

UNIVERSIDAD NACIONAL de INGENIERIA

PROGRAMA ACADÉMICO DE
INGENIERIA GEOLOGICA, MINERA Y METALURGICA

L I M A — P E R U

Método de Explotación de Corte y Relleno Descendente

(CON RELLENO HIDRAULICO)

EN LA UNIDAD CERRO DE PASCO
CENTROMIN PERU

Tesis para optar el Título de Ingeniero de Minas

PROMOCION 1964

PCR:

Orestes Adalberto Espinosa Penullo

MAYO DE 1974.

A MIS PADRES:

Siempre.....

A MIS HERMANOS:

**Que con su aliento
forjaron en mí, día
a día, esta noble -
profesión que me sa
tisface plenamente.**

AGRADECIMIENTOS

A todos mis Catedráticos que con sus sabias enseñanzas, hicieron posible la culminación de esta noble profesión.

A la Empresa Minera del Centro del Perú, CENTRO MIN-PERU, por la valiosa ayuda para la obtención de información estadística en general.

A los Departamentos de Ingeniería y Geología de la Unidad Cerro de Pasco, CENTROMIN-PERU, por el asesoramiento en la confección de planos y trabajos experimentales.

A mis colegas de trabajo de la Unidad Cerro de Pasco, que de una u otra forma colaboraron conmigo, en la confección de esta Tesis.

A los Ingenieros Tutores del Programa Académico de Ingeniería Geológica, Minera y Metalúrgica de la Universidad Nacional de Ingeniería, que con sus sabios consejos me ayudaron a esquematizar el presente trabajo de Tesis.

ooooo000oooo

PROGRAMA DE TESIS PARA OPTAR EL TITULO DE INGENIERO DE MINAS
CORTE Y RELLENO DESCENDENTE EN LA MINA CERRO DE PASCO DE LA
EMPRESA MINERA DEL CENTRO DEL PERU

Página

AGRADECIMIENTOS

TABLA DE CONTENIDO

CAPITULO I

INTRODUCCION 1

CAPITULO II

A. GEOLOGIA GENERALIZADA DE LA MINA DE CERRO DE PASCO . 3

B. CARACTERISTICAS ESTRUCTURALES DEL TERRENO 8

Planos Ilustrativos

CAPITULO III

A. METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE (Con Relleno Hidráulico) 14

A.1 El Porqué del Método 14

A.2 Comparaciones Analíticas con Otros Métodos de Explotación 16

a) En Costos

b) En Eficiencia

A.3 Análisis y Comentarios de los Cuadros Analíticos 18

B. PLANIFICACION DEL METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE 24

PARTE I

CORTE Y RELLENO DESCENDENTE EN LA RECUPERACION DE PILARES

A. PARAMETROS	25
A.1 Ancho del Tajeo	
A.2 Alto del Tajeo	
A.3 Longitud del Tajeo	
A.4 Planos Ilustrativos	
B. EQUIPO MECANICO Y ELECTRICO Y MATERIALES	27
B.1 Para perforación	
B.2 Para carguío	
B.3 Para sostenimiento	
C. PREPARACION PARA LA RECUPERACION DE UN PILAR	33
C.1 Chimenea de extracción	
Planos Ilustrativos	
C.2 Sub-Nivel	
C.3 Preparación para Relleno Hidráulico	
a) Líneas de entrada del Relleno Hidráulico	
a-1 Planos Ilustrativos	
b) Tendido de cables usados	
c) Tendido de Redondos de madera	
c-1 Planos Ilustrativos	
d) Malla metálica	

e) Entablado	
f) Crudo Sintético	
C.4 Relleno Hidráulico	37
a) Historia	
b) Ventajas del Relleno Hidráulico	
c) Desventajas Desventajas del Relleno Hidráulico	
d) Requisitos fundamentales de un Relleno Hidráulico	
1. Resistencia al hundimiento	
2. Estabilidad del techo	
e) Densidad de pulpa	
f) Análisis granulométrico	
g) Análisis de Bombas	
h) Ciclones	
i) Orificios	
1. Orificio de entrada	
2. Orificio de rebose	
3. Orificios de Descarga	
j) Características de un buen ciclón	
k) Cálculo de la cantidad de relleno	
l) Análisis completo del sistema de transporte del Relleno Hidráulico	
- Velocidad de transporte	
- Cálculo de la distancia horizontal de transporte	

C.5 Operación de Relleno	59
a) Rellenado del Tercio=Proporciones y Resistencia	
b) Tiempo de fraguado	
c) Rellenado final	
D. SECUENCIA DE TRABAJO DE LOS TAJEOS	61
a) Hombres-guardia	
b) Perforación y Disparo	62
- Planos ilustrativos	
c) Limpieza de mineral	63
d) Sostenimiento provisional	64
d1 Sostenimiento provisional con postes	
I Con postes de madera	65
1. Cálculo de la resistencia de los postes	
2. Ventajas	
3. Desventajas	
- Planos Ilustrativos	
II Con postes de tubos metálicos	67
1. Cálculo de la resistencia	
2. Ventajas	
3. Desventajas	
- Planos Ilustrativos	
d2 Sostenimiento provisional con redondos en el techo	70

d3 Sosténimiento provisional con loza	70
- Cálculos teóricos de la loza	
e) Preparación para Relleno Hidráulico	71
1. Líneas de entrada de Relleno Hidráulico	
2. Tendido de cables usados	
3. Tendido de redondos de madera	
4. Malla metálica	
5. Engrasado de tubos	
6. Entablado	
7. Crudo sintético	
f) Operación de Relleno con Relleno Hidráulico	73
f1 Rellenado del tercio con mezcla de cemento	
- Cálculo del consumo de cemento	
f2 Rellenado final	
E. PROGRAMACION DE UN CICLO DE PRODUCCION POR EL DIAGRAMA DE GANNT	74
F. COSTOS DIRECTOS DE OPERACION	77

PARTE II

CORTE Y RELLENO DESCENDENTE APLICADO COMO METODO DE EXPLOTACION

A. GENERALIDADES	83
B. PARAMETROS	85
C. PREPARACION DE UN AREA PARA LA APLICACION DEL METODO.	86

C.1 Preparación de Galerías Principales	
- Planos ilustrativos	
C.2 Preparación de chimeneas	
- Planos ilustrativos	
C.3 Sub-niveles principales de extracción	
- Planos ilustrativos	
D. PREPARACION DE LOS TAJEOS-PANELES	91
D.1 Sub-Niveles	
- Planos ilustrativos	
D.2 Preparaciones para Relleno Hidráulico	
a) Tendido de cables usados	
b) Tendido de redondos de madera	
- Caso especial en Paneles Cruzados	
c) Tendido de malla metálica al piso	
d) Colocación de malla metálica lateral recuperable	
e) Colocación del crudo sintético	
f) Conexión lateral de líneas de Relleno Hidráulico	
D.3 Rellenado de las Preparaciones	
a) Rellenado del tercio	
b) Tiempo de fraguado	
c) Rellenado final	

E. VARIACIONES DEL METODO DE PANELES

E.1 Paneles Superpuestos

- Generalidades

- Planos ilustrativos

a) Secuencia de trabajo en los tajeos

100

1. Hombres/guardia

2. Perforación y disparo

- Planos ilustrativos

3. Limpieza de mineral

4. Sostenimiento Provisional

- Con postes de madera

- Con postes de tubos metálicos

- Ventajas y desventajas

- Loza de concreto

Cálculos teóricos de la loza

- Planos ilustrativos

5. Preparación para Relleno Hidráulico

- Líneas de entrada de Relleno Hidráulico

- Tendido de cables usados

- Tendido de redondos de madera

- Malla metálica

- Engrasado de tubos

- Entablado

- Crudo sintético	
6. Operación de Relleno	
- Relleno de terció con mezcla de cemento	
- Tiempo de fraguado	
- Relleno final	
b) Diagrama de Gannt para un ciclo de producción de paneles superpuestos	106
c) Costos Directos de Operación	108
E.2 Paneles Alternos	
- Generalidades	110
- Planos ilustrativos	
a) Secuencia de trabajos en los Paneles Alternos	112
1. Hombres/guardia	
2. Perforación y Disparo	
3. Limpieza de mineral	
4. Sostenimiento provisional	
I Con lozas en Voladizo	
- Planos ilustrativos	
II Con redondos en el techo	
III Con columnas laterales	
5. Preparación para Relleno Hidráulico	
- Tendido de cables usados	
- Tendido de redondos de madera	

- Malla metálica	
- Líneas de entrada del Relleno Hidráulico	
- Entablado	
- Crudo sintético	
6. Operación de Rellenado con Relleno Hidráulico	
- Relleno del tercio con mezcla de cemento	
- Tiempo de fraguado	
- Relleno final	
b) Diagrama de Gantt para un ciclo completo de producción en Paneles Alternos	119
c) Costos Directos de Operación	
E.3 Paneles Cruzados ó "MICH1"	
- Generalidades	125
- Planos ilustrativos	
a) Secuencia de trabajo en los tajeros	127
1. Hombres/guardia	
2. Perforación y disparo	
3. Limpieza de mineral	
4. Sostezimiento provisional	
- Loza de concreto	
- Cálculos teóricos de la loza de concreto	
- Planos ilustrativos	

5. Preparación para Relleno Hidráulico

- Tendido de cables usados
- Mallas metálicas
- Tuberías de entrada de Relleno Hidráulico
- Entablado
- Crudo sintético

6. Operación de Relleno

- Relleno del tercio con mezcla de cemento
- Tiempo de fraguado
- Relleno final

b) Diagrama de Gantt para un ciclo completo de Producción para Paneles Cruzados	133
c) Costos Directos de Operación	134

CAPITULO IV

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

A. RECUPERACION Y DILUSION	138
B. DIFERENCIAS Y SEMEJANZAS	139
B.1 Diferencias y semejanzas entre recuperación de Pilares y Paneles	
a) Semejanzas	
b) Diferencias	

B.2 Diferencias y semejanzas con otros Métodos	
a) Semejanzas	
b) Diferencias	
C. DIFERENCIAS DE EFICIENCIAS Y COSTOS DIRECTOS ENTRE LOS METODOS DE CUADROS, CORTE Y RELLENO DESCENDENTE Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE	144
1. Eficiencias	
a) Para Métodos de Cuadros	
b) Para Corte y Relleno Descendente	
c) Para Corte y Relleno Ascendente	
2. Costos	145
a) Para Métodos de Cuadros	
b) Para Corte y Relleno Descendente	
c) Para Corte y Relleno Ascendente	
D. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES VARIAS	148

CAPITULO V

VARIOS

APENDICE I	150
APENDICE II	152
APENDICE III	157
APENDICE IV	161
DIAGRAMAS: 6 PLANOS	

23 CUADROS ANALITICOS
22 PLANOS
BIBLIOGRAFIA

I N T R O D U C C I O N

La Minería, como toda ciencia, va introduciendo día a día mejoras en los clásicos métodos de explotación, ya sean cambios sustanciales en los métodos en sí ó en la invención y uso de modernas herramientas y maquinarias.

En el Perú es un hecho irreversible que el empleo de mano de obra barata ha desaparecido y por lo tanto, surge como una necesidad imperiosa, un mejoramiento en los métodos de explotación con el objeto de mejorar la eficiencia por hombre-guardia, la seguridad y bienestar de todo el personal e indudablemente, mejorar también la productividad, es decir, un mejor rendimiento económico.

El presente trabajo trata justamente de demostrar las múltiples ventajas del método de "Corte y Relleno Descendente" con el uso de relleno hidráulico, con referencia a los antiguos métodos, aplicados en los terrenos de las peores condiciones en cuanto a sostenimiento se refiere, así como en aquellos en donde la presencia de gases ó de altas temperaturas, limitan ostensiblemente el uso del clásico método de explotación por cuadros.

Sobre la historia de la aplicación del método así como las diferentes etapas experimentales del mismo, las he detallado en los capítulos respectivos.

Con la esperanza de que el presente trabajo sirva de aliado, para su aplicación en otras minas y sirva también de incen-

tivo para que en lo posible se continúe buscando mejoras a nuestros métodos operativos.

Espero, Señores Jurados, que el presente trabajo sea de vuestra conformidad.

CAPITULO II

A. GEOLOGIA GENERALIZADA DE LA MINA CERRO DE PASCO

A.1 Ubicación del Area y Accesibilidad

La mina Cerro de Pasco está situada en las estribaciones occidentales de la Cordillera Oriental del Perú, a una altura de 4,330 metros sobre el nivel del mar, en los Distritos de Yanacancha y Chaupimarca de la Provincia de Pasco, capital del Departamento del mismo nombre. Sus coordenadas geográficas son 10° 42' latitud Sur y 76° 15' longitud Oeste.

El acceso a la ciudad de Cerro de Pasco es por la carretera y ferrocarril; la primera vía tiene una longitud de 316 kilómetros, ambas contando desde la ciudad de Lima; además de estas vías, Cerro de Pasco está unido a la Capital del Perú por la carretera Cerro de Pasco-Canta-Lima. Ver Plano Nº 1.

A.2 Fisiografía y Clima

Cerro de Pasco se encuentra en una meseta elevada conocida con el nombre de Nudo de Pasco, de relieve relativamente suave. La diferencia de altura entre la parte más elevada y la más baja no pasa de 300 metros. Inmediatamente al norte de Cerro de Pasco, la meseta termina en una serie de cañones profundos con pendientes empinadas; al Sur las

pendientes son suaves y concluyen en la extensa Pampa de Junín. Fácilmente puede observarse la relación estrecha que existe entre la topografía, estructuras y rocas presentes en la zona. Es evidente que el paisaje de Cerro de Pasco ha sido modelado principalmente por acción glacial, presenta por tanto, una morfología glacial típica.

El Nudo de Pasco constituye la divisoria de dos sistemas de drenaje; uno corresponde a los ríos Marañón y Huallaga, cuyos sentidos de recorrido son hacia el Norte y el otro es el correspondiente al Lago Junín de donde nace el Mantaro.

En cuanto a clima, se puede apreciar dos estaciones: la lluviosa que va de Noviembre a Mayo y la seca que empieza en Junio y termina en el mes de Octubre. La primera está caracterizada por fuertes y frecuentes precipitaciones líquidas y sólidas precedidas generalmente de violentos disturbios atmosféricos, con una temperatura promedio de 10°C. En la segunda estación la temperatura baja en relación con la de la anterior y las precipitaciones son esporádicas. En general, el clima de Cerro de Pasco es frígido y lluvioso.

4.3 Secuencia Estratigráfica

Las rocas más antiguas que afloran en la región pertenecen al grupo Excelsior del Paleozoico Inferior; suprayaciendo discordantemente a estas rocas se encuentran los sedi-

mentos continentales del grupo Mitu que van del Pérmico Superior al Triásico Inferior; descansan discordantes sobre el grupo Mitu las secuencias calcáreas Triásico-Jurásicas Uliachín y Paria del grupo Pucará; seguidas en discordancia (en los alrededores de la zona) por areniscas y calizas cretácicas. La formación Pocobamba constituida por tres miembros, cuya edad va del Cretácico Superior al Terciario Inferior, descansa en discordancia angular sobre el grupo Pucará.

Todas estas unidades estratigráficas se encuentran formando un amplio anticlinal cuyo eje tiene dirección Norte-Sur aproximadamente. Cortando a toda esta secuencia de rocas metamórficas y sedimentarias se encuentra la chimenea volcánica de Cerro de Pasco, taponada por rocas ígneas terciarias de dos fases: una corresponde a la fase explosiva representada por rocas volcánicas y la otra corresponde a rocas intrusivas que ocurren en forma de stocks y diques.

En la siguiente columna estratigráfica se hace un resumen de las características principales de cada una de las unidades litológicas del distrito minero Cerro de Pasco. Ver Plano Nº 3.

COLUMNA ESTRATIGRAFICA DEL DISTRITO MINERO CERRO DE PASCO.

Eras	Sistemas	Unidades Estratigráficas	Descripción Litológica	Potencia (metros)
C E N O Z O I C O	CUATERNARIO	Depósitos Fluvioglaciares	Morrenas y depósitos fluvio-glaciares asociados con materiales aluviales y lacustres.	
		Diques de Pórfido Monzonítico cuarcífero Albitizado.	Pórfido monzonítico cuarcífero albitizado con fenocristales de ortoclasa, plagioclasa y cuarzo.	
	Pórfido Monzonítico Cuarcífero Cerro de Pasco	Pórfido gris claro con fenocristales grandes de ortoclasas, menores y abundantes de cuarzo y biotita.		
	Aglomerado Rumiallana	Aglomerado gris oscuro formado por fragmentos de lutitas, cuarcitas, calizas, fragmental Lourdes y pórfidos en matriz fina de material volcánico y partículas finas de rocas más antiguas.		
	Fragmental Lourdes	Roca gris-claro constituida de fragmentos silíceos y de monzonita en matriz volcánica; de apariencia porfirítica.	305	
	FORMACION POCORAMBA	Miembro Calera	Interestratificación de lutitas y areniscas rojas con capas delgadas de caliza gris-claro.	260-700
		Conglomerado Shuco	Bloques angulares y subangulares calcáreos de tamaño variado en matriz fina calcárea.	30-150
Miembro Inferior		Lutitas y areniscas verde gris intercaladas con margas y lutitas rojizas.	300-330	

Eras	Sistemas	Unidades Estratigráficas	Descripción Litológica	Potencia (metros)
MESOZOICO	CRETACIO	Grupo Machay Formación Jumasha Formación Paria-tambo Formación Ghulec	Discordancia Angular Calizas y dolomitas gris-amarillentas. Calizas, calizas dolomítica, margas y lutitas gris-oscuros. Calizas y dolomitas gris-amarillentas.	
		Grupo Goyllarizqui- sa	Areniscas bruno amarillento con intercalaciones de lutitas negras y carbón. Discordancia Angular	
	JURASICO	Grupo Pucará Formación Paria Formación Uliachín	Capas potentes y delgadas de calizas grises intercaladas con algunas capas delgadas de lutitas negras. Lutitas rojas y amarillas con intercalaciones de calizas amarillentas con chert. Discordancia Concordante	200-2900
	TRIASICO			
	PALEOZOICO	PERRINICO	Grupo Mitu Depósitos Continentales	Conglomerado formado por fragmentos de cuarcitas, lutitas y cuarzo, cementados por arena rojiza, con intercalaciones de areniscas y cuarcitas rojo ladrillo. Discordancia Angular
DEVONICO		Grupo Ex-celsior	Lutitas, filitas de color gris-negro a gris-verde cuarcitas gris claro y esquistos cloríticos.	800-1000

B. CARACTERISTICAS ESTRUCTURALES DEL TERRENO

Las estructuras principales de la zona son: pliegues cuyos rumbos generales de sus planos axiales son Norte-Sur; fracturas y fallas que forman ocho conjuntos desarrollados en períodos distintos; y la chimenea volcánica de Cerro de Pasco.

B.1 Plegamiento

Los pliegues mayores de la zona son:

- El sinclinal Cacuán Yurajhuanca, constituido por sedimentos de la formación Pocabamba, situado al oeste del Distrito de Cerro de Pasco. Ver Plano Nº 2.

El anticlinal de Cerro de Pasco-Marcapunta, cuyo núcleo está formado por rocas del grupo Excelsior y del grupo Mitu. Este ha sido fallado por un sistema de fallas pre-minerales que tienen rumbo Noroeste, buzan hacia el Suroeste y están localizados al Noroeste del cuello volcánico.

- Finalmente tenemos el sinclinal Yanamate-Colquijirca, situado al este de Cerro de Pasco, constituido por rocas del grupo Pucará y de la formación Pocabamba.

B.2 Fracturamiento

El distrito minero de Cerro de Pasco ha estado sometido a diferentes tipos de esfuerzos, los que han actuado en diferentes épocas y han desarrollado ocho conjuntos de fracturas, seis de las cuales son pre-minerales y dos post-minerales; dichos conjuntos observables son:

1. Fallas longitudinales de rumbo aproximado Norte-Sur y paralelas al plegamiento regional; a este conjunto pertenece la falla longitudinal Cerro de Pasco.
2. Fallas oblicuas al plegamiento regional; tienen rumbo Noroeste; a este conjunto pertenecen las fracturas Huislamachay-Yurajhuanca. Cabe indicar que estos dos conjuntos son: pre-actividad ígnea y también pre-minerales. Ver Plano N^o 2.
3. Fallas oblicuas al plegamiento regional, uno de cuyos sistemas tiene rumbo noroeste y el otro Este-Oeste. Estas fallas cortan los aglomerados del cuello volcánico y han sido rellenadas con la monzonita cuarcifera.
4. Fallas oblicuas a los pliegues cruzados; han sido mineralizadas con marmatita y galena, están situadas en el lado Noreste del cuerpo de sílice-pirita, cruzan a las calizas Paria donde se extiende hasta unos 700 metros.

Están arregladas en dos sistemas; el sistema San Alberto de rumbo N 35-45° E. con buzamiento entre 65 y 75° hacia el Sureste; y el sistema Matagente cuyo rumbo es S 45-60° E y buzamiento 60-85° al Suroeste.

5. Fracturas transversales al contacto de los volcánicos con el cuerpo de sílice-Pirita; están localizadas en el margen sureste de la chimenea volcánica, algunas se hacen tangenciales y paralelas al cuello volcánico; son convergentes en profundidad y han sido mineralizadas con pirita-enargita. Todos los conjuntos de fracturamientos hasta aquí descritos son pre-minerales.
6. Fallas oblicuas al contacto del cuerpo de sílice-pirita con las calizas paria; éstas cortan a los cuerpos mineralizados de plomo-zinc y han sido mineralizados con pirita argentífera.
7. Fallas longitudinales post-minerales que han desplazado longitudinalmente los cuerpos mineralizados de plomo-zinc y han producido trituración en las menas; son observables en la mina en el nivel 600 (Labores 639 y 623).

Estas fallas son el resultado de la reactivación de la falla longitudinal Cerro de Pasco.

8. Fallas oblicuas al fallamiento longitudinal post-mineral que han producido dislocaciones de los cuerpos mineralizados y de las vetas.

B.3 Chimenea Volcánica

Otras de las estructuras importantes del distrito de Cerro de Pasco es el área ocupada por rocas volcánicas y rocas intrusivas, las que en conjunto por su carácter y distribución marcan indudablemente la localización de un cráter volcánico de explosión. Esta chimenea volcánica de sección transversal elíptica (2,700 por 2,300 metros), con orientación Norte-Sur, como se puede apreciar en el Plano N^o 2, está emplazada mayormente en rocas del grupo Excelsior, aunque también corta rocas sedimentarias terciarias, por esta última circunstancia; es que se asume que la chimenea sea de edad terciaria.

Es probable que la intersección de las fallas longitudinales (Conjunto 1) con las fallas oblicuas al plegamiento regional (Conjunto 2), originó una zona permeable ó de debilidad que favoreció la ascensión del flujo magnético y la localización del cráter.

B.4 Rasgos Generales de los Yacimientos Minerales de Cerro de Pasco

Los depósitos minerales del distrito minero de Cerro de Pasco formados, unos por procesos hidrotermales y otros por oxidación y enriquecimiento supérgeno, están emplazados al

Sureste de la chimenea volcánica del mismo distrito, entre rocas del grupo Excelsior, Pucará al Este y rocas ígneas al Oeste.

Los depósitos hidrotermales ó hipógenos comprenden:

- a) El cuerpo de Sílice-Pirita que se emplazó a lo largo del contacto volcánico-caliza ó intersección de la falla longitudinal con el borde este de la chimenea volcánica. Este cuerpo es alargado en dirección Norte-Sur, en su parte superior tiene 1,800 metros de largo y 280 metros de ancho promedio; tiene la forma de un cono alargado con su base hacia arriba. Está formado principalmente por pirita y sílice en una proporción de 1:1.
- b) Vetas de cobre-plata y vetas de plomo-zinc asociadas estas últimas al cuerpo de sílice pirita.
- c) Mantos de plomo-zinc-plata.
- d) Cuerpos irregulares de plomo-zinc; y,
- e) Cuerpo de pirrotita.

Por estar la mineralización de plomo-zinc en actual explotación voy a ocuparme con un poco más de detalle de dicha mineralización.

B.5 Mineralización de Plomo-Zinc

Los minerales de plomo-zinc ocurren en forma de cuerpos irregulares, mantos y vetas, por su valor económico los cuerpos son los más importantes; en conjunto, estos cuerpos tienen la forma de un cono achatado con su base hacia arriba, inclinado en otro más grande que el cuerpo de sílice-pirita.

Los principales minerales de los cuerpos de plomo-zinc, son: galena, marmatita y galena argentífera. Las leyes de zinc disminuyen hacia arriba y las de plomo aumentan. La plata que se encuentra dentro de los cuerpos de plomo-zinc, en general, disminuye hacia la profundidad. Ver Plano Nº 4.

Estos cuerpos irregulares de plomo-zinc, algunas veces están emplazados íntegramente en las calizas Paria y la mayoría de estos están emplazados en el cuerpo de sílice-pirita, como se puede observar en la proyección longitudinal vertical de los cuerpos mineralizados de plomo-zinc de la mina Cerro de Pasco.

CAPITULO III

A. METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE CON RELLENO HIDRAULICO

El método de corte y relleno descendente con relleno hidráulico, consiste en la explotación de mineral empezando de la parte superior de un nivel hacia el inferior, es decir, de arriba hacia abajo. Después de cada corte de minado, se rellena totalmente el tajeo con relleno hidráulico de tal manera que al empezar el siguiente corte inferior, se tendrá en el techo del tajeo el relleno hidráulico, que consiste en una mezcla del relave proveniente de la Concentradora con cemento en una proporción de 1:6 en peso.

El método de corte y relleno descendente lo trataremos en dos grandes partes:

PARTE I En la recuperación de Pilares

PARTE II Aplicado como método de Explotación.

A.1 El Porqué del Método

Cuando en la mina de Cerro de Pasco se inició la explotación del cuerpo mineralizado en gran escala (70,000 ton. mensuales), se emplearon diferentes métodos de explotación, siendo el más conocido el de Corte y Relleno Ascendente por Arcos ó "Arch-Back", que consiste en la explotación de tajeos sucesivos ascendentes, separados por pilares de mineral de 3 metros de potencia (10 pies a 15 pies). Ver Plano Nº 10.

Estos pilares dejados expofesamente deberían ser recuperados posteriormente a la terminación de los tajeos ascendentes, por el método de Explotación de Cuadros, ya que el terreno se encontraba bastante fracturado por la explotación de los tajeos colindantes.

Cuando por el año de 1937 se introdujo el relleno hidráulico en la mina de Cerro de Pasco, con la exclusiva finalidad de combatir los incendios y el rellenado de labores antiguas, se inició también el estudio de la posibilidad de usar el Relleno Hidráulico en el rellenado de los tajeos activos, ya que existía la posibilidad de que el relave proveniente de la Concentradora, compuesto en su mayor parte por pirita inestable (60%), pudiera causar incendios posteriores al oxidarse con la elevación de temperatura y causar la descomposición del sulfato de zinc. Después de las investigaciones se llegó a la feliz conclusión de que la pirita inestable, al pasar a través de las diferentes procesos de concentradora, era neutralizada su posibilidad productora de incendios, debido a la acción de los reactivos, indudablemente que estas dificultades son propias de la mina Cerro de Pasco porque las primeras noticias del uso de relleno hidráulico se remonta al año de 1864 en la mina Reading Cool and Iron Co., como veremos al tratar de Relleno Hidráulico. Lograda la certeza de

usar Relleno Hidráulico para el rellenado de los tajeos activos, y, ante el elevado costo de producción por el método de cuadros, teniendo ya la necesidad de iniciar la recuperación de los pilares dejados que llegaron a acumular cientos de miles de toneladas, se empezó a hacer los estudios correspondientes para sustituir el método de explotación por cuadros, por el método de Corte y Relleno Descendente con Relleno Hidráulico, allá por el año de 1968.

Al lograr óptimos resultados en la Recuperación de Pilares, se amplió el uso del método de Corte y Relleno Descendente con Relleno Hidráulico a las partes del cuerpo mine ralizado donde no sólo los pilares eran de difícil sostenimiento, sino toda el área completa y en donde para su explotación se empleaba el método de cuadros. Se inicia de esta manera, por el año de 1971, el empleo del método de Corte y Relleno Descendente, como un método de explotación en grandes áreas, dando nacimiento a los más conocidos con el nombre de Paneles.

A.2 Comparaciones Analíticas con Otros Métodos de Explotación

No es propósito hacer un estudio extenso y detallado de los diferentes métodos de explotación usados en la mina de Cerro de Pasco como el método de Tajo Abierto, método

de Block Caving, método de cuadros, método de Corte y relleno Ascendente por arcos, en relación con el método de Corte y relleno Descendente, sino simplemente comparar en dos factores:

- a) En costos, ya que cada método de explotación tiene casi definidos sus costos directos de explotación.
- b) La eficiencia, rendimiento económico por hombre/guardia que también es casi propia de cada método, pero más factible de mejorar mediante la mejora de ciclos y mejoras propias de la Ingeniería de Minas.

Y la idea es sólo compararlo con el método al cual ha reemplazado, o sea, al de cuadros, pero para situarlo mejor entre el resto de métodos usados, también está considerando el método que tiene más próxima similitud, por el otro lado en cuanto a Costos y Eficiencia se requiere.

Estas comparaciones se muestran en los siguientes cuadros y cuyos datos han sido tomados de los archivos de la Oficina de Minas y de la Oficina de Ingeniería, desde el año en que se realizó el cambio de método.

A.3 Análisis y Comentarios de los Cuadros Analíticos

Cuadro # 1 Muestra el total de toneladas obtenidas en cada mes de 1968, de cada método con sus respectivas cantidades de tareas-guardia trabajadas, lo que nos permite sacar la eficiencia en toneladas por hombre-guardia, obtenidas en 1968, año en que se inició el Corte y Relleno Descendente y en el cual están en plena ejecución los métodos de Cuadros y Corte y Relleno Ascendente.

En este cuadro se puede apreciar que por el método de Corte y Relleno Ascendente se obtiene un 60% del tonelaje con una eficiencia promedio de 13.30, un 30% por el método de cuadros con una eficiencia de 5.80 y por Corte y Relleno Descendente sólo un 10%, con una eficiencia de 6.10 ton/hombre-guardia, debido a que en este año, recién se inicia este método, presentándose problemas propios de cada iniciación.

En resumen se observa que el método de Corte y Relleno Ascendente, Cuadros y Corte y

Kelleno Descendente, en producción están en proporción de 6:3:1:, produciéndose los 2 primeros con eficiencia máxima.

Cuadro # 2

Muestra Producción y Eficiencias en 1969, igual comentario que el anterior, pero mientras en eficiencia el método de Cuadros y Corte y Kelleno Ascendente se mantienen casi igual, se nota un ligero aumento en el Método de Corte y Kelleno Descendente. En producción la proporción también varía en un incremento hacia el Corte y Kelleno Descendente y una disminución en el método de cuadros.

Cuadro # 3

Este cuadro nos hace ver que en 1970 el método de cuadros desaparece como método de explotación, cediendo su producción en tonelaje al método de Corte y Kelleno Descendente, hasta situarse a una proporción de 3 a 1 con respecto al método de Corte y Kelleno Ascendente. En cuanto a eficiencia, sigue aumentando en el Corte y Kelleno Descendente mientras que el otro permanece casi igual.

Cuadro # 4 En el año 1971, se mantiene la proporción en cuanto a producción pero la eficiencia sigue aumentando en la de Corte y Relleno Descendente.

Cuadro # 5 En 1972, las eficiencias casi no varían, pero aumenta el tonelaje en el Corte y Relleno Descendente.

Cuadro # 6 El aumento en eficiencia es en ambos métodos en 1973, pero en tonelaje, el Corte y Relleno Descendente se pone en progresión de 2.5 a 1.5.

Cuadro # 7 Muestra el resumen de los tonelajes y eficiencia desde el año 1968 a 1973, mientras en Cuadros y Corte y Relleno Ascendente las eficiencias casi no varían, se ve un incremento paulatino en el Corte y Relleno Descendente. En cuanto al tonelaje, es notable la desaparición del método de Cuadros.

Cuadro # 8 Muestra los costos directos e indirectos de los tres métodos en el año 1968. Se puede apreciar que el más alto costo lo

tiene el Corte y Relleno Descendente debido a que este año recién se implanta el método, para lo cual se tuvo que realizar varios experimentos lo que redundó en un mayor costo de producción.

Cuadro # 9 Este cuadro nos hace ver igualmente, los costos directos e indirectos de los tres métodos. En 1969 podemos observar que mientras aumentan los costos de producción en el método de cuadros, disminuye ostensiblemente los costos en el método de Corte y Relleno Descendente.

Cuadro # 10 Es una ilustración de los detalles para determinar los rubros que intervienen en los Costos Directos en el mes de Enero de 1969, de los 3 métodos.

Cuadro # 11 Igualmente este cuadro analiza los costos directos e indirectos durante el año de 1970, de los 2 métodos ya que el método de cuadros desaparece.

Cuadro # 12 Sigue analizando los costos directos e indirectos de producción en 1971. También

nos hace ver que como los años anteriores, los costos entre el Corte y Relleno Descendente es casi el doble que el costo del método de Corte y Relleno Ascendente.

Cuadro # 13 En este cuadro presentamos los costos directos obtenidos en 1972, analizando por zonas y por métodos. La proporción entre uno y otro sigue manteniéndose casi igual.

Cuadro # 14 Muestra los resultados obtenidos en el 1973 en lo referente a Costos por Zonas.

Cuadro # 15 Analiza los costos directos de producción obtenidos en el año 1968 a 1973. Es interesante observar que mientras en los Métodos de Cuadros y Corte y Relleno Ascendente, los costos van incrementándose cada año más, sucede lo contrario con el método de Corte y Relleno Descendente, que van disminuyendo. Esto se debe a que este último cada año va mejorando en su eficiencia y en su ejecución.

Cuadro # 16 Detalla la programación en los costos directos para los 6 primeros meses de 1974, para

cada zona, para el método de Corte y Relleno Descendente. Los detalles de estas cifras los encontramos como ejemplo en los cuadros # 18 y 19.

Cuadro # 17 Igualmente muestra la programación de Costos y Tonelaje para los primeros 6 meses de 1974 por zonas, para el método de Corte y Relleno Ascendente. Como ejemplo para detallar más estas cifras, tenemos los cuadros # 18 y 19.

Cuadros # 18 y 19 Estos cuadros nos ilustran detalladamente el sistema seguido para programar los costos directos de producción para los primeros 6 meses de 1974, para las zonas III y IV respectivamente.

Muestra los costos para rubros, haciendo uso de factores unitarios, lo que nos conduce a una fácil determinación del costo directo por rubro, que da en forma global los cuadros # 16 y 17, para los 2 métodos.

Cuadro # 20 Analiza en resumen la programación de gastos totales, tonelaje y costos directos unitarios por tonelada, de todas las zonas de la unidad Cerro de Pasco, para los primeros 6 meses de 1974.

**B. PLANIFICACION DEL METODO DL CORTE Y RELLENO DESCENDENTE CON
RELLENO HIDRAULICO**

Como ya indicamos, el método lo hemos dividido en dos grandes partes, es decir:

PARTE I La recuperación de Pilares, y

PARTE II Aplicando como Método de Explotación.

Para mejor didáctica, trataremos cada una de estas Partes separadamente, pero para evitar repeticiones de operaciones similares, equipos, materiales, etc., haremos mención del Capítulo 8 página en la que ya se expuso detalladamente.

Por lo tanto, seguidamente pasamos a tratar la Parte I.

PARTE I

CORTE Y RELLENO DESCENDENTE EN LA RECUPERACION DE PILARES

En esta parte vamos a tratar la manera cómo se aplica el método en la explotación de los pilares de mineral dejando entre dos tajeos ya explotados. Ver Plano Nº 10.

A. PARAMETROS

A.1 Ancho del Pilar

El ancho de los tajeos en la recuperación de pilares depende de:

- a) Dureza del terreno mineralizado.
- b) Presiones laterales.

De acuerdo a esto, cuando se planificó los tajeos de Corte y Relleno Ascendente por arcos, se dejaron los pilares de mineral de un ancho de 10 a 15 pies. Para nuestro caso vamos a estandarizar este parámetro a 3.00 metros. Ver Plano Nº

A.2 Alto del Tajeo

Este parámetro está limitado por los siguientes variables:

- A) Calidad de la loza del techo, que ya veremos oportunamente.
- b) Consistencia de las cajas laterales, que están constituidas por tajeos ya rellenados.

- c) Facilidad para el transporte de los postes de madera y tubos.
- d) Longitud y ancho del tajeo.

En la actualidad, en la recuperación de los pilares, la altura de los tajeos varían entre 10 y 12 pies, nosotros lo vamos a estandarizar a un alto de 3.00 metros. Ver Plano Nº 5.

A.3 Largo del Tajeo

Este parámetro depende, en general, de la planificación de los tajeos primarios y para ello se tiene en cuenta toda una área del cuerpo mineralizado, además limitan esta longitud:

- a) Calidad de sostenimiento del techo.
- b) Eficiencia del ciclo de limpieza de mineral a mayor longitud, menos eficiencia en el rastrillaje de mineral.

En el caso de la mina de Cerro de Pasco, la longitud de los pilares varían de 100 a 160 pies; nosotros, en el presente trabajo, lo estandarizaremos a 30 metro de largo. Ver Plano Nº 5.

B. EQUIPO MECANICO Y ELECTRICO Y MATERIALES

El equipo minero tanto mecánico como eléctrico, así como los materiales empleados para llevar adelante el método en la unidad Cerro de Pasco, es el siguiente:

B.1 Perforación

La perforación se realiza con máquinas perforadoras Jack-legs, de las siguientes fábricas: Atlas Copco, Ingersoll Rand, BBC 25 W, BBC 24 W, JR 300 4, R 300 4.

Los barrenos son hexagonales de 7/8" de diámetro, de fabricación Sueca, Mexicana, Brasilera y últimamente Finlandesa.

Winchas para Carguío

Para la limpieza del mineral del tajeo a los chutes de extracciones, utilizamos winchas eléctricas cuyas características de los motores son las siguientes:

Tipo	NV.180 M4
Potencia	15 HP a 4,500 m.s.n.m.
Factor de Servicio	1.15
Velocidad	1,750 r.p.m.
Tensión	440 V.
Frecuencia	60 HZ
Arranque	Directo

Forma Constructiva Con brida y eje
especial para wincha.
Peso 172 Kgs. cada motor
Precio \$/ 60,120.00

Estos motores son de fabricación nacional y los produce la firma DELCROSA.

También se pueden usar otras winchas eléctricas de dos tamboras, como las marcas SALA, Ingersoll-Rand, pudiendo variar su potencia entre 10 y 25 HP.

Asimismo, cabe hacer notar que también pueden utilizarse winchas neumáticas.

Pala Cavo 310

Esta pala neumática con llantas de jebe de gran maniobrabilidad, la hemos introducido para trabajar en los Paneles Cruzados ó Michi con los mejores resultados, como lo ha demostrado un estudio realizado por el Departamento de Ingeniería Industrial, en comparación con el sistema de winchas de rastrellaje.

Estudios de tiempo y movimiento realizados en los Paneles "Michi" de la Zona IV, arrojaron los siguientes resultados: Ver Apéndice Nº III.

Capacidad de la cuchara 0.13 m³
Capacidad de la Tolva 1.00 m³

Capacidad de la Tolva en Tons. 2,614 tons.
Número de viajes por hora 11.6
Distancia promedio recorrida 31.0 mts.
Eficiencia observada a 31.0 mts.
y con 8 tareas/guardia 16.67 tons/hombre

Rastrillos

Los rastrillos usados son de fabricación nacional, hechos en los Talleres de Maestranza de la Unidad Cerro de Pasco, siendo las características las siguientes: 1 mt. de ancho, pesa 0.3 tons. y tiene una capacidad de 0.13 m^3 , carga 0.5 tons.

Cables de Rastrillaje

La longitud varía de acuerdo a las dimensiones del tajeo y el diámetro de 1/2" para tracción y de 5/8" para retorno.

B.3 Para Sostenimiento

1. Madera.- La madera utilizada procede de la selva peruana, principalmente de la región de Huánuco, La Merced, etc.. Esta madera se utiliza mayormente en la forma de postes de redondos de 10 a 12 pies de largo por 8 a 10 pulgadas de diámetro. Las medidas y algunos cálculos referentes a la madera los daremos en el sistema de medidas inglesas, ya que la comercialización de la madera se hace en este sistema. En lo posible se harán las conversiones

necesarias al Sistema Métrico Decimal.

Son varias las calidades de madera utilizada, pero para efecto de nuestros cálculos, tomaremos la que más se utiliza que es el Eucaliptus, cuyas características estudiadas por el Ing^o Jorge Bueno de la Universidad Nacional Agraria, Departamento de Industrias Forestales, en su obra "Postes de Madera para Líneas Aéreas de Conducción de Energía" son:

- a) Contenido de humedad 96 %
- b) Flexión Estática
- | | |
|------------------------------|---------------------------------------|
| Módulo de ruptubilidad | 678 Kg/cm ² |
| Módulo de Elasticidad | 122.211 x
1,000 Kg/cm ² |
- c) Compresión paralela
- | | |
|------------------------------------|---------------------------------------|
| Esfuerzo límite proporcional | 232 Kg/cm ² |
| Carga máxima | 305 Kg/cm ² |
| Módulo de Elasticidad | 134.967 x
1,000 Kg/cm ² |
- d) Compresión perpendicular 50 Kg/cm²
- e) Dureza
- | | |
|-----------------------------|-----------------------|
| Extremos | 511 Kg |
| Lados | 571 Kg |
| Cizallamiento | 91 Kg/cm ² |
| Tensión perpendicular | 63 Kg/cm ² |

f) Densidad

Densidad básica, basada sobre peso
seco y volumen seco al horno 0.57
Densidad basada sobre peso y volumen
seco al horno 0.74

g) Contracción

Radial 6.1
Tangencial 14.6
Volumétrica 20.0

2. Tubos Metálicos.- Utilizados como postes de sostenimiento en reemplazo de la madera. La calidad de los tubos son del Programa 80, de industria norteamericana, que de acuerdo al Manual del American Institute of Steel Construction son:

Diámetro exterior 11.43 cm.
Diámetro interior 9.72 cm.
Espesor 1.71
Peso 22.29 Kg/cm.
Momento de Inercia $I = A r^2$ 400.05 cm⁴
Area A 28.43 cm²
Radio de giro 3.76 cm.
Tipo de acero A - 36
Punto de Fluencia f_s 2,530.8 Kg/cm²

3. Loza de Concreto.- Mezcla de relave de Concentradora con cemento en proporción de 1:6 en peso.

4. Malla de Alambre.- Las características son:

Calibre 8 x 8 A.S.W.G.
Cocada 10 cm x 10 cm
Diámetro fierro dulce 0.3 cm.
Area del alambre 0.0708 cm²
Perímetro de cada alambre. 0.94 cm
Peso de la malla por m² .. 1.215 Kg/cm²
Esfuerzo de fluencia 500 Kg/cm²
Esfuerzo de trabajo a la
tracción 300 Kg/cm²
Módulo de elasticidad 1.7 x 10⁶ Kg/cm²

Soldada eléctricamente en todos sus puntos de contacto. Industrialmente se venden en rollos de 45.75 m. x 1.5 m. de ancho a un precio de \$ 3.78 el pie y lo distribuye la firma PROLANSA.

