38	200 74 28 010 38	200 74 29 010 38	200 74 30 010 38
200 75 26 010 38	200 75 27 010 38	200 75 28 010 38	200 75 29 010 38	200 75 30 010 38
200 76 26 010 38	200 76 27 010 38	200 76 28 010 38	200 76 29 010 38	200 76 30 010 38
200 77 26 010 38	200 77 27 010 38	200 77 28 010 38	200 77 29 010 38	200 77 30 010 38
200 78 26 010 38	200 78 27 010 38	200 78 28 010 38	200 78 29 010 38	200 78 30 010 38
200 79 26 010 38	200 79 27 010 38	200 79 28 010 38	200 79 29 010 38	200 79 30 010 38
200 80 26 010 38	200 80 27 010 38	200 80 28 010 38	200 80 29 010 38	200 80 30 010 38
200 81 26 010 38	200 81 27 010 38	200 81 28 010 38	200 81 29 010 38	200 81 30 010 38
200 82 26 010 38	200 82 27 010 38	200 82 28 010 38	200 82 29 010 38	200 82 30 010 38
200 83 26 010 38	200 83 27 010 38	200 83 28 010 38	200 83 29 010 38	200 83 30 010 38
200 84 26 010 38	200 84 27 010 38	200 84 28 010 38	200 84 29 010 38	200 84 30 010 38
200 85 26 010 38	200 85 27 010 38	200 85 28 010 38	200 85 29 010 38	200 85 30 010 38
200 86 26 010 38	200 86 27 010 38	200 86 28 010 38	200 86 29 010 38	200 86 30 010 38
200 87 26 010 38	200 87 27 010 38	200 87 28 010 38	200 87 29 010 38	200 87 30 010 38
200 88 26 010 38	200 88 27 010 38	200 88 28 010 38	200 88 29 010 38	200 88 30 010 38
200 89 26 010 38	200 89 27 010 38	200 89 28 010 38	200 89 29 010 38	200 89 30 010 38
200 90 26 010 38	200 90 27 010 38	200 90 28 010 38	200 90 29 010 38	200 90 30 010 38
200 91 26 010 38	200 91 27 010 38	200 91 28 010 38	200 91 29 010 38	200 91 30 010 38
200 92 26 010 38	200 92 27 010 38	200 92 28 010 38	200 92 29 010 38	200 92 30 010 38
200 93 26 010 38	200 93 27 010 38	200 93 28 010 38	200 93 29 010 38	200 93 30 010 38
200 94 26 010 38	200 94 27 010 38	200 94 28 010 38	200 94 29 010 38	200 94 30 010 38
200 95 26 010 38	200 95 27 010 38	200 95 28 010 38	200 95 29 010 38	200 95 30 010 38
200 96 26 010 38	200 96 27 010 38	200 96 28 010 38	200 96 29 010 38	200 96 30 010 38
200 97 26 010 38	200 97 27 010 38	200 97 28 010 38	200 97 29 010 38	200 97 30 010 38
200 98 26 010 38	200 98 27 010 38	200 98 28 010 38	200 98 29 010 38	200 98 30 010 38
200 99 26 010 38	200 99 27 010 38	200 99 28 010 38	200 99 29 010 38	200 99 30 010 38
200 100 26 010 38	200 100 27 010 38	200 100 28 010 38	200 100 29 010 38	200 100 30 010 38

Método de Explotación Empleado Anteriormente. *de que ?*

Anteriormente una parte de Don Pablo el extremo SE, cercano al Pique N° 1, se trabajó por el método de Hundimiento del Techo, desde el nivel 300 hasta la superficie.

La longitud trabajada fué de 80 mts, aproximadamente.

Dadas las características físicas de Don Pablo, tanto en el mineral como en el desmante, era imposible controlar la gran dilución, ya que la gran voladura efectuada en una sola vez había movido todo el material que rodea al mineral.

El encampane compuesto de suelo con vegetación no había sido limpiado y por consiguiente después del rompimiento del bloque materia de explotación, produjo también mas empobrecimiento del mineral que se extraía por el nivel 300, además produjo atoros continuos en las tolvas de extracción ya que había grandes bancos de "champa".

Para el transporte subterráneo del mineral grandemente diluido, se empleaba una faja transportadora de jebe, de 18" de ancho, 100 mts. de largo, movida por un motor eléctrico de 10 HP; situada debajo de las tolvas de extracción, de manera que la carga caía directamente a la referida faja.

Esta faja transportadora instalada en el nivel 300, acumulaba el mineral en la bolsa ubicada en el Pique N° 1, de donde era izada hacia la superficie por intermedio de un Skip accionado por un motor eléctrico de 60 HP y que utilizaba un cable de acero de 3/4" de diámetro.

La producción promedio mensual fué de 1,200 T.M.S. con las siguientes leyes: 2.60 % Zn., 1.60 % Pb., 0.10 % Cu. y 3.00 Oz.Ag/T.C.

En total se extrajeron 26,325 T.M.S.

La eficiencia subterránea fué de 5 Ton/Tarea.

Tonelaje que se Desea Extraer.-

De acuerdo a nuestras necesidades, debemos extraer de Don Pablo 5500 TMS mensuales, que representan 220 TMS diarias. Con respecto a

la producción total mensual de mina, significa 39%.

Comparación entre el Laboreo a Cielo Abierto y el Laboreo Subterráneo.-

Al elegir un Método de Explotación, hay que determinar en primer lugar si debe emplearse el Laboreo a Cielo Abierto o el Laboreo Subterráneo.

1, Cuando el yacimiento aflora o se encuentra muy próximo a la superficie; debemos emplear la Explotación a Cielo Abierto y en caso contrario solamente cabe considerar la Explotación Subterránea. En casos límites cuando la decisión es difícil, se debe tener en cuenta las siguientes consideraciones:

2, Solo se empleará el laboreo a Cielo Abierto cuando los costos del movimiento de material de recubrimiento o de la roca de las cajas y los de explotación del mineral no sean mayores que la del laboreo Subterráneo.

Por lo tanto, será necesario calcular que cantidad de desmonte habrá que moverse en la Explotación a Cielo Abierto hasta una profundidad determinada y cual es el gasto que se necesita efectuar.

Los gastos realizados se deben repartir entre las toneladas de mineral que se puedan extraer una vea efectuado el movimiento del desmonte indicado.

Tan pronto como los costos de movimiento del desmonte y del mineral rebasen a los de la Explotación Subterránea debemos pasar a ésta.

Las ventajas que ofrece el laboreo a Cielo Abierto son:

- Eficiencia alta.
- Recuperación de casi todo el mineral que se quiere extraer - siendo mínima las pérdidas de explotación.
- Alto rendimiento de la Perforación y Voladura.
- Bajo costo de explotación.
- Mayor seguridad.

- Mejor supervisión.

Las desventajas que ofrece son:

- Solo se puede explotar hasta profundidades relativamente pequeñas. *¿Cual es el caso cuanto?*
- Las inversiones que se necesita efectuar son grandes.
- El trabajo se encuentra limitado por las condiciones climatológicas.
- El agua de lluvia o la nevada se acumulan en las labores.
- Se debe proveer lugares para la acumulación de desmonte.
- Se necesita extraer zonas y ojos estériles.

Elección del Laboreo a Emplearse.-

La parte superior del cuerpo Don Pablo; que corresponde a una superficie de las llamadas pampas, con una ligera depresión, y cubierta en su mayoría con vegetación de puna, hichu; necesitó remover $20,000 \text{ mt}^3$ de suelos aproximadamente, 200 mts. de largo, 50 mts. de ancho y una profundidad promedio de 2.00 mts. para lo cual fué suficiente un tractor que acumuló este material fuera de los límites ya señalados, demorando 4 meses en realizar este trabajo.

que tipo, marca, etc
De acuerdo a esto, y a los reconocimientos realizados, la parte superior del cuerpo se trabajará por laboreo a Cielo Abierto quedando como incógnita hasta que profundidad.

La zona mineralizada se ubicará con respecto al "Pit" al centro de éste, estando por consiguiente rodeada de desmonte.

La parte que quede debajo, hasta el nivel 400, se trabajará por Laboreo Subterráneo.

A continuación analizaremos cada caso para despejar las incógnitas que tienen cada clase de Laboreo.

4b.- MINERIA SUPERFICIAL

La vida Media Física, de la parte del cuerpo a extraerse por explotación a Cielo Abierto, tiene como limitación la Relación Crítica de Desbroce que es de 6.0 a 1.

*Como lo hizo? amado bello.
P/ como*

De otro lado, de acuerdo al Título, Relaciones de Desbroce a --
 Diferentes Profundidades, que está desarrollado mas adelante, ^{en que pag} tene--
 mos:

1.- Relación de Desbroce: 2.8

Duración de la Explotación

$$\frac{147,000 \text{ T.M.S. de Min.}}{66,000 \text{ T.M.S. de Min/año}} = 2.2 \text{ años}$$

2.- Relación de Desbroce: 5.1

Duración de la Explotación.

$$\frac{221,550 \text{ T.M.S. de Min.}}{66,000 \text{ T.M.S. de Min/año}} = 3.3 \text{ años}$$

3.- Relación de Desbroce: 8.6

Duración de la Explotación.

$$\frac{263,750 \text{ T.M.S. de Min.}}{66,000 \text{ T.M.S. de Min/año}} = 4.0 \text{ años}$$

Considerando ésto, para una Relación de Desbroce de 6.0 a 1, la
 la duración de la Explotación será de:

$$\frac{8.6 - 6.0}{6.0 - 5.1} = \frac{4.0 - x}{x - 3.3}$$

$$X = 3.5 \text{ años.}$$

Por lo tanto la duración de la Explotación a Cielo Abierto la -
 consideramos igual a 3 años.

4b-1- DISEÑO DEL PIT

4b-1-a.- LEY DE EXPLOTACION

Límites y Leyes del Mineral.-

La zona que se ha considerado como mineral para explotarse a --
 Cielo Abierto tiene los siguientes límites:

- Longitudinalmente 12.50 m. hacia el NW después de la sección 52 y 12.50 m. hacia el SE después de la sección 56.
- Transversalmente, las cajas NE y SW.
- En profundidad hasta el nivel 400, aproximadamente 60 mts. --

como se termino esta ^{profundidad} _{didac}

*En que
Planos se
basa*

siempre y cuando los cálculos de costos que se van a efectuar después así lo justifiquen.

Estas limitaciones se han determinado considerando que:

- 1.- Hacia el NW después de la sección 52 el cuerpo se estrecha hasta 2 mts de potencia, haciendo anti-económico un trabajo superficial.
- 2.- Hacia el SE, después de la sección 56, el cuerpo ya ha sido trabajado por laboreo subterráneo.
- 3.- Las cajas son estériles, calizas.
- 4.- En profundidad, por huecos de Perforación Diamantina efectuados desde la superficie y por Labores Subterráneas, tales como galerías y cruceros, que corrieron y cortaron el yacimiento en diferentes ~~sijos~~, dándonos así una mejor idea de la forma del cuerpo. *niveles*

Esta zona de acuerdo a la cubicación para el año 1972, corresponde a los bloques 300-2 y 400-2, con un total de --- 263,750 T.M.S.

En consecuencia las leyes para la explotación a Cielo Abierto, que vamos a considerar son:

3.14 % Zn., 1.92 % Pb., 0.11 % Cu. y 2.42 Oz.Ag/T.C.

Valor Recuperable del Mineral.-

Las condiciones de venta de los concentrados corresponden a 1972. *¿hecho por Ud? que criterio*

Nosotros considerando la duración de la Explotación Superficial, la tendencia alzista de los precios de los metales que vendemos, optamos por tomar en el presente trabajo, como precios los correspondientes los cuales no sufrirán variación alguna en los años de Laboreo Cielo Abierto del Proyecto en estudio.

- 1.- Datos.

Ley de Cabeza

Ag = 2.42 Oz/T.C.S.

Cu = 0.11 %/T.M.S.

Pb = 1.92 %/T.M.S.

Zn = 3.14 %/T.M.S.

Recuperación de Metales en la Planta Concentradora.

Ag = 85 %

Cu = 85 %

Pb = 85 %

Zn = 75 %

Ratio de Concentración en la Planta Concentradora

Concentrado de Pb = 32 a 1

Concentrado de Zn = 25 a 1

2.-Leyes de Concentrados producidos

Radio Concentración x Ley de Cabeza x Recuperación

Concentrado de Pb.

Ag = 32 x 2.42 x 0.85 = 65.8 Oz/T.C.

Cu = 32 x 0.11 x 0.85 = 3.0 %

Pb = 32 x 1.92 x 0.86 = 52.8 %

Concentrado de Zn.

Zn = 25 x 3.14 x 0.75 = 58.9 %

3.-Cotización

De acuerdo a los contratos de venta de concentrados se tiene:

Metal	Valor	% Pagado
Ag	1.48 \$/Oz	95.0
Cu	42 ¢/lb.	51.4
Pb	14.152 ¢/lb.	92.2
Zn	17.69 ¢/lb.	85.0

4.-Liquidación del Concentrado de Plomo.

Ag = 65.8 Oz/0.90718 T.M.S. x 0.95 x 1.48 \$/Oz.
101.98 \$/T.M.S.

Cu = $\frac{3}{100}$ x 1,000 Kgs x 0.514 x 42 ¢/0.45359 Kgs.

¿Quién hace las liquidaciones en la empresa?

$$\text{Cu} = 3 \times 0.514 \times \left(\frac{10}{0.45359} \right) \times 42 \text{ ¢}$$

$$\text{Cu} = 3 \times 0.514 \times \left(\frac{1}{4.5359} \right) \times 42 \text{ ¢}$$

$$\text{Cu} = 3 \% \times 0.514 \times 0.22046 \times 42 \text{ ¢} = 14.28 \text{ \$/T.M.S.}$$

$$\text{Pb} = 52.8 \% \times 0.922 \times 0.22046 \times 14.152 \text{ ¢} \\ = 151.88 \text{ \$/T.M.S.}$$

Total = 268.14 \\$/T.M.S.

Deducciones:

Maquila, Comisiones e Impurezas = 87.64 \\$/T.M.S.

Valor Neto de 1 T.M.S. de Conc.

sin considerar mermas 180.50 ¢

Valor Neto de 1 T.M.S. de Conc.

considerando mermas 180.50 ¢ x 0.9944 = 179.49 ¢

Valor Neto de 1 T.M.S. de Cabeza

$$\frac{179.49 \text{ ¢}}{32} = 5.61 \text{ ¢}$$

Valor de la Ag en la Cabeza.

$$5.61 \text{ ¢} \times \frac{101.98}{268.14} = 2.13 \text{ ¢}$$

Valor del Cu en la Cabeza.

$$5.61 \text{ ¢} \times \frac{14.28}{268.14} = 0.30 \text{ ¢}$$

Valor del Plomo en la Cabeza.

$$5.61 \text{ ¢} \times \frac{151.88}{268.14} = 3.18 \text{ ¢}$$

Valor del 1 onza de Ag en la Cabeza

$$\frac{2.13 \text{ ¢/1.1023 TC}}{2.42 \text{ Oz/TC}} = \frac{2.13}{2.42 \times 1.1023} = 0.80 \text{ ¢}$$

Valor de 1 % de Cu en la Cabeza.

$$\frac{0.30 \$}{0.11} = 2.73 \$$$

Valor de 1 % de Pb en la Cabeza

$$\frac{3.18 \$}{1.92} = 1.66 \$ \text{ / } \cancel{18} \text{ Pb}$$

5.- Liquidación del Concentrado de Zinc:

$$\begin{aligned} \text{Zn} &= 58.9 \% \times 0.85 \times 0.22046 \times 17.69 \text{ C} \\ &= 195.25 \$/\text{TMS} \end{aligned}$$

Deducciones:

Maquila, Comisiones e Impurezas = 56.46 \$

Valor Neto de 1 T.M.S. de Conc.

sin considerar mermas = 138.79 \$

Valor Neto de 1 T.M.S. de Conc.

considerando mermas $138.79 \$ \times 0.98 = 136.01 \$$

Valor Neto de 1 T.M.S. de Cabeza

$$136.01 \$/25 = 5.44 \$$$

Valor del Zn en la cabeza

$$5.44 \$ \times \frac{195.25}{195.25} = 5.44 \$$$

Valor de 1 % de Zn en la Cabeza

$$5.44 \$ / 3.14 = 1.73 \$$$

6.-Valor Neto de 1 T.M.S. de mineral de

$$\begin{aligned} \text{Cabeza: } 5.61 \$ + 5.44 \$ &= 11.05 \$ \\ & (427.63 \$) \end{aligned}$$

7.-Valor por unidad en la Cabeza, considerando la Recuperación.

1 Oz.Ag/T.C.S.	=	0.80 \$
1 % Cu/T.M.S.	=	2.73 \$
1 % Pb/T.M.S.	=	1.66 \$
1 % Zn/T.M.S.	=	1.73 \$

R.- Equivalencias Considerando Recuperaciones:

1 Oz.Ag/T.C.S.	=	0.4819 % Pb.
1 % Cu.	=	1.6446 % Pb.
1 % Pb.	=	1.0000 % Pb.
1 % Zn.	=	1.0422 % Pb.

4b-1-b.- TALUD

Definición.-

hay dos tipos de talud el del banco y el del tajado en roca

Talud es la inclinación que pueden tener las caras del banco, las paredes del Pit, durante su explotación o al finalizar éste. } *mal*

Por que unas veces bajo y otras Pit de vez

Nosotros para el desarrollo del presente trabajo vamos a considerar el término Estabilidad de Talud, que es la inclinación que pueden tener las caras del banco, las ~~paredes~~ *talud* del Pit, sin ocasionar peligros de derrumbes durante su explotación.

Bancos.-

Talud.-

Uno de los puntos más importantes en el Diseño de un Pit, es la determinación del ángulo de estabilidad de los bancos, ya que éstos influyen grandemente en el radio de desmonte a mineral.

Lo ideal sería fijar un talud máximo para así obtener una Relación de Desbroce mínima. ?

Esto indudablemente no sería lo indicado ya que los taludes probablemente serían mayores que el ángulo de estabilidad de los bancos, produciéndose por lo tanto, derrumbes que pueden originar una serie de accidentes y dificultades en el normal desarrollo del trabajo.

Por el contrario, si se fija un talud mínimo tal vez menor que el ángulo de estabilidad, el desarrollo del trabajo sería muy seguro pero la Relación de Desbroce sería tan alta que no permitiría efectuar económicamente ninguna Operación Minera.

En consecuencia es necesario fijar lo más realmente posible,-

los taludes de bancos para después calcular la Relación de Desbroce.

Este se comparará con los Costos para determinar la factibilidad del proyecto.

Los ángulos de estabilidad de los bancos se ^epuede obtener por métodos de Mecánica de Suelos y de Mecánica de Rocas.

Se aplica el primer caso cuando el yacimiento y las rocas que la rodean consisten de trozos sueltos de tamaños pequeños, en comparación con la dimensión de la altura del banco.

Esto sucede generalmente en zonas brechadas.

Se aplica el segundo caso, cuando el yacimiento y las rocas encajonantes están compuestas de grandes bloques, los cuales son relativamente grandes en comparación con la altura de los bancos.

Por lo general se utilizan combinaciones de ambos métodos.

De acuerdo a nuestras observaciones, la estabilidad de los taludes son afectados por defectos estructurales tales como fallas, planos de estratificación en el caso de calizas, grietas, etc; por el agua, sea de lluvia o subterránea; por el tiempo; por los disparos que se efectúan en las bases de los bancos; por la cohesión -- del material.

La forma del ~~talud~~, también influye en la estabilidad de los taludes.

La forma circular es la más conveniente porque los esfuerzos tangenciales actúan como zuncho, desarrollando un arqueamiento beneficioso.

Las rocas que rodean al cuerpo Don Pablo se pueden considerar como rocas fracturadas, ya que en realidad no existen rocas no fracturadas porque hasta los granitos masivos están separados por grietas ocasionales.

Las rocas fracturadas mecánicamente son rocas ~~anisotrópicas~~,

anisotrópicas

ésto quiere decir que sus propiedades mecánicas no son uniformes en todas direcciones.

Las características de las rocas que circundan el cuerpo Don-Pablo son:

- Caja NE, calizas laminares fracturadas
- Caja SW, calizas masivas con menor fracturamiento que las de caja NE,
- Extremo NW, intrusivo dacítico, que se puede considerar como masivo.
- Extremo SE calizas con características similares a las de caja SW. La explotación subterránea efectuada anteriormente no afectó a esta zona, ya que el ancho de explotación fué de más o menos 4 mts.

De acuerdo a estas consideraciones, los taludes tienen que ser diferentes.

Nosotros no hemos utilizado métodos de Mecánica de suelos o de Mecánica de Rocas para determinar los taludes ya que no tenemos suficiente información para estos cálculos.

En cambio, hemos utilizado un método que también dá buenos resultados.

Este consiste en observación y medición.

Una vez que el yacimiento había sido desencapado en su totalidad, se levantaron secciones transversales a su eje distanciados uno de otro 25 mts, igualmente se hizo una sección longitudinal parcial en el extremo NW, no se hizo en el extremo SE, por su similitud con la caja SW.

El objeto de estas secciones fué dibujar los perfiles de las -
cajas. *y donde están los flancos*

Cada mes se actualizaban las secciones con los avances de los trabajos.

Debe adjuntarse los flancos

Al comienzo los taludes eran verticales, cuando el pit ya se había profundizado 10 mts, se empezaron a medir los taludes.

Se fijó como ángulo mínimo de talud, no necesariamente de estabilidad 45° , y como máximo con las mismas condiciones 80° .

Para una altura determinada ^{que altura} se le asignaba un talud digamos 75° , que estaba de acuerdo a las facilidades para darle esa inclinación.

Conforme los trabajos se profundizaban las alturas de los bancos eran mayores.

El trabajo avanzaba a un ritmo de 1 metro de profundidad por mes.

Por lo tanto, era conveniente utilizar el factor tiempo y por eso se consideró como altura mínima de observación 12 mts., que corresponden a 12 meses, que incluían los meses de invierno.

En las secciones se estudiaban las variaciones de inclinación cada mes.

Aparte, en las inspecciones diarias se observaban si se producían anomalías en las partes superiores de los bancos, ya que antes que se produzca un derrumbe se presentan grietas que se van agrandando cada día hasta que se produce el deslizamiento.

En estos casos, se hacía un levantamiento inmediato para determinar el ángulo y la altura antes del deslizamiento.

Se consideró como ángulo de estabilidad la medición efectuada el mes anterior, de igual manera se procedía con la altura.

Después de una serie de mediciones se obtuvieron los siguientes resultados finales:

Altura de Banco	Angulo de Estabilidad
Caja NE	
18 mts.	50°
16 mts.	53°

Profundidad
Plano 9

14 mts.	55°
12 mts.	60°

Caja SW

18 mts.	60°
16 mts.	63°
14 mts.	66°
12 mts.	70°

Extremo NW

17 mts.	73°
15 mts.	75°
13 mts.	80°

Los gráficos de estos resultados son los mostrados en la Fig. N° 6.

Los ángulos de estabilidad para las alturas de bancos ya fijados son:

Bancos Caja NE	54°
Bancos Caja SW	64°
Bancos Extremo NW	75°
Bancos Extremo SW	64°

Porque lije el ángulo tan empíricamente?

Actualmente se siguen controlando los taludes para determinar si se producen variaciones en los ángulos de estabilidad.

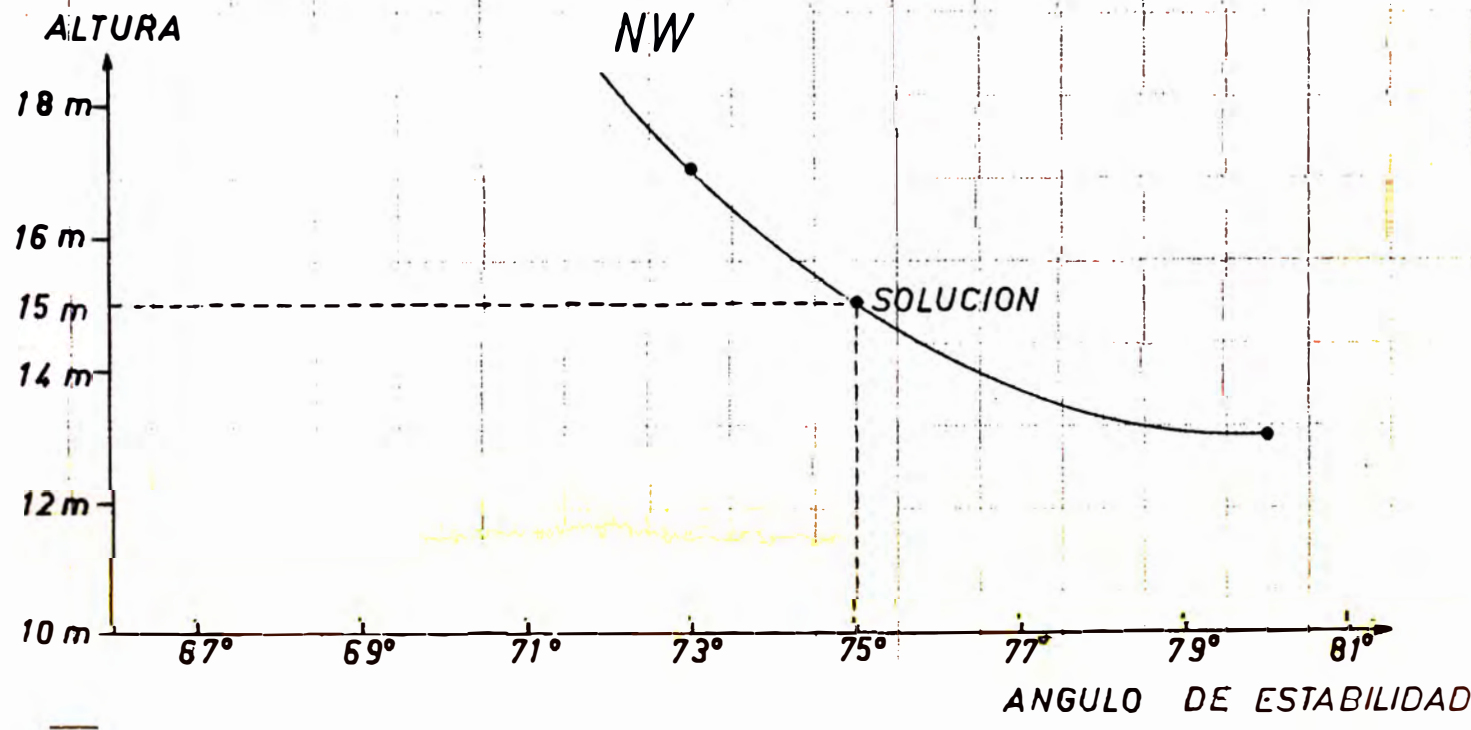
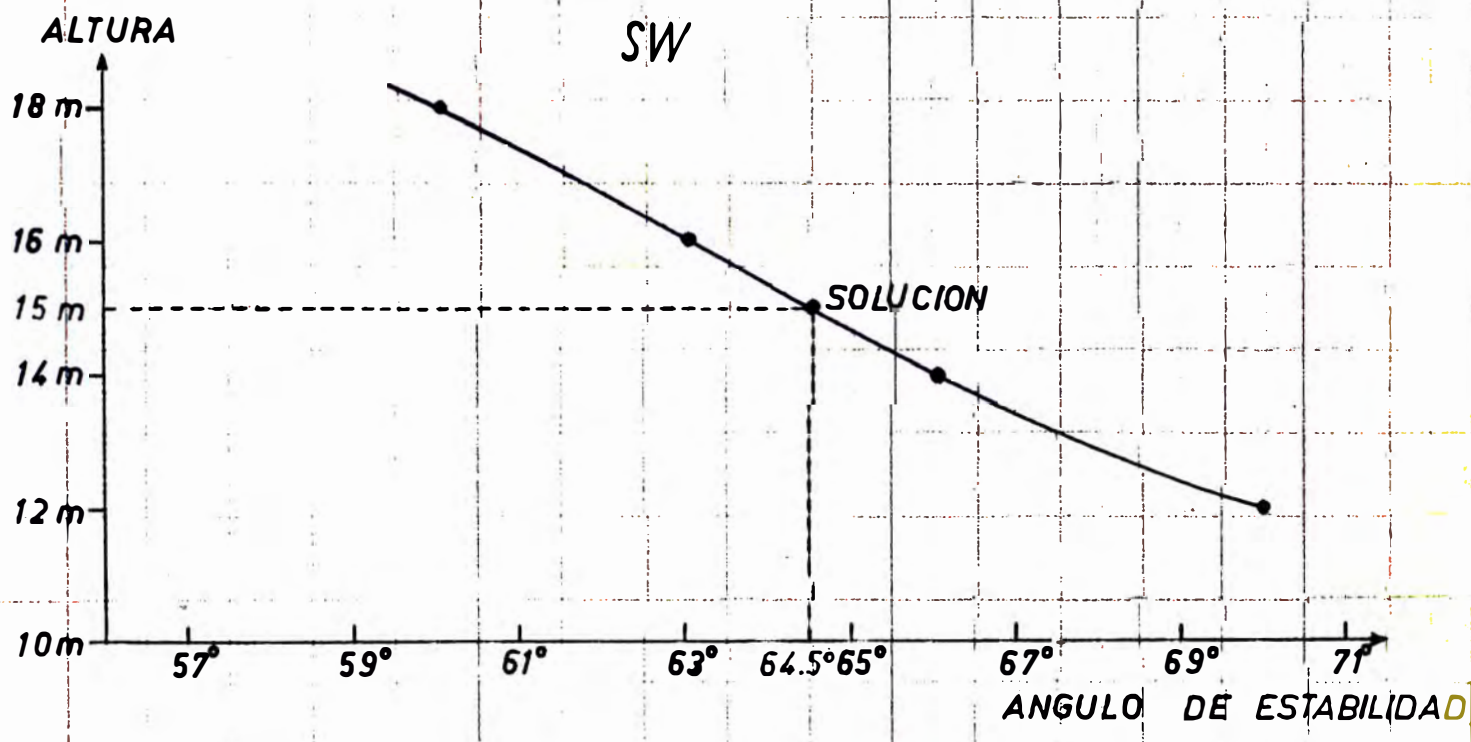
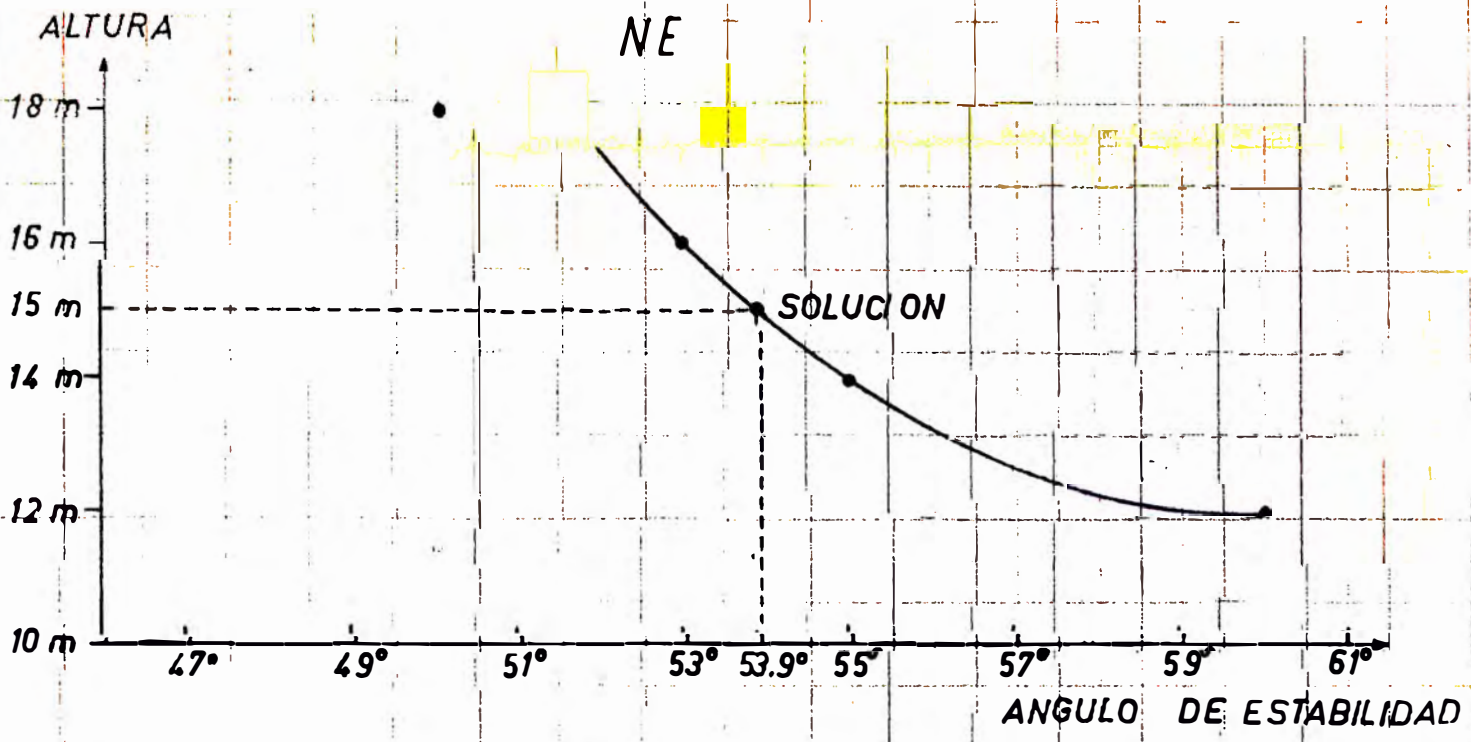
Conforme se avanzan los trabajos se observan en las cajas NE y SW menor fracturamiento.

Esto indudablemente, puede permitir que los taludes de bancos sean mayores que los proyectados.

Altura.-

Cada banco que se hace significa dinero, por lo tanto la altura debería ser la mayor posible, para tener el menor número de ellos.

Depende de la magnitud que se use



Este aparente ahorro de dinero trae como consecuencia dificultades en la Operación Minera, por el mayor tiempo empleado en el Carguío y Transporte, debido a la estrechez de las áreas de trabajo.

Por el contrario, si se fijara una altura mínima se tendría - que efectuar muchos bancos los cuales darían una gran flexibilidad al trabajo, pero significaría un desembolso fuerte de dinero, que- tal vez produciría la no factibilidad del proyecto. *donde están*

Entonces se tiene que comparar ambas posibilidades *los costos de inversión* para obte- ner el resultado más óptimo. *cómo lo halla*

Por que? Para la profundidad máxima, (60 mts.) aproximadamente, que pode mos trabajar por Minería Superficial, el número de bancos debe ser igual o mayor de 2, con el objeto de tener 2 frentes de trabajo, ya que en caso contrario se tropezaría con las dificultades ya nombra- das. *¿?*

Planos en que se basa ju

Nosotros anualmente debemos extraer 66000 TMS de mineral. Supo- niendo que esta carga corresponda a 1 banco, procederemos a conti- nuación a encontrar la altura X de ese banco. *esto*

Entonces:

Ancho Promedio x Altura x Longitud x 2.8 TMS/ m³ = 66000TMS.

Reemplazando:

15 mts. x X x 125 mts. x 2.8 TMS/m³ = 66000 TMS.

X = 66000 / 15x125x 2.8 = 12.6 mts.

Número de bancos = 60 mts. / 12.6 mts / banco = 4.7

Aplicando el criterio de efectuar la menor cantidad de ban- cos, tendremos 4. *9*

Por consiguiente la altura máxima de los bancos será: 60 mts / 4 = 15 mts. *y por que no hizo solo dos bancos de 30 m de altura ju*

Este valor está dentro de las alturas de bancos que utilizan muchos Pts, tal es el caso de Toquepala. *7*

clarar

Ancho.-

En nuestro caso depende de que el cargador frontal pueda trabajar eficientemente al cargar los volquetes.

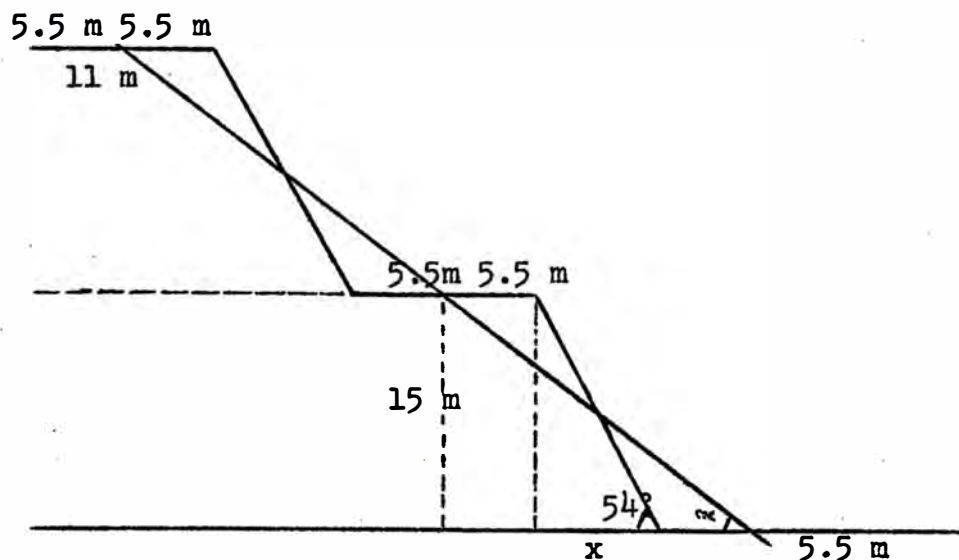
Características del cargador frontal

El ancho mínimo requerido es de 11 mts., el cálculo respectivo se ha efectuado en el Título que corresponde al Carguío.

Talud Final del Pit.-

Está relacionado con el talud, altura y ancho de los bancos proyectados.

Para la caja NE es de:



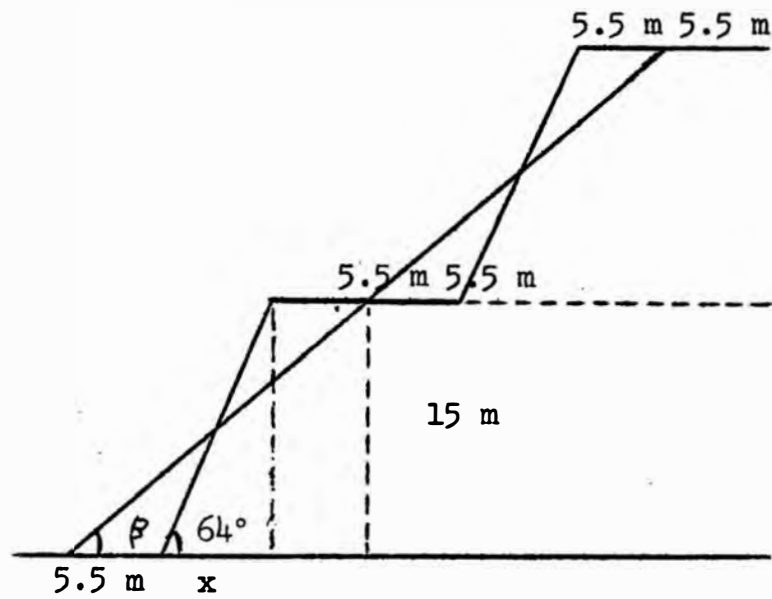
$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{15}{5.5 + x + 5.5} = \frac{15}{11 + x}$$

$$x = 15 \operatorname{cotg} 54^\circ$$

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{15}{11 + 15 \operatorname{cotg} 54^\circ}$$

$$\alpha = \operatorname{art} \operatorname{tg} \frac{15}{11 + 15 \operatorname{cotg} 54^\circ} = 34.5^\circ$$

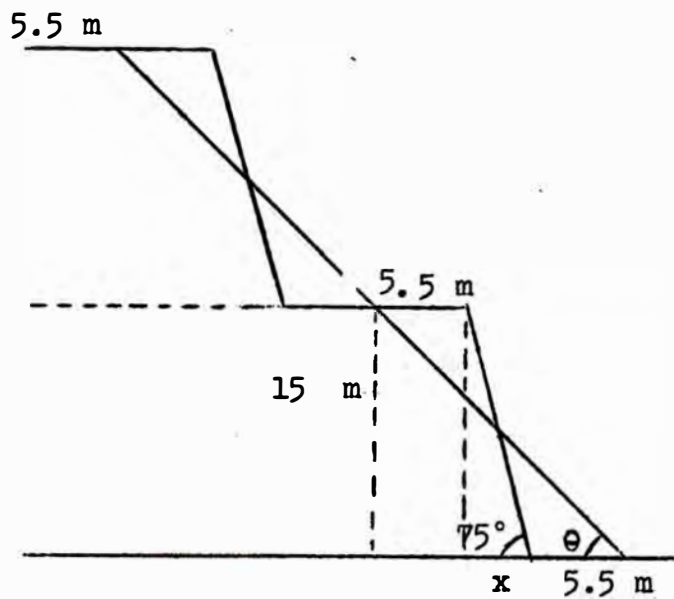
Para la caja SW es de :



Procediendo de igual manera se tiene:

$$\beta = \text{art tg } \frac{15}{11 + 15 \cot 64^\circ} = 39.5^\circ$$

Para el extremo NW es de:



$$\text{tg } \theta = \frac{15}{11 + 15 \cot 75^\circ}$$

$$\theta = \text{art tg } \frac{15}{11 + 15 \cot 75^\circ} = 45^\circ$$

Para el extremo SE es de 39.5°

4b-1-c.- RELACION DE DESBROCE

Definiciones.-

Relación de Desbroce Crítica.-Es la que dá el punto de equilibrio entre el Minado Subterráneo y el Minado Superficial.

Matemáticamente se expresa así:

$$RC = \frac{S - O'}{D} \quad \checkmark$$

Donde:

RC = Relación de Desbroce Crítica.

S = Costo de Minado/Ton. min en Explotación Subterránea. -

O' = Costo de Mineral/ton. min en Explotación Superficial.

D = Costo de Desmonte/Ton desmonte en Explotación Superficial.

Relación ^{crítica} de Desbroce Final.- Es la que limita la forma del Pit a una utilidad marginal. Se aplica a la superficie final del Pit.

Se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$RF = \frac{V - P - U}{D}$$

Donde:

RF = Relación de Desbroce Final.

V = Valor Recuperable/Ton mineral.

P = Costo de Producción/Ton mineral

U = ^{minima} Utilidad/Ton mineral

D = Costo de Desmonte/Ton desmonte.

El Costo de Producción no incluye el Costo de Desmonte.

Relación de Desbroce.-Es la Relación actual de toneladas de desmonte a toneladas de mineral que existen en los límites finales del Pit.

Su expresión es la siguiente:

Total tons de material - Total tons de mineral

Total tons de mineral

que material

En ningún caso, la RELación de Desbroce debe ser mayor que las Relaciones Crítica y Final.

Costos de Operación de 1972.-

Subterráneo.-

Minado	183.84	s/
Tratamiento	52.51	s/
Servicios Mina	33.78	s/
Transporte Concentrados	31.60	s/
Gastos Generales	28.78	s/
Leyes Sociales	65.55	s/
Impuestos y Contribuciones	6.52	s/
Total	402.58	s/
Costo de Venta de Concentrados	37.12	s/

Depreciación

Superficial.-

Relación de Desbroce = 1.9 -		
Minado	77.13	s/
Tratamiento	49.75	s/
Servicios Mina	30.50	s/
Transporte Concentrados	28.88	s/
Gastos Generales	24.36	s/
Leyes Sociales	60.98	s/
Impuestos y Contribuciones	6.23	s/
Total	277.83	s/
Costo de Venta de Concentrados	35.32	s/

Depreciación sobre

*Comunidad
Depreciación
intereses
gastos generales
ofic. Lima
ofic. Callao*

Costo de Minado.-

Incluye Perforación y Voladura, Carguío y Transporte, tanto en Mineral como en Desmante.

Vamos a continuación, a determinar una expresión que relacione el Costo de Mineral con el Costo de Desmante.

Si:

A = Costo Total de Minado

B = Costo de Mineral

C = Costo de Desmorte.

M = Tonelaje de Mineral

N = Tonelaje de Desmorte

x = Costo de Desmorte/Ton de desmorte

Se tiene:

$$A = B + C$$

$$\frac{A}{M} = \frac{B}{M} + \frac{C}{M}$$

$$\frac{A}{M} = \frac{B}{M} + \frac{xN}{M}$$

Haciendo:

$$\frac{A}{M} = \text{Costo de Minado/Ton mineral} = Y$$

$$\frac{B}{M} = \text{Costo de Mineral/Ton mineral} = Z$$

$$\frac{N}{M} = \text{Relación de Desbroce} = R.$$

Obtenemos:

$$Y = Z + R x$$

En 1972

$$R = 1.9 \quad Y = 77.13 \text{ \$/}$$

Luego:

$$77.13 = Z + 1.9 x$$

$$\frac{Z}{x} = 1.1 \text{ (mayor costo en el minado)}$$

Resolviendo este sistema de ecuaciones:

$$\text{Costo de Desmorte/Ton de desmorte} = x = 25.71 \text{ \$/}$$

$$\text{Costo de Mineral/Ton de mineral} = Z = 28.28 \text{ \$/}$$

Finalmente:

$$Y = 28.28 + 25.72 R.$$

Relación de Desbroce Crítica.-

Si:

S = Costo de Minado/Ton. min., en Explotación Subterránea.

O = Costo de Minado/Ton min, en Explotación Superficial.

O₁ = Costo de Mineral/Ton. min, en Explotación Superficial.

D = Costo de Desmote/Ton. desmote en Explotación Superficial.

En el Límite:

$$S = O$$

$$S = O = O_1 + RD$$

$$R = \frac{S - O_1}{D}$$

Esta expresión nos muestra la Relación de Desbroce Crítica.

En nuestro caso:

$$RC = \frac{183.84 \text{ \$} - 28.28 \text{ \$}}{25.71 \text{ \$}} = \frac{155.56 \text{ \$}}{25.71 \text{ \$}} = 6.05 = 6.0$$

esta relación es la máxima que puede haber con los impuestos

Utilidad Mínima.-

La vamos a fijar igual al valor de la Utilidad Neta, después de los Impuestos, que es de 12.00 \\$ Ton. de mineral.



Costo de Producción.-

Se va ha considerar como Costo de Producción, a los Costos - que se efectúan para la obtención del producto deseando, en nuestro caso, los concentrados.

no es novedad

El Costo de Producción es igual a la suma del Costo de Ventas y del Costo de Operación.

Se va ha incluir en este costo, la Amortización/Ton. de min.

El valor del Costo de Producción es de: 287.93 \\$/Ton de min.

de donde lo obtiene Ud.

El cual se encuentra dividido en:

por que abarcar

1.- Costo de Ventas/T.M. de min. 35.32 \\$/Ton. de Min.

2.- Costo de Operación/T.M. de min., sin considerar el Costo del desmote. 228.98 \\$/Ton. de Min.

*medir
como la cuenta*

3.- Amortización/T.M. de mineral 23.63 \$/Ton de min.

Costo de Inversión.-

La Compañía, va a efectuar una Inversión que corresponde a Activos Fijos Renovables, para adquirir maquinarias y vehículos, que consistirán en: un tractor, un cargador frontal, cinco volquetes, un -- wagon drill y tres perforadoras neumáticas yack hammer, para poner en movimiento la Operación Minera del cuerpo Don Pablo.

De acuerdo a las necesidades, el equipo se adquirirá integramente al inicio de los trabajos.

La razones que han primado para la elección de este equipo, se expondrán en los Títulos correspondientes de las Operaciones Unitarias del Minado las cuales son: Perforación y Voladura, Carguío y - Transporte.

El Financiamiento de la Inversión será efectuada, por la Reserva de Depreciación y por la Reinversión de Utilidades que son Fuentes Internas de la Compañía.

El equipo debe amortizarse en determinados plazos.

Estos plazos indican la vida útil de las máquinas o vehículos.

En el caso de maquinarias pesadas, su vida útil es de 5 años - depreciándose anualmente 20 % de su valor.

En el caso de maquinarias livianas su vida útil es de 3 años - depreciándose anualmente 33 % de su valor.

En el caso de vehículos livianos, su vida útil es de 3.3 años depreciándose anualmente 30 % de su valor.

En nuestro caso al terminar las operaciones a Cielo Abierto -- al cabo de 3 años, el equipo, excepto las perforadoras yack hammer, tendrán un Valor de Recuperación por no haberse depreciado totalmen te.

El Tiempo de Reemplazo del equipo, lo vamos a asumir igual a la Vida Util de las maquinarias y vehículos considerados.

Por consiguiente, en nuestro proyecto no habrá Reemplazo en el equipo adquirido originalmente.

A continuación indicaremos la Vida Util relacionada con las horas de trabajo.

Al tractor se le puede considerar	15,000	horas.
Al cargador frontal de igual manera	15,000	horas.
A los vehículos se les considerará	10,000	horas.
Al wagon drill se le fijará	10,000	horas
A las máquinas perforadoras se les considerará	6,000	horas

franch

1.- INVERSION A EFECTUARSE

Descripción	Precio Unitario	Precio Total
Un Tractor Fiat AD-14	1'633,814.57 \$/	1'633,814.57 \$/
Un Cargador Frontal Fiat FR - 9	1'079,902.06 \$/	1'079,902.06 \$/
Cinco Volquetes Dodge D - 500 (Capacidad)	535,665.00 \$/	2'678,325.00 \$/
Un Wagon Drill CFL67	408,000.00 \$/	408,000.00 \$/
Tres Máquinas Perforadoras Toyo	17,000.00 \$/	51,000.00 \$/
Total		5'851,041.63 \$/

Dep. 24%

pos 89-90-91

> 7'167,2083.26

Los precios unitarios corresponden al equipo puesto en la mina.

2.- VALOR DE RECUPERACION

Tractor

Trabjará 16 horas diarias, que representan 16 x 25 = 400 horas mensuales, 400 x 12 = 4,800 horas anuales.

El tiempo efectivo será de: 4,800 x 0.75 = 3,600 horas.

En tres años será 3,600 x 3 = 10,800 horas.

El Valor Recuperable será entonces:

$$1'633,814.57 \$/ \times \left(\frac{15,000 - 10,800}{15,000} \right) = 457,468.08 \$/$$

y la depreciación

no se debe considerar el valor real

Cargador Frontal

Trabajar  16 horas diarias que representan 4,800 horas anuales.

El tiempo efectivo ser  de: $4,800 \times 0.65 = 3,120$ horas

En tres a os ser  : $3,120 \times 3 = 9,360$ horas

El valor Recuperable ser :

$$1'079,902.06 \text{ \$} \times \left(\frac{15,000 - 9,360}{15,000} \right) = 399,563.76 \text{ \$} \text{ ficicio}$$

Volquetes.

Un volquete trabajando 16 horas diarias, al a o trabajar  4,800 horas.

El tiempo efectivo ser  de: $4,800 \times 0.65 = 3,120$ horas

En tres a os: $3,120 \times 3 = 9,360$ horas

El valor Recuperable ser :

$$535,665.00 \text{ \$} \times \left(\frac{10,000 - 9,360}{10,000} \right) = 34,282.56 \text{ \$}$$

Para cinco volquetes: $5 \times 34,282.56 \text{ \$} = 171,412.80 \text{ \$}$ fic.

Wagon Drill.

Trabajar  12 horas diarias o 3,600 horas anuales.

El tiempo efectivo de trabajo ser  de:

$3,600 \times 0.60 = 2,160$ horas

En tres a os: $2,160 \times 3 = 6,480$ horas

El Valor Recuperable ser  entonces:

$$408,000.00 \text{ \$} \times \left(\frac{10,000 - 6,480}{10,000} \right) = 143,616.00 \text{ \$} \text{ fic}$$

M quinas Perforadoras.

Una M quina trabajar  12 horas diarias o sea 3,600 horas anuales.

El tiempo efectivo de trabajo ser :

$3,600 \times 0.55 = 1,980$ horas

En tres a os: $1,980 \times 3 = 5,940$ horas

El Valor Recuperable será entonces:

$$17,000.00 \text{ \$} \times \left(\frac{6,000 - 5,940}{6,000} \right) = 0.00 \text{ \$}$$

$$\text{Para tres máquinas: } 3 \times 0.00 = 0.00 \text{ \$}$$

$$\underline{\text{Valor Recuperable Total}} = \underline{1'172,060.64 \text{ \$}}$$

3.- DEPRECIACION

Es la pérdida de valor, que se debe al deterioro físico o al--
desgaste por el uso.

Nosotros, vamos a utilizar la Depreciación Lineal, que consis-
te en dividir la Inversión Inicial entre el número de años de vida
del proyecto.

En nuestro caso, como tenemos Valor Recuperable de la Inver--
sión, éste se restará de la Inversión Inicial efectuada.

Por consiguiente:

$$\text{Depreciación Anual} = \frac{5'851,041.63 \text{ \$} - 1'172,060.64 \text{ \$}}{3 \text{ años}}$$

$$= \frac{4'678,980.99 \text{ \$}}{3 \text{ años}}$$

$$= 1'559,660.33 \text{ \$} \text{ año}$$

Repartiéndolo entre las 66,000 T.M. de mineral que se han de
extraer anualmente se tiene:

$$\frac{1'559,660.33 \text{ \$} \text{ año}}{66,000 \text{ T.M.} \text{ \$} \text{ año}} = 23.63 \text{ \$/T.M.S. de mineral}$$

Costo de Operación.-

Es la suma de todos los Costos necesarios para obtener los
concentrados, sin considerar los Costos de Ventas de éstos.

Su detalle exceptuando el Costo de Desmonte ya que el Costo
de Operación varía con la Relación de Desbroce es:

*este valor
lo usa en
pag 50 y
no ha
llamado*

Mineral/T.M. de mineral	28.28	\$/
Tratamiento/T.M. de mineral	49.75	\$/
Servicios Mina/T.M. de mineral	30.50	\$/
Transporte Concentrados/T.M. de mineral	28.88	\$/
Gastos Generales/T.M. de mineral	24.36	\$/
Leyes sociales/T.M. de mineral	60.98	\$/
Impuestos y Contribuciones/T.M. de Mineral	6.23	\$/
Total	228.98	\$/TM de Mineral.

Relación de Desbroce Final.-

Datos:

Valor Recuperable/T.M. de mineral 427.63 \$/
Costo de Producción/T.M. de mineral, sin considerar el Costo de Desmonte = 287.93 \$/
Utilidad Neta/T.M. de mineral, esperada = 12.00 \$/
Costo de Desmonte/T.M. de Desmonte = 25.71 \$/
Reemplazando en la fórmula correspondiente

$$RF = \frac{427.63 \$/ - 287.93 \$/ - 12.00 \$/}{25.71 \$/} = \frac{127.70 \$/}{25.71 \$/}$$

$$= 4.97 = 5.0$$

Relación de Desbroce Optima.-

Luego de determinar las Relaciones de Desbroce Crítica y Final, nos queda ahora fijar la Relación de Desbroce del Proyecto.

Esta Relación tiene que cumplir con las condiciones económicas esperadas.

A continuación se detalla la forma como se ha obtenido:

Mineral total 200,000 T.M.S.

Desmante total 818,000 T.M.S.

Relación de Desbroce 4.1 a 1, que cumple con la Utilidad Neta que se requiere que es de 12.00 \$/ton de mineral.

Producción anual 66,000 T.M.S.

Inversión Inicial en la mina 5'851,041.63 \$ *no actualizarse*

Valor Recuperable de la Inversión 1'172,060.64 \$ *no actualizarse*

Vida Media Física 3 años

Valor Recuperable del Mineral/
Ton de mineral 427.63 \$
(11.05 \$)

Costo de Producción (Ton de mineral
Minado 133.69 \$

Mineral 28.28 \$

Desmante

25.71. \$ x 4.1 =

105.41 \$

Tratamiento 49.75 \$

Otros 150.95 \$

Ventas 35.32 \$

Total 369.71 \$

Utilidad Bruta (Ton de mineral 57.92 \$

Utilidad Bruta anual 3'822,720.00 \$

Amortización Anual 1'559,660.33 \$

Utilidad de Operación 2'263,059.67 \$

Comunidad Minera e Instituto Científico

Tecnológico, 11% de la Utilidad de

Operación 248,936.56 \$

Reinversión de Utilidades, (40%) del

100% - 11% = 89% de la Utilidad de

Operación 805,649.24 \$

Utilidad antes de Impuestos 1'208,473.87 \$

*T.M.S.
que T.M.S.*

que T.M.S.

*explicar
por que
esta valor?*

50% ley 18880

Impuesto a las Utilidades, 34.4% de la Utilidad antes del Impuesto	415,715.01 \$/
Utilidad Neta	792,758.86 \$/

Como se vé, la Relación de Desbroce considerada es menor que la Relación de Desbroce Crítica y la Relación de Desbroce Final, -- por lo tanto se cumple con la condición ya fijada.

Relaciones de Desbroce a Diferentes Profundidades.-

De acuerdo al Título anterior hemos obtenido la Relación de -- Desbroce Optima para la factibilidad del Proyecto.

Nos queda ahora determinar la geometría del Pit.

Para ésto, vamos a diseñar Pits, donde se varíe la profundidad, permaneciendo los taludes, ancho y altura de los bancos y talud final de aquel, constantes.

Loa datos obtenidos se graficarán para obtener las curvas respectivas.

De estas curvas y con el dato conocido se pueden obtener las -- demas variables para diseñar el Pit económico buscado.

Los diseños propuestos son A, B, y C, los cuales se encuentran en las figuras 8, 9, y 10, respectivamente.

El 1° tiene una profundidad de 30 mts., el 2° una de 45 mts. y el 3° una de 60 mts. Estas profundidades son aproximadas.

En cada diseño se han considerado 5 secciones transversales al cuerpo y 2 longitudinales parciales en los extremos del mismo.

La distancia entre las secciones transversales es de 25 mts.

Para calcular el tonelaje del mineral se han utilizado las sec ciones transversales.

Para calcular el tonelaje de material, mineral y desmonte, se han efectuado proyecciones horizontales de los Pits de donde se han obtenido los datos buscados.

Los bancos se han numerado desde la superficie hacia adentro. A continuación se muestran los cálculos respectivos para cada caso.

Diseño A.-

1.- Material a extraerse:

Banco 1

$$\frac{3 \text{ mts}}{3} (16,750 \text{ m}^2 + 15,920 \text{ m}^2 + \sqrt{16,750 \times 15,920 \text{ m}^4}) \times \frac{2}{3} = 32,666 \text{ m}^3$$

Banco 2

$$\frac{15 \text{ mts}}{3} (11,000 \text{ m}^2 + 7,800 \text{ m}^2 + \sqrt{11,000 \times 7,800 \text{ m}^4}) = 140,315. \text{ m}^3$$

Banco 3

$$\frac{15 \text{ mts}}{3} (4,105 \text{ m}^2 + 1,720 \text{ m}^2 + \sqrt{4,105 \times 1,720 \text{ m}^4}) = 42,410 \text{ m}^3$$

$$\text{Total} = 215,391 \text{ m}^3$$

2.- Mineral a extraerse:

Sección 52

$$490 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m} = 12,250 \text{ m}^3$$

Sección 53

$$400 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m} = 10,000 \text{ m}^3$$

Sección 54

$$390 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m} = 9,750 \text{ m}^3$$

Sección 55

$$420 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m} = 10,500 \text{ m}^3$$

Sección 56

$$400 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m} = 10,000 \text{ m}^3$$

$$\begin{aligned} \text{Total} &= 52,500 \text{ m}^3 \\ 52,500 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ T.M./m}^3 &= 147,000 \text{ T.M.} \end{aligned}$$

3.- Demonte a extraerse:

$$215,391 \text{ m}^3 - 52,500 \text{ m}^3 = 162,891 \text{ m}^3$$

$$162,891 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ T.M./m}^3 = 407,227 \text{ T.M.}$$

4.- Relación de Desbroce

$$\frac{407,227 \text{ T.M.}}{147,000 \text{ T.M.}} = 2.77=2.8$$

Diseño B

1.- Material a extraerse:

Banco 1

$$\frac{4 \text{ mts}}{3} (27,625 \text{ m}^2 + 26,100 \text{ m}^2 + \sqrt{27,625 \times 26,100 \text{ m}^4}) \times \frac{2}{3} = 71,623 \text{ m}^3$$

Banco 2

$$\frac{15 \text{ mts}}{3} (20,940 \text{ m}^2 + 16,260 \text{ m}^2 + \sqrt{20,940 \times 16,260 \text{ m}^4}) = 278,125 \text{ m}^3$$

Banco 3

$$\frac{15 \text{ mts}}{3} (11,140 \text{ m}^2 + 7,875 \text{ m}^2 + \sqrt{11,140 \times 7,875 \text{ m}^4}) = 141,905 \text{ m}^3$$

Banco 4

$$\frac{15 \text{ mts}}{3} (4,060 \text{ m}^2 + 1,770 \text{ m}^2 + \sqrt{4,060 \times 1,770 \text{ m}^4}) = 42,550 \text{ m}^3$$

$$\text{Total} = 534,203 \text{ m}^3$$

2.- Mineral a extraerse:

Sección 52

$$730 \text{ m}^2 \times 25 \text{ m} = 18,250 \text{ m}^3$$

Sección 53			
590 m ²	x 25 m	=	14,750 m ³
Sección 54			
550 m ²	x 25 m	=	13,750 m ³
Sección 55			
635 m ²	x 25 m	=	15,875 m ³
Sección 56			
660 m ²	x 25 m	=	16,500 m ³
Total		=	79,125 m ³
79,125 m ³	x 2.8 T.M./m ³	=	221,550 T.M.

3.- Desmante a extraerse:

$$534,203 \text{ m}^3 - 79,125 \text{ m}^3 = 455,078 \text{ m}^3$$
$$455,078 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ T.M./m}^3 = 1'137,695 \text{ T.M.}$$

4.- Relación de Desbroce

$$\frac{1'137,695 \text{ T. M.}}{221,550 \text{ T. M.}} = 5.13 = 5.1$$

Diseño C.-

Procediendo de igual manera que en los diseños anteriores se tiene:

1.- Material a extraerse:

$$= 1'007,365 \text{ m}^3$$

2.- Mineral a extraerse:

$$94,196 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ T.M./m}^3 = 263,750 \text{ T.M.}$$

3.- Desmante a extraerse:

$$913,169 \text{ m}^3 \times 2.5 \text{ T.M./m}^3 = 2'282,922 \text{ T.M.}$$

4.- Relación de Desbroce

$$\frac{2'282,922 \text{ T. M.}}{263,750 \text{ T. M.}} = 8.65 = 8.6$$

Los resultados en estos tres diseños se han llevado a la Fig. N° 7, para observar la Variación de los Tonelajes de Mineral y Desmonte con la Profundidad.

Profundidad Máxima, a la que se Puede Trabajar Económicamente.-

Un vez que se ha diseñado el Pit, queda como incógnita hasta -- que profundidad se podrá trabajar económicamente.

Se debe tener en cuenta que el desmonte aumenta como el cuadrado de la profundidad, mientras que el mineral lo hace como la longitud de la profundidad.

Como se vé, el desmonte aumenta mucho más que el mineral al profundizarse un trabajo superficial, por lo tanto se tiene que determinar la profundidad máxima de trabajo, tomando en cuenta todas las -- variables que la afecten.

En la Fig. N° 11 donde se ha graficado las Relaciones de Desbroce versus las Profundidades respectivas, se obtiene la Profundidad Máxima aproximada de trabajo, que es de 40 mts.

4b-2.- DISEÑO MAS CONVENIENTE

Corresponde al denominado con la letra D, que se encuentra en la Fig. N° 12 y tiene las siguientes características:

Ley de Explotación.-

Tomaremos como Ley de Explotación la que se ha determinado, la cual es:

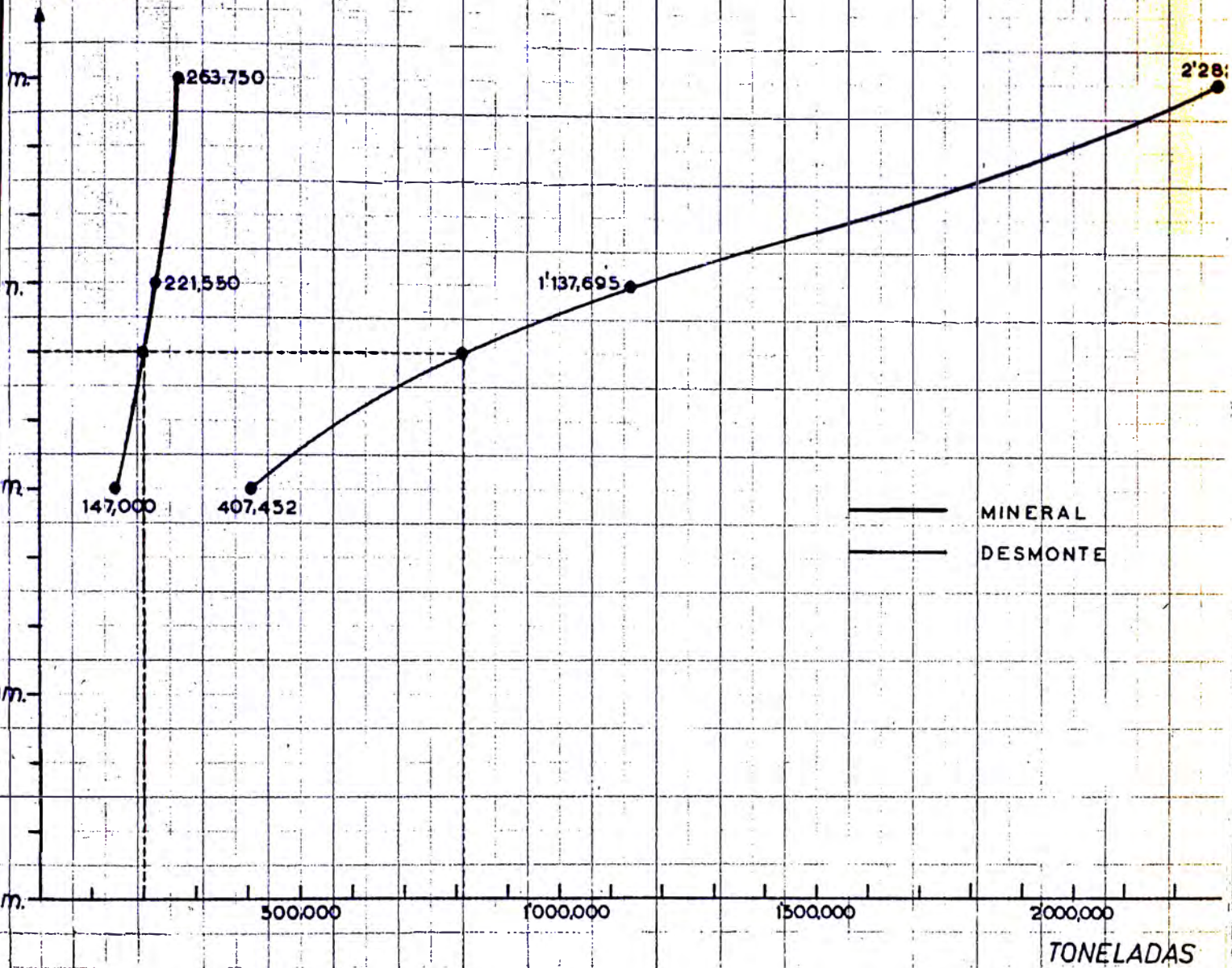
3.14 % Zn., 1.92 % Pb, 0.11 % Cu y 2.42 Oz. Ag/T.C.

Talud.-

Los taludes de los bancos son iguales a los de los diseños A, B, y C y son:

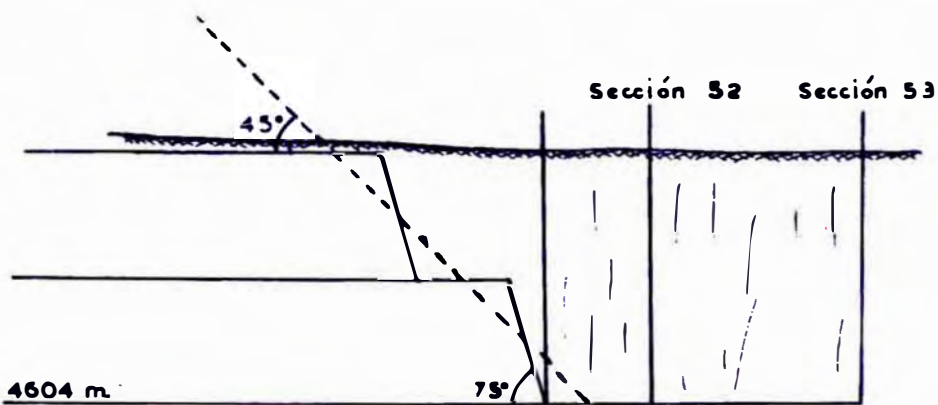
	Inclinación	Altura	Ancho
Bancos Caja NE	45°	15 mts.	11 mts.
Bancos Caja SW	64°	15 mts.	11 mts.
Bancos Extremo N°1	75°	15 mts.	11 mts.
Bancos Extremo SE	64°	15 mts.	11 mts.

PROFUNDIDAD

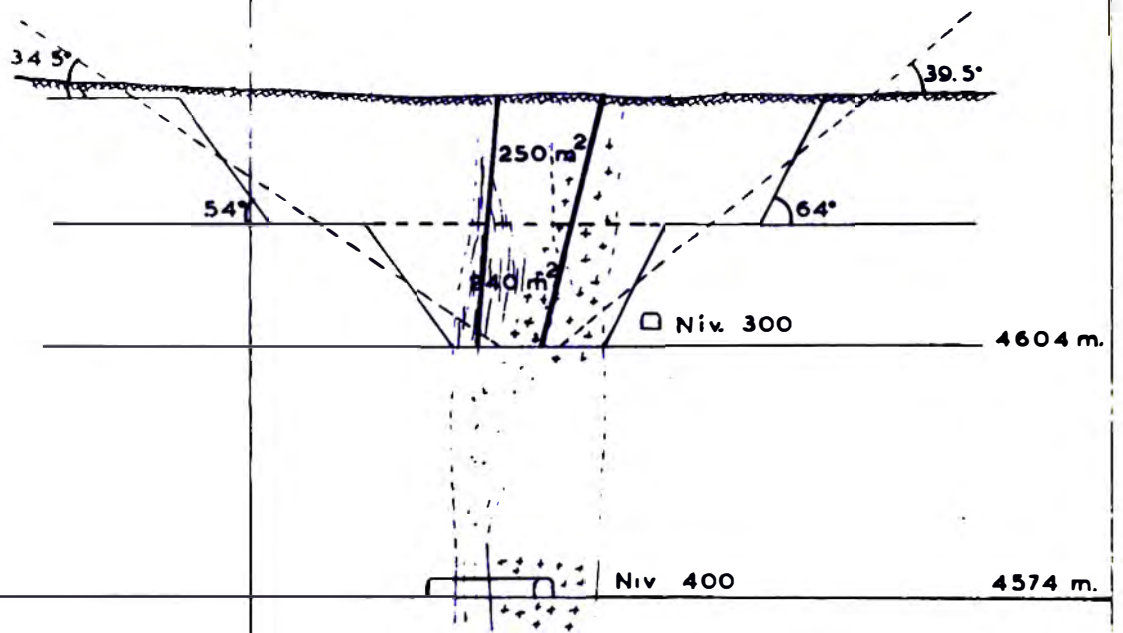


*Por que eligio esa
profundidad
¿que criterio usó*

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
VARIACION DE LOS TONELAJES DE MINERAL Y DESMONTE CON LA PROFUNDIDAD	
Diseñado: C. P. CH.	Escala: H-1:12'500,000 V-1: 500
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 7



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
Sección:	X-X ₁ -A
Extremo:	NW
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1 : 1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA Figura: N° 8 - 1	



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

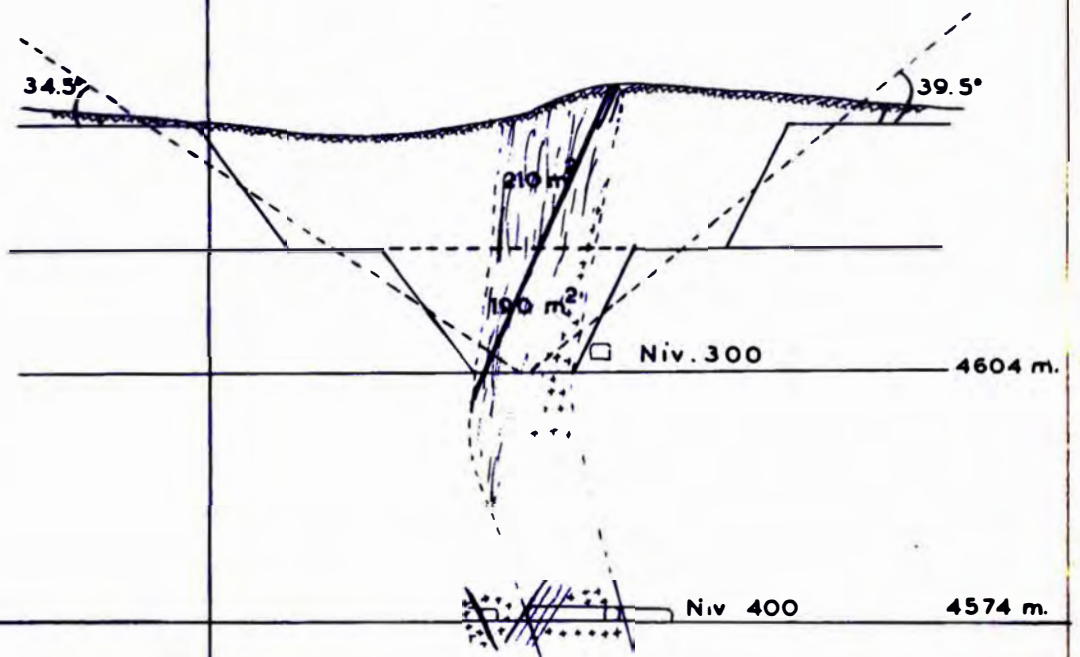
Sección : N° 52 - A

Mirando : NE - SW

Diseñado C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 8-2



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

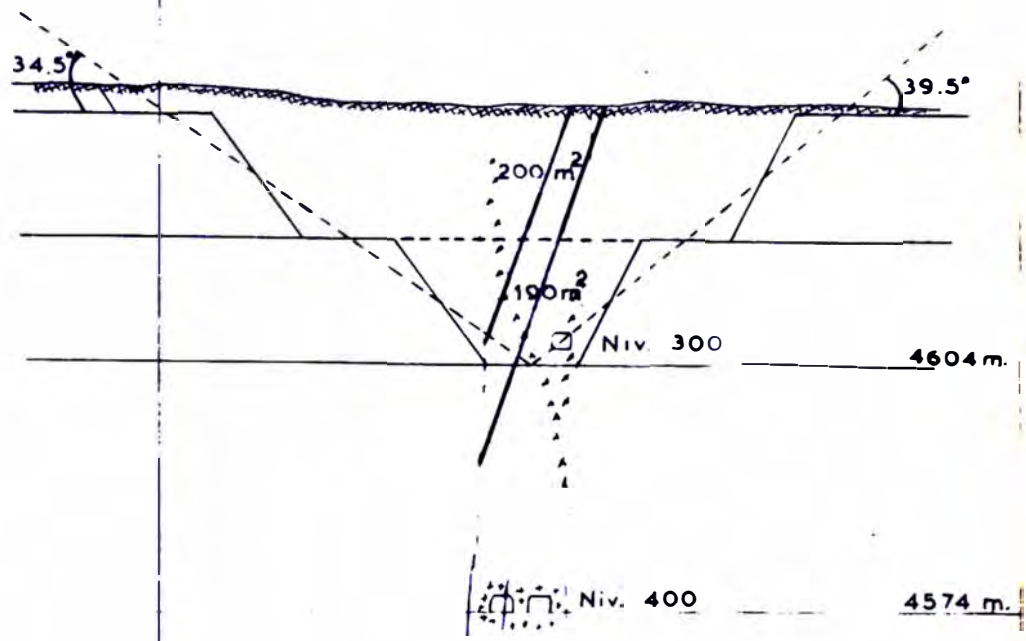
Sección : N° 53 - A

Mirando : NE - SW

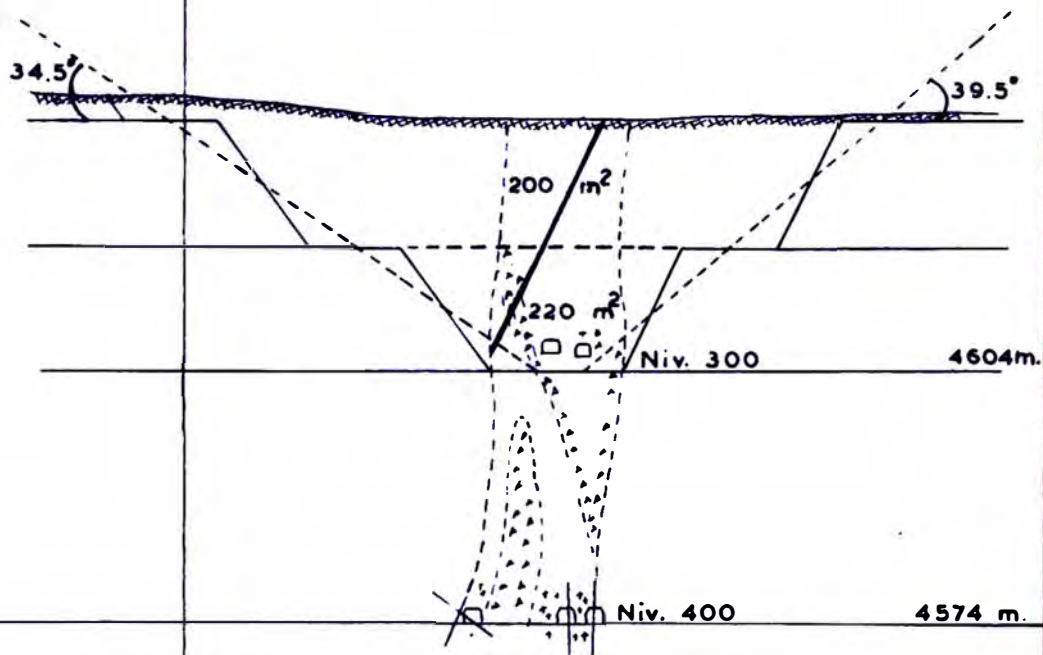
Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 3 - 3



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
Sección	N° 54-A
Mirando	NE - SW
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1:1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 8-4



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

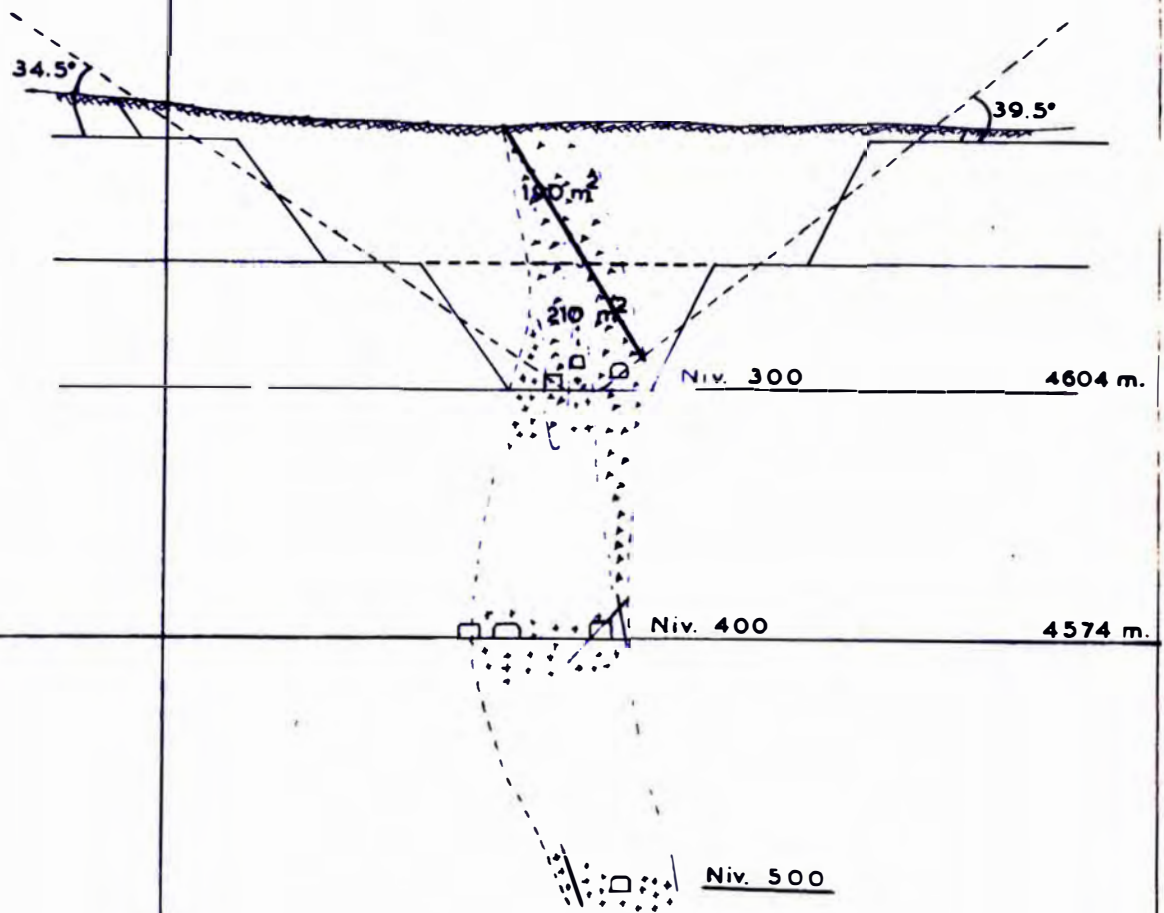
Sección : N° 55 - A

Mirando : NE - SW

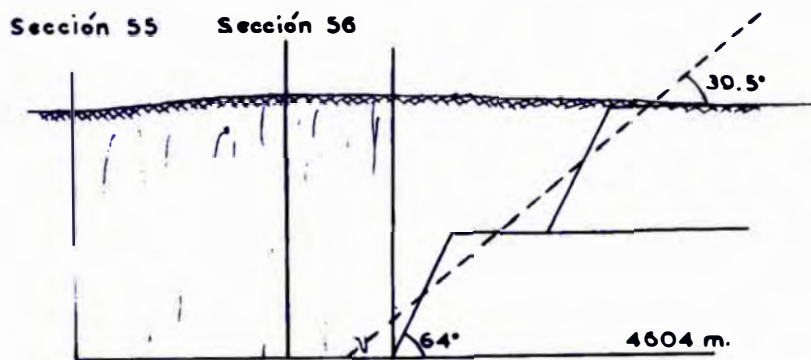
Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 8-5

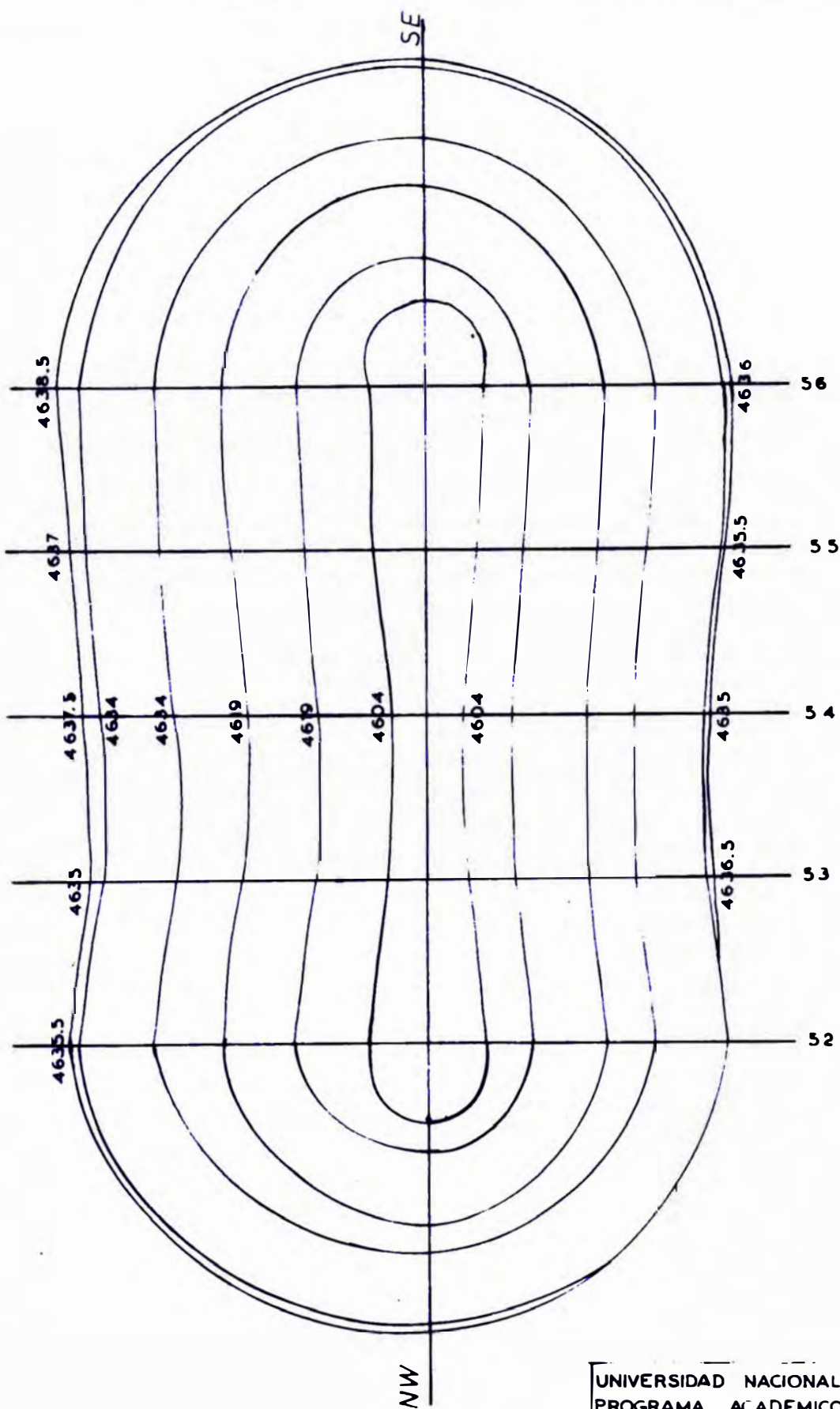


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
Sección :	N° 56-A
Mirando :	NE y SW
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1:1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 6