Crudo Sintético.- Es un tejido de propileno de 100 gm/m² de 1.50 a 2.00 metros de ancho, usados en la preparación para Relleno Hidráulico y los distribuye Sacos del Sur S.A. a un costo de \$ 11.00 m².

Tablas de madera.- Utilizadas en la preparación para relleno de 10" x 2" x 5'.

PREPARACION PARA LA RECUPERACION DE UN PILAR

Las preparaciones previas de un Pilar, antes de empezar a trabajarlo como tajeo, consiste en la adaptación de los chutes de los tajeos antiguos y en los trabajos necesarios para colocar la primera loza de concreto. Las preparaciones por realizar son:

C.1 Chimenea de Extracción

Es el primer paso y consiste en la rehabilitación de las chimeneas que fueron utilizadas por los tajeos de Corte y Relleno Ascendente en Arcos, las que se encuentran limitando el ancho del pilar. La rehabilitación se hace tanto para la extracción de mineral como para camino del nivel superior al inferior. Ver Plano N^o 11.

C.2 Sub-Nivel

Si el terreno es lo suficientemente consistente, el sub-nivel se empieza a partir de la chimenea de extracción con un ancho de 3.00 metros en su parte baja con un alto de 2.00 metros.

Si el terreno es fracturado ó de consistencia débil, la corrida del sub-nivel se realiza con sostenimiento de dos filas de cuadros de 1.50 m. de ancho por 2.00 m. de alto, a lo

largo de todo el sub-nivel. Ver Plano N^o 11.

C.3 Preparación para Relleno Hidráulico

Consiste en hacer los trabajos necesarios para colocar en el piso del sub-nivel la primera loza de concreto que servirá de techo al primer corte del tajeo en el piso inferior.

La preparación para relleno Hidráulico se realiza mediante las siguientes operaciones:

a) Líneas de entrada del Relleno Hidráulico

La primera operación en la preparación del sub-nivel para rellenarlo consiste en la conexión de las líneas de entrada del Relleno Hidráulico por tuberías de 4" de diámetro y se conectan tendidos en el piso del sub-nivel, paralelas entre sí y al eje mayor del sub-nivel. Las tuberías van conectadas por el piso y cubiertas por mineral suelto, con el objeto de recuperarlas en el siguiente corte del tajeo. Ver Plano N^o 6.

La práctica nos ha enseñado que las líneas de entrada deben ser dos, porque cuando se usa una sola con más de una salida de relleno, se producía atoro en la tubería. Asimismo, los puntos de relleno deben ser más de uno porque el relleno debe ser total de toda el área abierta del sub-nivel y como el Relleno Hidráulico no se deposita horizontalmente sino que tiene un ángulo de reposo aproxí

mado de 42, la práctica nos ha demostrado que para tajeos de 3 mts. de ancho, el radio de influencia de cada punto de relleno es de \pm 10 mts. por lo tanto, la longitud de cada línea de entrada del Relleno Hidráulico será de 20 y 10 mts. Ver Plano N^o 6.

Al final de cada tubo se pone una "tee" de 4" con una longitud superior de 1.00 mt. al final del cual se le hace una rosca interior, con el objeto de agregar un niple de tubo de diámetro inferior, que se conecta después de haber rellenado el tercio, es decir, la mezcla de relave con cemento. La longitud del niple debe ser tal que alcance la altura abierta más alta del subnivel con el objeto de lograr un relleno total. Ver Plano N^o 6.

b) Tendido de cables usados

Se tiende dos cables usados de 1/2" de diámetro, a lo largo de todo el sub-nivel y pegado a las cajas laterales, con la finalidad de usarlos como puntos de apoyo de las poleas, en el rastrillaje de mineral, en el corte siguiente del tajeo. Se usa estos cables porque las condiciones del terreno son generalmente deleznales.

c) Tendido de redondo de madera

A lo largo de toda la longitud del sub-nivel, espaciados a 1.50 metros y transversales al eje mayor, sobre los tubos de entrada del Relleno Hidráulico, se tienden redon-

dos de madera de 3.00 mts. de longitud por 8" a 10" de diámetro. Estos redondos tienen la finalidad de ayudar al sostenimiento del techo del tajeo, que conjuntamente con la loza de concreto y los postes, como veremos oportunamente, constituyen el sostenimiento total del tajeo.

Total se emplean $\frac{30}{1.5} = 20$ redondos.

Ver Plano N° 7.

d) Malla metálica

Sobre los redondos se tienden a lo largo de todo el sub-nivel, dos rollos de malla metálica cuyas características se dió en la página 32. Tienen la finalidad de darle mayor consistencia y uniformidad a la loza de concreto.

e) Entablado

En la cara del sub-nivel, frente a la chimenea de extracción del mineral, se realiza un entablado (puede ser también malla metálica), con el objeto de contener el Relleno Hidráulico dentro del sub-nivel. Entre tabla y tabla se deja una abertura de 0.025 mts. que servirá para drenar el agua del relleno. Si las tablas son de 25 cms. de ancho por 0.05 m. de espesor y 1.5 m. de largo, el número de tablas empleadas será de:

$$N = \frac{3.00}{0.25 + 0.025} \times 2 = \frac{6}{0.275} = 22 \text{ tablas.}$$

Crudo sintético

Con la finalidad de contener todos los finos del Relleno Hidráulico dentro del sub-nivel, se coloca un tejido de propileno sobre el entablado, colocado interiormente del sub-nivel. Este tamiz se alarga a 2.00 metros sobre el piso y cajas del sub-nivel, para evitar todo lo posible el escape de lama.

C.4 Relleno Hidráulico

a) Historia

Brevemente se resume la historia del Relleno Hidráulico como sigue:

- 1864 - La Reading Coal and Iron Co. rellenzó labores antiguas de una mina con material estéril, transportando por tuberías con agua, en Pennsylvania, E.E.UU., con el objeto de evitar el hundimiento de una iglesia.
- 1884 - En una mina de Pennsylvania, se usa por primera vez el Relleno Hidráulico para combatir incendios.
- 1901 - Se aplica en la mina de Carbón, Misionita, Silesia, Alemania.
- 1909 - En Africa lo aplicaron por primera vez en la mina Village Gold en Transvaal. en Africa.

1917 - La Anaconda Company en Butte, Montana, EE.UU., lo introduce en sus minas para controlar incendios.

Por los años de 1920, la mina Matahambre, en Cuba, aplica el Kelleno Hidráulico en escala Industrial y como parte integrante de sus métodos de explotación. Por los mismos años, igual procede la Homestake Mining Company.

A partir de esta fecha, se intensifica el uso de Kelleno Hidráulico en los diferentes métodos de explotación minera, en diferentes partes del mundo.

1937 - En la mina Lourdes de Cerro de Pasco, se utiliza por primera vez el Kelleno Hidráulico con la finalidad de combatir incendios.

1968 La mina Lourdes de Cerro de Pasco inicia el uso de Kelleno Hidráulico como parte integrante de los métodos de explotación, después de minuciosos estudios en laboratorios.

b) Ventajas

1. La fuente de abastecimiento del Kelleno Hidráulico es gratuita, procede de los relaves de la Concentradora.

2. El transporte por tuberías es más veloz y económico.
3. Al introducirlo en los tajeos, no necesita esparcirlo en la labor.
4. Los tajeos y labores de forma irregular son rellenados totalmente.
5. Refresca el ambiente en zonas calientes.
6. Reduce la cantidad de polvo.
7. Facilidad para combatir incendios subterráneos.
8. Soluciona el problema de almacenamiento de los reglaves en superficie y la posible contaminación de las aguas.
9. Deja mayor disponibilidad de carros metaleros y locomotoras en la mina.

c) Desventajas del Relleno Hidráulico

1. El agua del Relleno Hidráulico puede crear problemas de drenaje y sostenimiento.
2. Un mal sistema de cunetas en la mina puede ocasionar que los finos que escapan del Relleno Hidráulico, se depositen en las galerías ocasionando problemas en transporte subterráneo.

d) Requisitos que debe reunir un Relleno Hidráulico

Los requisitos de un Relleno Hidráulico deben tender a una rápida compactación, para evitar demoras en el reinicio del minado, y en una magnitud de compactación para evitar el movimiento de las cajas laterales del tajeo.

En cuanto a los requisitos de cantidad, en el caso de Cerro de Pasco, la cantidad de relaves de la Concentradora es más que suficiente para abastecer la demanda de la mina, ya que cuenta con la ayuda de los relaves provenientes del tratamiento del mineral del Tajo Abierto. Los requisitos de calidad, podemos resumirlos en los siguientes:

1. Resistencia al hundimiento.-

Requisito necesario para los tajeos de Corte y Relleno Ascendente, en los cuales se realiza tráfico de personal y la reiniciación de la perforación. Se ha comprobado que a las doce horas de rellenado, el relleno tiene una resistencia de 1.6 Kg/cm^2 . Asimismo la pisada del hombre produce 0.5 Kg/cm^2 y la máquina perforadora ejerce una presión de 1.6 Kg/cm^2 .

La resistencia al hundimiento se puede acelerar mediante el uso de pequeñas mezclas con cemento, con acelerantes, como Cloruro de Calcio, etc.

2. Estabilidad del Techo en Tajeos Descendentes.

Es fundamental, ya que las operaciones del minado se realizan debajo del relleno Hidráulico. Para conseguir este requisito se usan sustancias cementantes para darle al techo mayor resistencia y cohesión. Después de varias pruebas se ha adoptado el uso de cemento mezclado con la lama del relave de Concentradora en una proporción de 1:6 en peso.

e) Densidad de Pulpa

Entendemos por densidad de pulpa del Relleno Hidráulico al peso que tiene la unidad de volúmen.

La densidad del Relleno Hidráulico depende de:

1. La gravedad específica de las partículas sólidas, que como sabemos tienen diferentes composiciones mineralógicas. Está dado por el promedio pesado de ellos.
2. También dependen del ordenamiento de las partículas sólidas, o sea, el grado de compactación.
3. Por el porcentaje de la humedad, es decir, por el contenido de agua.

Según los reportes mensuales de Concentradora, tenemos una densidad de pulpa promedio de 1,372 gramos/litro, en la alimentación. Para tener un ejemplo de la composición de la alimentación de pulpa, demostramos el Cuadro NS 21.

La densidad de pulpa de la descarga, después de la performance de los ciclones, da un promedio de 2100 gr/lt, como se muestra en el Cuadro N° 22.

f) Análisis Granulométrico

Por las características del mineral de la mina Cerro de Pasco, la molienda es de un grado finísimo para liberar los diferentes minerales y, esto da como resultado, unas colas con bastante contenido de finos (lama); por lo que cerca del 80% de la lama está entre las mallas + 400 y - 400.

Es muy importante tener presente la granulometría del Relleno Hidráulico, ya que ello nos permite saber la proporción existente entre la cantidad de partículas de cada tamaño con respecto al total.

La Planta Concentradora de Cerro de Pasco, realiza mensualmente análisis granulométricos, los mismos que nos orientan en nuestro sistema de Relleno.

A continuación mostramos un ejemplo de esos análisis de malla en el Cuadro N° 23, teniendo en cuenta la performance de los ciclones.

g) Análisis de Bombas-Ciclones

A comienzos de 1972, se instaló la Planta Automática de Relleno Hidráulico a un costo de S/ 10'000,000,00, cuyo

control se hace desde un panel central, a donde llega toda la información electrónicamente.

Desde 1968 a 1971, el sistema de Relleno Hidráulico funcionaba a control mecánico y los datos eran conseguidos independientemente.

La densidad del Relleno era dada por una balanza Marcy, el cemento era alimentado con un regulador de Cadena cuyo dial era regulado según la mezcla que se requería.

La nueva Planta Automática, igual que la anterior, trata los relaves que llegan de Concentradora, por medio de un canal de madera, a 3 bombas DENVER S.R.L. 8 x 6, con forros de jebe, para evitar el desgaste, de 75 HP y con una capacidad de 1000 galones por minuto cada una, de las cuales 2 trabajan constantemente mientras la otra está de reserva para cualquier emergencia. Cada bomba envía los relaves por medio de tuberías de 20.3 cms. de diámetro a un par de ciclones Krebb D.10B, de 38.1 cms. de diámetro con una abertura de 8.9 cms. de diámetro en el rebose y de 5.2 cms. de diámetro en la descarga. La presión de entrada a los ciclones es de 0.7 Kg/cm^2 . El diámetro del rebose como el de descarga se cambia de acuerdo a la cantidad de flujo que se desea.

El rebose de los ciclones, va a un canal para ser conducido a la cancha de relaves, y la descarga para el Tanque

nivelador, cuyo fin es mantener completamente lleno el medidor de flujo y sostener el tubo de 6" de diámetro, que sostiene al densímetro. Para esto, hay una válvula controlada automáticamente, que regula el paso del Relleno en tal forma que el nivel de carga en el tanque siempre es el mismo.

Del tanque nivelador la mezcla pasa por el densímetro OHMART, que mide la densidad, basándose en la absorción de rayos gama por los sólidos del Relleno; la fuente emisora es Cesio 137, la diferencia entre los rayos gama emitidos y recibidos, dan la lectura directa de la densidad del Relleno que va pasando en ese instante.

La información es enviada al Computador de masa instalado en el panel de control.

El medidor de flujo es magnético y su funcionamiento está basado en medir la corriente inducida que se produce por el paso del Relleno, entre 2 electroimanes; esta información juntamente con la anterior, nos dará las toneladas cortas secas del Relleno por hora que está pasando en el momento.

Toda la descripción anterior es dada por el técnico que instaló el controlador automático.

El cemento que se utiliza para el mezclado, es suministrado por la Fábrica de Cemento Andino y llega a la Planta

de Relleno Hidráulico por ferrocarril en unos depósitos metálicos llamados "Containers" de unas 40 tons. de capacidad y es descargado neumáticamente a un silo de almacenaje que tiene una capacidad de 200 tons. Del silo pasa al tanque de aireado por medio de un compresor, en donde el polvo es absorbido por el filtro instalado en la parte superior del Silo y el cemento es alimentado a la faja y tanque mezclador. Ver el Diagrama Nº 1.

La función principal de toda la instalación es la siguiente:

El controlador del radio de cemento del panel recibe la información del computador de masa, o sea, las toneladas por hora, y de acuerdo al radio cemento-relleno solicitado, aumentará ó disminuirá la velocidad del motor del alimentador en el aireador y la faja hasta llegar al radio pedido, conforme reciba información de la balanza instalada en la faja.

Del tanque mezclador, el relleno pasa a un tanque distribuidor, del cual salen las tuberías por las que se conduce el relleno a los diferentes niveles y tajeos de la mina. Ver Diagrama Nº 1.

Los datos ó controles del panel son los siguientes:

1. Radio de cemento-relleno (mezcla).

2. Gravedad específica del relleno.
3. Galones por minuto de la pulpa.
4. Toneladas de relleno por hora.
5. Toneladas de cemento por hora.
6. Densidad.
7. Defectuosa alimentación.
8. Tubería atorada.
9. Paradas largas de la Planta.
10. Cantidad de agua.
11. Computador general.

La instalación electrónica del sistema, permite realizar todas las operaciones desde el panel de control y puede paralizar automáticamente el sistema. La operación de toda la planta solamente requiere un operador.

h) Ciclones

El material utilizado para el Relleno Hidráulico son los relaves que provienen de la Planta Concentradora de Paragsha, que trata un promedio mensual de 160,000 toneladas cortas, es decir, un poco más de 5,000 toneladas al día.

De los relaves que resultan del tratamiento de dicho mineral, aprovechamos ± el 48%, depositándose en las canchas de relave sólo los finos. Ver análisis de malla en el Cuadro N^o 23.

El seleccionado de este material se realiza mediante Ciclones, los que se encargan de clasificar los relaves por tamaños de partículas, no importando la capacidad; ya que esto se soluciona agregando más Ciclones en paralelo. En nuestro caso utilizamos permanentemente 4 Ciclones, teniendo siempre 2 como reserva.

i) Orificios Principales de un Ciclón

Para obtener una buena clasificación, es necesario una interdependencia entre los diferentes orificios de un Ciclón y también la presión.

Los orificios son los siguientes:

1. Orificio de Entrada: Este orificio controla la velocidad de entrada de la pulpa al ingresar al Ciclón. Su principal función es lograr una alimentación uniforme en el punto de entrada evitando en lo posible la turbulencia para pre-orientar las partículas al punto tangencial de las paredes del cilindro, y también para evitar que las partículas grandes en movimiento vayan hacia el rebose (vortex finder).

Tiene un área de 70.97 cm^2 y una presión de alimentación de 0.56 a 0.84 kg/cm^2 .

2. Orificio de Rebose:

Es uno de los más importantes, conocido también como Vortex Finder, porque la mejor separación depende de este orificio. El tamaño de este orificio influye mucho en la separación de los sólidos porque tiene efecto sobre la caída de presión en un volumen dado.

Cuanto más grande es el orificio, separa más sólidos al rebose (overflow) y cuanto más pequeño es el orificio, se van menos finos al rebose, pero cuando es muy pequeño es perjudicial, ya que reduce el volumen y velocidad del Ciclón. Tiene un diámetro de 8.89 cms.

3. Orificio de Descarga:

Llamado también Apex ó vértice, tiene la función de descargar los materiales gruesos, de tal forma

que un material de máxima densidad tenga una suave descarga. El tamaño de este orificio debe ser grande, de tal modo que permita la descarga (under flow) de cierta cantidad de sólidos gruesos. Nunca debe ser tan pequeño como para provocar una salida a chorro, ni tampoco debe obstaculizar la salida de todo el material clasificado utilizable. El tipo del orificio de descarga en la Planta de Relleno de Cerro de Pasco es fijo y de cerámica para que resista a la brasión y de 5.08 cms. de diámetro. Este orificio nos permite calcular el tonelaje de Relleno que se envía a la Mina, también la gravedad específica del material sólido, % de sólidos, etc.

Los ciclones utilizados en la Planta de Relleno Hidráulico de Cerro, son del tipo Krebs.

j) Características de un Buen Ciclón

Podemos resumirlas en:

1. El orificio de rebose (vortex finder) debe ser igual a $1/3$ a $1/4$ del diámetro del ciclón de 38.10 cms. de diámetro.
2. El área del orificio de entrada debe tener \pm del 60% al 70% del área del orificio de rebose y debe ser de forma rectangular, con su lado mayor, vertical y paralelo al eje del ciclón; para introducir la mayor cantidad de flujo.
3. Debe tener una sección cilíndrica que se extienda desde la entrada hacia abajo; aproximadamente de 1 a 1.5 veces del diámetro del ciclón.
4. La parte cónica debe tener un ángulo interior entre los 120° y 200° , o sea, a menor diámetro, menor ángulo.
5. Las superficies internas del ciclón deben ser lisas y perfectamente concéntricas al eje de rotación del ciclón y muy resistente a la abrasión.

En los ciclones se logra una mejor separación, cuando el promedio de gravedad específica es mayor a 2.7, y la forma de las partículas redondeada, siendo el líquido que los conduce agua.

k) Cálculo de la Cantidad de Reliente

Conocemos los datos:

1.- Capacidad de los Cilindros		
1-2 y 3-4	=	0.4819 m ³
2.- Capacidad del tanque de		
los ciclones 5-6	=	0.2761 m ³
3.- Gravedad específica de la		
descarga U/F	=	4 gr/cm ³
4.- Gravedad específica del		
reboso O/F	=	3.85 gr/cm ³
5.- Gravedad específica de la ali-		
mentación	=	3.90 gr/cm ³
6.- Porcentaje de sólidos utiliza-		
bles U/F	=	36.61 %
7.- Porcentaje de sólidos en el reboso		
O/F	=	61.39 %
8.- Gravedad Específica: Ciclones		
1-2 y 3-4 en 94 seg.	=	2030 gr/Litro
5-6 en 73 seg.	=	2110 gr/Litro
9.- Flujo de Ciclones 1-2 y 3-4	=	
0.481 m ³ x 60' x 60"	=	1731.6 m ³ /hora
10.- Flujo de los Ciclones	=	
5-6 = 0.276 m ³ x 60' x 60"	=	993.6 m ³ /hora

Para ciclones 1-2 ó 3-4

X = sólidos cuya densidad es 4 gr/cm^3

Y = Agua cuya densidad es 1 gr/cm^3

1 Litro = 1000 cm^3

$4x + y = 2030 \text{ gr/litro}$

$x + y = 1000 \text{ cm}^3$

Resolviendo:

$x = 343.33 \text{ cm}^3$ de sólidos

$y = 656.67 \text{ cm}^3$ de agua

$P = V \times D$

Peso sólido = $343.33 \text{ cm}^3 \times 4 \text{ gr/cm}^3 = 1,373.36 \text{ gr.}$

Peso de agua = $656.67 \text{ cm}^3 \times 1 \text{ gr/cm}^3 = 656.67 \text{ gr.}$

2,030.03 gr/litro

Si 0.4814 cm^3 entra en 94 seg., en una hora serán:

En una hora entrará:

$$\frac{4814 \text{ cm}^3 \times 3,600}{94} = 18,436,595 \text{ cm}^3/\text{hora}$$

Convirtiendo a litros = 18,436 litro/hora

$P = V \times D$

$P = 18,436 \text{ lit/hora} \times 2030 \text{ gr/lit.} = 37,425,080 \text{ gr/hora}$

Si TM = 1'000,000 gr.

$P = \text{TM/hora} = \frac{37,425,080}{1,000,000} = 37.425 \text{ Tons.}$

$P = 37,425 \times 1.102 = 41.24 \text{ Tons.}$

Teniendo en cuenta el porcentaje de sólidos:

$$\begin{array}{r} 2030 \text{ gr/lit.} \text{ ----- } 100\% \\ 1373.36 \text{ ----- } X \end{array}$$

$$X = 67.63\%$$

$$\text{Pesos sólidos} = 41.24 \times 67.63 = 27.89 \text{ tons/hora}$$

Para los ciclones 5-6

$$4X + Y = 2110$$

$$X + Y = 1000$$

$$X = 370 \text{ cm}^3 \text{ de sólidos}$$

$$Y = 630 \text{ cm}^3 \text{ de agua}$$

Como $P = D \times V$

$$\text{Peso sólidos} = 370 \text{ cm}^3 \times 4 \text{ gr/lit} = 1480 \text{ gr/lit.}$$

$$\text{Peso agua} = 630 \text{ cm}^3 \times 1 \text{ gr/lit} = \underline{630 \text{ gr/lit.}}$$

$$2110 \text{ gr/lit.}$$

Si en 73" pasa $276,100 \text{ cm}^3$, en una hora será:

$$276,100 \text{ cm}^3 = 73''$$

$$X = 3600 \text{ seg.}$$

$$X = 13,615,890 \text{ cm}^3/\text{hora}$$

Convirtiendo a litros:

$$V = 13,615 \text{ lit/hora de pulpa}$$

$$\text{Si } P = D \times V$$

$$P = 13,615 \text{ lit/hora} \times 2110 \text{ gr/lit.}$$

$$P = 28,727,650 \text{ gr/hora}$$

$$P = 28.728 \text{ Tbn/hora}$$

Convirtiendo a toneladas cortas:

$$P = 28.728 \times 1.102$$

$$P = 31.66 \text{ Ton. cortas}$$

Porcentaje de sólidos:

$$2110 \quad - \quad 100\%$$

$$1480 \quad - \quad x$$

$$x = 70.14\%$$

$$\text{Peso sólidos} = 31.66 \text{ Ton} \times 70.14\%$$

$$P = 22.21 \text{ ton/hora}$$

Peso de sólidos total que entran a la Mina por hora será:

$$P_t = 27.89 + 22.21$$

$$P_t = 50.10 \text{ Ton/hora}$$

Estas cantidades no son fijas, sino que varían de acuerdo a la densidad de la pulpa, pudiendo llegar hasta un promedio anual de 65.00 ton/hora.

1) Análisis Completo del Sistema de Transporte del Relleno Hidráulico

El transporte del Relleno Hidráulico de superficie a las diferentes labores se efectúa por medio de tuberías de acero extra fuerte del Programa 80. Estas tuberías deben estar forradas interiormente con caucho para evitar el desgaste por fricción, pero en Cerro de Pasco no se hace uso de dichos forros.

El sistema de tuberías, según las funciones que desempeñan, y según los lugares donde actúan, podemos agruparlos en tres tipos:

1. Tuberías de acceso, que conducen al Relleno Hidráulico de la Concentradora a la Planta Automática de tratamiento del Relleno Hidráulico; son de 8" de diámetro de recorrido horizontal, impulsado por dos bombas de 75 HP.
2. Tuberías verticales, comprendidas entre la Planta de tratamiento del Relleno Hidráulico y los diferentes niveles de la mina a través del winze 098. Los niveles de la mina por donde tienen acceso las tuberías de Relleno Hidráulico son: 400, 600, 800, 1000 y 1200. El diámetro de estas tuberías es de 3" y 4". En la actualidad se tiene tres líneas de

tuberías para tratar de independizar en lo posible, los diferentes niveles de relleno, así como para evitar demoras en las reparaciones y cambios de tuberías deterioradas, ya que se pueden complementar los diferentes circuitos.

El transporte del Relleno Hidráulico a través de estas tuberías es por gravedad.

3. Tuberías horizontales de distribución del Relleno Hidráulico a través de los diferentes niveles hacia los tajos y labores por rellenar. Estas tuberías están instaladas en lugares bien accesibles por lo que no requieren de otras líneas de tuberías auxiliares, ni de forros de caucho, ya que hay bastante facilidad para cambiarlos. El transporte del Relleno Hidráulico a través de estas tuberías se realiza por medio del impulso adquirido en la caída libre, por las tuberías verticales.

El diámetro de esta tubería es de 4".

Los empalmes de las diferentes tuberías son del tipo vitaulic y brida, como se puede apreciar en el Diagrama # 2.

Los diferentes diámetros de las tuberías, y por consiguiente las secciones de las mismas, deben estar

de acuerdo a la cantidad de Relleno Hidráulico por transportar. Pero en general, se tiene que a mayor diámetro, menor resistencia por frotamiento, también disminuye la velocidad y crece el peligro de decantamiento de las partículas sólidas, lo cual se soluciona con mayor cantidad de agua.

A menor diámetro disminuye el riesgo de decantación de las partículas, aumenta el desgaste por frotamiento. Según Williams Hozon, el diámetro a relacionar para el transporte de 150 a 250 galones por minuto es de 3" a 4".

Velocidad de Transporte

Aplicamos las fórmulas expuestas por Steel para el transporte de sólidos por tuberías.

$$V_t = \frac{\text{Volumen pulpa (m}^3\text{/minuto)}}{60 \text{ seg/minut} \times \text{sección transversal de la tubería}}$$

$$\text{Volumen pulpa} = \frac{(\text{m}^3\text{/para ciclones 1-2}) + \text{m}^3\text{/hora cicl. 5-6}}{60}$$

$$V \text{ pulpa} = \frac{18.437 \text{ m}^3\text{/hora} + 13.616 \text{ m}^3\text{/hora}}{60} = 0.534 \text{ m}^3\text{/min.}$$

$$V_p = 0.534 \text{ m}^3\text{/min.}$$

$$\text{Sección transversal de la tubería de 4" = } 0.0073 \text{ m}^2$$

Reemplazando:

$$V_t = \frac{0.5342}{60 \times 0.0073} = 1.23 \text{ m/seg.}$$

$$V_t = 1.23 \text{ m/seg.}$$

Cálculo de la Distancia Horizontal de Transporte del R.H.

Su máxima distancia horizontal a que podrá ser transportada la pulpa de Relleno Hidráulico, debido a la velocidad adquirida durante la caída, será dada por la fórmula:

$$L = \frac{h \times d \times 2g}{W v^2}$$

Donde:

H = Altura de caída en metros

d = Diámetro interior de la tubería en m. = 0.102

g = Acción de la gravedad = 9.81 m/seg²

v = Velocidad de la pulpa en met/seg = 1.2 m/seg.

W = coeficiente de resistencia, determinado por

$$W = \gamma \frac{(a + 0.0018)}{v d}$$

Donde:

γ = peso específico de la pulpa = 1.20 tons/m³

a = Constante 0.03 para pulpas según Schmid Fritzsche (considerado para pulpa).

Reemplazando:

$$W = 0.31$$

Simplificando y reemplazando en la fórmula general:

$$L = \frac{H \times d \times 2g}{0.31 \times v^2} = \frac{h \times 2 \times 9.81 \times 0.102}{0.3 \times (1.2)^2}$$

$$L = 5 h$$

Lo que significa que el transporte horizontal, es 5 veces la altura de caída.

Operación de Relleno

La última etapa en la preparación para la Recuperación de un Pilar, antes de empezar el ciclo normal en un tajeo, consiste en la operación de Rellenado.

Esta operación de Rellenado consta de tres etapas, el Rellenado del Tercio, el Tiempo de Fraguado y el Rellenado Final.

a) Rellenado del Tercio con mezcla de cemento

Proporciones y Resistencia:

Se llama tercio, porque de la altura total de 3 metros de los tajeos, se rellena solamente 1.00 metro de loza, que es una mezcla de relave proveniente de Concentradora con cemento, en una proporción de 1:6 en peso. Ver Plano Nº 9.

La mezcla de 1:6 se ha estandarizado después de realizar los estudios correspondientes, así como los experimentos en laboratorios para determinar las proporciones y resistencias.

En cuanto a las proporciones, la otra comúnmente usada es la de 1:30 en los paneles, para evitar la dilución como veremos oportunamente para el caso de relleno final.

Referente a las resistencias, lo trataremos detalladamente cuando analicemos el sostenimiento, tanto en la recuperación de Pilares, como en los Paneles. Ver Apéndice IV.

- b) Después de rellenar el tercio, se deja unas 8 horas, para lograr una buena decantación y fraguado de la mezcla.

Para acelerar el fraguado de la loza, se acostumbra a usar acelerantes y coagulantes, como el Cloruro de Calcio, con el objeto de reiniciar en el menor tiempo posible el minado del tajeo en el piso inferior. Después de varias experiencias en Cerro de Pasco, se reinicia el minado después de 7 días de relleno el tercio.

c) Rellenado Final

Consiste en completar el relleno total hasta el techo del sub-nivel, sin nada de cemento.

D. SECUENCIA DE TRABAJO EN LOS TAJEOS

Veremos a continuación los diferentes trabajos que se realizan en el tajeo de un pilar desde su iniciación, como tajeo propiamente dicho, es decir, ciclos de trabajo, hasta rellenarlo nuevamente y dejarlo expedito para iniciar el siguiente corte inferior, como se indica seguidamente:

a) Hombre/guardia: El personal necesario para realizar el minado en un tajeo es de 2 hombres, de los cuales uno es el encargado, conecedor de todas las operaciones, y el otro el ayudante que lo secunda y ayuda.

Como veremos luego, a veces se acostumbra a poner 2 hombres llamados enmaderadores, que se encargan del transporte de madera y del apuntalado en los tajeos, cuando en un área de trabajo hay varios tajeos trabajando simultáneamente. Con esto se logra agilizar los ciclos.

Según el Diagrama # 3, el total de días empleados para un ciclo completo es de 24.5, es decir, 49 guardias, es decir, 98 tareas que castigadas con un 10% dan 108 tareas.

$$\text{Eficiencia} = \frac{3 \text{ m} \times 3 \text{ m} \times 30 \text{ m} \times 4 \text{ ton/m}^3}{108}$$

$$\text{Eficiencia} = \frac{1080 \text{ tons.}}{108}$$

$$\text{Eficiencia} = 10.0 \text{ tons/hombre-guardia.}$$

b) Perforación y Disparo: La perforación se realiza con máquinas perforadoras del tipo Jack-leg, ya que la inclinación de los tajeos es casi horizontal. La perforación se inicia a partir de la chimenea de extracción del mineral.

La calidad del terreno no es de las mejores ya que, ó es bastante deleznable ó se encuentra fracturado por acción de la explotación anterior de los tajeos vecinos; esto limita la profundidad de los taladros a 1.5 mts. efectivos.

Al preparar para rellenar la preparación en la fase del tendido de redondos, estos son colocados en canales que se hace en el mineral suelto que queda en el piso, de tal manera que entre redondo y redondo hay una capa de mineral suelto de una altura igual al diámetro del redondo, es decir, ocho pulgadas. Ver Plano N^o 9.

Al hacer el trazo de la perforación, esta capa de mineral triturado servirá como cara libre y como amortiguador de la fuerza explosiva. Por este motivo, el trazo de la perforación es bastante simple, ya que no es necesario hacer el corte ó arranque. En cuanto al número y a la distribución de los taladros, depende de la calidad del terreno, pudiendo variar entre 14 y 18 el número de taladros. Para el cálculo de nuestros costos, tomaremos como promedio 16 taladros, como puede apreciarse en el Plano N^o 9.

Como explosivo se utiliza Dinamita de 60%, cargando cada taladro a un promedio de 6 cartuchos, dependiendo ello de la calidad del terreno.

Toda la operación de la perforación y disparo la realizan dos hombres durante media jornada de trabajo, es decir, en 4 horas. Para el cálculo de nuestros costos y de nuestra programación, tenemos los siguientes datos:

- Número de disparos	30m/1.5m	20
- Número de taladros	20 x 16	320
- Número de cartuchos	320 x 6	1920
- Número de guías de 2.0 m c/u		320
- Número de fulminantes		320
- Número de guardias de trabajo		
20 disparos x 1/2 guardia	10 guardias	5 días
- Número de tareas hombre		20

c) Limpieza del mineral: La limpieza del mineral ó carguío, se realiza utilizando winchas eléctricas de 15 HP y con rastrillos de 0.5 tons. de capacidad. La operación la realizan dos hombres durante media jornada de trabajo, es decir, en cuatro horas.

Para los cálculos de costos de programación, tenemos que se necesitarán 20 operaciones de carguío del mineral, o sea, 10

guardias de ocho horas de trabajo, es decir, cinco días cuando se trabaja en dos guardias y 20 tareas.

El tonelaje de cada disparo es:

$$3.00 \text{ m} \times 3.00 \text{ m} \times 1.5 \text{ m} \times 4.00 \text{ tons/m}^3 = 54 \text{ tons.}$$

Eficiencia limpiando 54 tons/hombre-guardia.

- d) Sostenimiento Provisional: Llamamos sostenimiento provisional del tajeo al sostenimiento que es necesario realizar mientras dura la explotación del mineral en ese piso del tajeo; y el sostenimiento final está constituido por el relleno total del tajeo después de terminado el corte.

El sostenimiento provisional de los tajeos en la recuperación de pilares, está constituido principalmente por la loza de concreto de relave con cemento en proporción de 1.6 que se colocó al rellenar la preparación; y por los redondos de madera que también se colocan a cada 1.5 mts. en el piso de la preparación, antes de rellenar la loza. Estos redondos del piso de la preparación aparecen en el techo del tajeo, los cuales se van apuntalando con postes ya sea de madera ó de tubos, como veremos seguidamente, a lo que llamamos sostenimiento provisional con postes.

- d1. Sostenimiento provisional con postes.-- Este sostenimiento consiste en apuntalar ambos extremos del redon-

do que aparece en el techo del tajeo, que están colocados a cada 1.5 m. de tal manera que al final se verán cuadros constituidos por 3 piezas, es decir, dos postes y un sombrero de 3.00 m x 3 m x 3.00 m.

Los postes que se usan pueden ser de redondos de madera ó también se pueden usar tubos metálicos, como detallamos a continuación:

I Soporte con postes de madera.- Es cuando para apuntalar los redondos del techo se usan redondos de madera de 8" de diámetro x 3.00 m de largo, los que se colocan a los extremos del redondo del techo como se aprecia en el Plano N^o 7.

1. Cálculos teóricos: Los cálculos teóricos de la resistencia de los postes de madera sometidos a compresión paralela están detallados en el Apéndice IV.

Para realizar dichos cálculos, se considera al poste sometido a compresión paralela, originada por el peso de la loza de mezcla más la lama del relleno final.

Las fórmulas utilizadas se han tomado del Manual del American Institute of Timber

Construction, empleando los datos dados, por las Tablas, mostrados en el Apéndice IV, que dan los estudios hechos para maderas nacionales, por el Departamento de Industrias Forestales de la Universidad Nacional Agraria.

2. Ventajas del soporte con postes de madera

Podemos resumir en:

- Bajo costo de la madera con redondos sin mayor preparación.
- No hay posibilidad de pérdida por recuperación.

3. Desventajas del soporte con postes de madera

Son las siguientes:

- Gasto de transporte de los redondos desde los talleres de Carpintería hasta las labores en trabajo, para cada corte del tajeo.
- Es necesaria la utilización de Locomotora y personal para el transporte de la madera en la mina.
- Es bastante laborioso el trabajo de bajar los redondos por los winces desde la galería superior hasta el mismo tajeo, el cual aumenta la posibilidad de accidentes.

II Soporte provisional con tubos metálicos.-

Es cuando, para apuntalar los redondos del techo del tajeo, se utilizarán tubos de acero extrafuertes del programa 80 de 4" Ø. Ver Ta**bla** en el Apéndice IV, sobre calidades de tu**bos**.

El extremo superior del tubo es convexo y ce**rrado** para evitar que se llene de lama y en el extremo inferior lleva una plancha solda**da** de 8" x 8" para darle estabilidad y mayor base de sustentación. Estos postes de tubo se colocan a ambos extremos del redondo del techo, para completar el cuadro, como en el caso anterior. Ver Plano N^o 8.

El uso de los tubos se hace con la finalidad de recuperarlos cuando se entra en el corte inferior, para lo cual se le recubre con gra**sa** múltiple amarilla E.P. 2, que se encuentra en cilindros de 400 libras a \$ 13.30 la libra. Sobre la grase se acostumbra a forrar el tubo con papel cualquiera, como el de las bolsas de cemento, para evitar que se adhieran parti**culas** de mineral ó lama y dificulten la recu-

peración por el rozamiento. La recuperación se hace con unos moldes que encajan en la Plantilla del poste.

La cantidad de tubos utilizados en el corte del tajeo sería:

$$30 \text{ m}/1.5 = 20 \times 2 = 40 \text{ total.}$$

1. Cálculo de la resistencia de los postes de tubo: De acuerdo con la reglamentación del American Institute of Steel Construction, las características del tubo de 4 pulgadas de diámetro, Programa 80 son: Ver Tabla en el Apéndice IV

Diámetro exterior	11.43 cm
Diámetro interior	9.72 cm
Espesor	1.71 cm
Peso	22.29 Kg/m
Momento de Inercia $I = Ar^2$...	400.05 cm ⁴
Area A	28.43 cm ²
Radio de giro	3.76 cm
Tipo de Acero	A - 36
Punto de fluencia del acero f_y	2,530.8 Kg/cm ²

Con todos estos datos y aplicando las fórmulas respectivas, podemos ver los cálculos teóricos en el Apéndice IV.

2. Ventajas del sostenimiento con tubos:

Son las siguientes:

- Los tubos utilizados en el primer corte, continúan usándose hasta el penúltimo corte, ya que el último lo reemplazan con madera.
- Los tubos son recuperados conforme va avanzando el tajeo, lo cual elimina el sistema de transporte.
- Los tubos reemplazan a la madera cuando no hay mercados de abastecimiento cercanos.

3. Desventajas del sostenimiento con tubos:

Son las siguientes:

- Mayor costo de la tubería a \$ 75.06 el pie.
- Cuando no existe una completa recuperación de los tubos, pueden perderse varios miles de soles. En Cerro de Pasco tenemos una recuperación promedio de 95%.

La operación de apuntalamiento la realizan dos hombres, demorando en total me-

dia jornada de trabajo, es decir, 4 horas para poner los dos puntales después de cada limpieza de mineral. Estas cuatro horas las emplean en el transporte de la madera ó en la recuperación de los tubos y en la acción misma del apuntalamiento. Para el cálculo de costos y programación, tenemos los siguientes datos por corte del tajeo:

Número de redondos $30m/1.5m = 20$

Número de tubos $30m/1.5 \times 2 = 40$

d2. Soporte provisional con Redondos en el techo.— Los redondos del techo, como elementos estructurales, colaboran con un 12% en la resistencia misma de la loza, por lo que no puede considerarse como un elemento estructural, pero sí como un factor de transmisión de carga hacia los postes.

d3. Soporte provisional con loza concretada.— Como ya se dijo, el soporte provisional principal se realiza mediante la loza de concreto hecha de una mezcla de relave de concentradora y cemento en una proporción de 1:6 en peso. Esta loza se puso cuando se rellenó

el tercio en la preparación, cuyas dimensiones son de 30 metros de largo por 3.00 metros de ancho y 1.00 metro de alto. Como el sostenimiento es provisional, y como máximo 3 semanas de trabajo, esta loza no requiere del uso del fierro, sino simplemente de malla, cuya función es más estructural de anaque y como elemento de continuidad de la loza. El cálculo de la resistencia de la loza es como se detalla en el Apéndice IV.

e. PREPARACION PARA RELLENO HIDRAULICO

La preparación para Relleno Hidráulico se hace después de terminar con todo el corte del tajeo, es decir, después del último disparo, con su limpieza y apuntalamiento.

La preparación del tajeo para Relleno Hidráulico sigue las mismas operaciones que se realizan para preparar para Relleno Hidráulico la preparación del tajeo. Sólo se diferenciaría si, en el sostenimiento provisional, se utilizan tubos en lugar de redondos, lo cual ocasionaría aumentar la operación de engrasado de tubos, siendo el resto de las operaciones idénticas, para lo cual se seguirán las indicaciones ya expuestas en la preparación para Relleno de la pre-

paración del tajeo.

En resumen, tenemos las siguientes operaciones, siguiendo un ordenamiento cronológico:

1. Instalación de líneas de entrada para el Relleno Hidráulico.
2. Tendido de cables en desuso, para anclar las rondanas para rastrillar mineral.
3. Tendido de redondos de madera en el piso a cada 1.5 mts., lo que da un total de 20 redondos.
4. Colocación de malla metálica a lo largo de todo el piso en dos hileras de 1.5 m x 30 m cada una.
5. Engrasado de tubos, si se usan partes de tubos, con grasa amarilla múltiple E.P.2 que cuesta \$ 13.30 la libra, gastando un promedio de 2 libras por tubo, total 400 libras, es decir, un cilindro de grasa, es decir, \$ 532.00.
6. Entablado en la extracción, para contener el Relleno Hidráulico, dejando una abertura entre tabla y tabla de 0.025 metros para drenar el agua del Relleno. Si se utilizan tablas de 0.25 m x 0.052 m x 1.5 m, se necesitará 22 tablas.
7. Puesta de crudo sintético, o sea, el tejido de propileno de 100 gr/m², puesto por el interior

del tajeo y sobre el enrejado de tablas que tiene por finalidad sostener los finos del Relleno Hidráulico dentro del tajeo, dejando filtrar sólo el agua.

El total de cruce es de una sección de enrejado de 3 m x 3 m, pero para evitar escapes del Relleno, se aumenta 2 metros a cada lado del cruce para asegurarlo bien, lo que da una sección de 7 m x 7 m a \$ 11.00 m², totalizando \$ 539.00.

8. OPERACION DE RELLENO CON RELLENO HIDRAULICO

Esta operación se realiza siguiendo las mismas técnicas y procedimientos que se usan para Rellenar la preparación del tajeo, descrito en la Página 59, a un promedio de 50 tons/hora.

Relleno del Tercio con Mezcla de Cemento

Consiste en rellenar con mezcla de cemento en proporción de 1:6 en peso, la altura de 1 metro del tajeo.

Cálculo del Consumo de Cemento

Volumen por rellenar	=	1m x 3.00 x 30m	=	90 m ³
Densidad del relleno	=	2.1 tons/m ³		
Toneladas por rellenar	=	90 x 2.1	=	189.0 tons.

Con mezcla de 1:6 tenemos: $\frac{189}{7} = 27$ tons. de cemento

Costo del cemento \$ 1,248.42 tons x 27 = \$ 33,707.34 .

Para rellenar las 189 tons de relleno se demora 4 horas.

f.2 Tiempo de Fraguado

Es el tiempo necesario para la decantación y fraguado del relleno.

f.3 Rellenado Final

Consiste en completar de rellenar totalmente el tajeo, es decir, los 2 metros de altura que faltan, lo cual se hace después de un tiempo prudencial, que permite la decantación y fraguado del relleno del tercio, tomándose como mínimo 8 horas.

Con una capacidad de 50 tons/hora de la Planta de Relleno, demorará

$$2 \times \frac{3}{50} \times \frac{30}{1} = 4 \text{ horas}$$

E. PROGRAMACION DE UN CICLO DE PRODUCCION DE UN TAJEO POR EL DIAGRAMA DE GANNT

Para graficar el tiempo de duración, de cada operación que se realiza para completar un ciclo de producción de un tajeo, emplearemos el Diagrama de Gannt.

En este diagrama tomamos como unidad de tiempo, la jornada de 8 horas de trabajo, es decir, una guardia y trabajando al día 2 guardias.

Llamamos ciclo completo de producción de un tajeo a las diferentes operaciones realizadas desde la iniciación del primer disparo del tajeo hasta su relleno final, quedando listo para iniciar otro ciclo de producción. Ver Diagrama N° 3.

Con los datos expuestos en la secuencia de trabajo de un tajeo, tenemos los datos para graficar el Diagrama de Gannt, que en resumen son:

1 Perforación y disparo

En los 30 mts. de largo del tajeo perforando taladros de 1.5 mts., se harían 20 disparos, empleando para cada perforación media guardia, es decir, 5 días en total.

Los disparos no se realizan seguidos, sino después de limpiar cada disparo y después de poner los puntales, es decir, se repite la perforación después de dos medias guardias. Ver Diagrama N° 3.

2 Limpieza de mineral

La limpieza se realiza después de cada disparo y también necesitará 20 medias guardias, es decir 5 días. Ver Diagrama N° 3.

3 Sostentamiento Provisional con puntales

El apuntalamiento ya sea con postes de madera ó de tubos se realiza después de cada limpieza de mineral, demorando 20 medias guardias, es decir, 5 días como muestra el Diagrama N^o 3.

Cuando se desea acelerar los ciclos de producción, se acostumbra a poner una cuadrilla de apuntaladores para varios tajos, los cuales apuntalan los redondos del techo, mientras los mineros de la labor realizan la perforación, es decir, el apuntalamiento y la perforación se realizan simultáneamente, con lo cual se adelanta el ciclo en 5 días, como se aprecia en el Diagrama N^o 4.

4 Preparación para Relleno Hidráulico

Consta de las siguientes operaciones:

- | | |
|---|---------------|
| a) Tendido de 2 líneas de cables | una guardia |
| b) Conexión de líneas de entrada para el Relleno Hidráulico | dos guardias |
| c) Tendido de 20 redondos de madera en el piso del tajo a cada 1.5 mts. | seis guardias |
| d) Puesta de malla en el piso | dos guardias |
| e) Engrasado de postes de tubos | dos guardias |
| f) Entablado para contener el Relleno | una guardia |
| g) Puesta de crudos para retener finos | una guardia |

5 Operación de Relleno

Consta de tres etapas con intervalos de 8 horas entre una y otra.

- | | |
|--|--------------|
| a) Rellenado del tercio mas tiempo operacional | una guardia |
| b) Tiempo de fraguado | una guardia |
| c) Rellenado final mas tiempo operacional | dos guardias |

Graficando todos los datos expuestos, tenemos como resultado final, según el Diagrama de Gannt, que para realizar un ciclo completo de producción de un tajeo en la recuperación de Pilares, se necesitan 24.5 días. Ver Diagrama Nº 3.

F. COSTOS DIRECTOS DE OPERACION

Para encontrar el costo por tonelada de mineral, tendremos en cuenta los salarios reales pagados actualmente por CENTRO-MIN-PERU, así como los costos reales de materiales, servicios y mantenimiento. Cada uno de estos rubros varían de un año para otro, los datos que se consignan en los cálculos siguientes, tienen como base los últimos meses de 1973, en que se hizo una programación de Costos y Producción para el año de 1974, como se muestra en los Cuadros Nos. 16, 17, 18, 19 y 20.

Para el cálculo de los Costos de Producción por tonelada, tenemos los siguientes rubros:

1 Tareas ó Mano de Obra

Según nuestro Diagrama de Gannt, tenemos:

Tareas: 24.5 días x 4 tareas	98 tareas
Castigo al ciclo perfecto con 10%	108 tareas
Toneladas: 3m x 3m x 30m x 4.0 tons/m ³ ...	1080 tons.
Tareas/tonelada 108/1080	0.10
Eficiencia: $108^0/1080$	10.00 tons/hombre-guardia

Comparar con el Cuadro Nº 18.

Promedio de pago por tarea teniendo en cuenta los beneficios sociales en 1973 (Apéndice I)

602.65	
Costo Total 0.10 x 602.65 x 1080	\$ 65,080.80
Costo por tonelada 0.10 x 602.65	\$ 60.65
Mas 10% por supervisión	\$ 6.65
Total costo por tonelada	\$ 67.30

2 Costo por Madera

Utilizando postes de madera en lugar de los postes de tubos, tenemos:

Número de redondos $\frac{30}{1.5}$ sombreros + $\frac{30}{1.5}$ x	
2 postes	60 redondos
Pies cuadrados por redondo	41.00

T	Total pies ² de redondos 41.00 x 60	2,460.00
	Precio del pie ² por redondo	\$ 1.85
	Costo total de redondos \$ 1.85 x 2,460.00.	\$4,551.00
	Tablas utilizadas	22
	Pies cuadrados por tabla	8.33
	Total pies ² de tablas 8.33 x 22	183.26
	Precio del pie ² de tabla	\$ 2.40
	Costo total tablas \$ 2.40 x 8.33 x 22	\$ 439.86
	Total de pies cuadrados de madera 2,460 + 183.26	2,899.86
	Total de toneladas por corte	1080 tons.
	Total cos to de madera \$4,551.00 + \$439.86	\$4,989.86
	Pies ² por tonelada $\frac{\$ 4,989.86}{1080}$	2.80
	Costo por tonelada 2.8 x \$ 1.85	\$ 5.18

3 Costo por explosivos

Para el derribo de mineral utilizamos dinamita de 60%, aunque últimamente se tiende también a emplear ANFO, como se aprecia en los Cuadros Nbs. 18 y 19, en donde se ha programado el uso de ANFO. Para nuestro cálculo sólo consideraremos dinamita:

Nº de taladros disparos 30/1.5	20
Nº de taladros 20 x 16	320
Nº de cartuchos 320 x 6	1920

Costo por cartucho	\$ 2.35
Peso por cartucho	0.19 lbs.
Peso total cartuchos 1920 x 0.19 lbs. ..	364.8 lbs.
Toneladas de mineral 3m x 3m x 30m x 4 ton/m ³	1080 tons.
Libras por tonelada 364.8/1080	0.34

Ver Cuadro N^o 18 en donde el factor de programación es menor 0.30 debido a que no estamos considerando el uso de ANFO. Estamos comparando con el Cuadro N^o 18 porque la Zona III es la que más trabaja en la recuperación de Pilares.

Costo de libra de dinamita	15.43
Costo total por dinamita 15.43 x 364.8 ..	\$5,628.86
Costo por guías 320 x 2m x \$ 1.54	\$ 985.60
Costo por fulminante 320 x 0.65	\$ 208.00
Costo por conectores 320 x 1.35	\$ 432.00
Costo por cordón conector 20 disparos x 10m x 2.26	\$ 452.00
Costo total por explosivos:	
5,628.86 + 985.60 + 208.00 + 432.00 + 452.00	\$7,706.46
Costo por tonelada \$ 7,706.46/1080	\$ 7.13

4 Costo por Materiales

Como una referencia más real, tomaremos el costo por tone-

lada, por concepto de materiales (clavos, cables, malla, gr_usa, crudo, etc.) obtenidos en Setiembre de 1973 que fué de \$ 13.31 por tonelada.

Este factor se ha sacado dividiendo el total de gastos por materiales entre el tonelaje obtenido. Ver Cuadro N^o 18.

5 Costo por Servicios

En este rubro están incluidos los gastos por Relleno Hidráulico.

Toneladas de mineral 3m x 3m x 30m x 4 ton/m ³	1080
Toneladas de relleno 3 m x 3m x 30m x 2.1 ton/m ³	567 tons.
Toneladas de relleno por tonelada de mi- neral 567/1080	0.52
Ver Cuadro N ^o 18.	
Costo por tonelada de relleno (dato esta- dístico)	\$ 25.19
Toneladas de cemento	27.0 tons.
Costo por cemento 1,248.42 x 27	\$33,707.34
Costo por Relleno final:	
1080 ton - 27 ton	1053
1053 ton x \$ 25.19	\$26,525.00
Costo total de Relleno 33,707.42 + 26,525.00	\$60,232.42
Costo por tonelada 60,232.42/1080	\$ 55.77

6 Costos por Mantenimiento

Para adaptarnos más a la realidad, tomaremos como dato el costo por tonelada por concepto de mantenimiento (reparación de winchas, tuberías), obtenido en Setiembre de 1973 y fué de \$ 2.82. Este costo sale de dividir el gasto total en mantenimiento entre las toneladas producidas. Ver Cuadro N°

7 Costos de perforación

Según los costos del año pasado, salió como promedio el costo de \$ 9.84 por metro perforado. Luego:

Nº de taladros 20 x 16	320
Nº de metros perforados 320 x 1.5	480
Costo por perforación 480 x 9.84	\$4,723.20
Costo por tonelada 4,723.20/1080	\$ 4.37

En resumen tenemos que el costo general directo por tonelada será:

lada será:

Por tareas	\$ 67.30
Por madera	\$ 5.18
Por explosivos	\$ 7.13
Por materiales	\$ 13.31
Por servicios	\$ 55.77
Por mantenimiento	\$ 2.82
Por perforación	\$ <u>4.37</u>
COSTO DIRECTO PROMEDIO POR TONELADA	\$ 155.88

PARTE II

CORTE Y RELLENO DESCENDENTE APLICADO COMO METODOS DE EXPLOTACION

PANELES

A. GENERALIDADES

En vista de los buenos resultados obtenidos en la Recuperación de Pilares con el Corte y Relleno Descendente; tanto en su eficiencia como en seguridad y en la simplificación de trabajo, se pensó en utilizarlo a mayor escala, ya no sólo en la recuperación de Pilares sino en áreas mucho más extensas, donde se aplicaba el Método de Cuadros, surgiendo de esta manera como un Método propio de Explotación, más comunmente conocido con el nombre de Paneles.

Este Método de Explotación por Paneles, al reemplazar al Método de Cuadros, nos está indicando desde ya, que las condiciones del terreno son de las peores, en cuanto a sostenimiento se refiere. Aparte de esto, como ya indicamos al tratar de la aplicación del Corte y Relleno Descendente en la Recuperación de Pilares, se justifica su empleo en áreas inundadas de gases ó de altas temperaturas.

Los Paneles tienen como características fundamental el uso de una chimenea de extracción común para varios tajeos que trabajan en la misma cota ó piso, unidos entre sí por medio de un sub-nivel principal de extracción de mineral, por el cual se conduce el mineral a la chimenea principal de extracción.

Los Paneles son una serie sucesiva de tajeos, unos a continuación de otros que abarcan la explotación de todo el mineral existente en un área determinada por los contactos del cuerpo mineralizado ó por la limitación de parámetros, que obedecen a una planificación de explotación, cuando las dimensiones del cuerpo son extensas.

El Método de paneles realiza la explotación del mineral del nivel superior al inferior. Para pasar de un piso de explotación al siguiente inmediato inferior, es requisito indispensable que se haya terminado la explotación de todo el mineral existente en ese piso.

Al realizar la explotación de todo el mineral de un piso, mediante una serie de tajeos, llamados Paneles, y al rellenarlos conforme se van concluyendo, se van colocando las lozas similares a la de los Pilares, es decir, lozas compactas por mezcal de relave proveniente de Concentradora con cemento en una proporción de 1:6 en peso, que son los que realizarán el sostenimiento de los paneles, que se trabajarán en el siguiente piso, es decir, que conforme se van trabajando los paneles, irán apareciendo en el techo de los mismos las lozas colocadas en los paneles superiores.

Sobre la planificación, las preparaciones, los equipos mecánicos y eléctricos utilizados, los detallaremos minuciosamente en los siguientes capítulos.

B. PARAMETROS

Para establecer los parámetros de los diferentes Tajeos-Paneles, seguiremos los mismos lineamientos que usamos para la determinación de los parámetros para los Tajeos-Pilares.

En el caso de los Paneles, hay la posibilidad de ir aumentando los parámetros de los Paneles conforme va evolucionando el Método en cuanto a condiciones de seguridad y equipo se refiere, como se irá viendo oportunamente.

Pero para mejor didáctica y para estandarizar materiales y precios para el cálculo de costos, estableceremos los parámetros en:

Alto: 3.00 metros (puede variar hasta 5.00 metros en los "MICHÍ")

Ancho: 3.00 metros (puede variar hasta 5.00 metros en los "MICHÍ")

Largo: 30.00 metros (puede variar hasta 50 metros en todos).

Para limitar estos parámetros tenemos en consideración las mismas limitaciones expuestas para el caso de Pilares en las Páginas 25-26

Los casos especiales los expondremos en su debida oportunidad. Ver Plano Nº 5.

C. PREPARACION DE UN AREA PARA LA APLICACION DEL METODO DE PANELES

Para la preparación de un área mineralizada para aplicar el método de Corte y Relleno Descendente de Paneles, son en general los mismos lineamientos generales que se siguen para la preparación en la aplicación de otros Métodos, es decir, el corrido de galerías principales de acceso, las chimeneas de extracción del mineral, y las preparaciones mismas propias de cada Método como expondremos a continuación.

C.1 Preparación de Galerías Principales

Quando el área por explotar es nueva, será necesario el corrido de galerías principales, tanto en el nivel superior como en el inferior, que limitarán un área de mineral en altura. Las galerías superiores sirven para acceso, ventilación, reconocimiento y delineación del cuerpo, y, principalmente en nuestro caso, para la instalación de tuberías de agua, aire, líneas eléctricas, líneas de Relleno Hidráulico, y para el transporte de materiales, ya que como hemos expuesto, la explotación por paneles se inicia de un nivel superior a un inferior. Las galerías principales inferiores tienen por finalidad, entre otras, la de servir para ventilación, acceso, reconocimiento y delimitación de áreas mineralizadas y, en nuestro caso, sirven también como vías de acarreo del mineral proveniente de los paneles y como drenaje del agua del Relleno Hidráulico.

En cuanto a la ubicación de estas galerías, debe tenerse en cuenta la amplitud del cuerpo mineralizado, así como la consistencia del terreno, tanto en el mineral como en las cajas de contactos. Ver Planos Nos. 12 y 13.

En el caso de Cerro de Pasco, las galerías principales utilizadas, son las mismas que se hicieron para la aplicación de otros métodos.

C.2 Preparación de Chimeneas Principales de Extracción de Mineral

Las chimeneas principales cumplen, entre otras funciones, las de servir de ventilación, acceso, reconocimiento y delimitación del cuerpo mineralizado en amplitud, conducción de tuberías de agua, aire, líneas eléctricas y, principalmente en nuestro caso, para conducir líneas de Relleno Hidráulico, así como drenaje del agua proveniente del relleno y, como extracción de un alto tonelaje de mineral. Ver Plano N^o 14.

Este alto tonelaje de mineral proviene de todos los Tajeos-Paneles que se encuentran en un área de influencia de 30 metros de radio, si el cuerpo mineralizado es lo suficientemente amplio, con una altura que en nuestro caso es de 60 metros, de una galería a otra. Esto significa que la chimenea principal de extracción recibirá y conducirá el mineral proveniente de Tajeos-Paneles ubicados al norte y sur, este

y oeste en cada piso de explotación, hasta terminar el block de mineral, lo que nos indica también que esta chimenea principal de extracción tendrá una larga duración de uso.

Teniendo en cuenta los parámetros establecidos que son bastante moderados, cada chimenea principal de extracción recibirá en cada piso, el mineral proveniente de los tajecopaneles ubicados al norte y sur, al este y oeste, que en total suman 40. Pero este número puede variar si varía el ancho de cada panel, pero al final, siempre tendrá que pasar todo el mineral del block que tiene como dimensiones 60 m de alto x (30 m x 2) de ancho y (30 m x 2) de largo, esto, en el caso de una máxima área de influencia, siendo el más simple cuando el área de influencia sea de 60 m de alto por 30 m de ancho y (30 m x 2) de largo, que es el caso de cuerpos mineralizados de baja potencia (30 metros).

Resumiendo, el tonelaje que pasará por la chimenea de extracción principal de un área de paneles será:

a) En área de máxima influencia:

60 m de alto x (30 x 2 mts. de ancho) x (30 m x 2)
de largo x 4 ton/m³

60 m x 60 m x 60 m x 4 ton/m³ = 864,000 tons.

b) En áreas de mínima influencia:

60 m de alto x 30 m de ancho x (30 m x 2) de largo x 4 tons/m³

60 m x 30 m x 60 m x 4 ton/m³ = 432,000 tons.

Teniendo en cuenta estos análisis, nos obliga a que la chimenea principal de extracción de mineral sea de una consistencia tal que resista el paso de ese alto tonelaje de mineral durante un largo tiempo de explotación de por lo menos 100 meses. Actualmente estas chimeneas de extracción las estamos construyendo con cuadros de madera, reforzada interiormente con anillos de redondos de madera.

Pero para ese gran tonelaje, durante mucho tiempo de uso, sería más recomendable:

- a) Construcción concretada de la chimenea de extracción ó con anillos metálicos.
- b) Para no causar paralizaciones en la explotación de mineral, sería recomendable contar con dos chimeneas de extracción, para cada área de influencia, pudiéndose usar una de ellas como drenaje del Relleno Hidráulico. Ver Plano No 14.

C.3 Sub-Nivel Principal de Extracción

El sub-nivel principal de extracción de mineral es el que enlaza todos los Tajeos-Paneles, que están dentro del área de influencia con la chimenea principal de extracción de mineral. Asimismo, por el sub-nivel principal de extracción, se conduce todo el mineral proveniente de todos los tajeos hacia la chimenea principal de extracción. Ver Plano No 14.

El sub-nivel principal de extracción se construye para cada piso de explotación y por lo tanto, el tonelaje que pasa a través de él, así como la duración y el uso es menor, con referencia a la chimenea principal de extracción. La duración por piso puede tomarse como promedio 8 meses, en cuanto al tonelaje:

a) Con Área de máxima influencia:

3m de alto x (30m x 2) de ancho x (30m x 2) de largo x 4.0 tons/m³

$3 \times 60 \text{ m} \times 60 \text{ m} \times 4 \text{ ton/m}^3 = 43,200 \text{ toneladas}$

b) Con áreas de mínima influencia:

3m de alto x 30m de ancho x (30m x 2) de largo x 4 ton/m³

$3 \text{ m} \times 30 \text{ m} \times 60 \text{ m} \times 4 \text{ ton/m}^3 = 26,600 \text{ toneladas}$

Cuando en la explotación de los Paneles se hace uso de Winchas de rastrillaje para la limpieza del mineral de cada Tajeo-Panel, los Sub-niveles principales de extracción se construyen un piso más abajo del piso de explotación de los Tajeos-Paneles, con el objeto de tener un espacio de almacenamiento del mineral, así como para tener la posibilidad de trabajar varios Tajeos-Paneles simultáneamente en cada piso, evitando de esta manera interferencia en el rastrillaje de mineral entre ellos.

Cuando en la explotación de los Paneles se utiliza para la limpieza del mineral las Palas "Cavo", el Sub-nivel principal de extracción se construye en el mismo piso en que se están trabajando los Tajeos-Paneles, ya que la "Cavo" llena el mineral en su tolva y lo transporta directamente hasta la chimenea principal de extracción.

En ambos casos el sub-nivel principal de extracción puede construirse con ó sin sostenimiento, según lo requiera las condiciones del terreno. Si se usa sostenimiento, generalmente se usan cuadros de madera.

D. PREPARACION DE LOS TAJEOS-PANELES

Teniendo ya delimitada el área de influencia de cada Área Panelada, mediante las galerías principales, la chimenea

principal de extracción y el sub-nivel principal de extracción, no nos queda sino hacer las preparaciones de cada Tajeco-Panel, con el objeto de colocar la primera loza de relave con cemento en proporción de 1:6, que servirá de Techo-Sostenimiento para los Tajecos-Paneles propiamente dichos, en el piso siguiente inferior. Estas preparaciones consisten en:

D.1 Sub-Niveles

Estas preparaciones se realizan mediante la corrida de sub-niveles que generalmente usan el sostenimiento de cuadros de 2 mts. de altura por 1.5 de ancho. En casos raros los sub-niveles no usan sostenimiento.

Los sub-niveles tienen su punto de partida del sub-nivel principal de extracción este y oeste ó norte y sur, ya que el sub-nivel principal de extracción puede estar ubicado al centro del área de influencia, en cuerpos extensos ó en una de las cajas contacto en cuerpos de baja potencia.

Para cada Tajeco-Panel, se debe realizar su preparación, es decir, colocar su propia loza de sostenimiento.

Al inicio de la aplicación del Método, la preparación de los Tajecos-Paneles se hacían corriendo sub-niveles independientes, es decir, después de abrir el sub-nivel se le

rellenaba colocando la loza, y después de esto, se iniciaba otro sub-nivel.

En la actualidad usamos el sistema del corrido de sub-niveles al desquinche que consiste en:

- Se inicia un primer sub-nivel con una fila de cuadros hasta terminar todo el largo del Tajeo-Panel, luego de lo cual se abre la segunda fila, utilizando como cara libre la primera fila de cuadros ya abierta, es decir, sólo desquinchando, utilizando para armar los cuadros uno de los postes de la primera fila, lo que quiere decir que para cada cuadro de la segunda fila de cuadros del sub-nivel, sólo se necesitará un sombrero, un poste y un tirante. Después de terminar la segunda fila de cuadros, se inicia la tercera fila de cuadros, siguiendo la misma técnica que se usó para la segunda fila, es decir, el desquinche. Ver Plano N^o 15.
- Después de tener abiertas 3 filas de cuadros, se prepararán y rellenarán sólo 2 filas, dejando la tercera abierta, que servirá de cara libre para la cuarta fila de cuadros. A continuación se sigue el mismo ciclo de trabajo, es decir, se abren

hasta tres filas de cuadros, luego se rellenan 2 y se deja una abierta para cara libre de la siguiente fila, hasta concluir el tramo abarcado. Ver Plano Nº 15.

Este sistema de sub-niveles al desquinche se puede iniciar de 4 a 8 frentes de trabajo, según sea el área de influencia de las chimeneas principales de extracción. Los avances pueden ser en forma convergente ó divergente. Ver Plano Nº 15.

D.2 Preparación para Relleno Hidráulico

La preparación para Relleno Hidráulico de la preparación para cada tajeo-panel de 3 mts. de ancho por 30 mts. de largo y 3 mts. de alto, sigue los mismos lineamientos generales utilizados en las preparaciones para los pilares, expuestos en las Páginas 34-37

Dicha preparación para el relleno, podemos resumirla adaptándole para los Paneles en:

- a) Tendido de cables usados a lo largo del sub-nivel, 2 por cada tajeo, en el caso que usaran Winchas para la limpieza del mineral.
- b) Tendido de redondos de madera en el piso de los sub-niveles a cada 1.5 mts. de distancia, que dan

un total de 20 redondos, abarcando a 2 filas de cuadros. Para el caso especial de los Paneles Cruzados ó "MICHÍ", no se tienden los redondos por motivos que los Veremos oportunamente.

- c) Tendido de malla metálica al piso, un rollo de 30 mts. de largo por 1.5 mts. de ancho en cada fila de cuadros.
- d) Colocación de enrejado lateral que da a la tercera fila de cuadros que quedará abierta, con el objeto de contener el Relleno Hidráulico sólo en las dos primeras filas de cuadros. Ultimamente, en reemplazo del enrejado con madera, estamos poniendo malla colocada por la tercera fila de cuadros, con el objeto de recuperarla después de terminar el Relleno de las 2 primeras filas.
- e) Colocación del crudo sintético para retener la lama dentro de los sub-niveles, dejando filtrar sólo el agua. El crudo se colocará tanto en la parte frontal como lateral del sub-nivel.
- f) Finalmente viene la conexión de la tubería de entrada para el Relleno Hidráulico, que será

instalada por la parte alta de los cuadros de la tercera fila de cuadros que queda abierta, pegada a los sombreros del sub-nivel por rellenar. De esta manera se logra recuperar los tubos de relleno inmediatamente después de concluido el relleno total del sub-nivel.

D.3 Rellenado de las Preparaciones

Es la etapa final de la preparación de un Tajeo-Panel y consta de tres etapas.

a) Rellenado del tercio

Es decir, la colocación de la loza de 3 mts. de ancho por un metro de alto y por 30 mts. de largo, con una mezcla de relave con cemento en una proporción de 1:6 en peso. Esta mezcla se realiza en la Planta de Relleno Hidráulico en superficie automáticamente. El tiempo de duración del rellenado colocado en esta loza es de 4 horas.

b) Tiempo de Fraguado

Tiempo para que sedimente el relleno.

c) Relleno Final

Que se realiza después de rellenar el tercio a la loza con un intervalo de fragua-

do de 8 horas y consiste en completar de re-llenar el sub-nivel totalmente, solamente con relave de Concentradora, es decir, sin mezcla de cemento.

E. VARIACION DEL METODO DE PANELES

El método de paneles ha evolucionado tanto en sus Parámetros como en su sistema mismo de trabajo, así como en el empleo de equipos mecánicos.

Estas variaciones hacen que se diferencien unos de otros, no tanto en lo que se refiere al equipo mecánico sino en cuanto a sus Parámetros y sobre todo el método de sostenimiento principalmente.

Al haber variaciones de sistemas de sostenimientos, parámetros, habrá también necesariamente variaciones en Costos de Producción y en eficiencias por hombre-guardia.

Teniendo en mente estas variaciones, hemos clasificado en 3 las variaciones de los Paneles:

- E.1 Paneles Superpuestos
- E.2 Paneles en Voladizo O ALTERNOS
- E.3 Paneles Cruzados O "MICHÍ"

E.1 Paneles Superpuestos

Generalidades.-

Los Paneles Superpuestos son aquellos en que todos los Tajeos-Paneles utilizan el mismo eje de tajeo que fué utilizado en el sub-nivel de preparación, con la única variante de que el eje ó centro de tajeo estará ubicado un piso más abajo. Este centro de tajeo, que varía sólo en altura, mas no en el resto de sus coordenadas, continuará siendo el mismo hasta la terminación de todo el Block paneleado, es decir, hasta llegar al nivel inferior. Ver Plano Nº 17.

Al coincidir el centro del tajeo en cada uno de los tajeos paneles, quiere decir que las orientaciones y ubicaciones de cada tajeo-panel será tal que estén ubicados uno bajo el otro exactamente, es decir, estarán Superpuestos. Ver Plano Nº 16.

Esto significa que al ir tajeando cada Tajeo-Panel, en el piso inferior de las preparaciones, irán apareciendo en el techo, la loza que se puso en la preparación, así como los redondos que se tendieron en el piso a cada 1.5 mts y en toda la longitud del redondo, es decir, 3.00 mts. Estos redondos se irán apuntalando en el techo con postes, conforme avanza el minado, lo cual nos hace ver la casi

exacta similitud con los tajeos en los Pilares, por lo cual lo comparamos y tomaremos como datos iguales, cuando se produzca la similitud, para el caso de cálculo de costos, ciclos, programaciones, etc.

La diferencia entre un tajeo de un Pilar y un tajeo de Paneles estriba en que en el pilar sólo se trabaja un tajeo por piso y por área, mientras que en los paneles son varios los tajeos que trabajan por cada piso en un área de influencia, pudiendo llegar hasta 40 mts. en su máxima expansión y 20 en los casos menores.

Otra diferencia estriba en que en los Pilares, cada tajeo tiene su propia chimenea de extracción mientras que en los Paneles, una sola chimenea recibe el mineral proveniente de varios tajeos.

También constituye otra diferencia el hecho de que en el caso de Pilares, al concluir un ciclo de trabajo del tajeo, se inicia otro ciclo inmediatamente y en piso inmediato inferior del siguiente ciclo de producción. En el caso de Paneles, al terminar el ciclo de un tajeo-panel, tiene que esperar la terminación de todos los ciclos de trabajo, de todos los tajeos-panels de ese piso, antes de iniciar otro ciclo en dichos Tajeos-Paneles, en el piso inmediato inferior.

Con esta introducción previa, entramos a tratar detalladamente el sistema de trabajo en los Paneles Superpuestos.

a) Secuencia de Trabajo en los Paneles Superpuestos

Entendemos por secuencia de trabajo de un tajeo-panel superpuesto a las diferentes operaciones que se realizan en un ciclo completo de producción, es decir, hasta volver a repetir las mismas operaciones.

En el caso de paneles, los frentes de trabajo en cada piso dependen del área de influencia de la chimenea principal de extracción, pudiendo trabajarse simultáneamente en un máximo de 8 a 4 tajeos-panes superpuestos, usando el sistema de avances adyacentes en forma convergente ó divergente.

Para mejor didáctica y facilidad de cálculo de costos, ciclos, programaciones, trataremos el caso de sólo un tajeo-panel superpuesto.

La secuencia de trabajo en estos tajeos son:

10 Hombres/guardia

El trabajo en un tajeo-panel superpues-
to lo realizan dos hombres por guardia,
trabajando 2 guardias de 8 horas por
día. En algunas oportunidades se acog-
tumbra a poner 2 hombres dedicados ex-
clusivamente a apuntalar en los tajeos
que los requieran.

20 Perforación y Disparo

Como el terreno es de consistencia sua-
ve y como también tienen su cara de mi-
neral suelto en el techo que servirá
como "cara libre", los trazos de perfo-
ración son simples. Como estos tajeos
son similares a los tajeos en pilares,
ya que tienen el mismo sistema de tra-
bajo y también parámetros iguales, los
trazos pueden verse en el Plano Nº 9.
Resumiendo, tenemos: Ver Página 62.

- Nº de disparos 30m/1.5m	20
- Nº de taladros 20 disparos por 16 taladros	320

- Nº de cartuchos 320 taladros por 6 cartuchos	1920
- Nº de guías de 2.00 m c/u	320
- Nº de fulminantes	320
- Nº de guardias empleadas 20 disparos x $\frac{1}{2}$ guardia	10 guardias
- Nº de hombres/guardia 10 guar- dias x 2 hombres	20

30 Limpieza de mineral

La limpieza de mineral usando winchas de 15 HP y con rastrillo de un metro de ancho, la realizan 2 hombres en media guardia, para limpiar 54 tons. Ver Pag. 63. Como en total son 20 operaciones de limpieza de mineral, se emplearán 10 guardias, o sea, 5 días con 20 hombres/guardia.

Utilizando la pala "Cavo", la limpieza la realizan 2 operadores en menos tiempo, es decir, que esos mismos operadores pueden limpiar hasta 4 disparos por guardia, es decir: ver Apéndice III

- Capacidad de la tolva de la Cavo	2.6 tons
---------------------------------------	----------

- Nº de viajes por hora	11
- Nº de toneladas por hora	28.6
- Total de tons. en los 4 tajeos 54 tons x 4 tajeos	216 tons
- Nº de horas de trabajo de la Cavo 216 tons/28.6 tons/hora	7.55 hrs.

4º Sostentamiento Provisional

Como estos tajeos-paneles superpuestos trabajan en idéntica forma a los tajeos en los Pilares, todo referente al sostenimiento provisional de los pilares se aplica también a estos tajeos en los paneles. Por lo tanto, los cálculos de la resistencia de la loza, de los redondos del techo y de los postes, así como el uso de madera y postes de tubos, con sus ventajas y desventajas, se pueden ver en las Páginas 64 al 71 y en el Apéndice IV.

5º Preparación para Relleno Hidráulico

Después de terminada toda la explotación de mineral del tajeo, se procede a la preparación para Relleno que podemos resumir en las siguientes operaciones.

- Líneas de entrada de Relleno Hidráulico.- Hasta hace poco las líneas de entrada del Relleno Hidráulico se conectaban por el piso, con 2 líneas en forma independiente como se explica en la Página 34. Pero en la actualidad se tiende a instalar dichas tuberías de entrada del Relleno, pegados y en la parte superior de la caja del tajeo, que limita con el próximo a explotar, con el objeto de ser recuperados inmediatamente y, a la vez, lograr un relleno total del tajeo.
- Tendido de cables usados.- Sólo cuando se usan winchas para la limpieza del mineral.
- Tendido de redondos de madera.- Un total de 20 se tenderán a cada 1.5 m de distancia.
- Puesta de Malla Metálica.- Consiste en tender dos rollos de malla metálica en el piso y sobre los redondos de 30x x 1.5m cada uno.

- Engrasado de tubos.- Cuando en el soporte provisional se utilicen tubos Programa 80, en reemplazo de los redondos de madera.
- Entablado.- En la cara frontal de acceso del tajeo-panel superpuesto, se entabla ó pone malla con el objeto de retener todo el Relleno Hidráulico dentro del tajeo.
- Puesta de crudo sintético.- Sobre el entablado se pone el crudo sintético con el objeto de evitar que los finos escapen fuera del tajeo.

62 Operación de Relleno

Es la etapa final en la secuencia de trabajos en un tajeo-panel superpuesto, y consta de tres operaciones a saber:

- Relienado de la loza.- Consiste en colocar la loza de un metro de altura por 3 metros de ancho y 30 metros de largo, realizada en 4 horas de relleno, con mezcla de relave de Concentradora con cemento en una proporción de 1:6 en peso.

- Tiempo de Fraguado.- Tiempo necesario para sedimentar.
- Rellenado final.- Después de un tiempo prudencial de fraguado, mínimo 8 horas, se completa el relleno final del tajeo hasta el techo del mismo. Con esto queda completado un ciclo de trabajo del tajeo y estará listo para empezar un nuevo ciclo en el piso inferior, pero después de haber completado con todos los ciclos del resto de tajeos-paneles superpuestos, que están dentro del área de influencia de la chimenea principal de extracción.

b) Diagrama de Gantt para un Ciclo de Producción en Paneles Superpuestos

Para graficar un ciclo completo de producción de un tajeo-panel superpuesto, tendremos los siguientes datos.

19 Perforación y disparo

Es necesario 20 medias guardias alternadas de perforación, es decir, se repite después de la limpieza de mineral y del apuntalamiento.

29 Limpieza de mineral

Como son 20 disparos en total necesitará 20 medias guardias alternadas.

39 Sostenimiento provisional

También se necesita 20 operaciones de apuntaladas, es decir, 20 medias guardias, lo que equivale a 5 días. Como ya se dijo algunas veces, se pone una cuadrilla de apuntaladores que realizan el apuntalamiento simultáneamente con la perforación realizada por el personal estable del tajeo. Con esto sólo se logra acelerar los ciclos de producción en 10 guardias, o sea, en 5 días. Ver diagrama N° 4.

42 Preparación para Relleno Hidráulico

Comprende los siguientes gastos de tiempo:

- Tendido de 2 líneas de cables (cuando se usan winchas) una guardia
- Conexión de tuberías para entrada del R.H. dos guardias
- Tendido de 20 redondos en el piso seis guardias

- Puesta de malla en el piso dos guardias
- Engrasado de postes de tubos (con redondos no es necesario) dos guardias
- Entablado para retener el Relleno una guardia
- Puesta de crudo una guardia

59 Operación de Rellenado

Comprende dos etapas:

- Rellenado del tercio mas tiempo operacional una guardia
- Tiempo de fraguado una guardia
- Rellenado final mas tiempo operacional dos guardias

Con todos estos gastos de tiempo podemos graficar un ciclo completo de producción de un Tajeo-Panel Superpuesto, como se muestra en el Diagrama Nº 4.

c) Costos Directos de Operación

Los costos directos de operación en los Paneles Superpuestos son iguales, tomando como unidad uno de los Tajeos-Paneles Superpuestos, a los de un tajeo en la Recuperación de Pilares, ya que como se ha visto en ambos ca

sos, se utilizan los mismos materiales, utilizan igual número de hombres/guardia, tiene iguales parámetros, por lo tanto tiene igual tonelaje e igual eficiencia, cuando en ambos casos se utilizan winchas para la limpieza de mineral.

Los Costos Directos de operación variarían si en lugar de usar winchas para la limpieza de mineral, se utiliza una Pa la Cavo, ya que con esta última aumenta la eficiencia y al aumentar la eficiencia, quiere decir que también aumenta el rendimiento económico, ya que hay una reducción en el número de tareas hombre, siendo este rubro el que más influye en los costos de operación.

Usando winchas para limpiar el mineral, tendremos en resumen los siguientes costos directos (ver Páginas 77 al 82):

1. Costos por tonelada por tareas	\$ 67.30
2. Costos por tonelada por madera	5.18
3. Costo por tonelada por explosivos	7.13

4. Costo por tonelada por materiales varios	\$ 13.31
5. Costo por tonelada por servicios	55.77
6. Costo por tonelada por mantenimiento	2.82
7. Costo por tonelada por perforación	<u>4.37</u>
TOTAL COSTO DIRECTO POR TONELADA	\$155.88

E.2 Paneles Alternos

Generalidades.-

Los Paneles Alternos son similares a los Paneles Superpuestos en muchos aspectos: ejemplo en sus parámetros, en la planificación general de un block mineralizado, en la preparación de los Tajeos-Paneles, en sus sistemas de perforación, limpieza de mineral, preparación para rellenado y su rellenado.

Pero se diferencian fundamentalmente en su sistema de Sostenimiento Provisional y en la no superposición de los ejes de los tajeos, como veremos a continuación:

Teniendo concluidas todas las preparaciones de un block de Paneles que están dentro del área de influencia de la chimenea principal de extracción, es decir, que en cada una de

estas preparaciones ya está colocada la loza, la malla y los redondos en el piso de los mismos, el siguiente paso en la explotación de paneles, es la iniciación del minado de cada Tajeo-Panel propiamente dicho, en el inmediato piso inferior.

En el caso de los Tajeos-Paneles Alternos , al iniciar el minado en el piso inferior, los ejes, o sea, la línea de centro de dichos tajeos, son desplazados paralelamente con respecto a los ejes de las preparaciones del piso superior, en una distancia igual a la mitad del ancho de los tajeos, es decir, en 1.5 m. Ver Plano Nº 19. Esto significa que al avanzar en el minado de estos Tajeos-Paneles Alternos , en los techos de los mismos van apareciendo la mitad de la loza de una de las preparaciones y también sólo la mitad de cada redondo (1.5 m) que se tendió en el piso de las preparaciones. La otra mitad del techo del tajeo, está completado por la mitad de la loza y la mitad de cada redondo de la otra preparación adyacente. De esta manera, a lo largo de todo el Tajeo-Panel Alterno , se apreciará en el techo dos lozas con sus respectivos redondos, trabajando en voladizo con dimensiones de 1.5 m de ancho (la otra mitad queda empotrada) por 1.0 metro de alto y por 30 metros de largo. Ver Planos Nos. 18 y 18 A.

En el sostenimiento provisional de estos tajeos-paneles alternos , se eliminan los postes verticales (de madera ó tubos) ya que son reemplazados por columnas continuas de metal ó relleno, de las cajas laterales del tajeo, porque en la parte superior de dichas cajas, está empotrada la mitad de la leza con sus respectivos redondos. Ver Plano Nº 18 A.