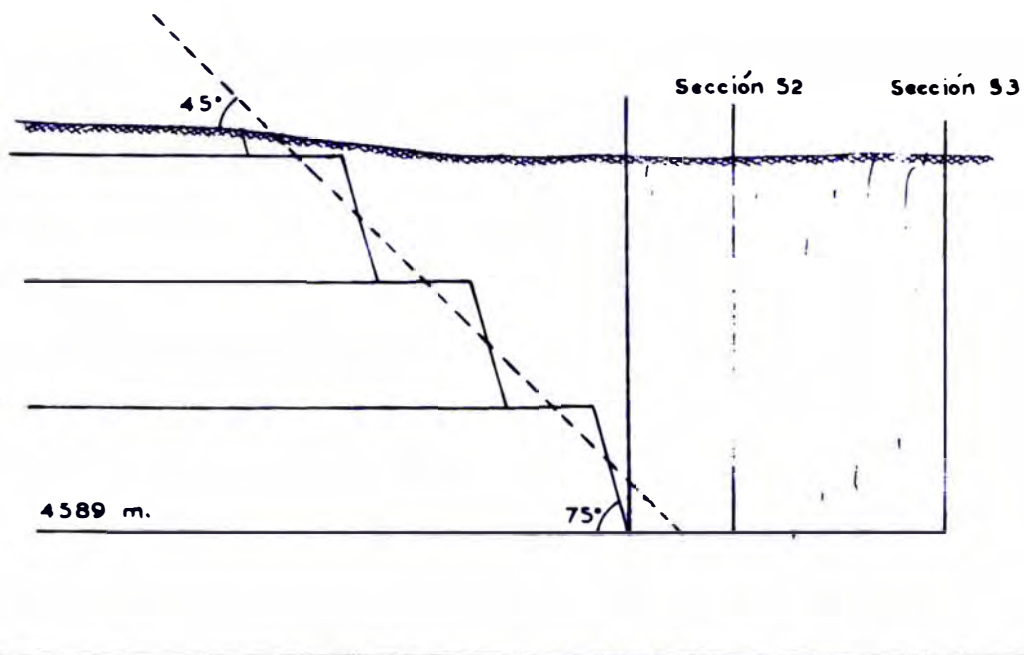
4574 m.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA DE INGENIERIA	
GEOLOGICA Y METALURGICA	
CUESTIONARIO PABLO	
Sección	Y-Y ₁ -A
Extremo	-SE
Diseñado: C. F.	Escala: 1:1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 8-7



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 PROYECCION HORIZONTAL "A" DE LOS
 BANCOS DEL OPEN PIT DON PABLO

Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1 : 1000
Dibujado T. M. H.	Fecha. XII - 1,972
MINA A TAMARCA	Figura N° 6.6



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

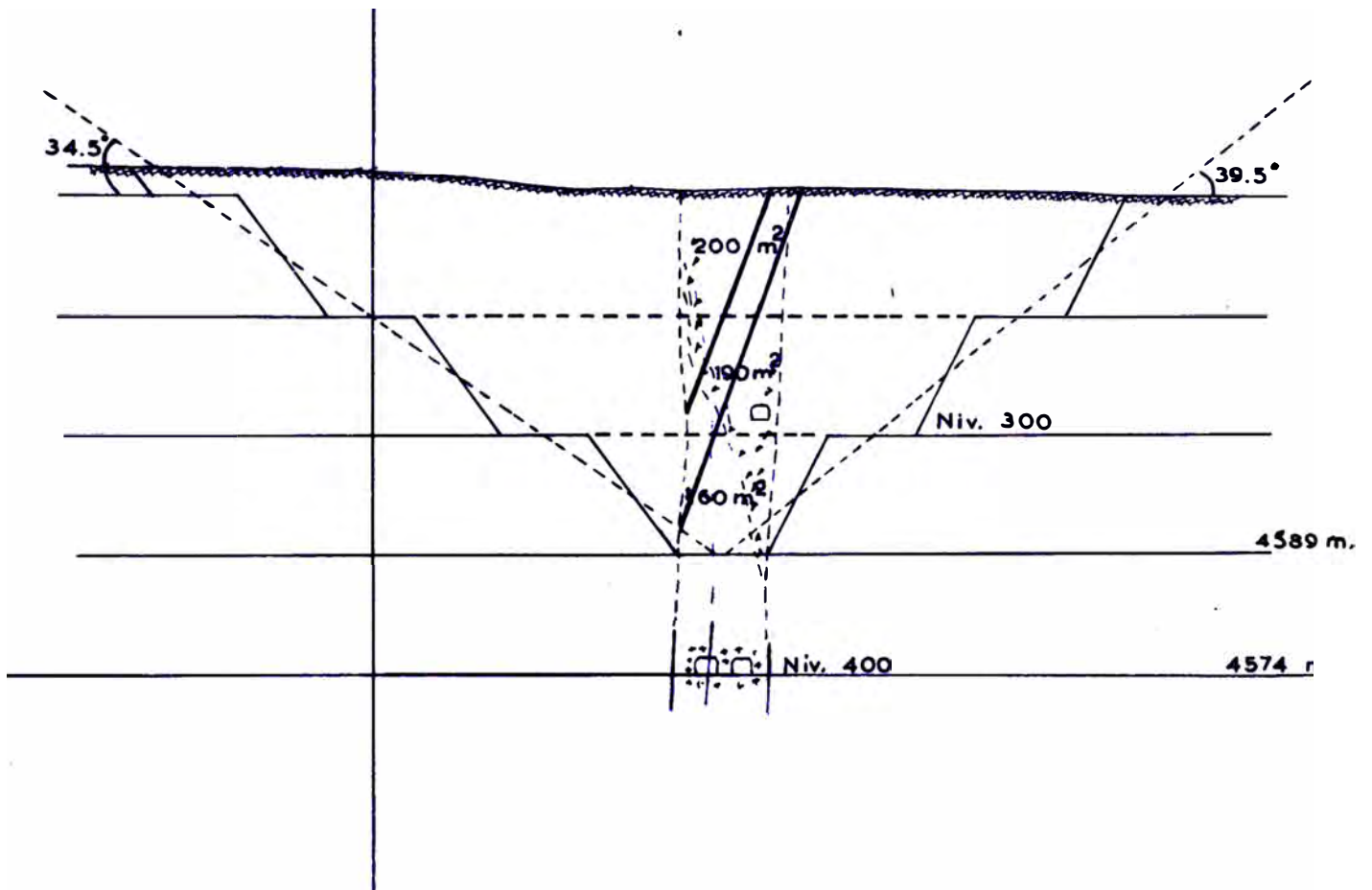
Sección : X - X, - B

Extremo : NW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1,972

MINA ALPAMARCA Figura. N° 9 - 4



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 CUERPO DON PABLO

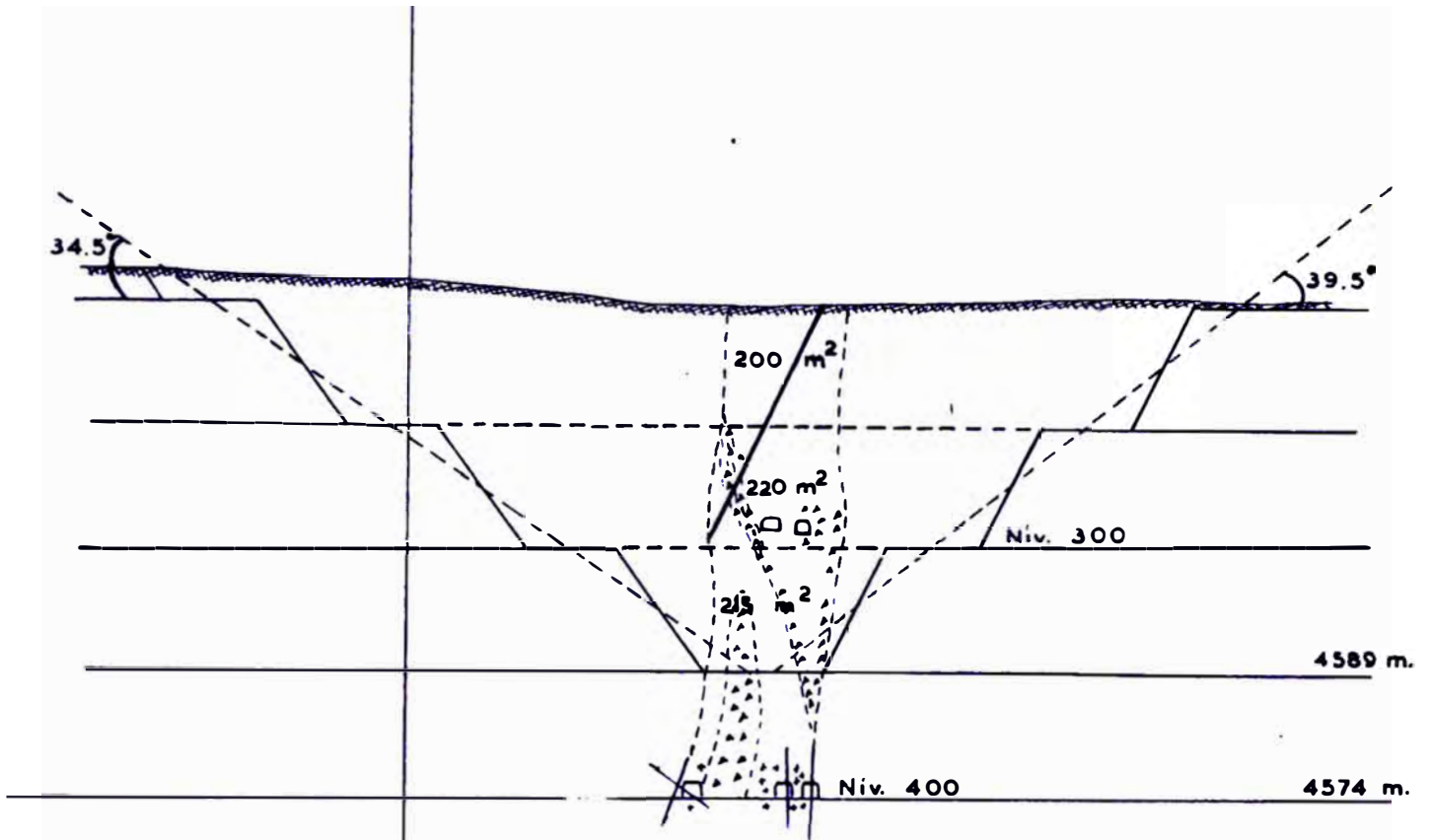
Sección N° 54 - B

Mirando NE - SW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1,972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 4 - 4



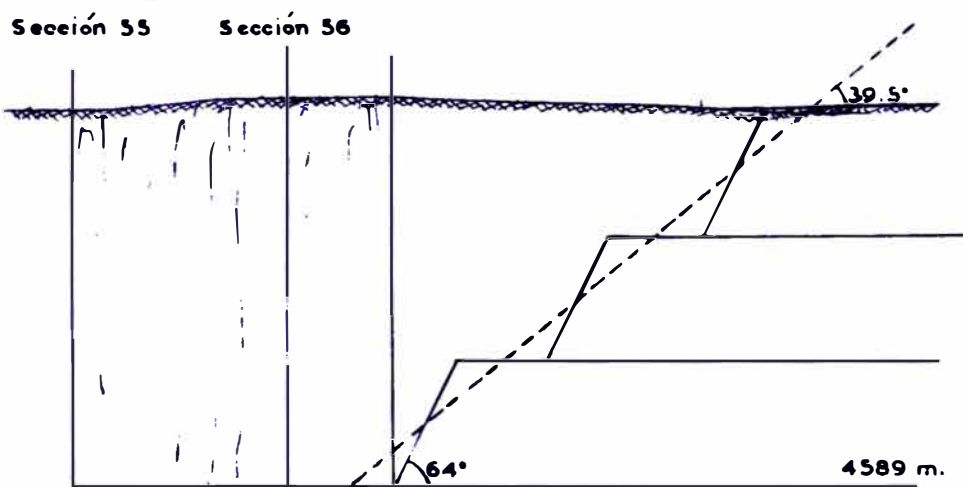
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 CUERPO DON PABLO

Sección N° 55-B
 Miranda NE - SW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1: 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 9-5



4574 m.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

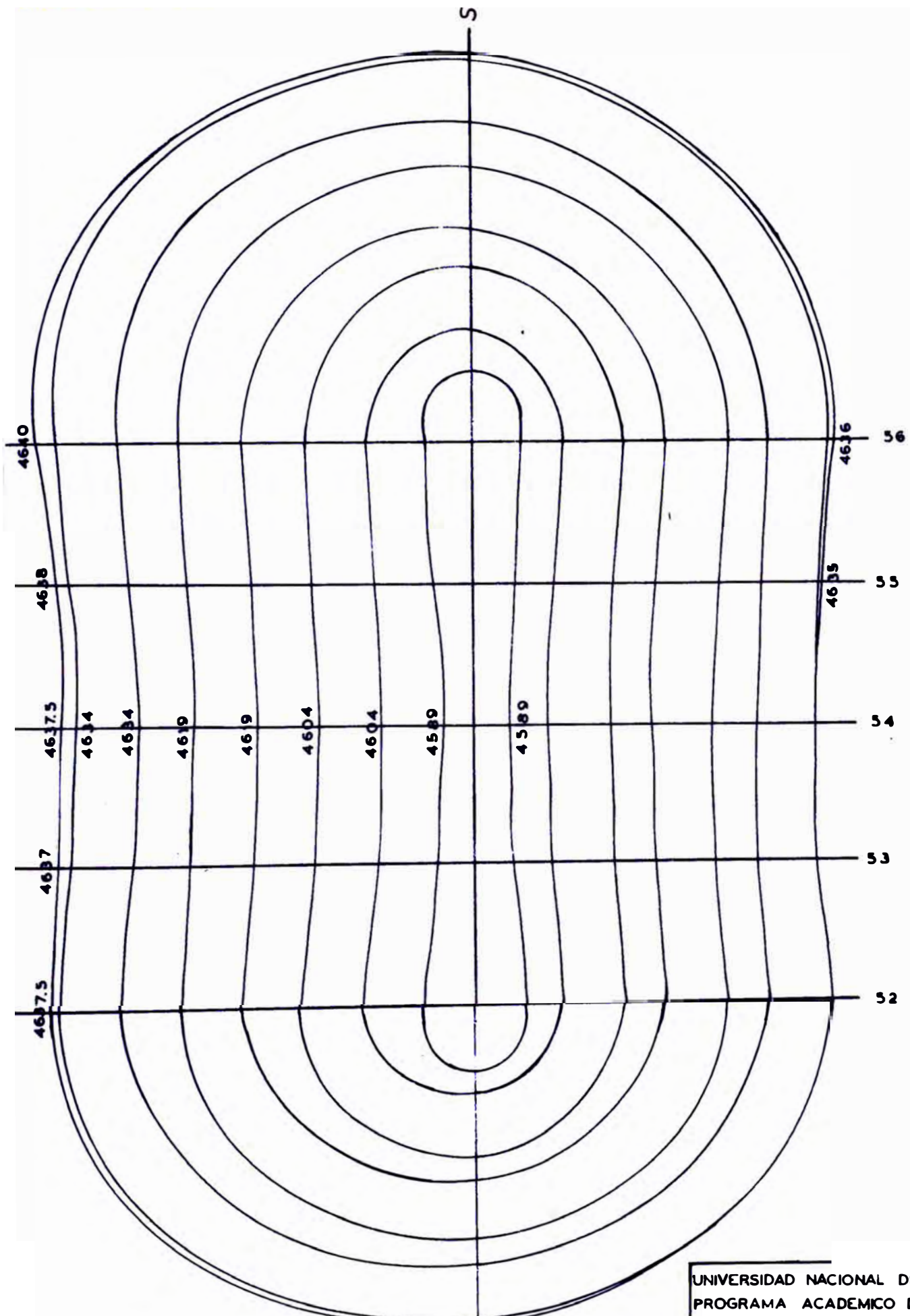
CUERPO DON PABLO

Sección Y - Y₁ - B

Extremo: S E

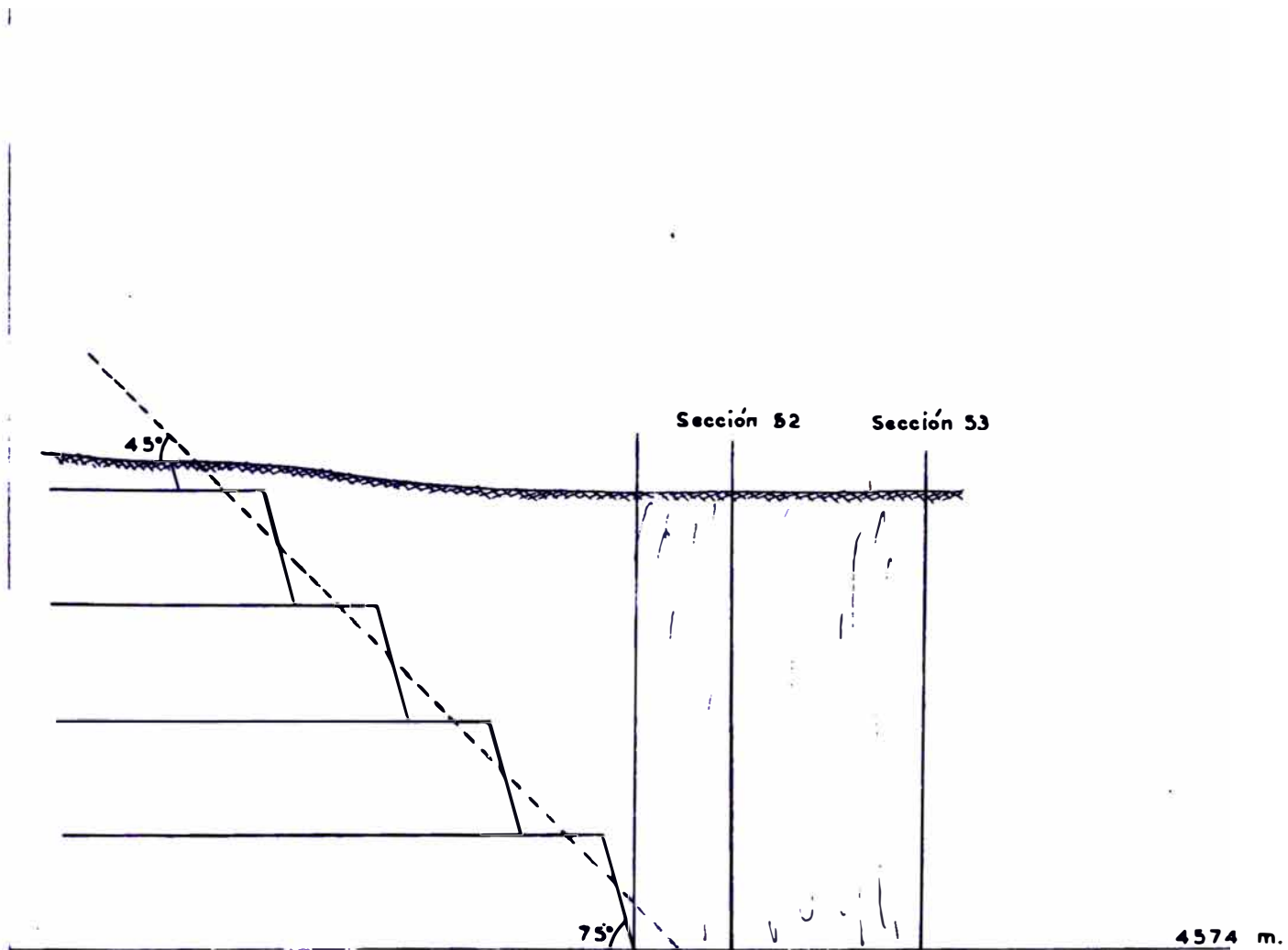
Diseñado: C. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 PROYECCION HORIZONTAL "B" DE LOS
 BANCOS DEL OPEN PIT DON PABLO

Diseñado: C. P. CH Escala 1:1000



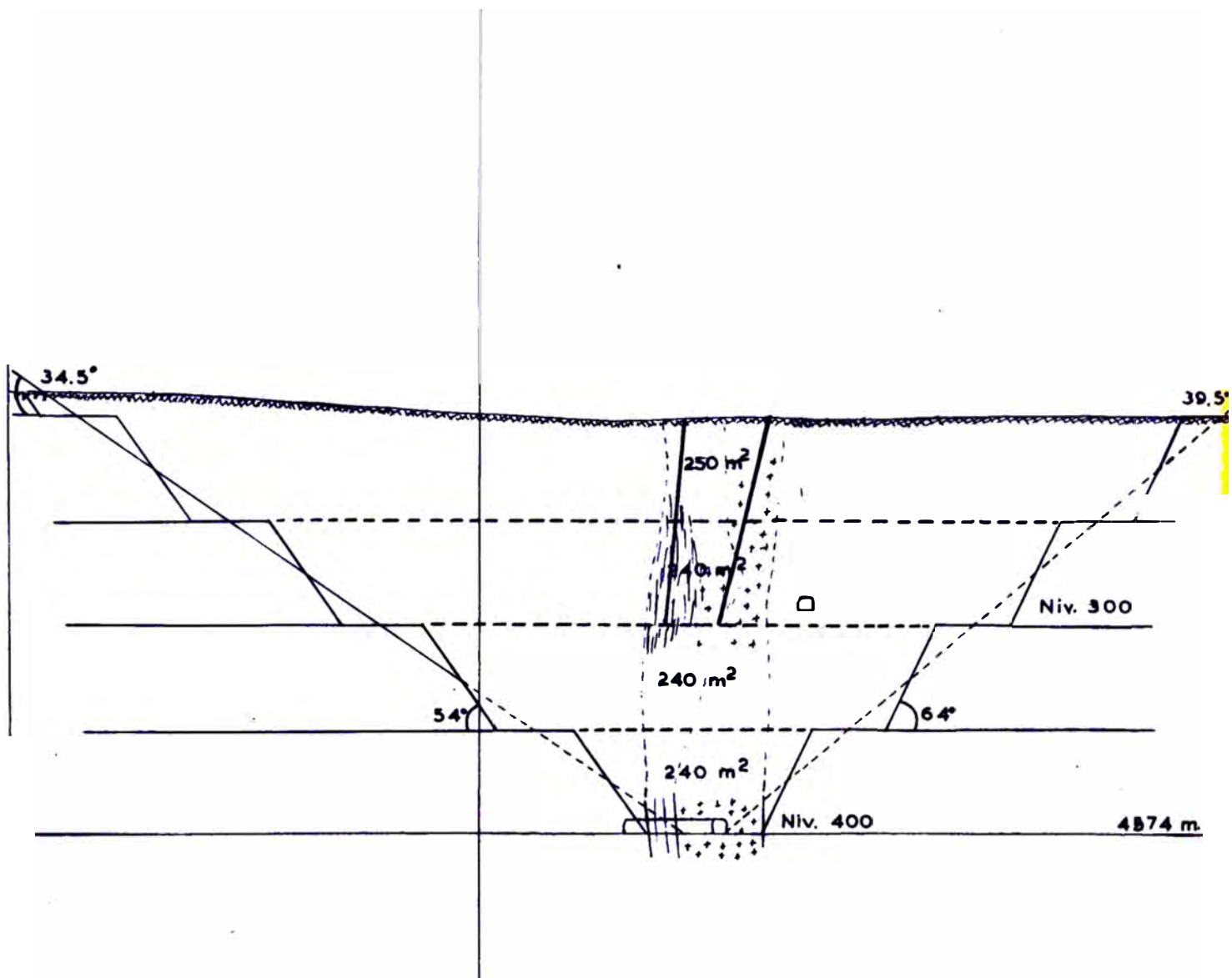
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 CUERPO DON PABLO

Sección: X - X₁ - C
 Extremo NW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 10. 1



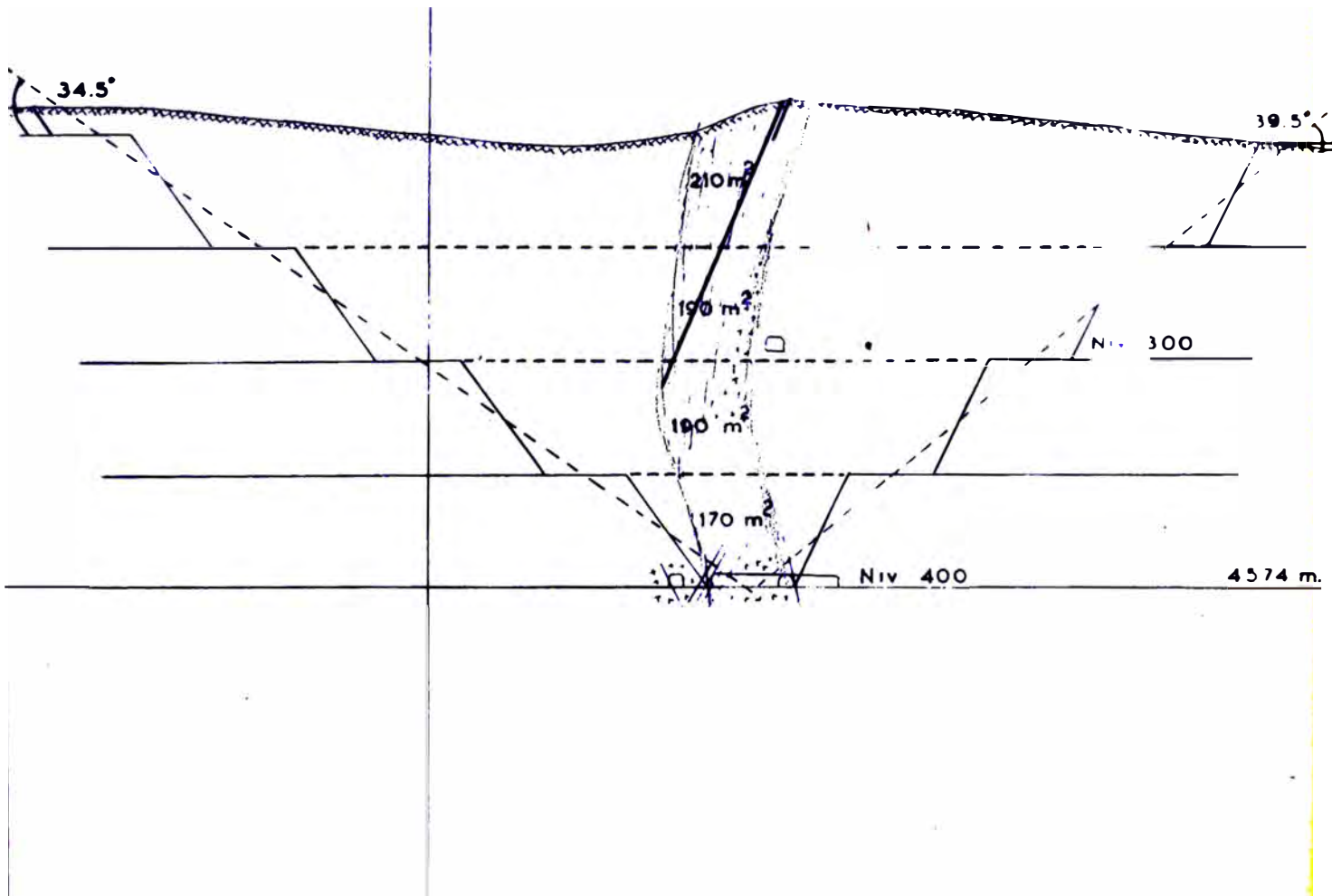
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO
 Sección N° 52-C
 Mirando NE - SW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 16



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA

CUEVA DON PABLO

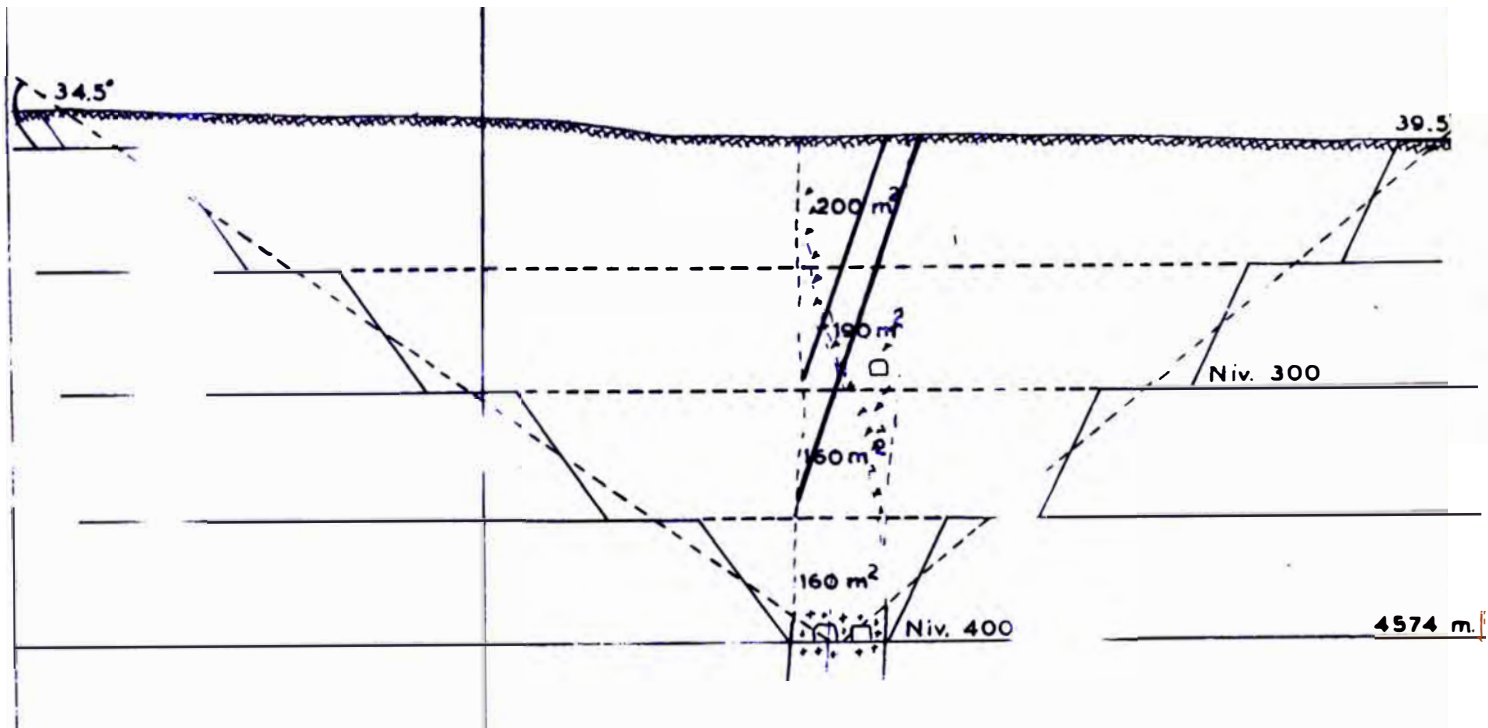
Sección N° 53-C

Mirando NE - SW

Diseñado: C. P. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. Fecha: XII - 1962

MINA ALPAMAR A Figura: N° 10-3



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERÍA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO PABLO

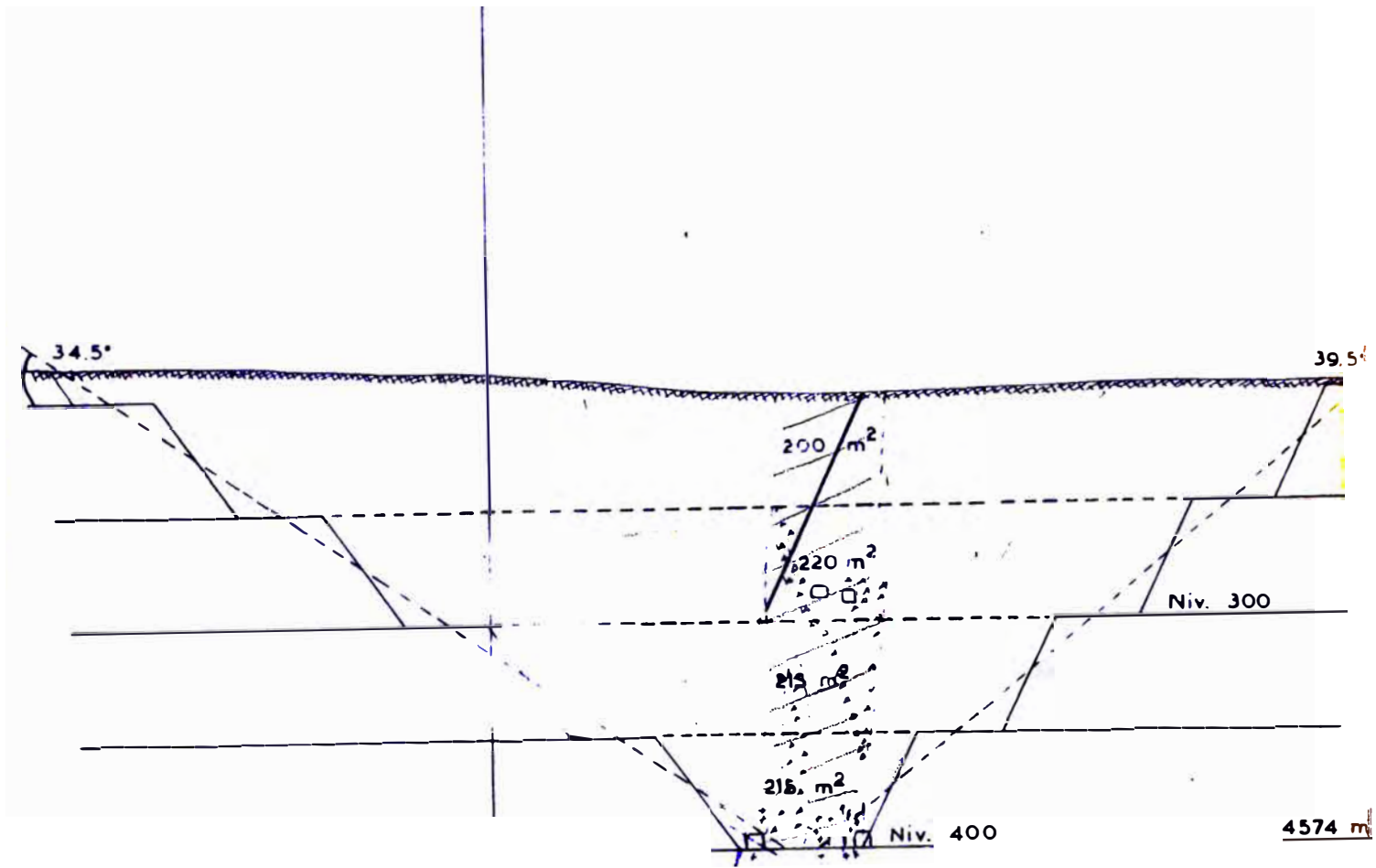
Sección 54 - C

Mirando 12 - SW

Diseñado: C. P. Ch Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

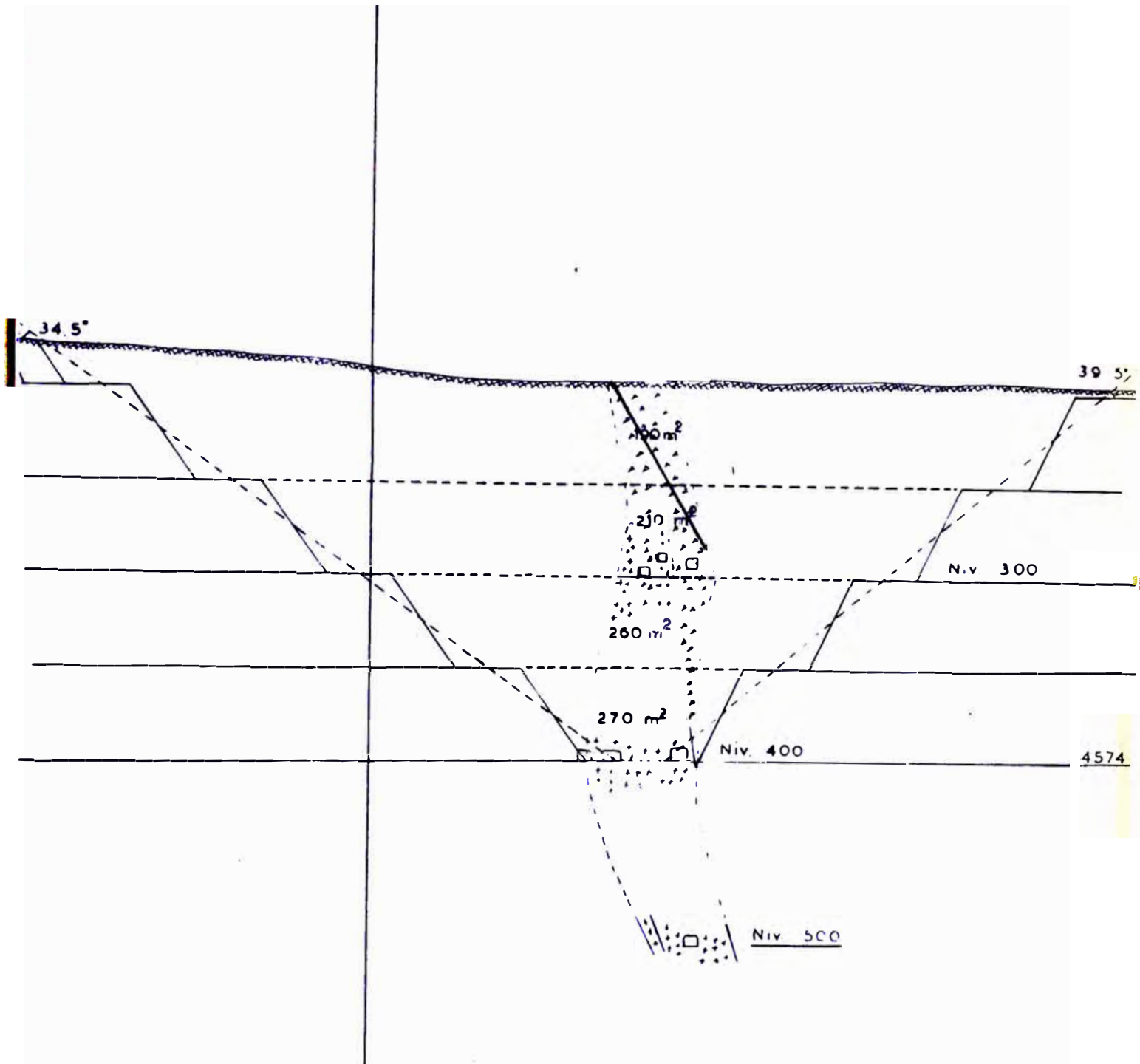
Sección N° 55 - C

Mirando NE SW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. Fecha: XII - 1.9

MINA ALPAMARCA Figuras N° 10



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 CUERPO DON PABLO

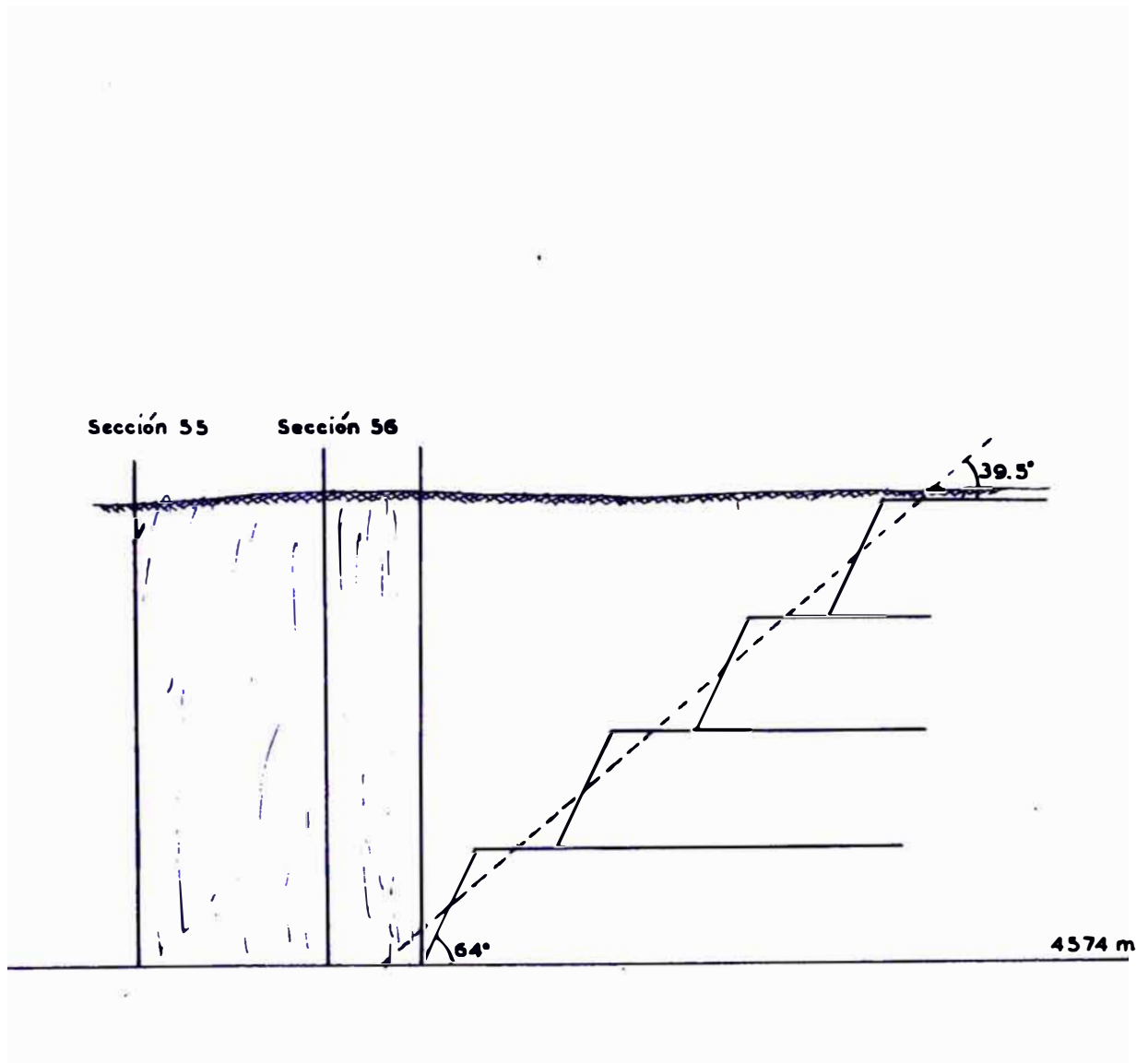
Sección N° 56-C

Miranda NE - SW

Diseñado: C. R. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 19

MINA ALPAMARCA Figura.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 CUERPO DON PABLO

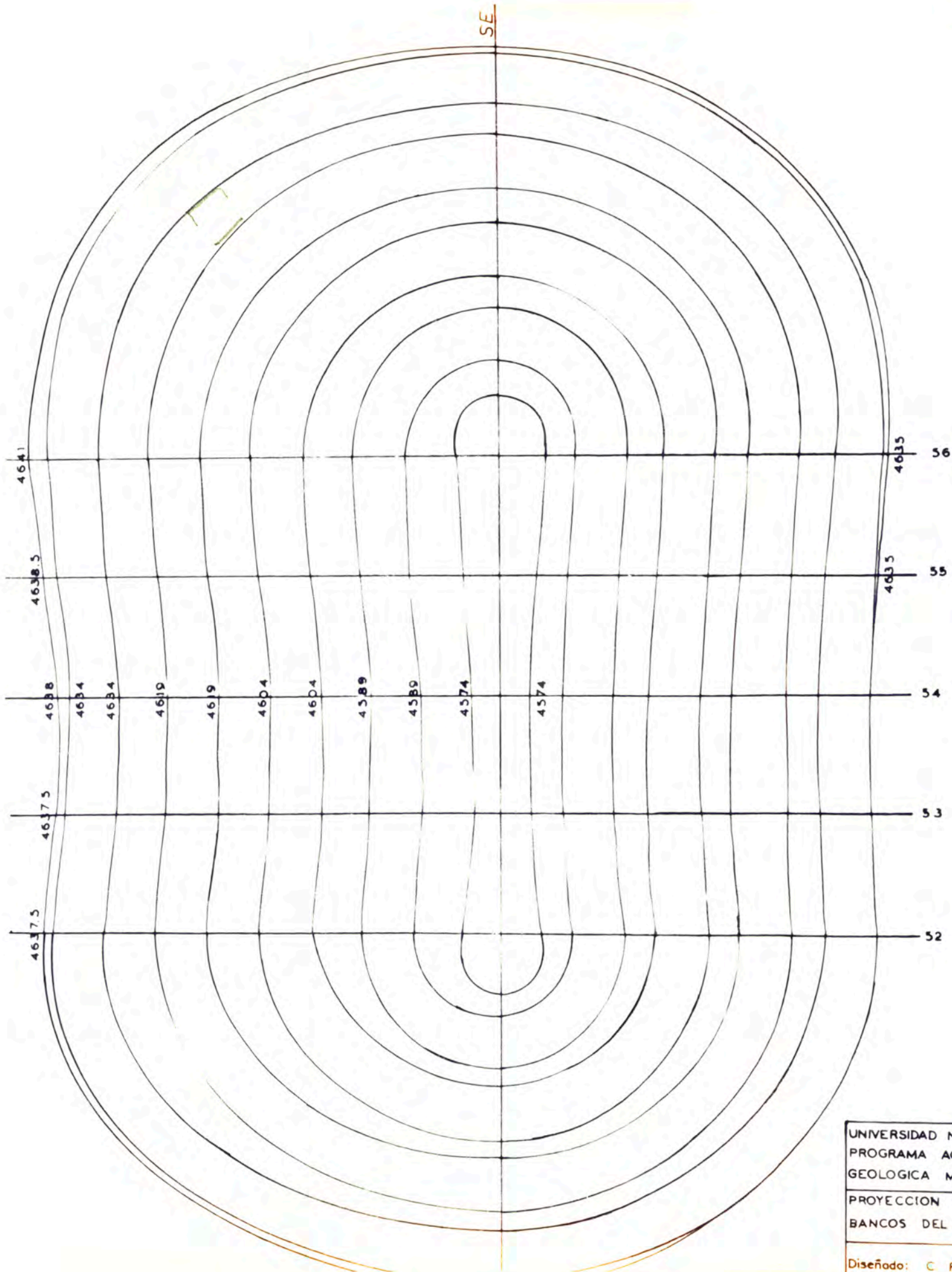
Sección: Y - Y₁ - C

Extremo: SE

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

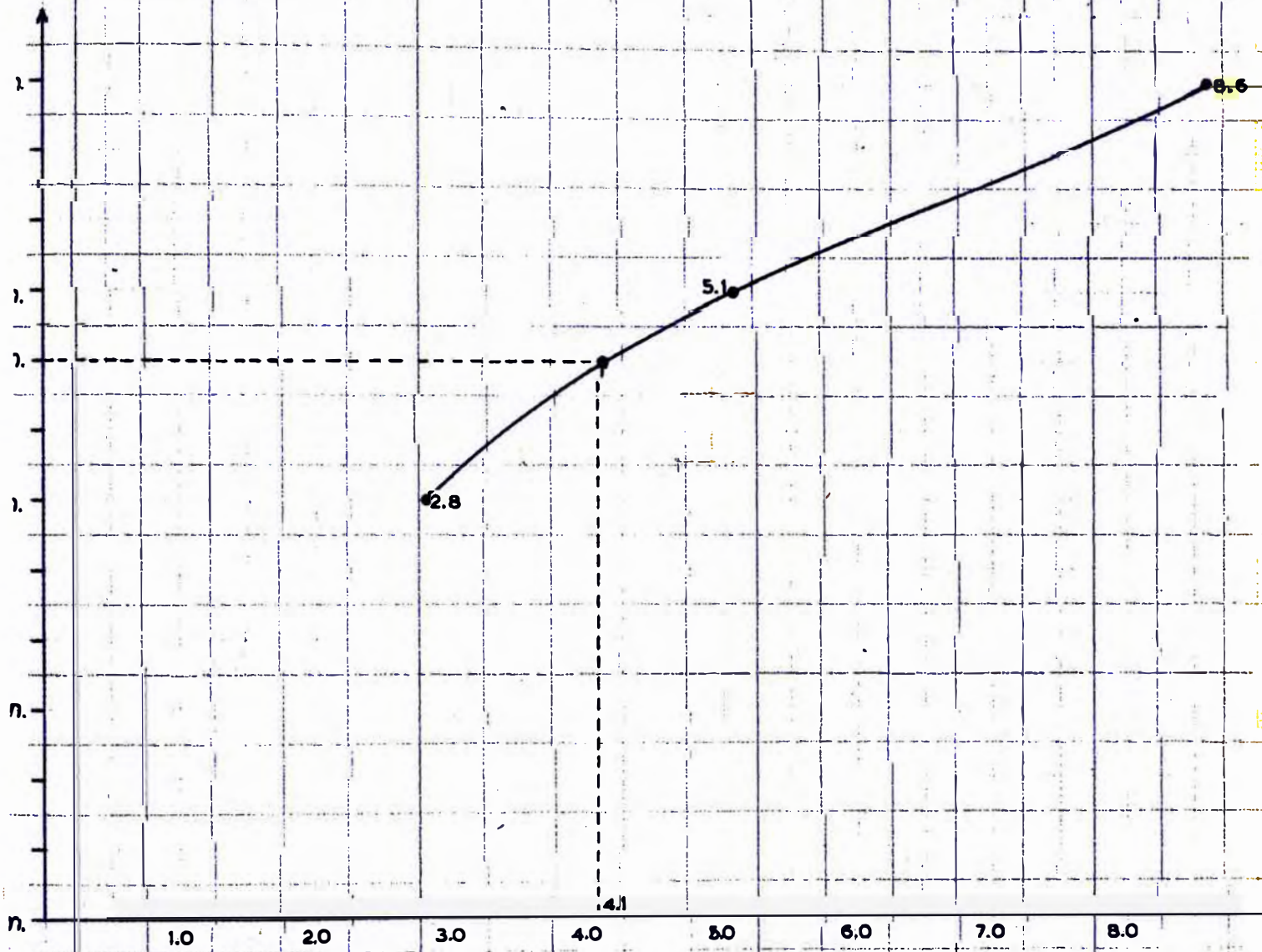
MINA ALPAMARCA Figura: N° 10-7



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 PROYECCION HORIZONTAL "C" DE LOS
 BANCOS DEL OPEN PIT DON PABLO

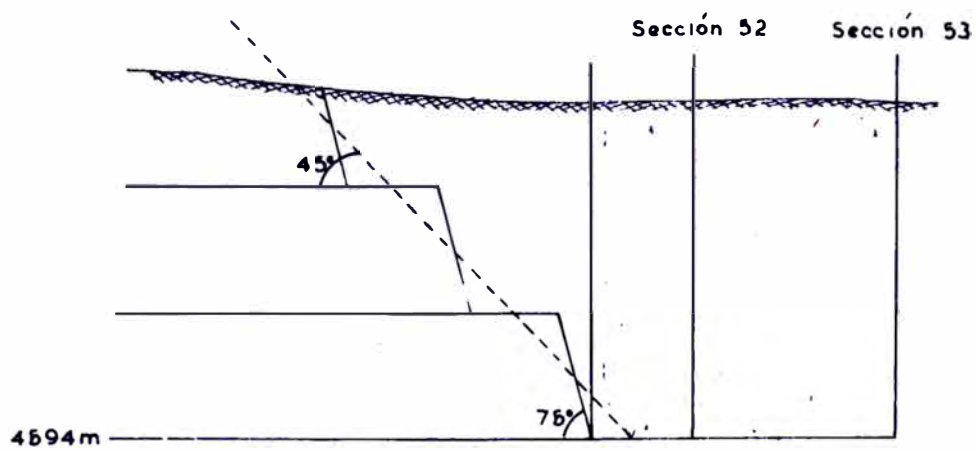
Diseñado: C. R. CH. Escala: 1:1000

PROFUNDIDAD



RELACION DE DESBROCE

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
VARIACION DE LA RELACION DE DESBROCE	
CON LA PROFUNDIDAD	
Diseñado: C. P. CH	Escala: H = 1:50 V = 1:500
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 11



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA |
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA |
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

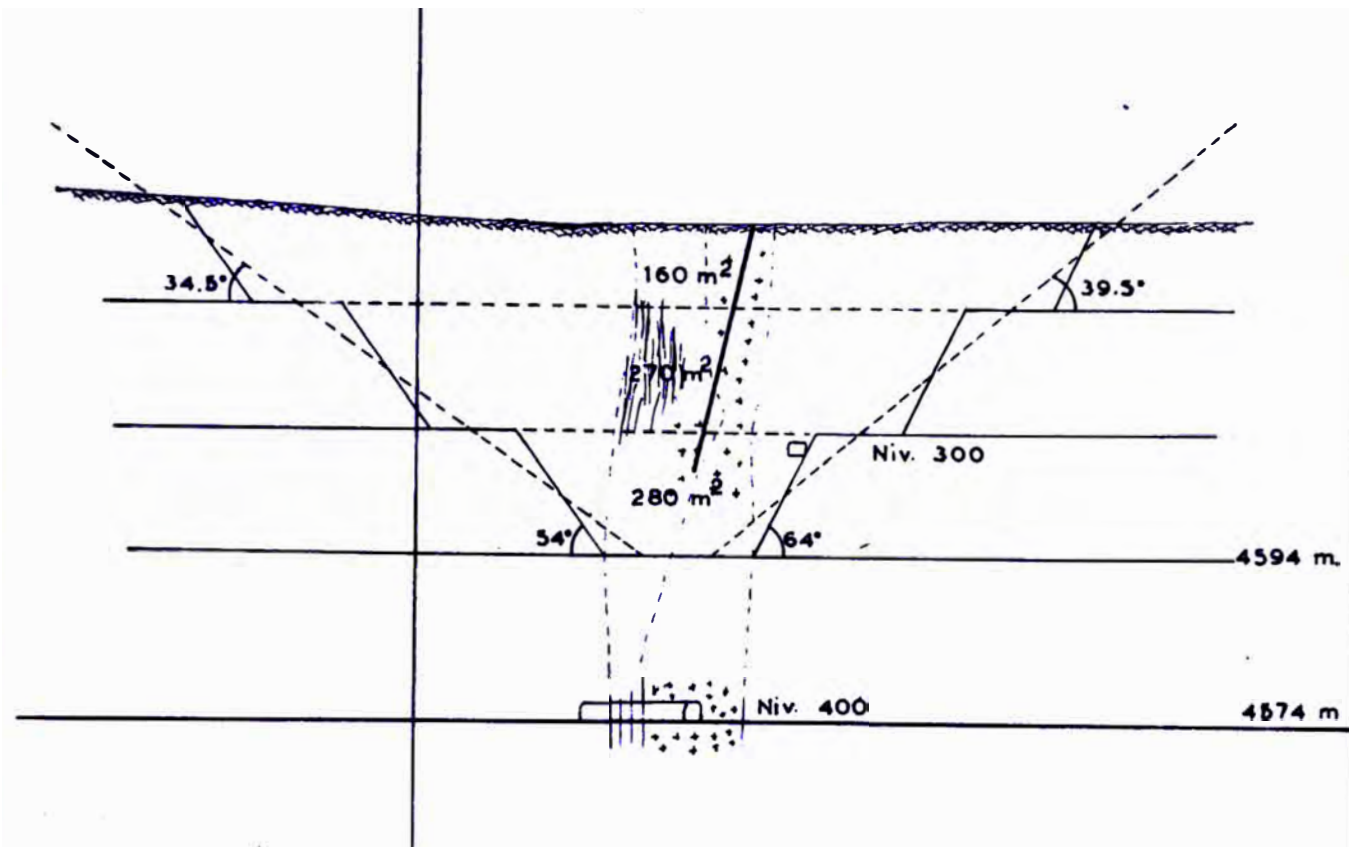
Sección X - X₁ - D

Extremo NW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1,972

MINA ALPAMARCA Figura: N°12-1



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

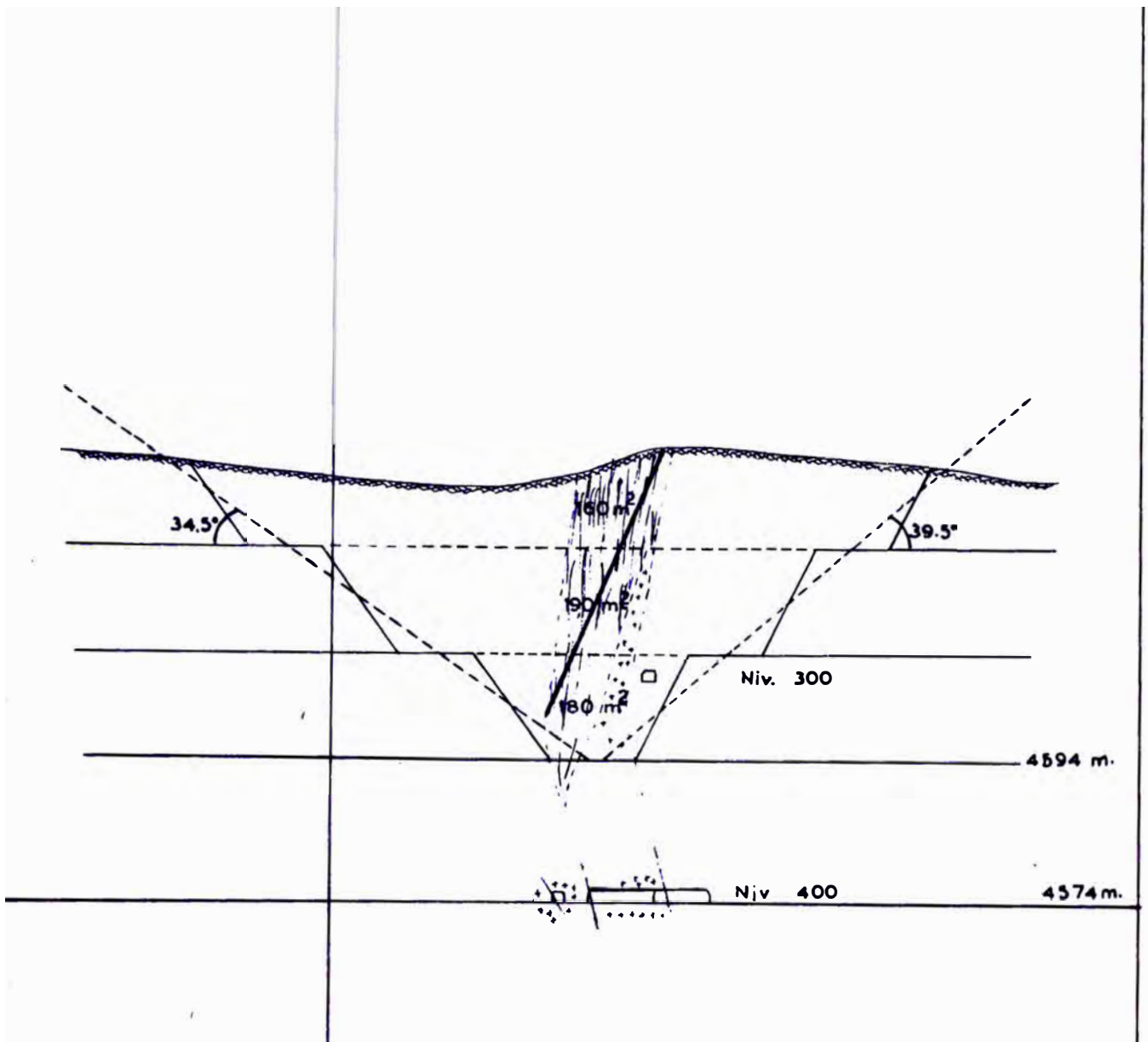
Sección: N° 62-D

Mirando NE - SW

Diseñado: C. P. C Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N°12-8



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

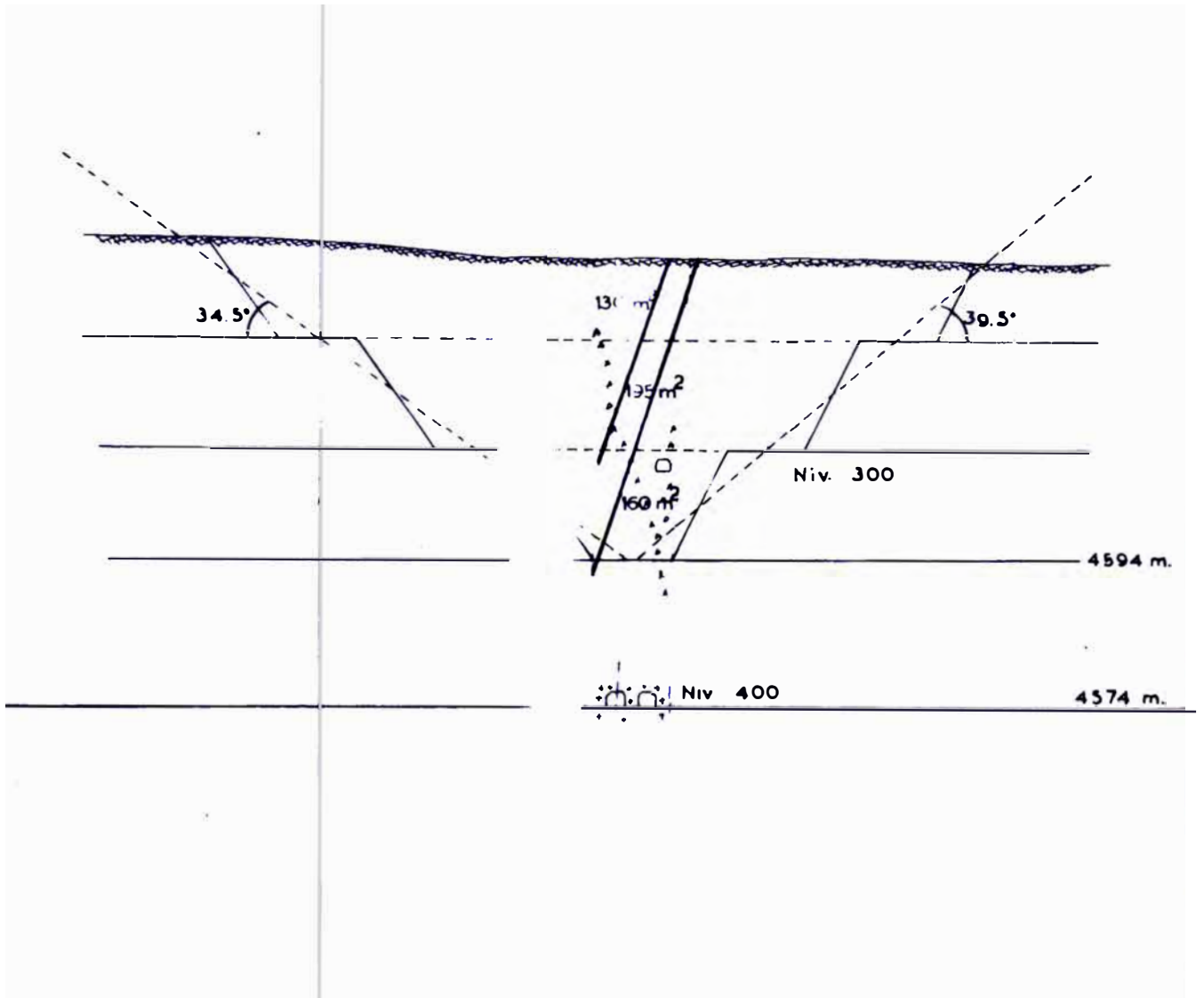
Sección: N° 53 - D

Miranda NE - SW

Diseñado: G. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura:



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 CUERPO DON PABLO

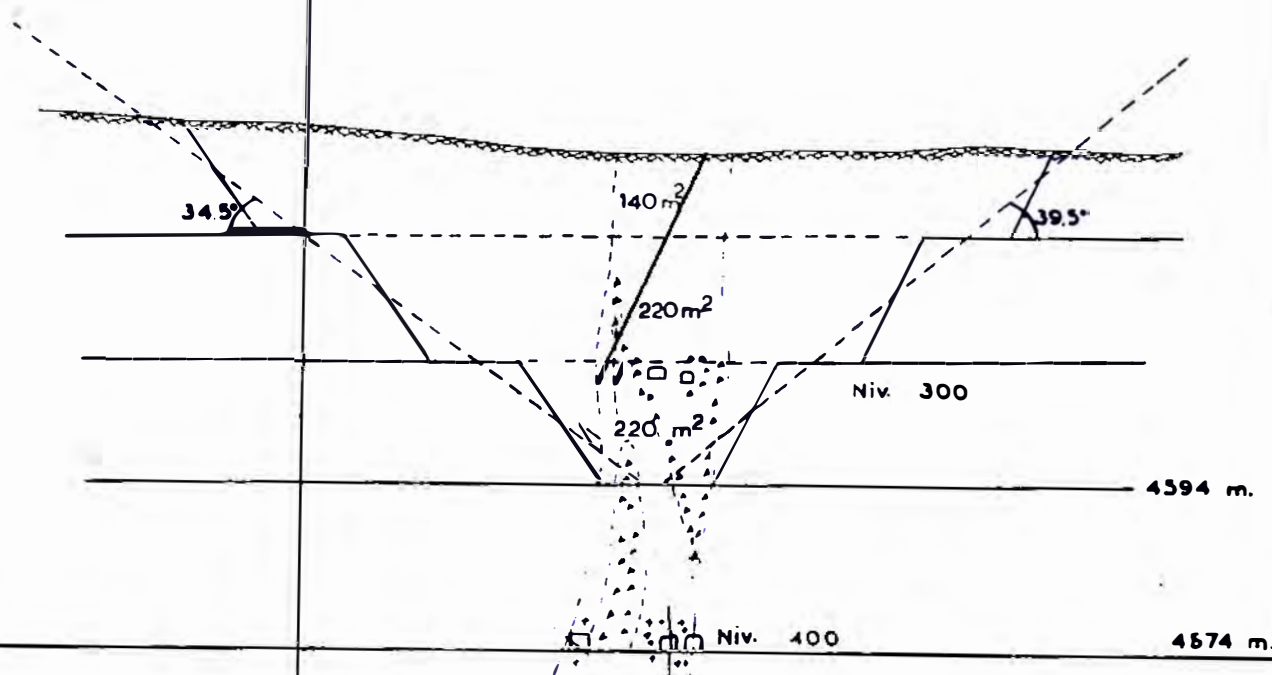
Sección N° 54- D

Mirando NE - SW

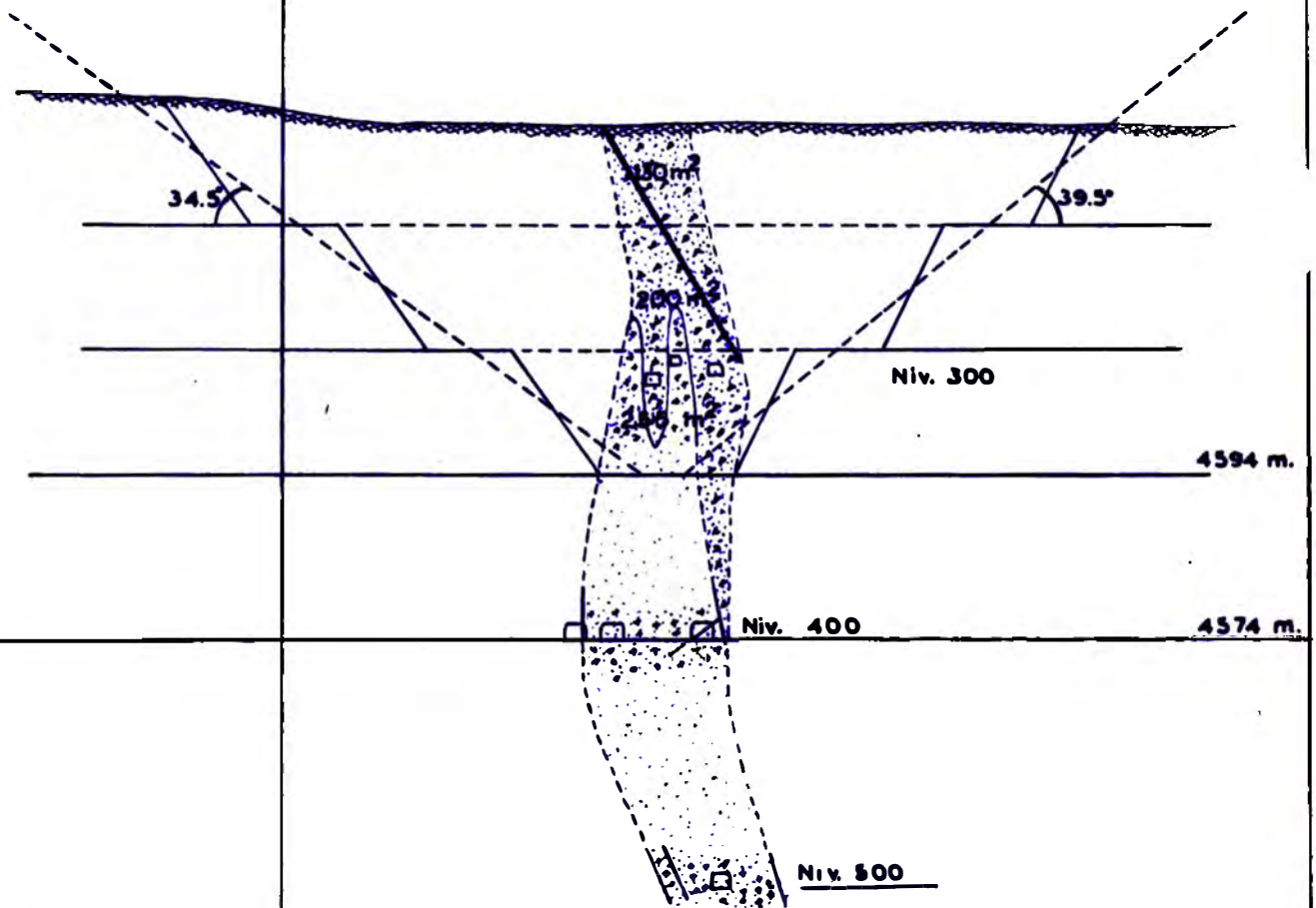
Diseñado: C. P. CH. Escala: 1: 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII- 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 4



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
Sección:	N° 55 - D
Mirando:	NE - SW
Diseñado: C. P. CH.	Escala 1:1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII-1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 12.

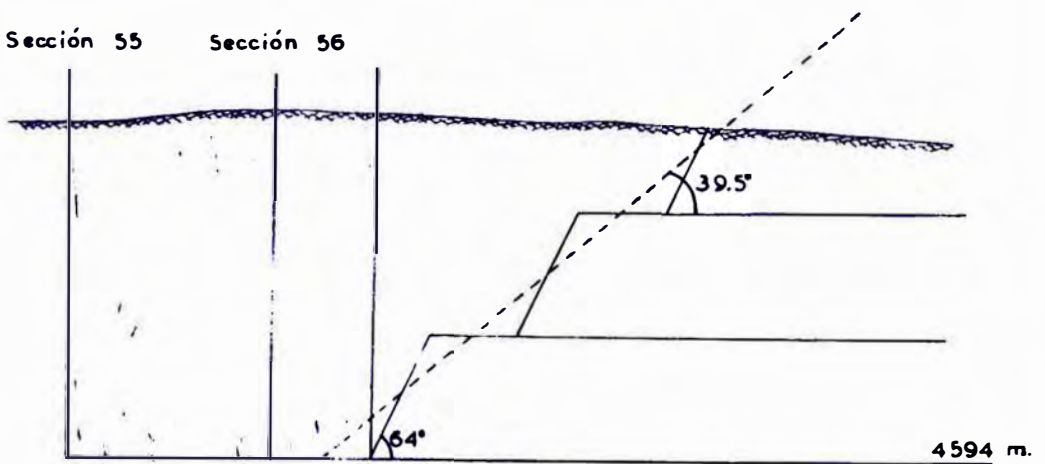


1

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
Sección:	N° 56 - D
Mirando:	NE - SW
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1:1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 12 - 8

Sección 55

Sección 56



4574 m.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO

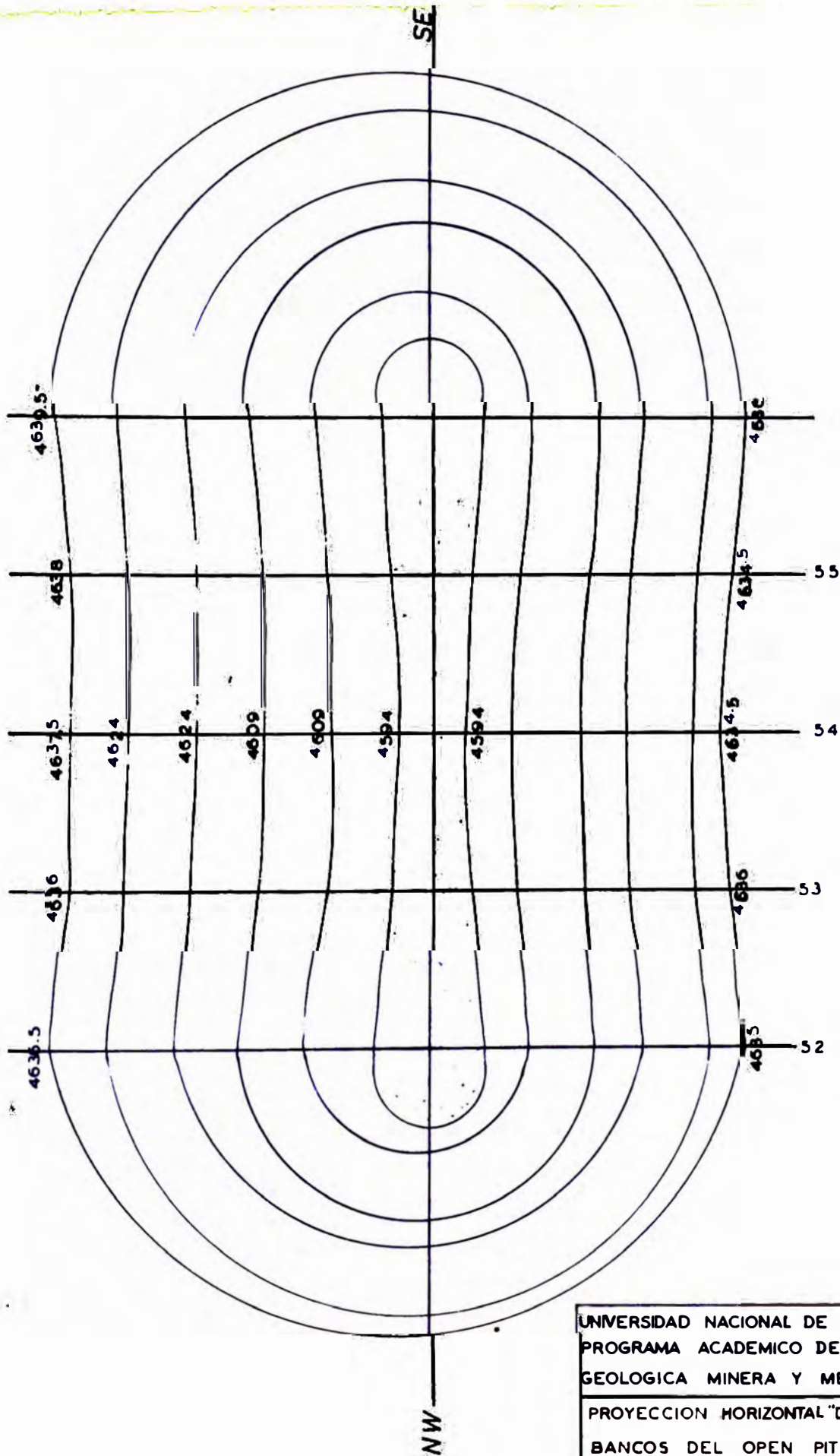
Sección : Y - Y' - D

Extremo : SE

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha XII-1972

MINA ALPAMARCA Figura N° 12



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

PROYECCION HORIZONTAL "D" DE LOS
 BANCOS DEL OPEN PIT DON PABLO

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1: 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1,972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 1 - 8

Los taludes finales del Pit, que también son iguales tienen los siguientes valores:

Caja	NE	34.5°
Caja	SW	39.5°
Extremo	SW	45.0°
Extremo	SE	34.5°

Relación de Desbroce.-

La Relación de Desbroce Crítica es de 6.0 a 1.

La Relación de Desbroce Final es de 5.0 a 1.

La Relación de Desbroce Optima es de 4.1 a 1.

Profundidad.-

40.00 mts. aproximadamente desde la superficie

Producción Programada.-

Mineral	200,000 T. M. S.
Desmante	818,000 T. M. S.
Total	1'018,000 T. M. S.
Relación Desmante a Mineral	4.1 a 1

1.- Producción Anual

Mineral	66,000 T. M. S.
Desmante	270,600 T. M. S.
Total	336,600 T. M. S.

2.- Producción Mensual:

Mineral	5,500 T. M. S.
Desmante	22,550 T. M. S.
Total	28,050 T. M. S.

3.- Producción Diaria:

Mineral	220 T. M. S.
Desmante	902 T. M. S.
Total	1,122 T. M. S.
Vida	3 años

Costos.-

Los Costos de Operación corresponden para una Relación de Desbroce de 4.1 a 1

Minado:	133.69 \$/
Perforación y Voladura	27.30 \$/
Carguío	23.15 \$/
Transporte	83.24 \$/
Tratamiento	49.75 \$/
Servicios Mina	30.50 \$/
Transporte Concentrados	28.88 \$/
Gastos Generales	24.36 \$/
Leyes Sociales	60.98 \$/
Impuestos y Contribuciones	6.23 \$/
Total	334.39 \$/

Justificación Económica.-

Nos queda ahora, justificar económicamente el Diseño con el cual se va a Explotar Don Pablo.

Para esto, vamos a emplear 2 Métodos que justificarán la Inversión efectuada.

Estos son: El Valor Presente Neto y El Flujo de Efectivo Descuento (D.C.F.)

Ambos utilizan el Flujo de Efectivo (Cash Flow) para efectuar los cálculos respectivos.

El Flujo de Efectivo, es el total de efectivo nuevo ingresado a la Empresa en el curso de un ejercicio.

Este monto, se puede utilizar para ser distribuido a los accionistas o para ser reinvertido en el negocio.

Está formado por la suma de la Utilidad Neta, más la Reinversión de Utilidades, y más las Reservas para la Amortización de la Inversión.

Se considera la Amortización, a pesar de considerarse un gasto, ya que en la práctica constituyen un Ingreso de Fondos que pueden ser utilizados en la marcha de las operaciones futuras.

En consecuencia:

Flujo de Efectivo Anual	
Utilidad Neta	792,758.86 \$
Reinversión de Utilidades	805,649.24 \$
Amortización	<u>1'559,660.33 \$</u>
Total	3'158,068.43 \$
Flujo de Efectivo Total	
3'158,068.43 \$/año x 3 años =	9'474,205.29 \$

pag 43 de aliquid este valor pag 40

El Tiempo de Recuperación de la Inversión, considerando el Valor Recuperable de esa, y utilizando el Flujo de Efectivo es de:

$$= \frac{\text{Valor Depreciable de la Inversión} = 5'851,041.63 \$ - 1'172,060.64 \$}{\text{Flujo de Efectivo/año}} = \frac{4'678,980.99 \$}{3'158,068.43 \$} = 1.5 \text{ años}$$

Este Valor, puede considerarse como la VIDA MEDIA ECONOMICA del Proyecto.

discutible

1.- Valor Presente Neto

Consiste en actualizar los Flujos de Efectivo (Cash Flow), y compararlos con el Valor de la Inversión Inicial. Si la suma de los Flujos de Efectivo es mayor que la Inversión, la operación es correcta.

En nuestro caso.

Flujo de Efectivo Anual	3' 158,068.43 \$
Tasa de Rendimiento	15 %

Para la actualización se empleará la fórmula:

$$P = \frac{S}{(1 + i)^n}$$

es indudable ya que se ha puesto un beneficio p neto

Donde :

P = Valor Actual

S = Valor dentro de n años

i = Tasa de Rendimiento

n = Años

Año	Cash Flow Anual	Factor	Valor Actual
72	3'158,068.43 \$/	0.8696	2'746,256.31 \$/
73	3'158,068.43 \$/	0.7562	2'388,131.35 \$/
74	3'158,068.43 \$/	0.6576	2'076,745.80 \$/
Total			7'211,133.46 \$/

Valor Actual = 7'211,133.46 \$/

+ Valor Recuperable = 1'172,060.64 \$/

-Inversión Inicial = 5'851,041.63 \$/

Valor Presente Neto = 2'532,152.47 \$/

Factor de valor Presente debe anexar en la pendiente la Tabla correspondiente al menos.

no esta actualizado

2.- Flujo de Efectivo Descontado (Discounted Cash Flow, D.C.F.).

Llamado también Tasa Interna de Rendimiento o Rendimiento Real, es la Tasa de Rendimiento que equipara el Valor Actual de las entradas por Flujo de Efectivo, con el Valor de la Inversión Inicial.

Su expresión es :

$$P = \frac{R}{(1+i)} + \frac{R}{(1+i)^2} + \frac{R}{(1+i)^3}$$

Donde :

P = Inversión Inicial

R = Flujo de Efectivo Anual

i = Tasa de Rendimiento

Cuando se tiene Valor de Recuperación, L :

$$P-L = \frac{R - iL}{(1+i)} + \frac{R - iL}{(1+i)^2} + \frac{R - iL}{(1+i)^3}$$

La obtención de i se efectúa por medio de tanteos.

Asumiendo
~~Pero~~ $i = 35\% = 0.35$

Handwritten calculations:
 $iL = 0.35 \times 1'172,060.64$
 $iL = 410,221.22$
 $R - iL = 3'158,068.43 - 410,221.22 = 2'747,847.21$

Año	R - iL	Factor	Valor Actual
72	2'747,847.21 \$/	0.7407	2'035,330.42 \$/
73	2'747,847.21 \$/	0.5487	1'507,743.76 \$/
74	2'747,847.21 \$/	0.4064	1'116,725.10 \$/
Total			4'659,799.28 \$/
P - L			4'678,980.99 \$/
			- 19,181.71 \$/

Para $i = 34\% = 0.34$

Año	R - iL	Factor	Valor Actual
72	2'759,567.81 \$/	0.7463	2'059,465.45 \$/
73	2'759,567.81 \$/	0.5569	1'536,803.31 \$/
74	2'759,567.81 \$/	0.4156	1'146,876.38 \$/
Total			4'743,145.14 \$/
P - L			4'678,980.99 \$/
			+ 64,164.15 \$/

Interpolando:

$$35\% - 1\% \times \frac{19,181.71 \text{ $/}}{(64,164.15 \text{ $/} + 19,181.71 \text{ $/})} = 35\% - 1\% \times 0.2 = 34.8\%$$

Por consiguiente, la Rentabilidad [del Valor Depreciable] de la Inversión, considerando el Flujo de Efectivo Anual es de 34.8 %, valor que es mayor que la Tasa de Rendimiento que se requiere, que es igual a 15 %.

La Rentabilidad Contable es:

$$\frac{\text{Utilidad Neta}}{\text{Valor Depreciable de la Inversión}} = \frac{792,758.86 \text{ $/}}{4'678,980.99 \text{ $/}} = 16.9\%$$

En conclusión, el Estudio Económico efectuado nos dice, que la Inversión Inicial se justifica económicamente por ambos Métodos.

4b-3- CICLO DE MINADO

4b-3- a.- PERFORACION Y VOLADURA.-

La perforación en los trabajos superficiales se puede dividir en Primaria y Secundaria.

Se llama Primaria a la que se efectúa por medio de huecos ver
ticales hacia abajo o inclinados, en el piso de un banco sin vola-
dura.

Se denomina Secundaria, a la que se hace después de la Prima
ria, sea para romper trozos grandes de roca, sea para arreglar -
el piso de los bancos, sea para inclinar adecuadamente las caras -
de los bancos, etc.

Nosotros vamos a efectuar la Perforación Primaria con un equipi
po Wagon Drill accionado por aire comprimido y que se moviliza por
medio de llantas de jebe.

La Secundaria se efectuará con máquinas neumáticas Jack Hammer.

Estas, se utilizarán también para perforar en la zona minerali
zada por las razones que ya se expondrán más adelante.

Los equipos para la perforación Primaria, de acuerdo a la for-
ma como perforan se pueden dividir en:

Percutivas y Rotativas.

El nuestro corresponde a la primera clase.

Las perforaciones se harán con agua o sin ella, dependiendo de
la clase de roca.

4b-3-a1.- PERFORACION

Máquinas Perforadoras Utilizadas.-

Características:

1.- El equipo Wagon Drill a utilizarse, puede efectuar perfora-
ciones bajo cualquier ángulo, sean huecos verticales, inclinados ú
horizontales.

La elección se hizo teniendo en cuenta, la inversión inicial,-
el tonelaje que tiene que moverse diariamente, la experiencia obte-
nida con esta clase de equipos en minas vecinas, la forma en que de
be romperse el desmonte, es decir por bancos y las características -
físicas de la roca a perforarse.

Este equipo se utilizará para perforar huecos en los bancos de
desmonte que circundan al mineral.

La marca de fabricación es MONTABERT LYON, modelo CFL 67, que pesa 370 kgs. y tiene 1.67 mts. de ancho total y 3.85 mts de largo total.

Consta de:

a) Perforadora pesada, LCSOR, con rotación reversible para el desenroscado de los barrenos.

Puede perforar hasta 30 mts de profundidad con huecos de 64 mm. de diámetro, utilizando barrenos de extensión redondos o hexagonales de 32 mm. ó 38 mm. de diámetro.

La presión de trabajo es de	80 lbs/pulg ²
La empujadura es de Leyner 32 mm.	1 1/4"
Su peso es de	115 libras
Su máxima longitud es de	25"
Su máximo ancho es de	7"
Su máximo espesor es de	6"
El cilindro tiene:	
Diametro	4"
Máxima carrera	3 3/4"
El peso del Pistón es de	10 libras
La Frecuencia teórica de golpes	
es de	1,400 golpes/mint.
La Velocidad teórica de rotación	
es de	120 R.P.M.
El Consumo de aire libre es de	196 C.F.M.
El Consumo de aire del inyector	
es de	77 C.F.M.
El Diámetro mínimo interior de	
la manguera de aire es de	1 3/16"

b) Avanzador, modelo AJA 207, que tiene un largo replegado de 3.15 mts. un largo desplegado de 5.55 mts, un curso total de 2.40 mts, un empuje de avance de 400 kgs., un empuje de retroceso de 500 kgs. y un peso total de 110 kgs.

El consumo de aire es despreciable, pues utiliza la presión --
estática del aire comprimido.