Al concluir con la explotación de todos los Tajeos-Paneles de un piso de explotación, se bajará al piso inmediato inferior, pero alternando nuevamente el paralelismo de los ejes ó líneas de centro de los tajeos con respecto a los ejes de los tajeos paneles superiores, en una distancia de 1.5 m, es decir, alternando los ejes. Debido a esta alternación del paralelismo de los ejes, se debe el nombre de Paneles Alternos.

Al variar el sistema de sostenimiento en estos paneles, indudablemente también habrá variaciones en los ciclos de trabajo, en los costos de operación y en las eficiencias, hechos estos que pasaremos a detallar seguidamente.

a) Secuencia de Trabajos en los Paneles Alternos

La secuencia de un ciclo completo de producción en los los Tajeos-Paneles-Alternos, presenta variaciones con referencia a los ciclos de los Tajeos-Pilares y también con los Tajeos-Paneles Superpuestos.

Las principales diferencias se encuentran como veremos a continuación, en lo referente al Sostentamiento Provisional, ya que en los Paneles Alternos se elimina el uso de puntales.

La secuencia de trabajos es la siguiente, siguiendo un ordenamiento operacional.

1º Hombres/guardia

El trabajo lo realizan dos hombres en cada jornada de trabajo de 8 horas, los cuales realizan los diferentes ciclos de Operación en el Tajeo-Panel-Alterno, en el caso de que el medio de limpieza del mineral sean las winchas. En el caso de que para la limpieza del mineral se utilice la Pala Cavo, los encargados de tal tajeo no realizan la limpieza del mineral, sino que hay una cuadrilla de operadores de la Pala Cavo, encargados de realizar la limpieza del mineral en los frentes que lo necesiten, hasta un máximo de 4 frentes trabajando una guardia completa. Los encargados del tajeo realizan el resto de ciclos. La eficiencia, según el Diagrama Nº 5, es de $1080/72 = 15$ tons/hombre-guardia.

2º Perforación y Disparo

Como el terreno es de consistencia suave, el nú

mero de taladros y el trazo de perforación es simple, realizándola esta operación de 2 hombres en media guardia de trabajo.

Como estos Tajecos-Paneles-Alternos tienen iguales parámetros que los Tajecos-Pilares, para el caso de la perforación y disparo, tomaremos el resumen de lo expuesto en la Página 62.

- Nº de disparos	30m/1.5m	20
- Nº de taladro	20 x 16	320
- Nº de cartuchos	320 x 6	1920
- Nº de guías de 2nc/u		320
- Nº de fulminantes		320
- Nº de guardias perforando	20 x 0.5	10
- Nº de hombre/guardia		20

3º Limpieza de Mineral

Cuando se utilizan las winchas para la limpieza del mineral, la realizan los dos hombres que trabajan en el tajeo durante media guardia de trabajo y después de cada disparo. Resumiendo, tenemos los siguientes datos para el caso de programación y ciclos:

- Nº de limpiezas	20
- Nº de guardias limpiando	10
- Nº de tareas-hombre-guardia	20
- Tonelaje total limpiado 3m x 3m x 30m x 4 ton/m ³	1080 tons
- Eficiencia limpiando 1080 ton/20 tareas	54 ton/homb-guardia

4º Sostenimiento Provisional

El sostenimiento provisional del techo del Tajeo-Panel-Alterno se realiza principalmente mediante:

I Las dos lozas en voladizo

Que están empotradas en el techo de los tajeos colindantes, en la mitad de su ancho, es decir, en 1.5 m. Por lo tanto, cada media loza en voladizo tiene las dimensiones de 1m de alto x 1.5 de ancho (otra mitad empotrada) x 30m de largo. La loza está ayudada por la malla.

II Sostenimiento Provisional con redondos de madera en el techo

Este sostenimiento provisional es ayudado por los redondos que se tendieron transversales en el piso de la preparación del

corte anterior. Estos redondos y la malla también quedan empotrados en su mitad igual que la loza. Ver Plano No 18 A.

III Soporte vertical mediante las columnas laterales

En este caso los postes verticales de madera ó de tubos son reemplazados en sus funciones por las dos columnas continuas de mineral ó de relleno, que limitan el largo del tajeo con dimensiones de: 3m de alto x 1.5m de ancho (luz de loza empotrada) x 30m de largo. Los cálculos numéricos detallados se encuentran expuestos en el Apéndice IV.

5a Preparación para Relleno Hidráulico

Después de concluidos los ciclos consecutivos individuales, queda el Tajeo-Panel-Alterno en condiciones para ser preparado para relleno. Esta preparación es igual a cualquiera de las preparaciones para relleno expuestas anteriormente y que podemos resumir en (ver página 71)

- Tendido de cables en desuso por el centro del atajeo , en el caso de que se utilicen las winchas para limpiar mineral, es decir, para anclar las poleas.
- Tendido de 20 redondos de madera a cada 1.5 m.
- Puesta de malla metálica en el piso del tajeo.
- Conexión de las tuberías de entrada de Relleno Hidráulico a lo largo del techo del tajeo y pegados a la caja lateral del tajeo vecino, para recuperarla al terminar este último tajeo.
- Entablado en la cara frontal de acceso al tajeo para retener el Relleno Hidráulico dentro del tajeo con 22 tablas.
- Puesta del crudo sintético por el interior en el entablado que sirve para retener los finos de la lama dentro del tajeo.

6a Operación de Rellenado con Relleno Hidráulico

Es la última operación de un ciclo comple

to de producción de un Tajeo-Panel-Alterno. La forma operacional del relleno es similar a la empleada para rellenar cualquiera de las labores anteriormente descritas. Consta de 3 fases:

- Rellenado del terció.- Con mezcla de relave con cemento en una proporción de 1:6 en peso. Esta operación, de acuerdo a la performance de la Planta, dura un promedio de 4 horas y lo realiza el personal de la Sección de Relleno Hidráulico.
- Tiempo de Fraguado.- Tiempo necesario para que sedimente el relleno de la loza.
- Rellenado Final.- Después de un tiempo prudencial de fraguado y decantación, se completa el relleno final sin ninguna mezcla de cemento, hasta el techo del tajeo.

Cuando se quiera aumentar el alto del tajeo y para evitar la dilución, se acostumbra a dar mayor consistencia a este relleno final. lo cual se logra con una mezcla mínima de cemento generalmente de 1:30 en peso.

Esto a la vez se está tratando de cambiar mediante el uso de malla en las cajas late-

rales, la cual sería recuperada posteriormente.

La operación del relleno final demora un promedio de 8 horas para los ajustes de los parámetros expuestos.

b) Diagrama de Gantt para un Ciclo Completo de Producción de un Tajeo-Panel-Alterno

Para graficar una Diagramación de un ciclo completo de producción de un Tajeo-Alterno, debemos tener presente los estudios de tiempos para cada una de las operaciones que se realizan en un ciclo completo de producción, es decir, desde el primer disparo en el tajeo hasta su relleno final. Para graficar el diagrama de Gantt Nº 5, tenemos los siguientes datos:

1º Perforación y disparo

Es necesaria media guardia para cada perforación, la cual debe repetirse después de cada limpieza de mineral. Como el total de disparos son 20, es necesario 10 guardias de perforación, es decir, 5 días.

2º Limpieza de mineral

El tiempo necesario para cada limpieza de mineral es de media guardia, y como son 20 disparos, serán

necesarias 10 guardias, o sea, 5 días.

39 Sostenimiento Provisional

El sostenimiento provisional lo realiza la loza que ya está colocada y las columnas continuas de las cajas laterales de los tajeos vecinos, eliminándose como ya se dijo, la puesta de puntales, es decir, en estos Tajeos-Paneles-Alternos, desaparece esta operación, lo cual nos aligera los ciclos y reduce los costos.

40 Preparación para Relleno

Comprende las siguientes operaciones:

- Tendido de cables	una guardia
- Tendido de 20 redondos a cada 1.5m	seis guardias
- Puesta de malla	dos guardias
- Conexión de tuberías de relleno	dos guardias
- Engrasado de tubos	eliminado
- Entablado para retener el relleno	una guardia
- Puesta de crudo	una guardia

5ª Operación de rellenado

Comprende:

- Rellenado del tercio mas tiempo operacional Una guardia
- Tiempo de fraguado una guardia
- Rellenado final mas tiempo operacional dos guardias

Según el Diagrama Nº 5, el tiempo total para un ciclo completo de producción de un Tajeo-Panel-Alterno, es de 18 días, es decir, menor en 1.5 días que los Paneles-Tajeos-Superpuestos.

Con esta reducción de tiempo en los ciclos también aumentamos la eficiencia a 15 tpn/hombre-guardia, en comparación a la eficiencia de los tajeos-paneles-superpuestos 10.00 ton/hombre-guardia.

e) Costos Directos de Operación

Los Costos Directos de Operación en los Tajeos-Paneles- Alternos varían con respecto a los Tajeos-Paneles-Superpuestos, ya que en los alternos se reducen las tareas-hombre gastadas en el apuntalamiento y en el engrasado de tubos. Asimismo hay reducción

de gastos por la eliminación de los postes.

El resto de costos permanecen invariables y por lo tanto lo tomaremos en forma resumida, como se muestra a continuación:

1º Costo por tonelada por tareas

Hay reducción de 20 tareas por apuntalamiento y 2 por engrasado, nos quedan 72 tareas (ver Diagrama Nº 5), castigando con 12%, nos da 82 tareas.

- Tareas/tonelada 82/1080	0.08
- Promedio pagado por tarea, según Boletín de Gerencia Gral. (ver Apéndice I)	\$ 602.65
- Costo total 0.08 x \$602.65 x 1080	\$52,068.96
- Costo de tareas por tonelada 0.08 x \$ 602.65	\$ 48.21
- Mas 10% por supervisión	\$ 4.82
- Costo total de tareas por tonelada	\$ 53.13

2º Costo Director por Madera

Se reduce a sólo 20 redondos del piso y 22 tablas, es decir:

- Nº de redondos	20
- Pie ² por redondo	41

- Total pies ² por redondos 20 x 41	820
- Costo por redondos 8.20 x \$1.85	\$1,517.00
- Pies ² por tablas 22 x 8.33	183.26
- Costo por tabla \$ 2.40 x 183.26	\$ 439.86
- Costo total por madera	\$1,956.86
- Total pies cuadrados 820 + 183.26	1,003.26
- Toneladas	1080
- Pies ² por tonelada 1003.26/1080	0.93
- Costo total de madera por tonelada 0.93 x 1.85	\$ 1.72

3º Costo Director por Explosivos

Los gastos de explosivos son iguales a los Paneles Superpuestos, ya que tiene que minar igual cantidad de metal, por lo tanto, ver detalles en la Página 79.

- Costo total de explosivos por tonelada	7.13
--	------

4º Costo Directo por Materiales

Tomado el promedio de Setiembre de 1973, ver Cuadro Nº 18, que da un costo de mate

riales por tonelada de mineral \$ 13.31

5º Costo por Servicios

Este costo es igual al calculado para el Tajero-Pilar, ya que el gasto por el rellenado es igual; ver Página 81 y por lo tanto nos da un costo de servicios por tonelada

\$ 55.77

6º Costo Directo por Mantenimiento

Tomando como promedio Setiembre de 1973, ver Cuadro N° 18, el costo de mantenimiento por tonelada es de

\$ 2.82

7º Costo Directo por Perforación

Es igual al calculado para el Tajero-Pilar, Página 82

\$ 4.37

Resumiendo, tenemos que los Costos Directos por tonelada de mineral para un Tajero Panel-Alterno son:

- Por tareas	\$ 53.13
- Por madera	1.72
- Por explosivos	7.13
- Por materiales	13.31
- Por servicios	55.77
- Por mantenimiento	2.82
- Por perforación	<u>4.37</u>
COSTO TOTAL DIRECTO POR TON.	\$ 137.25

E.3 Paneles Cruzados ó "MACHI"

Generalidades.-

Después de haber analizado los Paneles Superpuestos en los cuales los ejes ó centro de línea de los tajeos no tenían ningún desplazamiento en la horizontal, pero sí un piso en la vertical al realizar un nuevo corte, y en los Paneles-Alternos en que dichos ejes de los tajeos se desplazan 0.5 m en la horizontal y un piso en la vertical, entramos a analizar los Paneles Cruzados, en los cuales los ejes ó centros de línea, en la horizontal giran a 90° y en la vertical bajan una altura igual a la altura del corte de los paneles, es decir, en 3 m. Ver Plano N° 21.

Los Paneles Cruzados ó "MACHI" son aquellos que para la totalidad de sustentamiento provisional utilizan sólo la loza sostenida únicamente por las cajas adyacentes de los tajeos vecinos.

Como ya se analizó las preparaciones para los tajeos en el sistema de paneles en la Página 92, en donde se describe el método para colocar la primera loza, con la salvedad de que al preparar y rellenar los sub-niveles destinados a trabajar por el sistema de Paneles Cruzados, no se colocaban redondos al piso al rellenar la loza, por las razones que veremos a continuación.

Teniendo ya colocada la primera loza en todo el block a explotar, se inicia la explotación de los Tajeos-Paneles-Cruzados, bajando al inmediato piso inferior en una altura igual al parámetro altura, que en nuestro caso hemos estandarizado en 3.00 m, pero que puede ser hasta 5 m. Pero al bajar un piso, al corte inferior, se hacen girar los ejes ó líneas de centro de los Tajeos-Paneles-Cruzados en 90º, con respecto a los ejes utilizados en la preparación de los sub-niveles, de tal manera que al ir avanzando en el minado de uno de los Tajeos-Paneles-Cruzados, irán apareciendo en el techo una serie de lozas de 3 metros de ancho por 1.0 metro de altura, unas a continuación de otras, que cruzan todo el ancho del techo del tajeo, empotradas en ambas cajas de los tajeos adyacentes, viéndose al final en el techo del tajeo en trabajo, una serie de lozas que cruzan el techo, debido a lo cual toman el nombre de Paneles Cruzados, ver Plano Nº 20.

Estas lozas trabajan como vigas empotradas en ambos extremos ó como puentes de una luz igual al parámetro ancho, que para nuestro caso es de 3.0 m. y apoyadas en todo su ancho en las cajas de los tajeos vecinos, por lo que ya no es necesario el reforzamiento ni con redondos en la loza ni postes verticales. Sólo se refuerza con la malla metálica.

Al eliminar los redondos del techo, estamos aligerando los ciclos, al eliminar el tiempo empleado para tender dichos redondos y también estamos rebajando los costos de operación, al reducir el pago por las tareas empleadas para colocar los redondos y el costo mismo de los redondos.

Vemos pues, que en este sistema de Paneles Cruzados se ha logrado una reducción de costos y una simplificación en el trabajo tal que lo hacen aparecer como un método eficiente y seguro, muy cercano a la de los tajeos de Corte y Relleno Ascendente.

Al terminar con la explotación de todos los Tajeos-Paneles-Cruzados de un piso de explotación, bajamos al siguiente piso haciendo girar nuevamente los ejes en 90°, de tal manera que dichos ejes y lozas siempre aparecen como vigas cruzadas en los techos de los nuevos Tajeos-Paneles-Cruzados. Ver Plano N° 20.

Es este Sistema de Paneles en donde se puede mecanizar con equipos de trabajo minero más eficientes, como por ejemplo las Pallas Cavo, ó winchas de mayor potencia, ya que los ciclos de trabajo son rápidos y en la labor misma no hay interferencias de enmaderado, etc.

a) Secuencia de Trabajos en los Paneles Cruzados

La secuencia de trabajos ó ciclos completos de

operación para un corte de un Tajeo-Panel-Cruzado, comprende una serie de operaciones que van desde el primer disparo hasta el relleno final, con lo cual se completa el ciclo y se está en condiciones de iniciar un nuevo ciclo.

Esta secuencia de trabajos, entramos a analizar seguidamente.

12 Hombres/guardia

Todos los trabajos que se realizan en los Tajeos-Paneles-Cruzados son hechos por dos hombres en cada guardia, desde el inicio hasta el final de cada ciclo, los cuales realizan las diferentes operaciones. Sólo en el caso de que se utilice la Pala CAVO para la limpieza del mineral, este trabajo lo realizan los operadores de la Cavo, que limpian el mineral de los tajeos que tengan mineral roto. Cuando hay operador de una Pala Cavo, se acostumbra a poner cuadrillas de perforistas.

En el Diagrama N° 6 vemos que el total de días de un ciclo completo dura 15 días, es decir, 30 guardias, lo que equivale a 60 hombres-guar

dia. Se puede castigar con un 20% este ciclo perfecto, que se debe a interferencias varias, que ocasionan el incumplimiento del ciclo. Tenemos que para cada corte de 3.00 m x 3.00 m x 30 m x 4.0 ton/m³ = 1080 tons, un total de 72 tareas, es decir 1080 ton/66 tareas = 15 ton/hombre-guardia.

2º Perforación y Disparo

Tomando los mismos parámetros que para los casos anteriores, y, suponiendo iguales condiciones del terreno, tenemos que los trazos y el número de taladros es sencillo como puede verse en el Plano N^o 9.

Cada perforación se hace en media guardia, con 16 taladros, necesitándose 20 disparos para terminar el corte, pero cada disparo se hace después de terminar la limpieza del disparo anterior.

3º Limpieza de mineral

Puede realizarse con wiñcha, la que demora media guardia ó con Pala Cavo que demora sólo dos horas.

La limpieza se realiza después de cada disparo.

4º Sostenimiento Provisional

El sostenimiento provisional varía con respecto al resto de Paneles, ya que en este caso como hemos dicho, no se emplea nada de madera ni en el techo ni como puntales, sino que todo el sostenimiento se realiza mediante las lozas de los tajeos del piso superior, como se aprecia en el Plano Nº 20.

Las lozas cruzadas están empotradas en las cajas laterales de los tajeos vecinos, lo que hace que las lozas trabajen como lozas empotradas en los extremos. Las lozas se suceden unas tras otras, lo que hace que el techo esté totalmente sostenido, como si fueran vigas continuas.

El detalle de los cálculos teóricos empleando las fórmulas de resistencia de materiales respectivos, se pueden ver en el Apéndice Nº IV.

5º Preparación para Relleno Hidráulico

La operación de la preparación para rellenar un Tajeo-Panel-Cruzado, comprende las

siguientes operaciones:

- Tendido de cables usados.- Cuando la limpieza del mineral se haga con winchas, se tienden dos líneas de cables en desuso, para anclar las rondanas.
- Tendido de malla metálica.- En todo el piso del tajeo se tiende la malla metálica, que servirá como refuerzo a la loza. Como se puede apreciar, la malla metálica va directamente arriba del mineral, ya que hemos eliminado los redondos del piso.
- Tuberías de entrada de Relleno Hidráulico.- Se conectan dos líneas de entrada para el Relleno Hidráulico, las que están sostenidas en una de las cajas laterales del tajeo adyacente y en la parte superior, con el objeto de rellenar completamente el tajeo y recuperar la tubería cuando se explote el tajeo vecino.
- Entablado.- A la cara frontal de acceso al tajeo, se pone un entablado para

retener el Relleno Hidráulico dentro del tajeo, dejando aberturas para permitir el drenaje.

Crudo sintético.— Que hace las veces de filtro para evitar que escapen los finos.

62 Operación de Rellenado

Finalmente viene la operación de Rellenado y que consta de 3 etapas:

- Rellenado del tercio.— Consiste en rellenar la loza con mezcla de relave y cemento en una proporción de 1:6, la altura de 1 metro.
- Tiempo de fraguado.— Es el tiempo mínimo necesario para que la loza frague y se decante, generalmente es de 8 horas.
- Rellenado final.— Consiste en completar el relleno del tajeo hasta el techo del mismo, sólo con lama. Cuando se desea aumentar la altura de los tajeos y también para evitar la dilución, se acostumbra a mezclar 1:30 con cemento el relleno final ó a usar malla con crudo sintético.

b) Diagrama de Gantt para un Ciclo Completo de Producción de un Tajeo-Panel-Cruzado

El Diagrama Nº 6 nos grafica la Programación teniendo en cuenta los tiempos de duración de cada operación de que consta un ciclo completo de producción en un Tajeo-Panel-Cruzado.

A continuación los datos para graficar el cuadro de Gantt.

1º Perforación y disparo

Resumiendo tenemos:

Total disparos 30m/1.5m	20 disparos
Total de guardias 20 disparos/0.5 guardia	10 guardias
Total días 10 grd/2	5 días

Cada disparo se hace después de terminar la limpieza del mineral del disparo anterior.

2º Limpieza de mineral

Cada limpieza, suponiendo que utilizamos winchas, dura media guardia. Por lo tanto, serán 20 operaciones de limpieza, es decir, 10 guardias de 8 horas de trabajo, lo que equivale a 5 días.

3º Preparación para Relleno Hidráulico

Consta de:

- Tendido de cables	una guardia
- Tendido de malla	dos guardias
Conección de tuberías para relleno	dos guardias
- Entablado	una guardia
Puesta de crudo	una guardia

4º Rellenado

Rellenado del tercio mas tiempo operacional	una guardia
- Tiempo de fraguado	una guardia
- Rellenado final mas tiempo operacional	dos guardias

Después de graficar estos datos, obtenemos el Cuadro de Gantt, que nos indica que la duración de un ciclo completo de producción de un Tajeo-Panel-Cruzado es de 15 días. Ver Diagrama Nº 6.

c) Costos Directos de Operación para Tajeos en los Paneles Cruzados

Para obtener los Costos Directos de operación para un corte de uno de los tajeos en el sistema de Paneles-Cruzados, analizaremos a continuación los Costos Directos de cada una de las operaciones de que consta un ciclo completo de un corte de uno de los Tajeos-Paneles-Cruzados, como veremos a continuación.

19 Hombres/guardia

Según el Diagrama de Gantt, tenemos que para cada ciclo de un tajeo son necesarias 60 tareas, que con un castigo de un 20% para cubrir posibles interferencias de operación, tenemos un total de 72 tareas: Resumiendo

- Total de tareas	72
- Costo por tarea (ver Apéndice No I)	602.65
- Toneladas por corte	1080
- Tareas por tonelada $72/1080$	0.067
- Costo por tareas por coete $0.067 \times 602.65 \times 1080$	43,621.20
- Costo de tareas por tonelada 0.067×602.65	40.39
- Mas 10% por supervisión	4.04
- Total Costo de tareas por ton.	44.43

20 Costo por Consumo de Madera

Como se ha eliminado el empleo de redondos de madera, tanto en el techo como en los puntales y si para retener el relleno dentro del tajeo, usamos malla, en reemplazo de las tablas, podemos decir que desaparece totalmente el uso de madera y por lo tanto también desaparece el cos

to por madera.

Pero si usamos las tablas tendremos:

- Total de tablas	22
- Total pies ² 22 x 8.33	183.26
- Costo por tablas 183.26 x \$ 2.4	\$ 439.86
- Toneladas por corte	1080
- Pies ² por tonelada 183.26/1080	0.17
- Costo de madera por tonelada 0.17 x \$ 2.40	\$ 0.41

3º Costo por Explosivos

Suponiendo iguales parámetros e iguales las condiciones de terreno, tendremos iguales gastos de explosivos para romper igual cantidad de mineral, es decir, tendremos un costo de \$ 7.13 por tonelada. Ver Página 79.

4º Costo por Materiales Varios

Para evitar detalles tomaremos como promedio el obtenido para 1973. Ver cuadro N° 18. que nos dió \$ 13.31 por toneladas.

5º Costo por Servicios

Considerando especialmente los gastos por Relleno Hidráulico y, como los tajeos son igua-

les a los anteriores, en cuanto a Relleno se refiere, tendremos un costo por tonelada igual a \$ 55.77, como puede verse en detalle en la Página 81.

6º Costo por Mantenimiento

Tomando como promedio el del año 1973, ver Cuadro N° 18, tendremos el costo de \$ 2.82 por tonelada.

7º Costo por Perforación

Tomando igualmente los costos para 1973, y viendo el análisis en la Pag. 82, tenemos \$ 4.37 por tonelada.

Resumiendo, tenemos que el costo directo total por tonelada de mineral, en los tajeos-
paneles-cruzados, será:

- Por tareas	44.43
- Por madera	0.41
- Por explosivos	7.13
- Por perforación	4.37
- Por materiales varios	13.31
- Por mantenimiento	2.82
- Servicios	<u>55.77</u>
TOTAL COSTO DIRECTO POR TON.	\$128.24

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

Concluídos los análisis del Método de Corte y Relleno Descendente, aplicado en la mina Cerro de Pasco de la Empresa Minera del Centro del Perú, CENTROMIN-PERU, aplicado en la recuperación de Pilares y como Método en la explotación de los Paneles, con sus variantes, entraremos a resumir conceptos y analizar las diferencias entre las diferentes variantes, así como también comparado ligeramente con los Métodos de Cuadros y Corte y Relleno Ascendente en Arcos, en cuanto a eficiencia y costo se refiere.

Para realizar mejor estos análisis, lo haremos tomando los siguientes puntos:

A. RECUPERACION Y DILUSION

La recuperación del mineral aplicando el método de Corte y Relleno Descendente es total, ya que incluso se aplica juntamente para la recuperación de los Pilares. En el caso de los paneles, estos, como hemos visto, avanzan unos a continuación de otros, lo cual permite una recuperación del 100% del mineral.

Para evitar la dilusión por la caída de lama de los tajos vecinos, se emplea malla metálica lateral, ó como hemos visto mezclando con cemento el relleno en una proporción de 1:30.

La recuperación en el método de Cuadros y en el Corte y Relleno Ascendente en Arcos es también total, siendo también casi nula la dilución en ambos.

B. DIFERENCIAS Y SEMEJANZAS

Las diferencias y semejanzas las agruparemos en las dos partes siguientes:

Diferencias y Semejanzas entre Recuperación de Pilares y Paneles

Son las siguientes:

a) Semejanzas

- Tanto en la Recuperación de Pilares como en los Paneles la explotación del mineral se realiza del nivel superior al inferior.
- En ambos casos, el sostenimiento provisional se realiza principalmente mediante la loza, colocada mediante el uso del Relleno Hidráulico.
- Con referencia a la perforación, en ambos casos, los trazos son simples y sencillos.

b) Diferencias

- En el caso de Recuperación de Pilares, cada tajeo, se trabaja en forma aislada ya que como su nombre lo indica, se está recuperando lo dejado en la ex

plotación anterior; mientras que en el Sistema de Paneles los tajeos están unos a continuación de otros, en cada block, ó sea, dentro del área de influencia de la chimenea principal de extracción.

- Mientras que en la recuperación de Pilares, al concluir un corte del tajeo, se inicia inmediatamente el corte siguiente, bajando un piso, en los Paneles al concluir el corte de un tajeo, se inicia la explotación del tajeo adyacente y sólo se bajará el piso siguiente, después de concluir con la explotación de todos los tajeos que tienen como centro la chimenea principal de extracción.

En cuanto al sostenimiento provisional, aparte de la loza, que es común en la Recuperación de Pilares, se emplean además los redondos en el techo de los tajeos y los postes verticales para sostener dichos redondos; mientras que en los Paneles estos redondos y postes van disminuyendo hasta ser eliminados totalmente.

- Con referencia a la duración de tiempo para un ciclo completo de producción, vemos los Diagramas

Nos. 3, 4, 5 y 6 en los cuales nos indican que en la Recuperación de Pilares, tiene el máximo ciclo de 24.5 días; mientras que en los Paneles, estos ciclos se van reduciendo cada vez más hasta llegar a un ciclo mínimo de 15 días.

- En los Costos Directos de Operación, también habrá diferencias, ya que como hemos analizado, al variar los ciclos y al reducir el consumo de madera, también tenemos variaciones que van desde un costo máximo por tonelada de \$ 155.88 en la Recuperación de Pilares, a un mínimo de \$ 128.24 para el costo de Paneles Cruzados.
- También hay diferencias en el uso de las diferentes maquinarias, ya que mientras en la Recuperación de Pilares se hace uso casi obligado de winchas para la limpieza de mineral, en el caso de paneles, se puede utilizar las Palas Cavo que tienen mejor rendimiento, ya que tienen un campo de acción amplio, pudiendo trabajar hasta en 4 frentes por guardia.
- Hay diferencias también en cuanto al rendimiento por hombre-guardia, es decir, en lo referente a

la eficiencia de un ciclo completo de cada trabajo que va desde una eficiencia mínima de 10.00 toneladas/hombre-guardia, a una máxima de 15 toneladas/hombre-guardia en los Paneles Cruzados.

B.2 Diferencias y Semejanzas con los Métodos de Cuadros y Corte Y Relleno Ascendente en Arcos

a) Semejanzas

Las semejanzas entre estos tres métodos son nulas salvo con el método de cuadros, en el que el terreno es de malas condiciones en cuanto al sostenimiento se refiere; ya que se necesita un intenso sostenimiento, como hemos visto para el caso de Corte y Relleno Descendente.

En cuanto a la seguridad, los 3 métodos son seguros.

b) Diferencias

Son las siguientes:

- 1º - En Cuadros el sostenimiento se realiza con cuadros de madera y relleno.
- En Corte y Relleno Descendente, el sostenimiento se realiza con loza que es mezcla de relave con cemento en proporción de 1:6, con uso de redondos y postes que al final desaparecen.

- En Corte y Relleno Ascendente en arcos, el sostenimiento es natural, ya que la consistencia del terreno es buena.

2º Los ciclos de operación de un corte completo para cada tajeo en el caso de los cuadros, es máximo, ya que poniendo la armada de un cuadro por guardia como promedio, con sus respectivos disparos y limpieza de mineral, dará un total de 80 cuadros de 1.5 m x 20 m., que dan un total de 80 guardias, es decir, 160 tareas, más 4 guardias para rellenar, total, 164 tareas, lo que nos da un total de por lo menos 41 días de trabajo, mientras que en el Corte y Relleno Descendente, hemos visto que va desde un máximo de 24.5 a 15 días. Para el caso del Corte y Relleno Ascendente, teniendo en cuenta que cada tajeo tiene un promedio de 8 metros de ancho, el ciclo consiste sólo en perforación, disparo y limpieza, tal vez demore un poco más que el Corte y Relleno Descendente, pero sacando un mayor tonelaje que es lo más importante.

3º Tanto para Cuadros como para el Corte y Relleno Ascendente, para cada tajeo tiene su chimenea principal de extracción, para el Corte y Relleno Descen-

dente, caso de Paneles, una chimenea de extracción se utiliza para todo un block de mineral.

C. DIFERENCIAS DE EFICIENCIAS Y COSTOS ENTRE LOS METODOS DE CUADROS, CORTE Y RELLENO DESCENDENTE Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

Trataremos de analizarlos brevemente:

1º Eficiencias

- a) Para Cuadros.- Para armar 80 cuadros, luego rellenarlos, se gastan 164 tareas para sacar 1080 tons., tendremos
 $1080 \text{ tons}/164 = 6.59 \text{ tons/hombre-guardia.}$
- b) Para Corte y Relleno Descendente.- Hemos visto que varía entre 10.04 a 15 tons/hombre-guardia, pero podremos tomar como promedio el más bajo, es decir, 10.04, que castigando con un porcentaje por pérdida de tiempo, en las operaciones, podríamos aún tomar el 10.40 tons/hombre-guardia obtenido como promedio en 1973.
 Ver Cuadro Nº 6. Vemos que aún así resulta mucho más eficiente en un 40%, con respecto al método de Cuadros.

c) En Corte y Relleno Ascendente. Tomando como promedio la de 1973, tenemos una eficiencia de 15.92 ton/hombre-guardia, como puede apreciarse en el Cuadro Nº 6.

En resumen, es menos eficiente el método de Cuadros y el más eficiente el método de Corte y Relleno Ascendente, estando intermedio el Corte y Relleno Descendente, que es lo que queremos demostrar.

2º Costos Directos de Operación

a) Para Cuadros. Tomando iguales costos directos de operación para los rubros de explosivos, en 7.13 por tonelada, ya que se tiene que romper el mismo tonelaje y el terreno es de iguales condiciones al del corte y relleno descendente. También iguales costos de operación por Mantenimiento, Materiales y Perforación, tendremos \$2.82 ton., \$ 13.31/tons, y 4.37/tons, respectivamente. Analizando los Costos no comunes de tareas, madera y servicios (relleno).

- Costo por Tareas

Total tareas	164
Costo por tarea	602.65

Toneladas	1080	
Tareas por tonelada	0.152	
Costo de tareas por tonelada 602.65 x 0.152	90.40	
Mas 10% por supervisión	9.04	
Costo Total Directo de tareas por tonelada	99.44	
<u>- Costos por madera</u>		
Postes	126	
Pies ² 126 x 26.7		3,364.2
Sombreros	84	
Por pies cuadrados 84 x 26.7		1,242.8
Tirantes	120	
Pies cuadrados 120 x 12.4		1,488.0
Tótal pies cuadrados		6,095.0
Costo por pie cuadrado	\$ 2.40	
Costo por madera cuadrada 6,095 x 2.40		14,628.0
Mas 50% por redondos para topes y tablas para enrejado		7,314.0
Costo Total por madera		21,942.0
Costo Total de madera por tone- lada 21,942/1080		20.31
<u>- Costo por servicios: Relleno</u>		
Toneladas de relleno 3 m x 3m x 30m x 2.10 tons/m ³	56.7	

Precio por tonelada de relleno	25.19
Toneladas de relleno por tonelada de mineral $567/1080$	0.525
Costo total de relleno por tonelada 25.19×0.525	13.25

En resumen, el Costo Directo por tonelada en el Método de Cuadros es:

Por tareas	99.44
Por madera	20.31
Por explosivos	7.13
Por materiales varios	13.31
Por servicios: Relleno	13.25
Por mantenimiento	2.82
Por perforación	4.32
Costo Total Directo por Tonelada	160.63

b) Costo Directo por Tonaada de Corte y Relleno

Descendente.- Hemos obtenido que para una tonelada en la Recuperación de Pilares, que es el más alto de 155.88 y el más bajo en los paneles cruzados de 128.24, veremos que el Costo Directo por tonelada es mucho más económico en el Corte y Relleno Descendente que el método de Cuadros, al cual reemplaza y es lo que queremos demostrar.

c) El Costo Directo por tonelada en el Corte y Relleno Ascendente.— Es menor y tomando como promedio el del año 1973, Cuadro N^o 14, resulta a 62.64 por ton.

D. CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES VARIAS

Finalmente podemos opinar:

1. Que es más eficiente y económico aplicar el método de Corte y Relleno Descendente, que el Método de Cuadros.
Que se aligera los ciclos de trabajo en el Corte y Relleno Descendente, con respecto al Método de Cuadros.
3. Que hay una tremenda simplificación del trabajo en el Método de Corte y Relleno Descendente, con referencia al de Cuadros.
4. Que es más factible la utilización de equipo mecánico y eléctrico para las operaciones en el Método de Corte y Relleno Descendente, no así en el de Cuadros.
5. Que analizando los tonelajes obtenidos desde el año 1968 hasta 1973, vemos que mientras el tonelaje del Corte y Relleno Ascendente, mayormente no ha variado, el método de Cuadros ha desaparecido, no así el de Corte y Relleno Ascendente, que ha ido e irá en aumento año tras año.

6. Que se puede aumentar más la eficiencia y por ende reducir los costos, utilizando las Palas Cavo # 310, para la limpieza de mineral en los tajeos de Corte y Relleno Descendente e incluso según un estudio del Departamento de Ingeniería Industrial, esta eficiencia llega a 16.67, es decir mayor que el promedio obtenido en el Corte y Relleno Ascendente en 1973 que fué de 15.92. Ver Apéndice III y Cuadro No 6.
7. Que como las Chimeneas principales de extracción están sometidas a un trabajo intenso, se recomienda construirlas con anillos metálicos ó madera concretadas, teniendo además siempre otra chimenea auxiliar que se utilizará para reemplazar a la principal en el caso de reparación de esta y también para drenaje.

Que como se aprecia en los Cuadros Nos. 16 y 20, para los 6 primeros meses de 1974, el incremento del empleo de Corte y Relleno Descendente va en aumento.
9. El trabajo en Carpintería es simple.
10. La Recuperación de Pilares: el método continuará empleándose. Los Paneles Superpuestos han sido reemplazados por los Paneles Alternos, para el caso de cuerpos mineralizados de poca potencia, ya que en cuerpos de gran potencia, sólo se usará los Paneles Cruzados ó MICHI.

APENDICE I

COSTO DE UN TRABAJADOR

Beneficios Directos

- Sobretiempos
- Pago de Vacaciones
- Pago de Médico
- Trabajo en día de descanso
- Dominical y 100% por trabajos en Domingos
- Bono de Altura
- Bono Nocturno
- Bono por Producción
- Gratificación (28 de Julio y 25 de Diciembre)
- Tres feriados al año, transporte y cambio de ropa
- Reemplazos, méritos, tóxicos, herramientas.
- Bono subsuelo
- Dos días no laborables
- Asignación escolar
- Asignación familiar

Beneficios Indirectos

- Seguro Social
- Control Médico y Sanitario
- Salud Nacional
- Indemnización
- Hospitales y Clínica Dental
- Escuelas
- Administración Campamentos y Mantenimiento Casas de Trabajadores
- Estadios, Promoción del Deporte, Pagos Generales, Local del Sindicato, Actividades
- Fondo de Retiro
- Servicio Social
- Servicios Comunitarios
- Senati
- Leche
- Vivienda
- Asignación por fallecimiento y enfermedad profesional
- Pago - jabón y tohalla
- Mameluco, guantes, etc.
- Zapatos de seguridad
- Beneficios por concepto de antigüedad

AÑO	1967	1968	1969	1970	1971	1972	1973
Salario Básico	97.30	109.70	127.50	159.90	175.00	202.10	232.15
Beneficios Directos	38.30	47.40	48.60	78.50	97.40	129.85	184.60
Beneficios Indirectos	55.80	57.60	59.20	95.60	118.60	158.00	185.90
TOTAL (S)	191.90	214.70	235.30	334.00	391.00	489.95	602.65
INDICE (Año Base 1967)	100	111.9	122.6	174.0	203.8	255.3	314.0

Estos datos fueron tomados de un Boletín Informativo emitido por la Gerencia de Operaciones de La Oroya de CENTROMIN-PERU, en Enero de 1974.

APENDICE II

PRUEBAS EN LABORATORIO DE LA RESISTENCIA DE LA LOZA A LA COMPRESION Y AL CORTE DIRECTO

En el Laboratorio de Petrología del Departamento de Geología, de la Unidad Cerro de Pasco de CENTROMIN-PERU, se han realizado pruebas para determinar la resistencia de la loza, tanto a la Compresión Simple como al Corte Directo mediante la Máquina de Compresión Simple, Modelo C +710, Serial 1491, Soil Test.

1. Pruebas a la Compresión Simple

Para el efecto de los experimentos a la Compresión Simple, se toman muestras de la mezcla del Relleno Hidráulico en unas probetas cilíndricas de 15.2 cms. de diámetro por 30.5 cms. de alto, en los mismos tajeos donde se está relleno, anotando en una etiqueta el número del tajeo y la fecha, en las mismas condiciones y en forma simultánea.

Luego, estas Probetas son llevadas al Laboratorio en donde se les somete a las pruebas de la Compresión Simple, de acuerdo a los días que se desee.

Teniendo los datos de las dimensiones de la muestra y obtenida la carga máxima mediante la prueba, podemos graficar curvas, tomando como variables la resistencia a la Compresión y los días a los que se realiza la prueba.

Para nuestro caso, a continuación muestro un Resumen en el que se ha sacado un promedio de las pruebas que se han realizado a los 4, 7, 14, 21 y 28 días.

Muestra N ^o	1	2	3	4	5
Diámetro en cm.	15.2	15.2	15.2	15.2	15.2
Alto en cm.	30.5	30.5	30.5	30.5	30.5
Area transversal en cm ²	181.4	181.4	181.4	181.4	181.4
Frueba a los	4	7	14	21	28
Carga máxima en Kg.	230	1910	4490	8480	9750
Resistencia a la Compresión en Kg/cm ²	1.27	10.54	24.76	46.82	53.75

2. Pruebas de Corte Directo

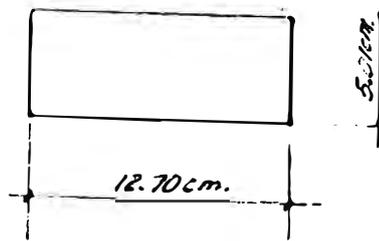
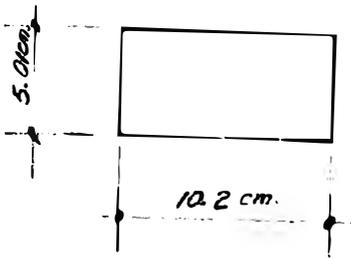
Para realizar las pruebas de la resistencia de la loza al Corte Directo, hemos utilizado la misma máquina empleada para determinar la Resistencia a la Compresión, para lo cual se ha tenido que fabricar unos dados especiales de acero A-36, cuyas dimensiones y especificaciones se muestran en los esquemas de este mismo Apéndice.

Para realizar las pruebas, preparamos moldes desarmables de madera en la cual se llena del Relleno Hidráulico en el mismo tajeo. Luego estas muestras se llevan al Laboratorio, en donde todas las pruebas las hemos realizado a los 28 días de

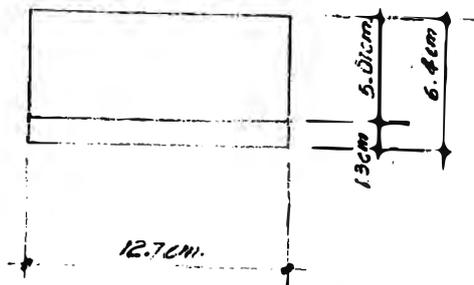
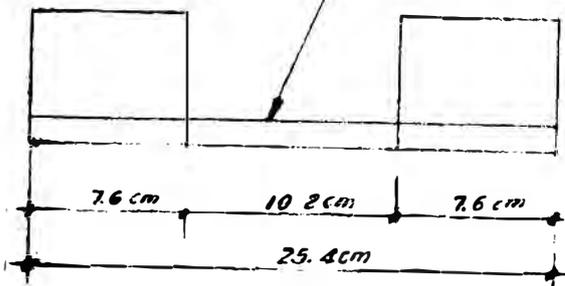
de tomada la muestra.