Suministra el empuje y la fuerza de extracción necesaria al --
perforador LC50R.

2.- Máquina perforadora Jack hammer, marca Toyo, modelo TY24LD,
que consume 80 C.F.M. de aire libre a la presión de 80 lbs/pulg².

Accesorios.-

Para el Wagon Drill se tiene:

- 1 culata de 1 1/4" de diámetro y 12 7/8" de largo
- 1 adaptador de 2 1/8" de diámetro y 6 7/8" de largo
- 9 barrenos de extensión de 1 1/4" de diámetro y 6' de largo
- 9 coplas para los barrenos de 2 1/8" de diámetro y 8" de largo
- 1 broca de 3 1/2" de diámetro.

Para la Jack hammer se tiene:

- 1 barreno exagonal integral de 7/8" x 3' con pastilla de 40 mm.
de diámetro.
- 1 barreno exagonal integral de 7/8" x 5' con pastilla de 39 mm.
de diámetro.

Como comunes se tiene mangueras, llaves, conexiones, válvulas,
etc.

Provisión de Aire Comprimido.-

El cálculo respectivo a efectuarse consistirá en determinar si
el aire que suministra la compresora, desde la Casa de Compresoras,
es suficiente para el buen funcionamiento del Wagon Drill.

Consumo de Aire Libre del Equipo.-

Las condiciones atmosféricas de la mina son:

Presión Atmosférica = 8.17 lbs/pulg²
Temperatura = 48° F

El equipo consume:

196 + 77 = 273 pies³/min. de aire libre a 80 lbs/pulg² de presión

*cuales la
presión mínima*

manométrica al nivel del mar, con una presión atmosférica de 14.7 lbs/pulg² y 60° F de temperatura.

El volumen al cual se reduce los 273 pies³/min. cuando está - bajo las 80 lbs/pulg² de presión manométrica y 60° F de temperatura es:

$$P = 80 + 14.7 = 94.7 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$P' = 14.7 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$V' = 273 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$V = 273 \times \frac{14.7}{94.7} = 273 \times 0.155 = 42.32 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

Este volumen cuando se tenga una presión manométrica de trabajo de 80 lbs/pulg² y una presión atmosférica de 8.17 lbs/pulg² será:

$$P = 80 + 8.17 = 88.17 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$V = 42.32 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$P' = 8.17 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$V' = 42.32 \times \frac{88.17}{8.17} = 42.32 \times 10.79 = 456.63 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

Este es a 60° F, a 48° F será:

$$V' = 456.63 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$T' = 460 + 60 = 520^\circ \text{R.}$$

$$T'' = 460 + 48 = 408^\circ \text{R.}$$

$$V'' = 456.63 \times \frac{508}{520} = 456.63 \times 0.977 = 446.13 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

El aire comprimido que llega al equipo con 42.32 pies³/min, -- con una presión manométrica de 80 lbs/ pulg² y 48° F de temperatura, tiene a la salida de la compresora, 90 lbs/pulg² de presión manométrica, 55° F de temperatura y el siguiente volumen:

$$P' = 90 + 8.17 = 98.17 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$T' = 460 + 55 = 515^\circ \text{R.}$$

$$V'' = 42.32 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$P'' = 80 + 8.17 = 88.17 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$T'' = 460 + 48 = 508^\circ \text{R.}$$

$$V' = 42.32 \times \frac{88.17 \times 515}{98.17 \times 508} = 42.32 \times 0.910 = 38.51 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

El volumen de aire libre que se requiere que succione la compresora para llevarlo a 38.51 pies³/min., 90 lbs/pulg² de presión manométrica y 55° F de temperatura será:

$$P = 90 + 8.17 = 98.17 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$T = 460 + 55 = 515^\circ \text{ R.}$$

$$V = 38.51 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

$$P' = 8.17 \text{ lbs/pulg}^2$$

$$T' = 460 + 48 = 508^\circ \text{ R.}$$

$$V' = 38.51 \times \frac{98.17 \times 508}{8.17 \times 515} = 38.51 \times 11.853 = 456.50 \text{ pies}^3/\text{min.}$$

Considerando 15% de pérdidas por fugas, codos, reducciones, -- fricción, válvulas se tiene:

$$456.50 \times 1.15 = 524.98 = 525 \text{ pie}^3/\text{minuto.}$$

Ciclo de Trabajo.-

El Wagon Drill trabajará 12 horas diarias para perforar 2 huecos ^{1 y m p l u} de las características que se indica en el Título de Voladura, que producirán 958 T.M. de desmonte.

Su horario será de 6 a.m. á 12 m. y de 1 p.m. a 7 p.m., de Lunes a Sábado.

Las 6 horas que se utiliza en hacer un hueco se dividen en la siguiente forma:

Instalación	1.0 hora
Penetración de los 9 barrenos, que incluye los respectivos acoplamientos	2.5 horas
Soplado del taladro, cada barreno que se coloca significa un soplo	1.5 horas
Extracción total de los barrenos	1.0 hora

La voladura se efectuará los domingos en la hora que se crea mas conveniente.

La máquina Jack hammer trabajará también 12 horas diarias.

Perforará 70 taladros de 5 pies nominales para producir 241 - T.M. de mineral.

Su horario de trabajo será igual al del Wagon Drill.

Para esta perforadora se ha instalado una compresora portátil pequeña, cuyo costo de operación no se ha considerado en los cálculos por ser pequeño en comparación de los costos respectivos.

Este tiempo incluye también la Voladura ya que diariamente se tiene que romper la cantidad de mineral ya mencionada.

Costos.-

Sueldos:

La supervisión del ciclo de minado se le va ha cargar a este item.

1 Ingeniero Jefe de Sección = 15,000.00 \$/mes

2 caporales x 10,000.00 \$/mes/caporal = 20,000.00 \$/mes

$\frac{35,000.00 \$}{28,050 \text{ T.M.}} = 1.24 \$/\text{T.M. de material}$

$\frac{35,000.00 \$}{5,500 \text{ T.M.}} = 6.36 \$/\text{T.M. de mineral}$

Jornales:

Wagon Drill:

2 obreros x 37.5 tareas/mes x 170 \$/tarea = 12,750.00 \$/mes

Jack hammer

2 obreros x 37.5 tareas/mes x 170 \$/tarea = 12,750.00 \$/mes

Diversas bonificaciones y dominicales = 0.30 x 25,500.00 \$

= 7,650.00 \$/mes.

$\frac{33,150.00 \$}{28,050 \text{ T.M.}} = 1.18 \$/\text{T.M. de material.}$

$$\frac{33,150.00 \text{ \$/}}{5,500 \text{ T.M.}} = 6.03 \text{ \$/T.M. de mineral}$$

Materiales:

Culata y Adaptador

Una culata vale 1,151.38 \\$/

Un adaptador vale 777.72 \\$/

La duración de ambos se puede asumir en un mes, donde se perforarán:

$$\frac{902 \times 25 \text{ T.M.}}{479 \text{ T.M./hueco}} = 47 \text{ huecos}$$

Los pies perforados serán:

$$47 \times (15.75 + 0.90) \times 3.28 = 2,582$$

$$\text{\$/T.M. desmonte} = \frac{1,151.38 \text{ \$/} + 777.72 \text{ \$/}}{22,500 \text{ T.M.}} = 0.08$$

Barrenos y Coplas

Un barreno cuesta 1,548.00 \\$/

Una copla cuesta 568.70 \\$/

La duración de ambos también lo vamos asumir en un mes donde se perforarán:

$$\frac{22,550 \text{ T.M.}}{479 \text{ T.M./hueco}} = 47 \text{ huecos}$$

Los pies perforados serán : 2,582

$$\text{\$/T.M. desmonte} = \frac{1,548.00 \text{ \$/} + 568.70 \text{ \$/}}{22,550 \text{ T.M.}} = 0.09$$

Broca

una broca cuesta 3,281.30 \\$/

Su duración la vamos asumir en 3,000 pies perforados que producirán:

$$479 \text{ T.M./hueco} \times \frac{3,000 \text{ pies}}{(15.75 + 0.90) \times 3.28 \text{ pies/hueco}}$$

= 26,313 T.M. de desmonte

$$\$/\text{T.M. desmonte} = \frac{3,281.30 \$}{26,313 \text{ T.M.}} = 0.12$$

Barrenos Integrales

Un barreno de 3' vale 462.03 \$

Un barreno de 5' vale 551.09 \$

La duración del juego lo vamos a considerar en 3,500 pies perforados, que producirán:

$$6,027 \text{ T.M./mes} \times \frac{3,500 \text{ pies}}{3,937.5 \text{ pies/mes}} = 5,358 \text{ T.M. de mineral}$$

$$\$/\text{T.M. mineral} = \frac{462.03 \$ + 551.09 \$}{5,358 \text{ T.M.}} = 0.19$$

Resumen:

Culatas y Adaptador	0.08 \$/T.M. desmonte
Barrenos y Coplas	0.09 \$/T.M. desmonte
Broca	0.12 \$/T.M. desmonte
Barrenos Integrales	0.19 \$/T.M. desmonte

Para encontrar el costo por T.M. de mineral, considerando el Costo del desmonte, se procede así:

$$\begin{aligned} \text{Gasto de materiales en desmonte/mes} &= 0.29 \$/\text{T.M.} \times 22,500 \text{ T.M./mes} \\ &= 6,525.00 \$/\text{mes} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Gasto de materiales en mineral/ mes} &= 0.19 \$/\text{T.M.} \times 5,500 \text{ T.M./mes} \\ &= 1,045.00 \$/\text{mes} \end{aligned}$$

$$\text{Gasto total} = 7,570.00 \$/\text{mes}$$

$$\text{Gasto total de materiales en } \$/\text{T.M. mineral} =$$

$$\frac{7,570.00 \$}{5,500 \text{ T.M.}} = 1.38$$

Se va a considerar en este ítem, el Costo de Aire Comprimido, el cual tiene la siguiente distribución:

Jornales	0.45 \$/T.M. mineral
Energía Eléctrica	1.30 \$/T.M. mineral
Materiales	0.25 \$/T.M. mineral
Total	2.00 \$/T.M. mineral

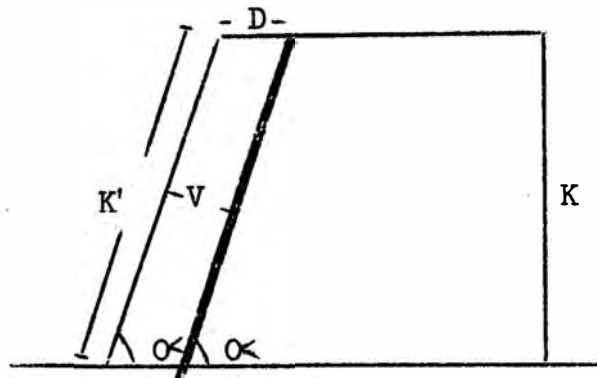
4b-3-a-2.- VOLADURA

Diseño de Voladura.-

Desmonte.-

Todos los cálculos se van a efectuar para los bancos del lado SW, de estos resultados se va a determinar las cargas de explosivos para los bancos de los otros lados, para lo cual se tendrá en cuenta su dureza respectiva.

A continuación la figura mostrará las incógnitas que se consideraran para este caso.



V = Cresta, distancia desde el taladro hacia la cara libre

K = Altura del banco, para nosotros 15 mts.

K' = Longitud vertical de la cara del banco.

α = Angulo de inclinación del banco.

D = Distancia superficial del hueco hacia el borde del banco.

Los huecos a perforarse van a ser inclinados hacia abajo por las siguientes razones:

1.- Las caras de los bancos después de los disparos deben quedar inclinadas para evitar desprendimientos de roca.

2.- El ángulo de rotura en el fondo del taladro es mayor que con taladros verticales hacia abajo, lo que hace más fácil la rotura y el desprendimiento de la roca.

3.- Se efectúa menos sobreperforación.

4.- La carga explosiva a utilizarse, dado la cercanía de campamentos, no debe producir proyección de los trozos de roca rota, por consiguiente debe ser la mínima posible para producir solamente rotura y desprendimiento del volumen de la roca in situ, situada delante del taladro.

Por lo tanto, como no hay exceso de carga explosiva no habrá rotura hacia atrás del taladro, que es lo que hace que las caras de los bancos queden inclinados después de la voladura.

La inclinación que se ha fijado como más conveniente es de 72° con la horizontal que es igual a una inclinación de 3 a 1.

Para este cálculo se seguirán los siguientes pasos:

1.- Espaciamiento.

Es la distancia que hay entre dos huecos de una misma fila.

Entre el espaciamiento y la cresta existe una relación que no debe ser mayor de 2.

Nosotros, de acuerdo a pruebas efectuadas la fijamos en 1.5

$$E = 1.5 V$$

2.- Cresta Máxima.

(altura?)

Lo vamos a obtener de la siguiente fórmula:

$$V = \frac{db}{33} \sqrt{\frac{PS}{\bar{C} f \left(\frac{E}{V}\right)}}$$

Donde:

V = Cresta Máxima, en metros.

db = Diámetro del taladro en el fondo, en mm.

P = Grado de Retacado del explosivo

S = Potencia Relativa del explosivo

\bar{C} = Factor de la roca

f = Factor de Fijación del taladro, que relaciona su inclinación.

$\frac{E}{V}$ = Relación de Espaciamiento.

Remplazando:

db = 3.5" = 89 mm.

P = 1.1, con cargador neumático, para el anfo en prills que es el explosivo utilizado.

S = 0.9, para el anfo en prills

\bar{C} = C + 0.05 = 0.40 + 0.05 = 0.45

f = 0.9, para barrenos con inclinación de 3 a 1

$\frac{E}{V}$ = 1.5

$$V = \frac{89}{33} \sqrt{\frac{1.1 \times 0.9}{0.45 \times 0.9 \times 1.5}} = 2.697 \times 1.276 = 3.44 \text{ mts.}$$

Cresta Práctica

V = 3.00 mts.

3.- Sobreperforación.

Es la perforación extra, que se efectúa con el objeto de que el piso del banco inferior sea removido, cuando se produzca el disparo del taladro.

Para barrenos inclinados la sobreperforación es igual a:

$$0.3 V = 0.3 \times 3 = 0.90 \text{ mts.}$$

4.- Carga total de explosivo por taladro.

De acuerdo a la siguiente fórmula se tiene:

$$Q = \frac{f}{S} \left(\frac{E}{V} \right) \times 0.8 \times Q_t$$

Donde:

Q = Carga total de explosivo por taladro, cuando se disparan varios taladros.

f = Factor de Fijación = 0.9

S = Potencia Relativa del Anfo = 0.9

$\frac{E}{V}$ = 1.5

Qt = Carga total de explosivo por taladro, cuando se dispara un solo taladro.

$$Qt = K_2 V^2 + K_3 V^3 + K_4 V^4$$

$$K_2 = 0.4 a_2 \left(\frac{K'}{V} + 1.5 \right)$$

$$K_3 = 0.4 a_3 \left(\frac{K'}{V} + 1.5 \right)$$

$$K_4 = a_4 + \left(\frac{K'}{V} - 1 \right) b_4$$

Haciendo $K_4 = 0$, por su valor insignificante en comparación con K_2 y K_3 .

$$Qt = 0.4 a_2 \left(\frac{K'}{V} + 1.5 \right) V^2 + 0.4 a_3 \left(\frac{K'}{V} + 1.5 \right) V^3$$

Reemplazando:

$$a_2 = 0.07 \text{ Kgs/m}^2$$

$$a_3 = C = 0.40 \text{ Kgs/m}^3$$

$$\frac{Qt}{0.4} = 0.07 \left(\frac{K'}{V} + 1.5 \right) V^2 + 0.40 \left(\frac{K'}{V} + 1.5 \right) V^3$$

Como los huecos no siempre van a tener la profundidad a la que debe llegarse, por dificultades propias del terreno, vamos a dejar K' como variable.

$$V = 3 \text{ mts.}$$

$$\frac{Q_t}{0.4} = 0.07 \left(\frac{K'}{3} + 1.5 \right) 9 + 0.40 \left(\frac{K'}{3} + 1.5 \right) 27$$

$$\frac{Q_t}{0.4} = 3.810 K' + 17.145$$

$$Q_t = 1.524 K' + 6.858$$

Finalmente:

$$Q = \frac{0.9}{0.9} \times 1.5 \times 0.8 (1.524 K' + 6.858)$$

$$Q = 1.829 K' + 8.229$$

Para

$$K' = \frac{K}{\text{Sen } 72^\circ} = \frac{15}{0.951} = 15.75 \text{ mts.}$$

$$Q = 1.829 \times 15.75 + 8.229 = (28.807 + 8.229) \text{ Kgs.}$$

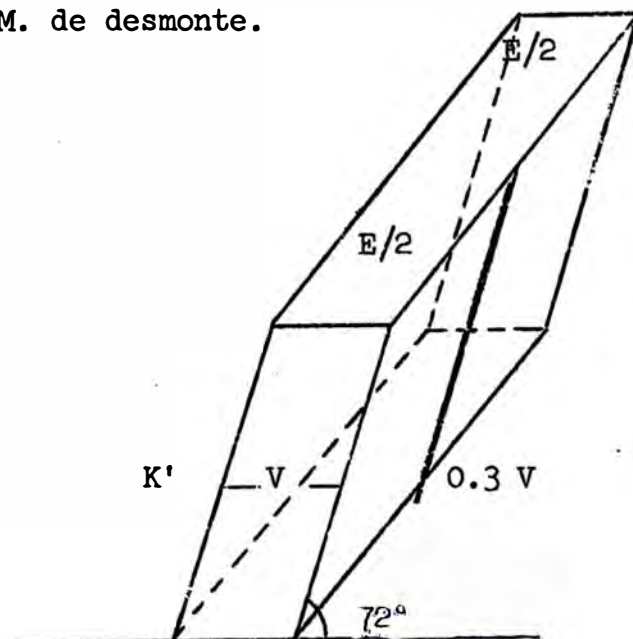
$$Q = 37.036 \text{ Kgs.}$$

Para producir una mejor fragmentación se va a considerar un 30% de exceso, el cual produce muy poca proyección de trozos de roca rota.

$$Q = 1.3 \times 37.036 \text{ Kgs} = 48.147 \text{ Kgs de Anfo}$$

5.- Carga Específica.

Es la carga de explosivo necesaria para producir la rotura de 1 m^3 ó 1 T.M. de desmonte.



De acuerdo a la figura, un taladro cargado de explosivo de $(K' + 0.3 V)$ mts. de profundidad, produce después del disparo $K' E V m^3$ de desmorte.

Reemplazando por sus valores:

$$K'EV = 15.75 \text{ m} \times 1.5 \times 3\text{m} \times 3\text{m} = 212.895 \text{ m}^3$$

$$\text{Volumen Real} = 212.895 \times 0.9 = 191.605 \text{ m}^3$$

$$\text{Peso} = 191.605 \times 2.5 = 479.012 \text{ T.M.}$$

$$q = \frac{48.147 \text{ Kgs}}{191.605 \text{ m}^3} = 0.251 \text{ Kgs/m}^3$$

$$q' = \frac{48.147 \text{ Kgs.}}{479.012 \text{ T.M.}} = 0.100 \text{ Kgs/T.M.}$$

6.- Altura de la Carga de Fondo.

$$hb = 1.3 V = 1.3 \times 3 = 3.9 \text{ mts.}$$

7.- Concentración de la Carga de Fondo.

$$Qb = lb \times hb$$

$$lb = P \left(\frac{db}{36} \right)^2$$

Donde:

$$lb = \text{Carga de Fondo/mt.}$$

$$P = \text{Grado de Retacado} = 1.1$$

$$db = \text{Diámetro del taladro en el fondo} = 89 \text{ mm.}$$

Reemplazando:

$$lb = 1.1 \left(\frac{89}{36} \right)^2 = 1.1 \times 6.10 = 6.71 \text{ Kgs/mt.}$$

$$Qb = 3.9 \text{ mts.} \times 6.71 \text{ Kgs} = \text{Kgs/mts} = 26.169 \text{ Kgs.}$$

8.- Concentración de la Carga de Columna.

$$Qp = (K' - 2V) lp$$

$$Qp = Q - Qb = 48.147 \text{ Kgs} - 26.169 \text{ Kgs} = 21.978 \text{ Kgs.}$$

$$K' - 2V = 15.75 - 2 \times 3 = 9.75 \text{ mts.}$$

$$lp = \frac{21.978 \text{ Kgs}}{9.75 \text{ mts}} = 2.25 \text{ Kgs/mt.}$$

Cada 12 taladros que estarán en una fila se efectuará una volada dura, que producirá:

479 T.M. x 12 = 5,748 T.M. de desmonte, carga suficiente para una semana de trabajo.

La carga de anfo que se va a utilizar en los otros lados del Pit, variarán entre 20% mas para las rocas mas duras, y 20% menos para las rocas menos duras.

Bancos	Cresta	Espaciamiento	Profundidad de taladro	<u>Q Kgs</u> <u>taladro</u>
NE	3 mts.	4.50 mts.	16.70 mts	38
SW	3 mts.	4.50 mts.	16.70 mts	48
SE	3 mts.	4.50 mts.	16.70 mts	48
NW	3 mts.	4.50 mts.	16.70 mts	58

Mineral.-

No se utilizará el equipo Wagon Drill por los siguientes inconvenientes:

- 1.- Dificultad de traslado
- 2.- Mayor demora en efectuar los huecos por su pequeña profundidad.
- 3.- Mayor espacio de trabajo, estrechando la circulación de -- volquetes.
- 4.- Cantidad relativamente pequeña de mineral a romperse.

En consecuencia se trabajará con perforadoras neumáticas Jack hammer para efectuar taladros inclinados hacia abajo de 5' de profundidad.

Mensualmente se necesitan extraer 5,500 T.M. ó $\frac{5,500}{2.8} = 1,964 \text{ m}^3$

los cuales saldrán del fondo del Pit que tiene una área de 14 mts. x 125 mts. = $1,750 \text{ m}^2$.

Para mantener la ley promedio fijada, la extracción se debe -

efectuar a todo lo largo y ancho del cuerpo, siendo la profundidad-
de:

$$1,964 \text{ m}^3 = 14 \text{ m} \times 25 \text{ m} \times h \text{ mts.}$$

$$h = \frac{1964}{1750} = 1.12 \text{ mts.}$$

El diseño de perforación indica que los taladros a efectuarse
deben estar inclinados 64° con la horizontal.

Por lo tanto los taladros perforarán:

$$\frac{4.5'}{\text{Sen } 64^\circ} = \frac{1.37 \text{ mts}}{0.899} = 1.23 \text{ mts. de profundidad}$$

Como se vé esta longitud es ligeramente mayor que la obtenida
por la cubicación mensual, entonces se puede asumir que cada mes se
perforará a la profundidad de 1.23 mts.

Entonces:

$$\text{Volumen} = 14 \text{ mts} \times 125 \text{ mts} \times 1.23 \text{ mts} = 2,152.5 \text{ m}^3$$

$$\text{Peso} = 2,152.5 \text{ m}^3 \times 2.8 \text{ T.M./m}^3 = 6,027 \text{ T.M.}$$

Para esto se necesitan:

$14 \times 125 = 1,750$ taladros de 4.5' de longitud, que hacen un to
tal de : $1,750 \times 4.5 = 7,875$ pies perforados en un mes.

Los taladros se espaciarán un metro uno de otro en una fila y
un metro de una fila a otra.

La carga de explosivo por barreno será:

$$1 \text{ cartucho de dinamita de } 45\% = 81 \text{ gr.}$$

$$\text{Anfo de prills} = 160 \text{ gr.}$$

La carga específica de explosivo será:

$$\frac{1,750 \text{ taladros/mes} \times 81 \text{ gr/taladro}}{6,027 \text{ T.M./mes}}$$

$$= 0.024 \text{ Kgs./T.M., dinamita } 45\%$$

$$\frac{1,750 \text{ taladros/mes} \times 160 \text{ grs/taladro}}{6,027 \text{ T.M./mes}}$$

=0.046 Kgs/T.M., Anfo.

1,750 taladros/mes x .241 gr/taladro

6,027 T.M./mes

= 0.060 Kgs/T.M., explosivo

A continuación las figuras 13 y 14 muestran los Diseños de Voladuras respectivos.

Explosivos Utilizados.-

Desmonte.-

1.- Anfo, explosivo que se va a utilizar en mayor cantidad, es una mezcla de AN (Nitrato de Amonio en prills) y FO (Petróleo Diesel N° 2) en la preparación de 94.5% AN y 5.5% FO, en peso.

Para 50 Kgs de AN, se necesitan:

$$\frac{5.5}{100} \times \frac{50}{94.5} = 2.9 \text{ Kgs de FO, que equivalen a 1 galón.}$$

El peso del ANFO será: $50.0 + 2.9 = 52.9$ Kgs.

Sus características principales son:

Densidad 0.85 gr/c.c.

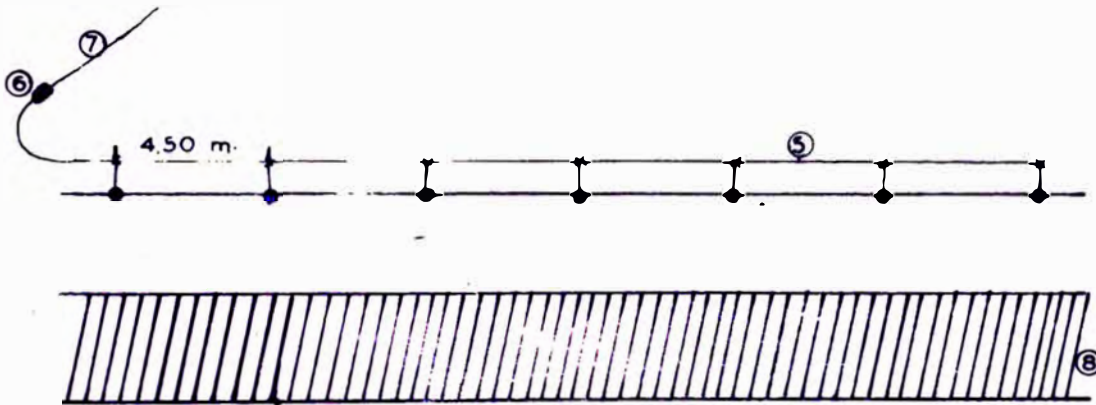
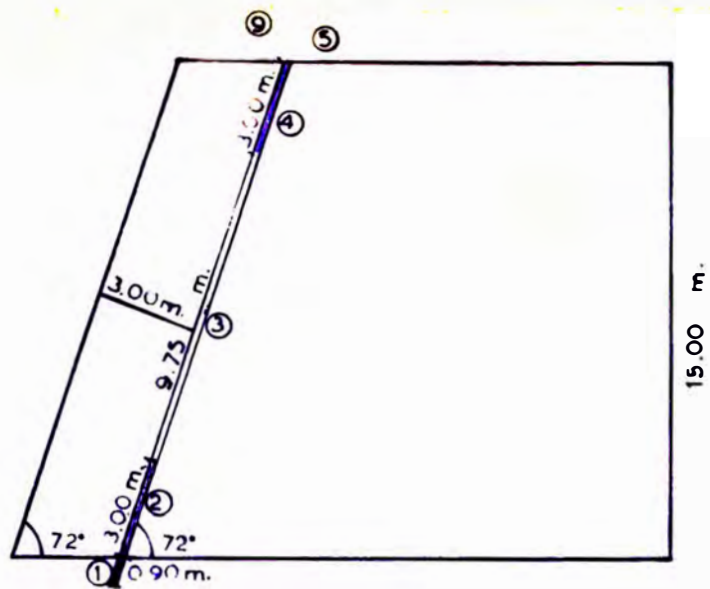
Potencia Relativa 0.9

2.- Gelatina Especial de 75% , se emplea como iniciador, en forma de cartuchos de 1 1/8" x 7" con un peso unitario de 166 gr., y una densidad de 1.4 gr/c.c.

3.- Guía detonante Pentacord N° 10P, con una velocidad de detonación de 6,400 mts./seg., se utiliza dentro de los taladros unido a la gelatina especial de 75% y en la línea troncal que une a todos los huecos.

La manera de utilizar estos explosivos es la siguiente:

Se coloca dentro del taladro que previamente ha sido limpiado, 5 Kgs. de Anfo, luego se introduce el cartucho de gelatina de 75% - que está unido al cordón detonante petancord, después se agrega el



LEYENDA

- 1.- Gelatina 75 %.
- 2.- Carga de fondo.
- 3.- Carga de columná } ANFO
- 4.- Taco
- 5.- Cordon detonante pentacord
- 6.- Fulminante N° 8
- 7.- Guía plástica
- 8.- Talud.
- 9.- Diámetro de hueco 3.5"

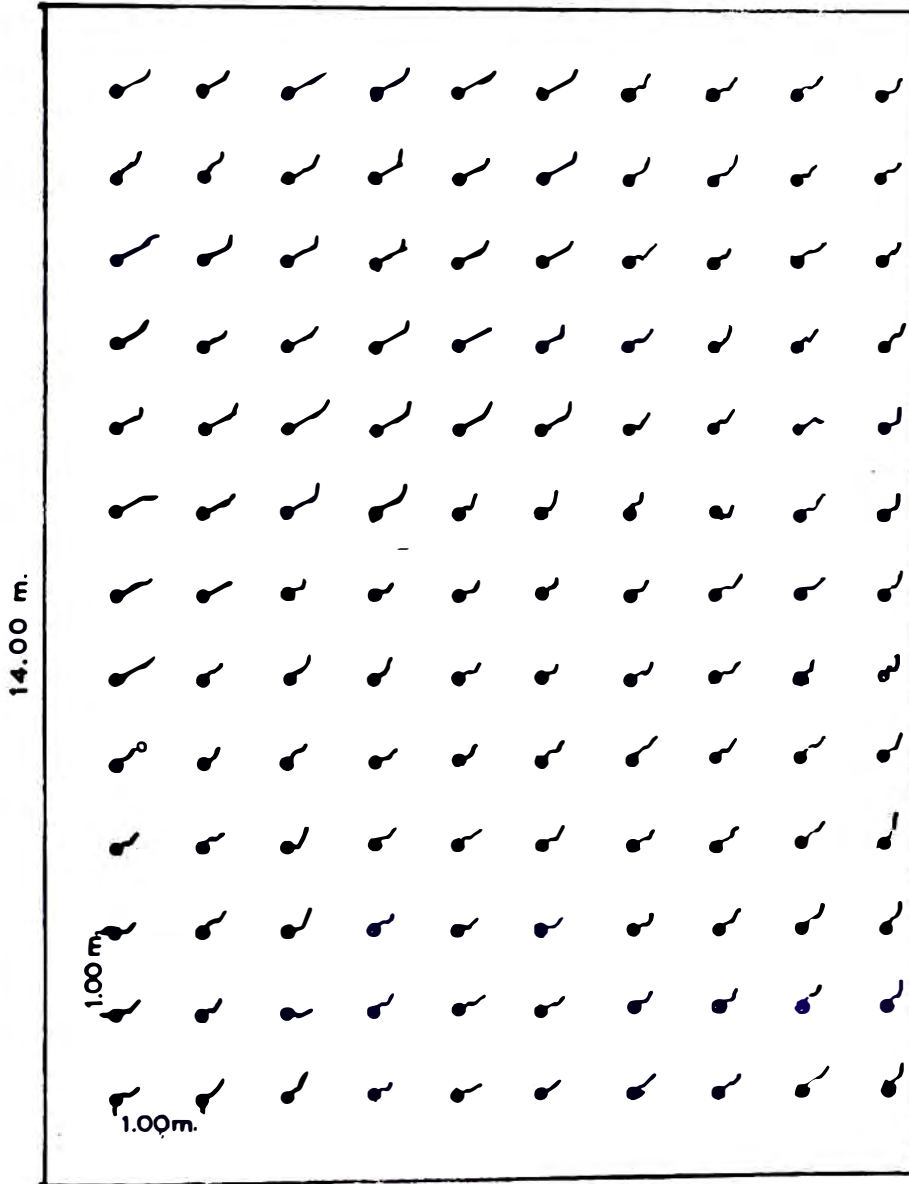
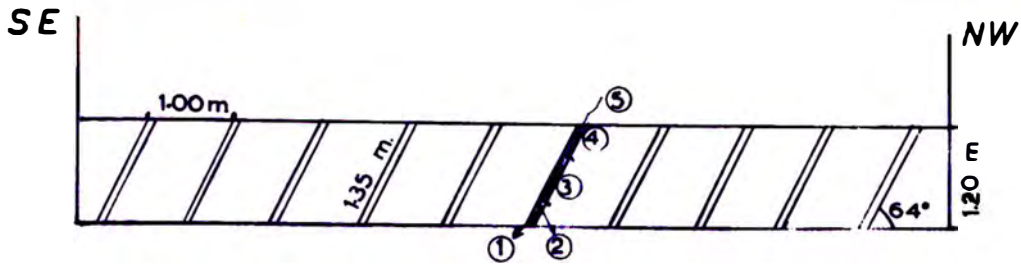
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO
DISEÑO DE VOLADURA DE DESMONTE

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 250

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1,972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 13



LEYENDA

- 1.- Fulminante N° 8
- 2.- Dinamita
- 3.- ANFO
- 4.- Taco
- 5.- Guía plástica

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO DISEÑO DE VOLADURA DE MINERAL	
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1:100
Dibujado: T M H	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N°

resto de la carga explosiva con el cargador neumático teniendo cuidado de no dañar el cordón detonante.

Como taco se utiliza el aserrín producido al perforar el hueco, el cual llena el espacio vacío del taladro. Sobresale del hueco un pie de petancord, el cual se amarra con la línea troncal de petancord.

Para el chispeo se utiliza 6 pies de guía plástica cebada con un fulminante N° 8.

La guía se amarra por medio del fulminante al cordón de petancord.

Mineral.-

1.- Dinamita de 45% se emplea en forma de cartuchos de 7/8" x 7" con un peso unitario de 81 gr. y una densidad de 1.2 gr/c.c.

2.- Anfo de las características ya indicadas.

3.- Guía plástica normal, que trasmite la llama a una velocidad continua a una carga explosiva, con el objeto de hacerla estallar indirectamente a través de un fulminante.

4.- Fulminante N° 8, se utiliza como detonante.

Costos.-

Desmante.-

El valor del Anfo se ha obtenido de esta manera:

AN	50.0 Kgs	x	3.59 \$/Kgs	=	179.50 \$/
FO	2.9 Kgs	x	4.86 \$/galón	=	14.09 \$/
ANFO	52.9 Kgs			=	193.59 \$/

$$1 \text{ Kg. de Anfo} = \frac{193.59 \text{ \$/}}{52.9 \text{ Kgs}} = 3.66 \text{ \$/}$$

Anfo:

$$0.100 \text{ Kgs/T.M.} \times 3.66 \text{ \$/Kg.} = 0.37 \text{ \$/T.M.}$$

Pentacord

$$\text{Se utiliza } \left(17.00 \text{ mts} + \frac{4.50}{2} \text{ mts} \right) \times 3.28 = 63.1' \text{ por hueco}$$

$$\frac{63.1'}{479 \text{ T.M.}} = 0.13' / \text{T.M.}$$

$$\frac{0.13'}{\text{T.M.}} \times 1.90 \text{ \$/pie} = 0.25 \text{ \$/T.M.}$$

Gelatina Especial de 75% :

$$\frac{2 \text{ cartuchos}}{479 \text{ T.M.}} = 0.004 \text{ cartucho/T.M.}$$

$$0.004 \text{ cartucho/T.M.} \times 5.50 \text{ \$/cartucho} = 0.02 \text{ \$/T.M.}$$

$$\text{Total} = 0.64 \text{ \$/T.M.}$$

Mineral.-

Dinamita 45%

$$0.024 \text{ Kgs/T.M.} \times \left(2.71 \text{ \$/cartucho} \times \frac{1,000 \text{ gr.}}{81 \text{ gr/cartucho}} \right) / \text{Kg.}$$

$$= 0.80 \text{ \$/T.M.}$$

Anfo:

$$0.046 \text{ Kgs/T.M.} \times 3.66 \text{ \$/Kg.} = 0.17 \text{ \$/T.M.}$$

Guía:

$$\frac{70 \text{ taladros}}{241 \text{ T.M.}} \times 6' / \text{taladro} = 1.74' / \text{T.M.}$$

$$1.74' / \text{T.M.} \times 0.51 \text{ \$/pie} = 0.89 \text{ \$/T.M.}$$

Fulminante:

$$\frac{70 \text{ taladros}}{241 \text{ T.M.}} \times \frac{1 \text{ unidad}}{\text{taladro}} = \frac{0.29 \text{ unidades}}{\text{T.M.}}$$

$$\frac{0.29 \text{ unidades}}{\text{T.M.}} \times 0.98 \text{ \$/unidad} = 0.28 \text{ \$/T.M.}$$

$$\text{Total:} = 2.14 \text{ \$/T.M.}$$

El costo por T.M. de mineral, considerando el desmonte, se obtiene de la siguiente manera:

$$\begin{aligned} \text{Gasto de materiales en desmonte/mes} &= 0.64 \text{ \$/T.M.} \times 22,500 \text{ T.M.} \\ &= 14,400.00 \text{ \$} \end{aligned}$$

Gastos de materiales en mineral/mes = 2.14 \$/T.M. x 5,500 T.M.
= 11,770.00 \$/

Gasto total = 26,170.00 \$/

Gasto de material en \$/T.M. Mineral = $\frac{26,170.00}{5,500.00} = 4.76$

Considerando 25% como Perforación Secundaria se tiene :

1.25 x 4.76 = 5.95 \$/T.M. mineral

En consecuencia

El Costo de Perforación y Voladura será entonces:

Sueldos	:	6.36 \$/T.M. de mineral
Jornales	:	6.03 \$/T.M. de mineral
Materiales	:	14.91 \$/T.M. de Mineral
Perforación	:	3.38 \$/T.M. de mineral
Voladura	:	5.95 \$/T.M. de mineral
Repuestos	:	3.90 \$/T.M. de mineral
Otros	:	1.68 \$/T.M. de mineral
TOTAL	:	27.30 \$/T.M. de mineral

El costo de repuestos se ha determinado por record de consumo.

4b-3-b.-CARGUIO.

Existen equipos pesados y equipos ligeros.

La elección guarda relación con el volumen de material que tiene que trabajarse.

En el caso de grandes Pits la selección tiene que ser equipos pesados.

En el caso de pequeños Pits la selección se encamina a equipos ligeros.

Nosotros nos encontramos en el segundo caso.

Los equipos ligeros se movilizan sobre orugas o sobre ruedas. - Esto les dá cierta flexibilidad para poder desplazarse con rapidez, especialmente en el caso de los que tienen ruedas.

Un factor decisivo en nuestra elección, Cargador Frontal Fiat - FR - 9 con ruedas, fué que la máquina debe cargar en su horario de trabajo en diferentes sitios del Pit, sea mineral o sea desmonte.

Para un trabajo eficiente esta máquina necesita que el material a cargarse se encuentre suelto y acumulado. Esto indudablemente lo tiene que efectuar otra máquina, en nuestro caso un tractor Fiat --- AD - 14. Este con las uñas remueve mas las zonas donde se han efectuado los disparos.

Después con la cuchilla se encarga de acumular el material en determinados lugares. Estos sitios deben ser adecuados para el carguio es decir amplios y con el piso mas horizontal posible para un trabajo rápido y eficiente del Cargador Frontal.

En consecuencia, el tractor lo vamos a considerar en este item, por las razones expuestas y porque de las horas de trabajo que realiza, el 70% corresponden al carguio.

Características de las Máquinas.-

Cargador Frontal FR - 9.-

Datos Generales:

Equipo de la Cuchara.

Capacidad	1.240 m ³
Longitud	2.412 m.
Altura máxima de carga (pala inclinada 45°)	3.035 m.
Distancia de carga que corresponde	0.565 m.
Distancia de carga para 2.70 m. de altura y pala inclinada 45°	0.905 m.
Angulo máximo de volteo de la pala con elevación máxima	52°
Angulo de rotación de la pala al nivel del piso	41°
Angulo de rotación de la pala a la máxima altura de elevación	51°

Angulo de rotación de la pala a un metro de altura	44°
Penetración en el terreno con pala inclinada 7° 30'	0.10 m.
Fuerza de remoción con la pala al nivel del piso	6,500.00 Kgs.
Fuerza de elevación hasta el tope	4,500.00 Kgs.
Tiempo de elevación	6.5 seg.
Tiempo de descenso	3.0 seg.

Dimensiones y Peso.

Distancia entre ejes	2.285 m.
Ancho de vía	1.895 m.
Longitud total con pala baja y vuelta para arriba	5.300 m.
Altura total con pala levantada hasta el tope y vuelta para arriba	4.785 m.
Anchura total	2.412 m.
Altura hasta el capot del motor	2.015 m.
Franqueo encima del piso	0.330 m.
Peso en orden de trabajo repostado y con equipo de herramientas	8,000.00 Kgs.
Distancia exterior entre llantas delanteras y parte posterior	4.100 m.

Velocidades.

En marcha adelante y marcha atrás con el motor girando a pleno gases (2,300 R.P.M.)

Velocidades de trabajo:

1 ^{ra}	5.4 Km/hr.	2 ^{da}	10.2 Km/hr.
-----------------	------------	-----------------	-------------

Velocidades de desplazamiento:

1 ^{ra}	19.7 Km/hr.	2 ^{da}	37.2 Km/hr.
-----------------	-------------	-----------------	-------------

El vehículo está equipado con neumáticos 13.00 - 24.

Motor:

Modelo C03 Var 100
Ciclo Diesel de 4 tiempos e inyección directa.
Número de cilindros 4
Diámetro y carrera de los émbolos 110 x 130 mm.
Cilindrada total 4,930 cm³
Relación de compresión 17.4 a 1
Potencia máxima sin ventilador, filtro de aire y tubo de escape 95 C.V.
Regimen de máxima potencia 2,300 R.P.M.
Potencia al régimen del máximo par 61 C.V.
Régimen de par máximo 1,300 R.P.M.

Tractor Fiat AD - 14

Datos Generales:

Potencia del motor al volante 145 C.V.
Peso en orden de trabajo, repostado 16,500 Kgs.
Anchura de la hoja 3.860 m.

Dimensiones:

Longitud máxima con la hoja recta 4.740 m.
Anchura máxima con la hoja recta 3.860 m.
Anchura del tractor 2.460 m.
Altura hasta el tapón del depósito de combustible 2.130 m.
Luz libre hasta el suelo 0.430 m.
Batalla 2.410 m.
Vía 1.870 m.

Motor:

Tipo Fiat 620.005
Ciclo Diesel de 4 tiempos de inyección directa.
Número de cilindros 6
Diámetro y carrera de los émbolos 130 x 135 mm.
Cilindrada total 10,900 cm³

no se sabe nada

Relación aproximada de compresión	17 a 1
Régimen de máxima potencia	2,000 R.P.M.
Potencia máxima	145 C.V.
Régimen de par máximo	1,200 R.P.M.
Potencia al régimen de par máximo	95 C.V.
Número de apoyo de cigüeñal	7
Peso del motor	1,010 Kgs.

Velocidades:

	I	II	III	IV
Adelante Km/hr.	2.3	3.5	5.3	8.0
Atrás Km/hr.	2.8	4.2	6.4	9.6

Orugas:

Bastidores de cadenas oscilantes, cada uno con 6 rodillos portantes y 2 rodillos de soporte de cadena, todos de lubricación permanente.

Número de zapatas por cadena	39
Anchura de las zapatas	600 mm.
Superficie de apoyo en tierra	28,866 cm ²
Presión sobre el terreno	0.57 Kgs/cm ²
Reglaje de la tensión de las cadenas hidráulico.	
Rueda motriz con corona postiza de 2 piezas.	

Hoja Niveladora Orientable:

Dimensiones:	3,860 x 0.965 m.
Posibilidad de ángulo de la hoja en el plano -- horizontal	25°
Posibilidad de inclinación frontal de la hoja	20°
Posibilidad de inclinación transversal de la -- hoja	7°
Desnivel máximo entre las extremidades de la -- hoja	0.460 m.
Elevación máxima de la hoja sobre el suelo	1.020 m.

Descenso máximo de la hoja bajo el plano del terreno	0.375 m.
Escarificador:	
Cilindro de accionamiento	120 x 360 mm.
Número de dientes	3
Profundidad de penetración	0.340 m.
Altura libre del suelo con los dientes levantados	0.460 m.
Distancia entre dientes	0.450 m.
Peso	1,150 Kgs.

Cálculo de las Capacidades.-

Cargador Frontal.-

Se determina mediante la siguiente fórmula:

$$Q = \frac{3,600 V_c K_l K_d K_u}{t_1} \text{ m}^3/\text{hora}$$

fuerza de proyección

Donde:

- Q = Capacidad en m³ por hora
- V_c = Volumen de la cuchara
- K_l = Factor de llenado de la cuchara
- K_d = Factor de dificultad de carguio.
- K_u = Factor de utilización de la máquina
- t₁ = Duración del ciclo de carguio por palada

Si:

- V_c = 1,240 m³
- K_l = 0.80
- K_d = 0.80

$$K_u = \frac{\frac{V_v t_1}{V_c K_l K_d}}{\frac{V_v t_1}{V_c K_l K_d} + t_2}$$

Donde:

Vv = Capacidad de volquete.

t₂ = Tiempo utilizado para el cambio de un volquete

Reemplazando:

Vv = 4 m³

t₂ = 30 seg.

Se tiene:

$$Ku = \frac{\frac{4 \text{ m}^3 \times 53 \text{ seg}}{1.24 \text{ m}^3 \times 0.80 \times 0.80}}{\frac{4 \text{ m}^3 \times 53 \text{ seg}}{1.24 \text{ m}^3 \times 0.80 \times 0.80} + 30 \text{ seg}} = 0.9$$

t₁ = 53 seg.

Para determinar este tiempo, se ha considerado que el tiempo -- efectivo se incrementa por las demoras que es necesario tomar en cuenta para calcular en su verdadera magnitud, t,

Las demoras se deben al operador y a la máquina. Para el operador normalmente se fija que de 60 minutos solamente trabaja 50 minutos.

Para la máquina por paradas, imprevistos, etc., se fija en 85% del total, el tiempo efectivo de trabajo.

Por lo tanto el factor de demora será de :

$$\left(\frac{60 \text{ min}}{50 \text{ min}} \right) \left(\frac{100 \%}{85 \%} \right) = 1.41$$

En nuestro caso el tiempo del ciclo de carguio, incluido demoras, por palada será de :

$$\frac{2.5 \text{ min}}{4} \times 1.41 = 53 \text{ seg.}$$

Reemplazando se tiene :

$$Q = \frac{3,600 \text{ seg} \times 1.24 \text{ m}^3 \times 0.80 \times 0.80 \times 0.90}{53 \text{ seg.}}$$

$$Q = 47.97 \text{ m}^3/\text{hora} = 48 \text{ m}^3/\text{hora}.$$

Considerando la pérdida de tiempo por falta de volquetes:

$$Q = 48 / \left(\frac{8 \text{ hr}}{7.5 \text{ hr}} \right) = \frac{48}{1.07} = 44.8 \text{ m}^3/\text{hora}$$

Tractor.-

Se determina mediante la siguiente fórmula :

$$Q = \frac{3,600 V \alpha \times K_u \times K_p}{T K_d} \text{ m}^3/\text{hora}$$

Donde :

Q = Capacidad en m^3 por hora

V = Volumen de terreno suelto que se desplaza

α = Factor que considera las pérdidas de material durante su desplazamiento

K_u = Factor de utilización del tiempo

K_p = Factor que considera la pendiente de la zona de trabajo

T = Duración total del ciclo.

K_d = Factor de desgarramiento del suelo.

α = $1 - \beta l$

β = 0.008 a 0.04, valores mayores para tierra suelta seca.

l = Recorrido.

Si :

$$V = 4 \text{ m}^3$$

$$\alpha = 1 - 0.01 \times 20 \text{ m} = 0.8$$

$$K_u = 1/1.41 = 0.70$$

$$K_p = 0.90$$

$$T = 2 \text{ minutos}$$

$$K_d = 1.2$$

Reemplazando se tiene :

$$Q = \frac{3,600 \text{ seg} \times 4 \text{ m}^3 \times 0.8 \times 0.70 \times 0.90}{120 \text{ seg} \times 1.2} = 50.4 \text{ m}^3/\text{hr}.$$

$$Q = 50 \text{ m}^3/\text{hora}.$$

Cálculo del Area de Carguio.-

Para un trabajo eficiente es necesario una área que permita el mejor desempeño de la pala en su Ciclo de Carguío.

Este Ciclo comprende:

- 1.- Llenado de la cuchara.
- 2.- Recorrido desde la carga acumulada hacia el punto de giro, con la cuchara cargada.
- 3.- Recorrido desde el punto de giro hacia la tolva del volquete con la cuchara cargada.
- 4.- Elevación de la cuchara cargada.
- 5.- Descarga de la pala en la tolva del volquete.
- 6.- Recorrido desde la tolva del volquete hacia el punto de giro con la cuchara vacía.
- 7.- Recorrido desde el punto de giro hacia la carga acumulada con la cuchara vacía, a la vez que se desciende la cuchara.

Los tiempos para cada etapa del ciclo son :

- 1.- 7.5 seg.
- 2.- 5.5 seg.
- 3.- 4.5 seg.
- 4.- 6.5 seg.
- 5.- 5.0 seg.
- 6.- 5.0 seg.
- 7.- 4.0 seg.

TOTAL .- 38.0 seg., efectivos sin considerar pérdidas.

El área a calcularse, debe ser el mínimo posible ya que éste se va a utilizar en los bancos para cargar desmonte, no así en el caso del mineral, ya que éste se encuentra al fondo del Pit donde el ancho de trabajo es mayor a 10 metros

En el Carguío, el volquete permanecerá inmóvil y estará colocado diagonalmente al cargador. Este es el que se moverá para cargarlo.

Datos para calcular el área.

Cargador Frontal :

5.30 mts. de largo total

4.10 mts. de largo, desde la parte posterior hasta la parte exterior de las ruedas delanteras.

2.40 mts. de ancho.

Volquete :

6.40 mts. de largo.

2.40 mts. de ancho.

2.30 mts. de alto.

El Cargador Frontal debe efectuar el menor recorrido posible -- para cargar, y el ángulo entre el recorrido hacia el volquete y el -- recorrido hacia la carga acumulada debe de ser 45° . Si el ángulo es mayor el Cargador efectuará un recorrido mayor. Si el ángulo es me-- nor el Cargador no podrá colocarse perpendicularmente al volquete, - que es el modo mas eficiente de vaciar la cuchara. Además se produci-- rán demoras por la estrechez del área de carguío.

La solución se obtiene gráficamente y se muestra a continuación, en la Fig. N° 15

Ciclo de Trabajo.-

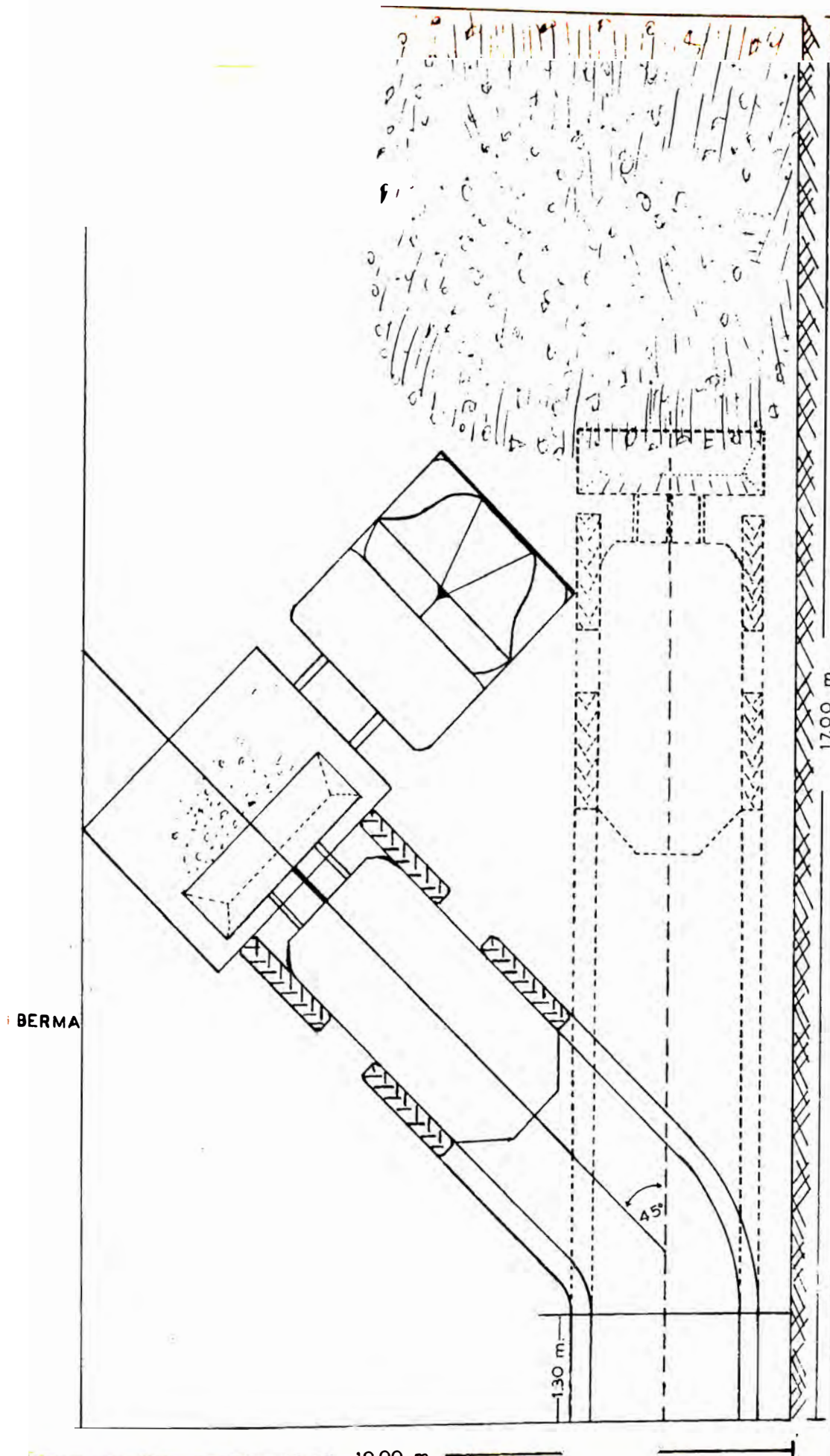
El Tractor trabajará diariamente 16 horas, es decir 2 guardias, para acumular mineral y desmonte, en los lugares de carguío.

Además debe efectuar otros trabajos relacionados con la opera-- ción del Pit como son :

- Abertura y arreglo de carreteras, acondicionamiento de las -- canchas de acumulación de desmonte etc.

Su horario de trabajo comprende de 4 a.m. a 12 m. y de 12 m. a 8 p.m., desde el día lunes hasta el día sábado. El domingo se efec-- tuará el mantenimiento de la máquina.

El Cargador Frontal trabajará 16 horas diarias en el mismo hora-- rio del Tractor.



BANCO SUPERIOR

17.00 m.

130 m.

45°

10.00 m.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
CARGUIO DE VOLQUETES	
Diseñado: C. P. CH.	Escala 1:75
Dibujado: T. M. H.	Fecha XII-1, 1972
MINA ALFAMARCA	Figura N° 15

En estas horas cargará el mineral y el desmante que se ha programado extraer y que previamente el tractor ya lo ha acumulado.

El horario de trabajo comprende desde el lunes hasta el sábado. El domingo conjuntamente con el tractor se efectuará el mantenimiento.

Costos.-

Cargador Frontal.-

Jornales :

2.5 obreros (1 obrero trabaja 50% en ésta máquina y 50% en el tractor).

2.5 x 25 tareas/mes x 180.00 \$/tarea = 11,250.00 \$/mes

Diversas bonificaciones y dominicales = 0.3 x 11,250.00

= 3,375.00 \$/mes

Mensualmente se extraen 5,500 T.M. de mineral y 22,550 T.M. de desmante, en total 28,050 T.M. de material.

$\frac{14,625.00 \$}{28,050 \text{ T.M.}} = 0.52 \$/\text{T.M. de material}$

$\frac{14,625.00 \$}{5,500 \text{ T.M.}} = 2.66 \$/\text{T.M. de mineral}$

Materiales :

Petróleo.

Se consume a razón de : 3.0 x 1.50 (aumento por mayor trabajo)
= 4.5 gal/hora.

En un mes de trabajo : 16 horas/día x 25 días/mes = 400 horas.

$\frac{4.5 \text{ gal/hora} \times 400 \text{ horas}}{28,050 \text{ T.M.}} = 0.064 \text{ gal/T.M. de material}$

$\frac{4.5 \text{ gal/hora} \times 400 \text{ horas}}{5,500 \text{ T.M.}} = 0.33 \text{ gal/T.M. de mineral}$

0.33 gal/T.M. de mineral x 4.86 \$/gal = 1.60 \$/T.M. de mineral.

Aceite :

De acuerdo con los controles de consumo que se llevan se tiene

1.20 \$/T.M. de mineral.

Filtros :

De igual manera se tiene : 1.20 \$/T.M. de mineral.

Uñas :

Un juego de 9, vale 14,149.68 \$, que tiene una duración de: -
2 meses x 16 horas/día x 25 días/mes = 800 horas.

$$\frac{14,149.68 \$}{2 \times 28,050 \text{ T.M.}} = 0.25 \$/\text{T.M. de material}$$

$$\frac{14,149.68 \$}{2 \times 5,500 \text{ T.M.}} = 1.29 \$/\text{T.M. de mineral}$$

Llantas :

Un juego de 4, vale 39,202.16 \$

Su duración es de 5 meses x 16 horas/día x 25 días/mes
= 2,000 horas.

$$\frac{39,202.16 \$}{5 \times 28,050 \text{ T.M.}} = 0.28 \$/\text{T.M. de material}$$

$$\frac{39,202.16 \$}{5 \times 5,500 \text{ T.M.}} = 1.43 \$/\text{T.M. de mineral}$$

Resumen :

Jornales	:	2.66 \$/T.M. de mineral
Materiales	:	8.06 \$/T.M. de mineral
Petróleo	:	1.60 \$/T.M. de mineral
Aceite	:	1.20 \$/T.M. de mineral
Filtros	:	1.20 \$/T.M. de mineral
Uñas	:	1.29 \$/T.M. de mineral
Llantas	:	1.43 \$/T.M. de mineral
Otros	:	<u>1.34 \$/T.M. de mineral</u>
TOTAL	:	10.72 \$/T.M. de mineral

Tractor.-

Jornales :

2.5 obreros, en las mismas condiciones que el Cargador Frontal

Entonces se tiene :

0.52 \$/T.M. de material

2.66 \$/T.M. de mineral

Materiales :

Petróleo.-

Se consume a razón de : 3.5 x 1.50 (aumento por mayor trabajo)

= 5.2 gal/hora.

En un mes trabaja : 16 horas/día x 25 días/mes = 400 horas

$\frac{5.2 \text{ gal/hora} \times 400 \text{ horas}}{28,050 \text{ T.M.}} = 0.075 \text{ gal/T.M. de material}$

$\frac{5.2 \text{ gal/hora} \times 400 \text{ horas}}{5,500 \text{ T.M.}} = 0.38 \text{ gal/T.M. de mineral}$

$0.38 \text{ gal/T.M. de mineral} \times 4.86 \text{ $/gal} = 1.85 \text{ $/T.M. de mineral}$

Aceite :

De acuerdo a nuestros controles de consumo, se tiene :

= 1.20 \$/T.M. de mineral

Filtros :

De igual manera se tiene : = 1.20 \$/T.M. de mineral

Cantoneiras y Cuchilla :

Un juego que consiste de 2 cantoneiras y una cuchilla vale :

15,801.75

Su duración es de : 2 meses x 16 horas/día x 25 días/mes

= 800 horas

$\frac{15,801.75 \text{ $}}{2 \times 28,050 \text{ T.M.}} = 0.28 \text{ $/T.M. de material}$

$\frac{15,801.75 \text{ $}}{2 \times 5,500 \text{ T.M.}} = 1.44 \text{ $/T.M. de mineral}$

Orugas :

Un juego de 2 vale : 134,967.74 \$/, que tiene una duración de : 10 meses x 16 horas/día x 25 días/mes = 4,000 horas

$$\frac{134,967.74 \text{ \$/}}{10 \times 28,050 \text{ T.M.}} = 0.48 \text{ \$/T.M. de material}$$

$$\frac{134,967.74 \text{ \$/}}{10 \times 5,500 \text{ T.M.}} = 2.45 \text{ \$/T.M. de mineral}$$

Resumen :

Jornales	:	2.66 \$/T.M. de mineral
Materiales	:	9.77 \$/T.M. de mineral
Petróleo	:	1.85 \$/T.M. de mineral
Aceite	:	1.20 \$/T.M. de mineral
Filtros	:	1.20 \$/T.M. de mineral
Cantoneras y Cuchillas :		1.44 \$/T.M. de mineral
Orugas	:	2.45 \$/T.M. de mineral
Otros	:	<u>1.63</u> \$/T.M. de mineral
TOTAL	:	12.43 \$/T.M. de mineral

4b-3-c.- TRANSPORTE

El transporte por camiones, es uno de los puntos mas importantes en la Explotación a Cielo Abierto, ya que del Costo de Minado más del 50% le corresponden.

Debido a su alto Costo su utilización es ventajosa, hasta distancias de transporte de 1 a 5 Km. según la capacidad de las máquinas.

Nosotros considerando la cantidad de material a extraer, la duración del trabajo superficial, la gran Inversión que significa utilizar los camiones diseñados especialmente para estos trabajos, la no utilización de estos vehículos en otros trabajos después que la Operación Minera Superficial termine, optamos por utilizar los camiones tipo volquete de características normales.

Estos en nuestro caso tienen, como ventaja su Inversión y su -- versatilidad para utilizarse en distintas clases de trabajo y como -- desventaja principal, tienen que no pueden trabajar al máximo, por -- no ser vehículos apropiados para esta clase de trabajo.

Vamos a considerar en este Título por existir una relación mu-- tua, el diseño de las carreteras, por donde circularán los vehículos que llevarán el mineral a la Planta Concentradora y el desmonte a -- las Canchas de Acumulación.

Se proyectarán 2 ingresos al Pit, los cuales serán:

Por el piso del primer banco, lado NW, mediante un "callejón" - de 50 mts. de largo, que atravesará los bancos SW, aprovechando una depresión en esta zona, para llegar a la superficie inicial.

Esta decisión se ha tomado, con el objeto de tener mayor flexi- bilidad en el Ciclo de Minado y evitar la construcción de un caracol entre el segundo y tercer bancos.

El mineral y el desmonte que corresponden al segundo y tercer - bancos, saldrá por este camino.

Entre el tercer banco y el fondo se construirá un "caracol" para extraer el material de esta zona.

Las Carreteras Exteriores se han construido, para el transporte de camiones y volquetes de características normales años atrás, estan do en la actualidad en servicio.

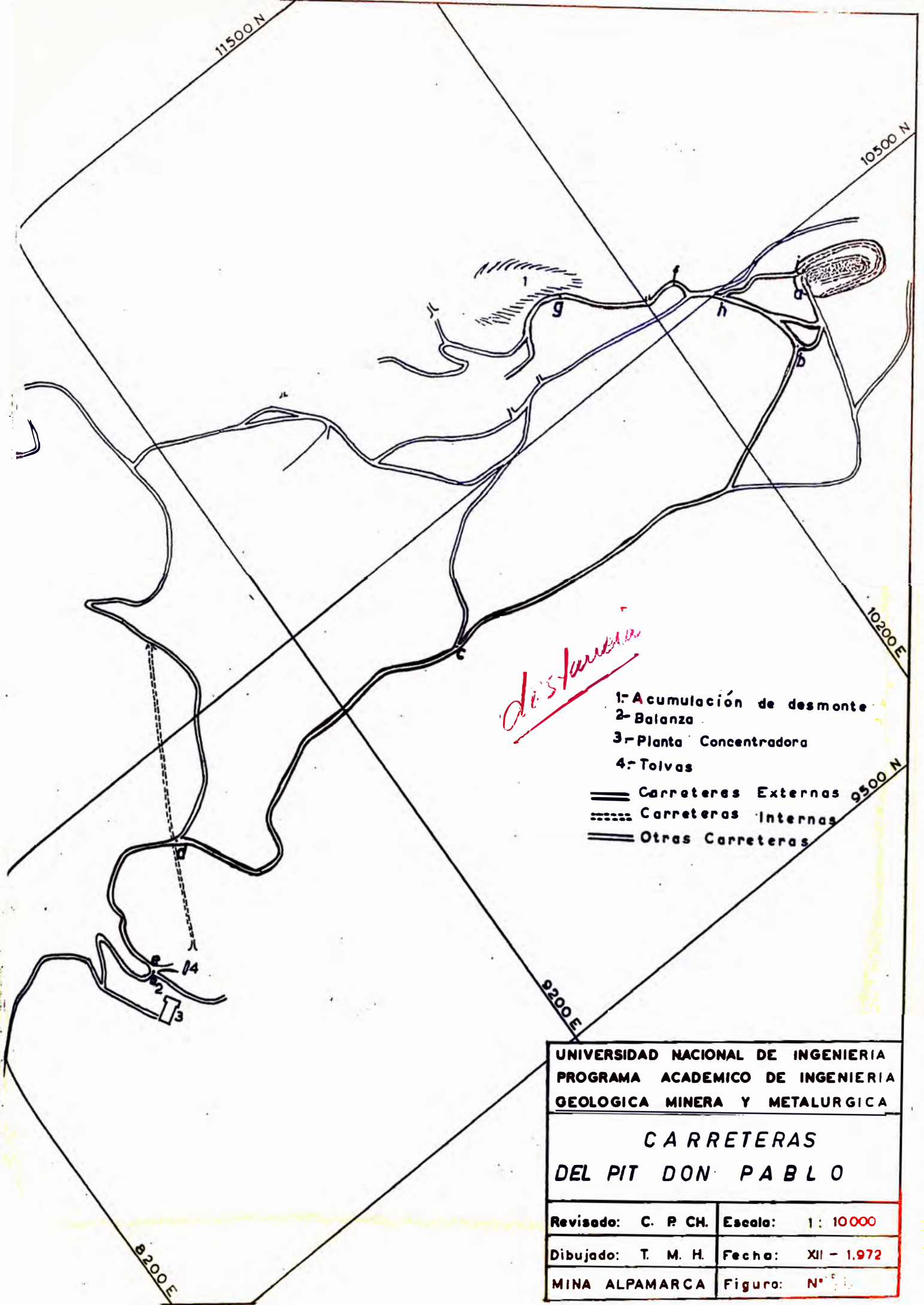
Las Carreteras Interiores del Pit, se unirán a aquellas, median te la construcción de tramos cortos de carreteras.

Se tendrá en cuenta para el diseño de las nuevas carreteras, las características del vehículo que se va a utilizar.

4b-3-c-1.- CARRETERAS

Exteriores e Interiores.-

Esta división se ha efectuado, tomando en cuenta la ubicación - del Pit Don Pablo, ver Fig. N° 16.



distancia

- 1- Acumulación de desmonte
- 2- Balanza
- 3- Planta Concentradora
- 4- Tolvas
- == Carreteras Externas
- Carreteras Internas
- === Otras Carreteras

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CARRETERAS	
DEL PIT DON PABLO	
Revisado: C. P. CH.	Escala: 1 : 10 000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 5

1.- Las exteriores son :

- 1, a la Planta Concentradora
- 2, a los Lugares de Acumulación de desmonte

2.- Las Interiores son :

1, que está desarrollada a lo largo de la parte superior -- del segundo banco, parte NE, SE y SW.

1, que sale del fondo del Pit, lado SW, llega a la parte su perior del tercer banco, lado NE y atravieza el lado SW mediante un callejón de 50 mts.

Todas estas carreteras son afirmadas.

A continuación, se indican las características de cada una de estas vías :

A la Planta Concentradora.

Ancho = 4 mts.

Longitud = 2,350 mts. dividida en :

a₁b = 150 mts, con una pendiente positiva de 7%

bc = 950 mts, con una pendiente negativa de 2%

cd = 900 mts, con una pendiente negativa de 5%

de = 350 mts, con una pendiente positiva de 2%

A los Lugares de Acumulación de desmonte, saliendo por el callejón.

Ancho = 4 mts.

Longitud = 850 mts, dividida en :

a₁b = 150 mts, con una pendiente positiva de 7%

bf = 350 mts, con una pendiente positiva de 2%

fg = 350 mts, con una pendiente positiva de 6%

A los Lugares de Acumulación de desmonte, saliendo de la parte superior del segundo banco.

Ancho = 4 mts.

Longitud = 650 mts, dividida en :

ih = 200 mts, con una pendiente positiva de 5%

hf = 100 mts, con una pendiente positiva de 4%

fg = 350 mts, con una pendiente positiva de 6%.

A lo largo del segundo banco.

Ancho = 11 mts.

Longitud = 400 mts, sin ninguna pendiente.

Caracol, del fondo del Pit, hacia la parte superior del tercer banco, lado NE.

Ancho = 4 mts.

Longitud = 300 mts, dividida en :

Lado SW = 100 mts, con una pendiente positiva de 6%

Extremo SE = 50 mts, con una pendiente positiva de 5%

Lado NE = 100 mts, con una pendiente positiva de 7%

Extremo NW = 50 mts, sin ninguna pendiente.

La figura N° 17, la representa al detalle.

Callejón, del piso del segundo banco, lado SW, hacia el punto - a₁.

Ancho = 4 mts.

Longitud = 50 mts, que corresponde el tramo a-a₁.

Pendientes Permisibles.-

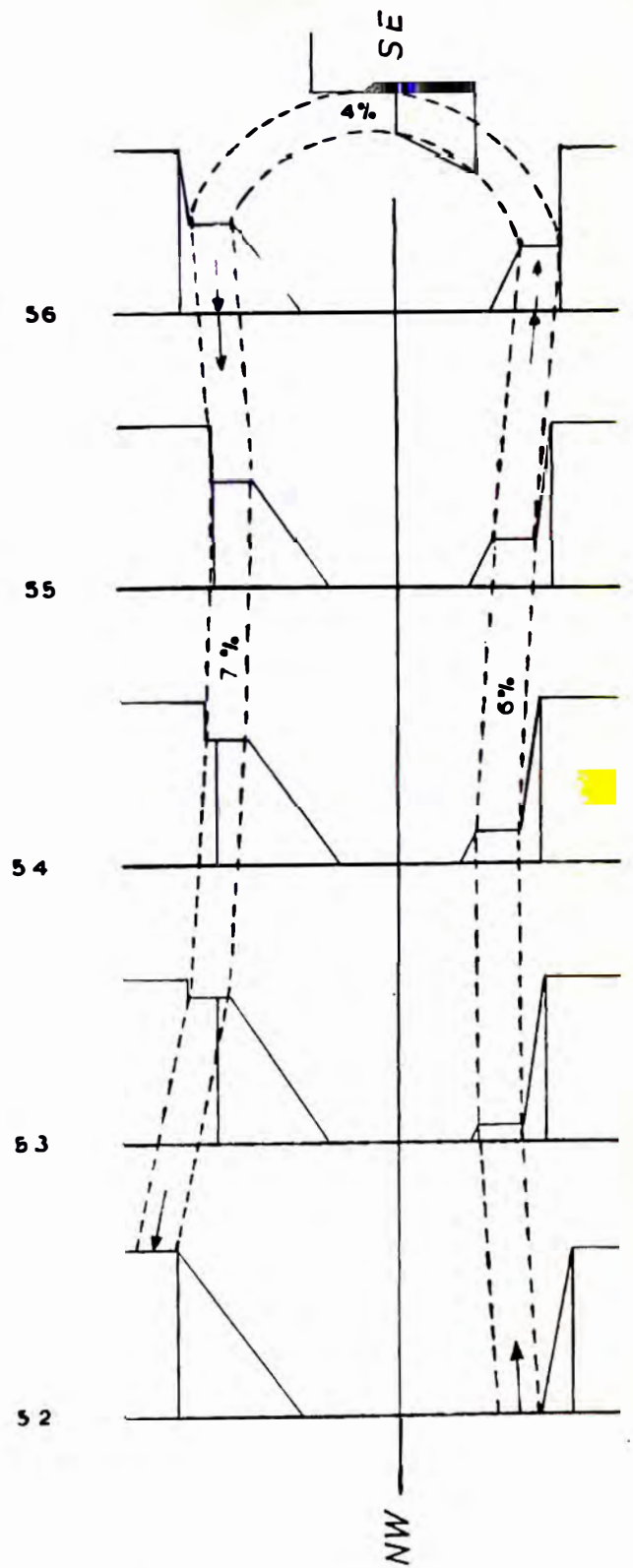
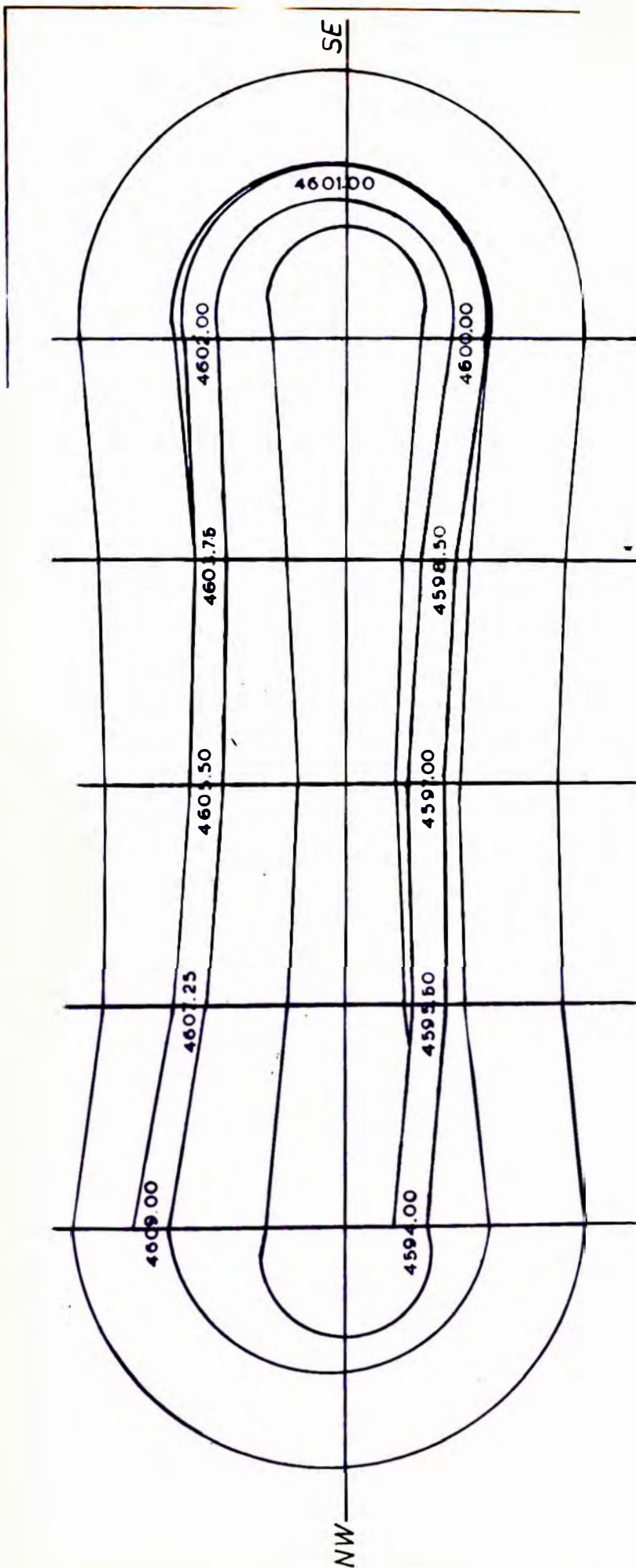
De acuerdo a las observaciones en los desarrollos de los trabajos de transporte, se ha comprobado que los volquetes pueden subir una pendiente de hasta 10%, con 12,600 Kgs. de peso total, en una longitud de 200 mts.

En consecuencia vamos a considerar como pendiente positiva máxima permisible que pueden subir los volquetes, 7%, llevando 12,600 Kgs. de peso total como máximo.

La resistencia al movimiento de los volquetes a causa de la pendiente es :

$$W_1 = Q \operatorname{sen} \alpha = Q \operatorname{tg} \alpha = Q_i$$

$$W_1 = 12,600 \text{ Kgs} \times \frac{7}{100} = 882 \text{ Kgs.}$$



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
 CARACOL PROYECTADO EN EL OPE
 PIT DON PABLO

Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1 : 750
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1971
MINA ALFAMARCA	Figura: N° 17

En lo que respecta a pendientes negativas no se tiene ningún problema ya que solamente la carretera que va a la Planta Concentradora tiene un tramo de 900 mts. con - 5%, que no ocasiona dificultades a los volquetes cargados.

Curvas Permisibles.-

El problema principal se presenta en el caracol proyectado.

Los volquetes necesitan un radio de curvatura mínimo de 12 mts, distancia desde un centro fijado hasta el punto medio de una carretera de 4 mts. de ancho, para trabajar sin perder eficiencia de --- transporte.

En el extremo SE el caracol estará ubicado aproximadamente en la mitad del talud del tercer banco.

En el otro extremo NW, no existen dificultades ya que el caracol dará su segunda vuelta en el piso del tercer banco.

Para nuestro caso el radio de curvatura mínimo que se ha hallado gráficamente es de :

$8.5 \text{ mts} + 3.0 \text{ mts} + 2.0 \text{ mts} = 13.5 \text{ mts}$, valor que sobrepasa el mínimo requerido.

A continuación se incluye el plano correspondiente, en la Fig. N° 18.

4b-3-c-2.-VEHICULOS

Características.-

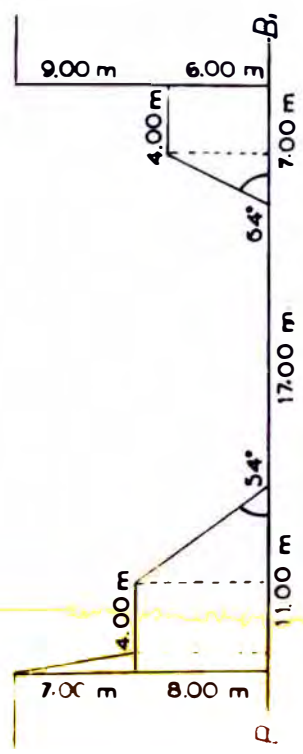
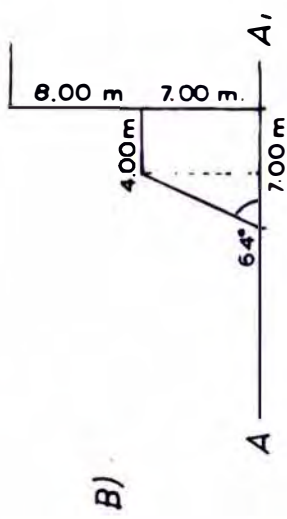
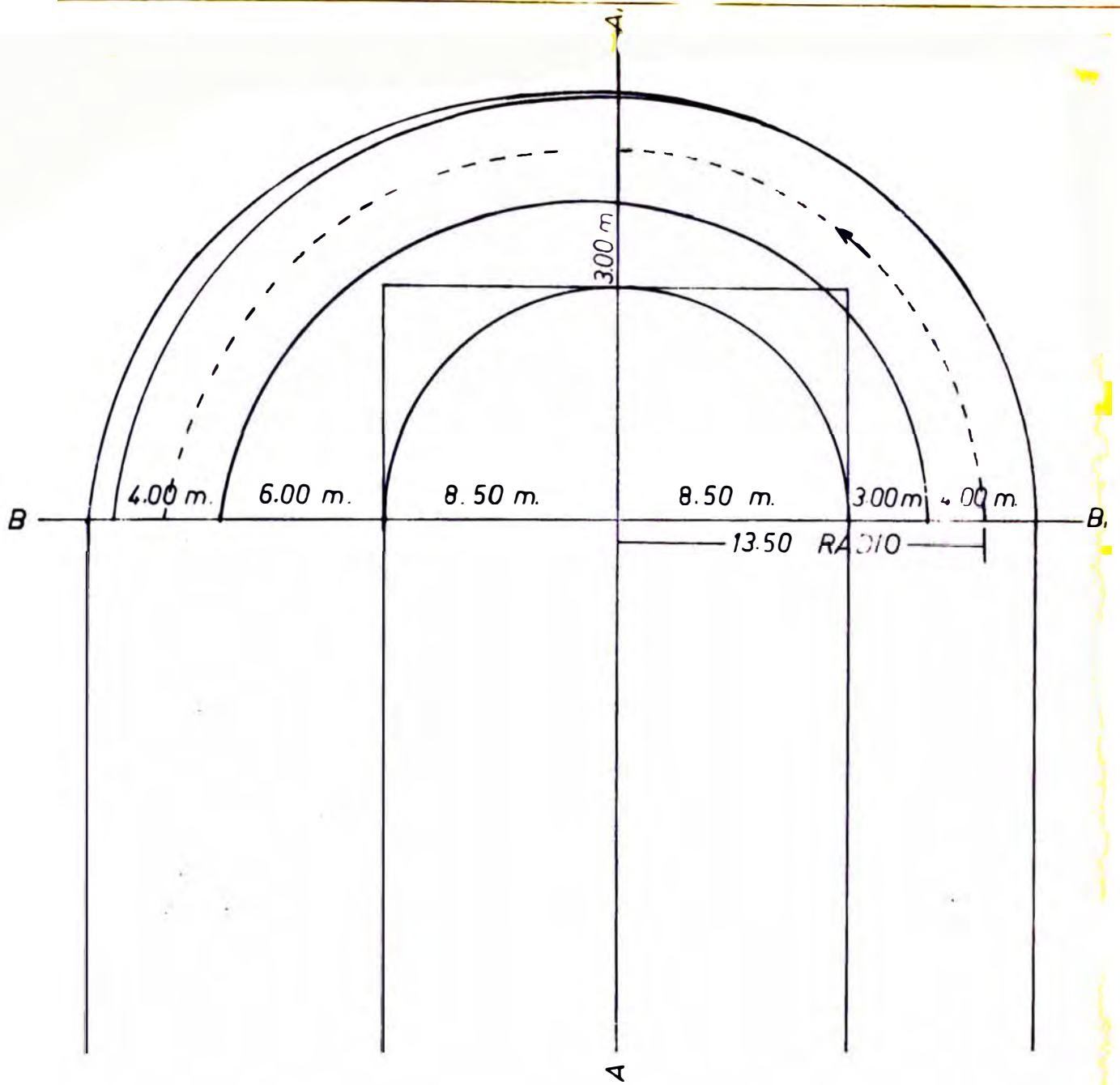
Volquete Dodge D - 500, modelo 1,971

Dimensiones Generales :

Largo total	6.40 mts.
Ancho total	2.40 mts.
Altura total	2.30 mts.

Motor...

A gasolina
 $5,212 \text{ cm}^3$ (318 pulgadas³)



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PAN	
RADIO DE CURVATURA MINIMO DEL	
CARACOL PROYECTADO	
Diseñado C. P. CH.	Escala A) - 1:50
	B) - 1:100
Dibujado T. M. H.	Folio XI
MINA ALPAMARCA	Figura N° 10

8 cilindros en V.

Diámetro interior de los cilindros 99.3 mm.

Carrera 84.0 mm.

Relación de compresión 7.4 a 1

Potencia 186 H.P. a 4,000 R.P.M.

Transmisión.

5 velocidades adelante

1 velocidad atrás

Neumáticos.

6 de 900 - 20

Tara.

5,000 Kgs, incluyendo el tanque lleno de combustible.

Tolva.

Ancho 2.10 mts.

Largo 3.05 mts.

Alto 0.70 mts.

Capacidad 4.5 m³

Capacidad real 4 m³

La tolva es levantada por un pistón hidráulico.

Cálculo de las Capacidades.-

Para determinar estos valores, es necesario primero calcular -- los tiempos que se demoran los volquetes en efectuar un viaje en los diferentes recorridos que van a efectuar.

En todos estos recorridos, la resistencia al rodamiento de los volquetes se considerará igual a:

$$W_o = Q w_o$$

$$W_o = (5,000 \text{ Kgs} + 7,600 \text{ Kgs}) \times 50 \text{ Kgs}/1,000 \text{ Kgs} = 630 \text{ Kgs.}$$

$$= \frac{630 \text{ Kgs}}{12,600 \text{ Kgs}} \times 100 = 5\%$$

Los estudios de tiempo se efectuarán para recorridos a la Planta Concentradora desde el fondo del Pit y a los lugares de Acumulación de Desmonte partiendo también desde el mismo sitio.

Transporte de Mineral a la Planta Concentradora. *distancia*

- 1.- Recorrido: 13.0 minutos, dividido en:
- | | |
|-----------------------|--------------------------------|
| ab = 1.5 minutos | 200 mts/1.5 min. = 8 Km/hora. |
| bc = 3.0 minutos | 950 mts/3.0 min. = 19 Km/hora. |
| cd = 4.5 minutos | 900 mts/4.5 min. = 12 Km/hora. |
| de = 1.0 minuto | 350 mts/1.0 min. = 21 Km/hora. |
| Caracol = 3.0 minutos | 300 mts/3.0 min. = 6 Km/hora. |
- 2.- Pesada: 1.0 minuto
- 3.- Estacionamiento
para descargar: 1.5 minutos
- 4.- Descargado 1.0 minuto
- 5.- Recorrido vacío: 9.5 minutos
- 6.- Estacionamiento
para cargar : 1.5 minutos
- 7.- Cambio de volquete: 0.5 minutos
- 8.- Carguío: 2.5 minutos
- TOTAL 30.5 minutos

Transporte de Desmonte a las Canchas.

- 1.- Recorrido: 9.5 minutos, dividido en:
- | | |
|-----------------------|----------------------------------|
| ab = 1.5 minutos | 200 mts/1.5 min. = 8 Km/hora. |
| bf = 2.0 minutos | 350 mts/2.0 min. = 10.5 Km/hora. |
| fg = 3.0 minutos | 350 mts/3.0 min. = 7 Km/hora. |
| Caracol = 3.0 minutos | 300 mts/3.0 min. = 6 Km/hora. |
- 2.- Estacionamiento
para descargar: 1.0 minutos.
- 3.- Descargado: 1.0 minutos.
- 4.- Recorrido vacío 5.5 minutos.
- 5.- Estacionamiento
para cargar : 1.5 minutos.

6.- Cambio de Volquete:	0.5 minutos.
7.- Carguío	2.5 minutos.
TOTAL	21.5 minutos.

Estos tiempos se pueden dividir en tiempo fijo y en tiempo variable.

En el caso de Transporte de Mineral.