A continuación se muestra un Resumen de los resultados obtenidos:

Muestra N°	1	2	3	4
Largo en cm	25.4	25.4	25.4	25.4
Ancho en cm	10.2	10.2	10.2	10.2
Alto en cm	12.7	12.7	12.7	12.7
Sección simple	129.5	129.5	129.5	129.5
Area doble en cm ²	259	259	259	259
Prueba a los días	29	29	29	29
Primera rajadura en Kg	2495	2500	2490	2500
Carga máxima en Kg.	13,154	13,200	13,500	13,100
Resistencia al corte en Kg/cm ²	9.63	9.65	9.61	9.65
Promedio		9.635 Kg/cm ²		



12. 12.70 cm x 25.4 cm x 1.3 cm.



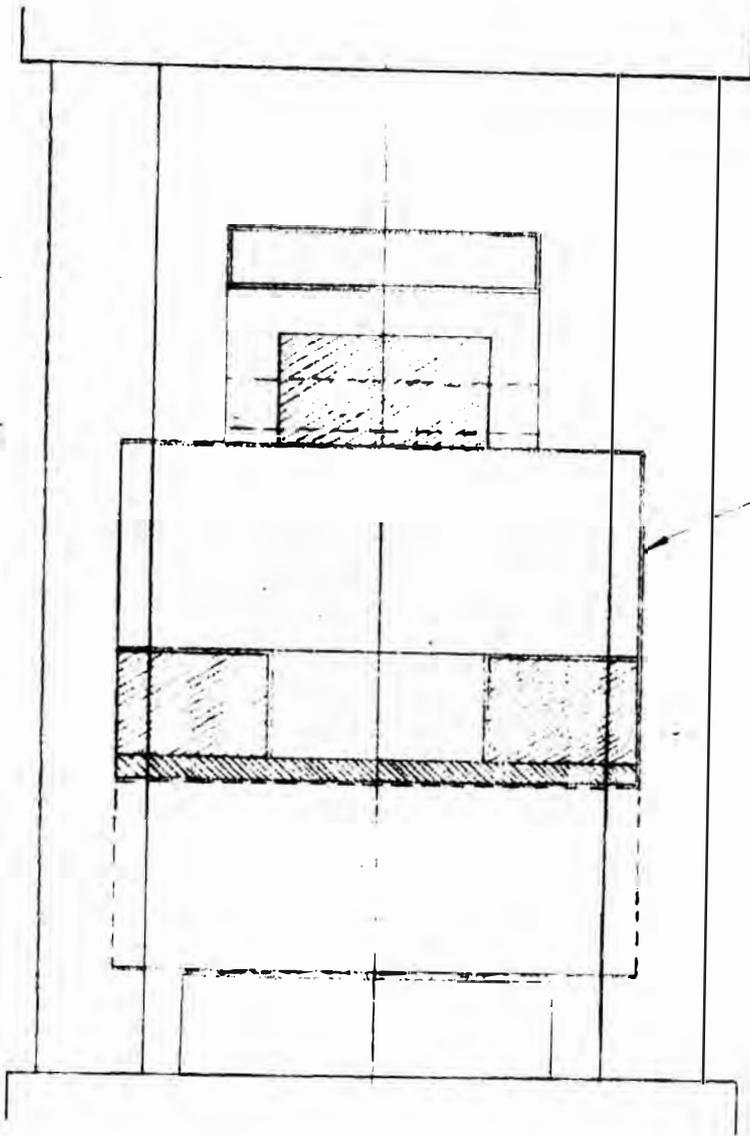
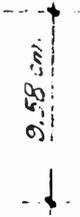
MATERIAL ACERO A-36

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
ADAPTACION DE LA MAQUINA DE COMPRESION SIMPLE PARA CORTE DIRECTO.	
POR: ORESTES A. ESPINOZA N.	APENDICE II
OCTUBRE 1973	ESCALA: 3"=1'-0"

CARRERA DEL PISTON

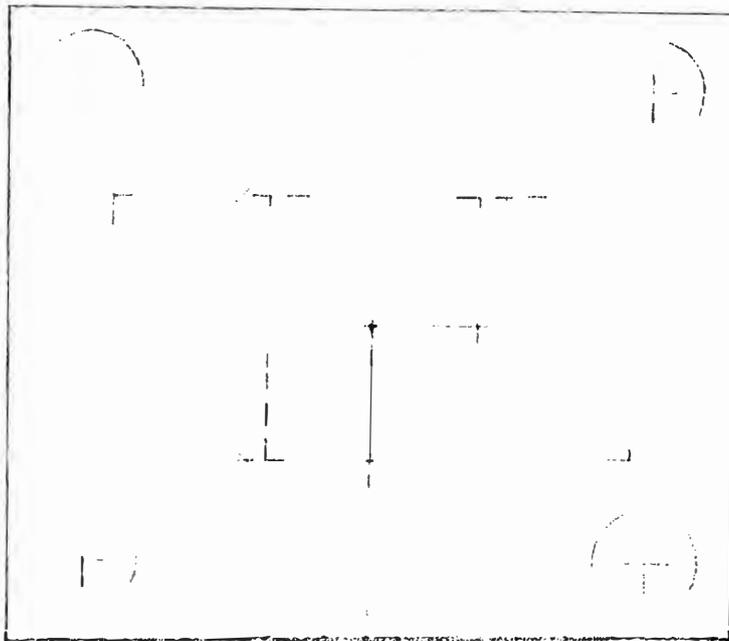


SUPLES



PROBETA DE 23.4 cm. x 12.7 cm.
x 10.2 cm.

ELEVACION



PLANTA

ESCALA: 1/4" = 1" FECHA - OCTUBRE 1979

APENDICE III

OBSERVACIONES REALIZADAS A LA OPERACION DE LA PALA CAVO 310

Personal utilizado

La cuadrilla de operación de los Paneles está compuesta por el siguiente personal:

- a) Personal Permanente: Reciben bonos (Perforistas, Operador, banquero y ayudante).
- b) Personal Eventual : No reciben bonos (Enmaderadores, tuberos, desatadores, rellenadores, limpiadores, etc).

El personal permanente en trabajo normal de dos frentes de perforación y uno de extracción está distribuido de la siguiente manera en cada guardia:

<u>1er Frente</u>	<u>Categoría</u>	<u>Jornal</u>
2 Perforistas de avance	Minero	242.02
Un ayudante	Oficial	233.68
<u>2do Frente</u>	<u>Categoría</u>	<u>Jornal</u>
Un Perforista de acabado	Minero	242.02
Un ayudante	Oficial	233.68
<u>Extracción y Limpieza</u>	<u>Categoría</u>	<u>Jornal</u>
Un Operador de Cavo	Motorista	239.73
Un ayudante	Oficial	233.68
Un banquero	Operario	229.05
	Jornal Promedio:	236.98

En total, 8 hombres ó tareas por guardia normal en 2 guardias por días.

Resultado del Estudio de Tiempos

Se realizaron 15 observaciones a la Operación de la Cavo en las diversas labores de la Zona IV y a diferencias de recorrido promedio, con los siguientes resultados.

<u>Tiempo Neto de Operación Observado</u> (min)	<u>Demoras ó Tolerancias (2)</u> (min)	<u>Tiempo Total Efectivo de Trabajo</u> (min)	<u>Guardias completas Observ(1)</u>	<u>Nº Viajes ó Cavo</u>	<u>Distancia Promedio Recorrida</u> (min)
11.79	0.33	12.12		5	9
67.25	26.23	93.48		22	12
150.45	52.46	202.91	x	45	15
81.07	50.83	131.90		24	17.5
17.33	4.08	21.41		8	19
73.80	22.26	96.06		18	20
136.57	18.18	154.75	x	54	23
177.73	107.42	285.15	x	35	24.5
216.50	103.80	320	x	84	27.5
201.75	62.40	264.15	x	49	28
68.40	89.70	158.10		24	33.5
255.85	52.21	308.06	x	54	36.5
221.22	92.70	313.42	x	46	46
52.13	72.14	124.27		20	72
<u>145.13</u>	<u>20.06</u>	<u>165.19</u>		<u>24</u>	<u>76</u>
Tiempo Total min 1,876.97	774.80	2,651.77		512	31
Total horas 31.28	12.91	44.20			
Utilización del 70%	30%	100%			

1. Tiempo efectivo de trabajo promedio de las guardias completas observadas		264.17 min = 4.40 hrs/grd.
Nº de Cavo por hora	$\frac{512}{44.20} =$	= 11.58
Nº de Cavo por guardia	$11.58 \times 4.40 =$	51
Capacidad de la Cavo		= 2,614 tons.
Nº de Tareas normales por guardia		= 8
Eficiencia observada.	$\frac{51 \times 2.614}{8} =$	16.67

A una distancia promedio de 31 mts.

2. Paradas ocurridas durante la operación de la Cavo a causa de la máquina (Llanta, cadena, aire, grasa, etc.), bancos grandes, interrupciones en el trayecto, fatiga, etc.

Las observaciones del ciclo de operación de la Cavo fueron hechas en el siguiente orden:

- 1º Transporte vacía (Del echadero a la labor)
- 2º Carguío (Del mineral en la labor)
- 3º Transporte cargado (de la labor al echadero)
- 4º Descarguío (del mineral en el echadero)
- 5º Tolerancia (paradas por diversas causas durante la operación)

Los tiempos unitarios promedios de estas secuencias exceptuando las tolerancias, se muestran en el siguiente cuadro.

Distan- cia (mts)	Nº de Cavos	Trans- porte vacío (min)	Carguío (min)	Trans- porte cargado (min)	Descar- guío (min)	Transpor- te total ida y vuel- ta (1)	Carguío y Descarguío
9	5	0.25	1.30	0.47	0.14	0.72	1.44
12	22	0.41	1.58	0.57	0.23	0.98	1.81
15	45	0.35	1.95	0.43	0.23	0.78	2.18
17.5	24	0.47	1.51	0.61	0.17	1.08	1.68
19	8	0.28	1.59	0.32	0.14	0.60	1.73
20	18	0.43	2.17	0.66	0.25	1.09	2.96
23	54	0.43	1.35	0.58	0.18	1.01	1.53
24.5	35	0.61	2.56	0.84	0.24	1.45	2.80
27.5	84	0.59	1.48	0.82	0.24	1.41	1.72
29	49	0.69	2.01	0.86	0.24	1.55	2.25
35.5	24	0.73	1.53	0.95	0.30	1.68	1.83
36.5	54	0.78	2.12	1.01	0.29	1.79	2.41
46	46	1.04	2.11	1.19	0.26	2.23	2.37
72	20	1.27	1.78	1.32	0.18	2.59	1.96
76	24	1.23	2.46	1.43	0.34	2.66	2.80
Promedio: 31			1.86		0.24	1.50	2.10

Velocidad promedio de la Cavo a 31 mts = $\frac{31 \times 2}{1.50} = 41$ mts/min.

Rendimiento de la Cavo 310

Especificaciones Teóricas y Datos

Según el fabricante y datos proporcionados por Ingeniería Cerro, se tiene las siguientes características para la Cavo 310:

- Capacidad de la cuchara 0.13 m³
- Capacidad de la tolva 1.00 m³
- Peso específico del mineral de la mina 4.1 ton/m³
- Factor de esponjamiento del mineral 0.8
- Factor de carga de la Cavo 0.8
- Capacidad de la tolva en toneladas:
 $4.1 \text{ ton/m}^3 \times 1 \text{ m}^3 \times 0.8 \times 0.8 = 2.614 \text{ ton/cavo}$

APENDICE IV

CALCULOS TEORICOS SOBRE EL SOSTENIMIENTO PROVISIONAL

En este Apéndice se hacen algunos análisis matemáticos tendientes a determinar las cargas de trabajo real a la que están sometidos los diferentes elementos que intervienen en el sostenimiento provisional, comparándolos con las cargas de trabajo que pueden soportar dichos elementos.

Los datos tomados para el caso de los postes de madera son tomados y comparados con las Tablas que se adjuntan, sobre los "Estudios de las Propiedades Físico-Mecánicas de 16 Especies de Maderas del Perú", por los Ingenieros Antonio Aróstegui V. y Alberto Sato A. También se han tomado datos de la obra "Postes de Madera para Líneas Aéreas de Conducción de Energía" por el Ingeniero Jorge Bueno. Ambos estudios realizados en el Instituto de Investigaciones Forestales de la Universidad Nacional Agraria de La Molina.

Para el cálculo de la resistencia de los postes de tubos, se han tomado datos del Manual del American Standard of Steel Construction.

En las especulaciones sobre la resistencia de la loza, se hace uso de fórmulas clásicas y sencillas de Resistencia de materiales considerado a la loza, como un concreto de materiales sin armar, ya que no lleva fierro. Los datos comparativos los realizamos con las pruebas hechas en Laboratorio, siguiendo las Nor-

mas del American Standard Testing Material Concrete, para la Normalización de Pruebas de Compresión de Concreto Standard.

Es importante hacer notar y dejar constancia de que los cálculos no tienden a establecer una exactitud matemática, sino que tienden a adaptarlos a las condiciones reales en las que se está trabajando. Esto debido a una parte, a que nuestro Sistema de Paneles es un Método que está en constante evolución y por otra parte, este sistema de sostenimiento provisional no necesita estructuras de diseños complejos, sino simples y fáciles de ejecutarlos, porque en duración es relativamente muy corta ya que como hemos analizado en los Diagramas de Gannt, la máxima duración de un Ciclo Completo de Producción de los tajeos es de días 24.5, luego de los cuales el tajeo es rellenado totalmente, lo que en realidad es el que realiza el sostenimiento final.

A continuación los cálculos y Tablas Técnicas utilizadas.

CALCULO DE LA RESISTENCIA DE LOS POSTES DE MADERA EN LOS TAJEOS DE PANELES SUPERPUESTOS Y EN LA RECUPERACION DE PILARES

El poste de madera es de 20 cms. de diámetro por 300 cms. de largo, luego la relación de esbeltez es $\frac{300}{20} = 15$.

Esta relación de 15 está dentro de las muy aceptables y nos indica sólo un 5% menos en la resistencia a la compresión legít

tima de la madera.

Del Cuadro adjunto, que muestra el Estudio de 16 Maderas del Perú, tomamos los datos correspondientes al Eucaliptus. Por lo tanto, la resistencia a la carga máxima, cuando está sometido a la compresión paralela a la fibra es de 305 kg/cm². Pero, de acuerdo a la práctica operacional, cuando la madera trabaja como miembro principal a la compresión, se considera la tercera parte de la compresión legítima, es decir, en nuestro caso será $305 \div 3 = 101 \text{ kg/cm}^2$, menos el 5% debido a la relación $\frac{h}{d}$ nos queda 96 kg/cm².

Luego, la carga máxima $P = F_e \times A$

$$P = 96 \text{ Kg/cm}^2 \times \frac{\pi (20)^2}{4}$$

$P = 30.15 \text{ tons.}$

Las condiciones reales de trabajo son:

$$\text{Carga total } P' = \frac{3\text{m} \times 3\text{m} \times 1.5\text{m} \times 2.1 \text{ ton/m}^2}{2}$$

$P' = 14.75 \text{ tons.}$

que nos indica que la carga real de trabajo es menor que la que puede soportar los redondos.

ROMEDIOS DE LA RESISTENCIA A LA COMPRESION PARALELA AL GRANO DE 16 MADERAS
DEL PERU

Por Ings. Antonio Aróstegui y
Alberto Sato

<u>NOMBRE COMUN</u>	<u>Lugar</u>	<u>Humedad %</u>	<u>Resistencia a la carga máxi ma</u>	<u>Módulo de Elasticidad x 1000</u>
1. Pashaco Negro B120	Tingo María	14	387.8 kg/cm ²	111.305 kg/cm ²
2. Ishuingo	Pucallpa		421.0 "	110.862 "
3. Tornillo Rosado	Tingo María	14.46	414.2 "	151.939 "
4. Huimba P56	Pucallpa	13.46	385.9 "	131.928 "
5. Copaiba	Pucallpa	15.62	419.0 "	135.268 "
6. Bolaina TM73	Tingo María	13.00	375.7 "	121.811 "
7. Huamansamana P87	Pucallpa	14.35	241.8 "	130.777 "
8. Canela Moena	Tingo María	14.85	381.3 "	135.524 "
9. Espintana P13	Pucallpa	13.00	600.2 "	181.597 "
10. Vilco colorado	Tingo María	13.33	386.6 "	129.439 "
11. Romerillo hembra	Cajamarca	21.7	327.0 "	114.000 "
12. Romerillo macho	Cajamarca	22.8	240.0 "	88.5 "
13. Maruyá P107	Pucallpa	13.93	315.8 "	119.552 "
14. Yuracaspi	Tingo María	14.75	180.4 "	68.474 "
15. Huacamayo caspi	Pucallpa	13.95	687.0 "	190.761 "
16. Eucaliptus		96	305.0 "	134.964 "

CALCULO DE LA CARGA PORTANTE QUE PUEDEN SOPORTAR LOS TUBOS DEL PROGRAMA 80 DE 10.16 cm. DE DIAMETRO EN EL SOSTENIMIENTO DE LOS TAJEOS EN LA RECUPERACION DE PILARES Y PANELES SUPERPUESTOS

$P = A F_a$ ① en donde $A =$ area del tubo $= 28.43$ cms. (ver características del tubo en la Pág. 68)

$P =$ Carga máxima de trabajo

$F_a =$ Carga unitaria portante

El valor de F_a está limitado por la relación de esbatez $\frac{K \times L}{r}$ ②

en donde $K =$ Factor de empotramiento, en este caso, libre en ambos extremos e igual a 1.

$L =$ Altura $= 300$ cms.

$r =$ Radio de giro $= 3.76$ cms.

Reemplazando en ②

$$Re = \frac{1 \times 300}{3.76} = 81.08$$

De acuerdo a la Reglamentación del Manual del "American Institute of Steel Construction", el valor de la relación de esbatez no debe pasar de 120 para tubos, como miembros principales en comparación, luego estamos dentro de la reglamentación.

El valor encontrado en las Tablas del Manual del "American Institute of Steel Construction", Página 5-68 A.I.S.C., indica un valor de $F_a = 1071.37$ kg/cm².

Luego, reemplazando en 1

$$P = 28.43 \text{ cm}^2 \times 1071.37 \text{ kg/cm}^2$$

$$P = 30.46 \text{ tons.}$$

Como las condiciones reales de trabajo son sólo de 14.75 tons., quiere decir que estamos trabajando en condiciones permisibles.

TABLA DE CALIDADES DE TUBOS DE 10.16 cms DE DIAMETRO

<u>Calidad</u>	<u>Altura en Mt.</u>	<u>Carga Máxima en Ton.</u>
Programa 40	3.05	22
Programa 80	3.05	30
Programa 120	3.05	54

CALCULO DE LA RESISTENCIA DE LA LOZA PARA TAJEOS EN LA RECUPERACION DE PILARES Y PANELES SUPERPUESTOS

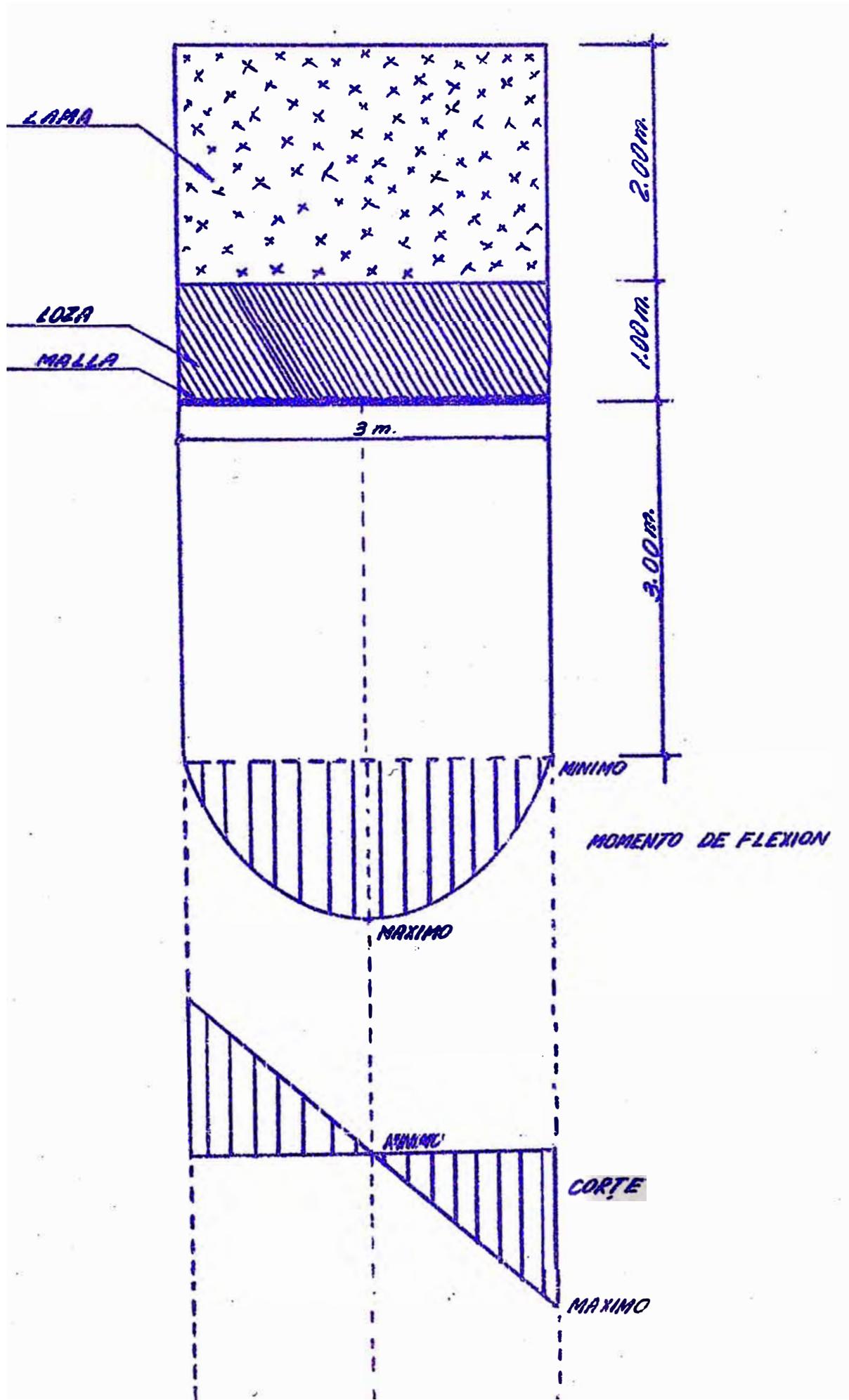
La loza se encuentra simplemente apoyada en los postes de madera ó de tubo y presionada en los lados por los tajeos vecinos.

Datos:

l = ancho = 3m = 300 cms.

h = altura de loza = 1m = 100 cms.

ESQUEMA DE LA LOZA EN PANELES SUPERPUESTOS Y EN LA RECUPERACION DE PILARES



largo de loza = 30m

Densidad del relleno = 2.1 ton/m³

P_1 = Peso de loza = 1m x 1m x 2.1 ton/m³ = 2100 kg-m lineal

P_2 = Peso de lama = 1m x 2m x 2.1 ton/m³ = 4200 kg-m lineal

P = Peso total = Peso loza + Peso lama = 6300 kg-m lineal.

$P = 6300 \text{ kg. m. lineal}$

CALCULO DEL MOMENTO DE FLEXION

Para los efectos de los cálculos, estamos considerando a la loza como un concreto sin armar, ya que no lleva fierro, sino simplemente como una mezcla de cemento con lama.

$$M = \frac{P \cdot l^2}{8}$$

M = momento de flexión

$$M = \frac{6,300 \times 9}{8}$$

P = Peso total = 6,300 Kg.m.l.

l = luz = 3m = 300 cms.

$$M = 7,087.5 \text{ kg. m. l.}$$

Esfuerzo Unitario a la Flexión en la Fibra más alejada

Por resistencia de materiales sabemos que:

$$\frac{M}{I} = \frac{F}{c} = s \quad (1)$$

F = Esfuerzo en la fibra más alejada

S = Módulo de sección

I = Momento de Inercia

c = Posición de la fibra más alejada = 50 cms.

M = Momento de Flexión

Pero $I = \frac{1}{12} b h^3$

$$I = \frac{100 \times (100)^3}{12}$$

$$I = 8'333,333 \text{ cm}^4$$

Y también

$$S = \frac{I}{C}$$

$$S = \frac{8'333,333 \text{ cm}^4}{50 \text{ cm}}$$

$$S = 166,666 \text{ cm}^3$$

luego, despejando y reemplazando en (1)

$$F = \frac{M}{S}$$

$$F = \frac{7,087,50 \text{ Kg-cm}}{166,666 \text{ cm}^3}$$

$$F = 4,25 \text{ kg/cm}^2$$

Según el resumen de las pruebas en laboratorio espuestos en el Apendice II, vemos que la carga de rotura es de 46.82 kg/cm^2 a los 21 días. Considerando un 15% de la carga de rotura para la flexión, vemos que estamos dentro de la carga de trabajo permisible.

Cálculo del Esfuerzo al Corte

Es igual a la reacción en cada apoyo, e igual a la mitad de la carga total.

$$V = \frac{Pl}{2}$$

$$V = \frac{6300 \times 3}{2}$$

$$V = 9,450 \text{ kg.}$$

Cálculo del Esfuerzo Unitario al Corte

Por resistencia de materiales sabemos que:

$$V_c = \frac{3}{2} \frac{V}{b \times h}$$

$$V = \frac{3}{2} \times \frac{9450}{100 \times 100}$$

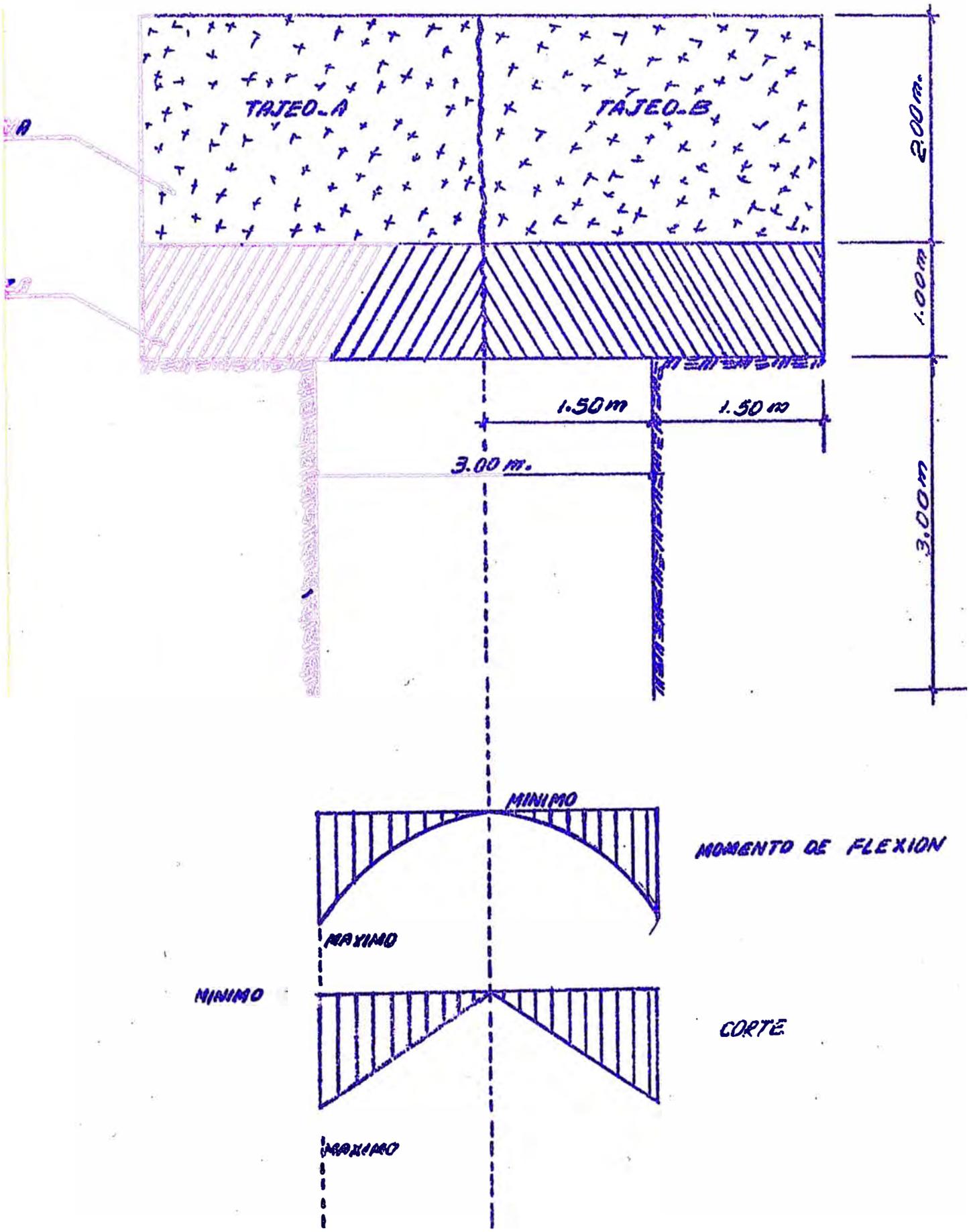
$$V_c = 1.41 \text{ Kg/cm}^2$$

Analizando los experimentos de laboratorio, expuestos en el cuadro resumen del Apéndice II, vemos que a los 21 días tenemos una carga de rotura de 46.82 kg/cm^2 . Considerando un 10% de esta carga para el corte, vemos que estamos dentro de los límites permisibles.

CALCULO DE LA RESISTENCIA DE LA LOZA EN PANELES ALTERNOS

Como ya se expuso, la loza en los Paneles Alternos trabaja la mitad del ancho en voladizo y la otra mitad empotrada. El extremo libre de la loza está presionado contra la loza de otro panel en voladizo, como se aprecia en el gráfico, pero este hecho lo consideramos como un factor de seguridad, ya que para los cálculos consideramos a la loza como viga isostática en voladizo.

ESQUEMA DE LA LOZA EN PANELES ALTERNOS



Datos:

Peso unitario $P = 6,300 \text{ kg.m.l.}$

luz = $l = 1.5 \text{ m.}$

Cálculo del Momento Máximo de Flexión

$$M = \frac{P l^2}{2}$$

$$M = \frac{6300 \times 1.5^2}{2}$$

$$M = 6,087.5 \text{ kg.m.l.}$$

Esfuerzo Unitario a la flexión en la fibra más alejada

Por resistencia de materiales:

$$\frac{M}{F} = \frac{I}{c} = s \quad 1 \quad \text{donde:}$$

$M =$ Momento de Flexión = $6,087.5 \text{ kg.m/l.}$

$I =$ Momento de Inercia = $8,333,333 \text{ cm}^4$

$S =$ Módulo de Sección = $166,666 \text{ cm}^3$

$c =$ Distancia a la fibra más alejada = 50 cm.

$F =$ Esfuerzo unitario a la Flexión.

Despejando y reemplazando en 1

$$F = \frac{M}{S}$$

$$F = \frac{6,087.50 \text{ kg-cm}}{166,666 \text{ cm}^3}$$

$$F = 4.25 \text{ kg/cm}^2$$

Igualmente, comparando este resultado con los obtenidos en las pruebas de laboratorio, siguiendo el Método de Normalización de Pruebas de Compresión de Concreto Standard ASTM C 39 (American Standard Testing Material Concrete), expuestos en el Apéndice II, vemos que estamos trabajando dentro de los límites permisibles.

Cálculo del Esfuerzo al Corte

$$V = \frac{P l}{2}$$

$$V = \frac{6,300 \times 1.5}{2}$$

$$V = 4,725 \text{ kg.}$$

Cálculo del Esfuerzo Unitario al Corte

$$V_c = \frac{3}{2} \times \frac{V}{h \times h}$$

$$V_c = \frac{3}{2} \times \frac{4,725}{100 \times 100}$$

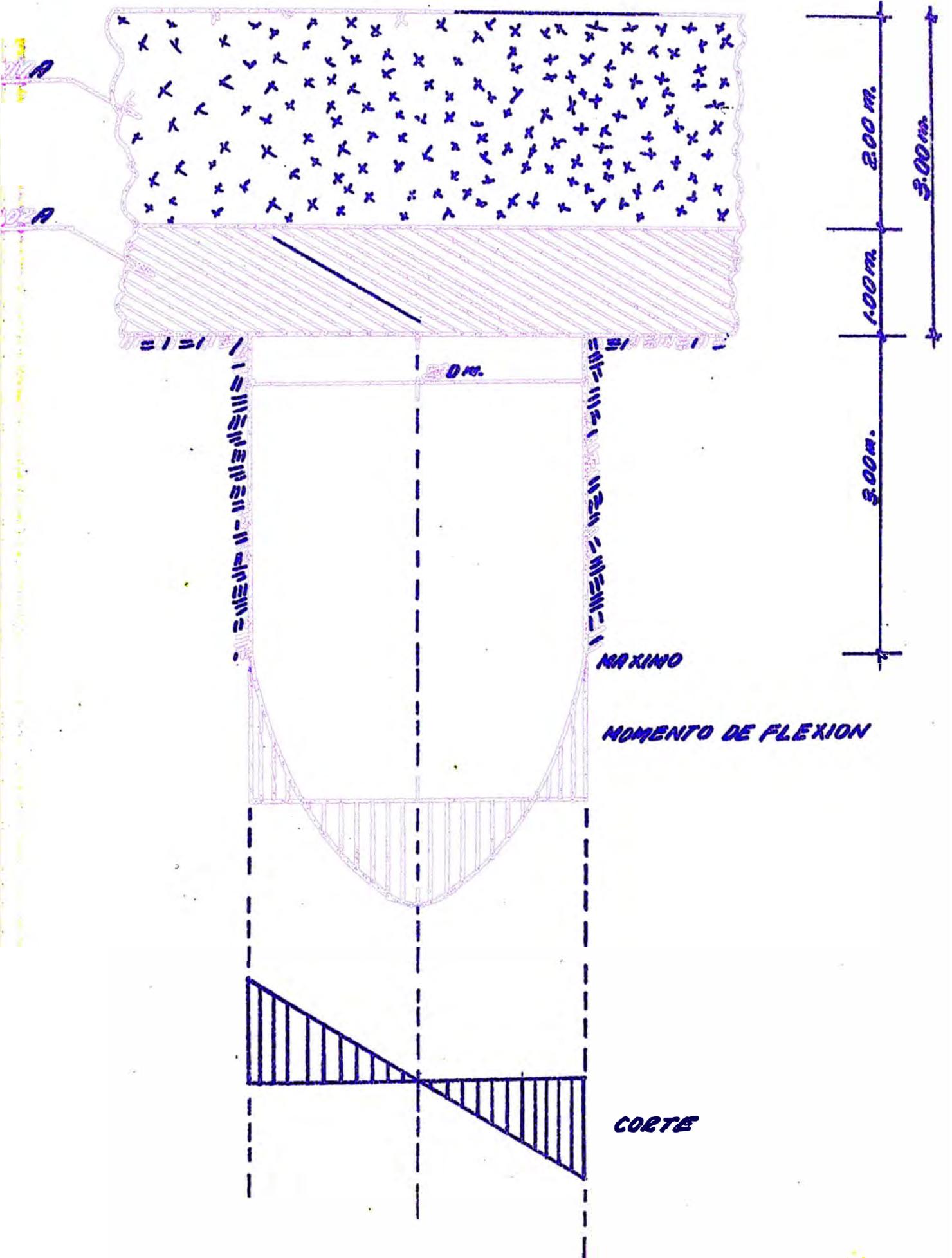
$$V_c = 0.72 \text{ kg/cm}^2$$

Nuevamente, comparando con los resultados experimentales del Apéndice II, vemos que estamos trabajando dentro de los límites permisibles.

CÁLCULO DE LA RESISTENCIA DE LA LOZA EN PANELES CRUZADOS O "MICHÍ"

Para el caso de los Paneles Cruzados ó "MICHÍ", la loza se encuentra perfectamente empotrada en ambos extremos de la luz de

ESQUEMA DE LA LOZA EN PANELES CRUZADOS



de 3 m. de ancho, como se aprecia en el esquema.

Cálculo del Momento de Flexión

$$\text{Momento negativo} \quad M_{(-)} = \frac{1}{12} P l^2$$

$$\text{Momento positivo} \quad M_{(+)} = \frac{1}{24} x P l^2$$

Luego, para el Momento Máximo tenemos:

$$M = \frac{1}{12} P l^2$$

$$M = \frac{1}{12} x 6,300 x 3^2$$

$$M = 4,725 \text{ kg.m.l.}$$

Esfuerzo Unitario a la Flexión en la fibra más alejada

$$\frac{M}{F} = \frac{I}{c} = S \quad \text{donde:}$$

$$M = 4,725 \text{ kg.m.l.}$$

$$I = 8,333,333 \text{ cm}^4$$

$$S = 166,666 \text{ cm}^3$$

$$c = 50 \text{ cm.}$$

Despejando y reemplazando:

$$F = \frac{M}{S}$$

$$F = \frac{4,725.0 \text{ kg-cm}}{166,666 \text{ cm}^3}$$

$$F = 2.84 \text{ kg/cm}^2$$

Comparando este resultado de las condiciones de trabajo reales, con los obtenidos en laboratorio, vemos que estamos trabajando dentro de los límites permisibles, con un amplio margen de seguridad.

Cálculo del Esfuerzo al Corte

$$V = \frac{P \cdot l}{2}$$

$$V = \frac{6,300 \times 3}{2}$$

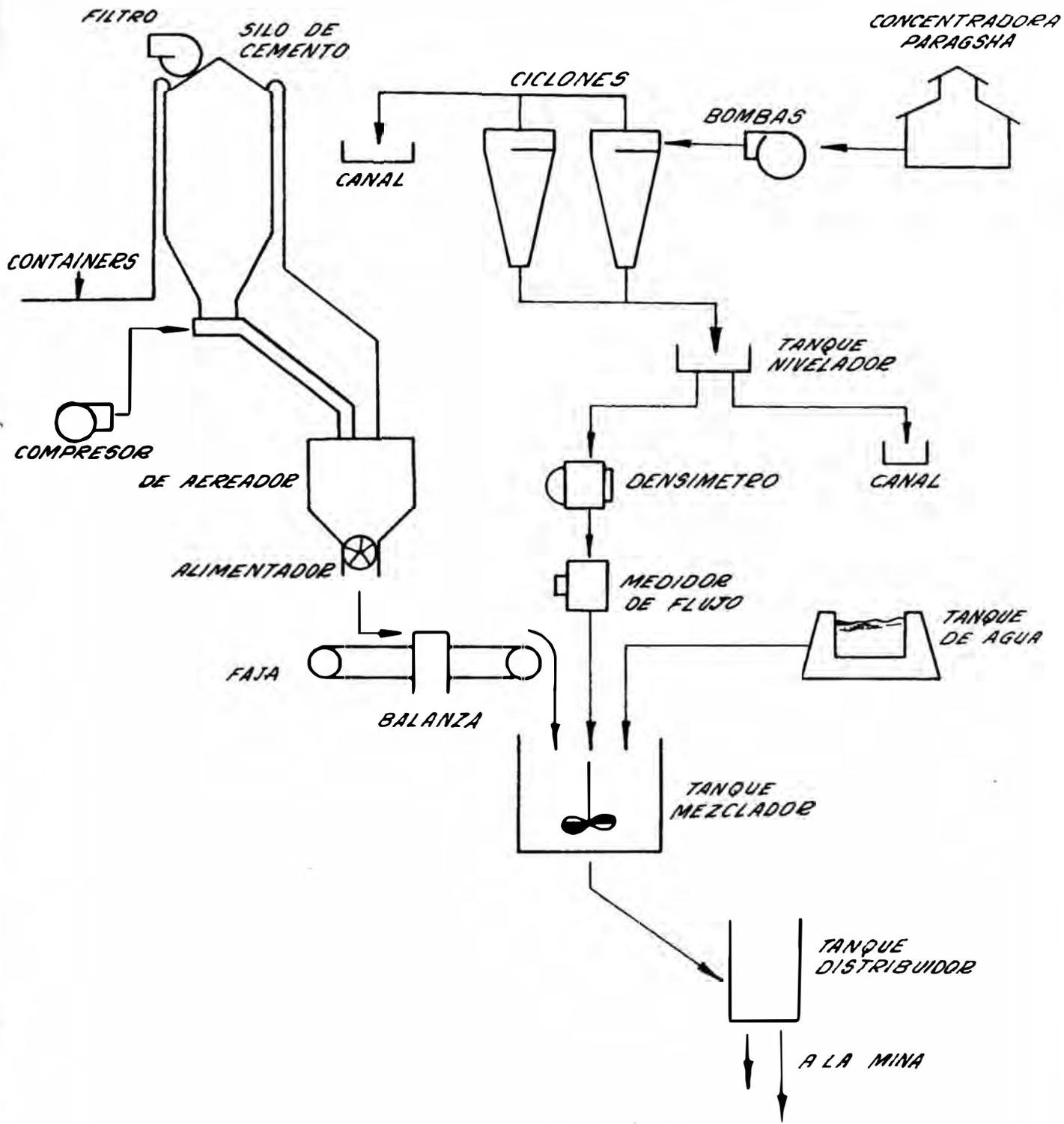
$$V = 9,450 \text{ kg.}$$

Cálculo del Esfuerzo Unitario al Corte

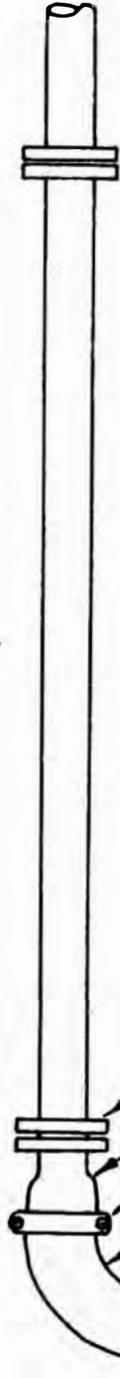
$$V_c = \frac{3}{2} \times \frac{V}{b \cdot h}$$

$$V_c = 1.41 \text{ kg/cm}^2$$

Comparando con los resultados experimentales expuestos en el Apéndice II, vemos que estamos trabajando dentro de un amplio margen de seguridad.