Tiempo Fijo :

1.- Carguío.

El cargador llena un volquete con 4 cucharadas.

4 cucharadas x 37.5 seg/cuch.	=	2.5 minutos.
Cambio de volquete	=	0.5 minutos.
TOTAL	=	3.0 minutos.

Incluyendo demoras :

$$3.0 \times 1.41 = 4.23 \text{ minutos.}$$

2.- Transporte :

Pesada	=	1.0 minuto.
Estacionamiento para descargar	=	1.5 minutos.
Descargado	=	1.0 minuto.
Estacionamiento para cargar	=	1.5 minutos.
TOTAL	=	5.0 minutos.

Incluyendo demoras :

$$5.0 \times 1.41 = 7.05 \text{ minutos.}$$

$$\text{Total Tiempo Fijo} = 11.28 \text{ minutos.}$$

Tiempo Variable :

Comprende el tiempo que utiliza el volquete en recorrer la distancia entre Don Pablo y la Planta Concentradora, tanto con carga, como sin ella.

Volquete cargado	13.0 minutos.
Volquete vacío	9.5 minutos.
TOTAL	22.5 minutos.

El transporte realmente se efectúa en 7.5 horas en una guardia de 8 horas, debido a que los volquetes deben aprovisionarse de gasolina en el almacén, distante 3 Kms de Don Pablo.

El factor por ausencia de volquetes será entonces :

$$\frac{8 \text{ horas}}{7.5 \text{ horas}} = 1.07$$

En resumen :

Tiempo Fijo 11.28 minutos.

Carguío 4.23 minutos

Transporte 7.05 minutos

Tiempo Variable 22.50 minutos.

Tiempo Total/Viaje 33.78 minutos.

Considerando el factor por ausencia de volquetes.

$$33.78 \times 1.07 = 36.14 \text{ minutos.}$$

$$\text{Capacidad/hora} = 4 \text{ m}^3 \times \frac{60 \text{ minutos/hr.}}{36.14 \text{ minutos.}} = 6.64 \text{ m}^3/\text{hr}$$

En el caso de Transporte de Desmorte.

Tiempo Fijo :

1.- Carguío.

$$4 \text{ cucharadas} \times 37.5 \text{ seg/cuch.} = 2.5 \text{ minutos.}$$

$$\text{Cambio de Volquete} = 0.5 \text{ minutos.}$$

$$\text{TOTAL} = 3.0 \text{ minutos.}$$

Incluyendo demoras :

$$3.0 \times 1.41 = 4.23 \text{ minutos.}$$

2.- Transporte.

$$\text{Estacionamiento para descargar} = 1.0 \text{ minutos.}$$

$$\text{Descargado} = 1.0 \text{ minuto.}$$

$$\text{Estacionamiento para cargar} = 1.5 \text{ minutos.}$$

$$\text{TOTAL} = 3.5 \text{ minutos.}$$

Incluyendo demoras :

$$3.5 \times 1.41 = 4.93 \text{ minutos.}$$

$$\text{Total tiempo Fijo} = 9.16 \text{ minutos.}$$

Tiempo Variable :

Comprende el tiempo que utiliza el volquete en recorrer la distancia entre Don Pablo y la Cancha de Desmorte, tanto con carga, como sin ella.

Volquete cargado	9.5 minutos.
Volquete vacío	5.5 minutos.
TOTAL	15.0 minutos.

En resumen :

Tiempo Fijo :	9.16 minutos.
Carguío	4.23 minutos.
Transporte	4.93 minutos.
Tiempo Variable :	15.00 minutos.
Tiempo Total/Viaje	24.16 minutos.

Considerando el factor por ausencia de volquetes.

$$24.16 \times 1.07 = 25.85 \text{ minutos.}$$

$$\text{Capacidad/hora} = 4 \text{ m}^3 \times \frac{60 \text{ minutos/hr.}}{25.85 \text{ minutos}} = 9.28 \text{ m}^3/\text{hora.}$$

Determinación del Número que se Requiere.- *que significa*

Como se ha observado, los cálculos que se han efectuado consideran las capacidades en m³ por hora de mineral y desmorte.

Este material es roto y húmedo.

Es necesario encontrar entonces su equivalencia con el material in situ, es decir sin romper y sin humedad, antes de proceder a desarrollar el presente punto.

Mineral.

Sea X el volumen de un determinado peso con 3% de humedad y -- con una densidad de 1.9 T.M./m³.

$$\begin{aligned} \text{Peso Total} &= \text{Peso suelto seco} + \text{Peso agua} \\ \text{Peso suelto seco} &= 1.9 X - 0.03 \times 1.9 X \\ &= 1.843 X. \end{aligned}$$

Suponiendo que el mineral al romperse aumente su volumen mante-

de mineral o desmorte en el peso

lo mismo? -95-

niendo su peso se tiene :

$$\text{Peso in situ, seco} = 1.847 X$$

Desmante.

Si Y es el volumen de un determinado peso con 3% de humedad y - con una densidad de 1.7 T.M./m³, se tiene :

$$\begin{aligned} \text{Peso suelto seco} &= 1.7 Y - 0.03 \times 1.7 Y \\ &= 1.649 Y \end{aligned}$$

Asumiendo lo mismo que para el mineral tenemos :

$$\text{Peso in situ, seco} = 1.649 Y.$$

El cálculo para encontrar el Número de Volquetes, que se necesita, relaciona capacidades de éstos, del Cargador Frontal, cantidad de mineral y desmante a extraerse por día, duración del trabajo tanto en mineral como en desmante en las horas programadas en un día.

Datos :

Capacidad volquete mineral	=	6.6 m ³ /hora.
Capacidad volquete desmante	=	9.3 m ³ /hora.
Capacidad del Cargador Frontal	=	44.8 m ³ /hora.

Haciendo :

X = Cantidad de volquetes que se necesita.

M = Cantidad de mineral roto y húmedo a extraerse en m³/día.

D = Cantidad de desmante roto y húmedo a extraerse en m³/día.

Y = Tiempo en horas, para cargar mineral en un día. ✓

Z = Tiempo en horas, para cargar desmante en un día. ✓

Entonces :

$$M = 6.6 \text{ m}^3/\text{hora} \times Y \text{ horas} \times X \text{ volquetes.}$$

$$D = 9.3 \text{ m}^3/\text{hora} \times Z \text{ horas} \times X \text{ volquetes.}$$

$$MD = 6.6 \times 9.3 \times YZ X^2$$

$$MD = 61.38 Y Z X^2$$

$$X^2 = \frac{M D}{61.38 Y Z}$$

volquetes²

(1)

procedencia de la fórmula

De otro lado :

$$M+D = 44.8 \text{ m}^3/\text{hora} \text{ (Y horas + Z horas)}.$$

$$Y+Z = \left(\frac{M+D}{44.8} \right) \times \text{horas} \quad (2)$$

Para nosotros :

$$M = \frac{220 \text{ T.M.S./día}}{1.843 \text{ T.M.S./m}^3 \text{ H.}} = 119.4 \text{ m}^3 \text{ H./día.}$$

unidades, pfo

$$D = \frac{902 \text{ T.M.S./día}}{1.649 \text{ T.M.S./M}^3 \text{ H.}} = 550.0 \text{ M}^3 \text{ H./día.}$$

Los volúmenes in situ son :

$$\text{Mineral} = 220 \text{ T.M.S./}2.8 \text{ T.M.S./M}^3 = 78.5 \text{ M}^3$$
$$\text{Desmonte} = 902 \text{ T.M.S./}2.5 \text{ T.M.S./M}^3 = 362.8 \text{ M}^3$$

Por lo tanto, los aumentos de volúmenes serán :

$$\text{Mineral} = 119.4/78.5 = 1.52 \text{ ó } 52\%$$
$$\text{Desmonte} = 550.0/362.8 = 1.51 \text{ ó } 51\%$$

Reemplazando en (1) :

$$X^2 = \frac{119.4 \times 550.0}{61.38 \text{ Y Z}} = \frac{1,069.9}{\text{Y Z}}$$

Reemplazando en (2) :

$$Y+Z = \frac{119.4 + 550.0}{44.8} = \frac{669.4}{44.8} = 14.9 \text{ horas.}$$

Finalmente tenemos :

$$X^2 = \frac{1,069.9}{\text{Y (14.9 - Y)}}$$

Los valores de Y y de Z deben satisfacer las expresiones de M y D. Después de varios tanteos se obtuvo:

$$\text{para Y} = 3.5 \text{ horas.}$$

$$X^2 = \frac{1,069.9}{3.5 (14.9 - 3.5)} = \frac{1,069.9}{3.5 \times 11.4} = 26.8$$

*Y notiene
volquetes
en stand-by*

X = 5.1 volquetes.

En resumen, se necesitarán 5 volquetes que trabajarán 3.5 horas en el transporte de mineral y 11.4 horas en el transporte de desmonte o sea 14.9 horas diarias.

El Cargador Frontal trabajará también 14.9 horas diarias.

Estas horas se cumplirán en 2 guardias de 8 horas cada una.

Ciclo de Trabajo.-

Los volquetes trabajarán en el mismo horario que el cargador -- frontal.

Desde las 4 a.m. hasta las 8 a.m. transportarán desmonte.

Desde las 8 a.m. hasta las 12 m. transportarán mineral.

La guardia de 12 m. a 8 p.m. se dedicará a extraer desmonte exclusivamente.

Semanalmente, los días domingos, se efectuará el mantenimiento de la flota.

Los vehículos trabajarán de lunes a sábado.

Costos.-

Jornales :

11 obreros x 25 tareas/mes x 180.00 \$/tarea = 49,500.00 \$/mes

Diversas bonificaciones y dominicales = 0.3 x 49,500.00 \$/
= 14,850.00 \$/mes.

$\frac{64,350.00 \$}{28,050 \text{ T.M.}}$ = 2.29 \$/T.M. de material

$\frac{64,350.00 \$}{5,500 \text{ T.M.}}$ = 11.70 \$/T.M. de mineral.

Materiales :

Gasolina.

Se consume a razón de : 2.0 gal/hora/volquete x 5 volquetes
= 10.0 gal/hora.

En un mes trabajan : 16 horas/día x 25 días/mes/volquete
x 5 volquetes = 2,000 horas.

$$\frac{10 \text{ gal/hora} \times 2,000 \text{ horas}}{28,050 \text{ T.M.}} = 0.71 \text{ gal/T.M. de material}$$

$$\frac{10 \text{ gal/hora} \times 2,000 \text{ horas}}{5,500 \text{ T.M.}} = 3.64 \text{ gal/T.M. de mineral}$$

$$3.64 \text{ gal/T.M. de mineral} \times 6.20 \text{ \$/gal} \\ = 22.57 \text{ \$/T.M. de mineral}$$

Aceite :

De acuerdo a nuestro record de consumo se tiene :

$$5 \text{ volquetes} \times 1.50 \text{ \$/T.M. de mineral} \\ = 7.50 \text{ \$/T.M. de mineral}$$

Filtros :

De igual manera tenemos :

$$5 \text{ volquetes} \times 0.40 \text{ \$/T.M. de mineral} \\ = 2.00 \text{ \$/T.M. de mineral}$$

Llantas :

Un juego de 6 vale 24,871.56 \$/

Su duración es de 6 meses x 16 horas/día x 25 días/mes
= 2,400 horas

$$\frac{24,871.56 \text{ \$/volquete}}{6 \times 28,050 \text{ T.M./5 volqts.}} \times 5 = 3.70 \text{ \$/T.M. de material}$$

$$\frac{24,871.56 \text{ \$/volquete}}{6 \times 5,500 \text{ T.M./5 volqts.}} \times 5 = 18.85 \text{ \$/T.M. de mineral}$$

Muelles :

Un juego de cuatro paquetes vale 9,576.00 \$/

Su duración es de 5 meses x 16 horas/día x 25 días/mes
= 2,000 horas.

$$\frac{9,576.00 \text{ \$/volquete}}{5 \times 28,050 \text{ T.M./5 volqts.}} \times 5 = 1.70 \text{ \$/T.M. de material}$$

$$\frac{9,576.00 \text{ S\$/volquete}}{5 \times 5,500 \text{ T.M./5 volqts.}} \times 5 = 8.70 \text{ S\$/T.M. de mineral}$$

Resumen :

Jornales	:	11.70 S\\$/T.M. de mineral
Materiales	:	71.54 S\\$/T.M. de mineral
Gasolina	:	22.57 S\\$/T.M. de mineral
Aceite	:	7.50 S\\$/T.M. de mineral
Filtros	:	2.00 S\\$/T.M. de mineral
Llantas	:	18.85 S\\$/T.M. de mineral
Muelles	:	8.70 S\\$/T.M. de mineral
Otros	:	<u>11.92 S\\$/T.M. de mineral</u>
TOTAL	:	83.24 S\\$/T.M. de mineral

4b-4.- OTROS

Se considera en este Título, puntos que son necesarios para el mejor trabajo de Explotación en el Pit.

Sus planeamientos requieren mucho cuidado, ya que sinó puede - crear problemas serios en el trabajo programado del Pit.

Acumulación de Desmonte.-

Para ésto, se ha designado los huecos dejados por los trabajos subterráneos, cercanos al campamento de Gran Volcán, distanciado -- 900 mts. aproximadamente del Pit.

Se ha calculado extraer mas ó menos 818,000 T.M. de desmonte, de las cuales el 50% se utilizará para rellenar los trabajos de minado subterráneo que se están efectuando en Alpamarca.

Las chimeneas levantadas en lugares apropiados, que salen a la superficie, facilitan este trabajo.

El 50 % restante del desmonte, se acumulará en los huecos nombrados anteriormente.

Se han programado varios pisos de acumulación con el objeto de facilitar este trabajo.

Diariamente el tractor empujará el desmonte hacia el borde con el fin de avanzar los pisos de acumulación.

La accesibilidad de estos sitios, requieren caminos sencillos que se efectuarán a la par que se rellenan los vacíos existentes.

Drenajes.-

Fuera del Pit, y alrededor de éste, se efectuarán los siguientes trabajos :

Lado NE, una zanja, a lo largo de ésta, ya que el agua de lluvia corre del cerro de este lado hacia el fondo del Pit. La caída de este canal será hacia el lado SE.

Lado SW, no tiene problemas ya que el agua corre hacia una hon donada situada detrás de este lado.

Lado NW, una zanja, a lo largo de ésta, con caída al SW.

Lado SE, no tiene problemas, ya que el agua tiene caída natural al SW.

Dentro del Pit, en la zona mineralizada o sea al fondo, existen chimeneas levantadas desde el nivel 300 y nivel 400.

Entre las secciones 51 y 52 una de ellas está levantada del nivel 300, y actualmente se está levantando otra del nivel 400.

Entre las secciones 54 y 55, está situada otra que viene del nivel 400.

Estas sirven como tragaderos de agua, las cunetas ubicadas en lugares apropiados llevarán el agua de lluvia a estos sitios.

4b-5.-PLANEAMIENTO POR AÑOS.

Mineral y Desmonte Extraído por Años.-

De acuerdo al diseño D, Fig. N° 12, se deben extraer 200,000 T.M.S. de mineral y 818,000 T.M.S. de desmonte, en total :

1'018,000 T.M.S. de material, en los tres años de vida programada.

El material se encuentra distribuído así :

Primer banco :

48,300.0 T.M.S. de mineral ó 17,250 m³
497,375.0 T.M.S. de desmonte ó 198,950 m³

Segundo banco :

75,150.0 T.M.S. de mineral ó 26,839 m³
281,312.5 T.M.S. de desmonte ó 112,525 m³

Tercer banco :

76,550.0 T.M.S. de mineral ó 27,339 m³
39,312.5 T.M.S. de desmonte ó 15,725 m³

Volumen total :

71,428 m³ de mineral
327,200 m³ de desmonte
398,628 m³ de material

MINERAL

Tomando en cuenta el Proyecto, se debe extraer :

220 T.M.S. de mineral/día x 25 días/mes x 12 meses =
66,000 T.M. de mineral al año aproximadamente.

Como se vé, el primer banco tiene cubicado menor cantidad de mineral que el pedido, mientras que los otros bancos tienen mayor cantidad de mineral que aquel.

A continuación se va a determinar las profundidades a la que se debe llegar en cada año, para extraer la cantidad de mineral programado.

Vamos a empezar del banco N° 3, por ser el que está al fondo del Pit.

$$\text{Ancho promedio de mineral} \times \text{Altura} \times \text{Longitud} \times 2.8 \text{ T.M./m}^3 \\ = 76,550 \text{ T.M.}$$

$$\text{Ancho promedio de mineral} = \frac{76,550 \text{ T. M.}}{15 \text{ mts} \times 125 \text{ mts} \times 2.8 \text{ T.M./m}^3} \\ = 14.60 \text{ mts.}$$

Para 66,000 T. M. de mineral que se va ha extraer en el tercer año.

$$\text{Altura} = \frac{66,000 \text{ T. M.}}{14.60 \text{ mts} \times 125 \text{ mts} \times 2.8 \text{ T.M./m}^3} = 12.90 \text{ mts.}$$

$$\text{Exceso} = 76,550 - 66,000 = 10,550 \text{ T.M. de mineral}$$

Que corresponden a 15.00 mts - 12.90 mts = 2.10 mts de altura que debe extraerse en el segundo año.

Banco 2

De éste, se necesita : 66,000 - 10,550 = 55,450 T.M. de mineral que se va ha extraer en el segundo año.

Procediendo como en el caso anterior :

$$\begin{aligned} \text{Ancho Promedio de mineral} &= \frac{75,150 \text{ T.M.}}{15 \text{ mts} \times 125 \text{ mts} \times 2.8 \text{ T.M./m}^3} \\ &= 14.30 \text{ mts.} \end{aligned}$$

$$\text{Altura} = \frac{55,450 \text{ T. M.}}{14.30 \text{ mts} \times 125 \text{ mts} \times 2.8 \text{ T.M./m}^3} = 11.10 \text{ mts.}$$

Banco 1

El exceso del banco 2, que debe extraerse en el primer año es:

$$\begin{aligned} 75,150 - 55,450 &= 14.30 \text{ mts} \quad (15.00 - 11.10) \text{ mts} \times \\ 2.8 \text{ T.M./m}^3 &= 19,700 \text{ T.M.} \end{aligned}$$

En total se va a extraer en el primer año :

$$19,700 + 48,300 = 68,000 \text{ T.M. de mineral}$$

Resumen :

Primer año 68,000 T.M. de mineral, 4 mts debajo del primer --- banco.

Segundo año 66,000 T.M. de mineral, 2 mts debajo del segundo banco.

Tercer año 66,000 T.M. de mineral, hasta el fondo del Pit.

DESMONTE

En lo que respecta al desmonte, en el primer año debe extraerse la mayor cantidad posible aprovechando la mayor eficiencia en el

transporte debido a que los trabajos están relativamente cercanos a la superficie.

En el segundo año se va a fijar como Relación de Desbroce el valor de 4.1, y en el tercer año por mayores dificultades en el transporte por la profundidad, la Relación de Desbroce debe ser menor de 4.1. *cuanto ?*

A continuación vamos a calcular la cantidad de desmonte que debe extraerse en cada año.

La Relación de Desbroce en el primer año, debe ser menor que la Relación de Desbroce Crítica que ya ha sido calculada y que es igual a 6.0.

Además, debe estar de acuerdo con las capacidades de los vehículos de transporte y la máquina cargadora.

Suponiendo una Relación de Desbroce de 5.5, y reemplazando en las fórmulas obtenidas en el Capítulo de Transporte, tenemos: *→ mo H. y Cap. Trans.*

Mineral = 220 T.M./día = 119.4 m³ H./día *Pe = 2.2*

Desmonte = 1,210 T.M./día = 733.8 m³ H./día *Pe = 1.7*

Y+Z = $\frac{119.4 + 733.8}{44.8}$ = 19 horas

Fijando Y = 3.5 horas, que corresponden al Carguío y Transporte de mineral se tiene :

$X^2 = \frac{119.4 \times 733.8}{61.38(Y)Z} = \frac{119.4 \times 733.8}{61.38 \times 3.5(19.0 - 3.5)} = 26.3$

X = 5.1 volquetes. *ojo*

Los resultados indican que estamos dentro de las capacidades de la máquina cargadora y vehículos.

El desmonte a extraerse en el primer año sera :

68,000 x 5.5 = 374,000 T.M.

Quedando para el segundo año :

497,375 - 374,000 = 123,375 T.M.

En el segundo año hasta el segundo banco habrá :

123,375 T.M. + 281,312.5 TM. (2do. banco) = 404,687.5 T.M.

De las cuales se extraerán :

66,000 x 4.1 = 270,600 T.M.

Quedando para el tercer año :

404,687.5 - 270,600 = 134,087.5 T.M.

En el tercer año se tendrá :

134,087.5 + 39,312.5 TM. (3er. banco) = 173,400 T.M. los cuales -
se extraerán íntegramente.

Resumen Total :

	Mineral	Desmante	Relación de Desbroce
Primer año	68,000 T.M.	374,000 T.M.	5.5
Segundo año	66,000 T.M.	270,600 T.M.	4.1
Tercer año	66,000 T.M.	173,400 T.M.	2.6
TOTAL	200,000 T.M.	818,000 T.M.	4.1

En los meses de invierno, por las dificultades propias de esta estación, la extracción bajará pero se recuperará en los demás meses del año, de manera que se extraiga en el año lo programado.

La figura N° 19, muestra los planos correspondientes.

4b-6.- PRINCIPALES CONTROLES

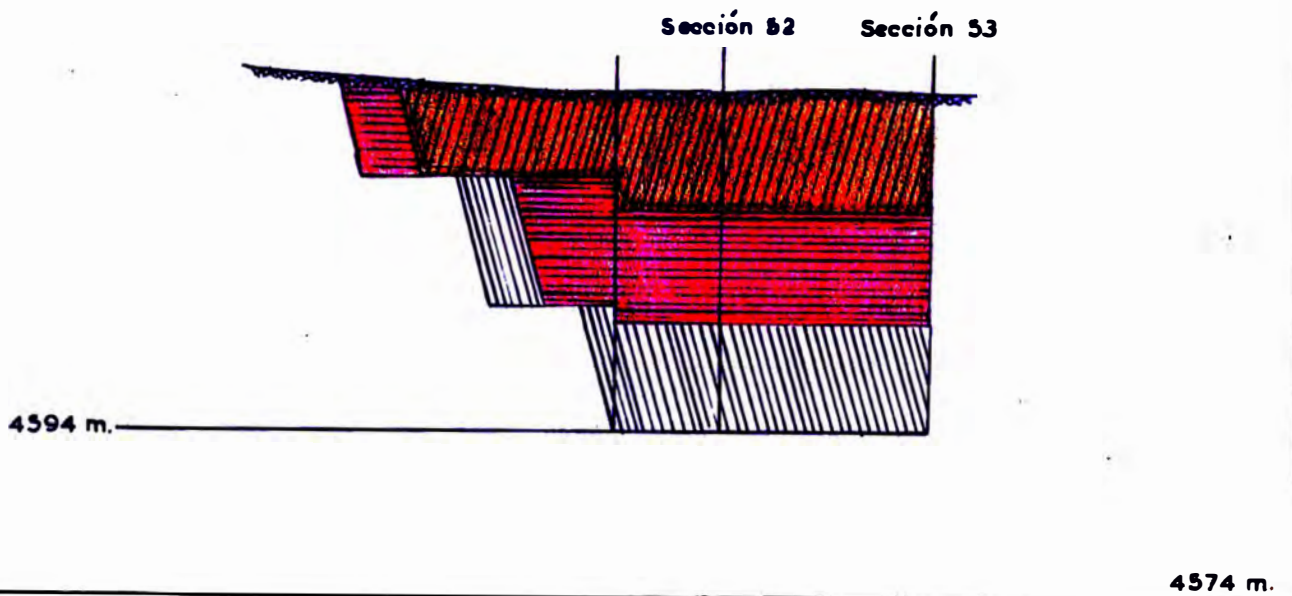
Avances.-

Se efectuará por medio de la sección de Topografía.

Esta ubicará en el terreno los límites hasta donde deben ser minados los bancos en el año, de acuerdo al Planeamiento de Minado.

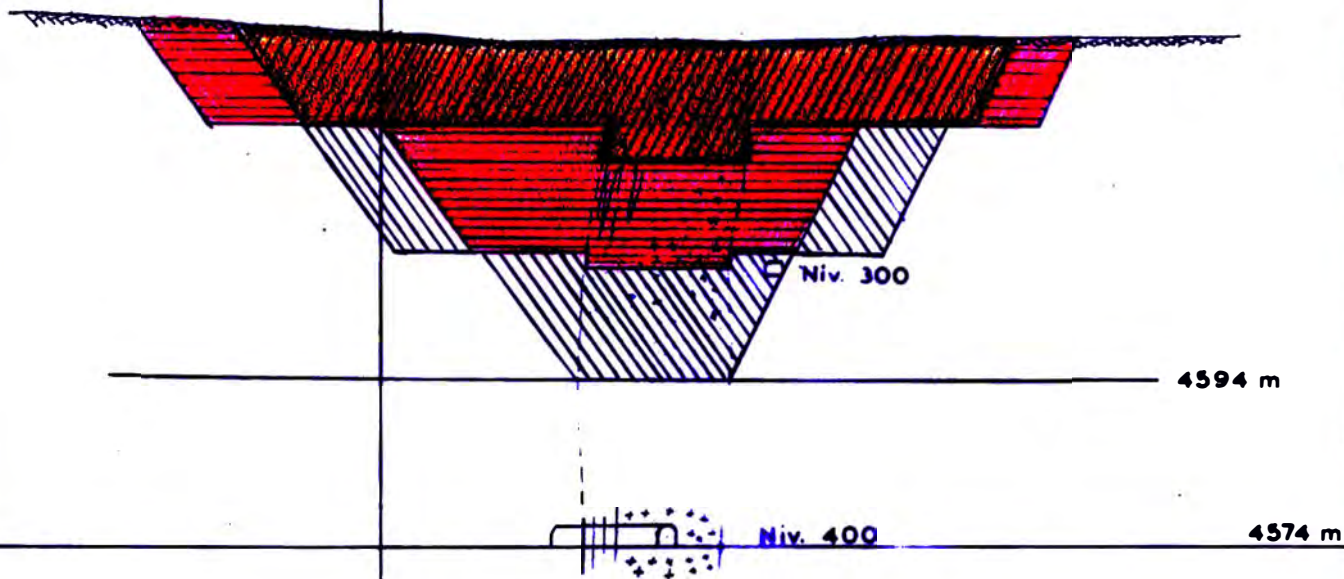
Simultáneamente al ubicar estas líneas, que se denominan Líneas de Cresta, se colocarán estacas las cuales indicarán la diferencia de elevación entre niveles, para que el nivel inferior una vez que se haya limpiado los disparos, quede en su cota prevista.

Mensualmente se harán levantamientos para medir los avances y compararlos con el Planeamiento de Minado del Año.



- PRIMER AÑO
- SEGUNDO AÑO
- TERCER AÑO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
PLANEAMIENTO DE MINADO POR AÑOS	
DEL PIT DON PABLO	
Sección :	X - X. - D
Extremo :	NW
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1: 1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 19-1



- PRIMER AÑO
- SEGUNDO AÑO
- TERCER AÑO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

PLANEAMIENTO DE MINADO POR AÑOS
 DEL PIT DON PABLO

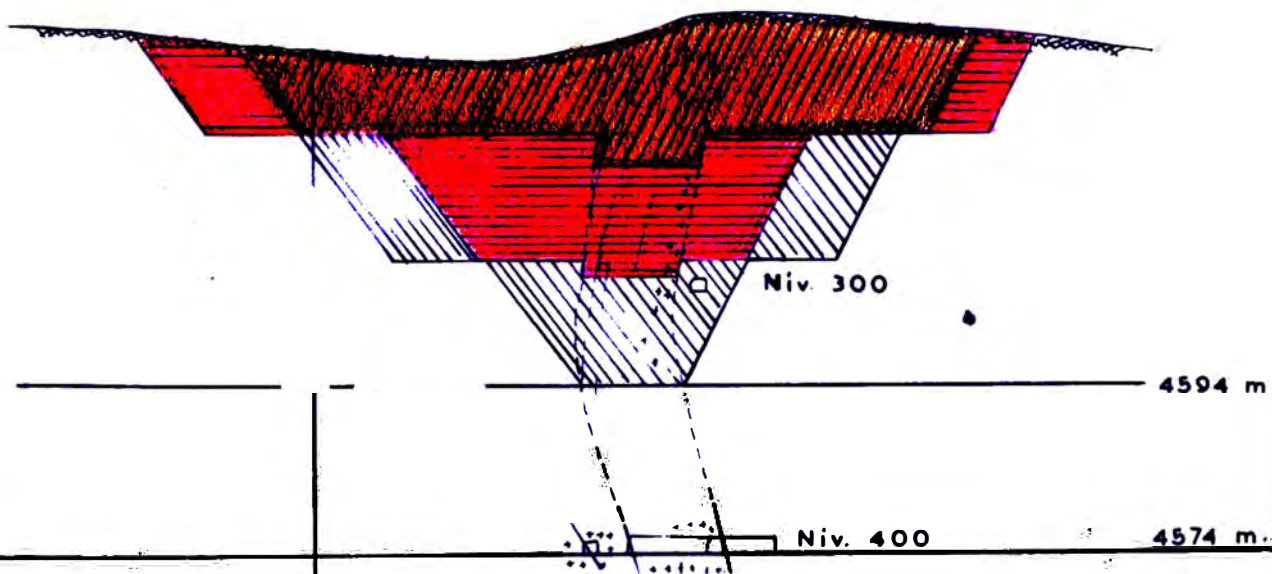
Sección: N° 52-D




Mirando: NE - SW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

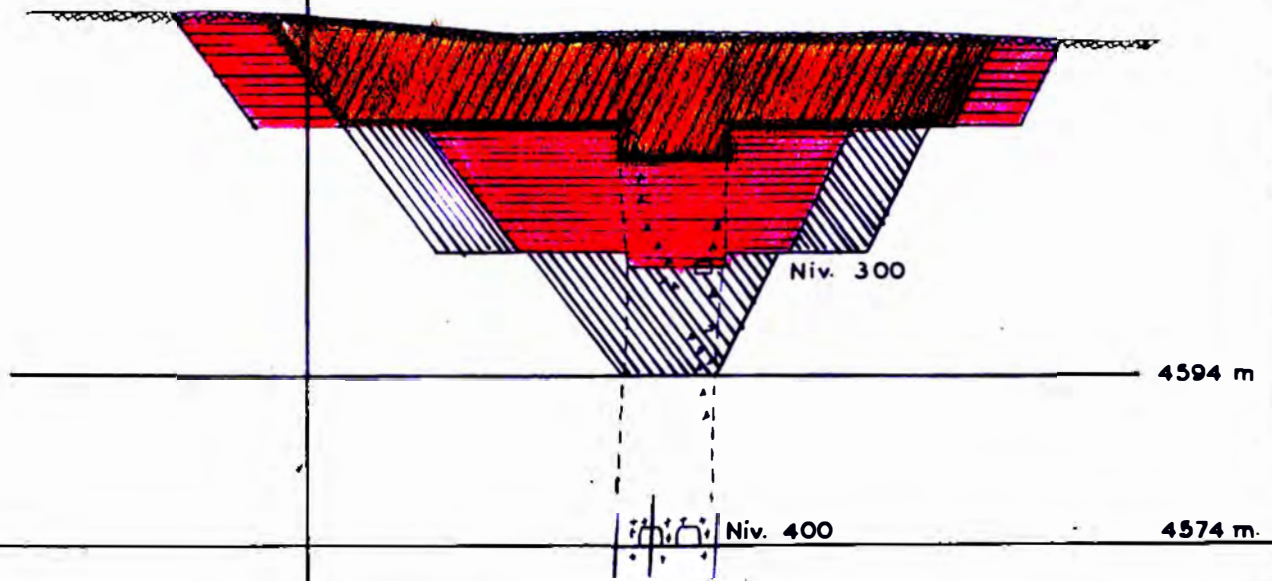
Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1,972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 19



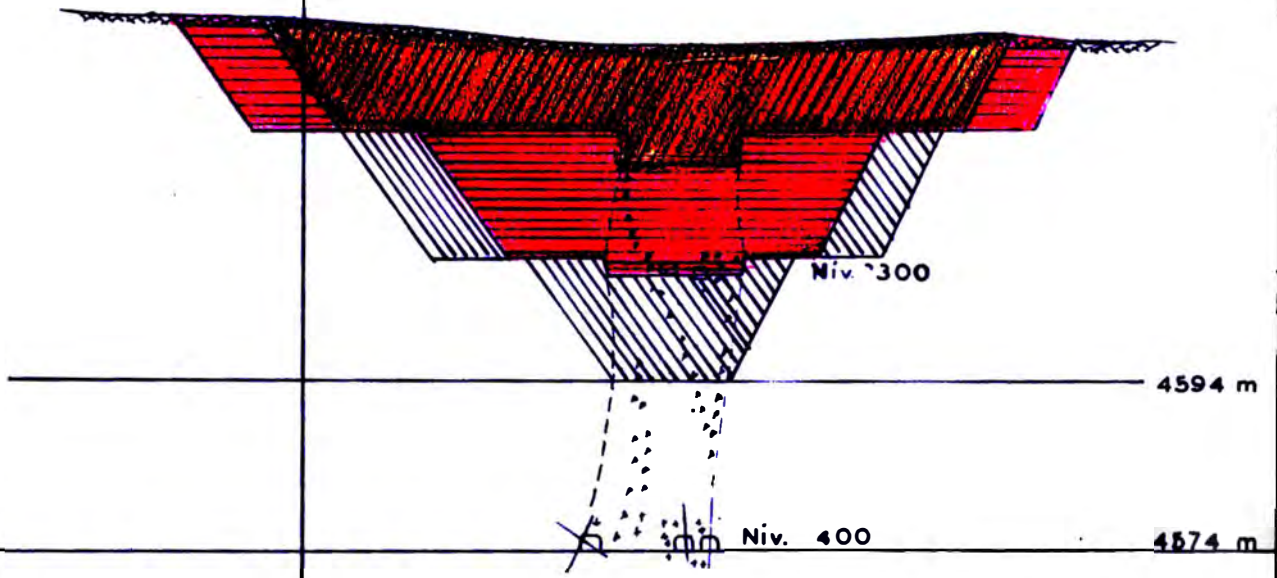
-  PRIMER AÑO
-  SEGUNDO AÑO
-  TERCER AÑO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
PLANEAMIENTO DE MINADO POR AÑOS	
DEL PIT DON PABLO	
Sección :	N° 53 - D
Mirando :	NE - SW
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1 : 1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 13



- PRIMER AÑO
- SEGUNDO AÑO
- TERCER AÑO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
PLANEAMIENTO DE MINADO POR AÑOS	
DEL PIT DON PABLO	
Sección :	N° 54 - D
Mirando :	NE - SW
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1 : 1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 19 - 4



- PRIMER AÑO
- SEGUNDO AÑO
- TERCER AÑO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

PLANEAMIENTO DE MINADO POR AÑOS
DEL PIT DON PABLO

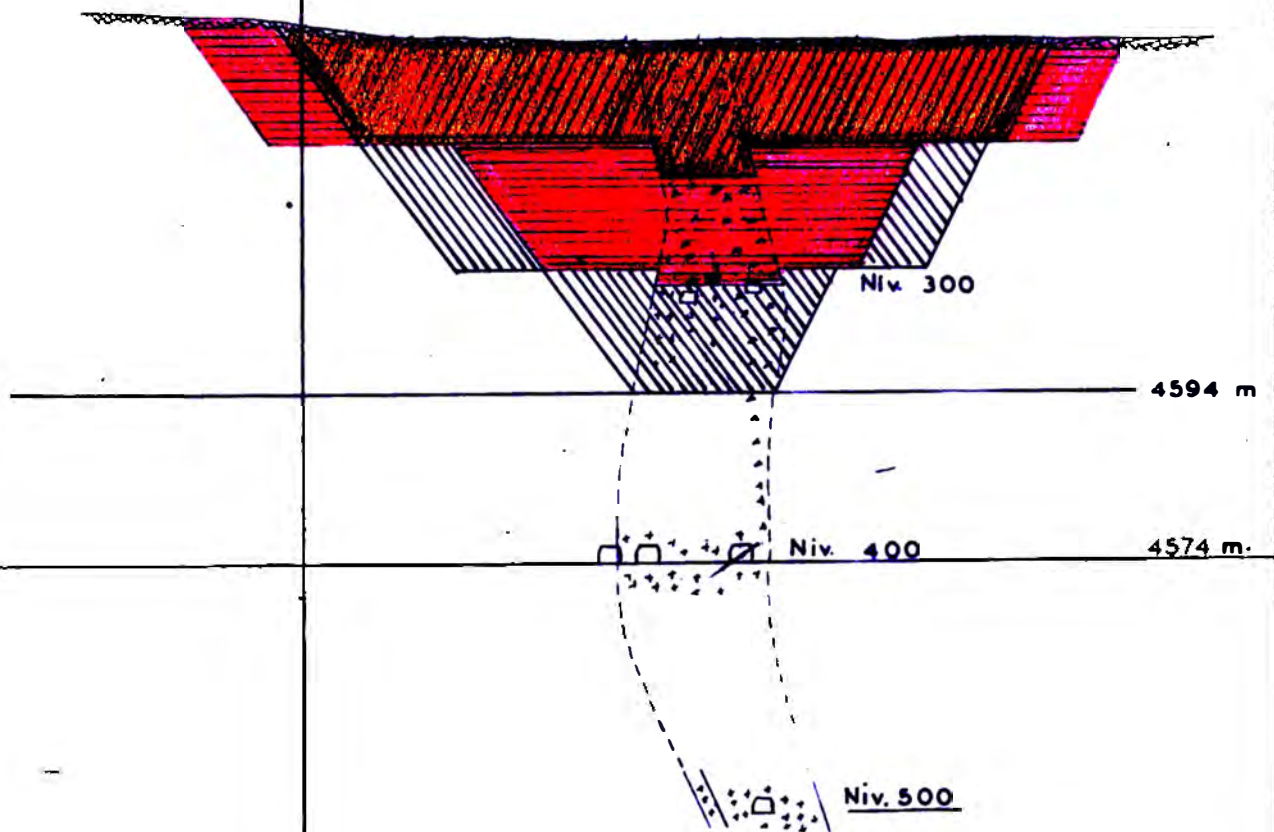
Sección: N° 55-D

Mirando: NE - SW

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 19



- PRIMER AÑO
- SEGUNDO AÑO
- TERCER AÑO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

PLANEAMIENTO DE MINADO POR AÑOS
 DEL PIT DON PABLO

Sección : N° 56 - D

Miranda : NE - SW

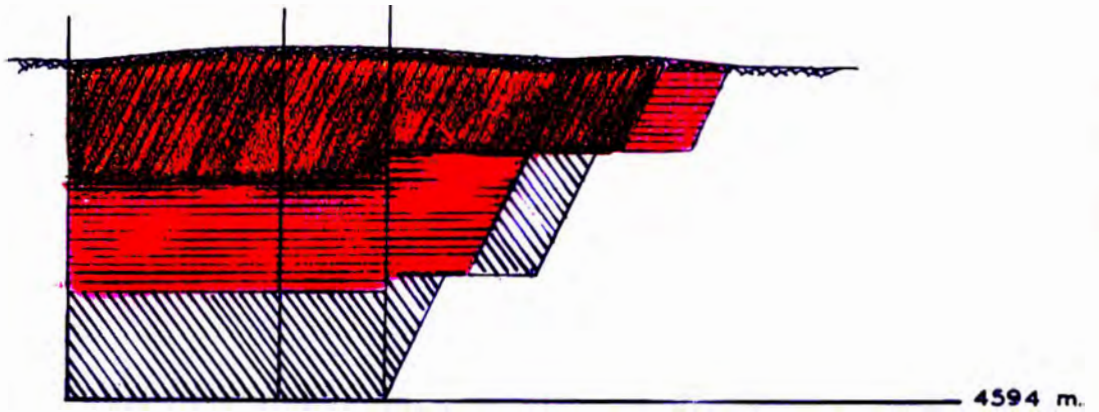
Diseñado: C. P. CH. Escala: 1 : 1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 10

Sección 55

Sección 56



4574 m.