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
DIAGRAMA DE LA PLANTA AUTO-MATICA DE RELLENO HIDRAULICO	
POR: ORESTES A. ESPINOZA N.	
OCTUBRE 1973	DIAGRAMA N° 1



TUBERIAS			
DIAMETRO	LARGO	EMPALME	OBSERVACIONES
3"	10'	BRIDAS	COLUMNA VERTICAL
4"	10' y 20'	VICTAULIC	LINEA HORIZONTAL
4"	VARIOS	VICTAULIC	NIPLES
4"	24"	VICTAULIC	CODO 90°
4"	24"	VICTAULIC	CODO 45°
4"	24"	VICTAULIC	CODO 30°

EMPALME POR BRIDAS
 REDUCCION 3"-4"
 EMPALME VICTAULIC
 CODO STANDARD

LINEA HORIZONTAL 4" Ø SCH. 80



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
DIAGRAMA DE EMPALME DE TUBERIAS DE RELLENO HIDRAULICO	
POR: ORESTES A. ESPINOZA N.	
OCTUBRE 1973	DIAGRAMA Nº 2

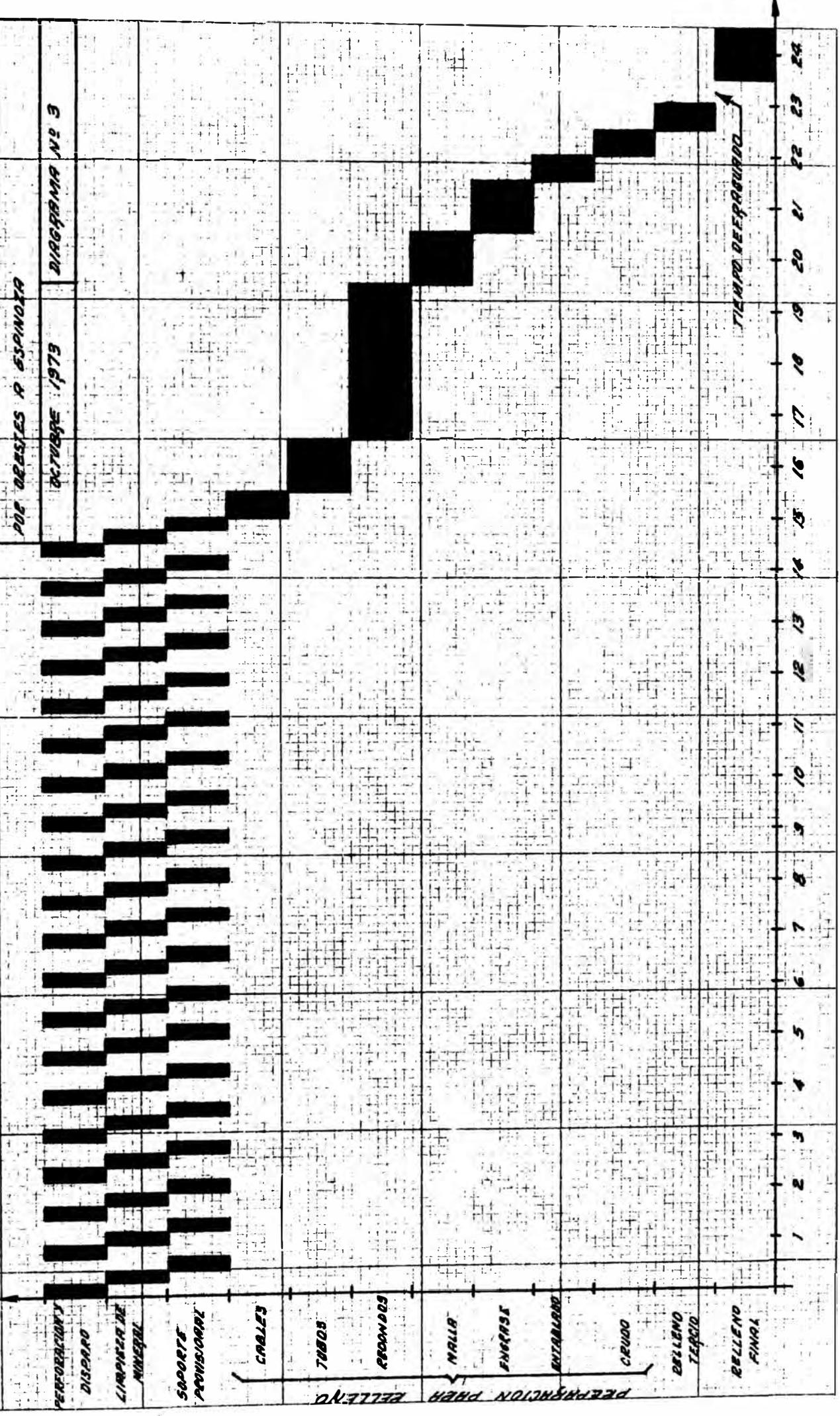
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA

PROGRAMACION DE CICLOS DE TRABAJO
 PARA PILARES CUADRO DE GANTT

POE DEBESTES A ESPINOZA

AGOSTO 1979

DIAGRAMA Nº 3



TIEMPO DE EJECUCION

1 2 3 4 5 6 7 8 9 10 11 12 13 14 15 16 17 18 19 20 21 22 23 24

DE LOS MÉTODOS

MES	CUADROS			CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN ARCOS.		
	TONELADAS	TAREAS	EFICIENCIA.	TONELADAS.	TAREAS	EFICIENCIA	TONELADAS.	TAREAS	EFICIENCIA.
ENERO	18,146	2574	7.04	2622	494	5.30	39,687	2825	14.05
FEBRERO	17,364	2494	6.96	3912	724	5.40	38,865	2969	13.89
MARZO	16,567	2881	5.75	2495	445	5.60	45,965	3807	12.07
ABRIL	11,547	2510	4.60	967	230	4.20	43,230	3040	14.22
MAYO	11,829	1910	6.20	1517	246	6.15	38,343	2748	13.95
JUNIO	12,930	2102	6.15	2038	326	6.25	43,610	3645	12.00
JULIO	7,366	1789	4.10	3263	573	5.68	47,202	3509	13.45
AGOSTO	13,013	2243	5.80	6170	1147	5.38	35,654	3358	10.61
SETIEMBRE	7,172	1215	5.90	5911	909	6.50	38,119	2697	14.13
OCTUBRE	7,802	1418	5.50	4231	636	6.65	37,026	2816	13.15
NOVIEMBRE	5,617	1031	5.45	3990	550	7.25	45,607	3549	12.85
DICIEMBRE	4,572	923	4.95	8200	1147	7.15	43,484	2389	13.22
TOTAL	133,925	23,090		45,306	7,427		496,792	37,352	
PROMEDIO			5.80			6.10			13.30

CUADRO N° 1

DE LOS METODOS

MES	CUADROS			CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN ARCOS		
	TONELA. DAS.	TAREAS	EFICIEN. CIA.	TONELA. DAS	TAREAS	EFICIEN. CIA	TONELA. DAS	TAREAS	EFICIEN. CIA
ENERO	7063	1444	4.89	7631	1270	6.00	43,920	3250	13.51
FEBRERO	5640	1095	5.15	5982	928	6.44	35,824	2785	13.22
MARZO	5894	1241	4.75	6229	892	6.99	39,362	2794	14.45
ABRIL	5449	925	5.89	7355	1209	6.08	38,619	2522	14.23
MAYO	6051	1489	4.03	7085	1246	5.68	50,042	3360	14.89
JUNIO	4716	799	5.92	10799	1612	7.14	48,808	3300	14.79
JULIO	4718	835	5.65	12067	1484	8.13	43,600	2928	14.89
AGOSTO	6494	1055	6.15	12019	1480	8.12	45,681	3911	14.26
SEPTIEMBRE	2655	535	4.96	8814	1183	7.45	51,897	3480	14.91
OCTUBRE	3186	574	5.55	5992	862	6.95	53,094	3560	14.91
NOVIEMBRE	1266	293	4.31	13182	1335	9.87	52,810	3537	14.13
DICIEMBRE	245	135	1.81	14,442	1479	9.76	33,053	2475	14.93
TOTAL	53,377	9,315		111,607	14,880		534,710	37,132	
PROMEDIO			5.70			9.50			14.40

**CUADRO COMPARATIVO DE LAS EFICIENCIAS OBTENIDAS TN/HOMBRE - GUARDIA
EN 1,970 DE LOS METODOS**

MES	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN ARCOS		
	1 TONELADAS	2 TAREAS	TN/TAREA EFICIENCIA	1 TONELADAS	2 TAREAS	TN/TAREA EFICIENCIA
ENERO	12,895	1,644	7.84	35,152	3,099	11.34
FEBREO	15,610	1,788	8.77	33,422	2,845	11.75
MARZO	12,353	1,966	6.28	36,215	2,700	13.41
ABRIL	1,108	707	1.57	12,834	984	13.04
MAYO	9,907	1,327	7.47	35,743	1,846	19.36
JUNIO	11,227	1,258	8.92	38,969	2,283	17.07
JULIO	13,199	1,668	7.91	31,025	2,088	14.86
AGOSTO	6,755	1,415	4.77	38,891	2,024	19.21
SEPTIEMBRE	11,351	1,211	9.37	27,504	1,663	16.30
OCTUBRE	8,476	1,084	7.82	23,285	1,751	13.30
NOVIEMBRE	12,860	1,380	9.32	38,249	2,292	16.69
DICIEMBRE	13,451	1,217	11.05	37,774	2,538	14.88
TOTAL	129,192	16,657		388,663	26,113	
PROMEDIO	10,766	1,388.08	7.76	32,388.58	2,176.08	14.88

CUADRO COMPARATIVO DE EFICIENCIAS OBTENIDAS EN HOMBERE GUARDIA EN 1971 DE LOS METODOS

MES	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCEN- DENTE EN ARCOS		
	TONELA DAS	TAREAS	TN/HOM- BRE. GUER. EFICIENCIA	TONELA- DAS.	TAREAS	TN/HOMBRE - GUARDIA EFICIENCIA.
ENERO	10,448	1195	8.74	36,776	2,592	14.19
FEBRERO	10,384	916	11.34	19,818	1,706	11.82
MARZO	7,427	713	10.42	15,029	1,189	12.64
ABRIL	5,996	965	6.21	28,570	2,013	14.19
MAYO	10,366	1,103	9.40	32,268	2,195	14.70
JUNIO	9,912	1,198	8.95	36,281	2,789	13.39
JULIO	8,500	994	8.65	37,833	2,722	13.90
AGOSTO	8,262	843	9.80	39,439	2,990	13.19
SEPTIEMBRE	11,333	1,032	10.98	38,642	3,083	12.53
OCTUBRE	8,425	914	9.27	26,315	2,314	11.37
NOVIEMBRE	1,389	637	2.18	17,090	1,514	11.26
DICIEMBRE	9,726	928	10.48	38,405	2,991	12.84
TOTAL	102,168	11,348		365,966	27,022	
PROMEDIO	8,514	945.67	9.00	30,497.17	2,251.8	13.54

CUADRO N° 4

EN 1,972 DE LOS METODOS

MES	CORTE Y RELLENO DESCEN- DENTE.			CORTE Y RELLENO ASCENDEN- TE EN ARCOS		
	TONELA- DAS	TARRERAS	TN/HOM- BRE-Q. EFICIENCIA	TONELA- DAS	TARRERAS	TN/HOMBRE- GUARDA EFICIENCIA
ENERO	11,660	1,648	7.08	32,948	2,704	12.18
FEBRERO	13,382	1,575	8.50	33,570	2,746	12.23
MARZO	16,126	1,788	9.00	38,495	2,988	12.88
ABRIL	9,721	1,488	6.50	40,881	2,519	16.23
MAYO	13,750	1,720	7.99	35,022	2,405	14.56
JUNIO	18,534	2,013	9.21	35,068	2,478	14.15
JULIO	17,045	2,063	8.26	39,859	2,368	16.83
AGOSTO	18,701	2,109	8.87	37,033	2,511	14.75
SEPTIEMBRE	17,021	1,979	8.60	32,619	2,112	15.44
OCTUBRE	12,605	1,840	6.85	38,972	2,200	17.71
NOVIEMBRE	20,903	2,068	10.11	24,499	1,526	16.05
DICIEMBRE	15,310	1,824	8.39	26,961	1,743	15.47
TOTAL	184,758	22,115		415,927	28,300	
PROMEDIO	15,396.50	1,842.92	8.35	34,660.5	2,358.3	14.70

CUADRO COMPARATIVO DE EFICIENCIAS OBTENIDAS TN/HOMBRE-GUARDIA EN 1973 DE LOS METODOS

MES	CORTE Y RELLENO DES- CENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCEN- DENTE EN ARCOS		
	TONELA- DAS	TAREAS	TN/HOMB- RE EFICIENCIA	TONELAS	TAREAS	TN/HOMB- RE EFICIENCIA
ENERO	23,239	2188	10.62	26,367	1865	14.14
FEBRERO	18,325	1899	9.64	23,707	1681	14.710
MARZO	24,646	2289	10.77	24,745	1574	15.72
ABRIL	18,774	1779	10.55	29,353	1793	16.37
MAYO	20,961	1814	11.56	23,536	1991	11.82
JUNIO	18,744	1381	13.57	37,940	2246	16.89
JULIO	15,981	1952	8.19	35,017	2397	14.61
AGOSTO	23,967	2171	11.01	48,075	2593	18.54
SEPTIEMBRE	19,338	1751	11.33	41,463	2337	17.74
OCTUBRE	22,820	1909	11.95	43,218	2785	15.52
NOVIEMBRE	22,105	2342	9.44	41,071	2515	16.33
DICIEMBRE	19,103	2223	8.59	49,203	2273	17.69
TOTAL	248,503	23,704		414,695	26,050	
PROMEDIO	20,708.58	1,975.3	10.49	34,557.92	2,170.83	15.92

**CUADRO COMPARATIVO DE LAS EFICIENCIAS OBTENIDAS TN/HOMBRE -
GUARDIA DE 1968 A 1973 DE LOS METODOS**

AÑO	CUADROS			CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN ARCOS		
	TUNELAS - OROS	TAREAS	TN/HOMBRE GUARDIA EFICIENCIA	TONELADRS	TAREAS	TN/HOMBRE GUARDIA EFICIENCIA	TONELADRS	TAREAS	TN/HOMBRE GUARDIA EFICIENCIA
1968	133,925	23,090	5.80	45,306	7,427	6.10	496,792	37,352	13.30
1969	53,377	9,315	5.73	111,607	14,880	7.50	534,710	37,132	14.40
1970	-	-	-	129,192	16,657	7.76	388,663	26,113	14.88
1971	-	-	-	102,168	11,348	9.00	365,966	27,022	13.54
1972	-	-	-	184,758	22,115	8.35	415,927	28,300	14.70
1973	-	-	-	248,503	23,704	10.40	414,695	26,050	15.92
TOTAL	187,302	32,405		821,534	95,131		2'616,753	181,969	
EFICIENCIA PROMEDIO			5.78			8.54			14.38

CUADRO N° 7

CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS EN MATERIAS PRIMAS E INGRESOS EN
EL AÑO 1968 DE LOS METODOS:

MES	CUADROS				CORTE Y RELLENO DESCENDENTE				CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN ARCOS			
	TONELAJA-DRS.	COSTO DIRECTO/TM	COSTO INDIR./TM	COSTO	TONELAJA-DRS.	COSTO DIRECTO/TM	COSTO INDIR./TM	COSTO	TONELAJA-DRS.	COSTO DIRECTO/TM	COSTO INDIR./TM	COSTO
ENERO	18,146	77.42	194.56		2,622	72.38	188.86		39,687	30.57	141.83	
FEBRERO	17,364	96.25	221.31		3,912	67.43	178.05		38,865	40.13	158.84	
MARZO	16,567	98.60	214.90		2,495	132.34	252.90		45,965	40.66	150.43	
ABRIL	11,547	119.19	274.85		967	214.88	386.23		43,230	37.31	179.27	
MAYO	11,829	105.50	281.77		1,517	118.78	296.78		38,343	24.14	165.24	
JUNIO	12,930	104.20	271.00		2,038	114.18	282.39		43,610	48.84	207.90	
JULIO	7,366	152.40	303.20		3,252	85.32	228.82		47,202	40.97	179.05	
AGOSTO	13,013	73.42	269.64		6,170	72.46	268.50		35,654	52.08	244.86	
SEPTIEMBRE	7,172	135.74	350.13		5,911	91.10	300.05		38,119	54.02	258.62	
OCTUBRE	7,802	127.49	360.87		4,231	121.34	354.53		37,026	57.93	283.71	
NOVIEMBRE	5,617	139.50	349.40		3,990	124.27	332.03		45,607	46.23	242.91	
DICIEMBRE	4,572	172.65	365.71		8,200	53.58	224.20		43,484	39.17	208.28	
TOTAL	133,925				45,306				496,792			
PROMEDIO	11,604.1	106.76	265.83		3,775.50	154.24	266.19		41,399.33	40.53	202.21	

CUADRO N° 8

CUMULO CUANTITATIVO DE CUBIERTOS DE CEMENTO EN
1.969 DE LOS METODOS:

MES	CUADROS			CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR ARCOS		
	TONELADAS	COSTOS DIRECTOS/TN	COSTOS INDIRECTOS/TN	TONELADAS	COSTOS DIRECTOS/TN	COSTOS INDIRECTOS/TN	TONELADAS	COSTOS DIRECTOS/TN	COSTOS INDIRECTOS/TN
ENERO	7,063	136.51	318.13	7,631	74.65	245.97	43,920	53.12	213.99
FEBRERO	5,640	165.54	367.85	5,982	112.87	308.68	36,824	68.24	258.57
MARZO	5,894	135.89	284.78	6,239	76.10	216.50	39,362	45.30	180.75
ABRIL	5,449	143.09	315.23	7,355	70.26	232.49	35,619	48.68	207.94
MAYO	6,051	120.07	256.97	7,085	88.80	221.83	50,042	38.75	165.42
JUNIO	4,716	138.24	317.75	10,799	52.71	220.12	48,808	46.49	213.03
JULIO	4,718	145.94	372.74	12,067	82.21	299.83	43,600	47.56	260.00
AGOSTO	6,494	115.11	301.11	13,019	64.95	243.29	45,681	45.97	221.47
SEPTIEMBRE	2,655	212.02	451.15	8,814	123.88	347.18	5,897	52.61	266.52
OCTUBRE	3,186	126.84	390.82	5,992	165.22	435.45	53,094	56.93	308.89
NOVIEMBRE	1,266	507.87	695.19	13,182	94.17	225.06	52,810	60.48	186.81
DICIEMBRE	245	2,123.97	2,687.74	14,442	145.18	368.10	39,053	127.58	347.43
TOTAL	53,377			111,607			534,710		
PROMEDIO	4,448.08	157.81	345.98	9,300.58	95.23	279.79	44,559.47	65.33	234.13

CUADRO N° 9

COSTOS DIRECTOS OBTENIDOS EN ENERO DE 1969 PARA LOS METODOS:

CUADROS	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN ARCOS
1.- SALARIOS \$/534,096.29	1.- SALARIOS \$/321,436.10	1.- SALARIOS \$/1'276,985.96
2.- MATERIALES	2.- MATERIALES	2.- MATERIALES
MADERA \$/335,032.35	MADERA \$/105,812.32	MADERA \$/270,409.24
EXPLOSIVOS \$/43,593.51	EXPLOSIVOS \$/43,739.59	EXPLOSIVOS \$/150,525.47
OTROS \$/17,173.87 \$/395,799.73	OTROS \$/37,728.00 \$/187,280.00	OTROS \$/565,054.54 \$/985,969.25
3.- VARIOS \$/34,305.72	3.- VARIOS \$/60,993.25	3.- VARIOS \$/70,192.61
TOTAL \$/964,201.74	TOTAL \$/569,709.35	TOTAL \$/2'233,147.82
TNS. PRODUCIDAS \$/7,063.00	TNS. PRODUCIDAS \$/7,631.00	TNS.P \$/43,920
COSTO/TN \$/136.51	COSTO/TN \$/74.65	COSTO/TN. \$/53.12

CUADRO N° 10

**CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS/TN. DIRECTOS E INDIRECTOS EN 1970
DE LOS METODOS**

MES	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR ARCOS		
	TONELADAS	COSTO DIRECTO/TN	COSTO INDIRECTO/TN	TONELADAS	COSTO DIRECTO/TN	COSTO INDIRECTO/TN
ENERO	12,895	86.26	244.70	35,152	68.02	225.49
FEBRERO	15,610	99.40	284.59	33,422	78.90	261.24
MARZO	12,353	110.44	293.68	36,215	71.10	250.19
ABRIL	1,108	1,075.85	614.54	12,834	146.39	530.39
MAYO	9,907	104.50	337.99	35,743	67.24	255.64
JUNIO	11,222	101.80	308.71	38,969	62.28	265.97
JULIO	13,199	141.31	354.67	31,025	86.76	300.10
AGOSTO	6,755	272.77	499.76	38,891	64.62	270.02
SEPTIEMBRE	11,351	186.58	422.44	27,104	97.46	326.51
OCTUBRE	8,476	194.57	503.63	232,85	101.24	354.13
NOVIEMBRE	12,860	161.91	423.32	38,249	100.29	295.42
DICIEMBRE	13,451	173.48	372.41	37,774	143.14	340.53
TOTAL	129,192			388,663		
PROMEDIO	10766	152.74	366.92	32,388.58	86.78	290.99

**CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS (TN DIRECTOS EN EL AÑO 1971
DE LOS METODOS**

MES	CORTE Y RELLENO DESCENDEN.			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE EN ARCOS		
	TONELADAS	COSTO DIRECTO/TN	COSTO INDIRECTO/TN	TONELADAS	COSTO DIRECTO/TN	COSTO INDIRECTO/TN.
ENERO	10,448	172.28	331.90	36,776	100.55	252.55
FEBRERO	10,384	141.18	362.56	19,318	129.09	353.76
MARZO	7,427	140.45	415.21	15,029	94.59	364.17
ABRIL	5,996	391.45	632.02	28,570	78.04	286.74
MAYO	10,366	195.94	400.11	32,268	79.40	294.66
JUNIO	9,912	139.14		36,281	28152.52	
JULIO	8,500	219.48		37,833	59.67	
AGOSTO	8,262	215.66		39,439	37.44	
SEPTIEMBRE	11,333	120.72		38,642	55.94	
OCTUBRE	8,425	145.92		26,315	107.16	
NOVIEMBRE	1,325	655.54		17,090	130.70	
DICIEMBRE	9,726	88.65		38,405	81.54	
TOTAL	102,168			365,966		
PROMEDIO		159.34	270.64		77.57	150.14

CUADRO N° 12

CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS DIRECTOS POR TONELADAS EN
1972 POR ZONAS:

ZONA	CORTE RELLENO DESCENDENTE		CORTE RELLENO ASCENDENTE POR ARCOS	
	GASTO/TOT. TONELADAS	COSTO/TONS.		GASTO/TOT. TONELADAS
ZONA I	3'351,700	173.92	9'050,300	64.86
ZONA II	8'822,300	129.26	11'080,800	71.93
ZONA III	13'213,900	1	3'810,200	100.30
ZONA IV	2'182,600	521.40	6'664,500	80.17
TOTAL	27'670,500	184,758	30'505,800	414,695
PROMEDIO		149.22		73.81

*CUADRO COMPARATIVO DE COSTOS DIRECTOS POR TONELADA
EN 1973 POR ZONAS:*

ZONA	CORTE RELLENO DESCENDENTE		CORTE RELLENO ASCENDENTE PDR ARCOS	
	GASTO/TOT. TONELADAS	COSTO/TONS	GASTO/TOT. TONELADAS	COSTO/TONS
ZONA I	4'617,300	171.81	10'640,800	59.41
ZONA II	8'187,400	139.36	8'066,100	62.07
ZONA III	12,381,600	125.36	3'110,200	65.88
ZONA IV	6'972,100	108.75	4'158,900	71.18
TOTAL	32'158,400	248,503	25'976,000	414,695
PROMEDIO		129.41		62.64

CUADRO N° 14

**CUADRO RESUMEN COMPARATIVO DE COSTOS/TN DIRECTOS DE
1968 A 1973 DE LOS METODOS**

AÑO	CUADROS		CORTE RELLENO DESCENDENTE		CORTE RELLENO ASCENDENTE POR ARCOS	
	TONELADAS	COSTO DIRECTO/TON	TONELADAS	COSTO DIRECTO/TN.	TONELADAS	COSTO DIRECTO/TN.
1968	133,925	106.71	45,306	154.24	496,792	40.53
1969	53,377	157.81	111,607	95.23	534,710	55.33
1970	-	-	129,192	152.74	388,663	86.78
1971	-	-	102,168	159.34	365,966	77.57
1972	-	-	184,758	149.22	415,927	73.81
1973	-	-	248,503	129.41	414,695	62.64
TOTAL	187,302		821,534		2616,753	
PROMEDIO		121.27		137.98		64.40

CUADRO N° 15

PROGRAMACION DE COSTOS DIRECTOS Y PRODUCCION PHEH LUS
 PRIMEROS 6 MESES DE 1974 POR ZONAS:

RUBRO	PARA EL METODO DE CORTE Y RELLENO DESCENDENTE				TOTAL GENERAL
	ZONA I	ZONA II	ZONA III	ZONA IV	
TAREAS	2'433,000	2'509,000	2'338,000	1'896,000	9'176,000
MADERA	5/ 132,000	189,000	176,000	68,000	565,000
EXPLOSIVOS	388,000	388,000	262,000	362,000	1'500,000
MATERIALES	1'022,000	1'222,000	709,000	865,000	3'811,000
SERVICIOS	2'539,000	3'889,000	3'385,000	3'675,000	13'438,000
MANTENIMIENTO	254,000	33,000	160,000	239,000	984,000
TOTAL 6 MESES	6'768,000	8'528,000	7'123,000	7'055,000	29'474,000
TONELADA	36,000	51,500	48,000	48,000	183,500
COSTO/TN	188.00	165.59	148.39	146.98	160.62

CUADRO N° 16

PROGRAMACION DE COSTOS DIRECTOS Y PRODUCCION PARA LOS
PRIMEROS 6 MESES DE 1974 POR ZONAS

RUBRO	CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR AREAS				TOTAL GENERAL
	ZONA I	ZONA II	ZONA III	ZONA IV	
TAREAS	2'810,000	1'757,000	819,000	586,000	5'972,000.00
MADERA	213,000	133,000	63,000	44,000	452,000.00
EXPLOSIVOS	671,000	429,000	196,000	140,000	1'427,000.00
MATERIALES	566,000	251,000	178,000	75,000	1'070,000.00
SERVICIOS	1475,000	922,000	1'479,000	1'056,000	4'932,000.00
MANTENIMIENTO	284,000	281,000	138,000	28,000	731,000.00
TOTAL 6 MESES	6'019,000	3'764,000	2'872,000	1'929,000	14'584,000.00
TONELADAS	96,000 TMS.	60,000 TMS.	28,000 TMS.	20,000 TMS.	204,000.00
COSTO DIRECTO/TN PROMEDIO	62.70	62.73	102.57	96.45	71.49

CUADRO N° 17

~~PRORRATACION DE COSTOS DIRECTOS Y DE...~~
DE 1974 DE LA ZONA III

RUBRO	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE					CORTE Y RELLENO ASCENDENTE				
	CONSUMO/ PRODUCCION	USO/UNIDAD	TNS PRODUCCION	COSTO/UNIT.	TOTAL	CONSUMO/ PRODUCCION	USO/UNIDAD	PRODUCCION	COSTO/UNIT.	TOTAL
TAREAS		TAREAS/TN 0.111	48,000	438.92	2'338.566		TAREAS/TN 0.0667	28,000	438.92	819,727
MADERA		Bd. Ft/TN 1.80	48,000	+10% 1.85	175,824		Bd. Ft/TN 1.09	28,000	+10% 1.85	62,108
EXPLOSIVOS	DINAMITA	LIB/TN 0.30	48,000	15.43	222,192	DINAMITA	LIB/TON 0.24	28,000	15.43	103,690
	AN-FO	LIB/TN 0.18	48,000	2.82	18,950	AN-FO	LIB/TON 0.34	28,000	2.82	26,846
			+ 50% POR FULM - CAPSULAS 120,571				+ 50% CAPSULAS - FULM.			65,262
MATERIALES	EN 1973 366,000 72		48,000	+10% 13.31	702.768	EN 1973 211,500 36,553		28,000	+10% 5.79	178,332
SERVICIOS	COSTO RELLENO	0.520	48,000	25.19	628.746		0.610	28,000	25.19	430,245
	COSTO CEMENTO	0.046	48,000	1,248.42	2'756,511		0.030	28,000	1,248.42	1'048,673
MANTENIMIENTO	EN 1973 204,900 72,581		48,000	+18% 2.82	169.725	EN 1973 162,500 36,552		28,000	+18% 4.17	137,777
TOTALES PARA 6 MESES			48,000		7'123,853			28,000		2'872,660
COSTO / TN.					148.41					102.60

CUADRO N° 18

**PROGRAMACION DE COSTOS DIRECTOS Y PRODUCCION EN LOS TALLERES CENTRALES
DE 1974 DE ZONA IV**

RUBRO	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE					CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR ARCOS					
	CONSUMO/ PRODUCCION	USO/UNIDAD	TNS PRODUCCION	COSTO/UNIT.	TOTAL	CONSUMO/ PRODUCCION	USO/UNIDAD	PRODUCCION	COSTO/UNIT.	TOTAL	
TAREAS		TAREAS/TN 0.090	48,000	438.92	1'896,134		TAREAS/TN 0.0667	20,000	438.92	586,519	
MADERA		BG-Ft/TN 0.70	48,000	+10 % 1.85	68,376		BG-Ft/TN 1.09	20,000	+10 % 1.85	44,363	
EXPLOSIVOS	DINAMITA	0.30	48,000	15.43	222,192	DINAMITA	LIB/TN 0.24	20,000	15.43	74,064	
	ANFO	0.14	48,000	2.82	18,960	AN-FO	LIB/TN 0.34	20,000	2.82	19,176	
	+ 50 % CAPS. FULMIN. - GUIAS					120,571	+ 50 % POR CAPS. - GUIA - FULM.				
MATERIALES	PROM. 1,973		48,000	+10 % 16.39	865,392	1973/24,900/ 86,780		20,000	+10 % 3.40	74,800	
SERVICIOS	RELLENO	0.520	48,000	25.19	628,742	RELLENO	0.610	20,000	25.19	307,318	
	CEMENTO	0.050	48,000	1,248.42	2'996,208	CEMENTO	0.030	20,000	1,248.42	749,052	
MANTENI - MIENTO.	1973 <u>209,800</u> 49,752		48,000	+18 % 4.22	239,021	EN 1973 <u>42,200</u> 36,780		20,000	+18 % 1.17	27,612	
TOTAL 6 MESES			48,000		7'055,586					1'928,524	
COSTO/TN					146.99					96.43	

*PROGRAMACION DE COSTOS DIRECTOS Y PRODUCCION PARA LOS PRIMEROS
6 MESES DE 1974 POR ZONAS*

ZONAS	CORTE Y RELLENO DESCENDENTE			CORTE Y RELLENO ASCENDENTE POR ARCOS		
	SJ. GASTOS	PRODUCCION	COSTO	SJ. GASTOS	PRODUCCION	COSTOS
I	6'768,000	36,000	188,000	6'019,000	96,000	62.70
II	8'528,000	5,500	165,59	3'764,000	60,000	62.73
III	7'123,000	48,000	148.44	2'872,000	28,000	102.57
IV	7'055,000	48,000	146.98	1'929,000	20,000	96.45
TOTAL	29'474,000	183,500		14'584,000	204,000	
COSTO/TN			160.62			71.49

CUADRO N° 20

ANALISES GRANULOMETRICO Y GRAVIMETRICO DE LA ALIMENTACION DE PULPA

GRANULOMETRICO

ALIMENTACION		ENSAYES		
MALLA	% EN PESO	% Fe	% INSOLUBLE	%
+ 65	1.4	6.0	76.9	4.5
+ 100	2.1	8.8	70.9	5.4
+ 150	4.0	14.0	58.4	9.7
+ 200	9.3	27.1	32.2	27.0
+ 270	12.8	36.5	15.0	35.0
+ 325	10.2	37.1	13.2	36.9
+ 400	2.9	37.1	13.4	36.3
- 400	57.3	33.7	13.4	31.9
PROMEDIO	-	32.2	21.6	30.7
TOTAL	100.00			

GRAVIMETRICO

- 1.- FLUJO DE LA PULPA = 1352 GALONES/MM
- 2.- GRAVEDAD ESPECIFICA DE LA PULPA = 3.90 g/s/cm³
- 3.- DENSIDAD DE LA PULPA = 1372 g/s/litros
- 4.- PORCENTAJE DE SOLIDOS = 37.25 %

CUADRO N° 21

PERFORMANCE DE LOS CICLONES

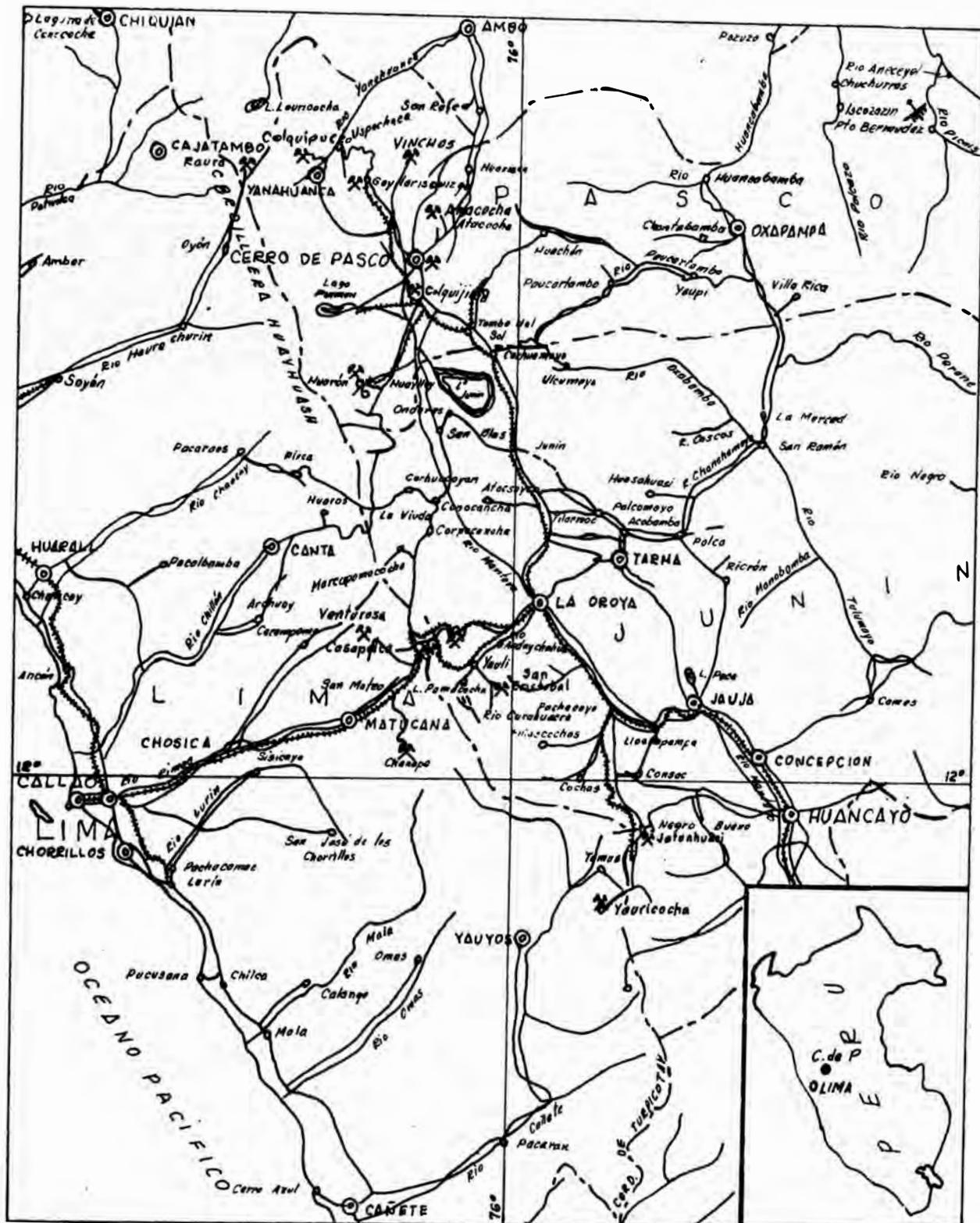
<i>ANALISIS</i>	<i>ALIMENTACION</i>	<i>DESCARGA</i>	<i>REBOSE</i>
<i>1.-PORCENTAJE PESO</i>	<i>100.00</i>	<i>41.4</i>	<i>58.6</i>
<i>2.-TONELADAS/DIA</i>	<i>4,082.4</i>	<i>1,690.0</i>	<i>2,392.3</i>
<i>3.-DENSIDAD GRAMOS/Lt.</i>	<i>1,263.0</i>	<i>2,100.0</i>	<i>1,175.0</i>
<i>4.-FLUJO GALONES/Min.</i>	<i>1,893.4</i>	<i>217.4</i>	<i>1,676.3</i>

CUADRO N° 22

ANALISIS GRANULOMETRICO

MALLA TYLER	TAMANO EN MICRONES	ALIMENTACION		DESCARGA		REBOSE	
		% PESO	% ACUMULAT.	% PESO	% ACUMULAT. %.	% PESO	% ACUMULAT. %.
+ 65	210	0.4	0.4	0.8	0.8	-	-
+ 100	149	1.3	1.7	3.1	3.9	-	-
+ 150	105	3.3	5.0	8.2	12.1	0.3	0.3
+ 200	74	6.6	11.6	14.9	27.0	1.1	1.4
+ 270	53	9.4	21.0	18.8	45.8	2.7	4.1
+ 400	37	13.9	34.9	25.3	71.1	6.6	10.7
- 400	-	65.1	100.00	28.9	100.0	89.3	100.0
TOTAL		100.00		100.0		100.0	

CUADRO N° 23

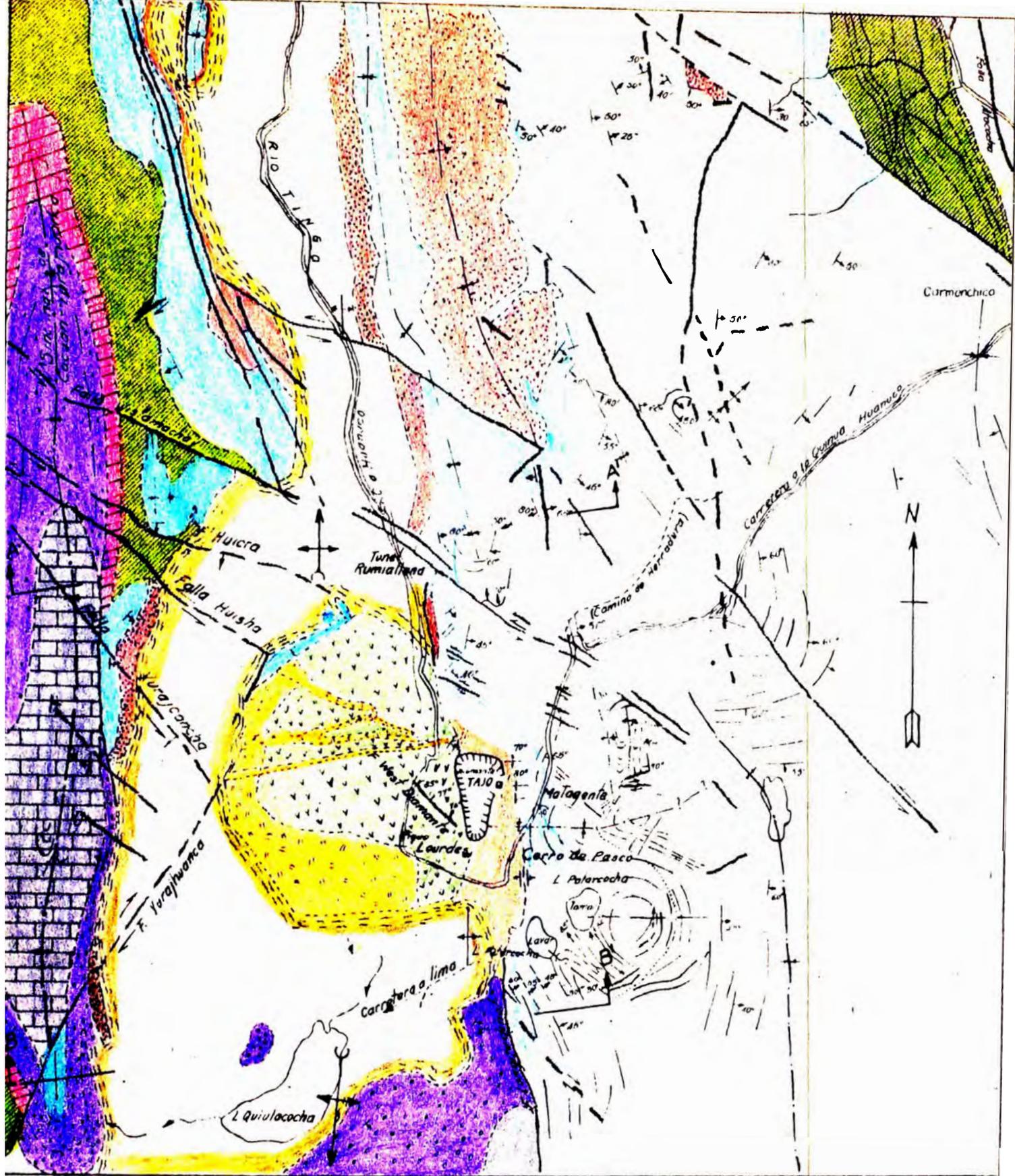


ESCALA: 1:1780,000

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 YACIMIENTOS MINERALES OPERADOS POR LA CERRO DE PASCO CORPORATION

Orestes A Espinoza N
 MAPA DE UBICACION
 DISTRITO DE CERRO DE PASCO
 Octubre de 1973

PLANO N° 1



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA
 GEOLOGIA MINERA Y METALURGIA.

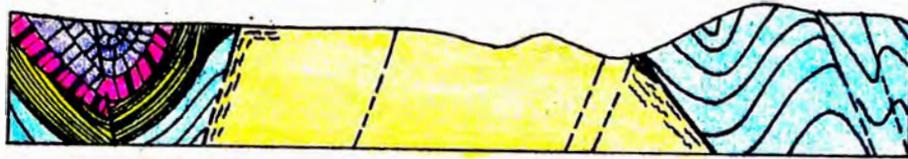
(Ver leyenda en la hoja de
 Sección adjunta)

PLANO GEOLOGICO DE LA ZONA DE CERRO DE PASCO

609.6 0 609.6
 Escala en metros

Octubre de 1973

Orestes A. Espinaza N.



SECCION A-A'

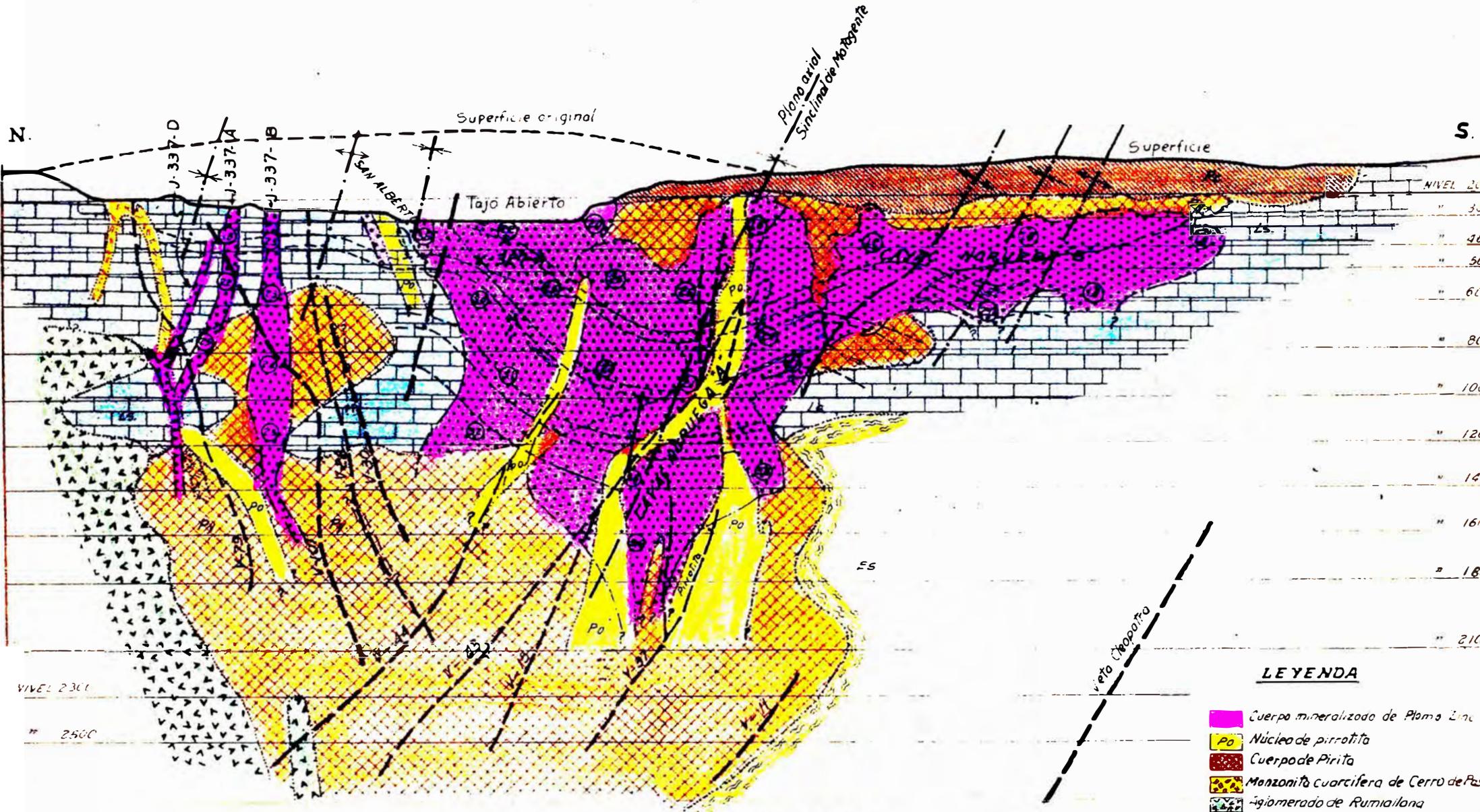


SECCION B-B'



LEYENDA

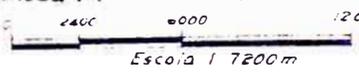
- Grupo Excelsior
- Grupo Mitu
- Grupo Pucará
- Grupo Goy Harisquisga
- Conglomerado Shuco
- Caliza Cálera
- Miembro inferior
- Pórfido Monzonítico Cuarcífero Cerro
- Aglomerado Rumiallana
- Contacto geológico
- Rumbo de estratificación con buzamiento
- Anticlinal
- Sinclinal
- Inclinación de Pliegue
- Falla de dirección del movimiento
- Pacos
- Traza de veta mostrando buzamiento



NIVEL 2300
" 2500

NIVEL 2000
" 3200
" 4000
" 5000
" 6000
" 8000
" 10000
" 12000
" 14000
" 16000
" 18000
" 21000

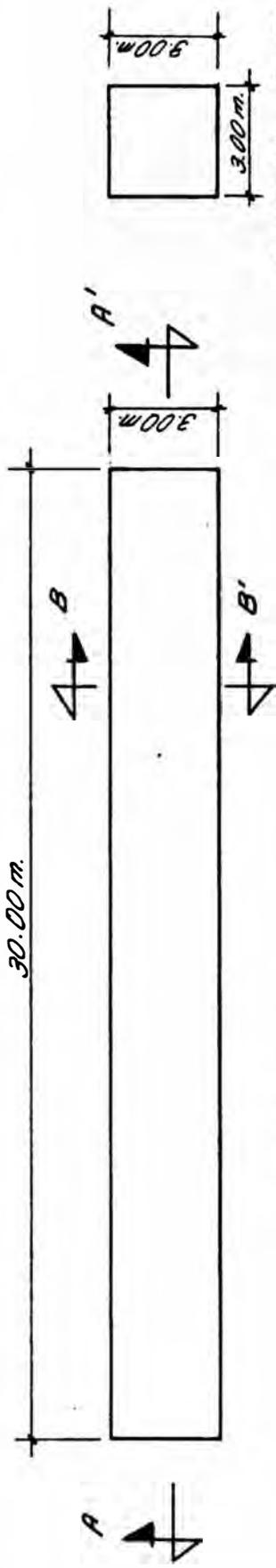
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA
 PROYECCION LONGITUDINAL VERTICAL DE LOS CUERPOS MINERALIZADOS DE PLOMO-ZINC DE LA MINA CERRO DE PASCO.
 TOMADO DE YACIMIENTOS MINERALES OPERADOS POR LA CERRO DE PASCO CORPORATION - 1º CONGRESO LATINOAMERICANO
 DE GEOLOGIA -
 Orestes A. Espinoza N. Octubre de 1973



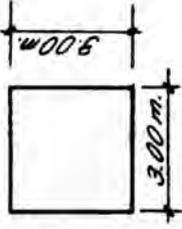
LEYENDA

- Cuerpo mineralizado de Plomo Zinc
- Núcleo de pirrotita
- Cuerpo de Pirita
- Manzonita cuarcifera de Cerro de Pasco
- Aglomerado de Rumillana
- Caliza Pucará
- Series Excelsior
- Pacos
- Vetas y cuerpos de Cobre
- Sedimento no reemplazado
- Sinclinal
- Anticlinal
- Cusiente metálico Zn/Pb

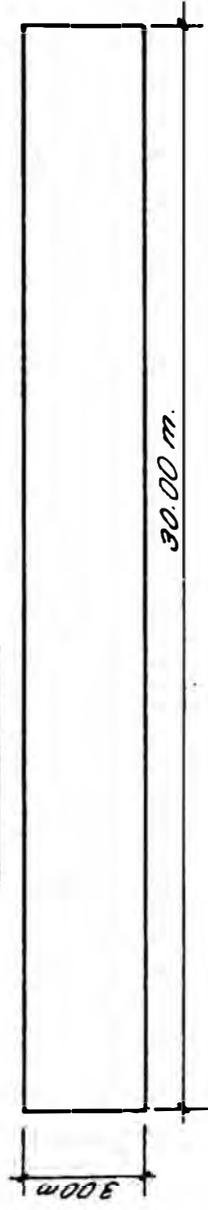
PLANO Nº 1



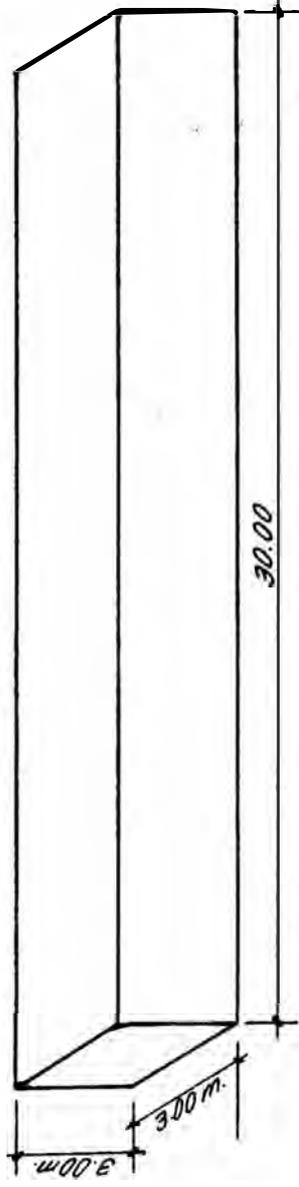
SECCION - B-B'



PLANO

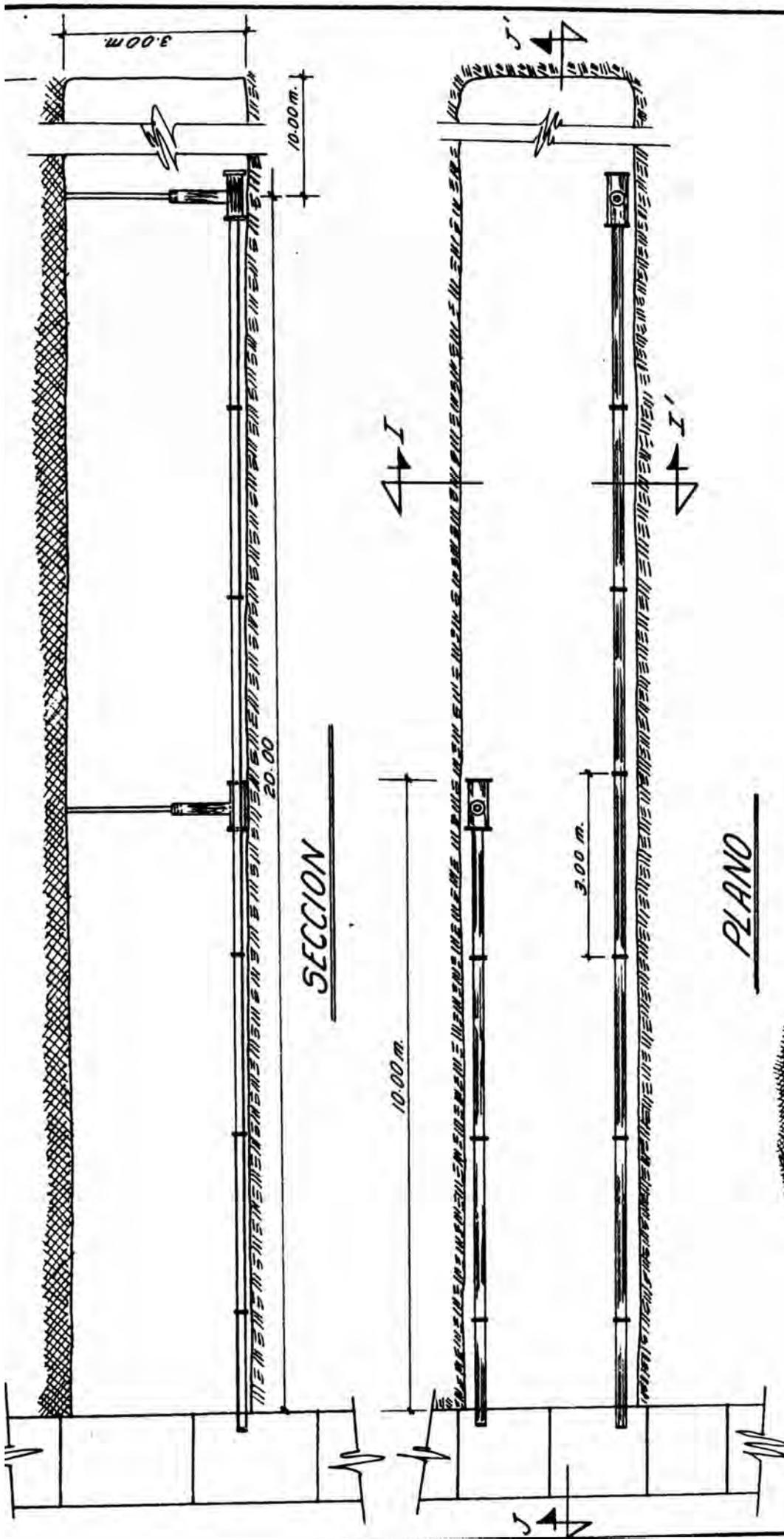


SECCION - A-A'

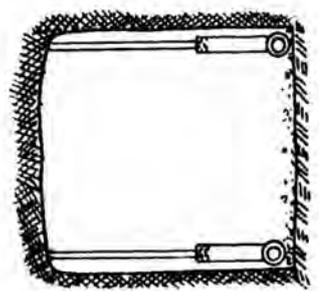


PERSPECTIVA

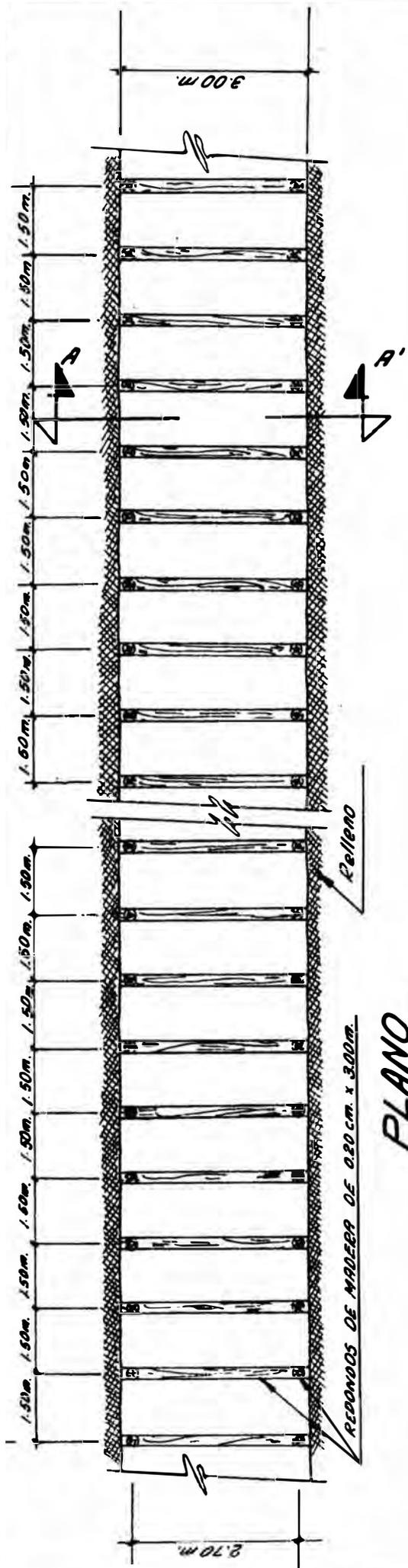
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PARAMETROS DE LOS TAJEOS	
POP ORESTES A ESPINOSA N.	ESCALA: 1-200m.
OCTUBRE 1973	PLANO N° 5



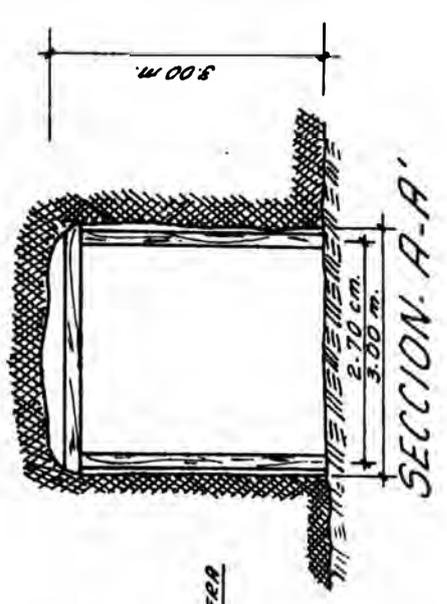
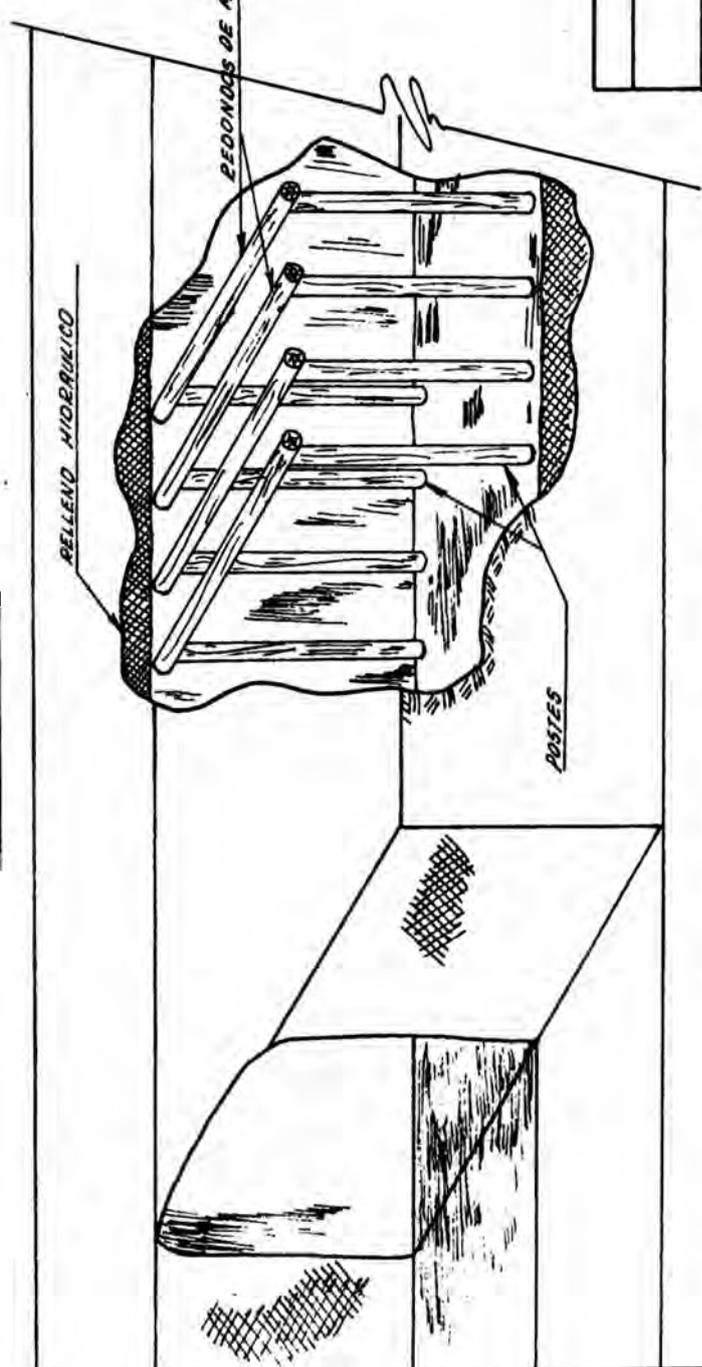
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
INSTALACIONES DE TUBERIAS EN	
LOS TAJEDOS PARA RELLENO HDRLC.	
POP. OBRES TES A. ESPINOSA	ESCALA
ENERO - 1974	PLANO N° 6



SECCION. I. I

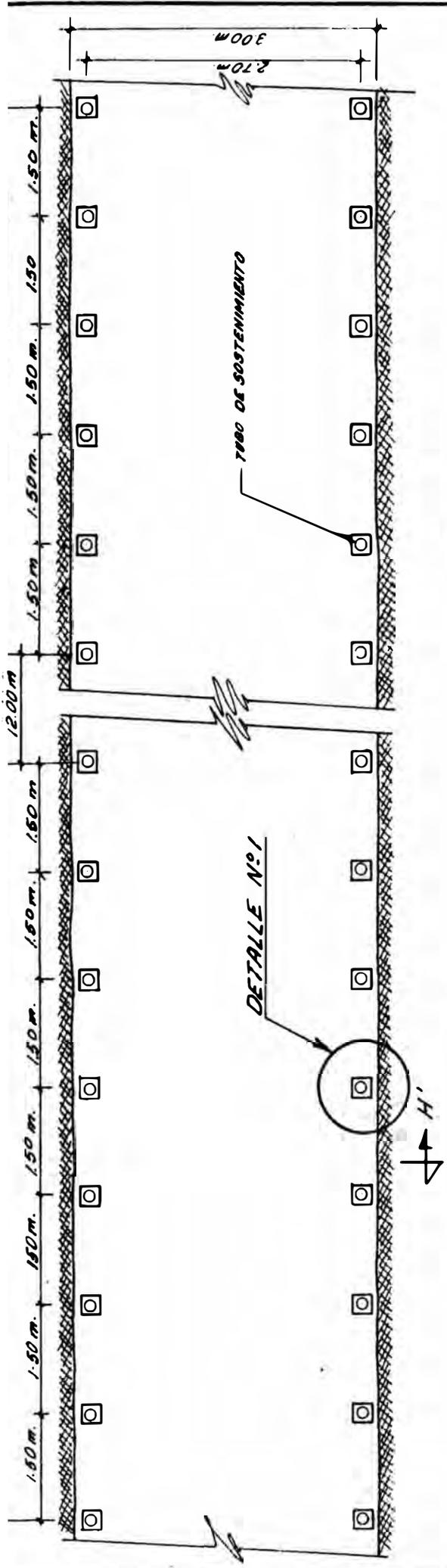


PLANO

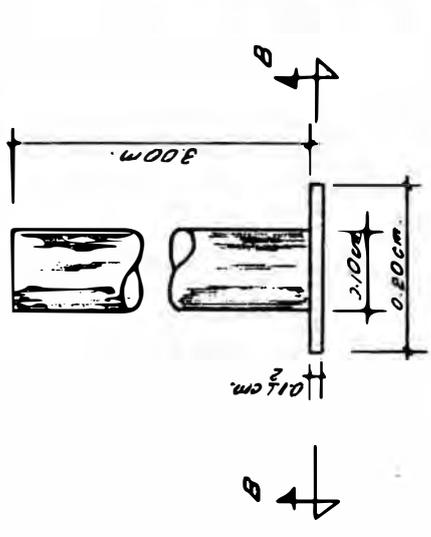


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGIA MINERA Y METALURGIA	
SOPORTE PROVISIONAL CON POSTES DE MADERA	
POR: ORESTES A. ESPINOZA N.	ESCALA: 1:100 m.
OCTUBRE 1973	PLANO Nº 7

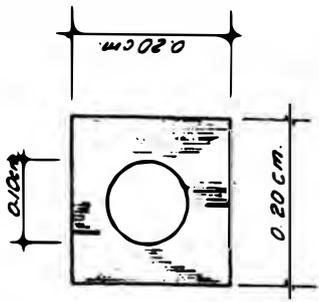
PERSPECTIVA DE LA UBICACION DE REDONDOS



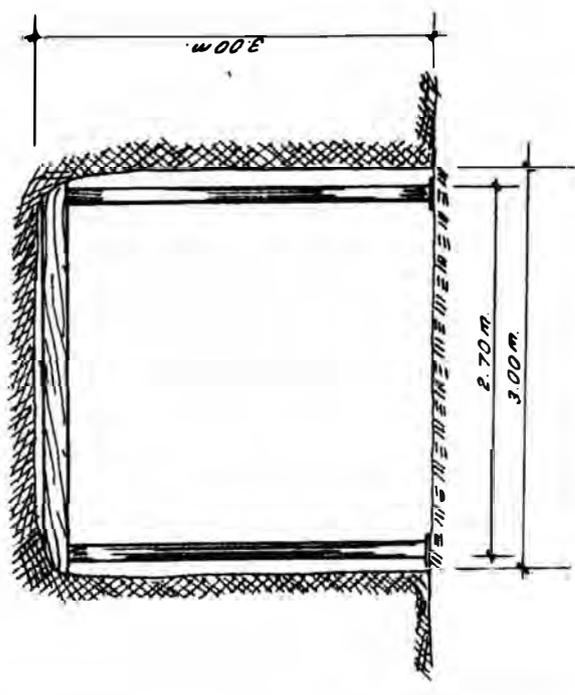
PLANO
ESCALA: 1:600 m.



DETALLE N°1 - POSTE DE FIERRO

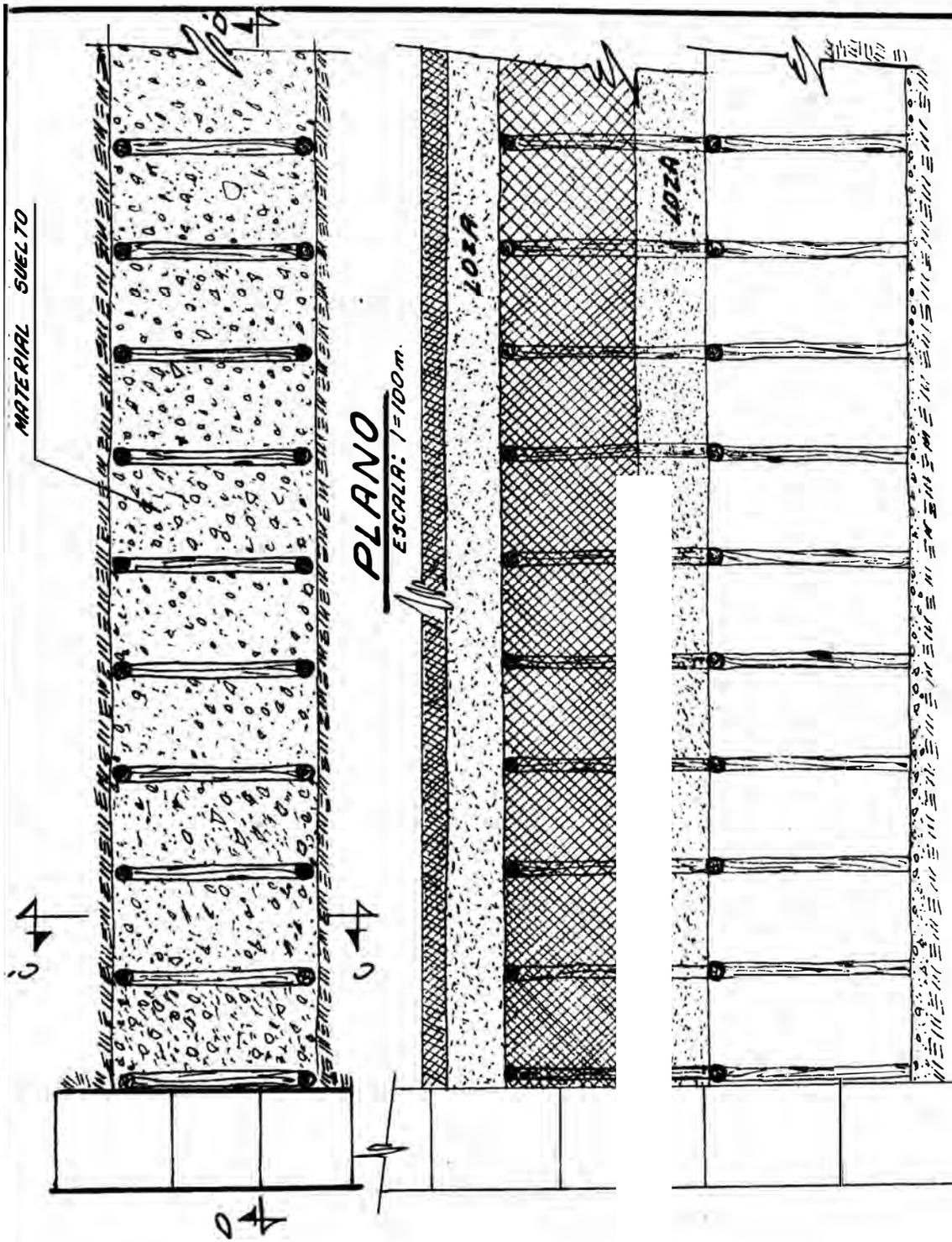
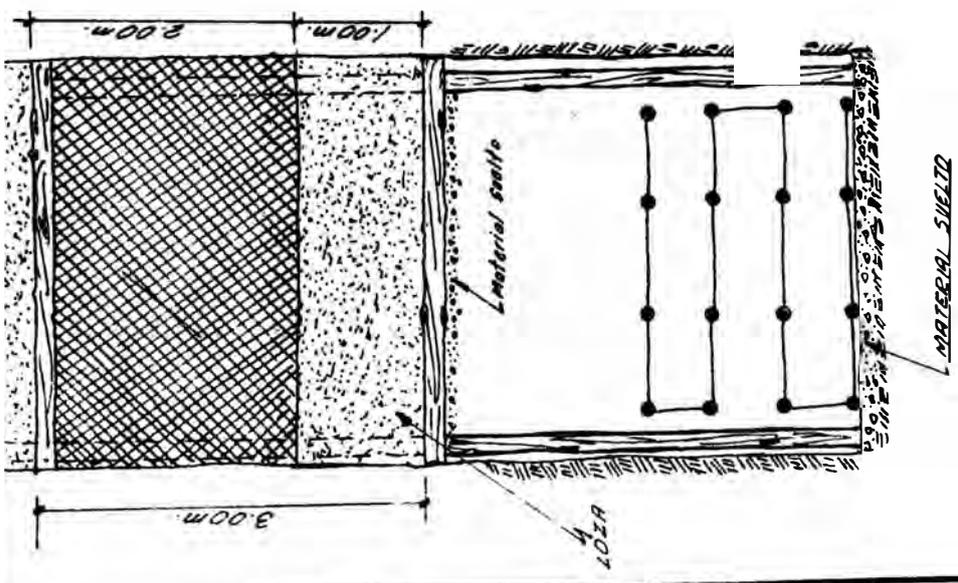


SECCION - B-B

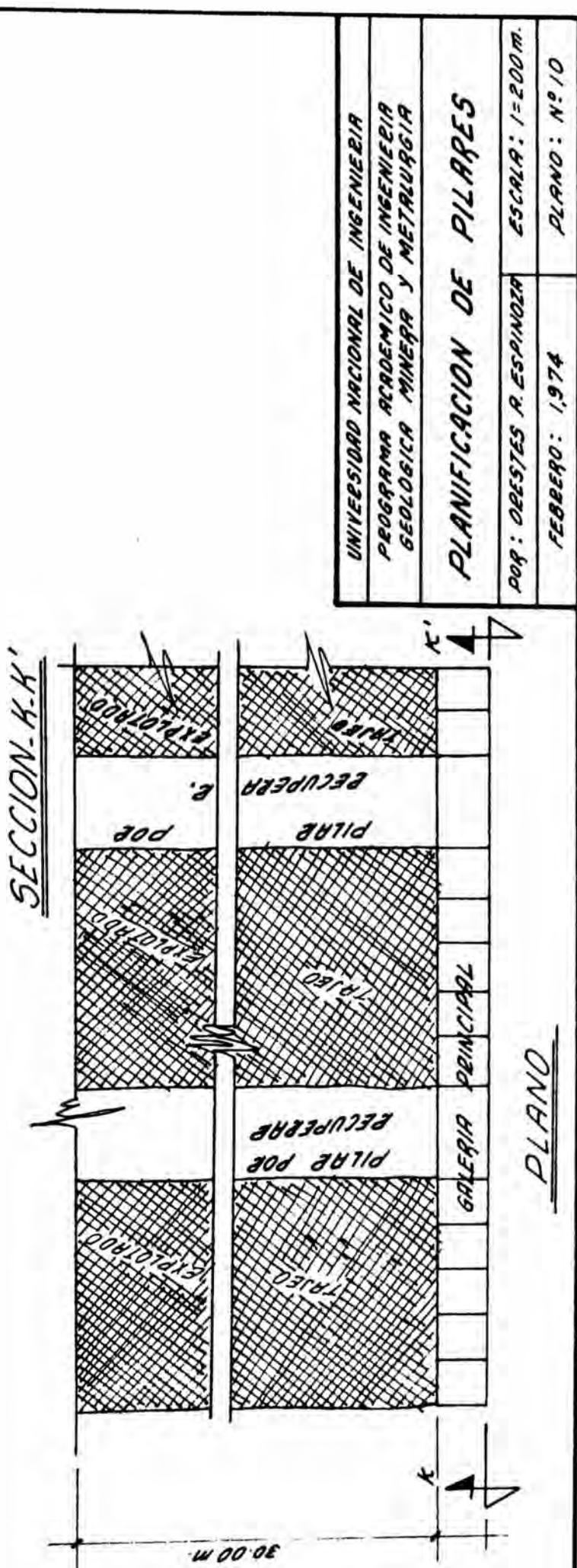
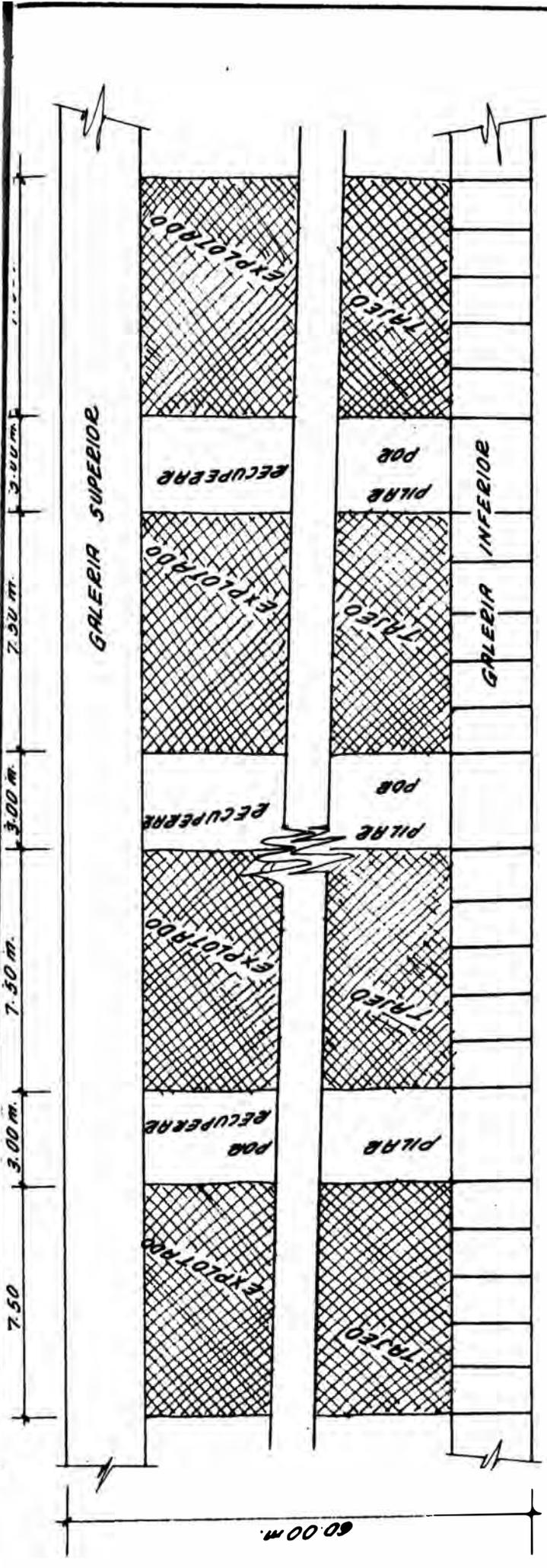


SECCION - H-H'
ESCALA: 1:600 m.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
SOSTENIMIENTO CON TUBOS	
PROF. DORANTES A. ESPINOZA N.	ESCALA: 1:600 m.
OCTUBRE 1979	PLANO N° 8

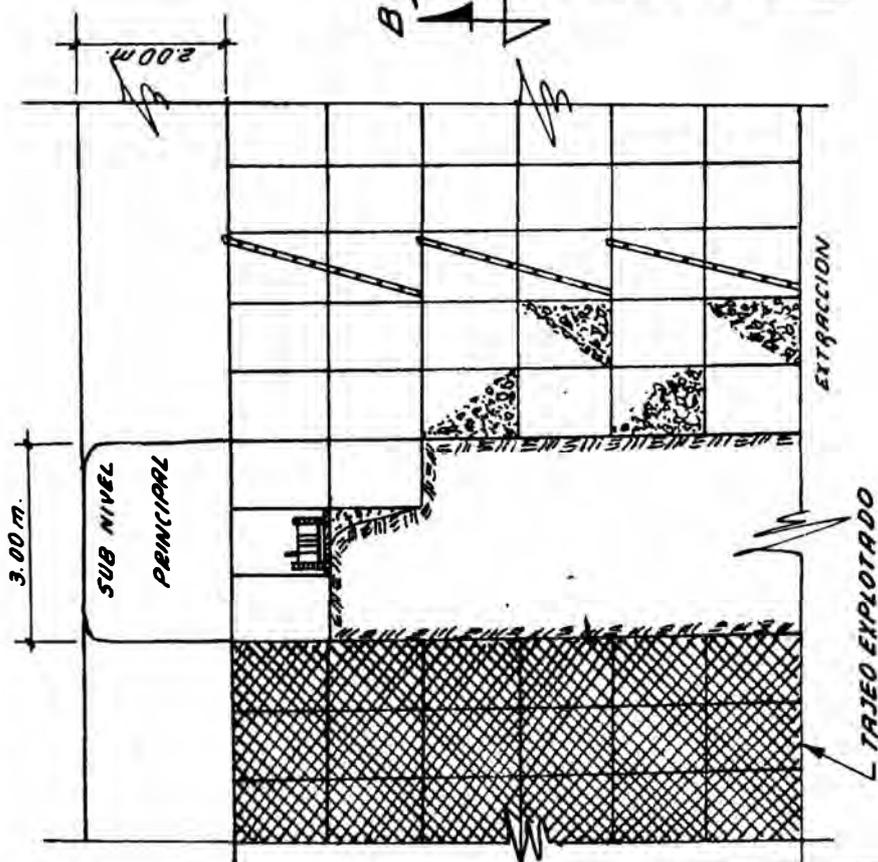


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
TRAZO DE PERFORACION EN UN TAJEO	
POR: ORFESTES A. ESPINOZA	ESCALA: VARIOS
ENERO - 1974	PLANO Nº 9

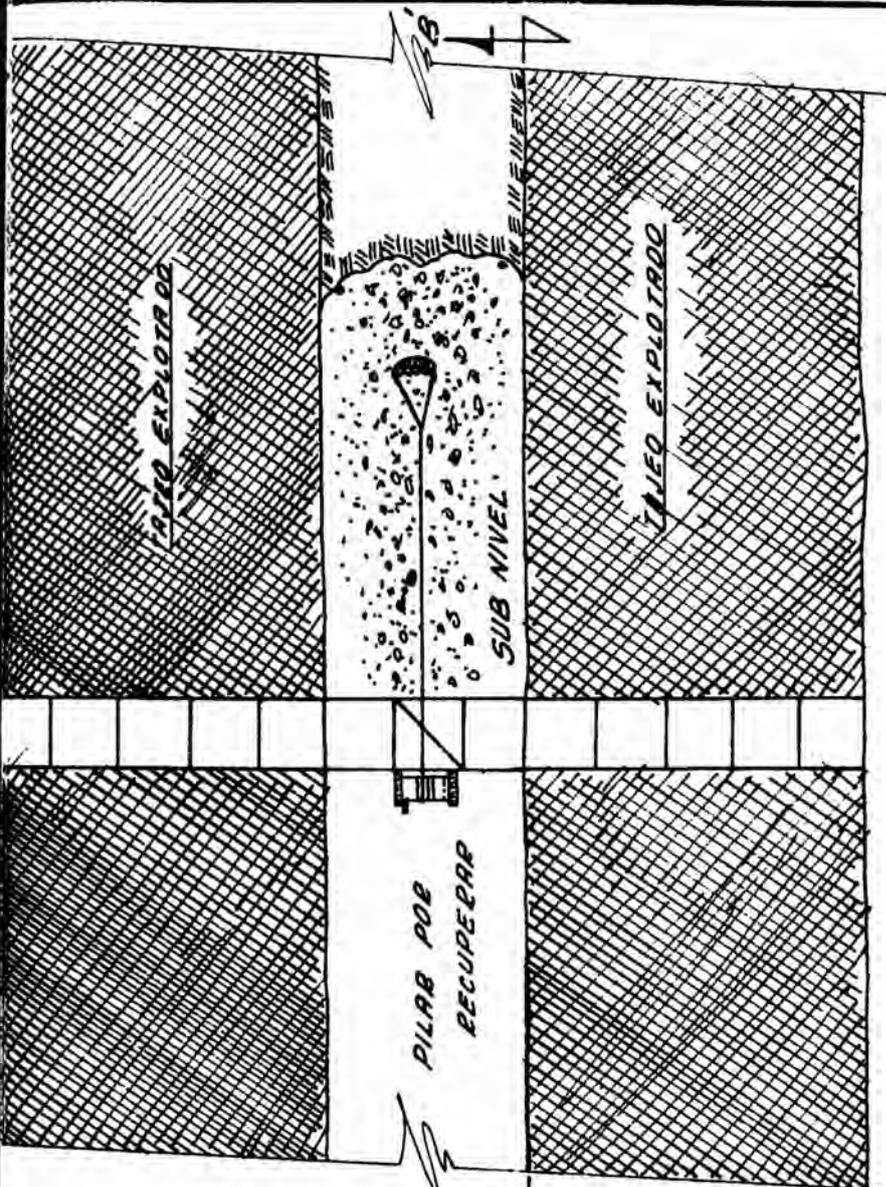


UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGIA MINERA Y METALURGIA	
PLANIFICACION DE PILARES	
POP: ORESTES R. ESPINOZA	ESCALA: 1=200M.
FEBRERO: 1974	PLANO: N° 10