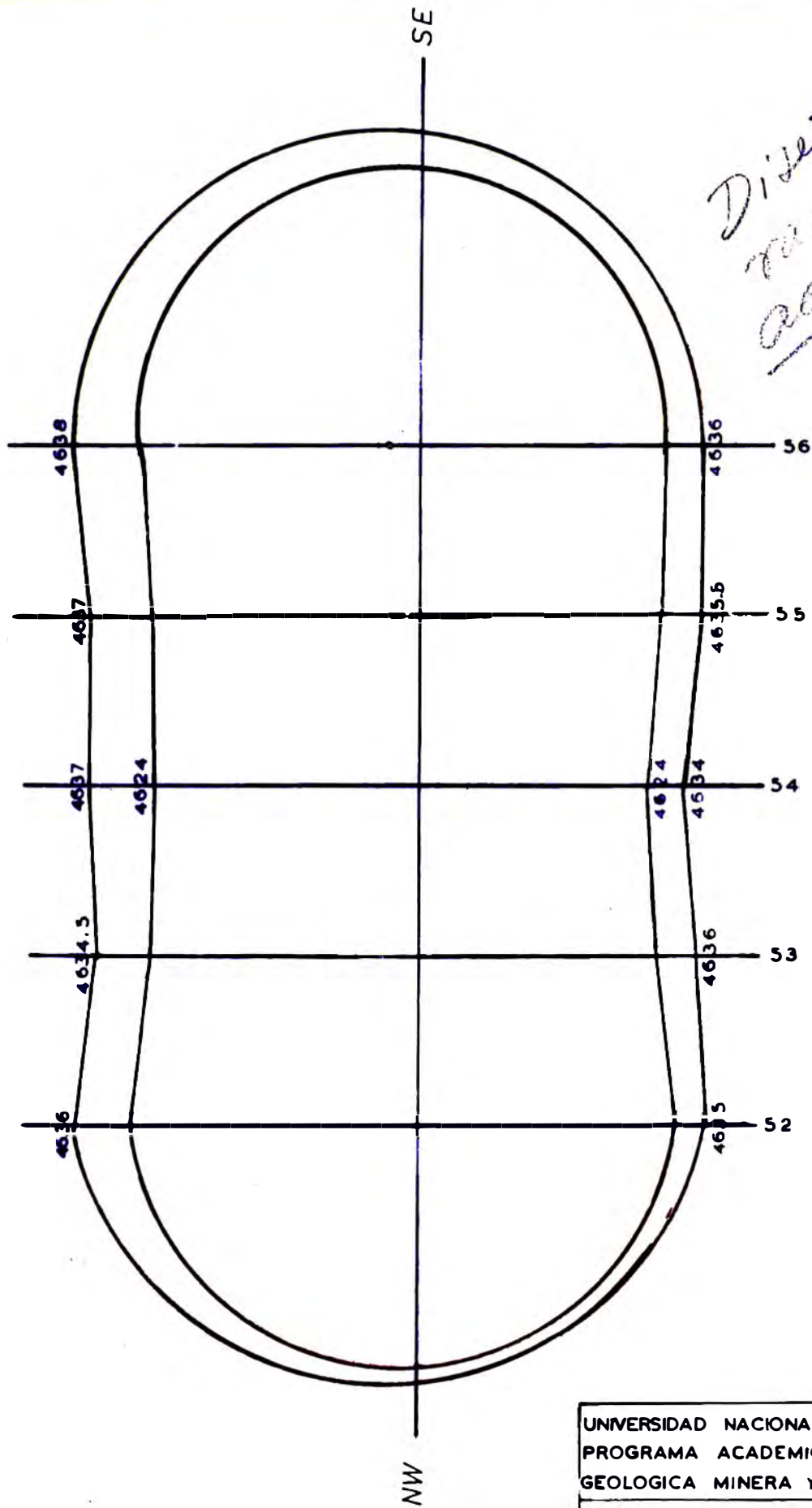
- PRIMER AÑO
- SEGUNDO AÑO
- TERCER AÑO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA
PLANEAMIENTO DE MINADO POR AÑOS
DEL PIT DON PABLO
Sección : Y - Y - D
Extremo : SE

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII-1.972

MINA ALPAMARCA Figura: N° 1

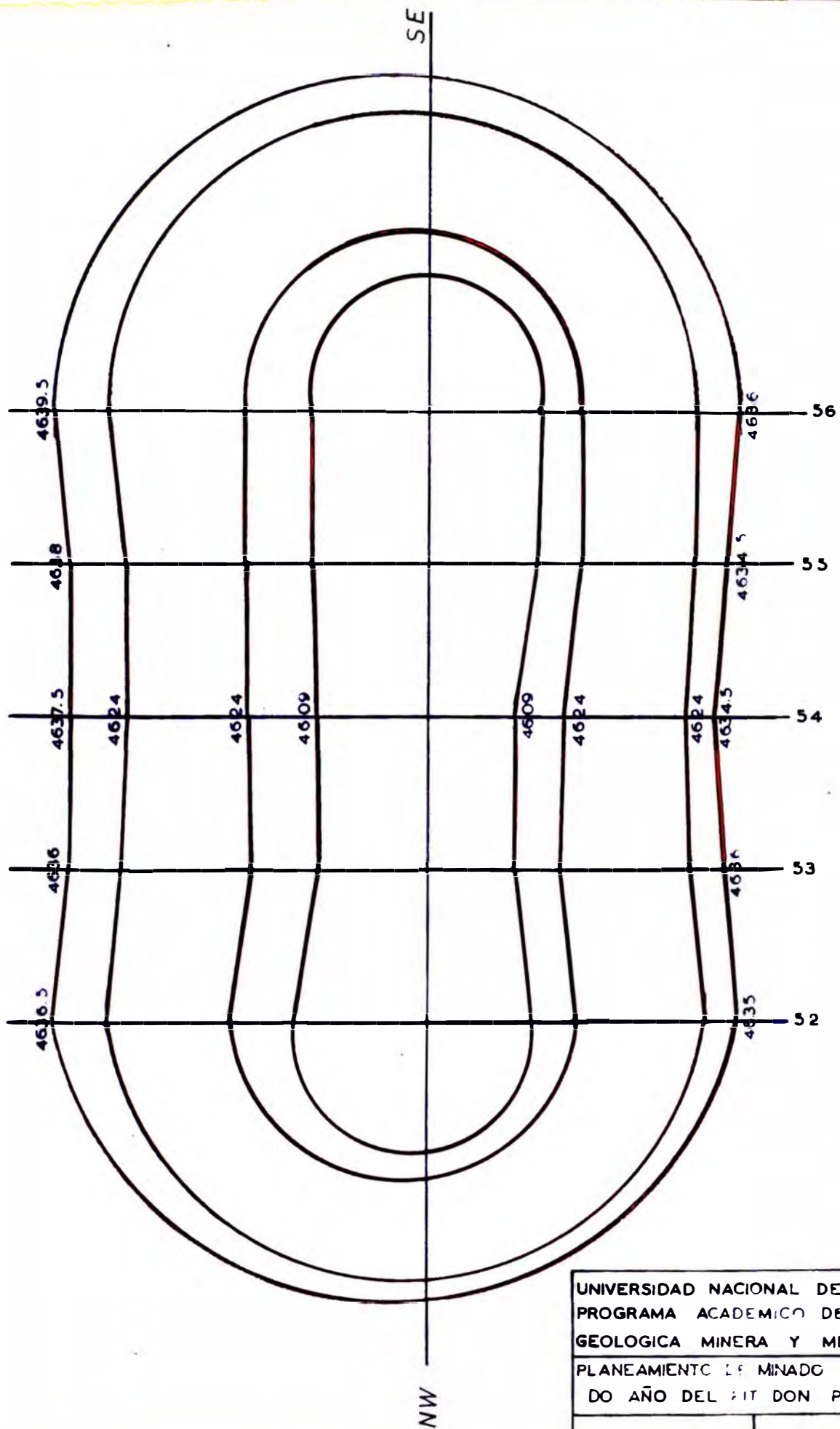


Diseño al tiempo de acceso
[Signature]

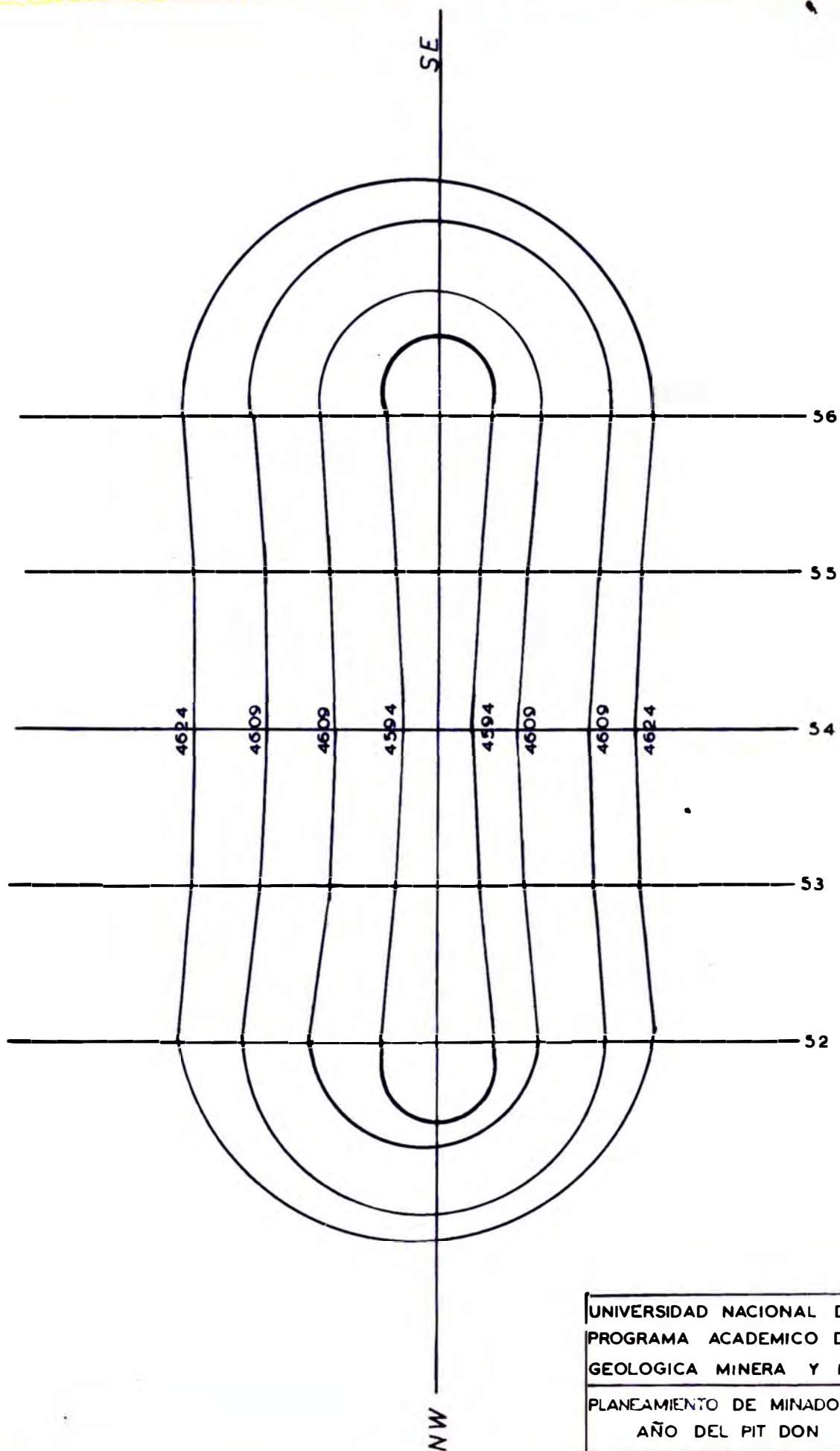
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

PLANEAMIENTO DE MINADO DEL PRIMER
 AÑO DEL PIT DON PABLO

Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1:1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N°



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
PLANEAMIENTO DE MINADO DEL SEGUNDO AÑO DEL PIT DON PABLO	
Diseñado: C. P. CH.	Escala: 1:1000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 9



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

PLANEAMIENTO DE MINADO DEL TERCER
 AÑO DEL PIT DON PABLO

Diseñado: C. P. CH. Escala: 1:1000

Dibujado: T. M. H. Fecha: XII - 1.972

MINA ALPAMARCA Figura: N°

También se harán levantamiento de las carreteras para comparar las pendientes con las ya calculadas de antemano.

Material Extraído.-

Se llevará un control diario de la extracción de mineral y desmonte.

En lo que respecta a mineral, éste es pesado antes de ingresar a la Planta Concentradora, dándonos por consiguiente este valor la producción diaria.

En el desmonte, el cual no es posible pesarlo en su totalidad, se pesan indistintamente algunos volquetes en el mes, el promedio de los cuales no da el peso que se asume para la carga de cualquier volquete.

Previamente se chequea que cada volquete lleve un número determinado de paladas, que en nuestro caso son 4, que representan 4 m^3 de carga.

El peso unitario por el número total de volquetes nos da el tonelaje de desmonte extraído.

El mineral es extraído del fondo del Pit, por consiguiente no existe dificultades en su ubicación.

En cambio el desmonte se extrae de distintos sitios, siendo requisito indispensable indicar de que lugar se extrae.

Voladura.-

Se llevará un control de la cantidad de disparos que se harán, así como del lugar en que se efectuarán.

Así mismo se llevarán records de los pies que se perforarán y de los Kgs. de explosivos que se emplearán.

En este Título podemos considerar el control de culatas, adaptadores, coplas, barrenos de extensión, brocas, barrenos integrales.

Existen además muchos controles tales como los de :

Muestreo, Carguío, Transporte, Disposición del Desmote extraído, Reservas, etc.

4b-7.- ORGANIZACION DEL TRABAJO

Para una mejor disposición, éste se encontrará dividido en :

Dirección, que estará a cargo de un jefe de sección.

Sus funciones abarcarán, control y planeamiento de Perforación y Voladura.

Carguío.

Transporte.

Personal a su cargo.

Dependerá del Jefe de Mina.

Su trabajo normal será de día en el horario de 8 a.m. a 12 m. y de 1 p.m. a 5 p.m.

Supervisión, como se trabajará 16 horas diarias el personal laborará en 2 turnos de 8 horas cada uno, el primero de 4 a.m. a 12 m. y el segundo de 12 m. a 8 p.m.

Los responsables del trabajo en cada guardia son los Jefes de Guardia, por lo tanto se tienen 2.

Sus funciones son :

Control de la Perforación y Voladura.

Control del Carguío.

Control del Transporte

Control del Personal a su cargo.

Dependerán del Jefe de Sección

Trabajarán en los turnos ya mencionados, rotándose semanalmente.

Son empleados

Rutina, lo efectuarán obreros que son perforistas, ayudantes, tractoristas, paleros y choferes.

La distribución del personal es la siguiente

Ocupación	Primer Turno	Segundo Turno
Perforista	2	-
Ayudante	2	-
Tractorista	2	1
Palero	1	1
Chofer	6	5
TOTAL	13	7

Se rotarán semanalmente, menos los perforistas y sus ayudantes.

En resumen se tiene :

Jefe de Sección	1
Jefe de Guardia	2
TOTAL	3 empleados

Perforistas y Ayudantes 4

Operadores de Máquinas

Pesadas 5

choferes 11

TOTAL 20

4c.-MINERIA SUBTERRANEA

El intento al desarrollar el presente trabajo, fué encaminado a la Minería Superficial por razones de gran interés para la Compañía y para el autor, por tratarse de la aplicación de un Laboreo de la gran Minería que se encuentra en pleno auge, a la Pequeña o Mediana Minería.

Esto por su puesto, es factible cuando las características del yacimiento así lo permitan.

Queda ahora tratar sobre la Minería Subterránea de gran aplicación en el Perú, debido a las características de los yacimientos, - en las cuales sobresalen la potencia reducida, aunque a veces por - la costumbre yacimientos de mucha mayor potencia, digamos 15 mts. - en promedio, con características que tal vez podrían ser explotados

por Métodos Superficiales, se explotarán subterráneamente.

Esto desde ya lleva en contra, Eficiencia, Seguridad, Costos, - etc.

Este título se va a tratar sucintamente, por los motivos indica dos líneas arriba.

Se hará solo hincapié en la elección del Método y en la Prepara ción respectiva.

4c-1.- FACTORES A CONSIDERARSE

Tonelaje de Mineral a Extraerse.-

Luego de la Explotación Superficial queda para extraer por Ex-- plotación Subterránea :

$$263,750 - 200,000 = 63,750 \text{ TMS.}$$

Este tonelaje con sus respectivas leyes, corresponden a los si- guientes bloques :

Bloque	T.M.S.	% Zn	% Pb	% Cu	Oz/T.C. Ag.
300-2	21,550	3.14	1.92	0.11	2.42
400-2	42,200	3.14	1.92	0.11	2.42

Manteniendo el mismo ritmo de producción diario (Minería Super ficial), al año se extraerán :

$$220 \text{ TMS/día} \times 25 \text{ días/mes} \times 12 \text{ meses/año} = 66,000 \text{ TMS/año}$$

Por consiguiente, la duración de la Explotación Subterránea se- rá de : $63,750 \text{ TMS} / 66,000 \text{ TMS} / \text{año} = 0.97 \text{ años} = 1 \text{ año}$

Esto es, suponiendo una recuperación total del mineral, lo cual significa un Método de Explotación de alto rendimiento.

En consecuencia, la Explotación total de Don Pablo duraría ----
 $3 + 1 = 4 \text{ años.}$

Valor Recuperable del Mineral.-

Es igual al calculado en el Título correspondiente de la Mine-- ría Superficial, por consiguiente su valor es de 11.05 \$ ó 427.63 \$/ Ton de Mineral.

Costo Límite.-

La decisión de pasar al Laboreo Subterráneo son los Costos.

En consecuencia, el Costo Máximo de la Explotación a Cielo A---
bierto deberá ser igual al Costo de la Explotación Subterránea.

Vamos a considerar como Costo de Explotación Subterránea, el Valor Recuperable del Mineral, es decir los Costos igualan el valor --
del Mineral.

Costo de Explotación Subterránea	=	427.63 \$/ Ton de mineral
Costo de Venta de Concentrados	=	37.12 \$/Ton de mineral
Costo de Operación	=	390.51 \$/ Ton de mineral

Como se vé, este último Costo, es menor que el Costo de Opera---
ción de Minería Subterránea de 1972, que es igual a
402.58 \$/ Ton de mineral.

En consecuencia, la Explotación debe efectuarse con un Método -
de alto rendimiento.

Características Físicas del Mineral y de las Cajas.-

Son de gran importancia para determinar el Método de Explota---
ción mas conveniente.

El mineral en nuestro caso, tiene límites definidos con las ca-
jas encajonantes, ya que no existen diseminaciones mineralizadas en
aquellas.

El área mineralizada tiene durezas que varían entre 1 a 3 en la
escala de Mohs.

Las cajas conforme ya se ha dicho, son calizas variando de lami-
nares a masivas con dureza entre 2 y 4 en la escala de Mohs.

El cuerpo de mineral se inclina hacia las calizas laminares.

4c-2.- ELECCION DEL METODO MAS CONVENIENTE.

Conforme a las condiciones en que se debe trabajar subterránea-
mente, el Método a elegirse debe reunir los siguientes requisitos :

1.- Alto rendimiento

2.- Bajo Costo

Estos requisitos desde ya nos indican que no podemos utilizar - el Corte y Relleno ó el Almacenamiento Provisional, quedando en consecuencia como solución los Métodos de Derrumbes, los cuales tienen como inconveniente la dilución y la recuperación del mineral.

De acuerdo a ésto seleccionaremos el Método de Derrumbe del techo con ciertas modificaciones para evitar la dilución y que la recuperación sea la mayor posible.

4c-2-a.-PREPARACION

Esta debe reunir las siguientes condiciones:

1.- Varios frentes de carguío con el fin de cumplir con el tonelaje deseado, aprovechando la potencia de la veta. Para lo cual, una vez producido el disparo, se procederá a descargar el mineral roto al piso de las galerías, de donde se cargarán con palas mecánicas a los carros mineros.

Se ha resuelto proceder así, en vista del cuello de botella que significan los clásicos chutes de madera.

2.- Evitar los espacios abiertos, que quedan luego que se produzca la extracción del mineral, ya que de acuerdo a la explotación, ésta será por tajadas verticales comenzando desde el extremo SE. Como medida de seguridad, la explotación se complementará con la retirada de estos sitios.

3.- La primera voladura se efectuará en el extremo SE, por lo tanto se necesitará un espacio abierto para llevar a cabo esta primera etapa de minado.

4.- La dilución guarda cierta relación con la recuperación.

A nosotros dado los costos nos conviene que la dilución sea el mínimo posible.

Esto será factible teniendo en cuenta lo siguiente :

Las cajas encajonantes han sufrido descarga de rocas a conse---

cuencia del método superficial empleado anteriormente, por lo tanto las presiones laterales serán bajas y si los trabajos subterráneos no duran mucho tiempo, es decir mas de 1 año, la dilución podrá ser controlada.

Se ha observado que el tiempo es un factor decisivo en la estabilidad de las cajas.

La dilución se controlará, mediante muestreos diarios y observaciones continuas del comportamiento del vacío dejado por la Explotación Superficial.

5.- La recuperación la vamos a fijar en 80% del mineral cubicado lo cual quiere decir que se extraerán $63,750 \times 0.8 = 51,000$ TMS, ésto está indicando que los taladros perforados tendrán que efectuarse exclusivamente en mineral y sacrificado éste, cuando haya peligro de aflojamiento de cajas, lo cual producirá la dilución del mineral.

Los taladros tendrán que ser en longitud, menor que 20 mts, -- que es la altura del bloque por las razones que ya expondremos en el Título correspondiente.

La vida de la Explotación Subterránea será entonces de :

$$\frac{51,000 \text{ T.M.S.}}{5,500 \text{ T.M.S./mes}} = 9 \text{ meses} = 0.75 \text{ año}$$

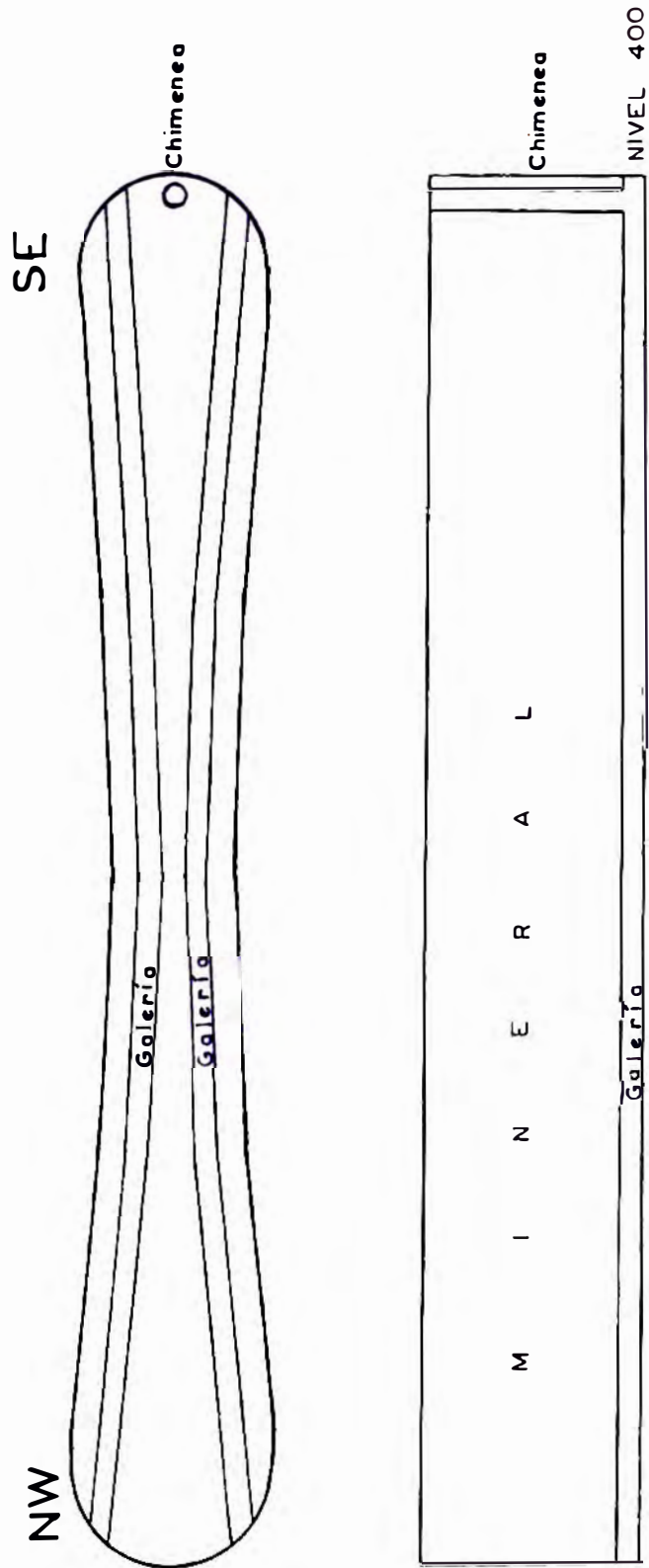
Una vez analizado todo lo que se espera de la preparación, éste se efectuará de la siguiente manera :

Se correran 2 galerías paralelas de 2 mts x 2 mts de sección de uso normal, a lo largo del cuerpo, que llegarán al límite SE.

En este extremo y al centro de las 2 galerías se levantará 1 chimenea de 2 mts x 2 mts de sección la cual comunicará al piso del mineral, donde ha finalizado la Explotación Superficial.

Luego las galerías se enmaderarán con cuadros de eucalipto de dimensiones y distancias entre ellos de uso normal.

La Fig. N° 20, muestra el plano correspondiente.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA

CUERPO DON PABLO
 PREPARACION SUBTERRANEA

Diseñado: C. P. CH	Escala 1:750
Dibujado T. M. H.	Fecha XII - 1972
MINA ALPAMARCA	Figura N°

4c-2-b.- PERFORACION Y VOLADURA.

Se utilizará el equipo Wagon Drill, ya que se perforarán huecos largos verticales y se cargarán con los mismos explosivos utilizados en la Explotación a Cielo Abierto.

Indicar marca, tipo y otros característicos

La profundidad de los huecos será de 15 mts, no se perforarán - hasta el nivel con el objeto de dejar un escudo de 3 mts sobre los - cuadros, para evitar su destrucción prematura, ya que ello significa ría derrumbe de las galerías y pérdida del mineral roto.

La cresta y espaciamento de los taladros perforados para la Explotación Superficial, se tendran que corregir para este caso. *f*

como lo corrigió

La perforación y voladura será en retroceso conforme se avanza la extracción y se efectuará una vez por mes.

4c-2-c.- CARGUIO.

ver en huecos

Se ha determinado usar 2 palas/mecánicas EIMCO 12B, de uso en - la mina subterránea, por los problemas que siempre existen en el Car guío tales como atoros, plasteo de bancos etc.

Por consiguiente, con las 2 palas existe mayor posibilidad de - extraer la carga que se necesita.

Cada pala cargará : $220 \text{ TMS} / 2 = 110 \text{ TMS} / \text{ día}.$

Sí una pala llena un carro minero de 1 m^3 en 5 minutos, los carros que le corresponden de un convoy de 12, que son 6, lo llenará en :

$6 \text{ carros} \times 5 \text{ minutos} / \text{ carro} = 30 \text{ minutos}$

Considerando el factor de demora :

$30 \text{ min} \times 1.41 = 42.3 \text{ min} / \text{ viaje}.$

El tiempo total para cargar 110 TMS es :

$$110 \text{ TMS} \times \frac{42.3 \text{ min.}}{6 \text{ carros} \times 1.6 \text{ TMH} / \text{ carro} \times 0.97 \text{ TMS} / \text{ TMH}} = 8.3 \text{ hr.}$$

En consecuencia, con 9 horas de trabajo lo que significa 1 hora de sobretiempo, es posible extraer la producción programada.

Las horas de trabajo de las palas, están sujetas a las horas de trabajo del Equipo de Transporte.

4c-2-d.- TRANSPORTE.

Como ya se ha dicho la distancia juega papel importante en esta etapa.

cual?
Si se va a programar el trabajo como el que se hace actualmente, se utilizará una locomotora eléctrica a Trolley de 3 Ton. de peso que pueda jalar 12 carros de tipo balancín, de 35 pies³ ó 1.6 Ton de capacidad cada uno. *Pe = 1.5 1/2*

El ciclo de transporte comprende :

el trayecto
Recorrido cargado desde Don Pablo hasta las tolvas de la Planta Concentradora.

Vaciado de la carga en las tolvas.

Recorrido vacío desde la Planta Concentradora hasta "Don Pablo".

Cambio de carros vacíos por carros llenos.

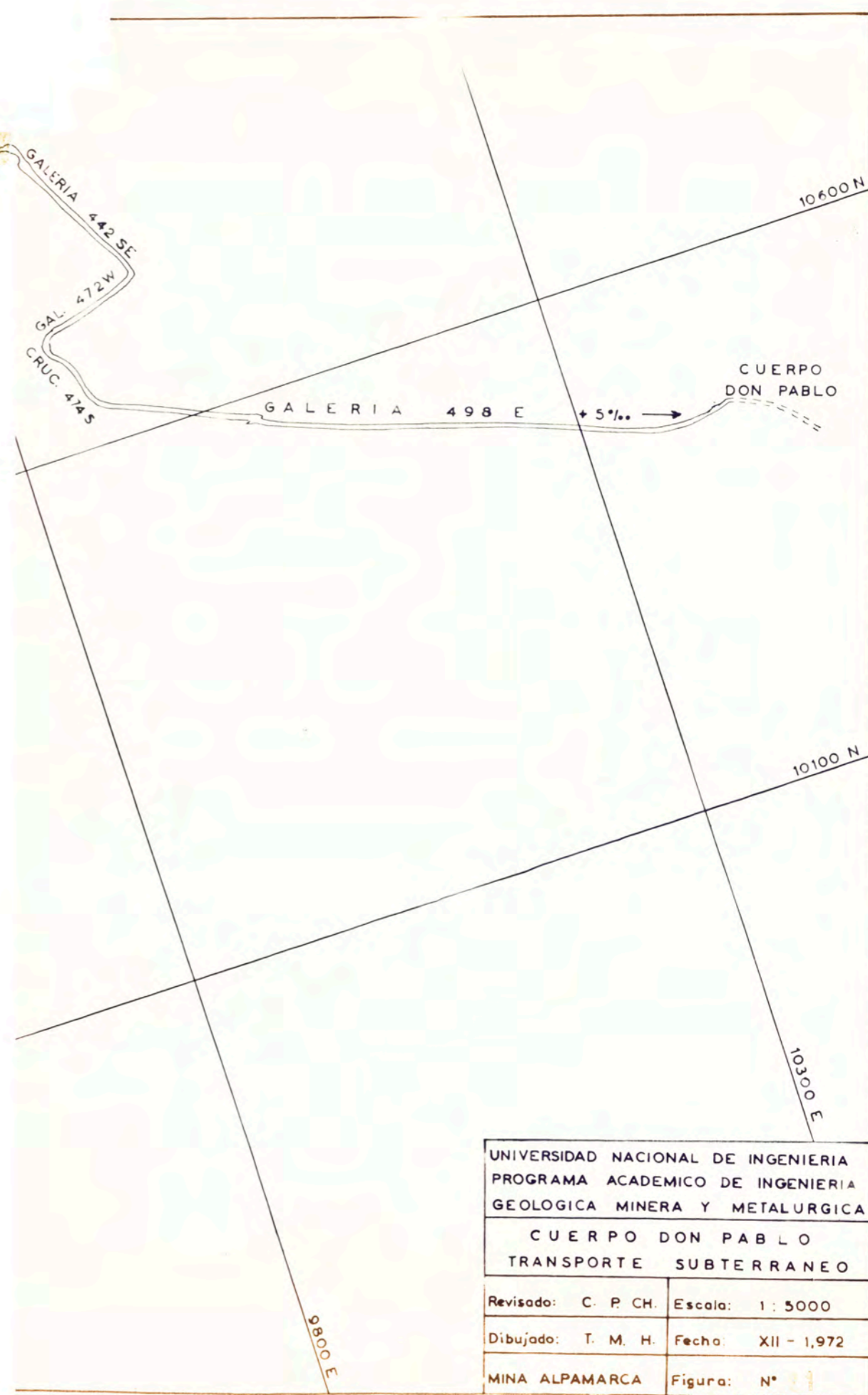
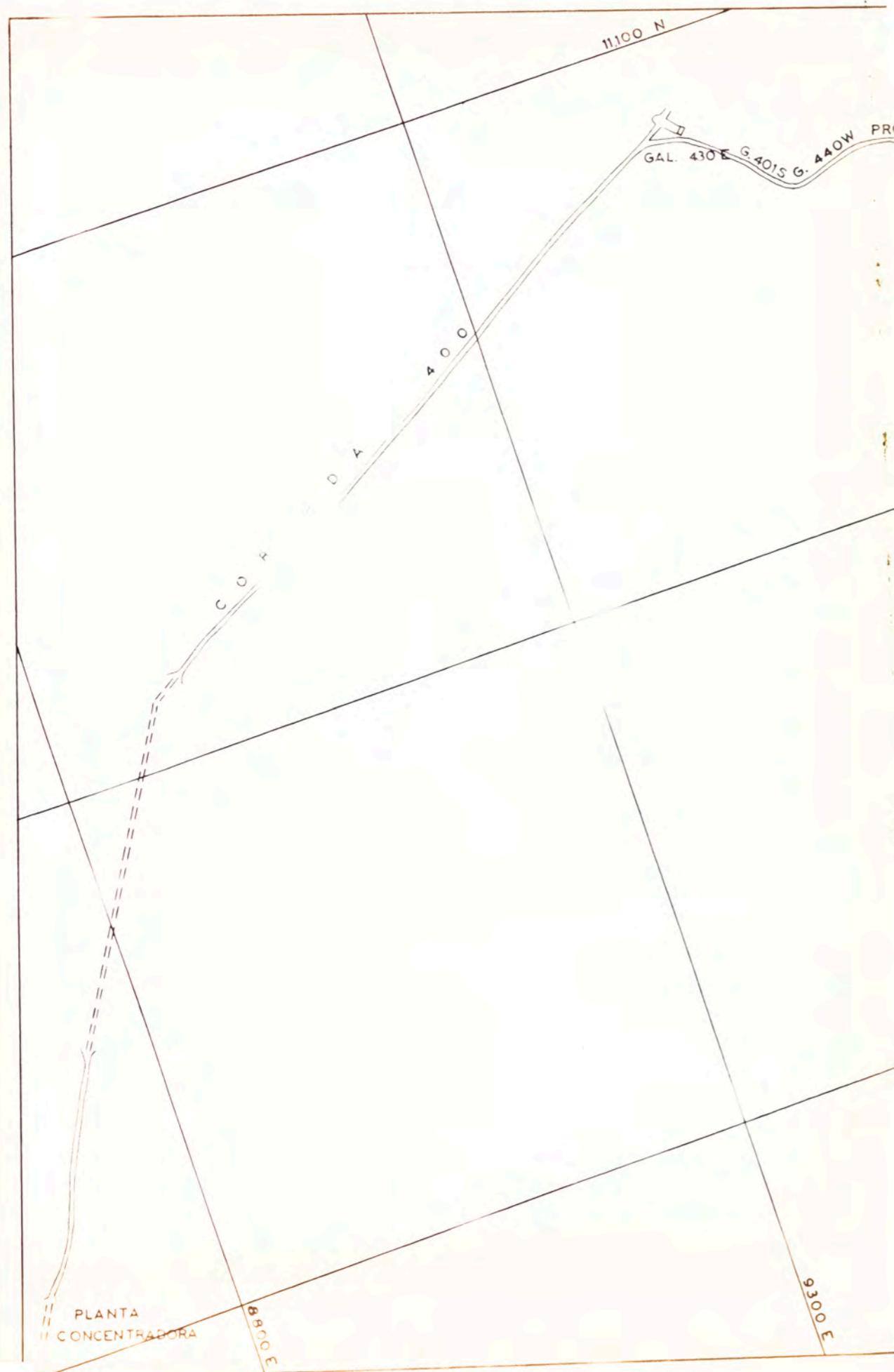
Los tiempos correspondientes son :

Recorrido cargado	35.00 minutos
Vaciado	15.00 minutos
Recorrido vacío	25.00 minutos
Cambio de carros	5.00 minutos
TOTAL	80.00 minutos

el plano está cortado

En realidad este tiempo tan grande, se debe a la galería de extracción, ver Fig. N° 21, que presenta muchas curvas y tramos estrechos, a la línea de cauville de 20" de trocha y sobre todo como ya se dijo a la distancia que es de 2,700 mts. *que dis. + curvas*

La cantidad de carros a utilizarse, debe ser el doble de lo que jala la locomotora es decir $2 \times 12 = 24$ unidades, con el fin de que existan carros cargados, cuando llegue la locomotora al frente de trabajo, ya que en caso contrario se perdería tiempo mientras las palas cargan los carros mineros.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
CUERPO DON PABLO	
TRANSPORTE SUBTERRANEO	
Revisado: C. P. CH.	Escala: 1 : 5000
Dibujado: T. M. H.	Fecha: XII - 1,972
MINA ALPAMARCA	Figura: N° 1

A continuación, vamos a determinar el número de viajes y el --- tiempo que se requiere para extraer las 220 TMS de mineral que se ha programado.

Un viaje de 12 carros lleva :

12 carros x 1.6 TMH/ carro x 0.97 TMS/ TMH = 18.62 TMS.

La carga total se transportará en :

220 TMS/18.62 TMS/ viaje = 11.8 = 12 viajes

El tiempo necesario es de :

12 viajes x 80 min/ viaje = 16 horas.

Considerando que de 8 hrs, trabajan 7 hrs:

16 x (8/7) = 18.3 horas.

Es necesario entonces trabajar 2 guardias con 2.5 horas de sobretiem--
po en total.

4c-3.- OTROS.

Consideramos a los trabajos que son necesarios para desarrollar la Explotación Subterránea, tales como bombeo, izaje, mantenimiento e instalación de la línea de Cauville, mantenimiento e instalación de las tuberías de aire y agua, mantenimiento de las galerías de extrac--
ción, supervisión etc.

→ muy optimista

y los imprevistos

4c-4.- ORGANIZACION DEL TRABAJO.

Se encontrará dividida en :

Dirección.- Un ingeniero Jefe de Sección.

Supervisión.- 2 Caporales de guardia.

Rutina.-

Ocupación	Primer Turno	Segundo Turno
Perforista	1	1
Ayudante	1	1
Palero	2	2
Ayudante	2	2
Motorista	1	1
Ayudante	1	1
TOTAL	8	8

En resumen:

Jefe de sección	1
Caporales	2
TOTAL	3 empleados
Perforistas y ayudantes	4
Pañeros y ayudantes	8
Motoristas y ayudantes	4
TOTAL	16 obreros.

5.- CONCLUSIONES

Minería Superficial.-

1.- Material a Extraerse

Mineral	200,000 TMS.
Desmonte	818,000 TMS.
Total	1'018,000 TMS.

2.- La duración de la Explotación será, de 3 años.

3.- Diseño del Pit.

3a.- Leyes

3.14 % Zn, 1.92 % Pb, 0.11 % Cu y 2.42 oz Ag/ TC.

3b.- Taludes.

Bancos :

Caja NE	54°.
Caja SW	64°.
Extremo NW	75°.
Extremo SE	64°.
Altura de Bancos	15 mts.
Ancho de Bancos	11 mts.
Final del Pit :	
Caja NE	34.5°.
Caja SW	39.5°.
Extremo NW	45.0°.
Extremo SE	39.5°.

3c.- Relaciones de Desbroce.

Relación de Desbroce Crítica	6.0 a 1.
Relación de Desbroce Final	5.0 a 1.
Relación de Desbroce Optima	4.1 a 1.

3d.- Profundidad Máxima de Trabajo

40 mts. aproximadamente.

4.- Producción Programada.

Mineral	220 TMS/ día
Desmonte	902 TMS/ día

↓

Total 1122 TMS/día

5.- Costos de Operación.

Minado	133.69\$/Ton de mineral
Perforación y Voladura	27.30 \$/
Carguío	23.15 \$/
Transporte	83.24 \$/
Tratamiento	49.75\$/Ton de mineral
Servicios Mina	30.50\$/Ton de mineral
Transporte Concentrados	28.88\$/Ton de mineral
Gastos Generales	24.36\$/Ton de mineral
Leyes Sociales	60.98\$/Ton de mineral
Impuestos y Contribuciones	6.23\$/Ton de mineral
Total	334.39\$/Ton de mineral

6.- Equipo a utilizarse y Lugares de Trabajo.

El Wagon Drill Montabert y las 3 perforadoras jack hammer, toyo modelo T24LD, se utilizarán para la Perforación.

El Cargador Frontal FR 9, ayudado por el Tractor AD 14, se utilizarán para el Carguío.

Los 5 volquetes Dodge D-500, se utilizarán para el Transporte.

7.- La Eficiencia de Minado será de 11 TMS de mineral por tarea.

8.- El Valor Actual de Don Pablo es de 7'215,554.73\$, sin considerar el Valor de Recuperación de la Inversión Inicial.

9.- La Inversión Inicial es de 5'851,041.63\$, con el Valor de Recuperación al cabo de 3 años de 1'172,060.64\$.

10.- La Rentabilidad Real de la Inversión, considerando el Valor de Recuperación, es de 34.8%.

La Rentabilidad Contable de la Inversión, considerando el Valor de Recuperación es de 16.9%.

11.- La Utilidad Neta Anual, es de 792,758.86 \$/.

Minería Subterránea..-

12.- Se extraerán 51,000 TMS de mineral.

13.- Para la Explotación se empleará el Método de Derrumbe del del Techo.

14.- La duración de la Explotación será de 9 meses.

15.- La producción diaria será de 220 TMS, con las siguientes leyes:

3.14 \$/ Zn, 1.92 % Pb, 0.11 % Cu y 2.42 onz Ag/ TC.

16.- El Costo de Operación será de 390.51 \$/ Ton. de mineral.

17.- La Perforación se efectuará con el Wagon Drill Montabert.

18.- El Carguío se efectuará con 2 palas mecánicas EIMCO 12 B.

19.- El Transporte se realizará con una locomotora eléctrica Mancha de 3 tons., que jalará 12 carros mineros tipo balancin, de 1 m³ de capacidad cada uno.

Para los puntos 8 y 10, se ha utilizado el Flujo de Efectivo (Cash Flow).

6.- RECOMENDACIONES

1.- Dar impulso a los Trabajos Superficiales, por su economía y demás ventajas que lleva sobre la Explotación Subterránea, cuando el yacimiento presenta las características que se requieren.

2.- Para el Diseño del Pit:

Encontrar las leyes promedio y el tonelaje del yacimiento.

Calcular los Costos que se necesitan conocer, para encontrar la Relación de Desbroce que haga factible el proyecto.

Efectuar continuos estudios para determinar lo más exactamente posible los Taludes de Estabilidad de los bancos a proyectarse, considerando todos los factores que la afectan.

Calcular la Profundidad Máxima a la que se puede trabajar económicamente.

La Inversión en equipos, que es necesario efectuar, guarda relación directa con el mineral a extraerse y con la Relación de Desbroce.

En el caso de explotaciones de vida relativamente corta, debido al potencial del yacimiento, se debe pensar en equipos que tengan también utilización en otra clase de trabajo.

3.- La Perforación se debe efectuar con equipos apropiados, ya que gran parte del éxito del Trabajo Superficial se debe a la Perforación y Voladura.

4.- El Carguío debe efectuarse conforme se ha calculado, ya que en caso contrario, se perderá el ritmo de explotación programada.

5.- Para un Transporte eficiente se debe evitar pendientes excesivas, las cuales deben permanecer en el peor de los casos en el límite fijado.

6.- En el Planeamiento se debe considerar, que la Relación de Desbroce al inicio de las Operaciones Mineras, debe ser mayor que la calculada por las facilidades en el transporte principalmente.

7.- Para alcanzar una buena Eficiencia en el trabajo, es necesario contar con trabajadores de amplia experiencia en la operación de las máquinas o vehículos a su cargo.

8.- Luego que termine la Explotación Superficial, es posible -- emplear algún Método Subterráneo de gran rendimiento, para extraer el mineral que se ha quedado, ya que se tiene descarga de las cajas encajonantes a consecuencia del Método empleado anteriormente.

Como se vé, ésto nos dá oportunidad de bajos costos de mina do subterráneo.

7.- BIBLIOGRAFIA

- 1.- Surface Mining.
por Eugene P. PFleider.
Edit. The American Institute of Mining, Metallurgical
and Petroleum Engineer Inc.- 1,968.
- 2.- Methods of Working Coal and Metal Mines
por Seth D. Woodruff.
Edit. Pergaman Press - 1,966.
- 3.- A Decade of Digital Computing in The Mineral Industry.
por Alfred Weiss.
Edit. The American Institute of Mining, Metallurgical
and Petroleum Engineer Inc.- 1,969
- 4.- Transporte y Extracción en Minas y A Cielo Abierto.
por Alejandro Novitzky.
Edit. Alejandro Novitzky - 1,966.
- 5.- Misión Minera Sueca al Perú.
por varios autores.- 1,973
- 6.- World Mining Agosto 1,972.
Minería, números 90 y 101
Minas, número 20.
- 7.- Voladura de Rocas.
por U. Langefors y B. Kihlström
Edit. Urmo - 1,968.
- 8.- Manual para el Uso de Explosivos.
por Du Pont de Nemours and Co. Inc.
Edit. Cía. Mexicana de Explosivos.
- 9.- Catálogos Diversos.
Montabert, Dodge, Fiat, Joy.

- 10.- Elements of Mining
por Lewis and Clark.
Edit. John Wiley 1,964
- 11.- Mining
por B. Boky
Edit. Mir - 1,967
- 12.- Elementos de Minería
por George J. Young.
Edit. Gustavo Gily S.A. 1,961
- 13.- Explotación de Minas.
Por V. Vidal
Edit. Omega S.A. 1,966
- 14.- Elección y Crítica de los Métodos de Explotación en
Minería.
Por B. Stoces.
Edit. Omega S.A. 1,963
- 15.- Informes Geológicos del S.M.R.P.S.A.
por varios autores.
- 16.- Movimiento de Tierras.
por Herbert L. Nichols.
Edit. Cecsá 1,966
- 17.- Ingeniería Económica
por George A. Taylor
Edit. Limusa - Wiley S.A. 1,972
- 18.- La Contabilidad en la Administración de
Empresas.
por Robert N. Anthony
Editorial UTEHA 1,973
- 19.- Informes Diversos del S.M.R.P.S.A.
por varios autores