PLANO

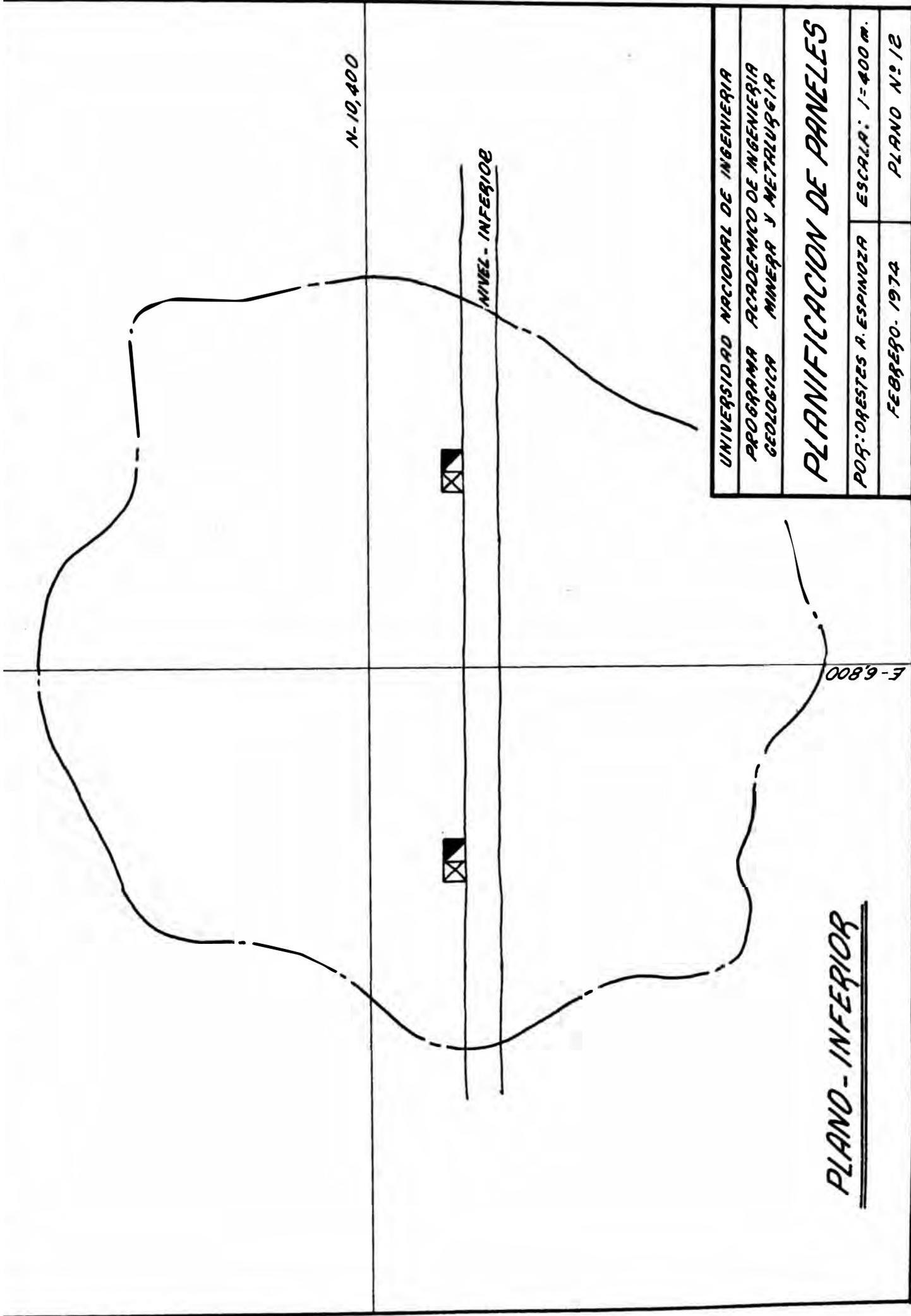


SECCION - B-B'



PLANO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PREPARACION PARA LA RECUPERACION DE UN PILAR	
POP: ORESTES A. ESPINOZA	ESCALA:
ENEBO - 1974	PLANO N° II



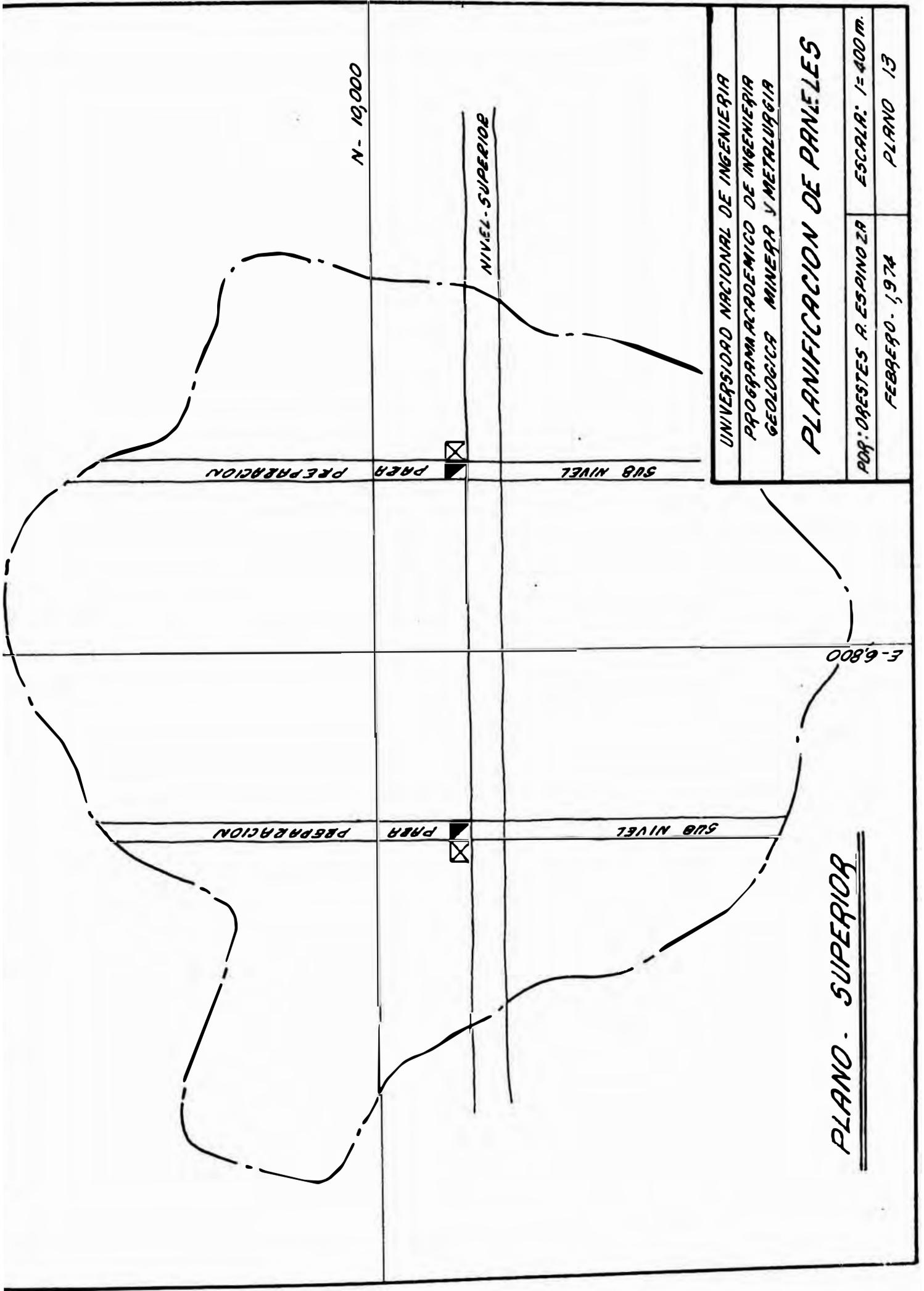
N. 10,400

NIVEL - INFERIOR

PLANO - INFERIOR

E-6800

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGICA	
PLANIFICACION DE PANELES	
POD: ORESTES A. ESPINOZA	ESCALA: 1=400 m.
FEBRERO. 1974	PLANO N° 12



N. 10,000

NIVEL SUPERIOR

PARA PREPARACION

SUB NIVEL

PARA PREPARACION

SUB NIVEL

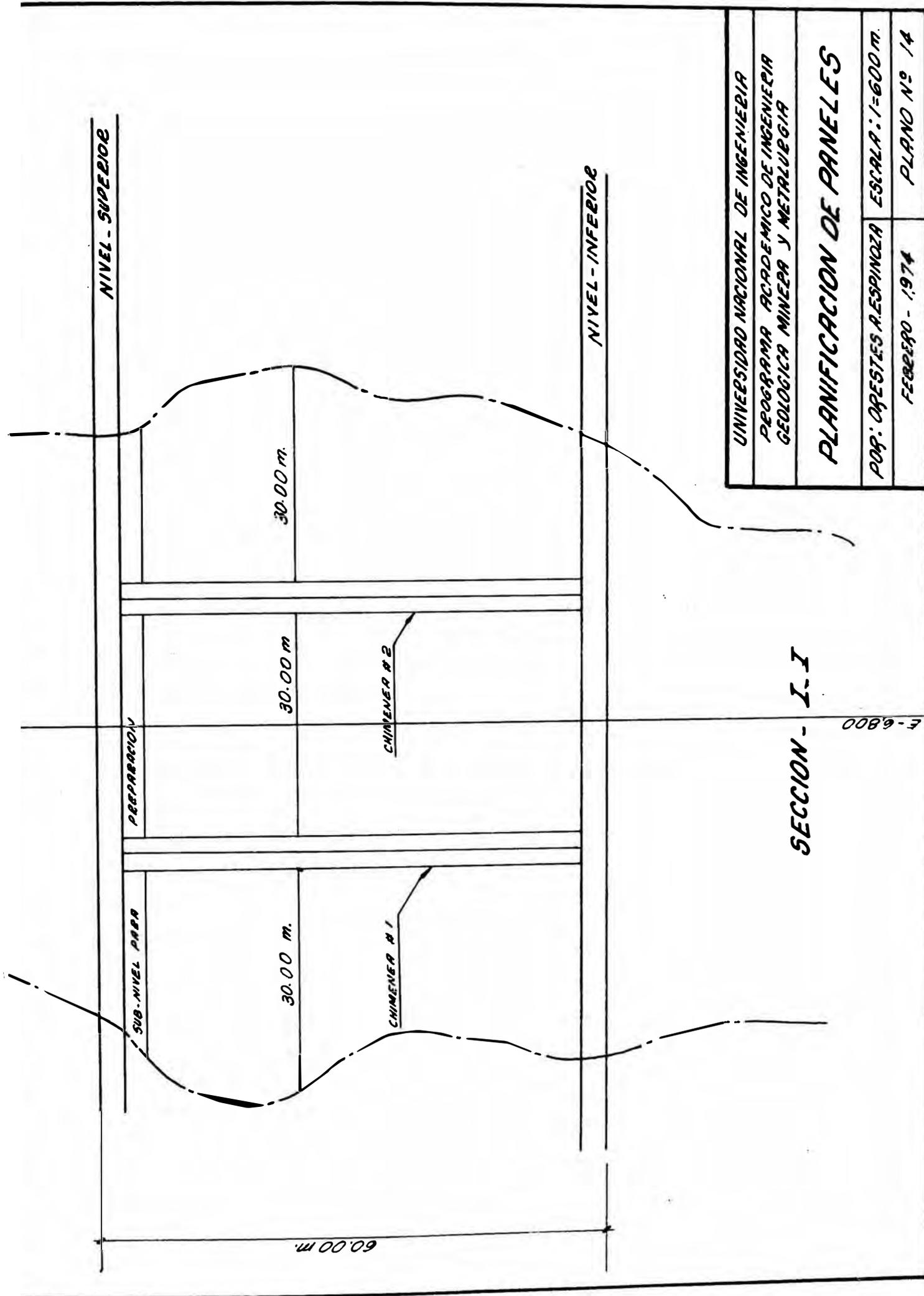
E-6800

PLANO SUPERIOR

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

PLANIFICACION DE PANELES

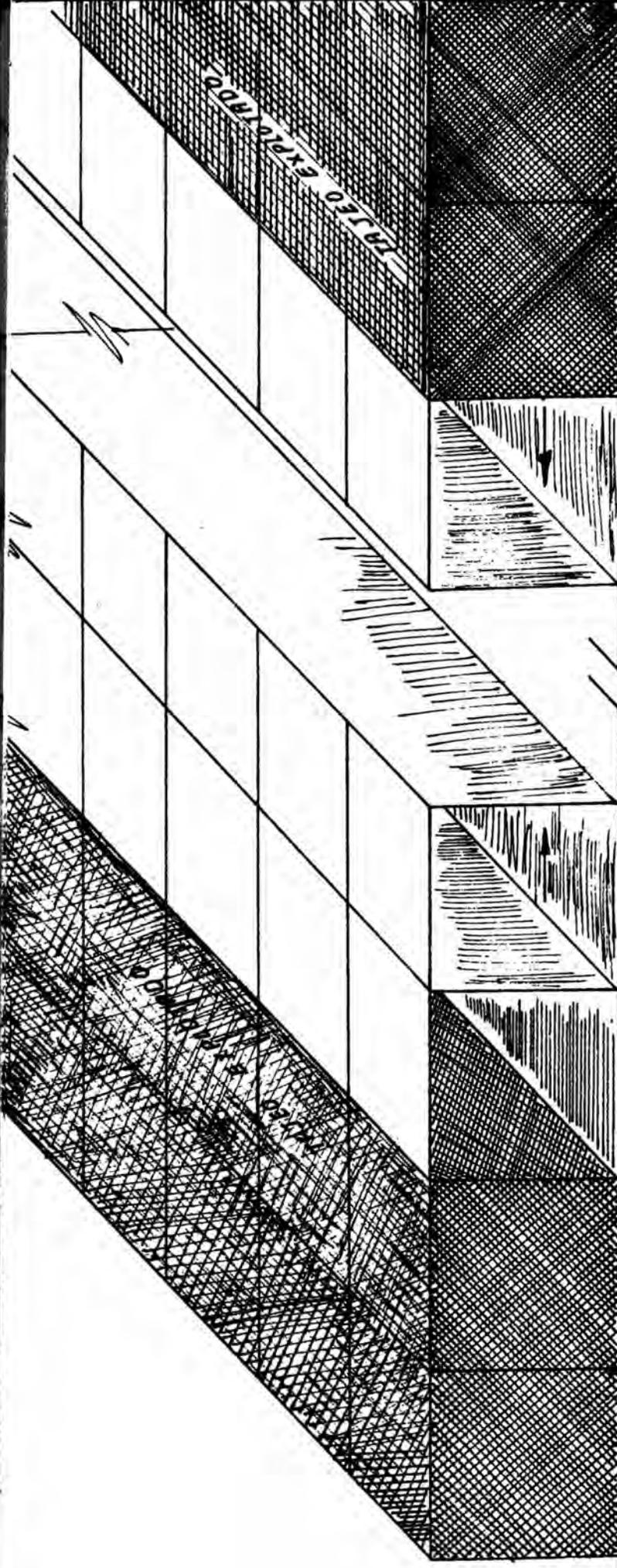
PROF: ORESTES A. ESPINOZA	ESCALA: 1 = 400 M.
FEBRERO, 1974	PLANO 13



SECCION - I-I

E-6800

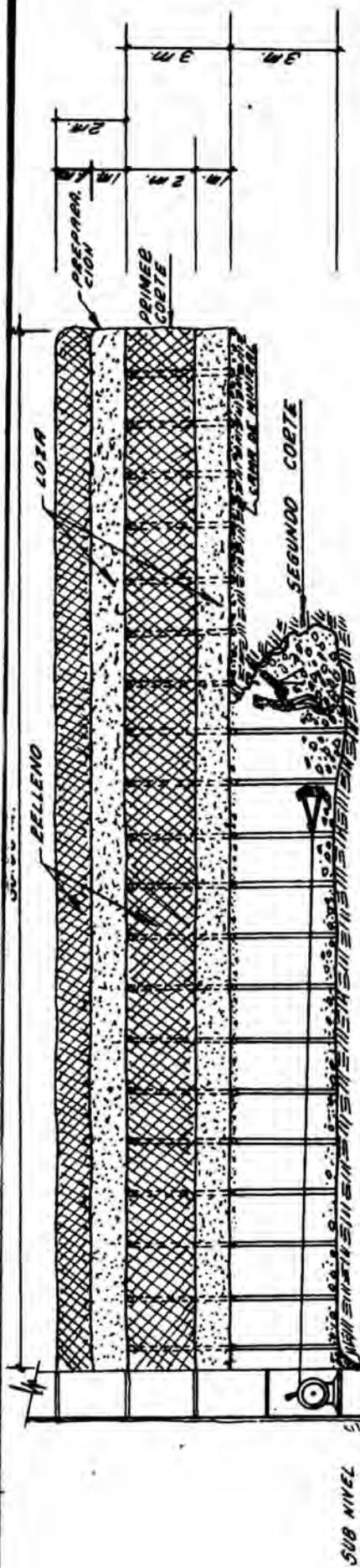
UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PLANIFICACION DE PANELES	
POP: ORESTES ESPINOZA	ESCALA: 1:600 m.
FEBRERO - 1974	PLANO N° 14



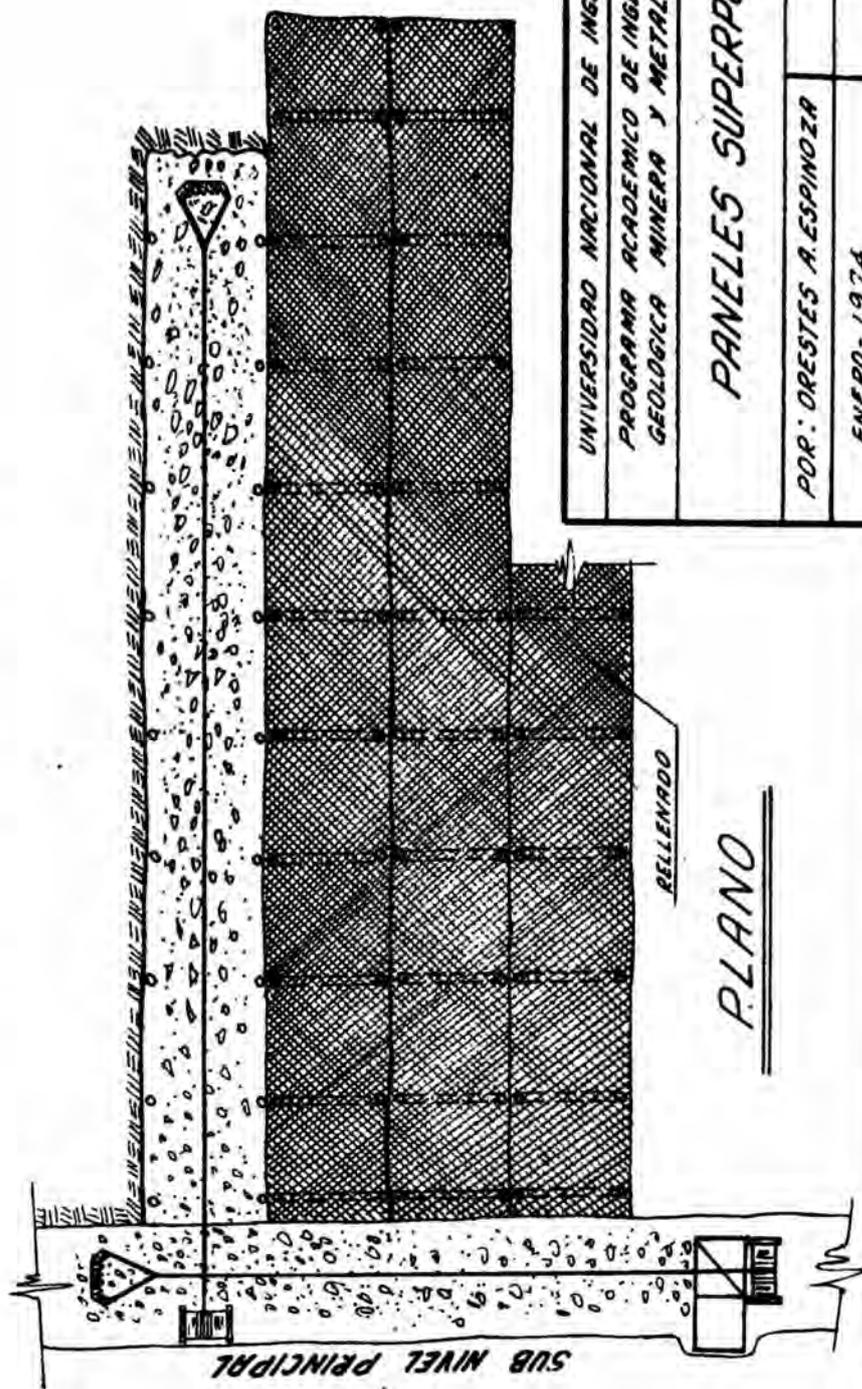
SUB NIVEL PRINCIPAL



UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PREPARACION DE PANELES CON SUB NIVELES AL DESQUINCHE	
POR: ORESTES A ESPINOZA	ESCALA: 1/100 M.
ENERO 1974	PLANO N° 15

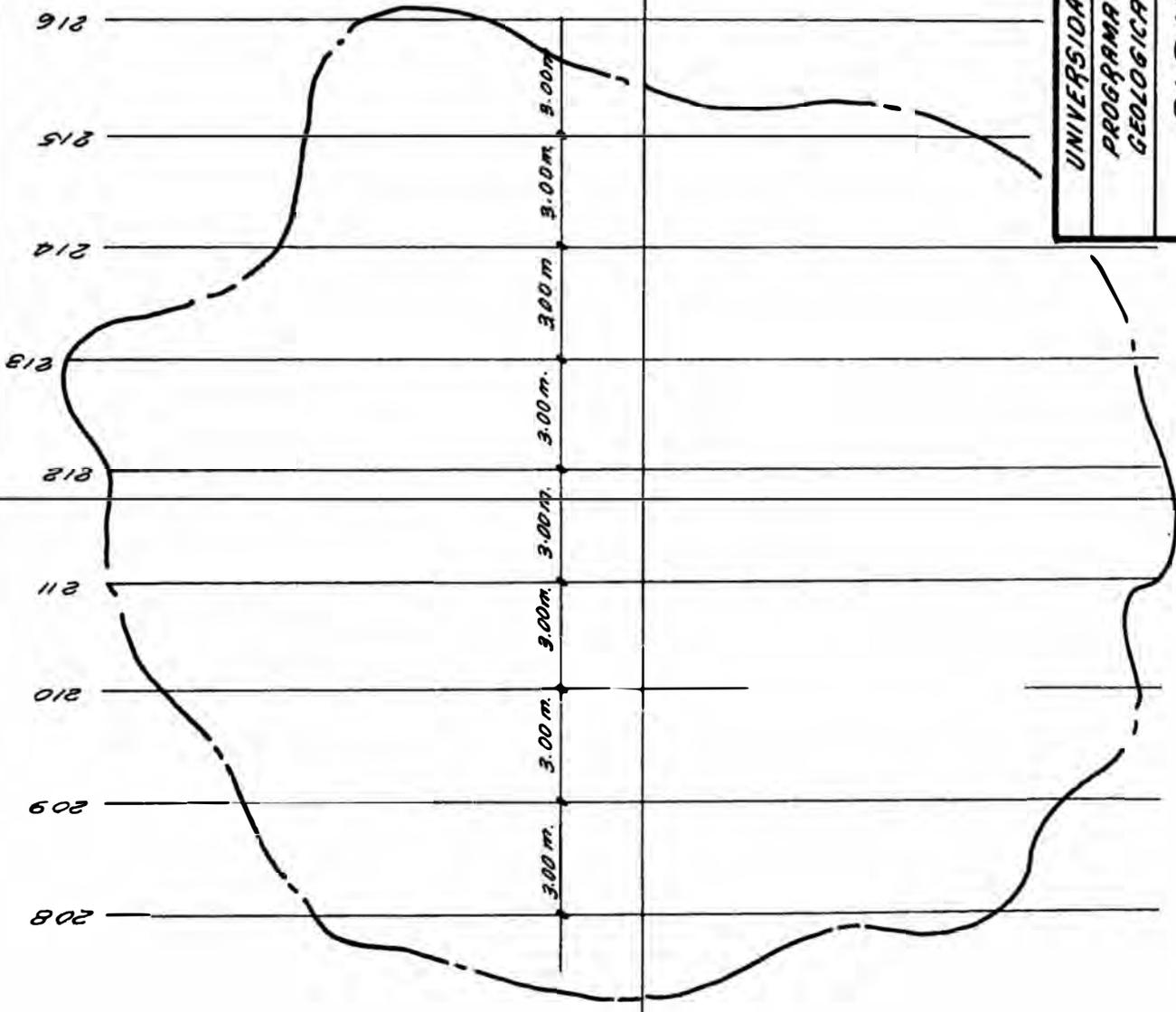


SECCION-G-G'



PLANO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PANELES SUPERPUESTOS	
POR: ORESTES A. ESPINOZA	ESCALA: 1:200
ENERO - 1974	PLANO Nº 16

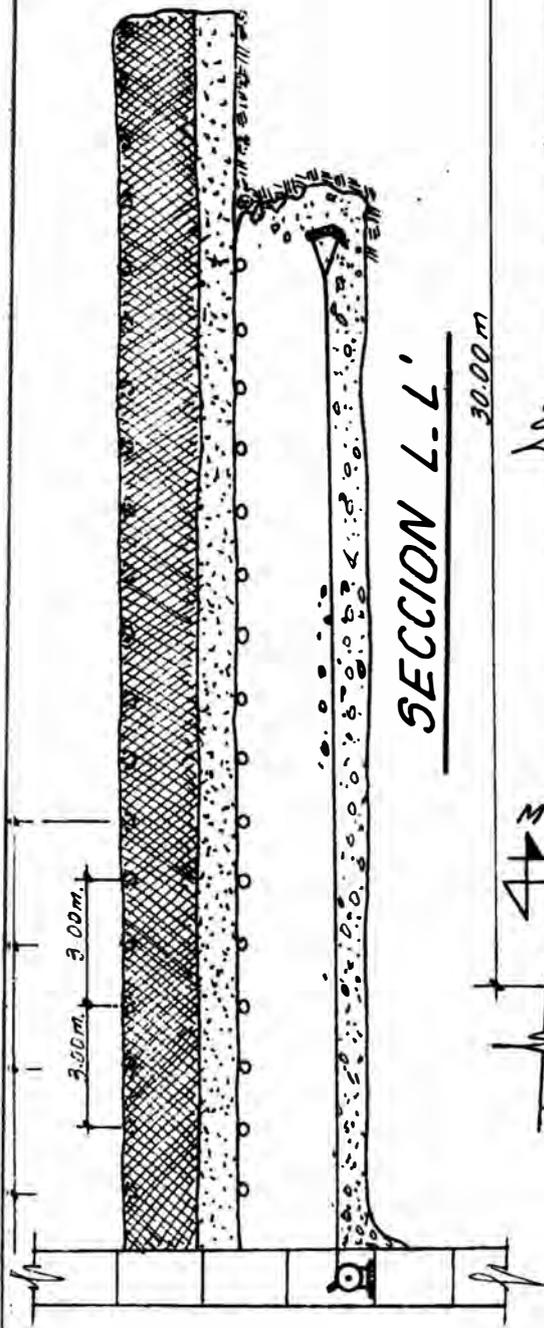


N. 10, 400

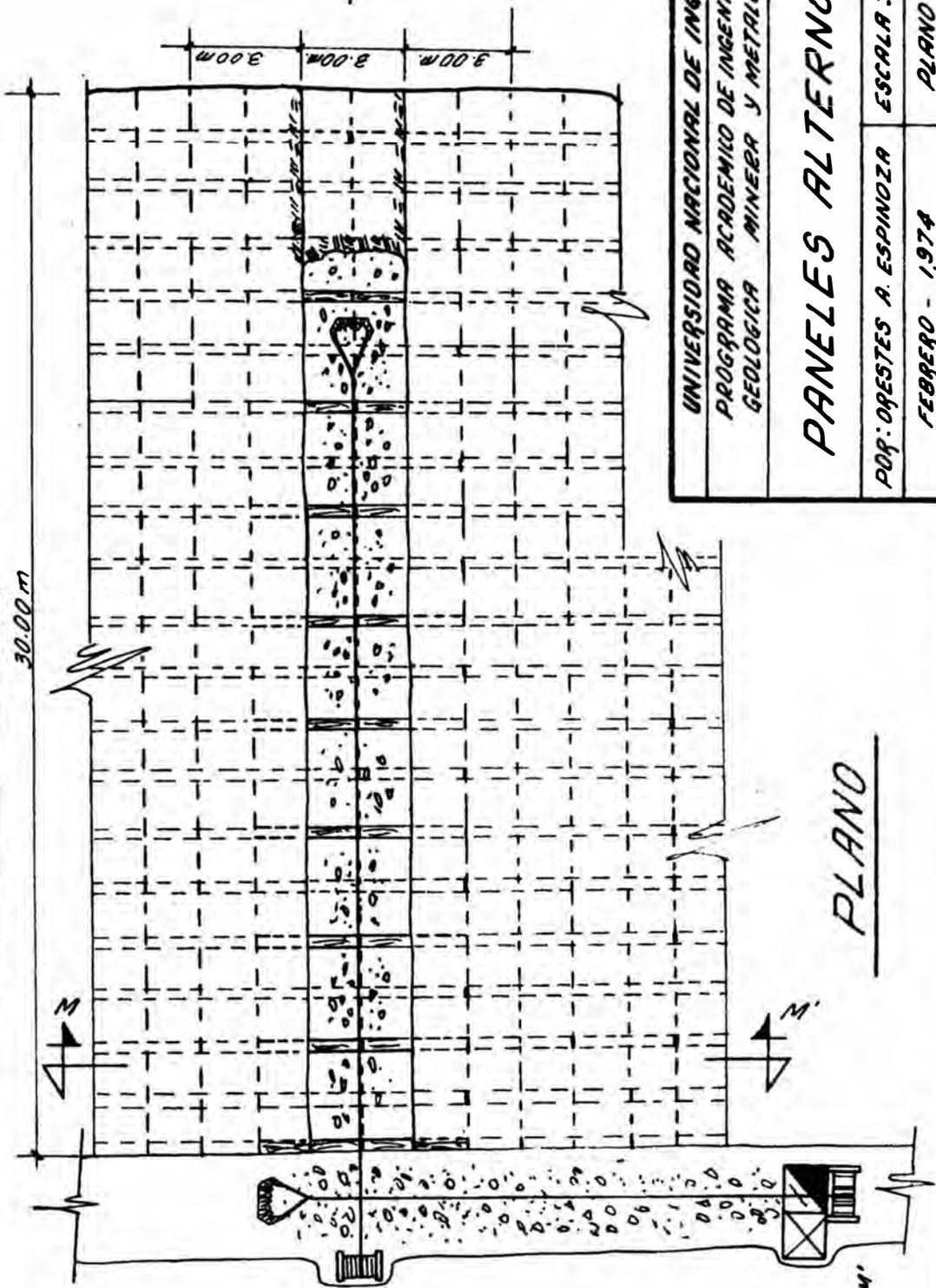
PLANO

E-6800

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PLANO DE EJES SUPERPUESTOS	
POP. ORESTES A. ESPINOZA	ESCALA: 1=200m.
FEBRERO 1974	PLANO N° 17



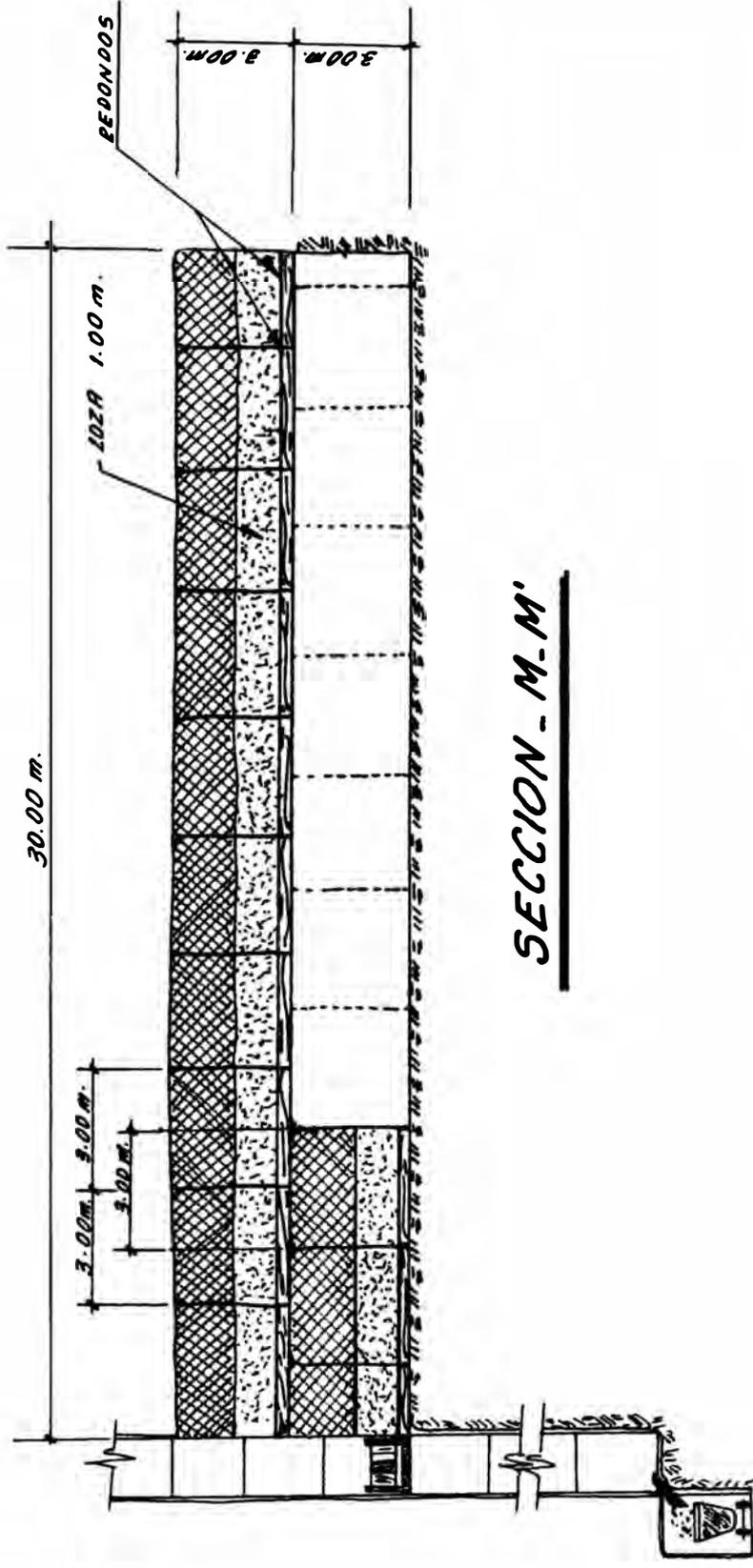
SECCION L-L'



PLANO

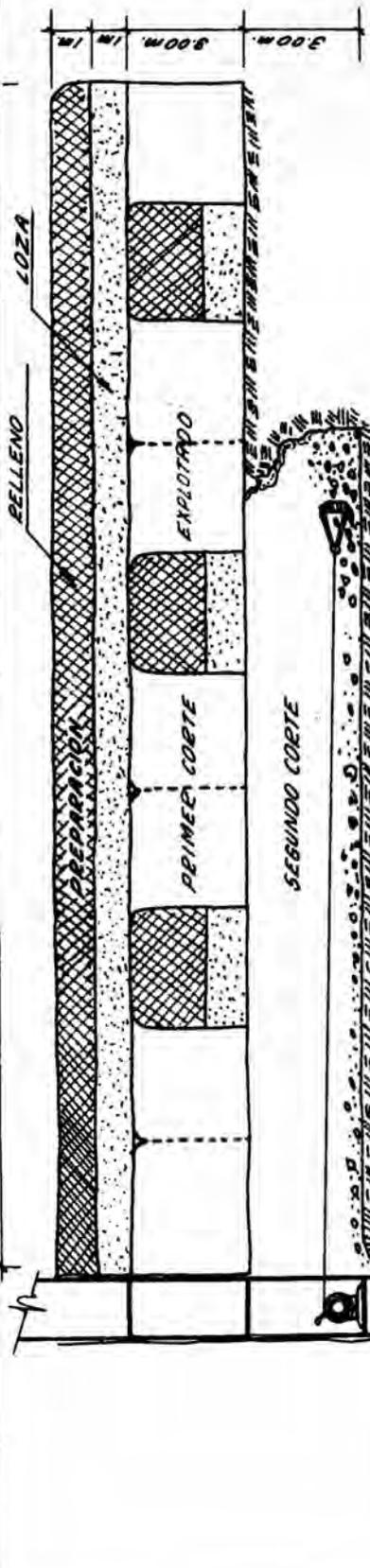
NOTA.- VER PLANO 18-A
PARA LA SECCION-M.M.

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PANELES ALTERNOS	
POP: ORESTES A. ESPINOZA	ESCALA: 1 = 200 m.
FEBRERO - 1974	PLANO Nº 18

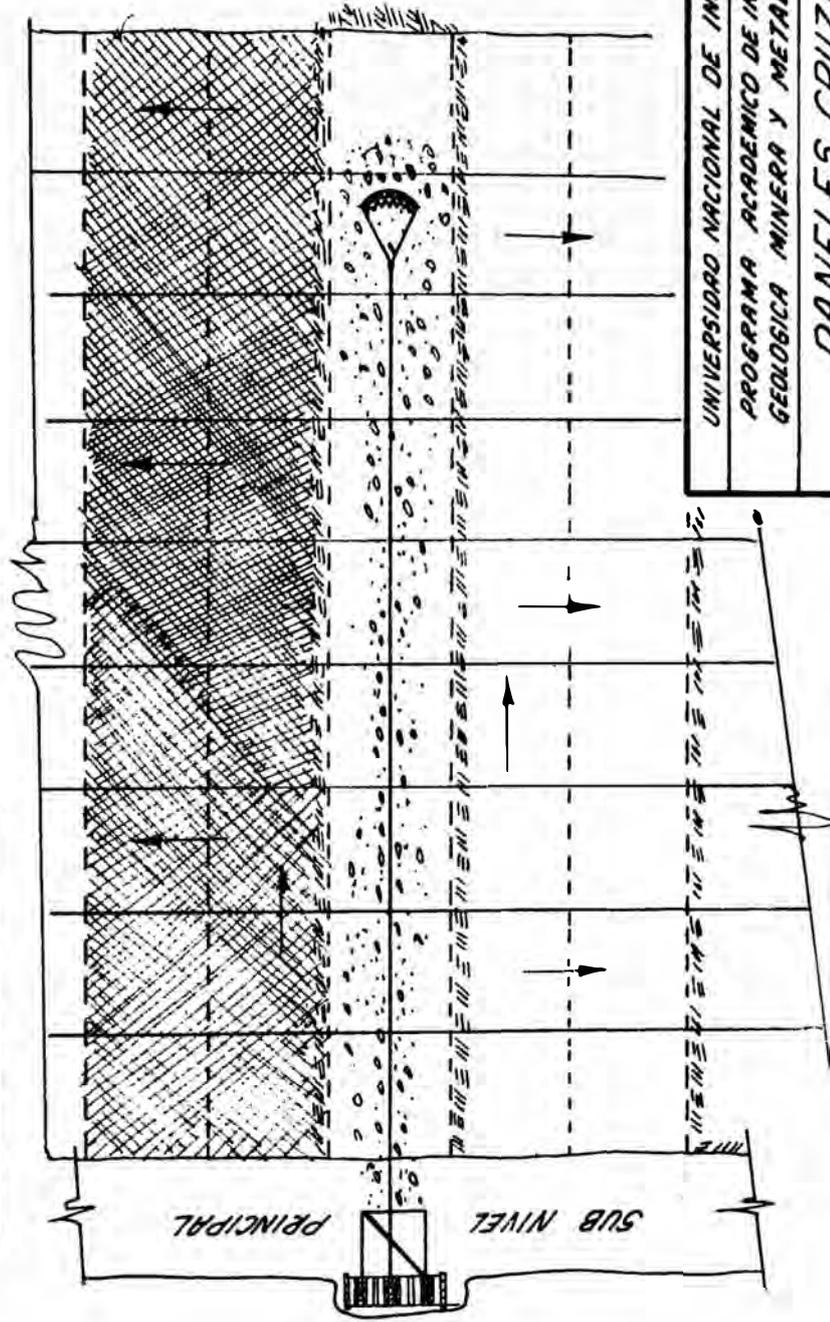


SECCION - M.M'

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADÉMICO DE INGENIERIA GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PANELES ALTERNOS	
POA: ORBESTES R. ESPINOZA	ESCALA: 1=200M.
FEBRERO 1974	PLANO N° 18A



SECCION F.F'



PLANO

UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERIA	
PROGRAMA ACADEMICO DE INGENIERIA	
GEOLOGICA MINERA Y METALURGIA	
PANELES CRUZADOS (MICHÍ)	
POR: ORESTES A. ESPINOZA	ESCALA: 1/200 M.
ENERO - 1974	PLANO Nº 20

BIBLIOGRAFIA

- Stoces, B. Llección y Crítica de los Método de Explotación
- Vidal, V. Explotación de Minas
- Peele, R. Mining Engineering Handbook
- Fritzsche, C. The Transportation of Solids in Steel Pipelines
- Karl Terzachi
y Ralph B. Peck. Mecánica de Suelos en la Ingeniería Práctica
- American Institute
of Steel Construction : Manual of Steel Construction
- American Institute
of Timber Construction: Manuel of Timber Construction
- Tschebotarioff : Soil Mechanics, Foundations and Earth
Structures
- Jorge Bueno Postes de madera para líneas aéreas de conducción
de energía. Universidad Nacional Agraria
- A. Aróstegui Descripción de Propiedades Físico-Mecánicas y
Usos de 16 maderas del Perú, del Instituto de
Investigaciones Forestales de la Universidad
Nacional Agraria.